

**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 технологію спорудження комплексу підготовчих
виробок пл. ζ_2^H в заданих гірничо-геологічних та
гірничотехнічних умовах**

Виконав: студент групи Гір-18зс Грузіна К.Ю.

.....
(підпис)

Керівник: Мохонько В.І.

.....
(підпис)

Завідувач кафедри: Антощенко М.І.

.....
(підпис)

Рецензент:

.....
(підпис)

Сєверодонецьк 2021

СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

“ ___ ” _____ 2021 року

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

Грузиній Катерині Юрїївні

1. Тема роботи: Розробити технологію спорудження комплексу підготовчих виробок пл. ℓ_2^H в заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах
Керівник роботи: Мохонько Вікторія Іванівна, к.т.н., доц.
затверджені наказом закладу вищої освіти від 06.05.21 р. № 88/15.29
2. Строк подання студентом роботи: 10.06.21 р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
 1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
 2. Генеральний план поверхні.
 3. Технологія спорудження виробки 1 варіант.
 4. Технологія спорудження виробки 2 варіант.

6. Консультанти розділів проекту

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

7. Дата видачі завдання 07.05.21

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

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

Студент

Грузіна К.Ю.

Керівник проекту

Мохонько В.І.

Реферат

Даний проект складається з пояснювальної записки, графічної частини.

Пояснювальна записка складається з друкованого тексту об'ємом 69 сторінок, містить 18 таблиць, 9 рисунків. Лист формату А-4.

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

Об'єктом проектування є комплекс підготовчих виробок пл. ℓ_2^H на вугільній шахті з заданими гірничо-геологічними та гірничотехнічними умовами.

Мета складання проекту: розробка проекту спорудження комплексу підготовчих виробок пл. ℓ_2^H .

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 40 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	10
2 Технологічна частина	12
2.1 Основні дані по експлуатації шахти	12
2.1.1 Режим роботи і продуктивність	12
2.1.2 Головні стволи шахти та підйом	18
2.1.3 Основні гірничі виробки	19
2.1.4 Підйом і транспорт	20
2.1.5 Водовідлив	21
2.1.6 Вентиляція	22
2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні	26
2.3 Охорона праці	29
3 Основна частина	34
3.1 Умови спорудження	34
3.2 Вибір способу і технологічної схеми спорудження східної конвеєрної магістралі (головного польового штреку) пл. l_2^H	35
3.3 Вибір форми та розмірів поперечного перерізу східної конвеєрної магістралі пл. l_2^H	36
3.3 Вибір форми та розмірів поперечного перерізу східної конвеєрної магістралі пл. l_2^H	36
3.4 Паспорт стійкості породного контуру виробки	39
3.5 Розробка паспорта БПР	45
3.6 Розрахунок провітрювання тупикової виробки і вибір засобів вентиляції	46
3.7 Водо- і енергопостачання вибою виробки	49
3.8 Опис технології спорудження виробки	51
3.9 Організація гірничопрохідницьких робіт	54
3.10 Паспорт проведення та кріплення східного конвеєрного ухилу пл. l_2^H	57
Висновки	67
Список використаної літератури	68

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект содержит страниц 69, таблиц 18, рисунков 9, и содержит основные данные по эксплуатации шахты, вопросы технологии сооружения подготовительных горных выработок.

Приведены новые технические решения, рекомендуемые к использованию.

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

АНОТАЦІЯ

Дипломний проект містить сторінок 69 таблиць 18, рисунків 9, і містить основні відомості з експлуатації шахти, питання технології спорудження підготовчих гірничих виробок.

Приведені нові технічні рішення, які рекомендуються до використання.

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

ANNOTATION

A diploma project contains pages 69, tables 18, pictures 9, and contains basic data on the operation of the mine, issues of technology for the construction of mine working.

New technical decisions recommended to the use are resulted.

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

Вступ

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

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

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

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

В даному дипломному проекті детально висвітлені питання проведення гірничих виробок з використанням прогресивної технології швидкісного спорудження.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

1.1 Геологія і гідрогеологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта розташована в м. Вахрушеве-2 Луганської області України, підпорядкована Мінпаливенерго України.

Найближчими населеними пунктами є селище шахти № 7-8, міста Вахрушеве та Хрустальний.

Шахта має вихід на мережу автомобільних доріг, з'єднаних з автомагістраллю Харків-Ростов, а також на загальну мережу залізничних доріг «Укрзалізниця».

Джерелом енергопостачання шахти є Хрустальська філія ТОВ «Луганське енергетичне об'єднання». Водопостачання здійснюється підприємствами Луганського міського водоканалу.

Згідно ГОСТ 3472-96 вугілля родовища віднесено до антрацитів (А). Антрацит використовуються як енергетичне паливо.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія й літологія

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

Кам'яновугільні відкладення представлені свитами C_2^5 , C_2^6 і C_2^7 середнього карбону. З літологічної точки зору кам'яновугільні відкладення характеризуються чергуванням пластів пісковиків, алевролітів, аргілітів, піщаних і глинистих сланців, вапняків і кам'яного вугілля.

Таблиця 1.1 - Стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс свити	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Марковані горизонти
		пісковик	піщаний сланець	глинистий сланець	вугілля	вапняк		
		$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$		
C_2^6	410	$\frac{170,1}{41,5}$	$\frac{186,5}{45,5}$	$\frac{40,2}{9,8}$	$\frac{7,0}{1,7}$	$\frac{6,2}{1,5}$	$l_6^g, l_4, l_3,$ l_2^g, l_2^H	$L_8, L_7, L_6,$ $L_5, L_4, L_3,$ L_2, L_1

1.1.2.2 Тектоніка

Найбільшим порушенням є Краснокутський скид, який є східним кордоном шахтного поля. Краснокутський скид має протяжність 3,5 км на північний схід від стволів шахти 7/8 і проходить в північному напрямку між свердловинами №425n і 426m. Падіння скиду - вертикальне.

Початок цього порушення простежується на південному крилі по вапняку M_3 , що має незначні зрушення. По бурових свердловинах №425n і 426m амплітуда скиду встановлюється рівною 25 м.

Найбільш виражений Краснокутський скид на північному крилі, де в межах поля шахти №21 біля виходу вапняку M_1 амплітуда досягає максимального значення 60 ... 65 м. У місці розриву скиду вапняку, під кутом 15° до основної тріщини, простежується апофіз скиду з напрямком на північний схід. Гірничими роботами в межах площі, що описується, скид не розкритий.

1.1.2.3 Вугленосність

Кам'яновугільні відкладення, придатні до розробки представлені свитою C_2^6 . Пласти l_2^e і l_2^h свити C_2^6 мають робочу потужність на всьому шахтному полі, а пласти l_4 і l_6 - на окремих ділянках.

Пласт l_2^e повністю відпрацьований. Даним проектом передбачається розробка запасів пласта l_2^h .

Характеристика робочого вугільного пласта l_2^h приведена в таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 - Загальна характеристика вугільного пласта l_2^h

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Відстань до нижчого пласта по нормалі, м	Будова пласта	Витриманість пласта
	загальна	корисна			
l_2^h	0,75 ... 1,02 0,89	0,65 ... 0,8 0,73	14 ... 17	складне	витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Характеристика якості вугілля приводитися в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 - Якість вугілля

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність A_{daf} , %	Вологість W_{it} , %	Сірка S_{dt} , %	Вихід летючих речовин V_{daf} , %	Вища теплотворна здатність Q_{sdaf} , ккал / кг	
l_2^h	17,9	2,1	1,8	2,2	8105	А

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Підземні води шахтного поля приурочені до четвертинних, палеогенових, верхньокрейдяних і кам'яновугільних покладів. У обводнюванні гірничих виробок, в основному, беруть участь води продуктивної частини кам'яновугільних покладів.

По пласту l_2^H в обводнюванні виробок братиме участь водоносний горизонт, приурочений до пісковика l_2^H S L₃. Вапняк L₃ буде обводнювати виробки після обвалення покрівлі. В очисних вибоях буде спостерігатися капьож і струмені величиною до 5 м³/год. У похилих підготовчих виробках можливе надходження води з піщанику основної підшви пласта до 2 м³/год.

Існуючі середньорічні водоприпливи по шахті за останні 5 років становлять: $Q_{\text{норм}} = 225 \text{ м}^3/\text{ч}$ $Q_{\text{макс}} = 264 \text{ м}^3/\text{ч}$.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Шахта віднесена до небезпечних за раптовими викидами породи.

Природна газоносність пласта коливається від 5 до 35 м³/т.с.б.м.

Вміст вільного двоокису кремню в підготовчих вибоях перевищує 10%, тому всі виробки є силікононебезпечними.

Температура гірських порід на максимальній глибині розробки становить + 22-26 °С, в середньому + 24 °С. Ізотерма +26⁰ залягає на глибині 700-750 м. Нижче цих глибин необхідні заходи по охолодженню і кондиціонування повітря. З досвіду розробки пласта на сусідніх шахтах гірничо-геологічні умови будуть складними.

Кут падіння пласта становить 2-5 °.

Безпосередньою покрівлею пласта l_2^H є глинистий сланець потужністю 0,8 м з коефіцієнтом міцності за шкалою проф. Протод'яконова $f = 5,5$. Відповідно до класифікації ДонУГІ категорія покрівлі по стійкості відноситься до Б₄ (середньо стійка).

Основною покрівлею пласта l_2^H є піщаний сланець потужністю 10,0 м з коефіцієнтом міцності за шкалою проф. Протод'яконова $f = 6$. Відповідно до класифікації ДонУГІ категорія покрівлі за обвалюємостю відноситься до А₂ (середньо обвалюються).

Безпосередньою підшвою пласта l_2^H є глинистий сланець потужністю 2,0 м і міцністю $f = 5$. Відповідно до класифікації ДонУГІ категорія підшви по стійкості відноситься до П₃ (стійка).

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними межами шахтного поля є:

- на сході по простяганню - Краснокутський скид;
- на заході по простяганню - технічна межа з шахтою №12

шахтоуправління Алмазне (в даний час закрита) на відстані від головного ствола 2300 м;

- по підняттю - технічна межа з шахтою № 5-7 на відстані 1700 м від головного ствола;
- по падінню - ізогіпса – 300 м.

Розміри шахтного поля в зазначених межах на даний час складають:

- по простяганню 3,7 км;
- по падінню 1,7 км.

Пласт l_2^H детально розвідано - всього в межах шахтного поля пробурено 52 розвідувальні свердловини, відстань між ними становить 300 - 400 м.

Підрахунок запасів на шахті, проведений методом блоків, погоризонтно з урахуванням ступеня розвіданості, витриманості по потужності і будові, умов залягання, показників якості та гірничо-геологічних умов експлуатації. Запаси в процентному відношенні відповідають категоріям:

категорія А - 12% категорія В - 32% категорія С₁ - 56%.

Підрахунок запасів, виходячи з постійного кута падіння пласта, що відпрацьовується ділянки шахтного поля (2 - 4°), виконаний способом середньоарифметичного. Запаси в цьому випадку визначаються за формулою:

$$Q_{сер.ар.} = \frac{S_F}{\cos \alpha} \cdot m_{сер.} \cdot \gamma_{сер.} \quad (1.7)$$

де S_F - горизонтальна проекція пласта, м²;

α - кут падіння пласта, град., $\alpha = 3^\circ$;

$m_{сер.}$ - середня нормальна корисна потужність пласта, м;

$\gamma_{сер.}$ - середнє значення об'ємної ваги вугілля, т/м³.

Підрахунок геологічних запасів зведений в таблицю 1.4.

Таблиця 1.4 - Підрахунок балансових запасів

Індекс пласта	S_H , м ²	$\cos \alpha$	m , м	γ , т/м ³	Q , тис.т
l_2^H	$3700 \cdot 1700 = 6290000$	0,999	0,89	1,85	10365

Промислові запаси шахтного поля підрахуємо за формулою:

$$Q_{пр} = Q_{бал} - \sum (П_1 + П_2 + П_3 + П_4), \quad (1.8)$$

$$Q_{пр} = 10365 - (88 + 112 + 56 + 303) = 9806 \text{ тис. т}$$

Промислові запаси шахти складають 9,8 млн. т.

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Основні дані по експлуатації шахти

2.1.1 Режим роботи і продуктивність

Відповідно до «Нормам технологічного проектування вугільних і сланцевих шахт» [2] режим роботи шахти наступний:

- кількість робочих днів у році складає - 300 днів;
- кількість змін по видобутку вугілля - три зміни (одна зміна ремонтно-підготовча);
- тривалість робочих змін на підземних роботах - 6 годин;
- тривалість робочих змін на поверхні - 8 годин.

Проектна виробнича потужність є одним з основних параметрів, які визначають кількісні характеристики всього виробничого комплексу та техніко-економічні показники роботи шахти в цілому, тому грамотний вибір цього показника має велике значення [3].

Між річною виробничою потужністю шахти $A_{ш.г.}$, розрахунковим терміном роботи шахти T_p і промисловими запасами $Q_{пр}$ існує наступна залежність:

$$T_p = \frac{Q_{пр}}{A_{ш.г.}} \quad (2.1)$$

Для визначення повного терміну роботи шахти T необхідно до розрахункового терміну T_p додати час на розвиток t_p і загасання t_3 видобутку:

$$T = T_{роз} + t_p + t_3 \quad (2.2)$$

Рекомендується при виробничій потужності $A_{ш.р.} < 1,2$ млн.т./рік приймати час на розвиток видобутку менше або рівним 2 років. Термін загасання видобутку суворо не регламентується і повинен становити не більше 20% від відпрацювання останнього горизонту. На пологих пластах термін загасання представляє в середньому 2-3 роки. У зв'язку з цьому приймаємо $t_p = t_3 = 2$ роки.

У нашому випадку запаси обмежені прийнятими розмірами шахтного поля, тому для вибору проектної потужності шахти потрібно скористатися залежністю проф. П.З. Звягіна, який на основі обробки статистичних даних вивів формулу для визначення оптимальної проектної виробничої потужності шахти:

$$A_{ш.р.} = \sqrt{\frac{C_1 \varphi^2 + E_n K'_1}{\frac{C_1}{Q_{пр}} + K'_{пр} E_n K''_1}} \quad (2.3)$$

де C_1 , φ , K'_1 , K''_1 , $K'_{пр}$ - розрахункові коефіцієнти, які характеризують капітальні та експлуатаційні витрати значення яких наведені в посібнику з проектування вугільних шахт [3].

Для умов антрацитових шахт Донецького басейну дані коефіцієнти складають $C_1 = 18,6$, $\varphi = 4,4 + 0,23A_{заб}$, $K'_1 = 4445$, $K''_1 = 17,7$, $K'_{пр} = 0,000134$.

E_n - нормативний коефіцієнт порівняльної ефективності капіталовкладень ($E_n = 0,15$ [3]).

Для визначення коефіцієнта

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

необхідно розрахувати місячну продуктивність очисного вибою $A_{заб}$. Узагальнений розрахунок $A_{заб}$ можна виконати за залежністю:

$$A_{заб} = l_{л} v_{доб} n_{доб} p_{ср} c \cdot 10^{-3}. \quad (2.5)$$

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

$v_{сут}$ - середньодобове посування очисного забою ($v_{сут} = 2$ м);

$n_{сут}$ - число діб роботи очисного вибою за місяць ($n_{сут} = 25$);

$p_{ср}$ - середня продуктивність пластів ($P_{ср} = 1,05$ м \cdot $1,64$ т/м³ = $1,72$ т/м²)

c - коефіцієнт виїмки вугілля ($z = 0,95$ - з розрахунку втрат).

Розрахуємо за наведеними формулами проектні показники потужності шахти і термін її роботи. Так місячна продуктивність очисного вибою складе:

$$A_{заб} = 200 \cdot 2 \cdot 25 \cdot 1,72 \cdot 0,95 = 16,34 \text{ тис. тон/міс}$$

Коефіцієнт φ складе $\varphi = 4,4 + 0,23A_{заб} = 4,4 + 0,23 \cdot 16,34 = 8,16$

Проектна потужність шахти за формулою проф. П.З. Звягіна:

$$A_{ш.р.} = \sqrt{\frac{16,34 \cdot 8,16^2 + 0,15 \cdot 4445}{\frac{16,34}{9806} + 0,000134 \cdot 0,15 \cdot 17,7}} = 931,55 \text{ тис. тон}$$

Згідно завданню на проектування виробнича потужність шахти становить 900 тис. тон на рік, що майже відповідає даним розрахунку за формулою проф. П.З. Звягіна, тому для подальшого розрахунку приймаємо дані технічного завдання.

Розрахунковий термін служби шахти становить:

$$T_{роз} = \frac{9806}{900} = 11 \text{ років}$$

З огляду на час на розвиток t_p і загасання t_3 видобутку, повний термін служби шахти складе:

$$T = T_{\text{роз}} + t_p + t_3 = 11 + 2 + 2 = 15 \text{ років.}$$

В даний час шахта розробляє тільки пласт l_2^H . Застосовується наступна технологічна схема ведення робіт.

Розкриття шахтного поля може здійснюватися в залежності від гірничо-геологічних умов залягання пластів і гірничо-геологічних умов розробки різними способами. Виходячи з того, що проектом передбачено технічне переоснащення шахти, розкриття залишається таким же, як і було: пласт l_2^H шахти розкритий в існуючих кордонах двома вертикальними стволами: скіповим №9 і допоміжним клітьовим №10, пройденими до пласта l_2 до позначки 435 метрів, А також в північній частині похилими стволами шахти №7-8.

Для видачі вихідного струменя використовуються свердловини №7 та № 11 діаметром в світлі по 2,6 м. З існуючих виробок, що розкривають, використовуються вертикальні центрально-здвоєні стволи:

- головний ствол № 9 - для видачі вугілля на поверхню;
- допоміжний ствол № 10 - для обслуговування горизонту 400 м.

Пласт l_2^H , який розробляється в даний час у верхній частині (вже відпрацьованій) розкритий похилими стволами. До рівня приствольного двору вертикальних стволів проведені по пласту l_2^H центральна конвеєрна магістраль і центральна вантажна магістралі. Вихід на пласт з приствольного двору здійснюється через східний квершлаг і східну вантажну магістраль. Для водовідливу і вентиляції ухильного поля проведена вентиляційна свердловина до комплексу виробок якої виходять східний дренажний ухил пл. l_2^H і західний людський хідник. Пересування людей, доставка матеріалів і повітря від стволів № 9 і 10 до 6-ї східній лаві здійснюється по підготовчих виробках - 5-му вентиляційному і 6-му конвеєрному ухилам і через вентиляційні збійки на дренажний ухил. Конвеєрні виробки використовуються повторно в якості вентиляційних для наступних лав, що відпрацьовуються. Транспортування вугілля і породи з 6-ї східної лави здійснюється по 6-му конвеєрному ухилам на східну магістраль, далі по центральній магістралі і східному квершлагу у приствольний двір і на поверхню через скіповий підйом ствола №9. Загальна довжина транспортного ланцюжка складає більше 2300 м. Виробки пройдені перетином 11,2 - 12,8 м² в світлі, закріплені триланковим арочним кріпленням.

Такий варіант розкриття дозволить знизити до мінімуму капітальні витрати, спростити схему вентиляції і транспорту, зменшити витрати з підтримки виробок при відмові від мережі виробок верхніх горизонтів, тому використовується в якості основного при складанні проекту реконструкції. Від правильного вибору схеми і способу підготовки залежить своєчасна здача в експлуатацію лінії очисних вибоїв, ступінь концентрації гірничих робіт і взаємозв'язок очисних і підготовчих робіт, підземного транспорту і вентиляції.

Виходячи з гірничо-геологічних умов залягання вугільного пласта приймаємо погоризонтний спосіб підготовки шахтного поля. Сутність погоризонтної підготовки полягає в тому, що пласт в межах шахтного поля між горизонтами ділять на виїмальні ділянки, в кожній з яких розміщують одну або дві лави. Очисні вибої розташовані при цьому по простяганню пласта, а переміщуються вони по падінню або повстанню.

Технологічна схема відпрацювання виїмкових дільниць відповідає схемі № 15 КД 12.01.01.503-2001 [5]. Застосовується одностороння схема виїмки вугілля двошнековим комбайном 1К-101У, при якій відділення вугілля від масиву і його руйнування здійснюється при переміщенні комбайна з робочою швидкістю тільки в одному напрямку, а при його русі в протилежному напрямку здійснюється зачистка лави і навантаження відбитого вугілля на скребковий конвеєр. Виїмка вугілля комбайном і засувка вибійного конвеєра в лаві проводиться після засувки кінцевих ділянок конвеєра і виконання кінцевих операцій за схемою «косих заїздів» при розташуванні приводів конвеєрів в підготовчих виробках. Переміщення комбайна при самозарубці в пласт «косими» заїздами здійснюється зворотним ходом, тобто від підготовчої виробки.

У вихідному положенні конвеєр СП-26У присунений до вибою, секції кріплення 1КД-80 відстають на крок пересування, приводні станції конвеєра засунуті. На сполученні з вентиляційним ухилом приводна головка СП-26У на цикл випереджає вибій лави.

