

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

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

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

**Розробити проект спорудження конвеєрного штреку пл. тз гор.
665 м в гірничо-геологічних умовах ш. "Карбоніт" ДП
"Первомайськвугілля"**

Виконав: студент групи Гір-18дс Данько Д.С.

.....
(підпис)

Керівник: Сорока Д.А.

.....
(підпис)

Завідувач кафедри: Антощенко М.І.

.....
(підпис)

Рецензент:

.....
(підпис)

Сєвєродонецьк 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**

Данько Денису Сергійовичу

1. Тема роботи: Розробити проект спорудження конвеєрного штреку пл. m_3 гор. 665 м в гірничо-геологічних умовах ш. "Карбоніт" ДП "Первомайськвугілля"
Керівник роботи: Сорока Дмитро Анатолійович, ст. викл.
затверджені наказом закладу вищої освіти від 06.05.21 р. № 88/15.29
2. Строк подання студентом роботи: 10.06.21 р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
 1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
 2. Генеральний план поверхні.
 3. Технологія спорудження виробки 1 варіант.
 4. Технологія спорудження виробки 2 варіант.

6. Консультанти розділів проекту

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

7. Дата видачі завдання 07.05.21

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

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

Студент

Данько Д.С.

Керівник проекту

Сорока Д.А.

Реферат

Даний проект складається з пояснювальної записки, графічної частини.

Пояснювальна записка складається з друкованого тексту об'ємом 78 сторінок, містить 29 таблиць, 12 рисунків. Лист формату А-4.

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

Об'єктом проектування є конвеєрний штрек пл. т₃ гор. 665 м на вугільній шахті з заданими гірничо-геологічними та гірничотехнічними умовами.

Мета складання проекту: розробка проекту спорудження конвеєрного штреку пл. т₃ гор. 665 м.

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

При написанні проекту використано 37 джерел літератури.

Зміст

Анотація	6
Вступ	7
1 Геологічна частина	8
1.1 Геологія і гідрогеологія родовища	8
1.1.1 Загальні відомості про шахту	8
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля	8
1.2 Границі і запаси шахтного поля	11
2 Технологічна частина	13
2.1 Основні дані по експлуатації шахти	13
2.1.1 Режим роботи і продуктивність	13
2.1.2 Головні стволи шахти та підйом	15
2.1.3 Основні гірничі виробки	17
2.1.4 Підйом і транспорт	17
2.1.5 Водовідлив	18
2.1.6 Вентиляція, освітлення	18
2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні	19
2.3 Охорона праці	21
3 Основна частина	24
3.1 Спорудження конвеєрного штреку буро-підривним способом	24
3.1.1 Вибір форми та визначення розмірів поперечного перерізу виробки	24
3.1.2 Вибір типу і параметрів кріплення	27
3.1.3 Вибір способу і технологічної схеми проведення виробки	31
3.1.4 Вибір комплексу прохідницького обладнання для основних і допоміжних процесів і визначення його продуктивності	31
3.1.5 Розрахунок параметрів буропідривних робіт і розробка паспорта БІР	32
3.1.6 Розрахунок параметрів провітрювання тупикової виробки	37
3.1.7 Розрахунок технологічних параметрів проведення підготовчої виробки буропідривним способом	40
3.1.8 Організація гірничопрохідницьких робіт	46
3.1.9 Визначення техніко-економічних показників	47
3.2 Спорудження штреку комбайнових способом	55
3.2.1 Техніка безпеки і контроль ведення робіт при застосуванні прохідницьких комбайнів	55
3.2.2 Розрахунок параметрів анкерного кріплення	56
3.2.3 Визначення параметрів комбайнового виймання гірських порід	60
3.2.4 Технологія спорудження гірничої виробки	65
3.2.5 Визначення техніко-економічних показників	67
3.3 Порівняння варіантів будівництва виробок	75
Висновки	76
Список використаної літератури	77

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект содержит страниц 78, таблиц 29, рисунков 12, и содержит основные данные по эксплуатации шахты, вопросы технологии сооружения вскрывающих горных выработок.

Приведены новые технические решения, рекомендуемые к использованию.

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

АНОТАЦІЯ

Дипломний проект містить сторінок 78 таблиць 29, рисунків 12, і містить основні відомості з експлуатації шахти, питання технології спорудження розкриваючих гірничих виробок.

Приведені нові технічні рішення, які рекомендуються до використання.

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

ANNOTATION

A diploma project contains pages 78, tables 29, pictures 12, 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

Вугільна промисловість є однією з самих провідних галузей промисловості України. Перспективи розвитку народного господарства показують, що вугілля залишається одним з основних видів палива. Розвиток вугільної промисловості здійснюється у безперервній взаємодії з іншими галузями народного господарства, підприємств, які завжди пов'язані безліччю виробничих і соціально-економічних зв'язків з іншими підприємствами вуглевидобувного району басейну.

Велике значення для паливно-енергетичного комплексу має видобуток вугілля, переважаюча частина якого доводиться на підземний спосіб.

Основними напрямками економічного і соціального розвитку України на цей час передбачається подальший розвиток цього способу добування вугілля, тим паче, що в силу особливостей вугільних родовищ найцінніше вугілля (вугілля йде на коксування і антрацити) видобувається практично тільки підземним способом. По цьому вдосконалення технологій підземного видобутку вугілля, що забезпечує високу ефективність виїмки вугілля, раціональне використання запасів і безпеку робіт, надається первинне значення.

Технічний прогрес у вугільній промисловості при підземному способі добування вугілля здійснюється на основі широкого впровадження прогресивної технології і розширення комплексної механізації очисних і підготовчих робіт. Проте, перехід на використання нової техніки і підвищення ефективності праці може бути досягнутий тільки в тих випадках, коли існуючі на шахті способи розкриття і підготовки шахтного поля, системи розробки пластів, здатні забезпечити сприятливі умови для сучасного відтворення підготовчих запасів вугілля, надземну роботу транспорту, ефективне провітрювання гірничих виробок, а так само проведення заходів по боротьбі з несприятливими чинниками.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

1.1 Геологія і гідрогеологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта «Карбоніт» входить до складу ДП «Первомайськвугілля» в адміністративному відношенні знаходиться у Попаснянському районі Луганської області. У геолого-промисловому відношенні відноситься до Алмазно-Мар'ївського геолого-промислового району Донбасу. Площа шахти оконтурена на заході – поле шахти «Гірська», на сході – загальна границя з шахтою «Золоте».

Шахта пов'язана під'їзними шляхами із станцією Мар'ївка, розташованою на магістралі Дебальцеве – Куп'янськ, через площу шахти проходить асфальтовані дороги Стаханов-Лисичанськ та Лисичанськ-Луганськ.

Водні об'єкти у межах відведення відсутні. Забезпечення водою промислових підприємств і населення району здійснюються за рахунок централізованих джерел водопостачання.

Основним гідрографічним елементом є ріка Камишеваха, яка впадає в р. Лугань. Ріка протікає через поле шахти в широтному напрямку.

Витрата ріки Камишеваха в межовий період становить 346 м³/ч.

Потік річок і балок живиться за рахунок атмосферних опадів, підземних джерел і шахтних вод, що систематично скидаються шахтою «Карбоніт».

На балансі шахти знаходиться 1 порідний відвал. Відвал не горить.

Шахта розташована в районі, електропостачання якого забезпечують Сергівські електричні мережі ВАТ "Луганскобленерго".

Вугілля, що видобувається, відноситься до марки Г (газове). Основний споживач – Мар'євський ГЗК, Криворізький ГЗК.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

У геологічній будові поля шахти беруть участь осадові породи кам'яновугільного, палеогенового та четвертинного віків. Кам'яновугільні відкладення представлені свитами середнього та верхнього відділів С₂⁵, С₂⁶, С₂⁷, С₃¹ и С₃². Літологічно відкладення представлені товщею пісковиків, що перешаровуються з алевролітами та аргілітами з другорядним значенням вапняків і вугілля.

Четвертинні відкладення представлені ґрунтово-рослинним шаром, міцністю 0,3-1,2 м і нижче суглинками і глинами, потужністю від 0,6 до 25 м.

Літолого-стратиграфічна характеристика приведена в таблиці 1.1

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика.

Індекс світи	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Маркіруючі горизонти
		пісковик	алевроліт	аргіліт	вугілля	вапняк		
		$\frac{M}{\%}$	$\frac{M}{\%}$	$\frac{M}{\%}$	$\frac{M}{\%}$	$\frac{M}{\%}$		
C ₂ ⁷	380	$\frac{98,8}{26,0}$	$\frac{190}{50,0}$	$\frac{60,8}{16,0}$	$\frac{3,8}{1,0}$	$\frac{26,6}{7,0}$	m ₃ , m ₆ ² , m ₆ ³ , m ₇	M ₁ , M ₂ , M ₃ , M ₄ , M ₅ , M ₆ , M ₈

1.1.2.2 Тектоніка

Згідно з геологічним районуванням Донбасу, оцінювана площа приурочена до полоси дрібної складчастості північної окраїни Донбасу, що складає північно-східну частину Бахмутської улоговини. Характерним для району є чергування антиклінальних і синклінальних складок субширотного простягання, ускладнених рядом диз'юнктивних порушень насувного характеру.

Поле шахти розташоване в північному крилі Голубовсько-Мар'ївської синклінали. Переважно простягання порід в межах оцінюваної площі південно-східне по азимуту 120-130⁰, падіння південно-західне під кутом від 12 до 42⁰. Пологі кути падіння характерні для північно-західної частини поля шахти.

Структура дільниці ускладнена рядом дрібноамплітудних порушень (з амплітудою зміщення від 0,5 до 5 м). До великих насувів належать: Карбонітський, Карбонітський П, Східний, Михайлова, «в-п». Вони характеризуються амплітудою від 5 до 24 метрів.

Враховуючи порушеність площі та витриманість вугленості, поле шахти віднесено до II групи родовищ – із складною будовою, з невитриманою потужністю і якістю вугілля.

1.1.2.3 Вугленість

Промислова вугленість родовища зв'язана з відкладенням світи C₂⁵, C₂⁶, C₂⁷.

Вугільні пласти переважно витримані по потужності, будові і якісній характеристиці.

До розробки планується пласт m₃, характеристика якого наведена в таблиці 1.2

Пласт m₃ є основним робочим пластом. Будова пласту по гірничим роботам 4-х пачечна. Верхній прошарок потужністю 0,03 м представлено міцним пісковиком, середній прошарок потужністю 0,05-0,1 м – рихлим аргілітом і нижній прошарок – аргілітом потужністю 0,05 – 0,1 м.

На нижніх горизонтах пласт має просту будову потужністю 0,89 – 1,1 м, рідкіше складної 2-х пачечної будови з корисною потужністю 0,9 – 1,13 м.

Таблиця 1.2 – Характеристика вугільного пласта, прийнятого для проектування.

Індекс пласта	Потужність пласта		Будова	Витриманість
	загальна	корисна		
	Від - до середня	Від - до середня		
m_3	$\frac{0,89 - 1,52}{1,2}$	$\frac{1,04 - 1,25}{1,15}$	складна	витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Вугілля пласта є худим, середньозольним, малосірчастим. Характеристика якості вугілля приводиться в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність A^{daf} , %	Вологість W_t^r , %	Сірчаність S_t^d , %	Вихід летючих речовин V^{daf} , %	Вища теплотвор. спроможність Q_s^{daf} , ккал/кг	
m_3	16,7	5,4	4,0	40	7995-8508	Гн

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Водоносні горизонти містяться в четвертинних та кам'яновугільних відкладеннях.

Води четвертинних відкладень, розвинені не повсюдно, не беруть участь в обводненні гірничих виробок, багатоводність їх слабка. Живлення водоносних горизонтів підземних вод відбувається за рахунок атмосферних опадів і безумовне підживлення окремих водоносних горизонтів водами р. Камишеваха.

Водоносні горизонти карбону грають основну роль в обводненні виробок шахти. Найбільш потужними та витриманими горизонтами серед них, які відрізняються підвищеною багатоводністю, C_2^7 є водоносні пісковики: $L_7SL_8^B$, M_3SM_4 і вапняки L_7 і M_1 .

Шахта «Карбоніт» слабо обводнена. Середній багаторічний приплив води в неї складає $102 \text{ м}^3/\text{год}$, а максимальний – не перевищує $111 \text{ м}^3/\text{год}$.

1.1.2.6 Гірничо - геологічні умови

Всі підготовчі виробки є силікозонебезпечними, тобто містять більше 10% SiO_2 . Виключення складають виробки, які проходять по вугіллю з підриванням бічних порід, які представлені вапняком та аргілітом.

Середній зміст SiO_2 в породах наведено в таблиці 1.4.

Таблиця 1.4 – Середній зміст SiO₂ в породах.

Найменування порід	Зміст SiO ₂ , %
Вапняк	5,3
Аргіліт вуглистий	2,8
Аргіліт	7,4
Алевроліт	25,5
Алевроліт глинистий	20,4
Пісковик	55,5

Вугільний пил усіх робочих пластів, згідно з дослідженнями проведених МакНДІ, вибухонебезпечний. Для боротьби з вибуховістю вугільного пилу проводиться осланцювання виробок та інші заходи.

Безпосередня покрівля пласта представлена пісковиками (70%), алевролітами (25%) та аргілітами (5%) основна – пісковики і алевроліти.

Підошва пласта представлена аргілітами (50%), алевролітами (40%) і пісковиками (10%).

Верхня межа метанової зони на полі шахти «Карбоніт» віднесена до глибин 500 м (абсолютна відмітка – 300), знижуючись на сході до відміток –450 м.

Природна газонасиченість помірна, постійно збільшується з глибиною, і не перевищує 12 – 15 м³/т.д.в. (глибина 1000 м). Газ по площі розподілено нерівномірно: більш газова західна частина.

Відносна метанообільність очисних виробок шахти «Карбоніт» невисока, не перевищує 0,05 – 7,5 м³/т.д.в. При розробці вугільних пластів можливі суфлярні виділення метану з пластів і оточуючих порід.

Випадки раптових викидів вугілля і газу при розробці вугільних пластів не очікуються.

Наростання температури з глибиною відбувається рівномірно. Середній геотермічний градієнт складає 2,5°C на 100 м, а середня геотермічна ступінь - 40 м на 1°C.

На глибині нижче відмітки – 500 м температура порід на оцінюваній площі буде перевищувати 30°C.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Межами шахтного поля являються:

по простяганню: на сході – загальна межа з шахтою «Золоте», по пласту *m*₃ - ось синкліналі, що проходить через свердловину № 1674 на відстані від головного стволу 3050 м;

на заході – загальна межа з шахтою «Гірська» на відстані від головного стволу 2950 м;

по падінню: ізогіпса - 800 м;

по повстанню: контур гірничих робіт і границя годного вугілля.

Розміри шахтного поля при цьому складуть:

по простяганню: 6,0 км;

по падінню: 2,0 км. (залишилось для розробки 1,2 км)

Шахтне поле розвідане свердловинами щільність яких складає 350-400 м, а на окремих ділянках 250-300 м.

Балансові запаси шахтного поля розвідані в наступних відношеннях А – 16,3 %, В – 54 %, С₁ – 29,7 %.

Підрахунок запасів шахтного поля зроблений методом ізогіпс [23]. Цей метод найбільш підходить, оскільки кут падіння вугільних пластів змінюється більш ніж на 3-4 градуси.

$$Q_{из} = \sum S_{пох} m_{ср.н} \gamma, т \quad (1.1)$$

де $S_{пох}$ – похила площа балансових запасів, що залишилися, м²;

$\delta_{ср}$ – середній кут падіння пласта, градус;

$m_{ср.н.}$ – середня нормальна корисна потужність пласта, м;

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

Результат підрахунку запасів наводиться в таблиці 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок геологічних запасів.

Індекс пласта	$S_{нах}$, тис м ²	$m_{ср.н.}$, м	γ , т/м ³	Q, тис. т	Примітка
Балансові запаси					
m ₃	6264	1,2	1,36	10223	
l ₈ ^H	5166	0,9	1,34	6230	
l ₃	5943	0,84	1,35	6739	
l ₂ '	2363	0,9	1,37	2913	
k ₈ ^B	3916	0,96	1,35	5075	
Разом				31180	
Забалансові запаси					
m ₃	993	0,82	1,36	1107	За горно-геологічними умовами (по потужності і по золі)
l ₈ ^H	172	0,74	1,34	171	
l ₃	55	0,67	1,35	50	
l ₂ '	1534	0,74	1,37	1555	
k ₈ ^B	51	0,7	1,35	48	
Разом				2931	
Разом геологічних запасів				34111	

Промислові запаси шахти складають:

$$Q_{пр} = Q_{бал} - \sum (П_1 + П_2 + П_3 + П_4), \text{ тис. т} \quad (1.2)$$

$$Q_{пр} = 31180 - (373 + 1634 + 1463 + 1110) = 26602 \text{ тис. т}$$

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Основні дані по експлуатації шахти

2.1.1 Режим роботи і продуктивність

Режим роботи шахти приймається наступним:

- число робочих днів в році – 300;
- шахта працює по шестиденному робочому тижню, для робітників встановлено п'ятиденний робочий день з одним вихідним по змінному графіку;
- тривалість робочої зміни на підземних роботах – 6 годин;
- тривалість робочої зміни на поверхні – 8 годин;
- кількість робочих змін в очисних вибоях – 3 з видобутку і 1 ремонтно-підготовча;
- кількість робочих змін в підготовчих забоях – 3 по проведенню виробок, і 1 ремонтно-підготовча.

Поле шахти розкрито двома вертикальними стволами, розташованими в центрі шахтного поля: головний ствол № 5 і допоміжний ствол № 4.

Ствол № 5 обладнаний двома скіповими підйомами зі скіпами ємкістю по 13 тон кожен для видачі вугілля, односкіповим з противагою, скіп ємкістю 10,6 тон для видачі породи. Ствол служить також для виводу з шахти витікаючого струменя повітря.

Допоміжний ствол №4 обладнано двоклітьовим підйомом з двоповерховими клітьми, він служить для подачі струменя повітря в шахту, а також для виконання допоміжних операцій.

Крім того, для подачі свіжого повітря в шахту на гор. 665 м пробурена вентиляційна свердловина №1, а для виведення струменя повітря з шахти свердловини № 4 и № 5 (гор. 480 м).

Для провітрювання ухильного поля Західного крила шахти пройдено повітроподавальний ствол № 3, в даний час пройдена вентиляційна свердловина Ø 2,2 м.

Згідно прийнятій схемі розкриття все шахтне поле поділено на бремсбергове і ухильне з відпрацюванням довгими стовпами по простяганню і виїмкою їх як прямим, так і зворотним ходом на панельні похилі виробки.

