

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет
«Дніпровська політехніка»

Інститут природокористування
(інститут)

Кафедра гірничої інженерії та освіти
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

кваліфікаційної роботи ступеню _____ бакалавра _____
(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студент _____ Чернікова Світлана Іванівна _____
(П.І.Б.)

академічної групи _____ 184-19зск-5 ІІІ _____
(шифр)

спеціальності _____ 184 Гірництво _____
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою _____ Гірництво _____
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів підвищення стійкості бокових порід виїмкової
виробки пласта С₆ шахти «Тернівська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	доц. Мамайкін О.Р.			
розділів:				
Розділ 1	доц. Мамайкін О.Р.			
Розділ 2	доц. Мамайкін О.Р.			
Охорона праці	проф. Яворська О.О.			
Рецензент				
Нормоконтролер	доц. Мамайкін О.Р.			

Дніпро
2022

ЗАТВЕРДЖЕНО:
завідувач кафедри
гірничої інженерії та освіти
(повна назва)

проф. Бондаренко В.І.

(підпис) (прізвище, ініціали)

«_____» _____ 2022 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу

ступеня бакалавра

(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студенту Черніковій С.І. академічної групи 184-19зск-5 ІІІ
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів підвищення стійкості бокових порід виймкової виробки пласта С₆ шахти «Тернівська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від _____ № _____

Розділ	Зміст	Термін виконання
Розділ 1	Характеристика гірничого підприємства. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт.	22.04.2022 р.
Розділ 2	Обґрунтування технологічних та технічних рішень (заходів). Розрахунок параметрів. Транспорт та вентиляція.	23.05.2022 р.
Охорона праці	Заходи з охорони праці та підтримання нормальних умов праці, технічні засоби для їх реалізації.	06.06.2022 р.

Завдання видано _____ Мамайкін О.Р.
(підпис керівника) (прізвище, ініціали)

Дата видачі 04.04.2022 р.

Дата подання до екзаменаційної комісії 10.06.2022 р.

Прийнято до виконання _____ Чернікова С.І.
(підпис студента) (прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 43 аркуші друкованого тексту, 13 рисунків, 6 таблиць, 10 джерел.

Ідея кваліфікаційної роботи полягає в розробці та використанні економіко-математичних моделей для обґрунтування параметрів підвищення стійкості бокових порід виїмкової виробки пласта С₆ шахти «Тернівська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

У вступі дана оцінка нинішнього стану, зроблено аналіз виробничої ситуації, визначені технічні пріоритети, конкретизовано завдання на кваліфікаційну роботу.

Пояснювальна записка кваліфікаційної роботи має розрахунки, які підтверджують працездатність пропозицій щодо поліпшення техніко-економічного стану вугледобувного підприємства. Розроблено рекомендації по заміні існуючої технології проведення підготовчих виробок на більш безпечні та з економічної точки зору переважні, представлена технологічна схема транспорту.

У розділі «Охорона праці» розглянуті заходи підвищення безпеки праці під час проведення робіт у підготовчій виробці.

В економічній частині кваліфікаційної роботи виконано розрахунок економічного ефекту від запровадження проектних рішень.

Результати кваліфікаційної роботи можуть бути використані при підготовці запасів, що залишилися в умовах шахти «Тернівська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

ШАХТА, АНАЛІЗ ВИРОБНИЧОЇ СИТУАЦІЇ, ПІДГОТОВЧІ ВИРОБКИ, ОХОРОНА ПРАЦІ, ПІДВИЩЕННЯ СТІЙКОСТІ.