Цикл по виїмці вугілля комбайном 1К-101У починається з включення вибійного конвеєра, яке здійснюється машиністом комбайна з пульта управління. Запуск конвеєра проводиться з затримкою $7 \div 9$ секунд, під час якої автоматично за допомогою попереджувального сигналу. Після включення конвеєра лави, машиніст комбайну включає його і здійснює виїмку вугілля в одному напрямку. У міру посування комбайна вздовж вибою включається маслостанція СНТ-32 і проводиться пересування секцій механізованого кріплення 1КД-80 для перекриття покрівлі.

Перерозподіл секцій кріплення 1КД-80 здійснюється дистанційно, послідовно одна за одною. При нестійкій покрівлі відставання пересування секцій кріплення від комбайна більше $1,0 \div 1,5$ м не допускається.

При підході комбайна до місць лави, де спостерігається значне віджимання вугілля з передовим оголенням покрівлі пласта, верхній шнек опускається на висоту, що дозволяє провести підтяжку секцій кріплення, конвеєр і комбайн зупиняються і секції ховаються безпосередньо над комбайном.

Після вирубки комбайна в верхню нішу, довжиною 710 м, машиніст реверсує подачу і зачищає конвеєрну доріжку в зворотному напрямку на $20 \div 25$ м. Потім зупиняє комбайн в уступі, після чого проводиться засувка приводної станції конвеєра СП-26У. Після кріплення приводної станції конвеєра, включають комбайн і зачищають доріжку по всій довжині лави. Слідом за комбайном з відставанням $15 \div 20$ м домкратами пересування мехкріплення проводиться засувка конвеєрного става СП-26У з навантаженням лемехами вугілля, що залишилося під вибоєм.

Після закінчення зачистки конвеєрної дороги і вирубки комбайна на пару з конвеєрним хідником, конвеєр засувається до комбайна і проводиться зарубка за способом «косих» заїздів на клиноподібну смугу вугілля довжиною $15 \div 20$ м. При необхідності комбайн опускають по зачистці і знову виставляють в уступ, звідки починається новий цикл по виїмці гірської маси.

Для запобігання виходу секцій механізованого кріплення 1КД-80 на конвеєрний ходок і завчасної підготовки сполучення лави з хідником типовим паспортом виїмки вугілля, кріплення лави і управління покрівлею передбачається кріплення нижнього сполучення лави, протяжністю $2,5 \div 5,0$ м, індивідуальним кріпленням, і підготовка технологічної ніші (берми), шириною $0,5 \div 0,6$ м, з випередженням лави на $3,2$ м.

Виїмка ніші (берми) проводиться вручну на відбійний молоток МО-6. Потім з боку хідника над пластом на висоті $0,4 \div 0,5$ м бурять шпури свердлом СЕР-19М і заводять в них металеві штанги довжиною $2,5$ м. Шпури бурять через $0,5$ м два робочих. Після цього на відбійний молоток виймається смужка (шириною $0,2 \div 0,3$ м) і заводиться дерев'яний брус $3,7 \times 0,14 \times 0,1$ м, під який встановлюється 5 стійок 9СУГ-30 через $0,8$ м. Під захистом встановленого кріплення здійснюється виїмка вугілля до ширини $0,6 \div 0,8$ м і встановлюються 2 бруса, які заводяться з перехопленням один одного, забезпечуючи кріплення покрівлі над конвеєром.

Кріплення сполучення лави до секцій механізованого кріплення (загальна довжина $2,5 \div 5,0$ м) проводиться індивідуальним кріпленням, що складається з дерев'яного бруса $2,0 \times 0,14 \times 0,1$ м і стійок 9СУГ-30. Відстань між рамами кріплення по простяганню $0,8$ м, між стійками в рамі також $0,8$ м.

Порядок кріплення сполучення лави з конвеєрним хідником наступний. Під захистом першої секції механізованого кріплення в $20 \div 30$ см від неї під вибоєм одним робочим встановлюється стійка 9СУГ-30, а іншим укладається на неї кінець бруса $2,0 \times 0,14 \times 0,1$ м. Потім стійка розпирається і брус притискається до покрівлі. За конвеєром лави з боку завалу під другий кінець бруса встановлюється і розпирається між підшою і покрівлею друга стійка 9СУГ-30. З-під першого бруса через $0,8$ м від нього аналогічно першому встановлюються другий і наступні бруси. Далі проводиться засувка приводної головки СП-26У і за конвеєром заводяться бруси під стійки. Вони ставляться через $0,8$ м від завального ряду, чим забезпечується вільний прохід з хідника до секцій механізованого кріплення.

Під бруси технологічної ніші (берми) в завальній частини вздовж лінійного става СП-26У встановлюється брус, довжиною $1,2 \div 1,4$ м. Брус піджимається до покрівлі стійкою 9СУГ-30 і під нього пробиваються 3 дерев'яні стійки. Потім відновлюється знята раніше стійка арочного податливого кріплення хідника, після засувки приводу СП-26У захищається підшою виробки і під верхняк інвентарного кріплення встановлюється стійка 11СУГ-30 з наставкою. Під спарений швелер № 16 через $0,8$ м від попередньої встановлюються відсутні стійки 11СУГ-30 з наставкою, довжина яких відповідає висоті хідника, і влаштовується пересип з лавного конвеєра СП-26У на конвеєр СП-250, укладений за конвеєрним хідником. З боку механізованого кріплення ділянку лави з індивідуальним кріпленням

оконтурюють органічним кріпленням з розрахунку 4 стійки на погонний метр. У міру посування лави стійки 9СУГ-30 замінюються дерев'яними стійками діаметром $12 \div 14$ см і необхідної довжини. Нижче органічного кріплення через $0,8 \div 1,0$ м від нього викладається ряд з тумб БЖБТ. Для викладки ряду з тумб БЖБТ підошва пласта зачищається від дріб'язку, ряд викладається з дерев'яними прокладками і надійно розклинюється. Засувка приводної головки конвеєра СП-26У проводиться за допомогою лебідки ЛПК-10Б.

На сполученні лави з вентиляційним хідником для розміщення і засувки верхньої приводної станції з випередженням вибою лави на $0,8 \div 1,6$ м проводиться верхня ніша довжиною $3,0 \div 4,0$ м. Кріплення верхньої ніші здійснюється спареними дерев'яними брусами $3,7 \times 0,14 \times 1,0$ м, під якими встановлюються гідравлічні стійки 9СУГ-30. Інша частина ніші кріпиться секціями механізованого кріплення ІКД-80. Відстань між рамами і між стійками в рамі - $0,8$ м.

Кріплення приводу СП-26У здійснюється двома дерев'яними стійками, діаметром $15 \div 16$ см, які розперті одним кінцем в кріпильну балку під приводною станцією, а другим в лунки, видовбані в покрівлі. Засувка приводу СП-26У проводиться за допомогою гідравлічного пристрою, виготовленого з домкрата ДГ, одночасно з засувкою лінійного става домкратами секцій механізованого кріплення. Після засувки приводу СП-26У в завальній частині верхньої ніші під кінці брусів встановлюється ряд гідравлічних стійок 9СУГ-30. У другому і третьому рядах гідравлічні стійки замінюються на дерев'яні. Далі пробивається ряд органічного кріплення вище секції механізованого кріплення ІКД-80. Нижче гідравлічного домкрата засувки на зачищеному від штибу місці викладається дерев'яний костер зі стійок довжиною $1,2$ м, який розклинюється в покрівлі виробки. Костер викладаються з інтервалом $2,4$ м між його центрами по посування лави. Слідом за рухом вибою проводиться установка спарених дерев'яних брусів, розміром $3,7 \times 0,14 \times 0,1$ м.

На сполученні з вентиляційним хідником передбачається залишення ціликів вугілля, довжиною $3,0 \div 5,0$ м і шириною $1,5 \div 3,0$ м. Вентиляційні печі проводяться на відбійний молоток МО-6 по вугіллю з присічкою порід покрівлі до $0,4 \div 0,5$ м. Кріплення вентиляційних печей проводиться брусом $2,0 \times 0,14 \times 1,0$ м, під який через $0,8$ м встановлюється 3 дерев'яні стійки. Відстань між рамками - $0,8$ м. Покрівля печі затягується в розбіг дерев'яною затяжкою.

Виймка вугілля з ніші відбійним молотком проводиться після засувки приводу СП-26У. Від ряду постійного кріплення пробивається на $0,8$ м місце для установки тимчасового кріплення з відрізка бруса, розміром $1,0 \div 1,2$ м, під стійки 9СУГ-30. Під захистом тимчасового кріплення нижня частина верхньої ніші зачищається до вибою і засувається перший дерев'яний брус $3,7 \times 0,14 \times 0,1$ м, під який через $0,8$ м встановлюються стійки 9СУГ-30. Під захистом заведеного бруса облаштовується місце під установку через $0,8$ м наступного і т.д.

Виймка вугілля з вентиляційної печі починається у верхньому кутку ніші в напрямку вентиляційного хідника на відбійний молоток. Після підготовки місця, через $0,5$ м від постійного кріплення ніші встановлюється перша рамка кріплення

вентиляційної печі, по центру якої монтується стійка 9СУГ-30. На неї накидається верхняк з бруса $2,0 \times 0,14 \times 0,1$ м. Після розпору гідравлічної стійки під кінці бруса пробиваються дерев'яні стійки. Після виходу з ніші на хідник і зведення останньої рамки, центральні гідравлічні стійки знімаються і замінюються на дерев'яні.

При відпрацюванні виїмкової дільниці в місцях геологічних порушень можливі обвалення покрівлі слідом за проходом комбайна з утворенням куполів висотою $0,5 \div 0,8$ м і більше. Для запобігання розвитку вивалів в подібних випадках на шахті передбачається застосування випереджаючого штангового кріплення і викладка кострів з бруса або дерев'яних стійок над перекриттями секцій.

Видобувна дільниця працює в чотиризмінному режимі: перша - ремонтно-підготовча, інші - з видобутку вугілля. Тривалість змін - 6 годин. Режим роботи ділянки - шестиденний робочий тиждень.

Підготовчі виробки проводяться БПР, змішаним вибоєм, перетином в проходці до $17,8 \text{ м}^2$ (до $13,8 \text{ м}^2$ в світлі). Тип кріплення - КМП-3А, крок установки комплектів 1,0 м; затяжка - дерев'яна. Для механізації робіт використовують свердла ЕБГП-1 і СЕР-19М, бурильні машини типу УБШ-252, породонавантажувальні машини ІППН-5 і ПНБ-2. Транспортування гірської маси з прохідницьких вибоїв здійснюється за допомогою канатної відкатки і системи конвеєрів. Доставка допоміжних матеріалів і устаткування здійснюється канатною відкаткою.

Прохідницька дільниця працює в чотиризмінному режимі: всі зміни - по проведенню виробок. Тривалість змін - 6 годин. Режим роботи дільниці - шестиденний робочий тиждень.

2.1.2 Головні стволи шахти та підйом

Згідно зі схемою розкриття шахтного поля новий вентиляційний ствол № 11 розташований на новому проммайданчику. Стволи № 9 і № 10 розташовані на старому проммайданчику в центральній частині шахтного поля.

Вертикальний допоміжний ствол №11 споруджується діаметром 6 метрів на проммайданчику до позначки 435 метрів. Він обладнаний двоклітьовим підйомом і сходовим відділенням для обслуговування горизонту 400 метрів з видачі породи, спуску-підйому людей, матеріалів і устаткування, відкачування води з ухильного поля шахти, а також подачі в шахту свіжої повітряного струменя.

Допоміжний ствол №10 діаметром 6 метрів розташований на старому проммайданчику і пройдений до позначки 425 метрів, Обладнаний двоклітьовим підйомом з підйомною машиною типу НКМЗ $2 \times 6 \times 2,4$, і двоповерховими клітьми на вагонетку ВГ-3,3, а також односкіповим з противагою породним підйомом, який передбачається використовувати як аварійно-ремонтний підйом.

Головний ствол № 9 діаметром 6,5 метрів розташований на старому проммайданчику, пройдений до позначки 408 м і обладнаний двома скіпами для видачі вугілля.

Стволи мають круглу форму, перетин в світлі відповідно № 9-28,4 м², № 10-23,8 м², № 11-28,4 м².

Матеріал кріплення стволів на протяжних ділянках - бетон, в місцях сполучення з виробками приствольного двору, камерами і хідниками - металобетон. Скіповий ствол має інспекторський підйом.

Армування стволів - жорстке металеве, крок установки розстрілів 3126 мм, провідники - рейкові з рейок Р-43.

Поглиблення стволів не передбачено, в проекті розраховується спорудження вертикального допоміжного ствола №11.

2.1.3 Основні гірничі виробки

На шахті приствольний двір горизонту 400 м петлевого типу. Від приствольного двору в південно-східному напрямку на горизонт 400 м пройдений східний квершлаг довжиною 400 м і перетином у світлі 14,4 м², який призначений для розкриття пласта l_2^H , для транспортування вугілля і доставки вантажів. У проекті реконструкції передбачено розкриття пласта l_2^H допоміжним стволом № 11, що дозволить подавати в шахту необхідну кількість повітря і спростити схему транспорту. Від нього в північному напрямку на пласт передбачається проводити східний дренажний ухил довжиною 1600 м і перетином у світлі 14,6 м², який служить для подачі свіжого струменя, доставки вантажів і пересування людей, збору і видачі води з ухильного поля на поверхню.

До складу приствольного двору горизонту 400 м входять наступні виробки: вантажна гілка головного ствола довжиною 230 м, гараж-зарядна - 110 м, хідник для чищення зумпфа - 55 м, камера опрокиду - 25 м, вантажна гілка клітьового ствола - 90 м, порожнякових гілка допоміжного ствола - 75 м, породний конвеєрний хідник - 140 м, вантажна гілка породного підйому - 160 м, порожнякова гілка породного підйому - 260 м, камера очікування - 25 м, заїзд на породний конвеєрний хідник - 65 м.

Маневрові операції в приствольному дворі горизонту 400 м включають в себе: електровоз доставляє склад вагонеток на вантажну вітку, обладнану канатним тяговим пристроєм ТКО 16-80, за допомогою якого проводиться сортування складу на порожні і завантажені матеріалами вагонетки і другу частину складу вагонеток завантажених породою, яка доставляється на вантажну гілку скіпового ствола.

Після відчеплення від складу електровоз через з'їзд по обгонному шляху вантажної гілки скіпового ствола і обгінної виробці направляється на вихідну гілку клітьового ствола, а розвантажені вагонетки слідує назад до порожнякової гілки скіпового ствола. Далі, з цієї гілки приствольного двору електровоз зі складом порожніх вагонеток прямує до пункту призначення.

Транспортні гілки клітьового ствола обладнуються канатним тяговим пристроєм ТКС 16-80 і пристроєм для прийому довгомірних матеріалів.

Схема приствольного двору представлена в графічній частині.

В межах ОКД передбачено розміщення наступних камер:

- центральна електропідстанція;
- перетворювальна підстанція;
- гараж-зарядна;
- ремонтна майстерня;
- склад ВМ;
- вугільний перекидач
- породний перекидач;
- комплекс виробок вугільного і породного підйомів;
- депо протипожежного поїзда;
- комплекс виробок допоміжного призначення.

Центральна підземна підстанція складається з трансформаторної камери і камери комплектних розподільних пристроїв.

Комплекс камер завантажувального пристрою складається з вугільної та породної ями, камери-бункера, камери-дозатора.

Підземний склад ВМ секційного типу, складається з: 4 осередків-камер для зберігання вибухової речовини; камери для перевірки, добору і маркування електродетонаторів; камери для електророзподільних пристроїв і вибухових машинок.

Комплекс виробок електровозного депо включає в себе ремонтну майстерню і заїзди в депо.

Комплекс камер допоміжного призначення складається з: камер очікування, медичного пункту, санвузла, гірничорятувального пункту.

Всі рейкові шляхи в виробках приствольного двору прийняті з використанням рейок типу Р-33. Шпали залізобетонні типу ШД-4. На ділянках стрілочних переводів передбачається укладання дерев'яних шпал, просочених антисептиком. Радіуси заокруглення рейкових шляхів прийняті не менш 20 м.

Обсяг виробок приствольного двору горизонту 400 м становить 20627 м³, камер - 14468 м³, Складу ВМ - 1981 м³.

Таблиця 2.1 - Обсяг виробок приствольного двору

	Обсяг за типом кріплення, м ³		
	анкера + набризг	Бетон і металобетон	метал
Приствольний двір горизонту 569 м			
1. Виробки приствольного двору	30	20237	—
2. Камери	5989	6733	1726
3. Склад ВМ	889	-	1092

2.1.4 Підйом і транспорт

Головний вертикальний ствол обладнується двоскіповим підйомом для видачі вугілля і односкіповим з противагою для видачі породи. В якості підйомних посудин прийняті скіпи С11М ємністю 11 м³ (вантажопідйомність 10,

12 т) маса скіпа 10,9 т. В якості підйомної установки прийнята двохбарабанна підйомна машина типу 2Ц-5х2,4.

Допоміжний ствол обладнується двома одноклітьовими підйомами (кліть двоповерхова, здатна розмістити вагонетку ВГ-2,5) з противагою і одноканатними підйомами. Вага кліті 9170 кг. Для кожного підйому прийняті двобарабанні підйомні машини типу 2Ц-6х2,4.

На шахті передбачена повна конвеєризація по доставці вугілля від вибою до приймального бункера завантажувального пристрою головного ствола. Транспорт породи від проведення виробок передбачається з використанням шахтних вагонеток типу ВГ-2,5 з відкаткою у горизонтальних виробках гор. 569 м і 620 м за допомогою акумуляторних електровозів типу АМ-8Д а у похилих виробках - з використанням кінцевої відкатки.

Транспортування обладнання, матеріалів і людей передбачається:

- по відкотним виробкам гор. 400 м в спеціальних вагонетках, на платформах і контейнерах;

- у похилих виробках - кінцевою відкаткою.

Час роботи підземного транспорту прийнято 16,3 годин/добу.

Відкатка вантажу по головним відкотним виробках горизонту 400 м передбачається акумуляторними електровозами типу АМ-8Д в шахтних вагонетках типу ВГ-2,5. Швидкість руху електровоза - 2 м/с.

На момент здачі шахти в експлуатацію прийнято два робочих локомотива і один резервний. Транспорт породи, матеріалів і людей в ухильному полі передбачається за допомогою електровозної відкатки з видачею їх на горизонт 400 м з використанням кінцевої відкатки вантажних магістралей.

У приствольному дворі горизонту 400 м на обгінних виробках передбачається місце стоянки людських вагонеток і тут же посадка в них людей. Місця посадки людей з'єднані спеціальними хідниками з камерами очікування. У місці посадки людей в вагонетки передбачений прохід шириною 1 м.

Рейкова колія в виробках прийнята з рейок типу Р-33. Шпали залізобетонні типу ШД-4. На ділянці стрілочних переводів використовуються дерев'яні шпали, просочені антисептиком. Радіуси заокруглення рейкової колії прийняті не менш 20 м.

2.1.5 Водовідлив

Осушення шахтного поля не потрібно, тому що прийняті проектом до відпрацювання вугільні пласти в зоні виходів на водоносні пласти відпрацьовуються.

Води за своїм типом - пластово-тріщинні. Живлення водоносних горизонтів здійснюється за рахунок атмосферних опадів.

Приплив води до гірничих виробок, певний на підставі даних «Геологічного звіту з дорозвідки поля шахти становить:

- нормальний - 145 м³/год;

- максимальний - 175 м³/год.

Уловлювання шахтної води при розробці шахтного поля передбачається на горизонтах 400 м (існуючий комплекс водовідливу) і на дренажному горизонті ствола № 11. Шахтна вода організовано направляється до приствольного двору свого горизонту. Вода горизонту 400 м і вентиляційно-дренажного горизонту надходить в водозбірники через освітлюючий резервуар. Зібрана вода головною водовідливною установкою відкачується на поверхню.

Головна водовідливна установка розміщується в приствольному дворі вентиляційно-дренажного горизонту у допоміжного ствола. Вона з'єднується з приствольним двором горизонтальним заїздом, а з допоміжним стволом - трубним хідником.

До складу водовідливного комплексу входять: насосна камера в блоці з центральною підземною підстанцією, водотрубний хідник і водозбірник місткістю 2600 м³. Насосна камера обладнана трьома насосами ЦНС-200/500 продуктивністю 200 м³/год і напором 500 м водяного стовпа, з електродвигунами типу ВВАО 430м-4 потужністю 500 кВт, 1470 об / хв., 6 кВ.

При роботі на водовідливну установку при напорі 430 м.вод.ст. забезпечують продуктивність 215 м³/год. Нормальний приплив відкачується одним насосом за 10,5 годин, максимальний приплив - одним насосом за 12,7 годин по двом ставам водовідливних труб діаметром 250 мм.

Для відкачування води з дренажних колодязів встановлюють два насоси типу 1В-20 / 5М з електродвигунами типу ВАО 41-4 потужністю по 4 кВт, 1450 об/хв, 660 В.