Підготовка шахтного поля панельна.

Вживана система розробки – довгі стовпи по простяганню, порядок обробки як прямий, так і зворотній.

Управління гірським тиском проводиться за допомогою індивідуального кріплення з органним рядом, а також за допомогою механізованого кріплення.

Виїмка вугілля проводиться за допомогою комбайнів 1К-101.

Підготовчі виробки проводяться буропідривним способом, кріплення – металевим арковим кріпленням із затягуванням боків і покрівлі виробок деревом, прибирання породи здійснюється породонавантажувальними машинами,

колісними і гусеничними. Для буріння шпурів по породі застосовуються бурильні установки БУЭ-1М, навісне бурильне устаткування НБ-1М, ЭБПП і ручні свердла.

Проектна потужність є одним з основних параметрів, що визначають кількісні характеристики всього технологічного комплексу і техніко-економічні показники роботи шахти, тому вибір її раціональної величини має велике значення. Виробнича потужність шахти визначається по формулі:

$$A = r \cdot n \cdot m_{cp} \cdot \gamma \cdot L \cdot l \cdot k_1 \cdot k_2 \text{ т/рік,} \quad (1.3)$$

де A – потужність шахти, т/рік:

r – кількість лав, шт.;

γ – густина вугілля, т/м³;

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

l – середня довжина лави: м;

k_1 – коефіцієнт одно часової розробки пластів згідно праці шахти;

k_2 – коефіцієнт виймання вугілля;

Приведена кількість робочих пластів:

$$n = \frac{Z}{l_1} \quad (1.4)$$

де: Z – сумарна довжина пластів, км;

l_1 – середня довжина шахтного поля, км;

$$A = 2 \cdot 1 \cdot 1,6 \cdot 1,36 \cdot 545 \cdot 220 \cdot 1 \cdot 0,95 = 495714,56 \text{ т/рік.}$$

Потужність шахти приймаю 500000 т/рік.

Розрахунковий терміном служби шахти складе:

$$T_{\text{розрах}} = \frac{Q_{\text{пром}}}{A_{\text{п}}}, \text{ років} \quad (1.5)$$

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

$$T_{\text{розрах}} = \frac{26600}{500} = 53,2 \text{ років}$$

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

$$T = T_{\text{розрах}} + t_{\text{осв}} + t_{\text{зат}}, \text{ років} \quad (1.6)$$

Повний термін служби шахти складе:

$$T = 53,2 + 2 + (2 \div 3) = 58,2 \text{ року}$$

Визначимо навантаження на добу на один очисний вибій по формулі:

$$E = l_0 \cdot r \cdot n \cdot m \cdot \gamma \cdot c, \text{ т/добу}, \quad (1.7)$$

де: l_0 – довжина лави, м;

r – захоплення виконавчого органу, м;

n – кількість смуг що знімають, шт;

m – потужність пласта, м;

γ – густина вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт виймання вугілля;

$$E = 220 \cdot 0,63 \cdot 2,3 \cdot 1,2 \cdot 1,36 \cdot 0,95 = 500 \text{ т/добу}.$$

2.1.2 Головні стволи шахти та підйом

Шахтне поле на діючих горизонтах розкрите двома центрально-здвоєними стволами (головним і допоміжним) які розкривають горизонти 310 м, 480 м і 665 м. На цих горизонтах облаштовані приствольні двори.

Головний ствол № 5 (рис. 2.1) пройдений діаметром 6,6 м закріплений залізобетонними тьобінгами. Ствол обладнаний двокінцевим вугільним підйомом зі скіпами ємністю 13 т і односкіповим породним підйомом зі скіпом ємністю 10,6 т. по столу проходить відпрацьований струмінь повітря.

Допоміжний ствол № 4 (рис. 2.2) пройдений діаметром 4,6 м до горизонту 310 м і поглиблено діаметром 5,0 м до горизонту 665 м, використовується для спуска-підйому людей і виконує допоміжні функції. Ствол обладнаний двоклітьовим підйомом з двома двоповерховими клітьями. По стволу в шахту поступає свіжий струмінь повітря.

Ствол закріплений тьобінгами конструкції ВНДИОМШБа. Армування металеве, розстріли із двотаврових балок, провідники з рейок Р-43.

Видача гірської маси здійснюється двоскіповим підйомом головного стволу зі скіпами вантажомісткістю 13 т, підйомною машиною ЦГ-6х3,2/0,5 и двома електродвигунами типу АКК-16-64-16 по 1250 кВт кожний. Максимальна швидкість підйому 11,1 м/с.

Видача породи здійснюється односкіповим підйомом головного стволу зі скіпом ємністю 10,6 т, підйомною машиною ЦГ-6х3,2/0,5 и двома електродвигунами типу ДА-213/29-24 по 500 кВт кожний. Максимальна швидкість підйому 6,7 м/с.

Спуск-підйом людей і виконання усіх допоміжних операцій виконується двоклітьовим підйомом допоміжного стволу з двоповерховими клітьями, підйомною машиною 2Ц-3х2,4 і двома електродвигунами типу АКВ-16-41-16 по 600 кВт кожний. Одна кліть (велика кліть) розрахована на вагонетку УВГ-3,3 і призначена для спуску-підйому людей і виконання допоміжних операцій. Друга кліть (мала) призначена тільки для спуску-підйому людей і виконання допоміжних операцій, не пов'язаних з установкою в кліть вагонетки. Крім того,

допоміжний ствол обладнаний двома одноклітьовими підйомами з клітьми на три людини. Максимальна швидкість підйому – 10 м/с.

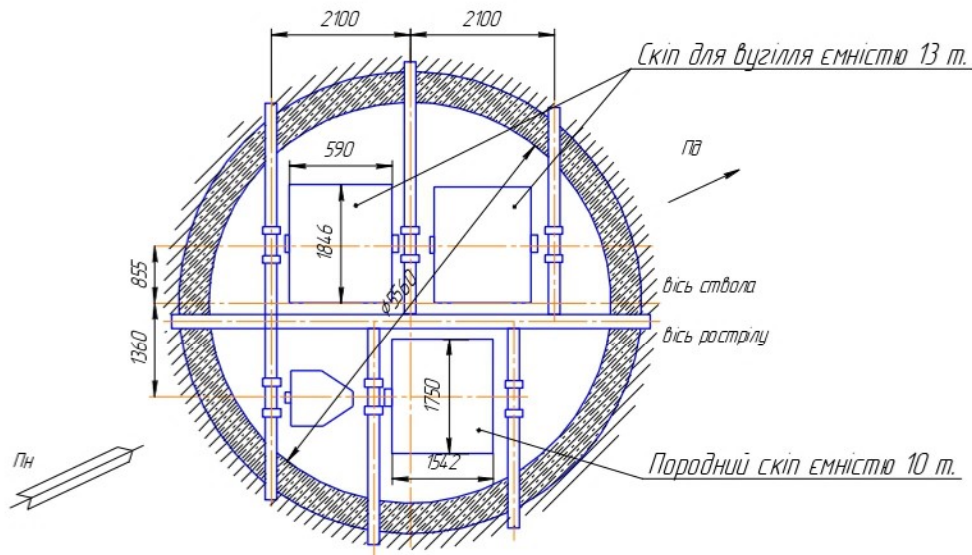


Рисунок 2.1 – Поперечний переріз скіпового ствола.

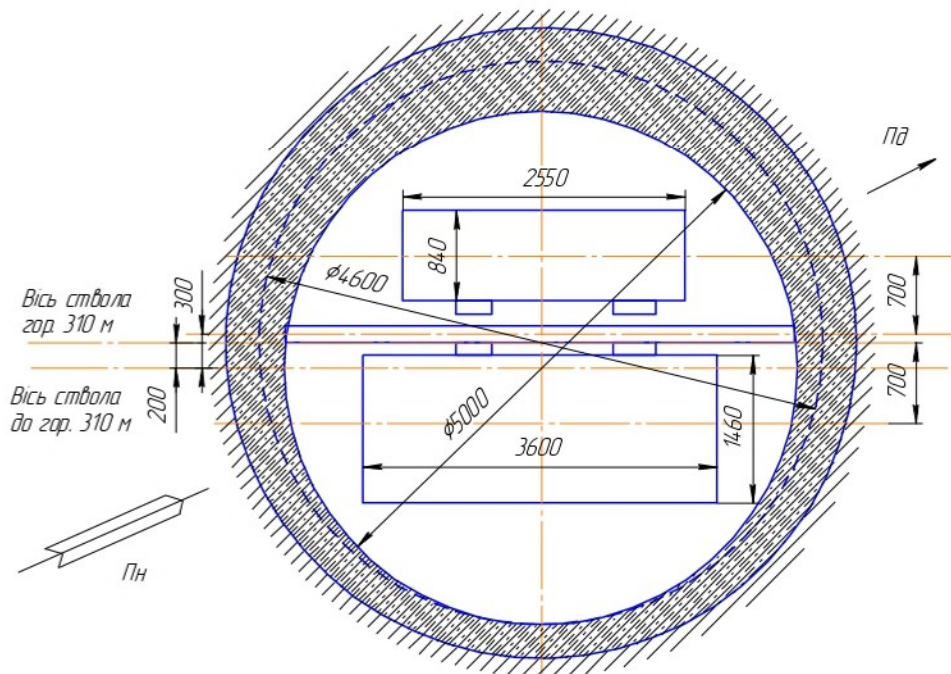


Рисунок 2.2 – Поперечний переріз клітьового ствола

Ствол закріплений тубінгами. Армування металеве, розстріли із двотаврових балок, провідники з рейок Р-43.

Для видачі людей із клітей двоклітьового підйому при їх застряганні призначені аварійні підйоми № 1 і № 3 допоміжного стволу об лаштовані клітьми на три людини з підйомними лебідками типу ЛГЛ 1600/1230 і електродвигунами АК-8, 40 Вт. Максимальна швидкість підйому – 2 м/с.

2.1.3 Основні гірничі виробки

Нині передбачені приствольні двори на горизонтах 665 м, 500 м і на горизонті 310 м. До подальшої експлуатації приймається двір на горизонті 665 м.

Приствольний двір горизонту 665 м розташований на продовженні головного відкочувального квершлягу горизонту 665 м. Схема приствольного двору – петльового типу з поточним рухом. Він складається з трьох паралельних виробок: вугільної та породної гілок головного стволу та гілки допоміжного стволу.

Приствольний двір призначений для прийомки вугілля на двоскіповий підйом, породи на одно скіповий підйом та виконання допоміжних операцій.

Для кріплення виробок двору прийняте кріплення монолітним бетоном зі склепінчастим перекриттям.

В межах приствольного двору розташовані наступні службові камери:

- насосна камера та водозбірник;
- центральна підстанція;
- камери розвантажувальних ям для вугілля та породи;
- камера очікування і медпункту;
- гараж-зарядна і ремонтна майстерня;
- перетворювальна підстанція;
- ремонтна майстерня;
- камера зумпфових насосів;
- склад ВР.

2.1.4 Підйом і транспорт

Нині відкатка вугілля, породи, допоміжних матеріалів і обладнання по головним горизонтальним виробках здійснюється акумуляторними електровозами типу 2АМ-8Д і АМ-8Д у вагонетках типу ПС-3,5 та ВДК-2,5.

Транспорт вугілля від очисного вибою до вантажних пунктів здійснюється скребковими конвеєрами типу СП- 202 і стрічковими конвеєрами типу 1Л-80.

Транспорт породи, а також доставка обладнання і матеріалів від приймального майданчика здійснюється по аналогічному маршруту.

По горизонтальних виробках люди доставляється в людських вагонетках типу ВП-18 акумуляторними електровозами типу 2АМ-8Д і АМ-8Д.

2.1.5 Водовідлив

Загальні притоки води в шахту характеризуються величинами від 22 до 340 м³/г. Шахта слабо обводнена. Середній багаторічний приплив води в неї складає 102 м³/г, а максимальний – не перевищує 111 м³/г.

Головна водовідливна установка розташована в приствольному дворі гор. 665 м і обладнана трьома відцентровими насосами типу НЦШ 320/720. Номінальна потужність – 300 м³/г. Вода на поверхню видається по двох трубопроводах Ø 250 мм, в стволі № 5 і технічній свердловині, що знаходиться на проммайданчику шахти.

2.1.6 Вентиляція, освітлення

2.1.6.1 Провітрювання шахти

Для провітрювання шахти у головного ствола № 5 обладнана вентиляційна установка з двох вентиляторів типу ВЦД-3,3, у вентиляційної свердловини №4 - вентиляційна установка з двох вентиляторів типу ВЦД-2,18.

Кількість повітря, що подається в шахту:

- розрахункове – 79,8 м³/сек.;
- фактичне – 82,8 м³/сек.

Схема провітрювання шахти – комбінована, спосіб провітрювання – всмоктуючий. Свіжий струмінь повітря поступає в шахту через допоміжний ствол № 4, повітроподавальний ствол № 3, повітроподавальну свердловину № 1.

Витікаючий струмінь від провітрювання гірських робіт виводиться через головний ствол № 5, вентиляційну свердловину № 4 і вентиляційну свердловину № 2.

Дегазація вугільних пластів і кондиціонування шахтного повітря в даний час на шахті не проводиться.

Провітрювання тупикових виробок.

Провітрювання підготовчих забоїв передбачається вентиляторами місцевого провітрювання типу, ВМ-6 в комплекті з гнучкими вентиляційними трубами і введеними всередину їх поліетиленових рукавів.

2.1.6.2 Освітлення.

Стаціонарне освітлення передбачається у виробках приствольного двору, електромашини камерах, у підготовчих і очисних вибоях, а також в головних відкаточних штреках і на посадочних станціях.

Для стаціонарного освітлення прийняті люмінесцентні світильники типу РВЛ-20м, 40м-РВЛ, РПЛ-20. мережа освітлення живиться від підстанції типу ТСВП-630 і виконується кабелем марки СБН-6000, СБН-1000 и КГЕШ-1140. Освітлення в лавах здійснюється люмінесцентними світильниками типу ВКВ-2

від агрегатів АП-4. У будівлях технологічного комплексу та в підсобних приміщеннях застосовуються світильники типу ШТ і УПМ з лампами розжарювання.

2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні

На території поверхневого комплексу шахти розташовано 27 будівель і споруд. По функціональному призначенню їх можна підрозділити на основні групи [24]:

- виробничі: будівлі скіпового і головного стволів, будівлі підйому скіпового і клітьового стволів, бункер.
- допоміжні: лісовий склад, склад обладнання і матеріалів, мех. майстерні, лісопилка, будівля лампової і АПК, їдальня, медпункт і бомбосховища, контора лісового складу.
- енергетичні: будівлі вентилятора, електропідстанції, компресорної установки, котельні;
- транспортні: галерея від будівлі скіпового ствола до бункера, депо.
- санітарно-технічні: відстійник, басейни технічної води, пожежні резервуари, басейн для постачання господарський побутових служб, насосні станції.

Комплекс головного ствола включає:

- будівля прийому і попередньої обробки вугілля і прийому породи;
- навантажувальні бункери місткістю 6400 т;
- транспортні галереї для вугілля і породи;
- навантажувальну станцію для вантаження породи в автосамоскиди.

Вугілля, видане на поверхню, з перекидних скипів поступає в приймальні бункери, звідки живильниками КТ-14 подається на гуркіт ГЛ-52. З гуркоти вугілля класів +80 мм потрапляє на породовідбірну стрічку стрічкового конвеєра В-1000.

Вугілля класу менш 80 мм, проходячи через сито гуркоти, потрапляє на стрічковий конвеєр В-1200, звідки після ручної вибірки породи потрапляє і вугілля класу +80 мм.

Далі вугілля потрапляє у бункери місткістю 175 т, звідки по стрічковому конвеєру поступає в залізничні бункери.

Із залізничних бункерів живильниками Кл-12 вугілля потрапляє на стрічкові конвеєра В-1400, далі в залізничні вагони.

Окрім комплексу головного ствола на проммайданчику шахти є споруди, що стоять окремо:

- склад устаткування;
- матеріальний склад;
- склад кріпильних матеріалів;
- силосний склад для цементу і інертного пилю.

Основні процеси поверхні:

- ручне збагачення вугілля, вантаження в залізничні вагони;

- функціонування служби ЕМО по ремонту і обслуговуванню гірничошахтного устаткування;
- відвантаження, доставка до ствола і спуск по стволу матеріалів і устаткування.

Найменування будівель, споруд та їх площа приведені в таблиці 2.1

Таблиця 2.1 – Найменування будівель, споруд та їх площа.

Будівлі та споруди	Площа, м ²
1	2
Їдальня	819
Адміністративно-побутовий комбінат	2741
Електропідстанція	419
Матеріальний склад	542
Резервуар ємністю 500 м ³	254
Блок пральні, бойлерної, учпункту та спортивного комплексу	2545
Резервуар ємністю 300 м ³	181
Насосна №1	92
Електропідстанція № 1	562
Майстерня по ремонту	347
Збагачувальна фабрика	924
Відстійник шламових вод	440
Контора складів	160
Навантажувальні бункери	498
Матеріальний склад	436
Склад обладнання	661
Відстійник шахтних вод	587
Насосна №2	65
Насосна № 3	65
Будівля підйому головного стволу	889
Надшахтна будівля стволу № 4	1183
Механічний цех	1246
Будівля підйому НКМЗ	430
Будівля вентилятору ВЦД-3,3	817
Будівля ремонту вагонеток	244
Насосна станція	210
Лісосклад	9375
Разом:	26744

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

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

У монолітному залізобетоні вирішені стовпчасті фундаменти каркасних будівель, фундаменти під устаткування, вентиляційні канали. У металевих конструкціях вирішені шляхи підвісного транспорту, сходи, обгороджування, пролітні будови транспортних галерей, каркаси вантажних станцій. У цеглині вирішені окремі дільниці стін панельних будівель.

Вугілля, після видачі на поверхню скіповим стволом поступає в будівлю підйому. Потім по транспортної галереї поступає у вантажний пункт (бункер), далі з вантажного пункту вугілля перевантажують у залізничній потяг. Довжина транспортування вугілля складає 190 м.

У разі збоїв подачі вагонів передбачений аварійний склад, куди через галерею поступає вугілля.

На балансі шахти знаходиться 1 порідний відвал. Відвал не горить.

Загальна площа пром. майданчику складає 64560 м².