ЗМІСТ

Реферат	3
Вступ	5
1. Характеристика гірничого підприємства	6
1.1 Місце розташування підприємства	6
1.2. Гірничо-геологічна характеристика	6
1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт	9
1.4. Висновки	11
1.5. Вихідні дані на проєкт	12
2. Технологічна частина	13
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	13
2.2 Розрахунок параметрів технології проведення виїмкової виробки	14
2.3 Технологія виконання прийнятих рішень	25
2.4 Організація робіт на виробничій дільниці	27
2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці	29
2.6 Вентиляція виробничої дільниці	33
2.7 Охорона праці	35
2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутої корисної копалини	38
2.9 Висновки	40
Висновки	42
Перелік посилань	43

ВСТУП

Основним завданням підприємств з видобутку вугілля є підвищення рентабельності за рахунок застосування прогресивної техніки і технології. Особливо актуально це для шахт, що відпрацьовують тонкі пласти, які в Україні складають переважну більшість промислових запасів вугілля, що є високоякісним енергетичним паливом, а також технологічною сировиною в різних галузях промисловості.

У ситуації, що склалася шахтам доводиться самостійно вирішувати питання обладнання, матеріалів, електроенергії і так далі для підвищення ефективності і продуктивності. Отже, стратегічним техніко-економічним напрямом розвитку шахт є створення і впровадження новітньої техніки і технології підземного видобутку вугілля, здатних при наявності конкуренції і ринкових цін на продукцію, посилення екологічних та ергономічних вимог підвищити продуктивність і ефективність шахти і праці шахтарів.

Метою даної кваліфікаційної роботи є розробка технології підвищення стійкості бокових порід виймальних виробок, яка дозволить пришвидшити темпи проведення підготовчих виробок за рахунок використання внутрішніх резервів прохідницьких бригад та правильної організації праці, обґрунтуванню і вибору якої присвячено 2 розділ цієї кваліфікаційної роботи.

1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Місце розташування підприємства

В адміністративному відношенні шахта «Тернівська» розташована на території Павлоградського району Дніпропетровської області України. В межах кордонів шахтного поля знаходиться місто Тернівка, поблизу села Богуслав і Богданівка, а в 13 км на південний захід місто Павлоград.

В межах ділянки протікає річка Тернівка. В 10 км від шахти проходить залізнична магістраль МПС Павлоград-Красноармійськ. У безпосередній близькості від залізниці проходить шосейна дорога Київ-Донецьк. Електропостачання шахти здійснюється від Павлоградської підстанції 150/35 /6кВ системи «Дніпроенерго». Джерелом водопостачання є Павлоградський водозабір і водовід Дніпро - Західний Донбас.

Клімат району помірно континентальний, середня температура липня +24,4 °С, січня – 11,5°С.

1.2. Гірничо-геологічна характеристика

Площа шахтного поля складена осадовими породами нижнього карбону, перекритими відкладеннями тріасу, юри, палеогену, неогену і четвертинних порід. Літологічні породи самарської свити (C₃¹) нижнього карбону представлені чергуванням різних за потужністю шарів пісковика, алевроліту і аргілітів, що вміщують малопотужні пласти вугілля і дуже рідко - вапняки. Відкладення свит представлені пісковиками, пісками, глинами, суглинками.

В геологічному відношенні поле шахти примикає до північно-східного схилу Українського кристалічного масиву і тягнеться вздовж південно-західного борту Дніпровсько-Донецької западини.

Площа поля шахти «Тернівська» характеризується спокійним моноклінальним заляганням товщі карбону з падінням порід в північному та північно-східному напрямках під кутом 3-4⁰, але відзначаються локальні

мульдоподібного зниження де скупчується вода, що негативно позначається на веденні гірських робіт.

У межах шахтного поля найбільшими порушеннями є скиди Богданівський, Тернівський та Південно-Тернівський. До них приєднуються більш дрібні: Апофіз «А», скиди №1 і №2, Апофіз №10. Гірничими роботами виявлено розвиток дрібної тектонічної порушеності, що оперяються Південно-Тернівський скид, і серія скидів амплітудою 0,5 ... 0,6 м в центрі шахтного поля, оперяють Тернівський скид.

Промислова вугленосність на шахті приурочена до відкладів нижнього карбону, в якій з 43 вугільних пластів і площастків всього 8 досягають робочої потужності: C_{81}^n , $C_8^n + C_{8n}^n$, C_7^n , C_6 , C_5^b , C_4^1 , C_4^n , C_1 .