Для обслуговування гілки водозбірника при ремонті на похилому хіднику встановлюється лебідка типу ЛГ-1800-1,43 з електродвигуном типу ВАО-72, потужністю 30 кВт, 1460 об/хв, 660 В.

Установка головного водовідливу повністю автоматизована і управляється як безпосередньо з насосної камери, так і з диспетчерського пункту.

2.1.6 Вентиляція

Відповідно до прийнятих проектом схемами розкриття і підготовки шахтного поля, а також з огляду на те, що пласти, які відпрацьовуються є схильними до раптових викидів вугілля і газу, провітрювання виїмкових ділянок в усі періоди відпрацювання прийнято за планом провітрювання шахти за прямою схемою, з відокремленим розведенням метану по джерелами його попадання в гірничу атмосферу.

Розподіл метану в межах виїмкової ділянки відрізняється складним характером, і обумовленим великою різноманітністю геологічних структур і наявністю численних тектонічних порушень.

У центральній частині поля спостерігається зона підвищеної газонебезпеки.

Проектом передбачається зниження газовиділення шляхом дегазації пластів, що відпрацьовуються і супутників.

У зв'язку з тим, що пласти схильні до раптових викидів вугілля і газу, шахта відноситься до надкатегорних, небезпечних за раптовими викидами.

Схема і спосіб провітрювання.

Всі гірничі виробки і вибої, розташовані в ухильному полі горизонту 400 м, за умовами їх провітрювання об'єднані в дві ділянки: ділянка №1 - всі виробки і вибої східного крила, ділянка №2 - всі виробки і вибої західного крила.

Таблиця 2.2 - Очікувана метанообільність

Пласт	З пласта, м ³ /т	З супутників, м ³ /т	З підготовчих виробок, м ³ /т	З порід, що вміщують, м ³ /т	З дільниць, м ³ /т	З пластів, що розробляються в привибійному просторі, м ³ /т	У виробленому просторі, м ³ /т
Ухильне поле горизонту 569 м							
l_2^H	$\frac{9,4}{5,6}$	$\frac{22,3}{8,2}$	0,5	2,7	$\frac{34,9}{17}$	$\frac{9,4}{5,6}$	$\frac{25}{10,9}$

Відповідно до прийнятих схем розкриття і підготовки шахтного поля, а також враховуючи, що розробляються пласти, які мають схильність до раптових викидів вугілля і газу, провітрювання виїмкових дільниць в усі періоди провітрювання прийнято окремо, за прямою схемою, з розведенням метану за джерелами його потрапляння в гірничу атмосферу.

Камери приствольного двору горизонту 400 м (гараж-зарядна і склад ВМ) і дренажно-вентиляційного горизонту (насосна і електропідстанція) провітрюються відокремлено.

Схема провітрювання шахти - центральна, спосіб провітрювання - всмоктуючий.

Прийнята схема провітрювання шахти є стійкою, тому що в ній відсутні небезпечні діагоналі.

Таблиця 2.3 - Витрати повітря і депресія за періодами провітрювання

Період провітрювання шахти	Витрата повітря, м ³ /с	Депресія, даПа	
		мінімальна	максимальна
I 2011 - 2014	270,0	265	300
II 2014 - 2028	308,0	300	331

Шахта віднесена до небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу та небезпечним по пилу. Схема провітрювання на момент максимального віддалення гірських робіт - комбінована.

Для забезпечення депресії 331 даПа на східному квершлагі горизонту 400 м передбачається установка регульованої перемички.

У головному стволі обладнується вентиляційна установка з двох відцентрових вентиляторів типу ВЦД - 40. В якості приводу прийнятий робочий синхронний електричний двигун типу АКС-14-44-10 потужністю 1400 кВт, 590

об/хв, 6 кВ і розгінний двигун типу АКМ-15-64 -12 потужністю 1000 кВт, 490 об/хв, 6 кВ.

Регулювання режиму роботи вентиляційної установки здійснюється зміною кута повороту лопаток направляючого апарату.

Резерв продуктивності вентилятора ВЦД - 40 визначаємо при його роботі на мережу з максимальним опором.

Опір мережі визначається за формулою:

$$R_{max} = H_{max} / Q_e^2 \quad (2.6)$$

де H_{max} - максимальна депресія шахти, даПа;

Q_e - продуктивність вентилятора, м³/с

$$Q_e = Q_{ш} \cdot K_{ут.вн.} \quad (2.7)$$

де $Q_{ш}$ - витрата повітря у вихідному струмені шахти; м³/с ($Q_{ш} = 310,2$ м³/с);

$K_{ут.вн.}$ - коефіцієнт що враховує зовнішні витоки; ($K_{ут.вн.} = 1,25$)

$$Q_e = 310,2 \cdot 1,25 = 387,75 \text{ м}^3/\text{с}$$

$$R_{max} = 387/331 = 0.00265$$

Характеристику мережі будуємо по формулі:

$$H_{max} = R_{max} \cdot Q_e^2 \quad (2.8)$$

Для побудови задамося значеннями Q_e і визначимо значення H_e .

Вихідні дані для побудови характеристики мережі представляємо в таблиці 2.44.

Таблиця 2.4 - Аеродинамічна характеристика вентилятора ВЦД-40

Q_e	200	250	300	350	400
H_e	106	165,6	238,5	324,6	424

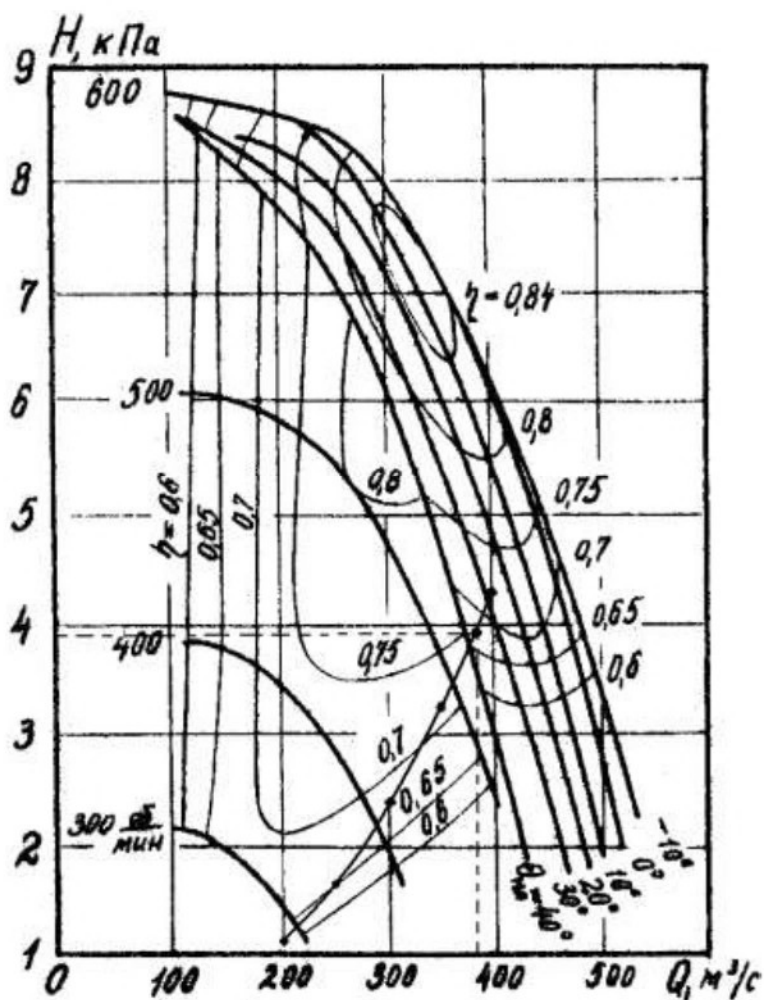


Рисунок 2.1 - Аеродинамічна характеристика вентилятора ВЦД - 40.

2.1.7 Освітлення. Промислова санітарія

Стаціонарне освітлення передбачається в виробках приствольного двору, електромашинних камерах, в підготовчих і очисних вибоях, а також на посадочних станціях. Для стаціонарного освітлення прийняті люмінесцентні світильники типу РВЛ-20м. РВЛ-40м. Світильники РВЛ - 40м (напруга 220 В) прийняті в приствольних дворах і квершлагах.

Мережа освітлення запитана від трансформаторів типу ТСШ і агрегатів АП-4. Живлення мережі здійснюється кабелем матки КРПСН.

Для освітлення в лавах встановлені люмінесцентні світильники типу ВКВ - 2 від агрегатів типу АП - 4. Освітлення гірничих виробок і камер прийнято згідно з проектом. У будівлях технологічного комплексу і в приміщеннях допоміжного призначення застосовуються світильники типу Н45Н, ШТ, УПМ та інші з лампами розжарювання. У приміщеннях категорії В-1 застосовуються світильники типу НОГЛ, РВЛ.

Промислова санітарія та гігієна праці включає:

- побутове обслуговування робітників;
- медичне обслуговування і профілактику професійних захворювань;
- харчування.

Всі робітники шахти обслуговуються кип'яченою водою або чаєм. В АБК знаходиться перехід до ствола шахти, роздягальні, душові, сушарки, кімнати індивідуальної гігієни, туалети, медпункт, пральня та ремонту спецодягу. Обробка спецодягу здійснюється не рідше 2 разів на місяць. У місцях зосередження робочих обладнуються аптеки.

Згідно ДНАОП 1.1. 30-5,23-96 «Інструкція з комплексного знепилювання повітря» передбачені наступні заходи:

- попереднє зволоження вугілля в масиві;
 - зрошення при виконанні всіх процесів, які супроводжують пиловиділенням;
 - застосування індивідуальних засобів захисту органів дихання - респіраторів;
- медико-профілактичні заходи, які підвищують опір організму і знижують небезпеку виникнення у робочого профзахворювань.

2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні

Будівництво всього комплексу будівель і споруд здійснюється на проммайданчику шахти, який розташований в м Вахрушеве-2 Луганської області України, в безпосередній близькості від селища шахти № 7-8 і Червоний Кут, міста Хрустальний.

Генеральний план проммайданчику, виконаний відповідно до положень прийнятої технологічної схеми, проекту організації будівництва, а також умов експлуатації шахти з урахуванням максимально можливого блокування будівель та споруд.

Проектом передбачено знесення частини існуючих будівель для розміщення комплексів нових будівель і споруд для проходки головного ствола.

В основу планування комплексу будівель і споруд покладено принцип функціонального зонування території. Архітектурна композиція генплану представлена чотирма зонами:

1. Виробнича зоною в складі:

- блоку допоміжного ствола (надшахтну будівлю, калориферна, будівля підйомних машин, майданчик складування обладнання);
- комплексу будівель головного ствола, що споруджуються (блок головного ствола, будівля підйомних машин і вентилятора головного провітрювання, галереї на вантажні залізничні бункера і вантажну станцію збагачувальної фабрики).

2. Зона адміністративно-побутових служб (адміністративний, побутовий корпус, їдальня та пральня, озеленені і упорядковані майданчики, автомобільні під'їзні дороги і шахтна територія).

3. Зона сантехнічних споруд (насосні станції, резервуари, вакуумнасосні станції і ін.).

Відповідно зі СНіП II-М.1-71 п.3.36 на проммайданчик організовано два в'їзди: головний - зі східного боку фасадної частини АБК, допоміжний - з південного заходу, з боку мехцеху.

На підставі аналізу генплану в масштабі 1: 500 визначимо площі окремих будівель і споруд. Результати розрахунків зведемо в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 - Площа окремих будівель і споруд

№	Найменування об'єкта	Площа, м ²
1	Нарядна ГЗФ	194,4
2	Мехцех ГЗФ	2713
3	Насосна ГЗФ	83,127
4	Гірничо-збагачувальна фабрика	2580,3
5	Сушільний цех	970,92
6	Мехцех	464,94
7	Електроцех	569,16
8	Насосна	235,98
9	Котельня	1088,1
10	Будівля підйому допоміжного ствола	1463,8
11	Пилорама	242,04
12	Склад обладнання	1790,1
13	Електропідстанція 10 кВ	729,3
14	Адміністративно-побутовий комбінат ШПУ	782,45
15	Бункер-дозатор	780,3
16	Будівля підйому головного ствола	703,08
17	Електропідстанція 6 кВ – 380 В	857,52
18	Гараж	445,5
19	Головна будівля АБК	2450,9
20	Допоміжна будівля АБК	508,09
21	Медпункт	378
22	Розподільні пункти підстанції	1686,2
23	Будівля вентилятора	520,77
24	Хімічна лабораторія	308,88
25	Контора ГЗФ	725,22
26	Їдальня	1123,4
27	Компресорна	686,76
	Разом:	25082

Основні об'ємно-планувальні рішення будівель та споруд визначені технологічними вимогами, раціональним блокуванням окремих виробничих приміщень, уніфікацією будівельних конструкцій. До основних уніфікованих конструкцій відносяться збірні залізобетонні фундаменти, колони, балки і плити, стінові панелі, віконні прорізи, ворота та двері, бетонні блоки підвалів і т.д.

У монолітному бетоні виконані пальові фундаменти каркасних будинків, фундаменти під обладнання, калориферні та вентиляційні канали. Металеві конструкції представлені у вигляді сходів, огорож, прогонових будівель, транспортних галерей, каркасів навантажувальних станцій і т.д. із цегли

споруджуються стіни котелень, насосні станції, та ін. будівлі прийняті за діючими типовими проектами.

Несучі стіни і огорожувальні конструкції будівель і споруд прийняті з вогнетривких і важко горючих матеріалів, які забезпечують необхідну вогнестійкість.

Для забезпечення транспортного повідомлення між будівлями і спорудами проектом передбачено влаштування доріг і майданчиків з асфальтобетонним покриттям.

Відстані між будівлями і спорудами визначені з дотриманням вимог протипожежної безпеки та промислової санітарії.

Вугільні і породні технологічні комплекси на поверхні.

Вугілля видається скипами ємністю 8 м³ (вантажопідйомністю 12 т) через приймальну воронку надходить в приймальний бункер, звідки живильником КТ-14 подається на вібраційний гуркіт ГТГ-51А. з надрешітної фракції гуркоту (клас + 125 мм) виготовляється вибірка чужорідних тіл, після чого обидві фракції об'єднуються і системою конвеєрів транспортуються або в залізничний вантажний бункер, або на збагачувальну фабрику. Навантаження вугілля з бункерів в залізничні вагони здійснюється стрічковими конвеєрами-стрілами, продуктивність навантаження 800 т/годину. Зважування вагонів відбувається на вагах вантажопідйомністю 200 тон типу 275Г200. В разі заповнення залізничних вантажних бункерів вугілля стрічковими конвеєрами передається на відкритий склад.

Порода, видана скипами ємністю 5 м³, надходить в породний бункер ємністю 170 т. з бункера порода вантажиться в автосамоскиди і вивозиться на породний відвал.

Виконання допоміжних операцій (спуск-підйом людей, матеріалів, обладнання) здійснюється по клітьовому стволу, обладнаному двоклітьовим підйомом. Кліті двоповерхові на одну вагонетку типу ВГ-2,5 на поверсі. Відкат вагонеток в межах блоку допоміжного ствола здійснюються з використанням перестановки платформ і канатних штовхачів ТКС-16, обмін вагонеток в кліті - за допомогою агрегатів АВ-3.

Вугілля в шахтну котельню доставляється конвеєрами з виданого на поверхню. З приймального пристрою вугілля стрічковими конвеєрами передається в бункер, далі живильниками на розподільчий конвеєр, а з нього за допомогою скидачів вугілля подається в бункера під котлами. Шлаки та зола видаляються з-під топок котлів скреперним підйомником в бункер, звідки автотранспортом вивозяться на відвал.

Ступінь використання території проммайданчику оцінюється щільністю забудови, яка визначається у відсотках у вигляді відношення площі забудови до всієї території, зайнятої підприємством включаючи мережу залізничних шляхів і визначається за формулою:

$$S = \frac{S_{заст.пл.}}{S_{общ.}} \cdot 100\% \quad (2.9)$$

де $S_{застр}$ - площа зайнята гірничотехнічними будівлями і спорудами, м²;

$S_{обц}$ - площа загальної території проммайданчику, м².

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

$$S = \frac{25082}{78400} \cdot 100\% = 32\%$$

Щільність забудови шахти становить 32%, що відповідає нормам.

Основні показники по генплану наведені в таблиці 2.6.

Таблиця 2.6 - Показники по генплану

Найменування показників	Одиниці виміру	Кількість
Розмір території шахтного проммайданчика	га	7,8
Площа забудови проммайданчика	тис. м ²	25,082
Щільність забудови	%	32
Довжина залізничних колій нормальної колії	км	0,7
вузької колії	км	1,5
Площа автодоріг, майданчиків, під'їздів, тротуарів	га	1,6

2.3 Охорона праці

Промислова санітарія. Медичне обслуговування працівників.

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

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

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

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

Заходи по боротьбі з профзахворюваннями.

Одним з основних показників шкідливості рудничного пилу є вміст у ній SiO₂. Присутність пилу викликає подразнення та закупорку дихальних шляхів, що ведуть до хронічного захворювання легенів – пневмокніоз.

Для зниження вмісту вугільного та породного пилу до санітарно-гігієнічних норм передбачається комплекс мір по боротьбі з рудниковим пилом.

Крім того для запобігання органів дихання робітників і службових для роботи в найбільш заплених місцях видаються респіратори.

Заходи щодо боротьби з раптовими викидами вугілля, газу, породи і гірським ударам.

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

Заходи щодо запобігання ендогенним пожежам.

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

Заходи щодо боротьби з шумом і вібрацією.

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

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

Заходи щодо попередження вибухів вугільного пилу і запленисті гірничих виробіток.

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

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

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

- попередження пылевиделения шляхом попереднього зволоження вугілля в масиві. При цьому для підвищення змочування материнського пилу використовуються розчини поверхнево-активних речовин;
- зрошування при роботі комбайнів здобичі і прохідницьких,

породонавантажувальних машин, вантаженню вугілля в нішах, транспортуванні і перевантаженні гірської маси;

- буріння шпурів і свердловин з промивкою, обмивання гірничих виробок перед підриванням, пиловловлювання при роботі прохідницьких комбайнів;

- знепилювання витікаючих вентиляційних струменів з очисних вибоїв за допомогою туманообразуючих завіс;

- застосування індивідуальних засобів захисту органів дихання - респіраторів при роботі в очисних і підготовчих вибоях;

- організаційно-технічні заходи, що включають автоматизацію технологічних процесів, раціональний режим праці і відпочинку, скорочення перебування людей в запыленій атмосфері;

- медико-профілактичні заходи, що підвищують опірність організму і виникнення, що знижують небезпеку, у працюючих профзахворювань (медичні профогляди, інгаляторій, фотарій і ін.).

Боротьба з високими температурами

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

Охорона підземних вод

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

Водозабезпечення

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

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

Боротьба з газом.

На виїмкових ділянцях, як і по усій шахті, потрібне суворе дотримання газового режиму з виконанням правил і заходів, встановлених ПБ.

Для безперервного контролю вмісту метану в шахтній атмосфері в очисних і підготовчих вибоях передбачається установка стаціонарних автоматичних приладів типу АТЗ- 1, АТЗ- 3 і забезпечення що усіх працюють акумуляторними світильниками типу СМС. Свідчення приладів передаються в ЦПД.

Контроль за вмістом метану здійснюється також за допомогою переносних приладів:

- постійної дії – типу "Сигнал-2", "Сигнал-5";
- епізодичної дії – типу ШИО-11, ШИ-12.

Контроль кількості повітря в підготовчих забоях забезпечується апаратурою АПТВ.

Протипожежний захист.

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

- кріплення виробок (камер), в яких встановлюється електроустаткування, що не згорає;
- вогнетривке кріплення виробок, обладнаних стрічковими конвеєрами;
- на початку і кінці виробок обладнаних стрічковими конвеєрами встановлюються пожежні двері, що задовольняють вимогам п. 4.4 "Інструкцій по протипожежному захисту вугільних шахт";
- застосування електрообладнання на виїмкових ділянках з рівнем захисту ВР;
- використання в підземних виробках і надшахтних спорудах технологічних процесів і устаткування, забезпечуючих вибухо- і пожежобезпечність;
- у вибоях підготовчих виробок і у вантажних пунктів не далі 20 м від місця роботи передбачено пересувні засоби пожежогасінні - вогнегасники, пісок.

Усі роботи повинні вестися в строгій відповідності з ПБ, "Інструкцією по протипожежному захисту вугільних шахт" і "Проектом протипожежного захисту".

Для цілей зрошування і пожежогасінні прокладається по усіх гірських виробках виїмкових ділянок протипожежно-зрошувальний трубопровід діаметром не менше 100 мм, який забарвлюється в розпізнавальний червоний колір.

Промсанітарія.

Протишолові респіратори застосовуються у всіх очисних і підготовчих вибоях.

У шахті є централізований суміщений протипожежний зрошувальний водопровід для регулярної подачі води для боротьби з пилом у всі забої шахти і для протипожежного захисту.