Міра використання території пром. майданчика оцінюється щільністю забудови, яка визначається у відсотках у вигляді відношення площі забудови до усєї території, зайнятої підприємством, включаючи віяло залізничних колій.

$$S = \frac{S_{\text{заб.майд}}}{S_{\text{общ}}} 100\% \quad (2.8)$$

де $S_{\text{заб.майд}}$ – площа зайнята гірничотехнічними будівлями і спорудами;

$S_{\text{общ}}$ – площа усєї території пром. майданчика.

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

$$S = \frac{26744}{94560} 100\% = 28,3\%$$

Мінімальне значення щільності забудови, встановлене нормативними правилами для вугільних і сланцевих шахт зі збагачувальними фабриками складає 26%. Щільність забудови пром. майданчика шахти складає 28,3%, що відповідає встановленим нормам.

2.3 Охорона праці

Боротьба з газом.

У зв'язку з тим, що шахта відноситься до категорії шахт із помірною газоносністю, то на виїмковій ділянці, як і по усій шахті, потрібне суворе дотримання газового режиму з виконанням правил і заходів, встановлених ПБ.

Для безперервного контролю змісту 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 змістом 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.

Боротьба з пилом.

Шахта небезпечна за вибухами вугільного пилу.

Для зниження запиленості повітря і попередження вибуху вугільного пилу на шахті застосовують наступні заходи:

- осланцювання гірничих виробок,
- зрошування у всіх місцях пилоутворення в очисних і підготовчих вибоях, на всіх вантажних і перевантажувальних пунктах,
- мокре прибирання пилу,
- застосування туманоутворюючих завіс,
- обмивання гірничих виробок.

Для цього на шахті при проведенні гірничих виробок і вийманні вугілля виконують зрошування у всіх місцях пилоутворення в очисних і підготовчих вибоях, на всіх вантажних і перевантажувальних пунктах.

Зрошування при роботі виймального комбайна здійснюється зрошувальним пристроєм ТОС-100, що поставляється комплектно з комбайном. У систему ТОС-100 входять: ємність води = 0,5-1,5 м³, фільтр ФШ-1М, дозатор змочувача ДСУ-4, забійний водопровід ВЗ-32.

На шнеках і корпусі комбайна вмонтовуються форсунки ПФ-1,6 і КФ-2,2.

Боротьба з пилом при вибухових роботах разом з попередженням вибуху вугільного пилу, направлена на зниження пилоутворення і гасіння пилової хмари в вибійному просторі щоб уникнути його розповсюдження по гірничим виробкам.

Для зменшення утворення пилу, а також для полум'ягасіння при вибухових роботах застосовується гідравлічна гатка шпурів за допомогою поліетиленових ампул, заповнених водою. Перед виробництвом вибухових робіт в нішах, що примикають до очисного забою, проводиться зрошування забою і 20 м прилеглих виробок водою з додаванням змочувача, а також зрошування відбитого вугілля, породи ручним зрошувачем РО-1, приєднаним до протипожежно-зрошувального ставу за допомогою гнучкого шлангу діаметром 25 мм.

При проходці гірничих виробок боротьба з пилом полягає в наступному:

- а) при проведенні підготовчих виробок боротьба з пилом за допомогою гідравлічної гатки шпурів, змочуванням відбитої гірської маси перед вантаженням на конвеєр;
- б) застосування водяних завіс при веденні БПР з використанням поліетиленових мішків з водою;
- в) боротьба з пилом при транспортуванні вугілля;

Всі місця перевантаження вугілля з конвеєра зрошуються ручним зрошувальним пристроєм.

- г) сланцювання гірничих виробок;
- д) змивання вугільного пилу, що осів, водою.

Боротьба з високими температурами

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

Для пилозаглушення повинна застосовуватися вода, що відповідає вимогам ДСТУ-2874-82 "Вода питна. Гігієнічні вимоги до контролю за якістю" по бактеріологічному і токсикологічному показнику, що має активну реакцію від 6 до 9,5 рН, а також що не має різкого неприємного запаху і змісту радону або торону не більше $1 \cdot 10^{-8}$ кюрі/л.

3 ОСНОВНА ЧАСТИНА

Проект спорудження конвеєрного штреку пл. m_3 гор. 665 м.

У цьому розділі розглянуто два варіанти спорудження конвеєрного штреку пласта m_3 горизонту 665 м.

В якості першого варіанту прийнято проходження штреку буровибуховим способом із застосуванням рамного податливого кріплення. За другим варіантом передбачено проведення штреку за допомогою комбайна і застосування анкерного кріплення.

3.1 Спорудження конвеєрного штреку буро-підричним способом

3.1.1 Вибір форми та визначення розмірів поперечного перерізу виробки

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

Розміри поперечного перерізу виробки (ширина, висота і площа) залежать від основних розмірів обладнання, способу пересування людей, кількості повітря, що проходить по виробці і визначаються графо-аналітичним способом.

За правилами безпеки мінімальна висота дільничних та підготовчих виробок повинна бути не менше 1,8 м. Мінімальна ширина визначається з урахуванням проходу для людей і зазорів, передбачених Правилами безпеки (ПБ).

Ширину виробки з арочним кріпленням на висоті рухомого складу при одному шляху визначаємо за формулою:

$$B = m + A + A_1 + p + n \quad (3.1)$$

де m - зазор між рухомим складом і кріпленням (повинен бути не менше 250 мм при конструкції кріплення, що складається з окремих кріпильних рам);

A - ширина рухомого складу;

A_1 - ширина конвеєра;

p - зазор між рухомим складом і конвеєром;

n - ширина проходу для людей на рівні верхньої кромки рухомого складу; визначається за формулою:

$$n = 0,7 + (1,8 - h) \cdot \operatorname{tg} \alpha \quad (3.2)$$

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

h - висота рухомого складу від рівня головки рейок;

α - кут переходу прямої частини стійки в криву ($\alpha = 10-20^\circ$).

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,45) \cdot \operatorname{tg} 15^\circ = 0,75 \text{ м}$$

$$B = 0,25 + 1,35 + 1,45 + 0,2 + 0,75 = 4 \text{ м}$$

Висоту прямої частини стійки приймаємо $h_c = 0,9$ м. Графічно визначаємо: радіус дуги стійки $R = 2,6$ м, величину зміщення центру радіусу дуги стійки від осі виробки $c_{\text{ц}} = 0,1$ м і центральний кут дуги стійки $\beta_0 = 45^\circ$.

Радіус дуги верхняка:

$$r = R - c_{\text{ц}} / \cos \beta_0 + h_{\text{ф}} \quad (3.3)$$

де R - радіус дуги стійки, який визначається графічно;
 $h_{\text{ф}}$ - висота фланця (29 мм для СВП27).

$$r = 2,6 - 0,1 / \cos 45^\circ + 0,029 = 2,49 \text{ м}$$

Висота від підоскви виробки до центру радіусу дуги верхняка

$$h_{\text{у}} = h_c + c_{\text{ц}} \cdot \text{tg} \beta_0 \quad (3.4)$$

$$h_{\text{у}} = 0,9 + 0,1 \cdot \text{tg} 45^\circ = 1 \text{ м}$$

Центральний кут дуги верхняка

$$\alpha_0 = 180^\circ - 2 \cdot \beta_0 \quad (3.5)$$

$$\alpha_0 = 180^\circ - 2 \cdot 45^\circ = 90^\circ$$

Ширина виробки у світлі на рівні її підоскви

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_{\text{ц}}) \quad (3.6)$$

$$B_1 = 2 \cdot (2,6 - 0,1) = 5 \text{ м}$$

Висота виробки у світлі від рівня її підоскви

$$H = h_{\text{у}} + r \quad (3.7)$$

$$H = 1 + 2,49 = 3,49 \text{ м}$$

Площа поперечного перерізу виробки в просвіті до осідання

$$S'_{\text{св}} = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot h_c - c_{\text{ц}}^2 \quad (3.8)$$

$$S'_{\text{св}} = 0,785 \cdot (2,6^2 + 2,49^2) + 5 \cdot 0,9 - 0,1^2 = 15,1 \text{ м}^2$$

Площа поперечного перерізу виробки в просвіті після осідання

$$S_{\text{св}} = (0,94 \div 0,96) \cdot S'_{\text{св}} \quad (3.9)$$

$$S_{ce} = 0,94 \cdot 15,1 = 14,1 \text{ м}^2$$

Периметр виробки у світлі

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + 2 \cdot h_c + B_1 \quad (3.10)$$

$$P = 1,57 \cdot (2,6 + 2,49) + 2 \cdot 0,9 + 5 = 14,8 \text{ м}$$

Ширина виробки начорно на рівні висоти рухомого складу

$$B' = B_1 + 2 \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \Delta b) \quad (3.11)$$

де h_{cn} - висота профілю (123 мм для СВП27);

h_{zm} - товщина одинарної затяжки;

Δb - горизонтальне зрушення порід боки вироблення на рівні баластного шару.

$$B' = 5 + 2 \cdot (0,123 + 0,05 + 0,05) = 5,45 \text{ м}$$

Висота виробки начорно

$$H' = H + h_{cn} + h_{zm} + \Delta h \quad (3.12)$$

де Δh - вертикальне зміщення порід покрівлі.

$$H' = 3,49 + 0,123 + 0,05 + 0,1 = 3,76 \text{ м}$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно

$$S_{eч} = S_{ce} + (P - B_1) \cdot \left(h_{cn} + h_{zm} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2} \right) \quad (3.13)$$

$$S_{eч} = 14,1 + (14,8 - 5) \cdot \left(0,123 + 0,05 + \frac{0,05 + 0,1}{2} \right) = 16,5 \text{ м}^2$$

З урахуванням переборів породи при БПР площа виробки в проходці складе

$$S = 1,04 \cdot S_{eч} = 1,04 \cdot 16,5 = 17,2 \text{ м}^2 \quad (3.14)$$

Приймаємо найближчий більший типовий переріз з альбому «Типові перерізи гірничих виробок» і перевіряємо його по допустимій швидкості руху повітря:

$$v = Q/S_{ce} \leq v_{дон} \quad (3.15)$$

$$v = 86/14,1 = 6,1 < 8 \text{ м/с}$$

Площа прийнятого типового перерізу виробки в проходці становить 17,5 м²,

у світлі до осідання - 15,3 м², у світлі після осідання - 14,1 м². Ширина виробки в проходці до осадки 5570 мм, висота в проходці до осадки - 3790 мм.

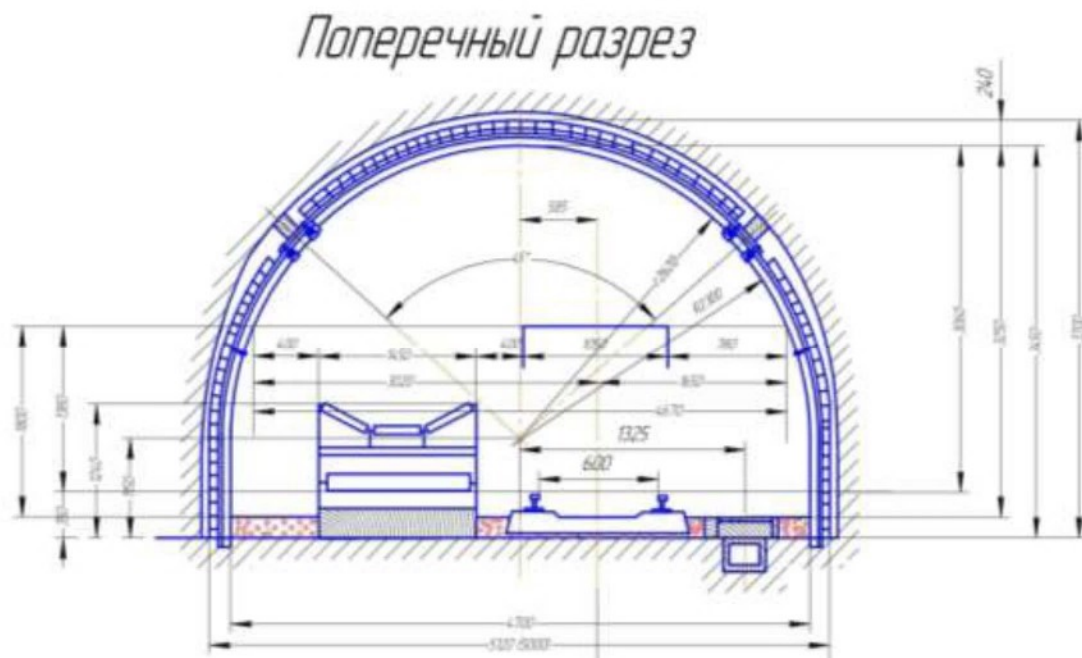


Рисунок 3.1 - Визначення поперечного розміру гірничої виробки

3.1.2 Вибір типу і параметрів кріплення

Очікувані зміщення бічних порід визначаємо відповідно до «Інструкції з вибору рамного металевого податливого кріплення гірничих виробок».

Складемо розрахункову схему (рис. 3.2).

Розрахунковий опір порід стиску визначаємо диференційовано в покрівлі, підшві і боках виробки по формулі:

$$R_c = \frac{R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + \dots + R_{cn} \cdot m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n} \quad (3.16)$$

де R_{c1}, \dots, R_{cn} - розрахунковий опір шарів порід стиску, МПа;

m_1, \dots, m_n - потужність шарів порід, м.

Розрахунковий опір шарів порід у масиві визначаємо з урахуванням його порушеності за формулою:

$$R_c = R \cdot K_c \quad (3.17)$$

де K_c - коефіцієнт, що враховує додаткову порушеність масиву порід поверхнями без зчеплення.

перший шар

$$R_{c1} = 40 \cdot 0,9 = 36 \text{ МПа}$$

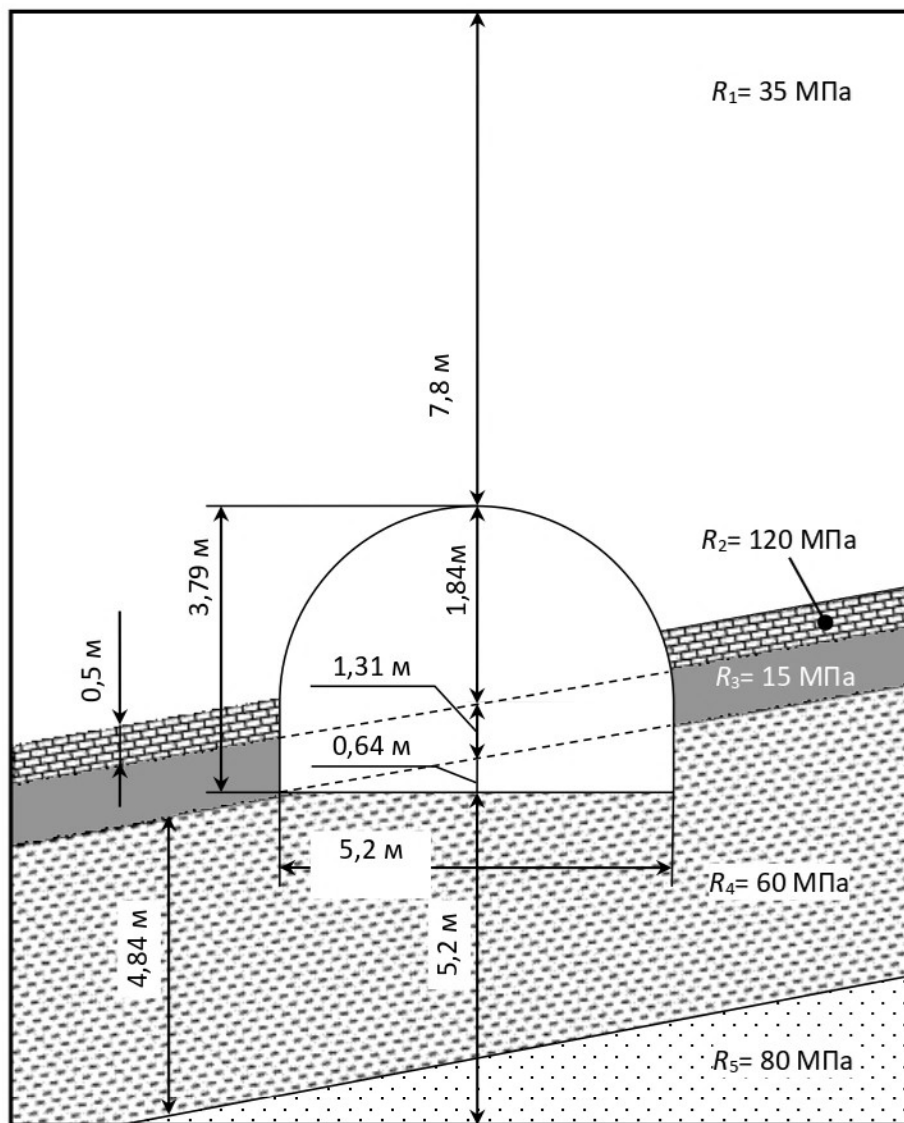


Рисунок 3.2 - Розрахункова схема до визначення навантажень на кріплення

другий шар

$$R_{c2} = 120 \cdot 0,9 = 108 \text{ МПа}$$

третій шар

$$R_{c3} = 18 \cdot 0,9 = 16 \text{ МПа}$$

четвертий шар

$$R_{c4} = 60 \cdot 0,9 = 54 \text{ МПа}$$

п'ятий шар

$$R_{c5} = 80 \cdot 0,9 = 72 \text{ МПа}$$

У покрівлі

$$R_c = \frac{36 \cdot 9,14 + 16 \cdot 1,31 + 54 \cdot 0,64}{9,14 + 1,31 + 0,64} = 34 \text{ МПа}$$

У підшві

$$R_c = \frac{36 \cdot 1,34 + 16 \cdot 1,31 + 54 \cdot 4,84 + 72 \cdot 1,0}{1,34 + 1,31 + 4,84 + 1,0} = 47 \text{ МПа}$$

У боках

$$R_c = \frac{36 \cdot 1,34 + 16 \cdot 1,31 + 54 \cdot 0,64}{1,34 + 1,31 + 0,64} = 32 \text{ МПа}$$

Зміщення порід покрівлі, підосви і боків розраховуємо за формулою:

$$U = k_\alpha \cdot k_\theta \cdot k'_s \cdot k_B \cdot k_t \cdot U_T \quad (3.18)$$

де U_m - типове зміщення порід; визначається за графіками рис. 2 Інструкції;
 k_α - коефіцієнт впливу кута залягання порід і напрямки проходки щодо простягання порід;

k_θ - коефіцієнт напрямку зсуву порід;

k'_s - коефіцієнт впливу розмірів вироблення, визначається окремо для покрівлі, підосви і боків:

$$k'_s = 0,2 \cdot (b - 1) \quad (3.19)$$

$$k'_s = 0,2 \cdot (h - 1) \quad (3.20)$$

k_B - коефіцієнт впливу інших виробок, що приймається для одиночних виробок рівним 1;

k_t - коефіцієнт впливу часу на усунення порід.