Підземні води в шахтному полі відкладені в четвертинних, неогенових, палеогенових і кам'яновугільних відкладеннях. Найбільш водомісткий є бучакський водоносний горизонт, який витриманий по потужності і площадному поширенню. Відпрацювання запасів вугілля поблизу них проводиться з залишенням бар'єрних ціликів. У відкладеннях кам'яновугільного віку водомісткими є пласти вугілля і пісковиків, перешаровуються з водотривкими аргілітів та алевролітів.

Фактичний водоприток по шахті за рік при відпрацюванні пластів C_8^n , C_6^n , C_5 , C_4 склав $293 \text{ м}^3/\text{год}$. Прогнозний приплив води в шахту на найближчі 15 років буде $570 \text{ м}^3/\text{год}$. з яких $500 \text{ м}^3/\text{год}$. низкомінералізованих і $70 \text{ м}^3/\text{год}$. вискомінералізованих.

Розміри шахтного поля складають по простяганню 5,25 км і по падінню 3,95 км. Балансові запаси вугілля складають 62,3 млн т., в тому числі в блоці №2 – 20,4 млн т, з них по пластах C_6 і C_5^b - 8,4 млн т. Промислові запаси товарного вугілля складають 51,3 млн т., в тому числі в блоці №2 19,2 млн т, з них на пластах C_6 і C_5^b – 7,6 млн т.

Шахтне поле розкрито двома центрально-здвосними вертикальними стовбурами: головним і допоміжним, розташованими в східній частині центрального майданчика і капітальними похилими квершлагами.

Шахта «Тернівська» віднесена до надкатегорійних по газу метан і небезпечних по вибуховості вугільного пилу. Всі пласти небезпечні за гірським ударом, раптовими викидами вугілля і газу і не схильні до самозаймання. Схема провітрювання шахти - комбінована. Спосіб провітрювання шахти - всмоктуючий. Схема провітрювання виїмкових дільниць – зворотньотічна, а підготовчих вибоїв – нагнітальна.

Існуюча схема підготовки шахтного поля – погоризонтна. В даний час роботи ведуться на чотирьох пластах: C_8^H , C_6 , C_5^H , C_4^H в блоці №1. Розробка пластів ведеться від стовбурів шахти до кордонів шахтного поля. Пласти згруповані по транспорту вугілля і вентиляції. Шахтне поле поділене на три блоки, які мають такі розміри: блок №1: 2100 м по простяганню і 1250 м по падінню; блок №2: 3150 м по простяганню і 1250 м по падінню; блок №3: 2700 м по падінню і 3150 м по простяганню.

Існуюча система розробки на шахті «Тернівська» – довгими стовпами по повстанню і падінню одинарними лавами. Управління покрівлю – повне обвалення. Довжина виїмкових стовпів коливається від 1000 до 1700 метрів при довжині лав від 150 до 200 метрів. Спеціальні засоби охорони виробок на шахті не застосовуються, через малу глибину ведення робіт і достатньої стійкості і міцності порід, але в разі аномального прояву гірського тиску при проведенні виробки використовується такий прийом як посилення кріплення шляхом зменшення відстані між рамами.

Оскільки пласти шахти «Тернівська» відрізняються один від одного за гірничо-геологічними параметрами, то і механізовані комплекси для їх відпрацювання застосовуються різні, наприклад: для пласта C_8^H застосовуються комплекси І МДМ; для пластів C_6 , C_5^H і C_4^H – комплекси КД80, а в перспективі ІМКД-90.

Проходження гірничих виробок на шахті «Тернівська» прийнято комбайнами ПК-3, ГПКС, 4ПП-2 і нового покоління КСП - 21, 32, вузьким ходом при необхідності із застосуванням буропідривної технології.

В таблиці 1.1 наведено техніко-економічні показники роботи шахти «Тернівська».