Для надання першої медичної допомоги все підземні робітники забезпечуються пакетами, а особи технічного нагляду і бригадири – двома такими пакетами.

У приствольному дворі є камера медпункту, на ділянках і вантажних пунктах розміщуються аптечки першої допомоги і носилки типу санчат з твердим ложем, що дозволяють транспортувати постраждалого безпосередньо на поверхню.

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

Для індивідуального захисту кожен підземний робочий забезпечується каскою, саморятівником, спецодягом і рукавицями, а що працюють в запилених місцях – протизапорошеними респіраторами.

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

В цілях попередження простудних захворювань робочих в зимовий час передбачається підігрів повітря, що подається в шахту за допомогою калориферів, а також пристрій камер очікування.

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

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

Джерелом господарсько-питного і протипожежного водопостачання є Карбонитський майданчик водопровідних споруд.

У АБК і побутових приміщеннях виробничих будівель центральної проммайданчику передбачена мережа внутрішньої побутової каналізації для відведення стічних вод від санітарно-технічних приладів і приймачів в зовнішню каналізаційну мережу.

Шахтні води на проммайданчику знезаражуються хлором і скидаються самоплив по колектору діаметром 500 мм в каскад ставків – освітлювачів шахтних вод (загальною ємкістю 360 тис. м³), де проходять очищення по зважених речовинах до 12 мг/дм³ спільно з виробничими і дощовими стічними водами.

3 ОСНОВНА ЧАСТИНА

Технологія спорудження комплексу підготовчих виробок пл. l_2^H

3.1 Умови спорудження

Основним питанням дипломного проекту є розробка технології проходки комплексу підготовчих виробок пл. l_2^H , який включає в себе східну конвеєрну магістраль, призначену для транспортування вугілля при відпрацюванні всього горизонту, пластового транспортного штреку, необхідного для обслуговування відкатки і доставки вантажів в межах кожної з лав горизонту, що відпрацьовуються, східного дренажного вентиляційного ухилу, а також конвеєрного і вентиляційного ухилів для кожної лави, причому конвеєрні ухили використовуються повторно в якості вентиляційних. Розробимо в даному розділі технологію спорудження основних гірничих виробок комплексу: капітальної - східної конвеєрної магістралі (експлуатується весь термін служби горизонту) і підготовчої - конвеєрного ухилу, що є основною.

Завдання спецчастини проекту - це оптимізація організації та технології спорудження виробок на шахті для якнайшвидшої здачі горизонту в експлуатацію. Крім того, необхідно врахувати вартість споруджуваних виробок, тому що вона становить за різними даними від 25% до 50% собівартість видобутого вугілля.

Виробки розглянутого комплексу споруджуються одночасно двома ланками прохідників. Східний дренажний вентиляційний ухил проводиться буропідривним способом зверху вниз. Технологія проходки приймається в залежності від перетину, кута нахилу, міцності пересічних порід і протяжності, в проекті дане питання детально не розглядається а приймається по шахтним даними (табл. 3.1) На підготовчі роботи і спорудження технологічного відходу (монтаж обладнання та проведення 2 м ухилу) відводиться 5 і 6 змін відповідно.

Необхідна швидкість проходки ухилів залежить від посування лави і є головним чинником, що визначає темпи ГПР на дільниці. Необхідні швидкості спорудження виробок, рівні: $V_x = 165$ м/міс; $V_y = 200$ м/міс; $V_{в.к.м} = 150$ м/міс. На їх підставі побудуємо календарний графік виконання робіт, який дозволяє встановити оптимальну тривалість будівництва комплексу виробок, а також терміни і послідовність спорудження кожної з виробок, що входять в нього.

Таблиця 3.1 - Параметри східного дренажного вентиляційного ухилу

Параметр	Значення
Міцність пересічних порід, f	4
Площа перерізу у світлі, м ²	12,4
Марка бурильного обладнання	БУЕ-1М
Кут нахилу виробки, град.	0°
Питома вага породи, т/м ³	2,24
Спосіб навантаження	ППМ-4Е
Умови навантаження	в вагонетки ВГ-1,6
Вид кріплення	КМП-А3

Відстань між рамами, м	1
Вид затяжки	дерево
Марка рейок	P-24
Чисельність ланки	4
Число робочих змін на добу	3

На практиці виробки проводяться з дещо меншими темпами, але оскільки навантаження на очисний вибій теж менше розрахованих значень, то даних швидкостей досить для відновлення фронту очисних робіт. Однак при нарощуванні обсягів видобутку підготовчі роботи будуть стримуючим фактором для продуктивної роботи видобувних дільниць - вони будуть обмежувати швидкість посування лави.

На підставі цього, метою спецчастини проекту прийнята інтенсифікація гірничопрохідницьких робіт, що дозволить вводити чергові виїмкові стовпи в установлені строки та усунути причини виникнення "вузьких місць" виробництва і як наслідок - поліпшити показники роботи очисних і підготовчих дільниць даної шахти.

Завдання інтенсифікації гірничопрохідницьких робіт вирішувалася шляхом вибору раціональної технологічної схеми проведення кожної з виробок комплексу і, зокрема, головного польового штреку (капітальна виробка) і конвеєрного ходка з урахуванням сумісності виробок по транспорту і наявності на шахті необхідної прохідницької техніки.

3.2 Вибір способу і технологічної схеми спорудження східної конвеєрної магістралі (головного польового штреку) пл. l_2^H

Спосіб спорудження виробки характеризується в кожному окремому випадку технологічною схемою її проведення, тобто безпечною сукупністю способів і засобів відділення гірської маси від масиву, навантаження її і транспортування із вибою, зведення кріплення. Способи відділення вугілля або породи від масиву і область їх раціонального застосування залежать від коефіцієнта міцності порід, а також поперечного перерізу і довжини виробки.

Перевага віддається способам проведення з найбільшою механізацією основних і допоміжних процесів прохідницького циклу.

При прийнятті технічних рішень необхідно мати на увазі, що буропідривний спосіб відділення породи від масиву застосовується, як правило, при проведенні виробок в породах з $f > 4$ незалежно від площі поперечного перерізу і з $f > 1,5$, якщо площа поперечного перерізу понад 40 м^2 .

Після вибору способу проведення виробки і способу відділення порід - вибирають і обґрунтовують технологічну схему проведення, форму вибою, вид підривання, спосіб навантаження і транспортування гірської маси, зведення тимчасового і постійного кріплення, технологію виконання допоміжних процесів.

Таким чином приймаємо спосіб проходки - звичайний з вибуховим відділенням породи. Прибирання гірської маси здійснюється машиною ПНБ-2 з навантаженням на скребковий конвеєр СР-70 м, а далі на стрічковий конвеєр 1ЛБ-80.

3.3 Вибір форми та розмірів поперечного перерізу східної конвеєрної магістралі

Форму поперечного перерізу гірничої виробки вибирають головним чином в залежності від фізико-механічних властивостей пересічних порід, проявів і величини гірського тиску, призначення і терміну служби виробки, матеріалу і типу кріплення, а також її економічності.

З точки зору використання площі найбільш економічна прямокутна форма, а всі інші хоча і забезпечують надійну стійкість, але призводять до завищення площі перетину. Наприклад: у виробок круглої форми надлишки перетину досягають 30%.

Рішення щодо вибору форми і типу кріплення повинні задовольняти правилам безпеки, а також будівельним нормам і правилам (БНіП) з проектування форми і площі поперечного перерізу, вибору матеріалу і типу кріплення, правилам виробництва і приймання робіт.

У виробничій практиці поширення набули абочна, склепінчаста і трапецієвидна форма виробок. У меншій мірі застосовують круглу, підковоподібну, полігональну і прямокутну форми.

У вугільній промисловості абочну форму з металевого рамного кріплення застосовують при проведенні виробок в породах з $f = 3-9$, що знаходяться в зоні сталого гірського тиску, а також в зоні впливу очисних робіт при відсутності здимання порід в підосві.

У гірничорудній промисловості аркову і склепінчасту форми застосовують при кріпленні виробок набризкбетоном, анкерами та металевим рамним кріпленням. У міцних породах з $f > 10$ гірничі виробки проводять без установки кріплення.

Обираю абочну форму поперечного перерізу виробки з металевим рамним кріпленням. Перевага цієї форми - більш повне в порівнянні з іншими формами відповідність гірничо-геологічними умовами та відповідний термін експлуатації (необхідно 12 років)

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

$$n = n_{\min} + (h_l - h - h_p)tg\alpha = 0.7 + (1.8 - 1.55 - 0.19)tg15^\circ = 0.72\text{ м}$$

$$m = m_{\min} + (h_l - h - h_p)tg\alpha = 0.4 + (1.8 - 1.55 - 0.19)tg15^\circ = 0.42\text{ м}$$

де h_l - висота проходу для людей від рівня баласту (тротуару), $h_l = 1,8$ м;

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

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

На заокругленні і поворотах зазори слід збільшити в залежності від радіуса кривої, довжини і жорсткої бази електровоза.

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

$$B = m + A + A' + p + n = 0.42 + 1.35 + 1.45 + 0.4 + 0.72 = 4.09 \text{ м}$$

де p - зазор між рухомим складом і конвеєром (ПБ), м.

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

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

$$h_g = h_o + h_p = 0.19 + 0.2 = 0.39 \text{ м}$$

Приймаю СВП-22

$$B = 4.09 \text{ м.}$$

$$h_c = 1 \text{ м}; C_y = 0,018 \text{ м}; \beta_0 = 49^\circ$$

Далі графічно або шляхом розрахунку за формулами, виведеними з розрахункової схеми зрушення арочного металевого кріплення, визначаємо радіус дуги стійки R :

$$R = \sqrt{(h_l + h_o + \Delta h_l - h_c)^2 + (b_l + C_y)^2} \quad (3.1)$$

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

$$b_l = \frac{(B + \Delta b_c + C_y)^2 + (h + h_g - h_c)^2 - (h_l + h_o + \Delta h_l - h_c)^2 - C_y^2}{2(B + \Delta b_c + 2C_y)} \quad (3.2)$$

$$b_l = \frac{(4,06 + 0,075 + 0,018)^2 + (1,55 + 0,39 - 1)^2 - (1,8 + 0,2 + 0,1 - 1)^2 - 0,018^2}{2(4,09 + 0,075 + 2 \cdot 0,018)} = 2,33 \text{ м}$$

Δh_l - величина вертикального зміщення кріплення до рівня проходу людей, яка приймається для попереднього визначення типорозміру кріплення в зоні сталого гірського тиску = 100 мм;

Δb_l - величина горизонтального зміщення кріплення на рівні рухомого складу, яка приймається для попереднього визначення типорозміру кріплення в зоні сталого гірського тиску = 75 мм.

$$R = \sqrt{(1.8 + 0.2 + 0.1 - 1)^2 + (2.33 + 0.018)^2} = 2.59 \text{ м}$$

Радіус дуги верхняка визначаємо за формулою:

$$r = R - \frac{C_y}{\cos \beta_0} + h_{\phi l} = 2,59 - 0,018 / \cos 49^\circ + 0,025 = 2,58 \text{ м}$$

де $h_{\phi l}$ - висота фланця профілю СВП ($h_{\phi l} = 26$ мм для СВП-22).

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

$$h_y = h_c + C_y \cdot \operatorname{tg} \beta_0 = 1 + 0.018 \cdot \operatorname{tg} 49^\circ = 1.02 \text{ м}$$

Ширина виробки у світлі на рівні підшви складе:

$$B_1 = 2 \cdot (R - C_y) = 2(2.01 - 0.018) = 5,144 \text{ м}$$

Висота виробки у світлі від рівня підшви дорівнює:

$$H = h_y + r + h_n = 1.02 + 1.95 + 0 = 4 \text{ м}$$

де h_n - вертикальна податливість в нижніх замках п'ятизвінного кріплення.

Площа поперечного перерізу виробки в просвіті до і після осідання визначимо за формулами:

$$S'_{cs} = 0.785(R^2 + r^2) + B_1(h_c - h_0) - C_y^2 = 0.785(2.59^2 + 2.58^2) + 5,14(1 - 0.2) - 0.018^2 = 14,6 \text{ м}^2$$

$$S_{cs} = (0,94 \div 0,96) S'_{cs} = 0,95 \cdot 14,6 = 13,87 \text{ м}^2$$

Периметр виробки у світлі:

$$P = 1.57(R + r) + 2(h_c - h_0) + B_1 = 1.57(2,59 + 2,58) + 2(1 - 0.2) + 5,14 = 14,85 \text{ м}$$

При визначенні розмірів виробки начорно, щоб забезпечити мінімальні розміри поперечного перерізу у світлі на весь термін її служби, необхідно врахувати зміщення порід під впливом гірського тиску. Тому, крім товщини кріплення і затяжек, до ширини і висоти виробки начорно слід додати переміщення контуру виробки. Відповідно до цього ширина виробки начорно на рівні рухомого складу буде дорівнює:

$$B' = B + 2(h_{cn} + h_{zm} + \Delta b) = 4.09 + 2(0.11 + 0.05 + 0.075) = 4,56 \text{ м}$$

де h_{cn} - висота профілю ($h_{cn} = 110$ мм для СВП-22);

h_{zm} - 30-50 мм - товщина одинарної залізобетонної затяжки;

Δb - горизонтальне переміщення порід у боках виробки, яке розраховується згідно [16]; при попередньому визначенні перерізу виробки параметр може бути прийнятий в зоні впливу очисних робіт $\Delta b = 200$ мм, а в зоні сталого гірського тиску $\Delta b = 75$ мм.

Висота виробки начорно складе:

$$H' = H + h_{cn} + \Delta h = 4 + 0.11 + 0.1 = 4,21 \text{ м}$$

де Δh - вертикальне зміщення порід, прийняте в зоні впливу очисних робіт $\Delta h = 300$ мм, а в зоні сталого гірського тиску $\Delta h = 100$ мм.

Площа поперечного перерізу виробки начорно з достатньою для практичних розрахунків точністю визначається за формулою:

$$\begin{aligned} S_{sc} &= S_{cs} + (P - B_1)(h_{cn} + h_{zm} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}) = \\ &= 13,87 + (14,85 - 4,56)(0.11 + 0.05 + \frac{0.075 + 0.1}{2}) = 16,27 \text{ м}^2 \end{aligned}$$

Площа поперечного перерізу виробки в проходці враховує товщину забутовочного шару:

$$S_{np} = \mu \cdot S_{сч} = 1.08 \cdot 16,27 = 17,57 \text{ м}^2$$

де μ - коефіцієнт надлишку перерізу.

Перевіряємо площу поперечного перерізу виробки в проясненні по допустимій швидкості руху повітря:

$$v = \frac{Q_{св}}{S_{св}} = \frac{70}{13,87} = 5,04 \text{ м/с} < 6 \text{ м/с}$$

Відповідно до уніфікованих перетинів гірничих виробок необхідно вибрати найближче більше значення поперечного перерізу (рис. 3.1).

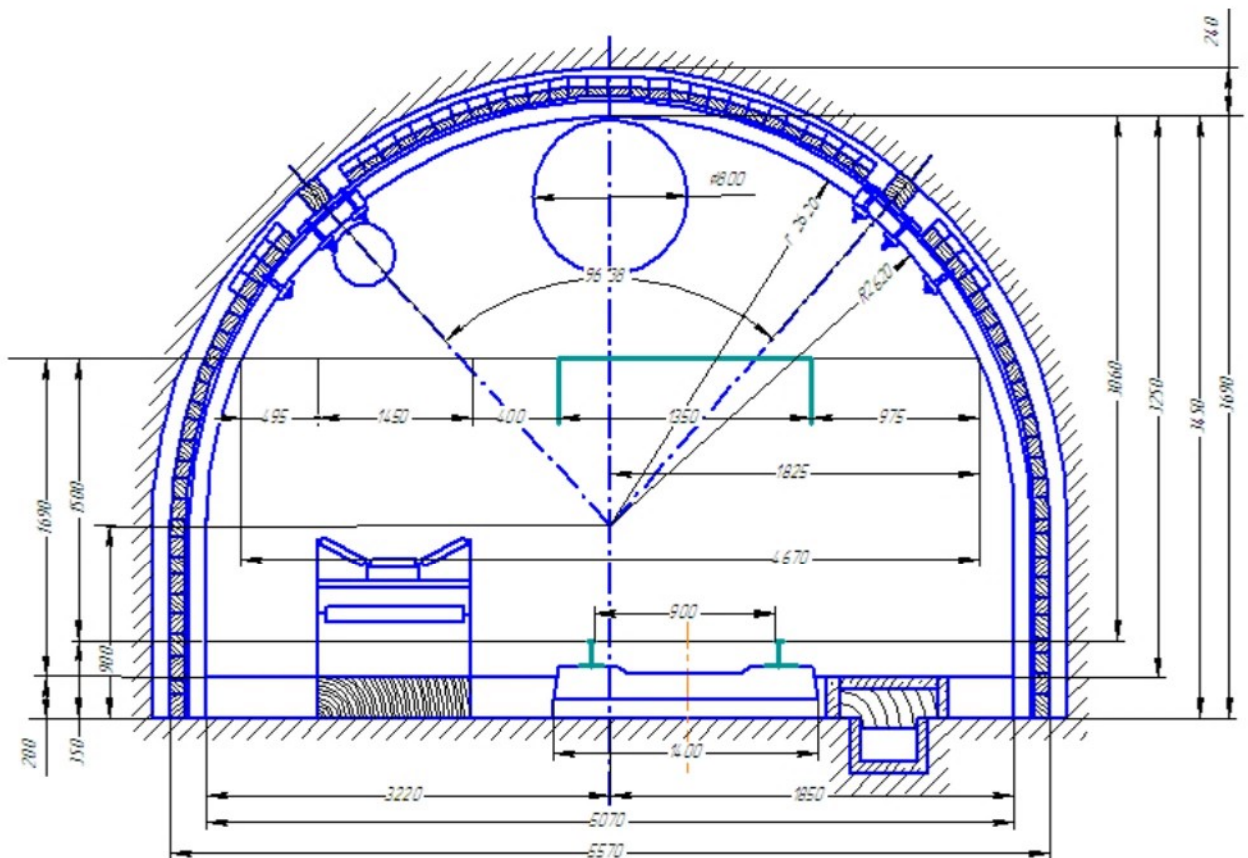


Рисунок 3.1 - Переріз виробки при експлуатації

3.4 Паспорт стійкості породного контуру виробки

Напружено-деформований стан масиву гірських порід в місці спорудження штреку характеризується головними напруженнями σ_1 і σ_2 .