Визначаємо зміщення порід покрівлі:

$$k'_s = 0,2 \cdot (5,2 - 1) = 0,84$$

$$U = 1,0 \cdot 0,35 \cdot 0,84 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 600 = 176 \text{ мм}$$

Визначаємо зміщення порід підосви:

$$U = 1,0 \cdot 0,35 \cdot 0,84 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 450 = 132 \text{ мм}$$

Визначаємо зміщення порід боків виробки:

$$k'_s = 0,2 \cdot (3,79 - 1) = 0,56$$

$$U = 1,0 \cdot 0,35 \cdot 0,56 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 610 = 120 \text{ мм}$$

Розрахункове навантаження на 1 м виробки визначається за формулою:

$$P = k_n \cdot k_h \cdot k_{np} \cdot b \cdot P^h \quad (3.21)$$

$$P = k_n \cdot k_h \cdot k_{np} \cdot h \cdot P^h \quad (3.22)$$

де k_n - коефіцієнт перевантаження;
 k_n - коефіцієнт надійності;
 k_{np} - коефіцієнт умов проведення виробки;
 p^H - нормативне навантаження, що визначається за графіками в залежності від зсувів гірських порід.

При ширині виробки менше 4 м і більше 6 м нормативне навантаження приймається як для виробок з шириною відповідно 4 і 6 м.

$$P = 1,05 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,2 \cdot 78 = 425 \text{ кПа}$$

$$P = 1,05 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 3,79 \cdot 50 = 200 \text{ кПа}$$

Приймаємо по ширині виробки в проходці кріплення з СВП27 з замками ЗПК з фігурними планками, несуча здатність якого 215 кН. Щільність такого кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s} \tag{3.23}$$

$$n = \frac{425}{215} = 2 \text{ р / м.}$$

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

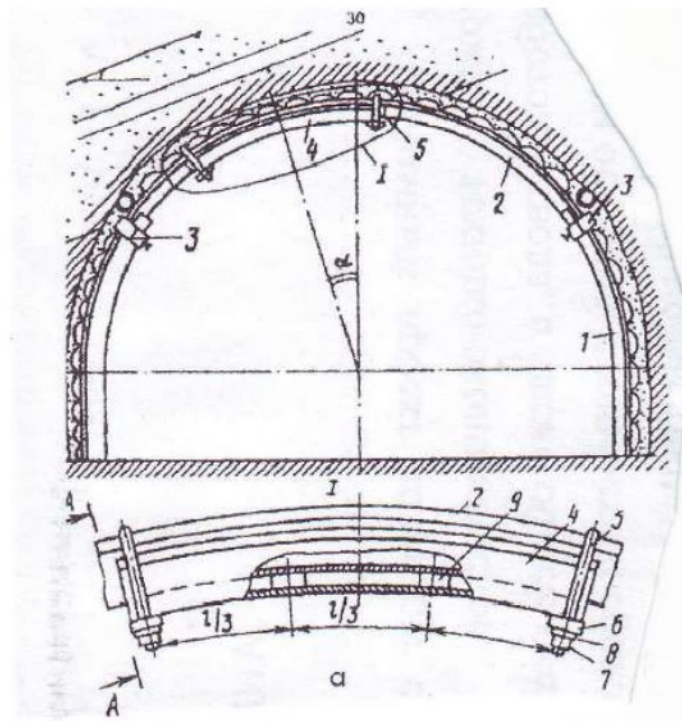


Рисунок 3.3 - Арочне посилене кріплення

В умовах зосередження навантажень в ділянках скріплення арки, верхняк раціонально посилити елементом з спецпрофіля з одночасним спорудженням попереднього посилення рами. Посилений верхняк складається з серійного

верхняка і елемента посилення, який представляє собою сегмент такого ж радіуса кривизни, що і верхняк. Між днищем профілю встановлені вкладиші, які при затягуванні болтів підсилюють елементи скобами, сприяють створенню вигідного моменту, напрямку дії якого протинаправлений зусиллю від навантажень кріплення.

Завдяки подвійній жорсткості рами на ділянці підсилення і ефекту попереднього напруження забезпечується збільшення несучої здатності кріплення в 1,9-2,1 рази при збільшенні маси конструкції лише в 1,2-1,25 рази. Це дозволяє перейти на більшу міжрамну відстань і економити без погіршення експлуатаційного стану виробки.

3.1.3 Вибір способу і технологічної схеми проведення виробки

Оскільки бічні породи стійкі, доцільно проведення виробки звичайним способом. Приймаємо буропідривний спосіб відриву породи від масиву. Оскільки площа поперечного перерізу виробки в проходці дорівнює 17,5 м² проводимо виробку повним перерізом, для навантаження породи застосовуємо вантажну машину безперервного дії з навантаженням породи на конвеєр. Установка постійного кріплення здійснюється вручну. Буріння шпурів здійснюється бурильними машинами обертово-ударної дії.

3.1.4 Вибір комплексу прохідницького обладнання для основних і допоміжних процесів і визначення його продуктивності

Передбачаємо механізацію буріння шпурів за допомогою бурильної установки БУР-2 з двома бурильними машинами обертово-ударної дії. Для навантаження гірської маси буде використовуватися вантажна машина безперервної дії типу 2ПНБ-2. Машина має гусеничний рушій і необмежений фронт навантаження.

Продуктивність буріння шпурів установкою БУР-2 визначаємо за формулою:

$$Q_{\sigma} = 60 \cdot n \cdot k_o \cdot k_n \cdot v_m / (1 + v_m \cdot \Sigma t) \quad (3.24)$$

де n - кількість бурильних машин на установці;

k_o - коефіцієнт одночасності в роботі бурильних машин;

k_n - коефіцієнт надійності установки;

v_m - механічна (машинна) швидкість буріння шпурів;

Σt - тривалість допоміжних робіт (забурівання, зворотного ходу, переходу до буріння наступного шпуру).

$$Q_{\sigma} = 60 \cdot 2 \cdot 0,9 \cdot 0,95 \cdot 1,5 / (1 + 1,5 \cdot 1,4) = 50 \text{ м / год.}$$

Продуктивність вантажної машини:

$$Q_n = \frac{Q_m}{(\alpha * k_{KP} * k_M + (1 - \alpha) * k_G) * k_{DP} * k_{ПЗО}}, \text{ м}^3 / \text{год} \quad (3.25)$$

де $K_{кр}$ - коефіцієнт, що враховує крупність, при крупності менше 300 мм $K_{кр} = 1.0$, при крупності більше 400 мм $K_{кр} = 1,2$;

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

Q_m - технічна продуктивність навантажувальної машини, $\text{м}^3 / \text{год}$;

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

k_G - коефіцієнт готовності машини.

k_{DP} - коефіцієнт, що враховує додаткове розпушення при навантаженні $k_{DP} = 1.1 \dots 1.15$;

$k_{пзо} = 1,12-1,15$ - коефіцієнт що враховує підготовчо заключні операції

$$Q_n = \frac{2,5 * 3600 * 0,75 * 0,25}{0,9 * 2,0 * 0,25 + (1 - 0,9) * 0,75 * 1,15 * 1,12} = 309,7 \text{ м}^3 / \text{час}$$

3.1.5 Розрахунок параметрів буропідричних робіт і розробка паспорта БПР

Враховуючи гірничо-геологічні умови проведення виробки, вибираю метод виконання вибухових робіт - звичайний, спосіб електричного підривання - миттєвий, кількість прийомів підривання - один, як вибухової речовини (ВВ) приймаю Амоніт Т-19 з працездатністю 270-280 см^2 і діаметром патрона 36 мм.

Довжина заходки l_3 повинна забезпечувати необхідну швидкість проведення виробки і відповідати прийнятому бурильному устаткуванню. Приймаємо заходку рівну 2 м.

Глибину шпурів визначаємо за формулою:

$$l_{шп} = \frac{l_{зах}}{\eta} \text{ м} \quad (3.26)$$

$$L_{пор} = \frac{2}{0,95} = 2,1 \text{ м.}$$

$$L_{yz} = \frac{2}{0,85} = 2,4 \text{ м.}$$

Обсяг підірваної гірської маси визначається за формулою:

$$V_{зах} = l_{зах} \cdot S_{сч}, \text{ м}^3 \quad (3.27)$$

де $S_{сч}$ - перетин виробки начорно, береться з умови проведення виробки.

$$V_{yz} = 2 \cdot 7,2 = 14,4 \text{ м}^2$$

$$V_{кр} = 2 \cdot 5,8 = 11,6 \text{ м}^2$$

$$V_{\text{ноч}} = 2 \cdot 4,5 = 9 \text{ м}^2$$

Розрахункова витрата ВВ на заходку $q_{\text{расч}}$ визначається за формулою:

$$Q_{\text{расч}} = q \cdot V_{\text{зах}}, \text{ кг} \quad (3.28)$$

де q - питома витрата ВР, кг / м.

Питома витрата ВВ (кількість ВВ на 1 м³ гірської маси, що підривають) визначають за формулами проф. М. М. Протодьяконова і Н. М. Покровського.

Для вибоїв з двома відкритими поверхнями порядок розрахунку параметрів БПР по вугіллю такий же, як для вибою польової виробки з однієї відкритої площиною. За параметр слід приймати площу вугільного вибою.

а) за формулою проф. М.М Протод'яконова:

$$q_{\text{yz}} = 0,4 \cdot \left[\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{\sqrt{S_{\text{вч}}}} \right]^2 \cdot e^{-1} \cdot K, \text{ кг / м}^3; \quad (3.29)$$

де e^{-1} - коефіцієнт, що враховує працездатність прийнятого ВР;

$$e^{-1} = \frac{525}{P_{\text{ВВ}}}; \quad (3.30)$$

$P_{\text{ВВ}}$ - працездатність прийнятого ВР, см³;

$$e^{-1} = \frac{525}{270} = 1,94.$$

K - коефіцієнт збільшення витрати ВР при машинному навантаженні для кращого дроблення породи, $K = 1,2 - 1,3$;

525 - працездатність 93% динаміту, прийнятого проф. М.М. Протод'яконовим за еталонне ВВ.

$$q_{\text{yz}} = 0,4 \cdot \left[\sqrt{0,2 \cdot 1,5} + \frac{1}{\sqrt{7,2}} \right]^2 \cdot 1,94 \cdot 1,2 = 0,6 \text{ кг / м}^3.$$

б) за формулою проф. Н.М. Покровського:

$$q_{\text{yz}} = q_1 \cdot S_1 \cdot V_1 \cdot e_1, \text{ кг / м}^3 \quad (3.31)$$

де q_1 - нормальна питома витрата ВР (кількість ВВ, необхідне для викиду силою вибуху 1 м³ породи),

$$\begin{aligned} q_1 &= 0,1 \cdot f; \\ q_1 &= 0,1 \cdot 1,5 = 0,15. \end{aligned} \quad (3.32)$$

S_1 - коефіцієнт текстури породи, беруть: $S_1 = 1,4$ для порід з дрібною тріщинуватістю і для вугілля;

V - коефіцієнт затиску породи,

$$\begin{aligned} V_1 &= \frac{3 \cdot l_{\text{ун}}}{\sqrt{S}}; \\ V_1 &= \frac{3 \cdot 2,2}{\sqrt{7,2}} = 2,68 \end{aligned} \quad (3.33)$$

e - коефіцієнт, що враховує працездатність прийнятого ВР;

$$e^{-1} = \frac{380}{P_{BB}};$$

380 - працездатність 62% важкозамерзаючого динаміту, прийнятого проф. Н.М. Покровським за еталонне ВВ.

$$e^{-1} = \frac{380}{270} = 1,41.$$

За формулою розраховується питома витрата ВР.

$$q_{\text{yz}} = 0,15 \cdot 1,4 \cdot 2,68 \cdot 1,41 = 0,75 \text{ кг / м}^3.$$

Питомі витрати ВВ, отримані за цими формулами, не відрізняються один від іншого. Для подальших розрахунків приймається їх середнє значення $q_{\text{yz}} = 0,68 \text{ кг / м}^3$.

Розрахункова витрата ВВ на заходку:

$$Q_{\text{расч}} = 0,68 \cdot 14,4 = 9,79 \text{ кг.}$$

Питома витрата ВВ для підривання по породі розраховується за формулами:
а) за формулою проф. М.М Протод'яконова:

$$q_{\text{пор}} = 0,15 \cdot \sqrt{f} \cdot \left[\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{B} \right] \cdot e^{-1} \cdot K, \text{ Кг / м}^3 \quad (3.34)$$

де B - ширина породного підривання (визначається графічно на ескізі поперечного перерізу виробки), м.
покрівля

$$q_{\text{пор.кр}} = 0,15 \cdot \sqrt{4} \cdot \left[\sqrt{0,2 \cdot 4} + \frac{1}{4,75} \right] \cdot 1,94 \cdot 1,2 = 0,75 \text{ кг / м}^3.$$

Підошва

$$q_{\text{пор.кр}} = 0,15 \cdot \sqrt{6} \cdot \left[\sqrt{0,2 \cdot 6} + \frac{1}{5,2} \right] \cdot 1,94 \cdot 1,2 = 0,8 \text{ кг / м}^3.$$

б) за формулою проф. Н.М. Покровського

Нормальна питома витрата ВР визначається за формулою:

$$q_{\text{пор.кр}} = 0,1 \cdot 4 = 0,4$$

$$q_{\text{пор.поч}} = 0,1 \cdot 6 = 0,6$$

Коефіцієнт затиску порід для вибоїв з двома площинами оголення по проф. Н.М. Покровському при нижній підризці дорівнює: $V = 1,2$ при верхній - $1,4$.

$$q_{\text{пор.кр}} = 0,4 \cdot 1,2 \cdot 1,2 \cdot 1,41 = 0,95 \text{ кг / м}^3.$$

$$q_{\text{пор.поч}} = 0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,5 \cdot 1,41 = 1,4 \text{ кг / м}^3.$$

Для подальших розрахунків приймається їх середнє значення $q_{\text{пор.кр}} = 0,88 \text{ кг / м}^3$ і $q_{\text{пор.поч}} = 1,23 \text{ кг / м}^3$

Розрахункова витрата ВВ на заходку:

$$Q_{\text{расч.кр}} = 11,6 \cdot 0,88 = 10,21 \text{ кг.}$$

$$Q_{\text{расч.поч}} = 9 \cdot 1,23 = 11,07 \text{ кг.}$$

Кількість шпурів на заходку визначаємо за формулою:

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S_{\text{вч}} \cdot \eta}{d_n^2 \cdot K_{\text{зан}} \cdot \Delta}, \text{ шт;} \quad (3.35)$$

де d_n - діаметр патрона, $d_n = 0,036 \text{ мм}$;

$K_{\text{зан}}$ - коефіцієнт заповнення;

Δ - щільність прийнятого ВВ, $\Delta = 1100 - 1200 \text{ кг / м}^3$;

$$\text{- по вугіллю: } N = \frac{1,27 \cdot 0,68 \cdot 2 \cdot 0,85}{0,036^2 \cdot 0,7 \cdot 1150} = 10,1 \text{ шт.}$$

$$\text{- по покрівлі: } N = \frac{1,27 \cdot 0,88 \cdot 5,8 \cdot 0,95}{0,036^2 \cdot 0,45 \cdot 1150} = 9,18 \text{ шт.}$$

$$\text{- по підошві: } N = \frac{1,27 \cdot 1,23 \cdot 4,5 \cdot 0,95}{0,036^2 \cdot 0,6 \cdot 1150} = 7,47 \text{ шт.}$$

Остаточно приймається ціле число шпурів: по вугіллю 10 шт, по покрівлі 10 шт. і по підосві 8 шт.

Тип врубу впливає на ефективність підривних робіт, так як КВШ залежить від створення другої відкритої поверхні на всю глибину допоміжних шпурів.

Вруб приймається прямий горизонтальний. Вруб заснований на дробленні породи паралельно шпурів.

Маса шпурового заряду визначається за формулою:

$$q = \frac{Q_{расч}}{N}, \text{ кг} \quad (3.36)$$

Отримана величина заокруглюється до кратної маси одного патрона (0,25 кг або 0,3 кг).

$$\text{- по вугіллю: } q_{yz} = \frac{9,79}{10} = 0,98 \text{ кг.}$$

Приймається в шпурі 4 патрона масою по 0,25 кг.

$$\text{- по покрівлі: } q_{пор.кр} = \frac{10,21}{10} = 1,02 \text{ кг.}$$

Приймається в шпурі 6 патронів масою по 0,25 кг.

$$\text{- по підосві: } q_{пор.пoch} = \frac{11,07}{8} = 1,38 \text{ кг.}$$

Приймається в шпурі 4 патрона масою по 0,25 кг.

Уточнюю розрахункову витрату ВВ на заходку:

$$\begin{aligned} Q_{зах}^{ym} &= q_n \cdot N_{ин}, \text{ Кг}; \\ Q_{yz}^{ym} &= 4 \cdot 0,25 \cdot 10 = 10 \text{ кг}; \\ Q_{пор.кр}^{ym} &= 4 \cdot 0,25 \cdot 10 = 10 \text{ кг.} \\ Q_{пор.пoch}^{ym} &= 6 \cdot 0,25 \cdot 8 = 12 \text{ кг.} \end{aligned} \quad (3.37)$$

Тоді загальна витрата ВВ на заходку становить 32 кг.

Довжину набійки визначаю за формулою:

$$l_{заб} = l_{ин} \cdot l_n \cdot P_n, \text{ м} \quad (3.38)$$

де l_n - довжина одного патрона ВР, м

P_n - кількість патронів в шпуровим заряді, шт

- по вугілля: $l_{заб} = 2,4 - 0,24 \cdot 4 = 1,4$ м,
- по покрівлі: $l_{заб} = 2,1 - 0,25 \cdot 4 = 1,1$ м;
- по підшві: $l_{заб} = 2,1 - 0,25 \cdot 6 = 0,6$ м;

Так як забійка понад 0,5 м, то вона відповідає ЕПБ.

3.1.6 Розрахунок параметрів провітрювання тупикової виробки

Приймаємо для провітрювання виробки вентиляційний трубопровід з гнучких труб типу 1А діаметром 0,8 м. Довжина трубопроводу 300 м.