Таблиця 1.1 – Техніко-економічні показники роботи

Показник	Од. вимір	Значення
Потужність шахти:	тис. т/рік	1027
Кількість очисних вибоїв	лава	4
Навантаження на очисний вибій	т/доб.	760
Число робочих днів	діб	300
Число робочих змін	змін	4
Число змін з видобутку вугілля	змін	3
Списочний склад:		
Робочих на очисних роботах	люд.	2019
Робочих з видобутку вугілля	люд.	323
Працівників на шахті	люд.	2265
Змінна продуктивність праці:		
Робочого на очисних роботах	т/люд.	6,03
Робочого з видобутку вугілля	т/люд.	0,99
Річна продуктивність праці:		
працівника з видобутку вугілля	т/люд.	508,67
працівника по шахті	т/люд.	453,42

1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Для підвищення ефективності виробництва слід знайти «вузькі» місця у виробничому циклі.

Причини, які стримують розвиток гірських робіт і не дають можливості ритмічно працювати для досягнення більш високої виробничої потужності [1, 2, 3], а також заходи щодо їх усунення, для умов шахти «Тернівська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», зведені в таблицю 1.2.

Таблиця 1.2 – Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
1. Застосування анкерного кріплення	Підготовчі роботи	
2. Заміна очисного обладнання	Очисні роботи	Забезпечується збільшення навантаження на очисний вибій, підвищуються техніко-економічні показники роботи підприємства, зменшується собівартість видобутку.
3. Заміна ланцюгового типу органу переміщення комбайнів на безланцюговий	Очисні роботи	Підвищується безпека ведення очисних робіт, зменшується травматизм у очисних вибоях.
4. Застосування вузлів посилення	Підготовчі роботи	Підсилення опору кріплення деформаціям виробки
5. Застосування пакетно-контейнерного способу доставки	Підготовчі роботи	Підвищуються на 15% темпи проведення виймальних виробок
6. Проведення підготовчих виробок із застосуванням	Підготовчі роботи	Дозволяє проходити виробки по породах з міцністю до $f = 6$ і перетином в проходці до 25 м^2 і забезпечує підвищення темпів проходки в 1,5 рази,

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
прохідницьких комбайнів типу ІПКС		а продуктивність праці в 2÷2,2 рази. Більший експлуатаційний строк використання обладнання.
7. Заміна нагнітального провітрювання підготовчих виробок і вантажних пунктів на відсмоктуючий	Підготовчі роботи	Зниження рівня запиленості на робочих місцях в 60-80 разів. Підвищення продуктивності, поліпшення умов роботи, забезпечення безпеки і гігієни.
8. Застосування анкерного кріплення замість рамного	Підготовчі роботи	Зменшуються витрати на кріплення виробок.

1.4. Висновки

Для вирішення виробничих проблем і забезпечення ритмічної роботи шахти, а також її проектної потужності необхідно:

- підвищити стійкість бокових порід виймальних виробок;
- провести часткову заміну застарілого обладнання на нове, більш досконале;
- застосовувати системи розробки, що дозволяють застосовувати повторне використання виймкових штретків;
- збільшити навантаження на очисний вибій;

- застосовувати більш досконалі технології виїмки вугілля на досить тонких і тонких пластах, що дозволяють знизити зольність вугілля, що видобувається;
- скоротити витрати на проведення підготовчих виробок за рахунок закладки порід у вироблений простір, а також за рахунок повторного використання виїмкових штреків;
- застосовувати прогресивні схеми провітрювання добувних і підготовчих ділянок.

Виходячи з вищесказаного, можна зробити висновок: пріоритетним напрямком підвищення техніко-економічних показників роботи підприємства є збільшення навантаження на лаву. Досягається це шляхом проведення часткової заміни застарілого обладнання на більш нове.

Для обґрунтування прийнятого рішення необхідно провести детальні розрахунки параметрів технології видобутку вугілля з очисного вибою.

1.5. Вихідні дані для роботи

Виробнича потужність шахти становить 1,1 млн т вугілля на рік.

Пласт для, якого необхідно інтенсифікувати темпи проведення підготовчих виробок – С₆.

Шахта віднесена до надкатегорійних по газу метан і небезпечних по вибуховості вугільного пилу. Всі пласти небезпечні за гірським ударом, раптовими викидами вугілля і газу і не схильні до самозаймання.

На шахті зберігаємо прийняту центрально-флангову схему вентиляції, спосіб провітрювання – всмоктуючий.