Визначимо кут до осі ОХ, під яким розташовуються проміжні точки 2

$$O_{2,4} = \pm \arctg (b/a)$$

$$O_2 = \arctg (1,85/2,785) = \arctg 0,892 = 41^\circ 10'$$

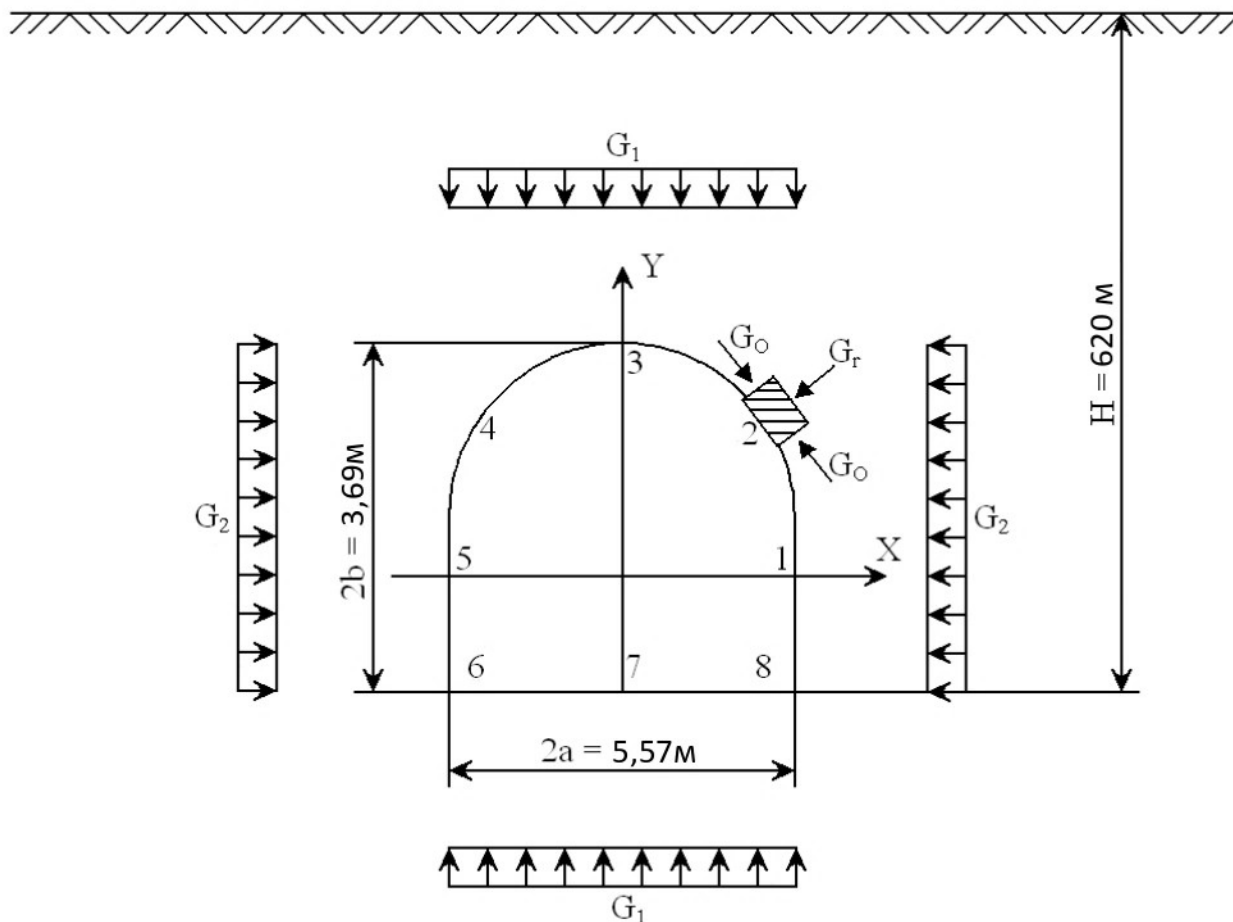


Рисунок 3.2 - Розрахункова схема паспорта стійкості контуру виробки

$$\alpha_4 = 180^\circ - 41^\circ 10' = 138^\circ 50'$$

Визначимо піввісь еліпса порівняння:

$$a_{\text{э}} = \sqrt{\frac{S \cdot a}{\pi \cdot b}} \quad (3.3)$$

$$b_{\text{э}} = \sqrt{\frac{S \cdot b}{\pi \cdot a}} \quad (3.4)$$

$$a_{\text{э}} = \sqrt{\frac{22,2 \cdot 2,675}{3,14 \cdot 2,385}} = 2,816 \text{ м}$$

$$b_{\text{э}} = \sqrt{\frac{22,2 \cdot 2,385}{3,14 \cdot 2,675}} = 2,511 \text{ м}$$

Визначимо радіуси кривизни еліпса порівняння R_{Ei} для кожної i -тої точки контуру виробки.

$$R_1^{\text{э}} = R_5^{\text{э}} = \frac{b_{\text{э}}^2}{a_{\text{э}}} \quad (3.5)$$

$$R_1^{\ominus} = R_5^{\ominus} = \frac{2,511^2}{2,816} = 2,239 \text{ м}$$

$$R_3^{\ominus} = R_7^{\ominus} = \frac{a_{\dot{Y}}^2}{b_{\dot{Y}}} \quad (3.6)$$

$$R_3^{\ominus} = R_7^{\ominus} = \frac{2,816^2}{2,511} = 3,158 \text{ м}$$

$$R_2^{\ominus} = R_4^{\ominus} = R_6^{\ominus} = R_8^{\ominus} = \frac{1}{a_{\ominus} \cdot b_{\ominus}} \cdot \left(\frac{a_{\ominus}^2 + b_{\ominus}^2}{2} \right)^{\frac{3}{2}} \quad (3.7)$$

$$R_2^{\ominus} = R_4^{\ominus} = R_6^{\ominus} = R_8^{\ominus} = \frac{1}{2,816 \cdot 2,511} \cdot \left(\frac{2,816^2 + 2,511^2}{2} \right)^{\frac{3}{2}} = 2,684 \text{ м}$$

Визначимо приведену кривизну кожної і-тої точки контуру виробки:

$$\varkappa_1 = (R_i^{\ominus} / R_i^K)^{2/3} \quad (3.8)$$

$$\varkappa_1 = \varkappa_5 = (2,239 / 2,675)^{2/3} = 0,89$$

$$\varkappa_2 = \varkappa_4 = (2,684 / 2,675)^{2/3} = 1,01$$

$$\varkappa_3 = (3,158 / 2,675)^{2/3} = 1,12$$

$$\varkappa_6 = \varkappa_8 = 6$$

$$\varkappa_7 = 0$$

Визначимо напруги в масиві гірських порід:

$$\sigma_1 = \gamma \cdot H, \quad (3.9)$$

$$\sigma_1 = 2,5 \cdot 400 = 1000 \text{ т/м}^2 = 10 \text{ МПа}$$

$$\sigma_2 = \frac{\nu}{1-\nu} \cdot \gamma \cdot H \quad (3.10)$$

де ν - середньозважений по всім пластам коефіцієнт Пуассона.

$$\sigma_2 = \frac{0,2}{1-0,2} \cdot 2,5 \cdot 400 = 250 \text{ т/м}^2 = 2,5 \text{ МПа}$$

Переважає вертикальний гірський тиск.

Визначимо компоненти напруженого стану масиву в осях ХОУ.

$$\sigma_x = \sigma_1 \cdot \cos^2 \alpha + \sigma_2 \cdot \sin^2 \alpha; \quad (3.11)$$

$$\sigma_y = \sigma_1 \cdot \cos^2 \alpha + \sigma_2 \cdot \sin^2 \alpha; \quad (3.12)$$

$$\tau_{xy} = 0,5 \cdot (\sigma_1 - \sigma_2) \cdot \sin 2\alpha; \quad (3.13)$$

де α - кут між напрямком максимального напруження σ_1 в осях ОХ.

$$\begin{aligned}\sigma_x &= 10 \cdot \cos^2 90^\circ + 2,5 \cdot \sin^2 90^\circ = 2,5 \text{ МПа}; \\ \sigma_y &= 10 \cdot \sin^2 90^\circ + 2,5 \cdot \cos^2 90^\circ = 10 \text{ МПа}; \\ \tau_{xy} &= 0,5 \cdot (10 - 2,5) \sin 180^\circ = 0 \text{ МПа};\end{aligned}$$

Визначимо функції f_x , f_y , f_{xy} для обчислення σ_i

$$f^x_1 = f^x_3 = -(\alpha_1 + 5)/6; \quad (3.14)$$

$$f^x_1 = f^x_1 = -(0,89 + 5) / 6 = -0,98; \quad (3.15)$$

$$f^x_7 = 1,2 - 0,2 \cdot \alpha_7 + (0,3 + 1,7 \cdot \alpha_7)^{b/a}; \quad (3.15)$$

$$f^x_7 = 1,2 - 0,2 \cdot 0 + (0,3 + 1,7 \cdot 0)^{2,385/2,675} = 1,57; \quad (3.16)$$

$$f^x_3 = 1,2 - 0,2 \cdot \alpha_3 + (0,3 + 1,7 \cdot \alpha_3)^{b/a}; \quad (3.16)$$

$$f^x_3 = 1,2 - 0,2 \cdot 1,12 + (0,3 + 1,7 \cdot 1,12)^{2,385/2,675} = 2,89 \quad (3.17)$$

$$f^x_2 = f^x_4 = 0,6 \cdot (\alpha_2 - 1) + a/b; \quad (3.17)$$

$$f^x_2 = f^x_4 = 0,6 \cdot (1,01 - 1) + 2,675/2,385 = 1,128 \quad (3.18)$$

$$f^x_6 = f^x_8 = 0,6 \cdot (\alpha_6 - 1) + a/b; \quad (3.18)$$

$$f^x_6 = f^x_8 = 0,6 \cdot (6 - 1) + 2,675/2,385 = 4,122; \quad (3.19)$$

$$f^y_1 = f^y_5 = 1,12 + 0,2 - \alpha_1 + (0,3 + 1,7 \cdot \alpha_1) \cdot a/b; \quad (3.19)$$

$$f^y_1 = f^y_5 = 1,12 + 0,2 \cdot 0,89 + (0,3 + 1,7 \cdot 0,89) \cdot 2,675 / 2,385 = 3,33; \quad (3.20)$$

$$f^y_3 = -(\alpha_3 + 5) / 6; \quad (3.20)$$

$$f^y_3 = -(1,12 + 5) / 6 = -1,02; \quad (3.21)$$

$$f^y_7 = (\alpha_7 + 5) / 6; \quad (3.21)$$

$$f^y_7 = -5 / 6 = -0,8; \quad (3.21)$$

$$f^y_2 = f^y_4 = 0,6 \cdot (\alpha_2 - 1) + a/b; \quad (2.100)$$

$$f^y_2 = f^y_4 = 0,6 \cdot (1,01 - 1) + 2,675 / 2,385 = 1,128; \quad (3.22)$$

$$f^y_6 = f^y_8 = 0,6 \cdot (\alpha_6 - 1) + a/b; \quad (3.22)$$

$$f^y_6 = f^y_8 = 0,6 \cdot (6 - 1) + 2,675 / 2,385 = 4,122; \quad (3.23)$$

$$f^{xy}_1 = f^{xy}_5 = f^{xy}_3 = f^{xy}_7 = 0 \quad (3.23)$$

$$f^{xy}_2 = -1 - \alpha_2 - (a/b + b/a) \cdot (\alpha_2 + 5) / 6; \quad (3.24)$$

$$f^{xy}_2 = -1 - 1,01 - (2,675 / 2,385 + 1,375 / 1,675) \cdot (1,01 + 5) / 6 = -4,024; \quad (3.25)$$

$$f^{xy}_4 = -f^{xy}_2 = 4,027; \quad (3.25)$$

$$f^{xy}_6 = -1 - \alpha_6 - (a/b + b/a) \cdot (\alpha_6 + 5) / 6; \quad (3.26)$$

$$f^{xy}_6 = -1 - 6 - (2,675 / 2,385 + 2,385 / 2,675) \cdot (6 + 5) / 6 = -10,69; \quad (3.27)$$

$$f^{xy}_8 = -f^{xy}_6 = 10,69 \quad (3.27)$$

Визначимо тангенціальні напруження, що діють в кожній i -тій точці контуру виробки.

$$\sigma_i = \sigma_x \cdot f^x_i + \sigma_y \cdot f^y_i + \tau_{xy} \cdot f^{xy}_i; \quad (3.28)$$

$$\sigma_1 = 2,5 \cdot (-0,98) + 10 \cdot 3,33 + 0 = 30,85 \text{ МПа}$$

$$\sigma_2 = 2,5 \cdot 1,128 + 10 \cdot 1,128 + 0 = 14,1 \text{ МПа}$$

$$\sigma_3 = 2,5 \cdot 2,89 + 10 \cdot (-1,02) + 0 = -2,97 \text{ МПа}$$

$$\sigma_4 = 2,5 \cdot 1,128 + 10 \cdot 1,128 + 0 = 14,1 \text{ МПа}$$

$$\sigma_5 = 2,5 \cdot (-0,98) + 10 \cdot 3,33 + 0 = 30,85 \text{ МПа}$$

$$\sigma_6 = 2,5 \cdot 4,122 + 10 \cdot 4,122 + 0 = 51,52 \text{ МПа}$$

$$\sigma_7 = 2,5 \cdot 1,62 + 10 \cdot (-0,8) + 0 = -3,95 \text{ МПа}$$

$$\sigma_8 = 2,5 \cdot 4,122 + 10 \cdot 4,122 + 0 = 51,25 \text{ МПа}$$

β - кут між нормаллю до контуру виробки і лінією, орієнтованою по нашаруванню порід в площині перерізу виробки.

Таблиця 3.2 - Розрахункові величини

№ точок	$R^{\exists}_i, \text{ м}$	$R^K_i, \text{ м}$	α_i	$\sigma_x = 2,5 \text{ МПа}; \sigma_y = 10 \text{ МПа}; \tau_{xy} = 0$			$\sigma_i, \text{ МПа}$
				f^x_i	f^y_i	f^{xy}_i	
1	2,239	2,675	0,89	-0,98	3,33	0	30,85
2	2,684	2,66	1,01	1,128	1,128	-4,027	14,1
3	3,158	2,64	1,12	2,89	-1,02	0	-2,97
4	2,684	2,66	1,01	1,128	1,128	4,027	14,1
5	2,239	2,675	0,89	-0,98	3,33	0	30,85
6	2,684	0	6	4,122	4,122	-10,69	51,52
7	3,158	∞	0	1,62	-0,8	0	-3,95
8	2,684	0	6	4,122	4,122	10,69	51,52

$$[\sigma] = \sigma^0_i \cdot K_t \cdot K_w \cdot K_C; \quad (3.29)$$

де σ^0_i - міцність зразка породи, МПа;

K_t - коефіцієнт тривалої міцності;

K_w - коефіцієнт розмокання;

K_C - коефіцієнт структурного ослаблення.

Таблиця 3.3 - Таблиця розрахунків паспорта стійкості виробок

№ точок	$R^K_i, \text{ м}$	$R^{\exists}_i, \text{ м}$	α_i	$\sigma_x = 2,5; \sigma_y = 10;$ $\tau_{xy} = 0$			$\sigma_i,$ МПа	$\beta,$ град.	$[\sigma],$ МПа	ω^*
				f^x_i	f^y_i	f^{xy}_i				
1	2,675	2,239	0,89	-0,98	3,33	0	30,85	0	49,7	0,62
2	2,66	2,684	1,01	1,128	1,128	-4,027	14,1	48 ° 50 ,	47,3	0,3
3	2,64	3,158	1,12	2,89	-1,02	0	-2,97	90 °	1,25	-2,4
4	2,66	2,684	1,01	1,128	1,128	4,027	14,1	48 ° 50 ,	47,3	0,3
5	2,675	2,239	0,89	-0,98	3,33	0	30,85	0	49,7	0,62
6	0	2,684	6	4,122	4,122	-10,69	51,52	-	43,7	1,18
7	∞	3,158	0	1,62	-0,8	0	-3,95	90 °	1,25	-3,2
8	0	2,684	6	4,122	4,122	10,69	51,52	-	43,7	1,18

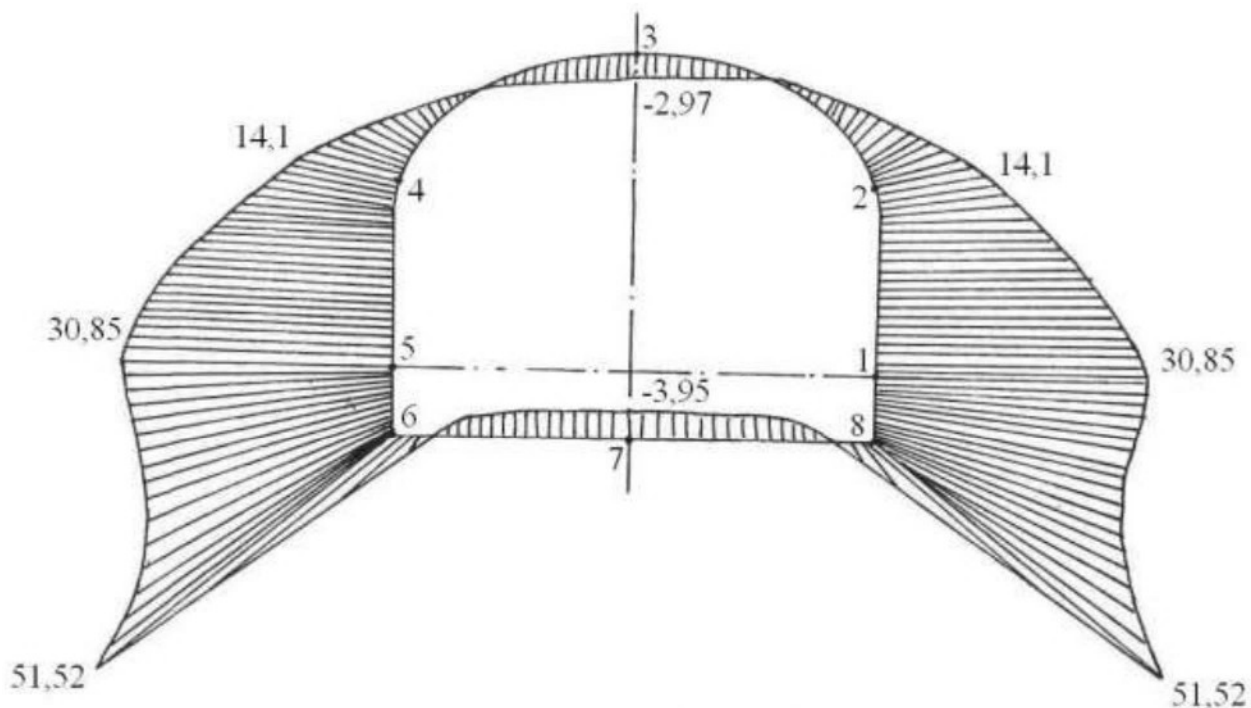


Рисунок 3.3 - Епюра напружень на контурі виробки

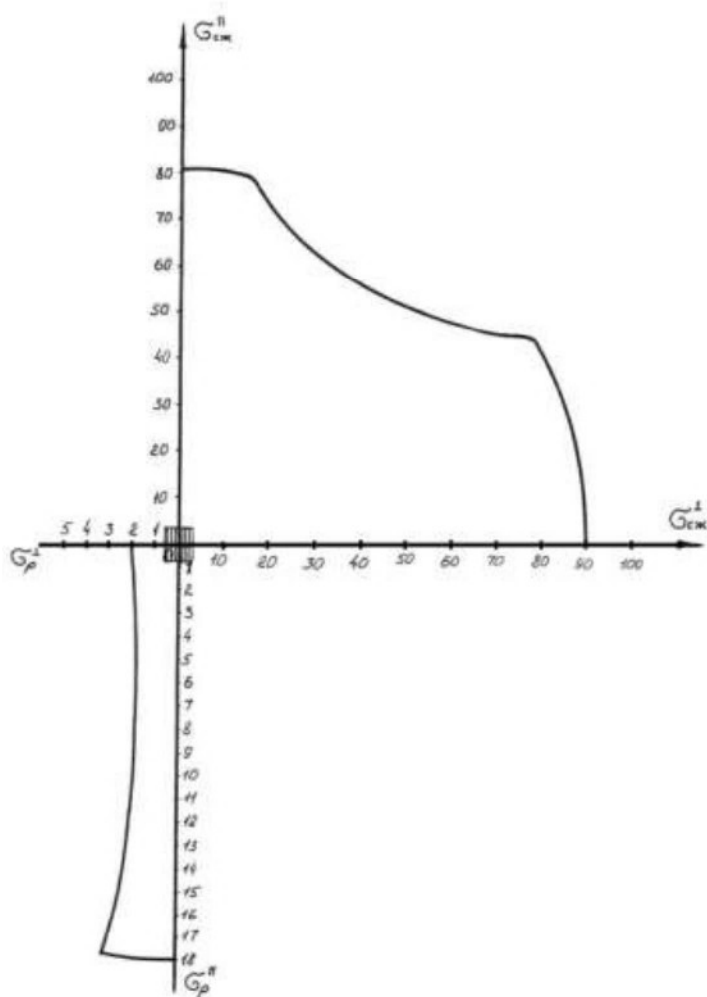


Рисунок 3.4 - Полярна діаграма міцності пісковика

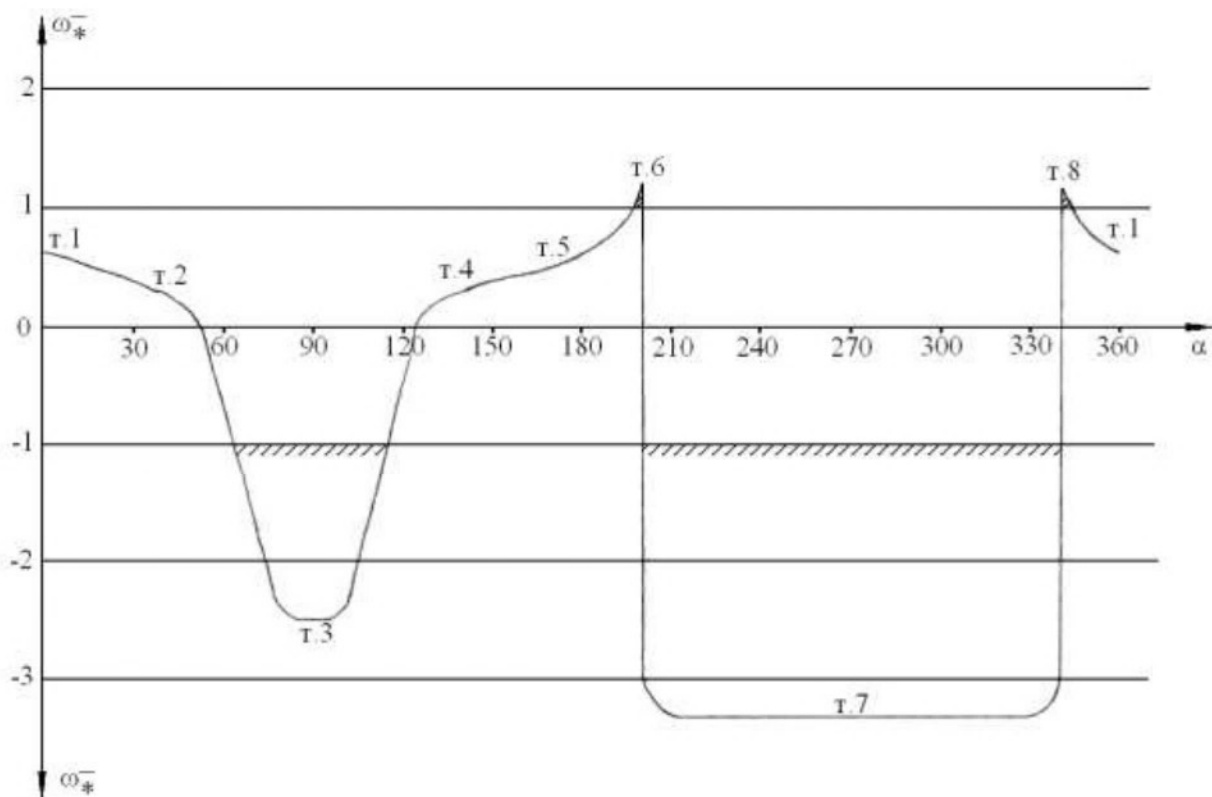


Рисунок 3.5 - Графік критерію руйнування

3.5 Розробка паспорта БПР

Оскільки вибухові роботи ведуться по породному вибою надкатегорної шахти, то застосовую в якості ВР амоніт Т-19, як ЗП - детонатори типу ЕДКЗ, шпури діаметром 42 мм, патрони діаметром 36 мм. Питома витрата ВР у вибої шахти по породам міцності $f = 70$ МПа приймаю $1,2 \text{ кг/м}^3$ при довжині заходки 2 м.