Витрата повітря для провітрювання привибійного простору за газами, що утворюється при вибухових роботах, здійснюється за формулою:

$$Q_{zn} = \frac{2.25}{T} \cdot \sqrt[3]{\frac{V_{BB} \cdot \bar{S}^2 \cdot l_n^2 \cdot k_{обв}}{k_{ум.пр.}^2}} \quad (3.39)$$

де T - час провітрювання виробки після підривання, хв;

$V_{вв}$ - обсяг шкідливих газів, що утворюються після підривання, л; визначається за формулою:

$$V_{BB} = 100 \cdot B_{вг} + 40 \cdot B_{пор} \quad (3.40)$$

де $B_{вг}$, $B_{пор}$ - маса одночасно підриваються ВВ по вугіллю і породі відповідно, кг;

\bar{S} - середня площа поперечного перерізу виробки в просвіті, м²;

l_n - довжина тупикової частини виробки, м;

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

$k_{ум.пр.}$ - коефіцієнт, що враховує виток повітря з вентиляційного трубопроводу.

$$V_{BB} = 100 \cdot 10 + 40 \cdot 22 = 1880 \text{ л}$$

$$Q_{zn} = \frac{2,25}{30} \cdot \sqrt[3]{\frac{1880 \cdot 14,1^2 \cdot 290^2 \cdot 0,8}{1,18^2}} = 221 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

Витрата повітря по числу людей:

$$Q_{zn} = 6 \cdot n_{чел.зн.} \quad (3.41)$$

$$Q_{zn} = 6 \cdot 5 = 30 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

Витрата повітря по мінімальній середній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{zn} = 60 \cdot v_{n_{min}} \cdot S \quad (3.42)$$

$$Q_{zn} = 60 \cdot 0,25 \cdot 14,4 = 216 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

Витрата повітря по мінімальній швидкості в привибійному просторі тупикової виробки в залежності від температури:

$$Q_{zn} = 20 \cdot v_{z_{min}} \cdot S \quad (3.43)$$

Відповідно до п. 8.2.2 Правил безпеки у вугільних шахтах при вологості повітря 80% і його температурі 25°C мінімальна швидкість руху повітря в привибійному просторі повинна бути не менше 0,51 м / с.

$$Q_{zn} = 20 \cdot 0,51 \cdot 7,9 = 147, \text{ м}^3 / \text{хв}$$

Приймаємо подальших розрахунків для провітрювання привибійного простору підготовчої виробки витрату повітря, що дорівнює 221 м³ / хв.

Необхідна подача ВМП:

$$Q_e = Q_{з.п.} \cdot k_{ym.mp.} \quad (3.44)$$

$$Q_e = 221 \cdot 1,1 = 243 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

Депресія ВМП, що працює на гнучкий вентиляційний трубопровід:

$$h_e = Q_e^2 \cdot R_{mp.z.} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{ym.mp.}} + 0,41 \right)^2 \quad (3.45)$$

де $R_{mp.z.}$ - аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря, $k\mu$; визначається за формулою:

$$R_{mp.z.} = r_{mp} \cdot (l_{mp} + 20 \cdot d_{mp} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{mp} \cdot n_2) \quad (3.46)$$

де R_{mp} - питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря, $k\mu / \text{м}$;

l_{mp} - довжина вентиляційного трубопроводу, м;

d_{TP} - діаметр вентиляційного трубопроводу, м;

n_1, n_2 - число поворотів трубопроводів на 90° і 45° відповідно.

$$R_{mp.z.} = 0,0161 \cdot (300 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 5,1 \text{ к}\mu$$

$$h_e = 4,05^2 \cdot 5,1 \cdot \left(\frac{0,59}{1,19} + 0,41 \right)^2 = 154 \text{ даПа}$$

Задаючись довільними значеннями $Q_{зп}$ в м³ / с, для кожного з них визначаємо $k_{ym.mp.}$, витрату повітря на початку трубопроводу (подачу ВМП) Q_e і депресію трубопроводу h_e , (табл. 3.1) по парним значенням Q_e і h_e наносимо на графіку точки,

за якими проводимо криву.

Таблиця 3.1 - Характеристика вентиляційної мережі

$Q_{zn}, \text{ м}^3/\text{с}$	1	2	3	4	5
$k_{\text{ум.пр.}}$	1,15	1,18	1,21	1,24	1,24
$Q_{\text{в}}, \text{ м}^3/\text{с}$	1,15	2,36	3,63	4,96	6,20
$h_{\text{в}}, \text{ даПа}$	6	24	54	98	154

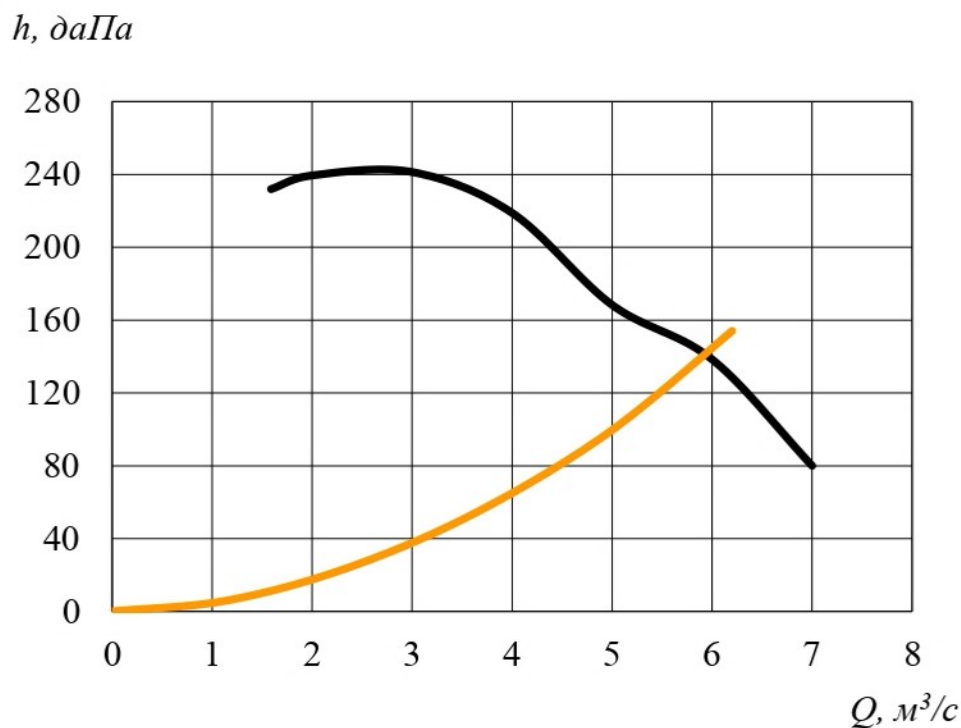


Рисунок 3.4 - Аеродинамічна характеристика вентилятора місцевого провітрювання

За аеродинамічних характеристик вентилятора СВМ-6 визначаємо, що його робоча точка має координати $q_{\text{вр}} = 5,9 \text{ м}^3/\text{с} = 354 \text{ м}^3/\text{хв}$ і $H_{\text{вр}} = 140 \text{ даПа}$.

Витрати повітря у вибої виробки складуть:

$$Q_{\text{зн.р.}} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{\text{впр}}}{R_{\text{мп.г.}}}} - 0,69 \cdot Q_{\text{впр}} \quad (3.47)$$

$$Q_{\text{зн.р.}} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{140}{5,1}} - 0,69 \cdot 5,9 = 4,8 \text{ м}^3/\text{с} = 288 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Витрата повітря в місці встановлення ВМП повинна задовольняти умові:

$$Q_{ec} \geq 1,43 \cdot Q_e \cdot k_p \quad (3.48)$$

де k_p - коефіцієнт, що дорівнює 1,0 для ВМП з нерегульованою продуктивністю.

$$Q_{ec} \geq 1,43 \cdot 288 \cdot 1,0 = 412 \text{ м}^3 / \text{хв.}$$

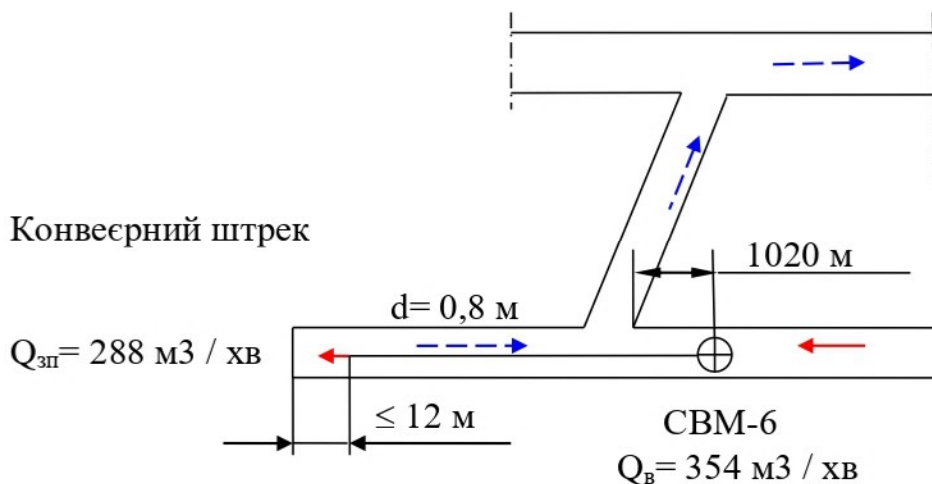


Рисунок 3.5 - Схема провітрювання штреку

3.1.7 Розрахунок технологічних параметрів проведення підготовчої виробки буропідричних способом

Регламентована тривалість циклу при буропідричному способі проведення виробки:

$$T_{ц} = (l_{шт} \cdot \eta \cdot m \cdot p) / v_{мес} \quad (3.49)$$

де $l_{шт}$ - глибина шпурів, м;

η - коефіцієнт використання шпурів;

m, p - відповідно число робочих днів у місяці та годин на добу з проведення виробки;

$v_{мес}$ - задана місячна швидкість проведення виробки, м / міс.

$$T_{ц} = (2,2 \cdot 0,9 \cdot 30 \cdot 24) / 100 = 14,25 \text{ год}$$

Обсяг робіт на цикл з буріння шпурів:

$$W_{б} = N_{шт} \cdot l_{шт} \quad (3.50)$$

$$W_{б} = 33 \cdot 2,2 + 6 \cdot 2,5 = 88 \text{ шп.-м}$$

Обсяг робіт на цикл по кріпленню виробки:

$$W_{кр} = l_{шт} \cdot \eta / l_{кр} \quad (3.51)$$

$$W_{кр} = 2,2 \cdot 0,9 / 0,5 = 4 \text{ рами}$$

Обсяг робіт на цикл з навантаження породи:

$$W_n = S_{np} \cdot l_{uu} \cdot \eta \quad (3.52)$$

$$W_n = 17,5 \cdot 2,2 \cdot 0,9 = 34,7 \text{ м}^3$$

Обсяг робіт на цикл з нарощування рейкового шляху:

$$W_{pn} = l_{uu} \cdot \eta \quad (3.53)$$

$$W_{pn} = 2,2 \cdot 0,9 = 2 \text{ м}$$

Обсяг робіт на цикл по навішуванні вентиляційного трубопроводу:

$$W_e = l_{uu} \cdot \eta \quad (3.54)$$

$$W_e = 2,2 \cdot 0,9 = 2 \text{ м}$$

Обсяг робіт на цикл по подовженню стрічкового конвеєра:

$$W_k = l_{uu} \cdot \eta \quad (3.55)$$

$$W_k = 2,2 \cdot 0,9 = 2 \text{ м}$$

Обсяг робіт на цикл по влаштуванню канавки:

$$W_{ук} = l_{uu} \cdot \eta \quad (3.56)$$

$$W_{ук} = 2,2 \cdot 0,9 = 2 \text{ м}$$

Трудомісткість кожного робочого процесу визначаємо за формулою:

$$N_i = W_i / H_i^{\text{бип}} \quad (3.57)$$

Комплексну норму часу визначимо за формулою:

$$H_k = l_{uu} \cdot \eta / \sum N_i \quad (3.58)$$

Комплексну розцінку визначимо за формулою:

$$P_k = \sum (a_i \cdot N)_i / (l_{uu} \cdot \eta) \quad (3.59)$$

Коефіцієнт перевиконання комплексної норми виробітку визначаємо за формулою:

$$K_{неп} = \sum N_i / N_u \quad (3.60)$$

$$K_{неп} = 6,115 / 6 = 1,02$$

Трудомісткість заряджання і підривання шпурів (люд-хв / шпм) розраховуємо за формулою:

$$N_{взр} = 2,3 \cdot (0,65 + 0,63/l_{ун}) \quad (3.61)$$

$$N_{взр} = 2,3 \cdot (0,65 + 0,63/2,2) = 2,15 \text{ люд-хв / шпм},$$

Тривалість виконання цього процесу 6 прохідниками

$$88 \cdot 2,15 / 6 = 31 \text{ хв}$$

При побудові графіка організації робіт приймаємо виконання циклу протягом тривалості однієї зміни (360 хв). Тривалість основних, не суміщених нормованих процесів розраховуємо за формулою:

$$t_i = \frac{N_i \cdot \alpha \cdot T_{см}}{n_{зв} \cdot K_{неп}} \quad (3.62)$$

де t_i , N_i - відповідно тривалість і трудомісткість і-го процесу у відповідних одиницях;

$N_{зв}$ - кількість прохідників в ланці в зміну, чол;

$K_{неп}$ - плановий коефіцієнт перевиконання норм виробітку;

α - коефіцієнт, що враховує витрати часу на ненормовані процеси і перерви.

$$\alpha = (T_{ц} - \sum t_n) / T_{ц} \quad (3.63)$$

де $\sum t_n$ - тривалість ненормований процесів циклу.

$$\alpha = (360 - (31 + 30 + 7)) / 360 = 0,80.$$

При частковому поєднанні прохідницьких процесів спочатку задаємо час виконання робіт у частини, що суміщається t_{ci} і число зайнятих на ній прохідників n_{ci} , а потім визначаємо трудомісткість цієї частини процесу за формулою:

$$N_{ci} = t_{ci} \cdot n_{ci} \cdot K_{неп} / (a \cdot t_{см}) \quad (3.64)$$

Тривалість виконання решти робіт процесу визначаємо за недовиконаною трудомісткістю і кількістю прохідників, які закінчують процес.

Тривалість буріння шпурів

$$t_{\delta} = \frac{1,660 \cdot 0,8 \cdot 360}{3 \cdot 1,02} = 156 \text{ хв.}$$

Тривалість прибирання породи

$$t_{нозр} = \frac{0,967 \cdot 0,8 \cdot 360}{2 \cdot 1,02} = 136 \text{ хв.}$$

Тривалість подовження конвеєра 2ЛТ

$$t_{pn} = \frac{0,114 \cdot 0,8 \cdot 360}{3 \cdot 1,02} = 11 \text{ хв.}$$

Тривалість нарощування рейкового шляху

$$t_{pn} = \frac{0,088 \cdot 0,8 \cdot 360}{3 \cdot 1,02} = 8 \text{ хв.}$$

Тривалість навішування вентиляційного трубопроводу

$$t_{em} = \frac{0,018 \cdot 0,8 \cdot 360}{4 \cdot 1,02} = 1 \text{ хв.}$$

Тривалість проведення та кріплення водовідливної канавки

$$t_{ек} = \frac{0,071 \cdot 0,8 \cdot 360}{3 \cdot 1,02} = 7 \text{ хв.}$$

Трудомісткість частини кріплення, поєднується з бурінням шпурів

$$N_{ci} = 130 \cdot 3 \cdot 1,02 / (0,8 \cdot 360) = 1,381 \text{ люд.-зм}$$

Трудомісткість частини кріплення, що поєднується з навантаженням породи

$$N_{ci} = 135 \cdot 4 \cdot 1,02 / (0,8 \cdot 360) = 1,816 \text{ люд.-зм}$$

$$1,816 + 1,381 = 3,197 \text{ люд.-зм}$$

№	Наименование операции	Число проход-чунков	Время выполнения, мин	Часы смен						
				1	2	3	4	5	6	
1	ПЭО	6	15	█						
2	Бурение шурфов	3	119	███						
3	Заряжание и взрывание	6	58			███				
4	Проветривание забоя	6	30			███				
5	Осмотр забоя	6	2			███				
6	Погрузка породы	2	136			███				
7	Крепление выработки	3,4	287			███				
8	Нарращивание рельсового пути	3	8			███				
9	Удаление 2/1Т100	3	11			███				
10	Проведение водоотливной канавки	3	59			███				
11	Навеска венн.труды	4	9			███				

Рисунок 3.6 - Графік організації робіт в прохідницькому заборі

Тривалість прохідницького циклу

$$T_{\text{ц}} = 156 + 58 + 30 + 2 + 136 = 5,8 \text{ ч} \approx 6 \text{ ч}$$

Приймаємо три зміни по проходці виробки і одну ремонтно-підготовчу, тоді в добу бригада буде виконувати три цикли.

Добове посування вибою

$$Q_{\text{сут}} = \kappa_{\text{ц}} * l_{\text{зах}} \quad (3.65)$$

$$Q_{\text{сут}} = 3 * 2 = 6 \text{ м / добу}$$

Місячна швидкість посування вибою

$$Q_{\text{мес}} = Q_{\text{сут}} * n \quad (3.66)$$

$$Q_{\text{мес}} = 6 * 25 = 150 \text{ м / міс}$$

3.1.8 Організація гірничопрохідницьких робіт

Для виконання робіт у вибої приймаємо наступний добовий режим роботи: три зміни по проходці і одна зміна для виконання необхідних ремонтних, підготовчих і допоміжних робіт. Форма організації праці - комплексна прохідницька бригада, що виконує всі основні і допоміжні процеси у вибої.

Технологія проведення робіт

Перед бурінням прохідник зобов'язаний оглянути вибій і кріплення виробки, покрівлю виробки і привести їх у безпечний стан, перевірити справність апаратури, силової мережі, захисного заземлення, маніпуляторів та інших пристосувань необхідних для буріння, а також бурових штанг, різців, бурильної машини. При забурюванні і під час буріння необхідно стежити за тим, щоб осі бурильної машини і бура збігалися з віссю шпуру. Забороняється направляти при забурюванні штангу руками. Забороняється буріння перфораторами, колонковими електросвердла без промивки шпурів водою.

Забороняється розміщувати в заряді капсулі детонатори розсипом або в коробках. Патрон бойовик повинен бути розташований від устя шпуру. Забороняється заряджання, і підривання зарядів при відставанні кріплення. Патрони в шпур вводять по одному. Мінімальна відстань між шпурами по породі 0,3 м. Повітря в діючих гірничих виробках не повинно містити отруйних газів більше гранично допустимої концентрації. Перед допуском людей у вибій після вибухових робіт вміст отруйних газів не повинен перевищувати 0,008% за об'ємом при перерахунку на умовну окис вуглецю. Вибухові матеріали необхідно переносити в заводській упаковці або справних ємностях, що відповідають технічним вимогам.

ВР і ЕД переносять в окремих ємностях, при цьому електродетонатори

доставляти можуть тільки майстри-підривники. При спільному перенесенні ЕД і ВВ майстер-підривник може переносити не більше 12 кг вибухових речовин і не більше 150 електродетонаторів. На виробництво вибухових робіт повинна обов'язково виписуватися наряд-путівка, по якій роздавальник витратного складу вибухових матеріалів відпускає майстрам-підривникам вибухові речовини і електродетонатори в необхідній кількості для проведення підривних робіт. Така наряд-путівка підписується начальником дільниці БПР, його помічником або начальником зміни. Після закінчення робочої зміни майстер-підривник в наряд-путівці підтверджує фактичні витрати ВМ за призначенням, а при наявності залишків - здає їх на склад.

Шпури бурять відповідно до паспорта буропідривних робіт для даного вибою. Перед заряджанням підривник перевіряє глибину і правильність розташування шпурів. У разі невідповідності шпурів необхідним параметрам, зазначених у паспорті, підривник не повинен виконувати заряджання шпурів. Довжину шпурів вимірюють жердиною-забійником довжиною не менше 2,75 м і діаметром 32 мм.

3.1.9 Визначення техніко-економічних показників

Визначення вартості проведення виробки

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

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

Розрахунок витрат по допоміжних матеріалів

Місячні витрати по допоміжним матеріалам, що враховуються у вартості проведення одного погонного метра гірничої виробки повністю слід визначити за формулами, приклади яких для деяких видів матеріалів наведені в табл. 3.3.

Таблиця 3.3 - Розрахунок витрат по допоміжних матеріалів, що враховуються у вартості 1 погонного метра виробки відразу і повністю

Найменування матеріалу	Вартість
амоніт Т19	55308
Детонатори типу ЕДКЗ	8750,391
затягування	38318
Дріт	167760
коронки	600
лотки залізобетонні	15000

Аналогічним чином слід визначити витрати за іншими матеріалами, в тому числі для виробництва вибухових робіт, причому витрата ВМ і ЗВ слід прийняти

за паспортом БПР.

Розрахунок місячних витрат за матеріалами, які переносять свою вартість на вартість 1 погонного метра виробки частково, ведеться в табличній формі (табл. 3.4).

Таблиця 3.4 - Розрахунок витрат за матеріалами групи «Витрати майбутніх періодів»

Найменування матеріалів	Од. вим	Ціна за одиницю, грн	Кількість одиниць	Вартість матеріалів, грн	Вартість матеріалів з урахуванням транспортних витрат (5%), грн	Термін погашення вартості матеріалів, міс	Сума погашення вартості матеріалу в місяць, грн
Мет. кріплення	ком у	450	400	180000	189000	48	3937,5
труби вентил	м	86,24	240	20697,6	21732,48	8	2716,56
Труби метал.	м	34,73	400	13892	14586,6	12	1215,55
кабель гнучкий	м	108,1	250	27025	28376,25	12	2364,68
РАЗОМ				241614,	253695,33		10234,29

Підсумкові результати розрахунків вартості матеріалів представлені у вигляді таблиці (табл. 3.5).

Місячні витрати по мастильним матеріалам, запасним частинам, зносу МБ предметів за місяць приймаємо за фактичними даними попередньої дільниці, що працює в аналогічних умовах.

Таблиця 3.5 - Витрати вартості допоміжних матеріалів

Найменування матеріалів	Місячні витрати, грн
амоніт Т19	55308
Детонатори типу ЕДКЗ	8750,391
затягування	38318
Дріт	167760
коронки	600
лотки залізобетонні	15000
Мастильні матеріали	850
Запасні частини	1500
Разом вартість розрахованих матеріалів	288086,39
Інші матеріали (15% від попереднього пункту)	43212,95
Матеріали групи «Витрати майбутніх періодів»	253695,33
Знос малоцінних і швидкозношуваних предметів (МБП)	250
Разом вартість допоміжних матеріалів по ділянці	585244,67

Розрахунок місячних витрат на електроенергію

Витрати на електроенергію розраховуються на підставі обсягу енергії, споживаної ділянкою за місяць. Розрахунок слід вести в табличній формі (табл. 3.6). При розрахунку необхідно врахувати наявність і використання на ділянці наступних основних споживачів електроенергії: прохідницький комбайн, бурильна установка, вантажна машина, насоси, лебідки, стрічковий і скребковий конвеєри, вентилятор місцевого провітрювання, станція зрошення, та, що на підшві або підвісна дорога, освітлення і т.і.

Таблиця 3.6 - Електроенергія, що витрачається дільницею

Найменування струмоприймачів	Встановлена потужність електродвигунів, кВт	Кількість двигунів в струмоприймачі, шт	Загальна встановлена потужність двигунів, кВт
1ПНБ-2	-	-	24
2ЛТ	100	1	100
СВМ-6	6	1	6
РАЗОМ			$\sum P_{уст} = 130$

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

$$\mathcal{E}_{потр} = \frac{1,1 \cdot \sum P_{уст} \cdot K_c \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot N_{дн} \cdot \epsilon}{0,95}, \text{ грн} \quad (3.67)$$

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

$\sum P_{уст}$ - загальна встановлена потужність електродвигунів струмоприймачів на ділянці, кВт (табл. 22);

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

$T_{см}$ - тривалість зміни, час;

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

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

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

0,95 - ККД мережі.

$$\mathcal{E}_{потр} = \frac{1,1 \cdot \sum 130 \cdot 0,35 \cdot 6 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 0,244}{0,95} = 5689,89 \text{ грн.}$$

Розрахунок місячних витрат на оплату праці

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

Розрахунок доплат за роботу в нічний час

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

Планова кількість нічних змін для керівників і фахівців дільниці має дорівнювати 6. Годинні тарифні ставки керівників і фахівців дільниці слід визначити діленням їх посадових окладів на планове кількість змін протягом місяця і на тривалість робочої зміни. Розрахунок потрібно вести в табличній формі (табл. 3.7).

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

Розрахунок доплат за нормативний час пересування робітників, керівників і фахівців підготовчого дільниці в шахті від ствола до місця роботи на ділянці і назад здійснюється в розмірі 2,29 грн (дані на 1.05.06 р) за кожен годину пересування. Явочну чисельність робітників дільниці прийняти згідно розрахунку, гірських майстрів - відповідно до встановленого добовим режимом роботи підготовчого вибою. Розрахунок вести в табличній формі (табл. 3.8).

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

Робітничі професії, посади керівників та спеціалістів дільниці	Тарифна ставка годинна, грн	Доплата до першої години нічного часу (40% від годинної ставки)	Явочна чисельність у 3 і 4 зміну, чол	Кількість нічних годин в зміні	Кількість нічних чол-годину, відпрацьованих працівниками дільниці		Разом доплати за роботу в нічний час, грн
					на добу	у місяць	
Машиністи гірничих виїмкових машин	10,11	4,044	4	4	16	400	1617,6
прохідники	10,11	4,044	8	4	32	800	3235,2
електрослюсарі	7,58	3,032	2	4	8	200	606,4
Машиністи підземних установок	7,58	3,032	2	4	8	200	606,4

гірники	6,73	2,692	2	4	8	200	538,4
Разом робочим	-	-	-	-	-	-	6604
Начальник дільниці	13,9656	5,58	1	4	4	100	558,624
Зам. поч. дільниці	12,66	5,066	1	4	4	100	506,66
Пом. поч. дільниці	11	4,4	1	4	4	100	440
механік дільниці	10,66	4,26	1	4	4	100	426,66
гірські майстра	10	4	2	4	8	200	800
Разом керівникам і фахівцям дільниці	-	-	-	-	-	-	2731,95
ВСЬОГО	-	-	-	-	-	-	9335,95

Розрахунок доплати за керівництво бригадою

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

$$D_{бр} = T_{бр} \cdot N_{вых} \cdot \frac{D}{100} = 60,66 * 22 * 0,15 = 200,18, \text{ грн} \quad (3.68)$$

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

$N_{вых}$ - планова кількість виходів на місяць бригадира прохідників;

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

Таблиця 3.8 - Розрахунок доплат за нормативний час пересування

Робітничі професії, посади керівників та спеціалістів дільниці	Оплата 1 години пересування, грн	Нормативний час пересування, час	Явочна чисельність, чел	Кількість днів роботи дільниці, кількість спусків у шахту	Доплата, грн
Машиністи гірничих виїмкових машин	2,29	1	18	450	1030,5
прохідники	2,29	1	12	300	687
електрослюсарі	2,29	1	6	150	343,5
Машиністи підземних установок	2,29	1	6	150	343,5
гірники	2,29	1			2404,5
Разом робочим	2,29	1	1	25	57,25
Начальник дільниці	2,29	1	1	25	57,25
Зам. поч. дільниці	2,29	1	1	25	57,25
Пом. поч. дільниці	2,29	1	1	25	57,25
механік дільниці	2,29	1	4	100	229
гірські майстра	2,29	1			458
Разом керівникам і фахівцям дільниці	2,29	1	18	450	1030,5
ВСЬОГО					687

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

Сума доплат за керівництво ланками складе:

$$D_{ze} = 0,5 \cdot D_{br} \cdot n_{ze} = 0,5 * 200,18 * 5 = 500.45, \text{ грн}$$

де n_{ze} - кількість ланкових, які мають право на доплату за керівництво ланкою, включаючи ланку підмінну, чол.

Загальна сума доплат за керівництво бригадою складе:

$$D_{обиц} = D_{бр} + D_{ze} = 200,18 + 500.45 = 700,63, \text{ грн}$$

Розрахунок місячного фонду заробітної плати робітників дільниці

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

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

$$\Phi_{пр}^{прох} = P_k \cdot V_{мес}, \text{ грн} \quad (3.69)$$

де P_k - комплексна розцінка, грн.

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

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

Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів дільниці

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

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

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

Таблиця 3.9 - Місячний фонд заробітної плати робітників дільниці

робітничі професії	Загальна кількість виходів на місяць	Тариф. ставка за денну., грн	Фонд прямої зароб. плати робітників уч-ка, грн	Допл. за роботу в нічний час, грн	премія		Допл. за нормат. час пересувни., грн	Допл. за руков. бригадою і ланкою	Разом зарплата за місяць, грн
					%	грн			
прохідники	-	-	32050,8	3235,2	15	4807,62	1030,5	602,91	41727,03
електрослюсарі	66	45,48	3001,68	606,4	15	450,252	687	0	4745,332
Маш. подз. установок	66	45,48	3001,68	606,4	15	450,252	343,5	0	4401,832
гірники	66	40,38	2665,08	538,4	15	399,762	343,5	0	3946,742
Разом робочим	-	-	40719,24	4986,4	-	6107,89	2404,5	602,91	54820,936

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

посади	Посадові оклади, грн	Чисельність за списком, чол	Фонд прямої зарплати, грн	Допл. за роботу в ночн. час	Допл. за нормат. час пересувни., грн	газова надбавка, грн	Разом зарплата, грн
Поч. дільниці	2094,84	1	2094,84	558,624	22,9	0	2676,4
Зам. поч. дільниці	1900	1	1900	506,667	22,9	0	2429,6
Пом. поч. дільниці	1650	1	1650	440	22,9	0	2112,9
механік дільниці	1600	1	1600	426,667	22,9	0	2049,6
гірські майстра	1500	3	4500	800	68,7	0	5368,7
РАЗОМ			11744,8	2731,96	160,3	0	14637

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

$$\Phi_{\text{общ}} = \Phi_{\text{раб}} + \Phi_{\text{сп}} + P_n, \text{ грн} \quad (3.70)$$

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

$$\Phi_{\text{общ}} = 54820,93 + 14637 + 548,20 = 70006 \text{ грн.}$$

Розрахунок відрахувань на соціальне страхування

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

за формулою:

$$O_c = (\Phi_{\text{общ}} - D_n) \cdot 0,37, \text{ грн} \quad (3.71)$$

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

$$O_c = (70006 - 2862,5) \cdot 0,37 = 25699,47 \text{ грн.}$$

Розрахунок амортизаційних відрахувань

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

Таблиця 3.11 - Розрахунок балансової вартості основних фондів

Найменування об'єктів основних фондів	Ціна за об'єкт, грн	Кількість об'єктів, шт	Балансова вартість об'єктів, грн
2ПНБ-2	245000	1	245000
2ЛТ100	330000	1	330000
СВМ-6	7000	2	14000
РАЗОМ	-	-	$\Sigma = 589000$

Суму амортизаційних відрахувань слід розрахувати за формулою:

$$A = \frac{B \cdot H_{\text{мес}}}{100} = \frac{589000 \cdot 1,25}{100} = 7362,5, \text{ грн} \quad (3.72)$$

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

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

Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра виробки
Розрахунок слід вести в табличній формі (табл. 3.12).

Таблиця 3.12 - Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра гірничої виробки

Елементи вартості	Витрати за елементами (Зе), грн	Вартість проведення 1 погонного метра (Зе / Vмес), грн
1. Матеріальні витрати - всього	590934,57	+2954,672872
в тому числі:		
допоміжні матеріали	585244,67	2926,22
електроенергія	5689,89	28,44
2. Витрати на оплату праці	70006	347,29
3. Відрахування на соц. страхування	25699,47	123,20
4. Амортизація основних фондів	7362,5	36,81
РАЗОМ	692395,45	3462

3.2 Спорудження штреку комбайнових способом

При проведенні штреку комбайнових способом приймаємо поперечний переріз виробки такий же, як і при БПР, провітрювання виробки залишаємо без зміни, замість рамного кріплення приймаємо анкерне кріплення із застосуванням піддатливого анкера.

3.2.1 Техніка безпеки і контроль ведення робіт при застосуванні прохідницьких комбайнів

При роботі на прохідницьких комбайнах на шахтах будь-якої категорії небезпеки по газу або пилу необхідно керуватися Правилами безпеки у вугільних і сланцевих шахтах, а також додатковими інструкціями з безпечних методів роботи для прохідників горизонтальних і похилих виробок.

Управляти комбайном дозволяється тільки машиністу і його помічнику. Передача управління іншим особам забороняється.

Машиністи і їх помічники повинні пройти підготовку на спеціальних курсах і мати посвідчення па право керування комбайном. Робота без свідоцтва дозволяється тільки на період навчання і тільки в присутності інструктора, відповідального в цей час за дотримання правил безпеки, правильність ведення прохідницьких робіт і управління комбайном. Періодично, але не рідше одного разу на рік, повинні проводитися перевірка та інструктаж з техніки безпеки згідно з програмою, затвердженою головним інженером шахти.

Перш ніж спуститися в шахту, машиніст комбайну повинен отримати наряд на виконання робіт і чітко уявляти собі хід виконання робіт, при цьому повинні бути взяті в шахту необхідні матеріали, інструмент, необхідні запасні частини та інше допоміжне обладнання, що забезпечує нормальну, безпечну роботу. Машиніст повинен бути в спецодязі, спецвзуття та захисній касці, і зобов'язаний стежити за іншими членами бригади.

Крім акумуляторної лампи, саморятувальника, фляжки з водою і індивідуального перев'язувального пакета з марлевою пов'язкою, машиніст комбайну зобов'язаний мати з собою газовизначники, справні гумові рукавичка, сумку з необхідними слюсарними ключами, ізоляційну стрічку і, якщо це потрібно, спеціальний комбайновий інструмент.

У шахтах, небезпечних за газом або пилом, необхідно строго дотримуватися пилового режиму.

Машиніст прохідницького комбайна повинен вміти користуватися газо-визначником та систематично заміряти кількість метану у виробці. При кількості метану 2% і більше всі роботи повинні бути припинені, електроенергія відключена, працівників вивести на свіжий струмінь і про це повідомити вентиляційний або технічний нагляд.

Для забезпечення нормального провітрювання, а також для підтримки протипожежних заходів безпеки забороняється захаращувати виробку, загороджувати або пошкоджувати протипожежні або запобіжні пристрої, залишати відкритими вентиляційні двері, ляди і т.і., зупиняти працюючі вентилятори часткового провітрювання і загороджувати перетин вентиляційних пристроїв.

3.2.2 Розрахунок параметрів анкерного кріплення

Для кріплення виробки прийнята нова конструкція податливого анкера.

Суть і принцип роботи податливого анкера пояснений кресленням, на якому на рис. 3.7 показаний загальний вигляд податливого анкера і на рис. 3.8 - податливий анкер з елементом податливості підвищеної деформованості.

Податливий анкер складається з штанги 1, закріпленої в масиві гірських порід (наприклад, клейовим з'єднанням), на кінці 2 якої є гайка 3 і опорна плитка 4, між якими, встановлений елемент податливості, який виконаний з одягненого на виступаючий кінець 2 штанги 1 відрізка труб 5 за допомогою пробурених в них отворів. В середині основних труб 5 можуть бути встановлені співвісні або ексцентричні допоміжні труби 6. Труби можуть бути запроєктовані різної довжини, діаметру і товщини в залежності від необхідної деформаційно-силової характеристики елемента податливості. Якщо необхідно виконати підвищену податливість анкера, його забезпечують елементом податливості у вигляді послідовних встановлених відрізків основних 5 і допоміжні 6 труб.

Податливий анкер працює таким чином. При установці кріплення в гірничій виробці штангу 1 анкера вводять в шпур 7 і закріплюють, наприклад, клейовим з'єднанням звичайним способом. На виступаючий кінець 2 штанги 1 одягають опорну плитку 4, після чого встановлюють відрізки труб 5 і 6 в зборі і нагвинчують гайку 3 з шайбою 8 аж до початку деформації однієї з труб, задаючи початковий натяг анкера.

При розвитку проявів гірського тиску у виробці, наприклад, появи навколо виробки зон позамежних деформацій і зруйнованих порід, зрушення породного контуру викликають додаткові зусилля розтягування в анкері, проте завдяки

новому елементу податливості, який встановлений на анкер, ці зусилля залишаються в заданих межах і не викликають руйнування штанги 1 анкера. Тому анкер працює в режимі заданих навантажень аж до повного вичерпання запасу зрушень в елементі податливості, а потім переходить в жорсткий режим взаємодії з масивом гірських порід. При необхідності додати анкера збільшену податливість без надмірного збільшення діаметра труб, елемент податливості виконують з послідовно одягнених на кінець штанги 2 відрізків труб 5 і 6. У процесі зсуву породного контуру виробки труби 5 і 6 елемента податливості,

Завдяки тому, що елемент податливості виконаний з відрізків труб, одягнених на виступаючий з масиву кінець штанги за допомогою пробурених в них отворів, забезпечується простота конструкції, низька вартість виготовлення і легкість установки анкерів при кріпленні виробки. Можливість установки в елементі податливості відрізків труб різного діаметру і в різних поєднаннях (в паралельних і послідовних силових зв'язках) дозволяє досягти необхідної деформаційно-силової характеристики елемента піддатливості, тобто величини деформації і закону зміни опору податливості анкера.