Визначаємо кількість шпурів

$$N = \frac{12.7 \cdot q \cdot S \cdot K}{\gamma \cdot d^2 \cdot \rho} \quad (3.30)$$

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

K - КВШ;

γ - коефіцієнт заповнення шпурів;

d - діаметр патронів ВР, см;

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

Приймаю клиновий вруб, кількість шпурів 6 і площу вруба по мінімальній відстані між шпурами 0,6 м.

$$N_{\text{нор}} = \frac{12.7 \cdot 1.2 \cdot 13.97 \cdot 0.9}{0.5 \cdot 3.6^2 \cdot 1.1} = 27.6 \text{ шт}$$

Приймаю 28 шпурів, всього 34 шпура

Кількість ВР на цикл

$$Q_{\text{вв}} = (S_{\text{вч}} \cdot l_3 / \eta) q$$

$$Q_{\text{вв}}^{\text{yz}} = (3.6 \cdot 1.8 / 0.9) 1.2 = 8.64 \text{ кг}$$

$$Q_{\text{вв}}^{\text{nop}} = (13.97 \cdot 2 / 0.8) 1.2 = 41.91 \text{ кг}$$

Кількість ВР на шпур

$$q_{\text{шт}}^{\text{yz}} = \frac{Q_{\text{вв}}^{\text{yz}}}{N_{\text{yz}}} = \frac{8.64}{6} = 1.44 \text{ кг приймаю } 1,5 \text{ кг}$$

$$q_{\text{шт}}^{\text{nop}} = \frac{Q_{\text{вв}}^{\text{nop}}}{N_{\text{nop}}} = \frac{41.91}{28} = 1.52 \text{ кг приймаю } 1,6 \text{ кг}$$

Параметри шпурів, розташування їх представлені на аркуші графічної частини.

Таблиця 3.4 - Показники буропідричних робіт

Найменування показників	Одиниця виміру	Кількість
Категорія шахти	-	надкатегорна
Перетин виробки начорно	м ²	17,3
Коефіцієнт міцності пісковика за шкалою проф. Протод'яконова	МПа	70
Тип застосовуваного ВР	-	Амоніт Т-19
Витрата ВР на цикл	кг	50,55
Витрата ЕД на цикл	шт	34
Тип застосовуваної набійки	-	Глина + гідронабійка
Посування вибою за вибух	м	2
Коеф. використання шпурів	-	0,9; 0,8
Час провітрювання вибою після підривання	хв	30
Час заміру газу метану	хв	2
Час виставлення постів	хв	5
Час на огляд вибою	хв	5
Час заряджання	хв	15
Загальний час вибухових робіт	хв	57

3.6 Розрахунок провітрювання тупикової виробки і вибір засобів вентиляції

Для провітрювання тупиковій частині виробки приймаємо нагнітальний спосіб подачі повітря по гнучким трубах.

Визначаємо мінімальну кількість повітря, яке потрібно подати у вибій. По фактору газовиділення розрахунок не проводиться, так як при буропідричній технології в даних умовах він не є визначальним.

По фактору утворення отруйних газів після вибухових робіт

$$Q_{з.н} = \frac{2.25}{t} \sqrt{\frac{V_{вс} \cdot l_m^2 \cdot S_{св}^2 \cdot k_{обв}}{k_{ум.тр}^2}}, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (3.31)$$

де $V_{вс}$ = обсяг шкідливих газів, що утворюються після вибухових робіт, л;

$$V_{вс} = 100B_{уз} + 40B_{нор} = 100 \cdot 0 + 40 \cdot 50.55 = 2022 \text{ л}$$

$B_{уз}, B_{нор}$ - маса ВР, що одночасно підриваються по вугіллю і по породі.

t - час провітрювання виробки після підривання, хв;

l_m - довжина тупикової виробки, м;

$S_{св}$ - площа поперечного перерізу виробки в просвіті, м^2 ;

$k_{обв}$ - коефіцієнт обводнення виробки;

$k_{ум.тр}$ - коефіцієнт витоків повітря в трубопроводі.

$$Q_{з.н} = \frac{2,25}{30} \sqrt{\frac{2022 \cdot 600^2 \cdot 14.1^2 \cdot 0.8}{1.25^2}} = 315 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Розрахунок витрати повітря для провітрювання виробки по числу людей здійснюватися за формулою:

$$Q = 6 \cdot n_{чел.заб}, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (3.32)$$

де $n_{чел.заб}$ - найбільша кількість людей, які одночасно працюють у привибійному просторі, чел.

$$Q = 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

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

$$Q_{з.н} = 60v_{\min} \cdot S_{св}, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (3.33)$$

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

$$Q_{з.н} = 60 \cdot 0.25 \cdot 14.1 = 211.5 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Для розрахунку приймаю $Q_{з.н.} = 315 \text{ м}^3 / \text{хв} = 5,3 \text{ м}^3 / \text{с}$.

Визначаю аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу

$$R_{mp} = r_{mp} (l_{mp} + 20d_{mp}n_1 + 10d_{mp}n_2), \text{ к}\mu \quad (3.34)$$

де R_{mp} - питомий аеродинамічний опір прогумованих труб без урахування витоків повітря, к μ /м;

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

d_{mp} - діаметр трубопроводу, м;

$$R_{mp} = 0,0053(600 + 20 \cdot 1 \cdot 1) = 3.3 \text{ к}\mu$$

Подача вентилятора, працюючого на гнучкий трубопровід

$$Q_{\epsilon} = Q_{з.п.} \cdot k_{ум.мп.} = 5.3 \cdot 1.78 = 9.4 \text{ м}^3 / \text{с} \quad (3.35)$$

Депресія вентилятора, працюючого на гнучкий трубопровід

$$h_{\epsilon} = Q_{\epsilon}^2 R_{мп} \left(\frac{0.59}{k_{ум.мп.}} + 0.41 \right)^2, \text{ даПа} \quad (3.36)$$

$$h_{\epsilon} = 9.4^2 \cdot 3.3 \left(\frac{0.59}{1.25} + 0.41 \right)^2 = 226.8 \text{ даПа}$$

Вибір вентилятора виконую шляхом нанесення розрахункового режиму його роботи Q_{ϵ} , h_{ϵ} на аеродинамічні характеристики вентиляторів. На підставі аналізу аеродинамічних характеристик вентиляторів приймаю до установки вентилятор ВЦ-7. Точка з координатами $Q_{\epsilon} = 9,4 \text{ м}^3/\text{с}$ і $h_{\epsilon} = 226,8 \text{ кг}/\text{м}^2$ лягає на характеристику вентилятора в зону між кутами установки лопаток направляючого апарату - 50 і 00. Для визначення фактичної продуктивності, депресії вентилятора і кількості повітря яке буде надходити у вибій, на його аеродинамічній характеристиці, будуємо характеристику трубопроводу по рівнянню. Для цього задаємося довільними значеннями $Q = 5, 10, 15 \text{ м}^3/\text{с}$ і визначаємо відповідні їм значення $K_{ум.мп.}$ і h_{ϵ} . Розрахункові дані для побудови характеристики трубопроводу представлені в таблиці 3.5.

Таблиця 3.5 - Розрахункові дані для побудови характеристики трубопроводу

$Q, \text{ м}^3/\text{с}$	5	10	15
$K_{ум.мп.}$	1,15	1,20	1,27
Q_{ϵ}	5,75	12	19,05
h_{ϵ}	147,8	587,7	1456

Точка «А» на графіку (рисунок 3.6) характеризує розрахунковий режим, а точка «Б» фактичний режим роботи вентилятора. Фактичний режим роботи вентилятора характеризується параметрами $Q_{в.ф.} = 9,37 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{в.ф.} = 269 \text{ кг}/\text{м}^2$.

Визначаємо кількість повітря, яке буде надходити у вибій

$$Q_{з.п.ф.} = 1,69 \sqrt{\frac{h_{в.ф.}}{R_{мп.г.}} - 0,69} \cdot Q_{в.ф.}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.37)$$

$$Q_{з.п.ф.} = 1,69 \sqrt{\frac{269}{3.3} - 0,69} \cdot 9,37 = 8,7 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Вентилятор ВЦ-7, має коефіцієнт корисної дії 0,7.

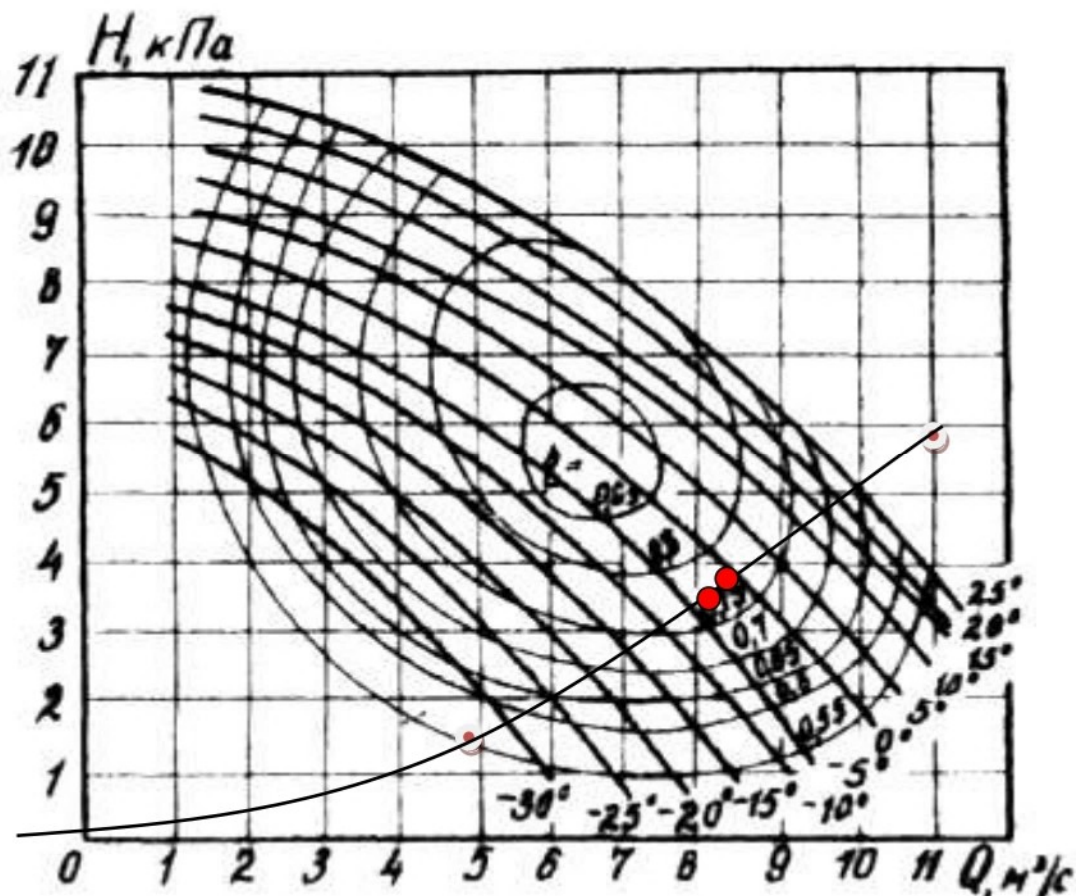


Рисунок 3.6 - Аеродинамічна характеристика вентилятора ВЦ-7 і мережі

3.7 Водо- і енергопостачання вибою виробки

Для забезпечення гірничопрохідницьких робіт водою і стиснутим повітрям передбачаю прокладку у виробці пожежно-зрошувального водопостачання та мережі стисненого повітря, а для живлення споживачів електроенергією та освітлення кабельні мережі та комутаційну апаратуру.

Організація постачання водою для пожежно-зрошувальних потреб здійснюється відповідно до нормативних документів. Мережу пожежно-зрошувального водопостачання використовують і для боротьби з пилом. Основними споживачами води для боротьби з пилом є: породонавантажувальні машини, бурильні установки, пристрої для зрошення вибоїв перед підриванням і для зволоження відбитої гірської маси, водяні завіси, водяні заслони.

Кінці постійних або тимчасових водопровідних ліній повинні відстояти від вибою не більше ніж на 20 м, подача води у вибій здійснюється по трубах або гумовотканинним рукавам.

Електропостачання гірничопрохідницьких робіт слід розробляти згідно схеми розстановки машин і механізмів під час проведення виробки і вимогу інструкцій з оформлення схем електропостачання.

Розрахунок електропостачання при прохідницьких роботах зводиться до вибору на підставі електричних навантажень потужності дільничної пересувний підстанції, низьковольтної комутаційної апаратури, а також кабельної мережі. Вибір потужності трансформатора проводиться за коефіцієнтом попиту.

$$S_{mp} = (k_c \cdot \sum P_H) / 1.25 \cos \varphi_{cp} \quad (3.38)$$

де, S_{mp} - сумарна потужність трансформатора, кВ·А;

$\sum P_H$ - сумарна встановлена потужність всіх підключених до трансформатора струмоприймачів, кВт;

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

$$\cos \varphi_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n P_i \cdot \cos \varphi_i}{\sum_{i=1}^n P_i} \quad (3.39)$$

Для прохідницьких робіт $\cos \varphi_{cp}$ можна прийняти рівним 0,6, k_c - коефіцієнт попиту рівний 0,35.

Таблиця 3.6 - Технічні дані споживачів електроенергії.

Найменування обладнання	Споживана потужність, кВт
Породонавантажувальна машина 2ПНБ-2Б	80
Скребокний конвеєр СР-70м	32
Стрічковий конвеєр 1ЛБ-80	45
Вентилятор місцевого провітрювання ВЦ-7	100

$$S_{mp} = (0,35 \cdot 257) / 1,25 \cdot 0,6 = 120 \text{ кВ} \cdot \text{А}$$

Для живлення силових споживачів при спорудженні виробок необхідно використовувати пересувні підстанції КТПВ, які слід встановлювати на свіжому струмені повітря. Для живлення пересувних трансформаторів прийнято напруга 6000 В, для низьковольтних споживачів - 660 В і для мережі освітлення - 127 В.

Для живлення вибійних механізмів необхідно передбачити прокладку від дільничних розподільних пунктів до вибійних розподільних пунктів, що встановлюються в 100 м від вибою, гнучких екранованих кабелів марок і КГЕШ. Управління пускачами - дистанційне за допомогою кнопок управління КУ92-РВ., встановлюваних на відстані 20-50 м від вибою виробки.

Освітлення вибою, місць установки підстанцій та розподільчих пунктів слід проводити люмінесцентними світильниками у вибухобезпечному виконанні типу РВЛ, які живляться від пускових агрегатів АПШ, що встановлюються в розподільні пункти. Освітлювальна мережа виконана з кабелів марки КРПСН. Стан ізоляції мережі освітлення контролюється пристроями автоматичного контролю ізоляції, вбудованими в пускові агрегати.

Відповідно до вимог ПБ всі кабелі і нетоковедучі частини електрообладнання повинні бути заземлені.

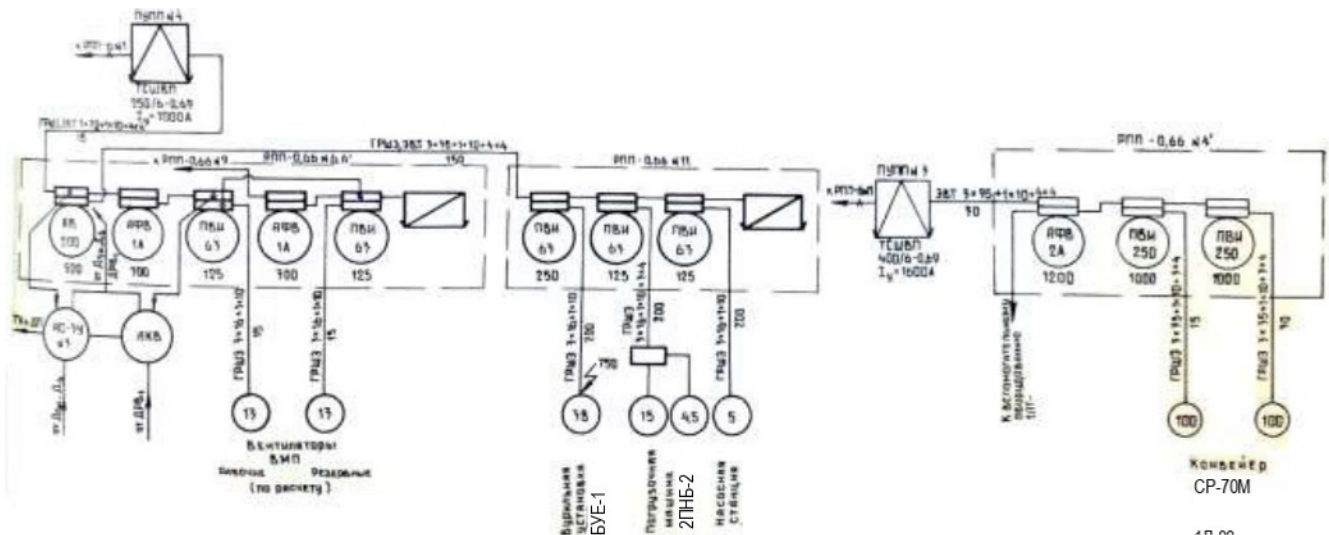


Рисунок 3.7 - Схема електропостачання

3.8 Опис технології спорудження виробки

Прийшовши на робоче місце у вибій, робочі оглядають його, збивають навислі шматки породи з боків і покрівлі виробки за допомогою довгого інструменту, довжиною не менше 1,5 м, перебуваючи в закріпленій частині виробки, перевіряють якість кріплення, відповідність його паспорту кріплення, наявність води, глини, кріпильних матеріалів, виправлення механізмів.

Для постійного контролю вмісту метану постійно знаходиться прилад СШ-2. Прохідники перевіряють вентиляційний став і датчик «Метан». Виявлені порушення паспорта кріплення і ПБ усуваються.

Буріння шпурів.

Після приведення вибою в безпечний стан робочі приступають до буріння шпурів. Укладають тимчасовий рейковий шлях, підганяють машину 2ПНБ-2Б до вибою, розтягують і під'єднують до машини кабель і шланги. Потім прохідники проводять огляд і змащення машини, тестувати її на холостому ходу. Інші робітники в цей час проводять оббирання вибою і розмітку шпурів, очищають підшву для буріння нижніх шпурів. Прохідники повинні бути забезпечені комплектом необхідного інструменту, штанг і заточених коронок.

Вибухові роботи.

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

Майстер-підривник здійснює замір газу метану у вибої і на відстані до 20 м від вибою виробки, переконавшись, що вміст метану не перевищує допустимих норм, приступає до заряджання шпурів, попередньо забравши людей із вибою і виставивши пости. Заряджання шпурів виконує майстер-підривник з найбільш досвідченим і спеціально навченим прохідником (помічник майстра-підривника). Прохідник заряджає ВР в шпури, а майстер-підривник виготовляє патрони-бойовики, заряджає їх в шпури і спільно з прохідником закладають шпури забійним матеріалом. Місця укриття майстра-підривника, знаходження людей і постів оточення вказується в паспорті БПР.

Після проведення підривання і провітрювання вибою, майстер-підривник і гірничий майстер перевіряють стан вибою, і переконавшись в тому, що немає відмов знімають пости оточення і дозволяють робочим заходити у вибій.

Після вибухових робіт вибій повинен бути приведений у безпечний стан.

Прибирання гірської маси.

Прибирання гірської маси здійснюється машиною 2ПНБ-2Б на перевантажувач, далі гірська маса вантажиться на скребковий конвеєр СР-70 м і стрічковий 1Л-80.

Перед завантаженням породи необхідно оглянути вибій, обібрати покрівлю та боки виробки, встановити тимчасове захисне кріплення.