Новий елемент податливості виконує одночасно і інші важливі функції, а саме - по деформації труб можна судити про рівень натягу анкера і величину зрушень породного масиву, що важливо для контролю надійності роботи анкерів і дозволяє судити про стан безпеки кріплення виробки. Податливий анкер дозволяє значно підвищити працездатність конструкції кріплення в цілому, виключити випадки розриву анкерів в зонах шкідливого впливу очисних робіт, які призводять у більшості підготовчих виробок до деформації і руйнування кріплення.

Визначаємо розрахункову несучу здатність стержня анкера:

$$P_c = F_{nm} \cdot R_p \cdot m_y \quad (3.73)$$

де F_{nm} - площа ослабленого перерізу стержня, m^2 .

$$F_{nm} = \frac{\pi d_c^2}{4} = \frac{3.14 \cdot 0.0195^2}{4} = 2,9 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2 \quad (3.74)$$

R_p - розрахунковий опір металевому стержню розтягуванню, $R_p = 650$ МПа.

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

$$P_c = 2,9 \cdot 10^{-4} \cdot 650 \cdot 10^6 \cdot 1 = 188,5 \text{ кН}$$

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

$$l_a = l_k + l_n + l_s \quad (3.75)$$

де $l_k = 0,12$ м - довжина частини анкера, яка виступає в виробку, м;
 l_n - висота зруйнованої зони протягом 10 діб, м;

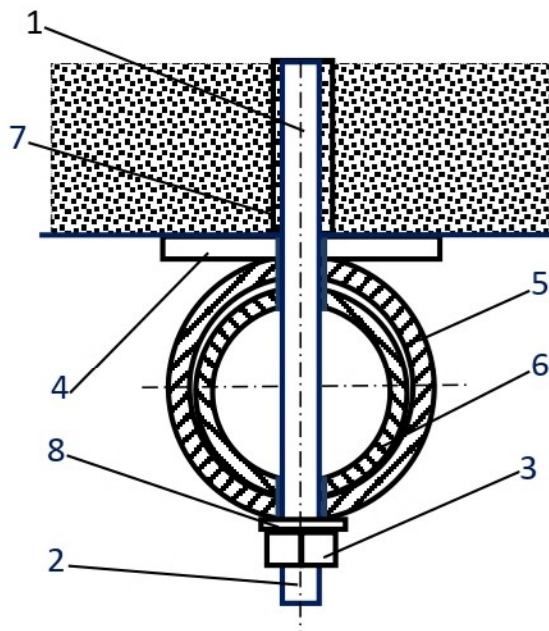


Рисунок 3.7 - Загальний вигляд податливого анкера

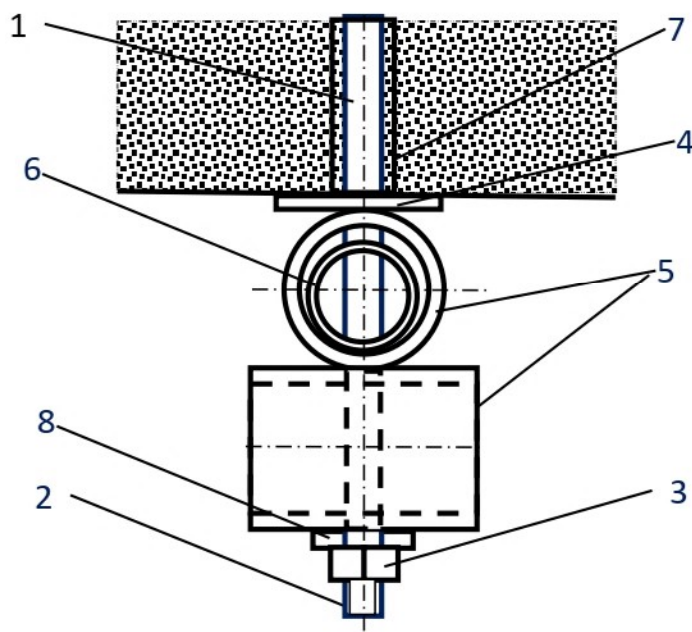


Рисунок 3.8 - Податливий анкер з елементом податливості підвищеної деформованості

$$l_n = 1.3 \cdot 2a \cdot \left(0.2 \frac{YH}{R_c} + 5.38 \cdot 10^{-4} \cdot t - \frac{2.96 \cdot 10^{-2}}{\frac{YH}{R_c}} - \frac{0.33}{t} + 0.21 \right) \quad (3.76)$$

де Y - об'ємна вага породи, $Y = 2,5$ т/м³;
 $H = 560$ м - глибина розташування виробки;

$R_c = 40$ МПа - розрахунковий опір порід стиску

$t = 10$ діб. - час руйнування зони.

$$l_n = 1.3 \cdot 5.5 \cdot \left(0.2 \frac{2.5 \cdot 560}{4000} + 5.38 \cdot 10^{-4} \cdot 10 - \frac{2.96 \cdot 10^{-2}}{\frac{2.5 \cdot 560}{4000}} - \frac{0.33}{10} + 0.21 \right) = 1.4$$

$l_3 = 0.25$ - глибина закладення анкерів за межами небезпечної зони.

$$l_a = 0.12 + 1.4 + 0.25 = 1.77 \text{ м}$$

Приймаємо анкер довжиною 1,8 м.

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

а) За несучої здатності анкера:

$$A = \sqrt{\frac{P_a}{\gamma \cdot l_a}} = \sqrt{\frac{188.5}{2.5 \cdot 1.8}} = 2.05 \text{ м} \quad (3.77)$$

б) По стійкості породного контуру між анкерами:

$$A = \frac{l_a}{3} \cdot \sqrt{\frac{c}{P_e}} = \frac{1.77}{3} \cdot \sqrt{\frac{0.12}{0.035}} = 1.1 \text{ м} \quad (3.78)$$

де c - коефіцієнт зчеплення зруйнованих порід

$$\begin{aligned} c &= 0.03 \cdot f, \text{ МПа} \\ c &= 0.03 \cdot 4 = 0.12 \text{ МПа} \end{aligned} \quad (3.79)$$

P_e - розрахункове значення вертикального тиску від ваги порід в межах небезпечної зони висотою l_n , МПа.

в) За умовою освіти породного зводу.

$$A = l_a - \frac{k_e \cdot P_e}{c} (l_a + B) = 1.8 - \frac{0.25 \cdot 0.035}{0.12} (1.8 + 5.0) = 1.3 \text{ м} \quad (3.80)$$

де k_e - коефіцієнт, що залежить від міцності порід - 0,25

B - проліт виробки, м.

Визначаємо кількість анкерів, необхідну для закріплення виробки по периметру:

$$N = \frac{L}{A}, \text{ шт} \quad (3.81)$$

де L - довжина перерізу виробки по периметру закріплення, м

$$L = 2h_c + \frac{2\pi R}{2} = 2 \cdot 1,15 + \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 2,62}{2} = 10,5 \text{ м} \quad (3.82)$$

$$N = \frac{10,5}{1,1} = 9,6 \approx 10 \text{ анкерів}$$

Приймаємо для кріплення виробки 10 анкерів.

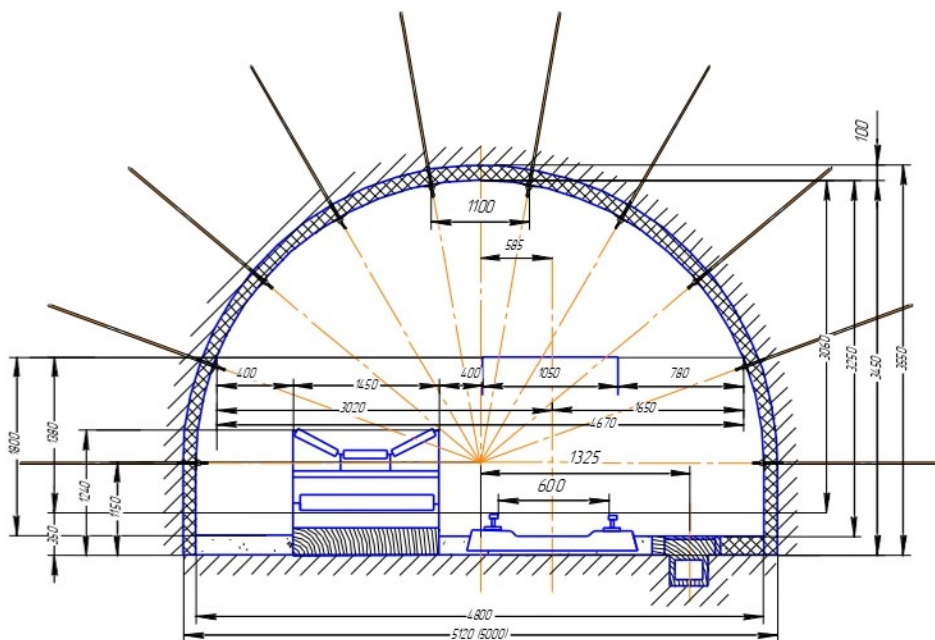


Рисунок 3.9 - Паспорт кріплення виробки анкерним кріпленням.

3.2.3 Визначення параметрів комбайнового виїмання гірських порід

Форма організації праці - комплексна прохідницька бригада. Чисельний склад ланки бригади дорівнює:

$$n = \frac{S_{вч} \cdot K_{II}}{2 \dots 3,5} = \frac{17,5 \cdot 1,08}{3,5} = 5,4 \approx 6 \text{ людина} \quad (3.83)$$

Кваліфікаційний склад ланки: - 1 машиніст гірничих виїмкових машин VI розряду (при самостійному виконанні робіт по дрібному ремонту комбайна), 4 прохідника V розряду і 1 прохідник 4 розряду.

Добовий режим роботи: три 6-годинні зміни з проходки і одна 6-годинна

ремонтно-підготовча зміна.

Крок установки анкерного кріплення становить 1 м.

Підставою для розрахунку по елементній трудомісткості і тривалості робіт прийняті галузеві агрегатні норми проведення виробок комбайнами [ЕНВ 2004]. Нормативи витрат праці на одиницю об'єму робіт зведені в табл. 3.13.

Таблиця 3.13 - Витрати праці на 1 м виробки

Найменування операцій	Одиниця вимірювань	Витрати праці	Підстава
<i>ПЗВ на зміну</i>	хв	25,8	ЕНВ -2004 Т. 50
<i>час на особисті потреби</i>	хв	10	ЕНВ -2004 Т. 50
<i>управління комбайном</i>	люд.-хв..	109,76	ЕНВ -2004 Т. 50
<i>расплітовка великих шматків породи</i>	люд.-хв..	57,2	ЕНВ -2004 Т. 51
<i>відведення виконавчого органу від вибою</i>	люд.-хв..	9,06	ЕНВ -2004 Т. 51
<i>огляд і заміна зубків</i>	люд.-хв..	9,34	ЕНВ -2004 Т. 51
<i>установка перевантажувача в положення навантаження</i>	люд.-хв..	16,95	ЕНВ -2004 Т. 51
<i>установка і пересування тимчасової запобіжної кріплення, контроль напрямки вироблення</i>	люд.-хв..	6,3	ЕНВ -2004 Т. 51
<i>разом з процесу виїмки</i>	люд.-хв..	208,6	
<i>кріплення виробки анкерами</i>	люд.-хв..	8,53	ЕНВ -2004 Т. 52
<i>нарощування конвеєра</i>	люд.-хв..	69,60	ЕНВ -2004 Т. 52
<i>нарощування вент труб</i>	люд.-хв..	3,54	ЕНВ -2004 Т. 52
<i>Нарощування рейкового шляху</i>	люд.-хв..	39,64	ЕНВ -2004 Т. 52
<i>всього</i>	люд.-хв..	329,9	

Для побудови лінійного графіка організації процесу комбайнового виймання гірських порід розраховуємо поопераційно трудомісткість і тривалість робіт, а також час, що відкладається на графіку. Результати обчислень зручно вести в табличній формі (табл. 3.14). Лінійний графік організації процесу комбайнового виймання наведено на рис. 3.10. Час перерв на відпочинок і особисті потреби враховано в тривалості і трудомісткості робіт по кожному процесу. Перерва на обід рекомендується в середині зміни, а перерви на відпочинок по 5 хв через кожні 1-1,5 години роботи.

Таблиця 3.14 - Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірських порід

Найменування операцій	Обсяг робіт		Трудомісткість за операціями, люд.-хв.		Тривалість операцій, хв	
	од. вим.	кол.- під	на цикл	на зміну	на цикл	на зміну
ПЗВ на зміну	-	-	-	25,8	-	25,8
час на особисті потреби	-	-	-	10	-	10
управління комбайном	м	1	1 * 109,76 = 109,76	329,28	109,76 / 2 = 54,88	164,64
расплітовка великих шматків породи	м	1	1 * 57,2 = 57,2	171,6	57,2 / 4 = 14,3	85,8
відведення виконавчого органу від забою	м	1	1 * 9,06 = 9,06	27,18	9,06 / 2 = 4,53	13,59
огляд і заміна зубків	м	1	1 * 9,34 = 9,34	28,02	9,34 / 2 = 4,67	14,01
перевірка напрямки вироблення, установка і пересування тимчасової запобіжної кріплення	м	1	1 * 6,3 = 6,3	18,9	6,3 / 2 = 3,15	9,45
установка перевантажувача в положення навантаження	м	1	1 * 16,95 = 16,95	50,85	16,95 / 4 = 4,24	12,71
кріплення виробки	анкерів	10	10 * 8,53 = 85,3	255,9	85,3 / 6 = 14,22	42,65
нарошування вент труб	м	1	1 * 3,54 = 3,54	10,62	3,54 / 6 = 0,59	1,77
нарошування конвеєра	м	1	1 * 69,6 = 69,6	208,8	69,6 / 6 = 11,6	34,8
Нарощування рейкового шляху	м	1	1 * 39,64 = 39,64	118,92	39,64 / 6 = 6,61	19,82

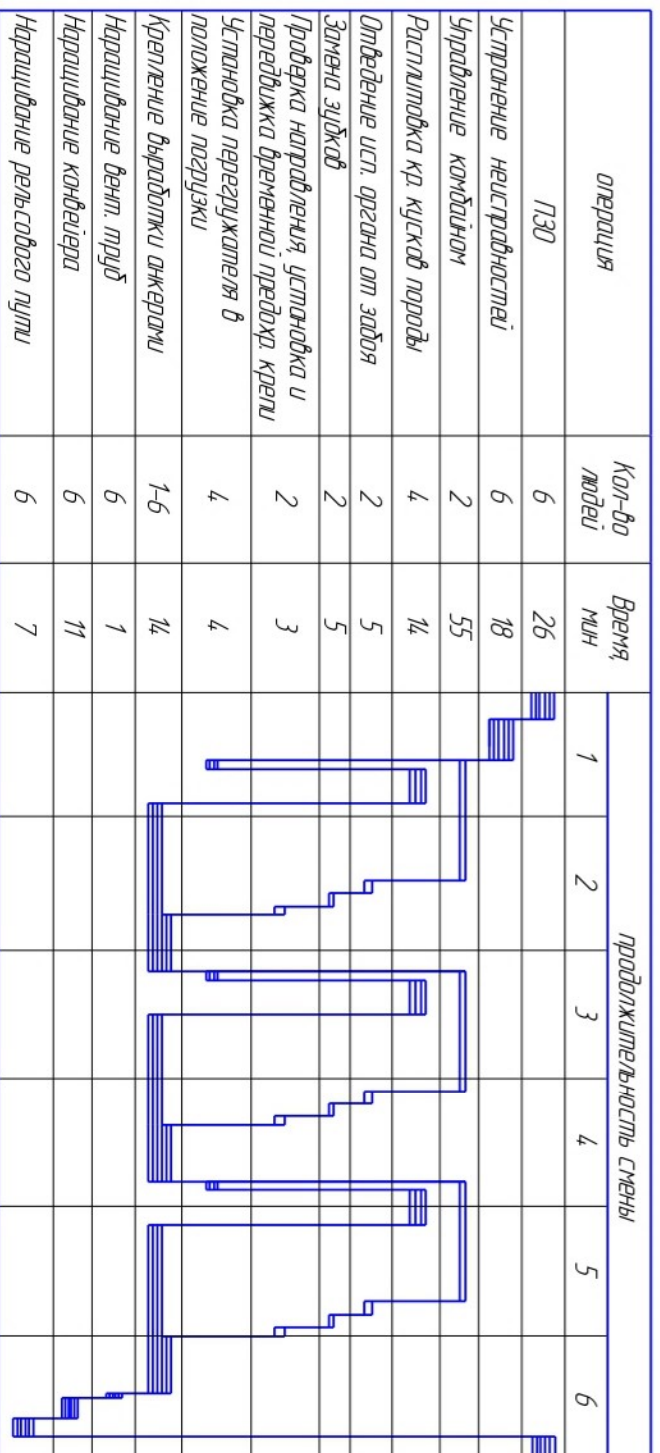


Рисунок 3.10 - Лінійний графік організації процесу комбайнового виймання

Визначимо тривалість циклу:

$$T_{\text{ц}} = 54,88 + 6,57 + 5,62 + 2,9 + 28,3 = 98,3 \text{ хв} \quad (3.84)$$

$T_{\text{ц}}$ - сума тривалостей несуміщених операцій

Визначимо можливу кількість циклів на добу:

$$K_{\text{ц}} = \frac{n_{\text{СМ}} \cdot (t_{\text{СМ}} - (t_{\text{Т.П.}} + t_{\text{ПЗО}}))}{T_{\text{ц}}} = \text{циклов/сутки} \quad (3.85)$$

$$K_{\text{ц}} = \frac{3 \cdot (360 - (25,8 + 18,1))}{63,45} = 9 \text{ циклів / добу.}$$

Добове і місячне посування вибою визначається за формулами:

$$Q_{\text{сут}} = I_{\text{зах}} \cdot K_{\text{ц}} \text{ м / добу} \quad (3.86)$$

$$Q_{\text{сут}} = 1,0 \cdot 9 = 9 \text{ м / добу,}$$

$$Q_{\text{мес}} = 25 \cdot 9 = 225 \text{ м / місяць.}$$

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

$$H_{\text{в}} = \frac{(T_{\text{СМ}} - T_{\text{ПЗС}} - T_{\text{ЛН}})}{(t_{\text{о}} + t_{\text{в}})(1 + k_{\text{от}}) + t_{\text{ост}} + t_{\text{пт}}} \quad (3.87)$$

де $H_{\text{в}}$ - агрегатна норма виробітку, м / зміну;

$T_{\text{зм}}$ - встановлена тривалість робочої зміни, хв;

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

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

$t_{\text{о}}$ - сумарний норматив машинного часу на проведення 1 м виробки, хв;

$t_{\text{в}}$ - сумарна тривалість виконання допоміжних операцій, що не перекриваються роботою комбайна, хв на 1 м виробки;

$K_{\text{от}}$ - нормативне значення коефіцієнта відпочинку для машиніста комбайна, частки одиниці від оперативного часу;

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

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

$$H = \frac{360 - 25,8 - 10}{(54,88 + 15,1) \cdot 1,11 + 28,3 + 0} = 3,1 \text{ м}$$

3.2.4 Технологія спорудження гірничої виробки

Проведення виробки комбайном включає в себе весь комплекс основних (руйнування і навантаження породи, транспортування гірської маси, зведення кріплення) і допоміжних процесів, взаємопов'язаних в привибійному просторі і чергуються в певній послідовності. Особливість виїмкових робіт в порівнянні з буропідривною технологією полягає в нечітко вираженою циклічності. Оскільки виїмку порід комбайном зазвичай здійснюють заходками, рівними кроку установки кріплення, то при комбайновій проходці за прохідницький цикл приймають відрізок часу, який дорівнює сумі несуміщених частин основних процесів в межах однієї заходки. При цьому допоміжні процеси чергуються через кілька циклів (наприклад, нарощування скребкового конвеєра), раз в зміну (нарощування вентиляційних труб) або раз на добу (доставка матеріалів в забій,

Для постійного контролю вмісту метану постійно перебувати прилад СШ-2.