Від постійного кріплення до вибою на висунуті кінці спецпрофіля укладають шпальний брус товщиною 10-12 см. і довжиною 3 м. для захисту працюючих від падіння шматків породи з покрівлі. Після установки тимчасового кріплення прохідники починають прибирання породи.

Прохідник, що виконує обов'язки машиніста навантажувальної машини, проводить огляд і дрібний ремонт машини.

Після огляду машини і зрошення гірської маси приступають до навантаження. Один прохідник (машиніст) управляє машиною, четверо інших здійснюють підкидку і спостерігають за надходженням її на конвеєр, зачищають шлях і, в разі потреби, раскайловують великі шматки породи.

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

Кріплення.

Кріплення виконується відповідно до технологічних схем і «Галузевої інструкції із застосування металевих кріплень в підготовчих виробках вугільних і сланцевих шахт» в такій послідовності:

- перевіряють правильність установки першої від вибою рами у напрямку;
- після огляду вибою і оборки породи по периметру виробки розчищають місце установки стійок і обробляють лунки на глибину 0,1 м. на відповідному відстані між рамами, стояки встановлюють по черзі в лунки і скріплюють двома міжрамними металевими стяжками з раніше встановленої аркою на відстані 0,4 м. нижче сполучних вузлів;
- встановлюють на «козлів» робочий полок;
- перед установкою верхняка, передове кріплення повинно бути висунуто і перекрито шпального брусом на 0,7 м. від останньої закріпленої рами;
- з робочого полку верхняк піднімають під покрівлю виробки, фіксують стійки арки;

При цьому в місцях з'єднань верхняків зі стійками повинна дотримуватися проектна величина нахлестки.

- елементи арки в кожному вузлі з'єднують двома хомутами. Затягування гайок виконують стандартними ключами з рукояткою, довжиною 0,45 м. до початку вигину планок.

- правильність установки рами перевіряють у напрямку. При необхідності раму рихтують, здійснюють з'єднання верхняка верхнього міжрамного

стягування, в сполучних вузлах встановлюють розпірки з круглого лісу діаметром не менше 10 см. і арку ретельно заклинюють дерев'яними клинами в замках і по центру верхняка;

- виконують затяжку покрівлі та боків суцільно;
- у міру стягування покрівлі та боків виробки проводять ретельне забучування породою закріпленого простору.

На кріплених 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.

Настилання рейкового шляху.

На початку гірники оглядають робоче місце, приводять його в безпечний стан і підносять до місця роботи необхідні матеріали, інструменти, пристосування. У місцях руху електровозів встановлюють попереджувальні сигнали відповідно до правил безпеки.

Роботу по настиланню шляху починають з вирівнювання та очищення полотна шляху, після чого підносять шпали і рейки, виконують дроблення лунок і укладку шпал. Потім на них укладають рейки, скріплюють з раніше укладеними рейками за допомогою планок і болтів, за шаблоном встановлюють ширину колії, заміряють відстань від головки рейок до боків виробки і приводять у відповідність до затвердженого паспортом. За допомогою бретналів пришивають рейки до шпал, засипають баласт між шпалами, роблять додаткове рихтування колії і підбиття шпал баластом. Потім випробують покладений шлях шляхом перегону навантаженого складу.

Нарощування скребкового конвеєра.

На початку прохідники оглядають і призводять до безпечного стану робоче місце, підносять ланки ланцюга і рештаки пристрої для роз'єднання ланцюга і переміщення натяжної головки. Очищають від породи натяжну головку, місце для її установки і рештаків. Піднос і установка пристроїв для ослаблення кола і переміщення головки. Послаблюють і розмикають конвеєрний ланцюг. Від'єднують натяжну головку від конвеєрного ставу, переміщують натяжну головку. Потім підносять рештаки і ланки конвеєрного ланцюга. З'єднання рештаків з натяжною головою, з'єднання і натяг ланцюга. Закріплення натяжної головки. Перевірка конвеєра.

Водовідлив, вентиляція, освітлення.

Водовідлив здійснюється за допомогою водовідливної канавки, закріпленої залізобетонними лотками.

Перед початком робіт з проведення водовідливної канавки прохідники оглядають робоче місце, відповідно до встановленого паспортом кріплення намічають місце проведення канавки. Підносять необхідний матеріал і інструмент. Залежно від обсягу робіт і способу проведення канавки роботи виконують 1-2 прохідника.

У міру проходження, в канавку укладають залізобетонні жолоби. При наявності пустот за жолобами здійснюють їх забутовку.

По закінченню робіт по проведенню канавки прибирають інструмент і зачищають робоче місце.

Навішування вентиляційних труб.

Навішування вентиляційних труб проводиться по всій довжині виробки або в міру посування вибою підготовчої виробки.

Для виконання робіт по навішуванню 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 необхідно піднести інструменти, труби, розтягнути трос, зміцнити його на рамах постійного кріплення.

Для навішування труб влаштовують підмостки. З'єднання труб виконують, просмикуючи кільце попередньої труби в кільце наступної (у напрямку руху повітряного струменя), місце з'єднання затискають з'єднувальним кільцем.

При нарощуванні вентиляційних труб перший від вибою відрізок труби знімають і роблять нарощування става на необхідну довжину, після чого знятий відрізок труби знову навішують в кінці става.

Освітлення привибійної частини виробки здійснюється світильниками РВР-80. Крім того, кожен прохідник має індивідуальний акумуляторний світильник.

3.9 Організація гірничопрохідницьких робіт

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

Добовий режим роботи - чотири зміни по проходці виробки.

Форма організації праці - комплексна прохідницька бригада, яка виконує всі основні і допоміжні процеси у вибої.

Визначаю обсяг робіт на цикл за всіма нормованими процесами.

$$\text{З буріння шпурів } W_{\sigma} = N_{ш} \cdot l_{ш} = 28 \cdot 2 + 6 \cdot 1.8 = 67 \text{ м}$$

$$\text{По прибиранню породи } W_n = S_{np} \cdot l_{ш} \cdot \eta = 17.8 \cdot 2 \cdot 0.85 = 30 \text{ м}^3$$

$$\text{За кріпленню виробки } W_{кр} = l_{ш} \cdot \eta / l_{кр} = 2 \cdot 0.9 / 0.8 = 2.25 \text{ рам}$$

$$\text{За настиланню рейкового шляху } W_{p.n} = l_{ш} \cdot \eta = 2 \cdot 0.9 = 1.8 \text{ м}$$

Таблиця 3.7 - Розрахунок нормативної трудомісткості процесів

Вид праці	Обсяг роботи		Норма вироблення				Трудомісткість	
	од. вим.	кіль-сть	по нормуванню	поправоч. коеф.	встанов. норма.	підстава	люд. / год.	люд.-зм
Буріння шпурів	м	67	31,2	0,95	29,64	§7, табл.13, 4б	2,64	0.44

Прибирання породи 2ПНБ-2Б	м ³	30	27,1	1.05; 0.8	22,7	§17 табл.23, 2г	4.6	0.76
Кріплення виробки	рам	2,25	1.06	0.95	1	§26, табл.32, 16б	13.5	2.25
Настилення рейкового шляху	м	2	7.23	0.9	6.5	§34 табл.43, 2д	1.68	0.28
Проведення водовід. канавки	м	2	22.8	-	22.8	§31, табл.39, 16	0.48	0.08
Кріплення водовідвідної канавки	м	2	11.9	-	11.9	§31, табл.40, 16	0.9	0.15
Нарощування вент. трубопроводу	м	2	90	-	90	§32, табл.41, 5а	0.12	0.02
Нарощування скребкового конвеєра	м	2	9.23	-	9.23	§33, табл.42, 2а	1.32	0.22
Всього на цикл	м	2					25,2	4.2

З нарощування скребкового конвеєра $W_{н.скр.конв} = l_{ш} \cdot \eta = 2 \cdot 0.9 = 1.8 м$

Проходка і кріплення водовідвідної канавки $W_{в.к.} = l_{ш} \cdot \eta = 2 \cdot 0.9 = 1.8 м$

З нарощування вентиляційного трубопроводу $W_{тр.} = l_{ш} \cdot \eta = 2 \cdot 0.9 = 1.8 м$

Комплексна норма часу становить 4.2 чел-зміни/м.

Комплексна норма вироблення дорівнює:

$$H_{выр} = \frac{1}{H_{вр}} = \frac{1}{4.2} = 0.238 м / чел - смену.$$

Визначаємо тривалість кожного виду робіт:

$$T_i = \frac{T_{см} \cdot N_i \cdot \alpha}{n \cdot k} \quad (3.39)$$

де $T_{см}$ - тривалість зміни, ч;

N_i - трудомісткість даної роботи;

α - коефіцієнт, що враховує час на заряджання, підривання і провітрювання.

$$\alpha = \frac{T_{см} - T_{зар} - T_{взр} - T_{пров}}{T_{см}} \quad (3.40)$$

де $T_{зар}$, $T_{взр}$, $T_{пров}$ - час на заряджання, підривання і провітрювання;

n - число робітників, зайнятих в процесі;

k - коефіцієнт перевиконання плану.

$$\alpha = \frac{360 - 57}{360} = 0.84$$

Буріння шпурів:

$$T_b = \frac{6 \cdot 0.44 \cdot 0.84 \cdot 3}{3 \cdot 1} = 2,22ч$$

Прибирання породи:

$$T_n = \frac{6 \cdot 0.76 \cdot 0.84 \cdot 4}{4 \cdot 1} = 3.83ч$$

Кріплення виробки:

$$T_{кр} = \frac{6 \cdot 2.25 \cdot 0.84}{5 \cdot 1} = 2,27ч$$

Настилення рейкового шляху:

$$T_{р.п.} = \frac{6 \cdot 0.28 \cdot 0.84}{3 \cdot 1} = 0.47ч$$

Проведення і кріплення водовідвідної канавки:

$$T_{в.о.к.} = \frac{6 \cdot 0.23 \cdot 0.84}{2 \cdot 1} = 0.59ч$$

Нарощування вентиляційного трубопроводу:

$$T_{в.тр.} = \frac{6 \cdot 0.02 \cdot 0.84}{2 \cdot 1} = 0.05ч$$

Нарощування скребкового конвеєра:

$$T_{скр.конв.} = \frac{6 \cdot 0.22 \cdot 0.84}{3 \cdot 1} = 0.37ч$$

Визначаю тривалість прохідницького циклу при проходці виробки:

$$T_{\Sigma} = \sum T_{н.о.} \quad (3.41)$$

де $\Sigma T_{н.о.}$ - сумарна тривалість непеєднваних операцій

$$T_{\Sigma} = 2.22 + 3.83 + 2.27 + 0.47 + 0.37 + 0.95 \approx 12 \text{ часов}$$

Лінійний графік організації робіт у вибої східної конвеєрної магістралі наведено на аркуші 5 графічної частини. Відповідно до нього розрахуємо кількість циклів на добу:

$$k_{\Sigma} = \frac{24}{12} = 2$$

Добове посування вибою:

$$Q_{сут} = k_{\Sigma} \cdot l_{зах} = 2 \cdot 2 = 4 \text{ м/сут}$$

Місячна швидкість проведення штреку:

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

3.10 Паспорт проведення та кріплення східного конвеєрного ухилу пл. l_2^H

Характерною пластовою виробкою горизонту 620 м є конвеєрний ухил, який використовується повторно в якості вентиляційного. Дана виробка по типу відноситься до протяжних пластових. Напрямок проведення - по падінню, проте в межах горизонту 620 – 725 м кут падіння пласта виполажується до 0 град.

Згідно з рекомендаціями [5, 6] в заданих гірничо-геологічних умовах, а також з урахуванням виробничо-технічних факторів, виробку доцільно проводити вузьким вибоєм, так як це дозволить забезпечити меншу трудомісткість робіт, достатню її стійкість, а також менші витрати на підтримку.

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності порід, що пересікаються не перевищує 6 (за шкалою проф. Протод'конова М.М.), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн КСП 32.

Відбите вугілля буде перевантажуватися на скребковий перевантажувач ПТК-3У, а потім на стрічковий конвеєр 2 ЛТ1000В. Відбита порода буде перевантажуватися стрічковим перевантажувачем УПЛ в бункерпоїзд.

Доставка допоміжних матеріалів і устаткування буде здійснюватися в вагонетках УВГ-1,6х600 і на платформах шахтних ПТК - 1,6х600. Виробка обладнується одноколіїним рейковим шляхом, ширина колії - 600 мм, рейки - Р33 на дерев'яних шпалах та стрічковим конвеєром ЛТ-100 (прийнято згідно [6]).

Зробимо вибір форми і поперечного перерізу виробки і типу кріплення.

У вугільній промисловості абочну форму поперечного перерізу з металевого рамного кріпленням застосовують при проведенні виробок в породах з $f = 3-9$, які знаходяться в зоні сталого гірського тиску, а також в зоні впливу очисних робіт при відсутності в підшві порід, схильних до здимання.

Оскільки в даних гірничо-геологічних умовах міцність порід за шкалою проф. М.М. Протод'яконова $f = 5$, то приймаємо абочну форму поперечного перерізу з металевим рамним кріпленням.

Для визначення площі поперечного перерізу виробки в просвіті визначимо мінімальну ширину виробки на висоті рухомого складу:

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м}, \quad (3.42)$$

де m - зазор між кріпленням і конвеєром, м;

$$m = 0,4 + (1,8 - h_k) \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ м} \quad (3.43)$$

де 0,4 - зазор між кріпленням і конвеєром на висоті 1,8 м від підшви, м;

h_k - висота конвеєра, м;

α - кут переходу прямої частини стійки в криволінійну, град;

a - ширина конвеєра, м;

p - зазор між конвеєром і рухомим складом, м;

b - ширина рухомого складу, м;

n - зазор для проходу людей, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ м}, \quad (3.44)$$

де 0,7 - ширина проходу для людей на висоті 1,8 м від рівня баласту, м;

h - висота рухомого складу, м;

h_p - відстань від підшви виробки до рівня головки рейок, м;

$$m = 0,4 + (1,8 - 1,24) \cdot \operatorname{tg} 10^\circ = 0,5 \text{ м};$$

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,2 - 0,35) \cdot \operatorname{tg} 10^\circ = 0,8 \text{ м};$$

$$B = 0,5 + 1,45 + 0,4 + 1,05 + 0,8 = 4,2 \text{ м}$$

Далі визначаю положення вертикальної осі і рівень підшви виробки за формулою:

$$h_e = h_p + h_o, \text{ мм} \quad (3.45)$$

де h_p - відстань від баласту до головки рейок, мм ($h_p = 190$ мм);

h_o - висота баласту, мм (при рейках Р33, $h_o = 200$ мм).

$$h_e = 190 + 200 = 390 \text{ мм}.$$

Радіус дуги верхняка знаходжу по формулі:

$$R = \sqrt{(h_l + h_o + \Delta h_l - h_c)^2 + (\sigma_l + C_y)^2}, \text{ мм} \quad (3.46)$$

де h_l - висота проходу для людей від підшви виробки, мм ($h_l = 1800$ мм);

Δh_l - величина вертикального зміщення кріплення до рівня вільного проходу для людей, мм (приймається в зоні впливу очисних робіт $\Delta h_l = 100$ мм);

h_c - висота прямолінійної частини стійки, мм ($h_c = 900$ мм);

v_l - ширина від осі виробки до габариту вільного проходу, мм

$$v_l = \frac{(B + \Delta \sigma_c + C_y)^2 + (h + h_e - h_c)^2 - (h_l - h_o - \Delta h_l - h_c)^2 - C_y^2}{2(B - \Delta \sigma_c + 2C_y)}, \text{ м} \quad (3.47)$$

$\Delta \sigma_c$ - величина горизонтального зсуву кріплення на рівні рухомого складу, мм ($\Delta \sigma_c = 75$ мм);

c_y - величина зміщення центру радіусу дуги стійки, мм ($c_y = 18$ мм);

h - висота вагонетки, мм (для УВГ - 1,6, $h = 1550$ мм).

$$B_{.л} = \frac{(4480 + 75 + 18)^2 + (1550 + 390 - 900)^2 - (1800 - 200 - 100 - 900)^2 - 18^2}{2(4480 - 75 + 2 \cdot 18)} = 2247 \text{ мм},$$

$$R = \sqrt{(1800 + 200 + 100 - 900)^2 + (2247 + 18)^2} = 2139 \text{ мм}.$$

Далі визначаю радіус дуги стійки за формулою:

$$r = R - \frac{C_y}{\cos \beta} + h_{\phi л}, \text{ мм} \quad (3.48)$$

де $h_{\phi л}$ - висота фланця спецпрофіля, мм (для СВП 22, $h_{\phi л} = 29$ мм);
 β - кут дуги стійки, град. ($\beta = 15^\circ$).

$$r = 2139 - \frac{18}{\cos 15} + 29 = 2110 \text{ мм}.$$

Визначаю ширину і висоту виробки у світлі за формулами:

$$B_1 = 2 \cdot (R - C_y), \text{ мм} \quad (3.49)$$

$$H = h_c + C_y \cdot \text{tg} \beta + r, \text{ мм} \quad (3.50)$$

$$B_1 = 2 \cdot (2139 - 18) = 4240 \text{ мм},$$

$$H = 900 + 18 \cdot \text{tg} 15 + 2110 = 3000 \text{ мм}.$$

Визначаємо площу перерізу виробки до і після осідання за формулами:

$$S'_{ce} = 0,785(R^2 + r^2) + B_1(h_c + h_{\phi}) - C_y^2, \text{ м}^2 \quad (3.51)$$

$$S_{ce} = 0,95 \cdot S'_{ce}, \text{ м}^2 \quad (3.52)$$

$$S'_{ce} = 0,785(2139^2 + 2110^2) + 4240 \cdot (0,9 + 0,2) - 0,018^2 = 13,05 \text{ м}^2,$$

$$S_{ce} = 0,95 \cdot 13,05 = 12,4 \text{ м}^2.$$

Визначаємо ширину виробки начорно за формулою:

$$B' = B_1 + 2(h_{cn} + h_{zm} + \Delta v_c), \text{ мм} \quad (3.53)$$

де h_{cn} - висота спецпрофіля, мм (для СВП 22, $h_{cn} = 111$ мм);
 h_{zm} - товщина затяжки, мм ($h_{zm} = 50$ мм).

$$B' = 4240 + 2(111 + 50 + 75) = 4700 \text{ мм}.$$

Визначаємо висоту виробки начорно:

$$H' = H + h_{cn} + h_{zm} + \Delta h_l, \text{ мм} \quad (3.54)$$

$$H' = 3000 + 111 + 50 + 100 = 3300 \text{ мм.}$$

Визначаю площу виробки начорно:

$$S_{\text{вч}} = S_{\text{св}} + (P - B_1) \cdot \left(h_{cn} + h_{zm} + \frac{\Delta h_c + \Delta h_l}{2} \right), \text{ м}^2 \quad (3.55)$$

де P - периметр виробки у світлі, м

$$P = 1,57(R + r) + 2(h_c - h_{\bar{c}}) + B_1, \text{ м} \quad (3.56)$$

$$P = 1,57(2,139 + 2,110) + 2(0,9 - 0,2) + 4,7 = 12,8 \text{ м,}$$

$$S_{\text{вч}} = 12,4 + (12,8 - 4,7) \cdot \left(0,11 + 0,05 + \frac{0,075 + 0,1}{2} \right) = 15,00 \text{ м}^2 .$$

При комбайновому проведенні перетин виробки в проходці складе:

$$S_{np} = S_{\text{вч}}, \text{ м}^2, \quad S_{np} = 15,0 \text{ м}^2 \quad (3.57)$$

Поперечний переріз виробки представлено на рис. 3.8.

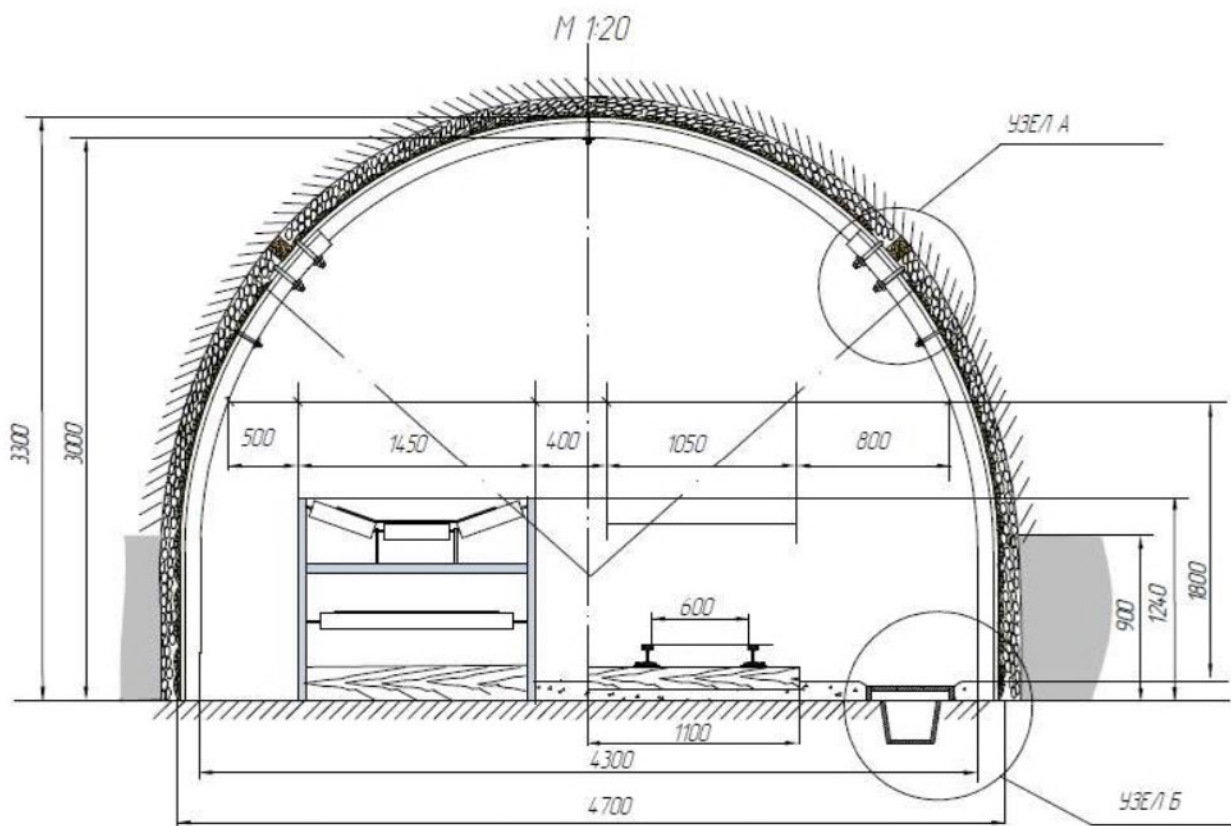


Рисунок 3.8 – Поперечний переріз виробки

Розрахунковий опір порід масиву R_n розрахую для порід покрівлі $f = 6$, підосви $f = 4$ і вугілля $f = 1,5$.

Зміщення порід без урахування впливу лави визначаємо за формулою:

$$U_{o.кр} = U_{т.кр} \cdot k_{\alpha} \cdot k_s \cdot k_{\theta} \cdot k_t, \text{ мм} \quad (3.58)$$

$$U_{o.бок} = U_{т.бок} \cdot k_{\alpha} \cdot k_s \cdot k_{\theta} \cdot k_t, \text{ мм.} \quad (3.59)$$

$$U_{o.под} = U_{o.под} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s \cdot k_{\theta} \cdot k_t, \text{ мм.} \quad (3.60)$$

де U_m - типові зміщення порід, визначені по номограмах в залежності від розрахункового значення R і глибини закладення виробки H , м;

k_{α} - коефіцієнт впливу кута залягання порід і напрямку проходки виробки;

k_s - коефіцієнт впливу розмірів виробок для покрівлі та для підосви:

$$k_{s \text{ кр}} = 0,2(b - 1) = 0,2(4,2 - 1) = 0,64 \quad (3.61)$$

$$k_{s \text{ бок}} = 0,2(h - 1) = 0,2(3,5 - 1) = 0,5 \quad (3.62)$$

k_{θ} - коефіцієнт напрямку зсувів порід;

k_{θ} - коефіцієнт впливу інших виробок (для одиночних виробок приймається рівним 1);

k_t - коефіцієнт впливу часу на зміщення порід, (при $t < 15$, $k = 0,55$).

Розрахунковий опір порід стиску:

$$R_c \frac{\sum R_i \cdot m_i}{\sum m_i}; \text{МПа} \quad (3.63)$$

де: R - опір порід на стиск, МПа;

$$R_c \frac{1,8 \cdot 50 + 1,7 \cdot 50 + 0,9 \cdot 50}{1,8 + 1,7 + 0,9} = 40; \text{МПа}$$

Звідси: $U_{\text{т.кр.}} = 120$ мм., $U_{\text{т.під.}} = 120$ мм., $U_{\text{т.б.}} = 220$ мм.

$$U_{\text{покр}} = 120 \cdot 1,0 \cdot 0,64 \cdot 1,0 \cdot 0,62 = 48 \text{ мм,}$$

$$U_{\text{під}} = 120 \cdot 1,0 \cdot 0,64 \cdot 1,0 \cdot 0,62 = 48 \text{ мм,}$$

$$U_{\text{бок.}} = 220 \cdot 1,0 \cdot 0,5 \cdot 0,35 \cdot 1,0 \cdot 0,7 = 28 \text{ мм.}$$

Розрахункове навантаження на кріплення:

$$P = k_{\text{ц}} \cdot k_{\text{н}} \cdot k_{\text{пр}} \cdot b \cdot P_{\text{н}}, \text{кН/м,} \quad (3.64)$$

де $k_{\text{н}}$ - коефіцієнт перевантаження;

$k_{\text{н}}$ - коефіцієнт надійності;

$k_{\text{пр}}$ - коефіцієнт умов проведення виробки;

b - ширина вироблення в проходці, м;

$P_{\text{н}}$ - нормативне навантаження;

$$P = 1 \cdot 1 \cdot 1,1 \cdot 4,70 \cdot 40 = 210 \text{ кН/м.}$$

Щільність установки рам основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s} = \frac{210}{260} = 0,84 \text{ рам/м.} \quad (3.65)$$

де N_s - несуча здатність кріплення, кН.

Прийнято $n = 1$ рам/м.

Розрахункова відстань між рамами кріплення, м.

$$a = \frac{1}{n} = \frac{1}{1} = 1 \text{ м} \quad (3.66)$$

Приймаємо металеве податливе аорчне кріплення КМП-А3, тип спецпрофіля СВП-22 з несучою здатністю 260 кН/раму, і конструктивною піддатливістю - 300 мм. Приймаємо 1 рам/м, тобто відстань між рамами складе 1,0 м. Згідно з типовим перетином виробок [15], приймаємо площу поперечного перерізу виробки в проясвіті до осадки 12,4 м², що відповідає металевому податливому кріпленню КМП - А3 з спецпрофіля СВП 22.

Вибір засобів посилення перед першим очисним вибоєм проводимо на підставі розрахунку зсувів порід за формулою [14]:

$$U_{кр} = U_{о.кр} + U_1 \cdot k_k \cdot k_{кр} \cdot k_s, \quad (3.67)$$

де U_1 - зміщення порід в зоні тимчасового опорного тиску від очисного вибою, які визначаються по номограмі рис. 4 ($U_1 = 600$ мм при $R_{с.ср} = 60$ МПа і $H = 620$ м).

$k_{кр}$ - коефіцієнт впливу класу покрівлі за обрушуваністю, що визначається за табл. 9 [14] і дорівнює для середньої по обрушуваністю покрівлі $k_{кр} = 1,0$;

k_s - коефіцієнт, що враховує вплив площі перерізу виробки в просвіті до осадки, який визначається за табл. 11 [14] ($k_s = 1,1$);

k_k - коефіцієнт, що характеризує частку зсувів порід покрівлі в загальних зсувах порід у виробках. Визначається за графіками на рис. 5 ($k_k = 0,75$ при $R_{с.кр} = 60$ МПа, $R_{с.мч} = 40$ МПа).

$$U_{кр} = 48 + 600 \cdot 0,45 \cdot 1,1 \cdot 1,0 = 345 \text{ мм}$$

З табл. 4 маємо $P_1^H = 91$ кПа. Обчислюємо сумарне навантаження на кріплення в зоні впливу першого очисного вибою:

$$P_1 = k_n \cdot k_H \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^H, \text{ кН} \quad (3.68)$$

$$P_1 = 1 \cdot 1 \cdot 5,2 \cdot 91 = 427 \text{ кН.}$$

За формулою [14] визначаємо щільність установки засобів посилення:

$$n_1 = \frac{P_1 - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \quad (3.69)$$

де N_{s1} - несуча здатність засобів посилення, кН.

Передбачаємо як засоб посилення металеві стійки тертя з опором $N_{s1} = 250$ кН. Тоді їх щільність установки складе:

$$n_1 = \frac{427 - 0,84 \cdot 260}{250} = 0,83 \text{ ст/м.}$$

Приймаємо установку 1 стійки під кожну раму.

Довжину ділянки посилення приймаємо рівною 30 м.

Для визначення засобів посилення кріплення за вибоєм першої лави і перед другим очисним вибоєм розраховуємо зміщення порід по формулі:

$$U_{нокр} = U_{о.нокр} + (2 \cdot U_1 k_k + m \cdot k \cdot k_{т1}) \cdot k_{кр} \cdot k_s, \text{ мм.} \quad (3.70)$$

$$U_{нокр} = 48 + (2 \cdot 600 \cdot 0,45 + 1700 \cdot 0,2 \cdot 1,0) \cdot 1 \cdot 1,15 = 1015 \text{ мм.}$$

З табл. 4 маємо $P_2^H = 163$ кПа. Обчислюємо сумарне навантаження на

кріплення в зоні впливу другого очисного вибою:

$$P_2 = P_2^H \cdot k_n \cdot k_{np} \cdot b, \text{кН.} \quad (3.71)$$

$$P_2 = 163 \cdot 1 \cdot 1,1 \cdot 4,7 = 842 \text{ кН.}$$

Визначаємо кількість засобів посилення на 1 м виробки:

$$n_2 = \frac{P_2 - n \cdot N_s}{N_{s2}} = \frac{842 - 0,84 \cdot 260}{250} = 2,04 \text{ ст.}$$

Приймаємо $n_2 = 2$ ст/м. Отже, після проходу першої лави треба встановлювати по дві стійки тертя під кожну раму кріплення.

Перевіряємо кріплення по податливості [14]:

$$\Delta \geq U_{кр} \cdot k_{ос} \cdot k_{ус} \cdot k_{анк}, \quad (3.72)$$

де Δ - конструктивна піддатливість кріплення, мм;

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

$k_{ос}$, $k_{ус}$, $k_{анк}$ - коефіцієнти, які приймаються в залежності від щільності установки основного кріплення, засобів посилення і анкерного кріплення.

$$\Delta = 1015 \cdot 0,95 \cdot 0,8 = 771,4 \text{ мм.}$$

Остаточно приймаємо металеве податливе абочне кріплення КМП-А5, тип спецпрофіля СВП-22 з несучою здатністю 260 кН/раму, і конструктивну піддатливість кріплення - 1000 мм з щільністю 1 рама/метр, а також з установкою на ділянці L1 - по одній стійці тертя під кожну раму на відстані 30 м від вибою, L2, L3 - по дві стійки під кожну раму на відстані 65 і 40 м.

Розрахунок комплексного вироблення і розцінки проводимо згідно [9] за методикою, викладеною в розділі 3.8. Результати вносимо в табл. 3.8.

Обсяг робіт за нормативами на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k = 1,81 \cdot 0,90 = 1,63 \text{ м.}, \quad (3.73)$$

де N - змінна норма вироблення на бригаду, м ($N = 1,81$ (§ 1, табл. 3, п. 77 в));

k - поправочний коефіцієнт за збірником;

Змінний обсяг на 1 особу:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T} = \frac{1,81}{4,07} = 0,44 \text{ м.} \quad (3.74)$$

де T - змінна нормативна трудомісткість, люд.-змін/м ($T = 4,07$ люд.-змін/м, § 1, табл. 3, п. 77 г);

Змінний обсяг на 1 людину з урахуванням поправочного коефіцієнта.

$$Q_{зм} = Q_{1ч} \cdot k = 0,44 \cdot 0,90 = 0,4 \text{ м.}; \quad (3.75)$$

Трудомісткість на зміну:

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}} = \frac{2,0}{0,4} = 5 \text{ чел} - \text{смен.} \quad (3.76)$$

Трудомісткість проведення 1 м ухилу по кваліфікації робітників:

а) машиніст гірничих виїмкових машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q} = \frac{1}{2,0} = 0,5 \text{ чел} - \text{смен.} \quad (3.77)$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{прох.} = \frac{(T_{зм.} - 1)}{Q} = \frac{(5 - 1)}{2,0} = 4,0 \text{ чел} - \text{смен} \quad (3.78)$$

Приймаємо явочну кількість робочих в зміні: МГВМ VI розряду 1 чол., прохідників V розряду - 3 чол.

Чисельність робітників з технічного обслуговування і ремонту обладнання в ремонтно-підготовчу зміну розрахуємо по табл. 3.8

Остаточню приймаємо явочне число робочих на добу:

- МГВМ VI розряду - 4 чол .;
- прохідників V розряду - 9 чол .;
- слюсарів - 4 чол.

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об} = 4 \cdot 1,59 = 6 \text{ чел.}, \quad (3.79)$$

де $k_{об}$ - коефіцієнт облікового складу;

Обліковий склад прохідників V розряду:

$$Ч_{об} = 13 \cdot 1,59 = 20 \text{ чел.}$$

Обліковий склад електрослюсарів

$$Ч_{об} = 4 \cdot 1,417 = 6 \text{ чол.}$$

Таблиця 3.8 - Розрахунок ремонтної складності устаткування

№ п / п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-годину.		Обґрунтування
				на од.	на все	
1	Комбайн	КСП 32	1	1660	1660	ЕНВ-3, т.9
2	Перевантажувач	ПТК-3У	1	+1183	+1183	
3	Перевантажувач	УПЛ	1	850	850	
4	Стрічковий конвеєр	2ЛТ100	1	4311	4311	
5	Дорога на підшві	ДКН4-2	1	995	995	

6	Лебідка	ЛВД 34	1	186	186
7	Трубопроводи		1,7	135	202
8	Вентилятор	ВМП	1	42	42
9	Коефіцієнт				1
10	Всього				9429
11	Коефіцієнт K_1				0,6
12	Коефіцієнт K_2				1,2
13	Коефіцієнт K_3				1,3
14	Нормативна явочна чисельність				4

Чисельність інженерно-технічних працівників встановлюємо відповідно до затвердженої структури роботи дільниці:

- начальник дільниці - 1 чол .;
- заступник начальника - 1 чол .;
- помічник начальника - 1 чол .;
- механік дільниці - 1 чол .;
- гірничий майстер - 6 чол.

Розробку лінійного графіка організації робіт проводимо згідно [9]. Для побудови лінійного графіка організації процесу комбайнового виїмання розраховуємо поопераційну трудомісткість і тривалість робіт, а також час, який відкладемо на графіку. Результати розрахунків зводимо в табл. 3.9.

Загальна питома трудомісткість виїмки 1 м^3 гірської маси:

$$N = \frac{N}{V \cdot S_{\text{нач}}} = \frac{1049}{2,0 \cdot 15,0} = 35 \text{чел} - \text{мин} / \text{м}^3 \quad (3.80)$$

де N_i - сумарна трудомісткість окремих операцій, люд.-хв./ м^3 ;

Так, як доbove посування вибою складає 6 метрів, змінне становитиме 2,0 метра і відповідно всі обсяги робіт і тривалості їх виконання нанесемо на графік. Лінійний графік організації робіт прохідницької ланки по проведенню конвеєрного ухилу 6-ї східної лави гор. 620 м наведено на аркуші 6 графічної частини.

Висновки

Згідно завдання на дипломний проект, складений проект спорудження польового комплексу підготовчих виробок пл. l_2^H . Детально розглянута технологія спорудження східної конвеєрної магістралі та східного конвеєрного ухилу пл. l_2^H .

Для спорудження конвеєрної магістралі прийнятий буропідривний спосіб з використанням буронавантажувальної машини 2ПНБ-2Б з навантаженням породи на скребковий конвеєр СР – 70. Розрахункова швидкість проведення виробки склала 100 м/міс.

Східний конвеєрний ухил пл. l_2^H пропонується проводити комбайновим способом з використанням комбайну КСП-32. Для кріплення виробки прийняте 5-ти ланкове аркове металеве кріплення КМП-А5 для забезпечення зміщень порід покрівлі 770 мм в період проходження другої лави. В період дії очисних робіт кріплення буде посилене двома стійками тертя під кожен раму. Швидкість спорудження виробки 200 м/міс.

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. Кодекс України о недрах // Ведомости Верховного Совета Украины, 1998, №36.
2. Горный Закон Украины // Голос Украины, 1999, №225.
3. Закон Украины об охране окружающей природной среды // Голос Украины, 1991, 24 июля.
4. ДНАОП 1.1.30-1.01.-2005. Правила безопасности в угольных шахтах К.: «Основа», 2005 - 421с.
5. Законодательство Украины об охране труда. Сб.нормативных документов (в четырех томах), т.1.К: 1995.-558с.
6. ДБН Д.33.1-5-96. Организация строительного производства. К.: 1996.- 53с.
7. Седенко М.Н. Гидрогеология, инженерная геология, и осушение месторождений. -М.: Недра, 1980.-272 с.
8. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. М.:Недра,1981.-286 с.
9. Ларченко В.Г. Методические указания по выполнению раздела дипломного проекта «Границы и запасы шахтного поля». - Коммунарск: Ротапринт КГМИ, 1996.- 7с.
10. Килячков А.П. Технология горного производства. - М.: Недра, 1992.- 405с.
11. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. -М.: Минуглепром, 1986. - 103с.
12. Машины и оборудования для угольных шахт /Под ред.: В.Н.Хорина. - М.: Недра, 1987.-424с.
13. Хаджиков Р.Н. и др. Горная механика. - М. :Недра, 1982.-407с.
14. Методические указания к выполнению практических занятий по дисциплине «Аэрология горных предприятий» для студентов специальности 090301.-Алчевск: ДГМИ, 2001. С.37
15. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт,- Киев:1994.-С. 311.
16. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов Н.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах. Учебн. пос. для вузов. – УМК ВО Киев, 1992. – 400с.
17. Насонов И.Д. Федюкин В.А., Шуплик М.Н. Технология строительства подземных сооружений, т.1,2 и 3-М.: Недра, 1983.
18. СНиП П-94-80. Подземные горные выработки. Нормы проектирования. - М.: Стройиздат,1982. 32 с.
19. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебн. пос. для вузов. – М.:Недра,1980. – 240 с.
20. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. -М.: Недра,1984.-390 с.

21. Горчаков Г.И. Строительные материалы. - М.: Недра, 1987.-352с.
22. Бокий Б.В. и др. Технология и комплексная механизация строительства шахт, - М.; Недра, 1971.-711 с.
23. Гузеев А.Г. и др. Сооружение горизонтальных и наклонных выработок. - Киев: ВШ, 1980.-173 с.
24. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. - М.: Недра, 1976.-253 с.
25. Единые правила безопасности при взрывных работах. - К.: Основа, 1995.-298 с.
26. Перечень рекомендуемых промышленных взрывчатых материалов, приборов взрывания и контроля: 3-е изд., перераб. И доп. -М.: Недра,1987.-60 с.
27. Гузеев А.Г. Проектирование и строительство горных предприятий: Учебник для вузов.-3-е изд., перераб. и доп. -М.: Недра, 1987.-232 с.
28. Федюнин В.А., Федунец Б.И. Реконструкция горных предприятий: Учебник для вузов. -М.: Недра, 1988.-303 с.
29. Максимов А.П. Горнотехнические здания и сооружения: Учебник для вузов.-4-е изд., перераб. и доп. -М.: Недра, 1984.-263 с.
30. Баклашов И.В., Борисов В.Н. Строительные конструкции зданий и сооружений горных предприятий: Учебник для вузов. -М.: Недра, 1985. -288с
31. Методические указания по модельному изучению дисциплины "Технология сооружения горных выработок, ч. 3 Сооружение вертикальных стволов" для подготовки горных бакалавров строителей / Сост. В. Б. Волошин - Алчевск: ДГМИ, 2004. - 23 с
32. Евдокимов Ф. И., Восполит В. Г., Никонов Г. П. Организация, планирование и управление в шахтном строительстве. — К.:Донецк: Вища школа, Головное изд-во, 1985. —215 с.
33. Верхотуров В.С., Сенников Г.Г. Интенсификация строительства горизонтальных горных выработок. - М.: Недра, 1989. – 200с.
34. ДБН Д.2.2-35-99. Ресурсные элементные сметные нормы на строительные работы. Сборник 35 – Горнопроходческие работы. Т.1-11/ Издание официальное. – Харьков: Южгипошахт, 2000.
35. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчи роботи для вугільних шахт. – Київ: Міністерство палива та енергетики України, 2004. – 302..
36. Каменецкий Л.Е., Шибяев Е.В. Экономика шахтного и подземного строительства: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1987. – 264с.
37. Машины и оборудоване для шахт и рудников: Справочник / С.Х. Клорикьян, М.А. Старичев, В.В. Сребный и др. 7-е изд. доп. – М.: МГУ, 2002. – 471с.
38. Справочник инженера-шахтостроителя: / Под общей ред. В.В.Белого. – М.: Недра, 1983. – 876с.
39. Строительные Технологии – СМЕТА версии 7.х. Руководство пользователя. – Харьков: Computer Logic, 2002. – 171с.
40. Унифицированные типовые сечения горных выработок: – Киев: Будівельник, 1971. – 805с.