Прохідники перевіряють вентиляційний ставши і датчик «Метан».

Виявлені порушення паспорта кріплення і ПБ усуваються.

Підготовчо-заклучні операції

Оснoву процесу комбайнового виїмання гірських порід складають операції з обслуговування комплексу устаткування, які, незалежно від типу комбайна, підрозділяються на підготовчо-заклучні, основні і допоміжні.

У загальному випадку ПЗО включають: прийом зміни і замір газу; огляд робочого місця і приведення його в безпечний стан; підготовку інструменту до роботи; огляд, змащення, долівку масла і випробування комбайна; перевірку дії зрощувального пристрою; огляд і заміну різців і шарошок; випробування комбайна на холостому ході; усунення дрібних несправностей; доставку мастильних матеріалів, різців і шарошок в забій; перенесення датчика ДМТ-3Т; прибирання інструменту і здачу зміни.

Руйнування порід, основні процеси, допоміжні процеси

Основні операції процесу зводяться до управління комбайном під час його роботи і маневрів, спостереження за навантаженням гірської маси, навантаження розсипану породи, в їх виконанні зазвичай беруть участь 2 людини.

Послідовність обробки забою комбайном вибіркової дії визначається машиністом в залежності від форми і площі поперечного перерізу виробки, потужності і кута залягання пласта, однорідності і міцності породного масиву. Так, наприклад, в однорідних забоях ріжучу коронку переміщують наступним чином. Стріла направляє в лівий нижній кут забою і при подачі комбайна або висунення стріли за рахунок телескопічності виконавчий орган, обертаючись, впроваджується в масив на глибину 0,4 ... 0,6 м. Переміщенням стріли вправо виробляють виїмку наступній смуги в зворотному напрямку. Обробка забою

триває до повної виїмки всього перерізу, після цього комбайн подається вперед і знову проводиться зарубка виконавчого органу.

Одночасно або послідовно з основними операціями з управління комбайном виконується цілий ряд допоміжних операцій, що відносяться безпосередньо до процесу виїмки, а саме: перевірка напрямку виробки; відведення виконавчого органу комбайна від забою; огляд і заміна різців (шарошок); опрацювання виконавчого органу і підведення його до забою; налагодження засобів призабойного транспорту; підкидка гірської маси до навантажувального пристрою; зачистка подошви виробки; підтягування і підвіска комбайнового кабелю і шланга зрошення; розрівнювання гірської маси в вагонетці; укладка висувних або переносних рейок тимчасової колії при застосуванні відкатки; розштибовка перевантажувача і головки конвеєра при конвеєрному транспорті; дроблення великих шматків вугілля і породи; розштибовка бермових фрез; зведення тимчасового запобіжного кріплення; очищення системи пилопригнічення; переміщення і розкріплення распорного пристрою; перенесення та встановлення монорельсу.

Кріплення

На вихідні показники процесу істотно впливають перерви в роботі комбайна при монтажі кріплення. Підвищення швидкості комбайнового проведення виробок досягається за рахунок механізації монтажу кріплення і вдосконалення організації кріпильних робіт. Частку суміщення процесу кріплення з обробкою забою дозволяє збільшити прийом, коли в забої рами кріплення встановлюють з кроком, рівним подвоєному відстані між ними, а проміжні рами встановлюють одночасно з виїмкою порід поза зоною розташування прохідницького обладнання.

Установка анкерного кріплення здійснюється згідно затвердженого паспорта кріплення.

Залежно від гірничо-геологічних умов, перетину і конфігурації виробки, терміну служби, глибини від поверхні, вплив гірничих робіт, порушень тощо., Визначають крок установки кріплення, кількість анкерів в ряду, щільність установки на 1 м^2 , Довжину анкерів, вибирають верхняк і матеріал для перетяжки покрівлі і бортів виробки.

Надійність роботи анкерного кріплення багато в чому залежить від якості його установки, контролю за натягом анкерів.

Перед початком робіт забій повинен бути приведений у безпечний стан. Зведення кріплення включає в себе наступні процеси: буріння шпурів, установку анкера з підтримуючими елементами, укладання міжрамного перекриття (затяжки), створення попереднього натягу. Буріння шпурів здійснюють як електросвердлами, так і буровими машинами (анкероустановщиками) або навісними бурмашинами, встановленими на комбайнах і комплексах. Натяг анкера здійснюється спеціальними гайковертами, динамометричними ключами або приставками до бурильних машин. Встановлюється кріплення в наступній послідовності: на стійках ВК притискається верхняк до покрівлі (або притискається робочим органом комбайна), покрівля перетягується затягуванням,

через отвори в верхняками буряться шпури під анкера, проводиться установка анкерів з їх подальшим натягом.

Допоміжні роботи виконуються так само, як і при буропідривний технології.

3.2.5 Визначення техніко-економічних показників

Визначення вартості проведення виробки

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

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

Розрахунок витрат по допоміжних матеріалів

Місячні витрати по допоміжним матеріалам, що враховуються у вартості проведення одного погонного метра штреку зведені у табл. 3.15

Таблиця 3.15 - Розрахунок витрат по допоміжних матеріалах, що враховуються у вартості 1 погонного метра виробки відразу і повністю

Найменування матеріалу	Од. вим.	Ціна за одиницю, грн.	Норма витрати на місяць	Витрати за місяць з урахуванням витрат на тр-т (+ 5%)
Мет. сітка для затягування	м ²	5,7	1580	9006
рейки Р33	т	2132	21,6	48354
шпали	шт	85	327,6	29238
Зубок для прохідницьких комбайнів, марка ШБМ2С-1-1-04	шт.	26,27	163,8	4303
Мастильні матеріали	кг	4,83	120	608
Невраховані. матер. (15%)				15226
Разом				116735

Розрахунок місячних витрат за матеріалами, які переносять свою вартість на вартість 1 погонного метра виробки частково, наведено в табл. 3.16

Таблиця 3.16 - Розрахунок витрат за матеріалами групи «Витрати майбутніх періодів»

Найменування матеріалів	Од. вим.	Ціна за одиницю, грн.	Кількість одиниць	Вартість з урахуванням витрат на тр-т (+ 5%)	Термін погашення вартості матеріалів, ес.	Сума погашення вартості матеріалів в міс., Грн.
кріплення анкерне	компл	24,5	2000	51450	48	1071
Труби вент.	м	42,00	240	7224	8	903
Труби метал.	м	52,60	400	9047	12	754
кабель гнучкий	м	150,00	250	25798	12	2150
Разом						4878

Підсумкові результати розрахунків вартості матеріалів представимо у вигляді табл. 3.17.

Таблиця 3.17 - Витрати вартості допоміжних матеріалів

Найменування	Місячні витрати, грн.
Матеріали I групи	116735
Матеріали II групи	4878
Знос малоцінних і швидкозношуваних предметів	12000
Разом вартість допоміжних матеріалів по ділянці	133613

Розрахунок витрат на електроенергію

Місячні витрати по споживаній на ділянці електроенергії розрахуємо за формулою:

$$\mathcal{E}_{\text{номр}} = \frac{1,1 \cdot \sum P_{\text{уст}} \cdot K_c \cdot T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot N_{\text{дн}} \cdot \nu}{0,95}, \text{ Грн.}; \quad (3.88)$$

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

$\sum P_{\text{дн}}$ - загальна встановлена потужність електродвигунів струмоприймачів на ділянці, кВт (табл. 3.18);

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

$\dot{O}_{\text{дн}}$ - тривалість зміни, ч;

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

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

\hat{a} - тариф за 1 кВт · год електроенергії, що споживається, грн .;
 η - к.к.д. в мережі, $\eta = 0,95$.

Таблиця 3.18 - Розрахунок сумарної потужності струмоприймачів дільниці

Найменування струмоприймачів	Загальна встановлена потужність електродвигунів, кВА
Комбайн КСП-32	150
ВМЦ-6	25
Освітлення РП підготовчого вибою і пунктів перевантаження гірничої маси	4,8
РАЗОМ	179,8

$$\mathcal{E}_{\text{потр}} = \frac{1,1 \cdot 179,8 \cdot 0,8 \cdot 6 \cdot 3 \cdot 30 \cdot 0,34}{0,95} = 30578 \text{ грн}$$

Розрахунок місячних витрат на оплату праці

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

Розрахунок доплат за керівництво бригадою виконаємо за формулою:

$$D_{\text{бр}} = T_{\text{бр}} \cdot N_{\text{вих}} \cdot \frac{D}{100}, \text{ грн .;} \quad (3.89)$$

де: $T_{\text{бр}}$ - денна тарифна ставка прохідника V розряду, грн .;

$N_{\text{вих}}$ - планова кількість виходів місяць бригадира;

D - розмір доплат за керівництво бригадою.

$$D_{\text{бр}} = 153,12 \cdot 22 \cdot \frac{15}{100} = 505, \text{ грн.}$$

Суму доплат за керівництво ланки не підраховуємо, тому що ланки включають менше 5 осіб.

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

Планова кількість нічних змін для керівників і фахівців дільниці має дорівнювати 6. Годинні тарифні ставки керівників і фахівців дільниці слід

Таблиця 3.20 - Розрахунок доплат за нормативний час пересування

Професія робітників, посади керівників та спеціалістів дільниці	Оплата 1 години пересування, грн.	Нормативний час пересування в обидві сторони, годину	явочна чисельність	Кількість днів роботи дільниці, спусків	Доплата за нормативний час пересування, грн
прохідники	2,29	1	9	30	618,3
електрослюсарі	2,29	1	2	30	137,4
МПУ	2,29	1	3	30	206,1
ГРП	2,29	1	3	30	206,1
Разом робочих					1167,9
Начальник дільниці	2,29	1	1	21	48,09
Зам. поч. дільниці	2,29	1	1	21	48,09
Пом. поч. дільниці	2,29	1	1	21	48,09
механік дільниці	2,29	1	4	30	274,8
гірські майстра					
Разом ІТП дільниці					467,16
всього					1635

Таблиця 3.21 - Місячний фонд зарплати робітникам, керівникам і фахівцям дільниці

Робітничі професії, посади	Місячне посування вибою, загальна кількість виходів на місяць, чисельність	Розцінка, тарифна ставка денна, должн. оклад, грн.	Фонд прямої зарплати раб. дільниці	Доплата за роботу в нічний / вечірній час	Премія		Доплата за нормативний час пересування, (бригадирські)	Разом зарплата за місяць, грн.
					%	грн.		
прохідники Електрослюсарі МПУ ГРП	163,8 м 60 90 90	319 153,48 118,8 118,8	52200 9208 10692 10692	7365,6 - 1900,8 1900,8	40 35 35 30	23826 3222,8 4407,5 3777,8	618,3 (505) 137,4 206,1 206,1	84515 12568 17275,1 14687,8
Разом робочим			82792				1673,3	129045,8
Начальник дільниці	1	3640	3640	-	50	1820	48,09	5508,9
Зам. начальника дільниці	1	3275	3275	915,2	40	1676	48,09	5914,3
Пом. начальника дільниці	1	3110	3110	915,2	40	1 610	48,09	5683,3
механік дільниці	1	3275	3275	-	40	1676	48,09	5914,3
Гірський майстер	6	2950	17700	2246,4	40	7978,6	274,8	28199,76
Разом ІТП дільниці			31000				467,2	51220,6
всього							2140,5	180266,4

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

$$\hat{O}_{i\delta}^{i\delta i\delta} = D_e \cdot V_{i\delta i}, \text{ Грн. ;} \quad (3.90)$$

де D_e - комплексна розцінка, грн.

$$D_e = \frac{\sum \dot{G}}{l_{\dot{G}}}, \text{ Грн. / М;} \quad (3.91)$$

де $\sum \dot{G}$ - сумарна зарплата на цикл, грн. ;

$l_{\dot{G}}$ - величина посування вибою за цикл, м

$$\sum \dot{G} = \sum N \cdot \dot{O}_{\dot{V}}, \text{ Грн. ;} \quad (3.92)$$

де $\sum N$ - потрібне кількість люд.-зм. на цикл по нормі;

$\dot{O}_{\dot{V}}$ - змінна тарифна ставка прохідника V розряду, грн.

$$\sum ЗП = 3,78 \cdot 153,48 = 580 \text{ грн.}$$

$$P_{\kappa} = \frac{\sum ЗП}{l_{\text{зах}}} = \frac{580}{1.82} = 319 \text{ грн. / м}$$

$$\Phi_{\text{пр}}^{\text{прох}} = 163.8 \cdot 319 = 52200 \text{ грн.}$$

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

$$\Phi_{\text{общ}} = \Phi_{\text{раб}} + \Phi_{\text{сп}} + P_n, \text{ грн. ;} \quad (3.93)$$

де: P_n - непередбачені витрати, що приймаються в розмірі 1% від прямої заробітної плати робітників дільниці, грн.

$$\Phi_{\text{общ}} = 129045,8 + 51220,6 + 827,9 = 181094,3 \text{ грн}$$

Розрахунок суми відрахувань на соціальні заходи

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

$$O_c = (\Phi_{\text{общ}} - D_n) \cdot 0,37, \text{ Грн. ;} \quad (3.94)$$

де: D_n - загальна сума доплат за нормативний час пересування в шахті від ствола до місця роботи на ділянці і назад.

$$O_c = (181094,3 - 1168,3) \cdot 0,37 = 66572,6 \text{ грн}$$

Розрахунок амортизаційних відрахувань

При розрахунку амортизаційних відрахувань необхідно врахувати балансову вартість основних фондів дільниці: прохідницькі комбайни, вантажні

машини, бурильні установки, маневрові лебідки, установники кріплення, скребкові і стрічкові конвеєри, надгрунтові і підвісні дороги, насоси, станції зрошення, пересувні трансформаторні підстанції, вентилятор місцевого провітрювання, пускачі і інше наявне на ділянці обладнання.

Таблиця 3.22 - Розрахунок балансової вартості основних фондів

Найменування об'єктів основних фондів	Ціна за об'єкт, грн.	Кількість об'єктів, шт.	Балансова вартість об'єктів, грн.
КСП-32	1520000	1	1520000
ВМЦ-6	16500	1	16500
ПП54В	5250	3	15750
АПШ-1	11000	3	33000
ПВІ-250	17910	2	35820
ПВІ-125	14001	2	28002
Разом			1649072

Суму амортизаційних відрахувань розраховуємо за формулою:

$$A = \frac{B \cdot H_{\text{мес}}}{100}, \text{ грн.}; \quad (3.95)$$

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

$H_{\text{мес}}$ - місячна норма амортизації основних фондів, яка приймається рівною 1,25%.

$$A = \frac{1649072 \cdot 1.25}{100} = 20613 \text{ грн.}$$

Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра штреку

Таблиця 3.23 - Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра виробки

Елементи вартості	Витрати на місяць за елементами, грн.	Вартість проведення 1 погонного метра, грн.	% Від загальних витрат
Матеріальні витрати, всього	133613	819	48
Витрати на оплату праці	181094,3	1105,6	31,5
Відрахування на соціальне страхування	66572,6	406,4	11,6
Амортизація основних фондів	20613	126,4	3,6
електроенергія	30578	186,6	5,3
Разом	411857,9	2519	100

Таким чином, вартість проведення 1 погонного метра виробки складе 2519грн. Швидкість проведення 225 м / міс.

3.3 Порівняльна характеристика спорудження штреку буро-вибуховим способом із застосуванням металевого рамного кріплення і комбайновим способом із застосуванням анкерного кріплення.

Швидкість спорудження виробки буропідривних способом із застосуванням металевого рамного кріплення склала 150 м/міс. або 6 м/добу., комбайновим способом із застосуванням анкерного кріплення - 225 м/міс. або 9 м/добу. Вартість матеріалів для зведення рамного кріплення – 3462 грн/1 м., анкерного кріплення – 2519 грн./1м. Швидкість установки рамного кріплення (число прохідників 3-4 чол) – 287 хв, анкерного (число прохідників 1-6 чол.) -14 хв.

Порівняння цих варіантів показало, що при застосуванні комбайнової технології підвищується швидкість спорудження виробки (в 1,6 рази) і знижується витрата кріпильних матеріалів в 3-5 разів.

Висновки

Згідно завдання на дипломний проект, складений проект спорудження конвеєрного штреку пл. m_3 гор. 665 м.

У проекті розглянуто 2 способи проведення штреку: буропідривним способом із застосуванням металевого рамного податливого кріплення і комбайновим способом із застосуванням анкерного кріплення. Порівняння цих варіантів показало, що застосування комбайнової технології підвищує швидкість спорудження виробки в 1,6 рази та знижує витрату матеріалів кріплення у 4 рази, трудомісткість у 1,7 рази.

Виходячи з порівняння варіантів спорудження штреку приймаємо другий варіант.

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

Список використаної літератури

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

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