Режим роботи шахти 4-х змінний: одна зміна ремонтно-підготовча і три зміни з видобутку вугілля. Добове навантаження на очисний вибій складо 760 т/доб., темпи проведення гірничих виробок склали 163 м/міс.

2. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

Проходка підготовчих виробок здійснюється прохідницькими комбайнами ІГПКС. Підготовчі виробки кріпляться металевим арочним кріпленням. Транспортування гірської маси і матеріалів здійснюється локомотивними електровозами. Темпи проведення з тих чи інших причин не перевищують 120 м/міс при проходці дільничних виробок.

В обсязі робіт будівництва шахти горизонтальні гірничі виробки становлять від 50 до 70%. Тому вдосконалення техніки, технології та організації спорудження горизонтальних виробок є одним із головних завдань.

В запропонованій роботі з метою інтенсифікації прохідницьких робіт пропонується вдосконалення організації і технології спорудження горизонтальних гірничих виробок.

Основним фактором, що впливає на вартість і темпи спорудження гірничої виробки, є рівень механізації виробничих процесів.

При проведенні гірничих виробок прохідницькими комбайнами продуктивність праці прохідників в 1,5 рази вище, ніж при буропідривному способі. Недоліком буропідривного способу проведення виробок є велика частка (15-30%) непродуктивних витрат часу і праці, пов'язаних з провітрюванням вибою після вибухових робіт, прибиранням розкиданої вибухом породи, відгоном перед вибухом і доставкою після вибуху ваптажної машини, виносом із забою інструменту і подальшому доставкою його і вибій, ремонтом пошкодженого кріплення тощо. Крім того, при буропідривному способі утворюються великі перебори бічних порід.

Досвід експлуатації шахт показав, що при використанні резервів можна забезпечити високі темпи проведення гірничих виробок прохідницькими комбайнами типу ПК-3М, ПК-3р, ЦПК, ПК-Ер, 4ПП-2.

З метою збільшення тривалості роботи комбайна, а відповідно підвищення темпів проведення гірничих виробок, кріплення покрівлі виробки і її боків не поєднується: закріплення склепіння проводиться безпосередньо в вибої виробки, а боки кріплять з відставанням від вибою на 5-8 м. Це дозволяє збільшити робочий час комбайна від 20 до 30% в залежності від прийнятого кроку установки кріплення і площі перетину гірничої виробки.

Спостереженнями встановлено, що на установку однієї арки металевого кріплення в середньому витрачається 15,2 хв., на установку затяжки по покрівлі виробки – 3,3 хв. і на перевірку напрямки при установці арки-1,5 хв. Таким чином, на монтаж арки кріплення і закріплення покрівлі витрачається 20 хв. На закріплення боків виробки з відставанням від забою витрачається в середньому 7–9 хв.

Таким чином, за рахунок правильної організації праці та пошуку додаткових резервів можна інтенсифікувати процес проведення підготовчих виробок.

2.2 Розрахунок параметрів технології проведення виїмкової виробки

2.2.1 Визначення розмірів рухомого складу і зазору між рухомих складом і кріпленням

Згідно правил безпеки у вугільних шахтах знову проводяться відкочувальні та вентиляційні виробки повинні мати мінімальну площу поперечного перерізу не менше 9,0 м².

Площа поперечного перерізу виробок у просвіті будемо визначати за габаритами рухомого складу і устаткування з урахуванням мінімально допустимих зазорів, величини усадки кріплення після впливу гірничого тиску і безремонтного їх змісту на протязі всього періоду експлуатації.

Мінімальна ширина виробки

$$B_1 = p + A_1 + m + n + A_2, \text{ м}$$

де p – ширина проходу для людей – 700 мм ;

A_1 – ширина рухомого складу – 1360 мм ;

m – зазор між рухомим складом і вент. рукавом – 400 мм.

A_2 – ширина конвеєрного ставу – 1040 мм ;

n – зазор між рухомим складом і конвеєром – 250 мм.

$$B_1 = 700 + 1360 + 250 + 1040 + 400 = 3750 \text{ мм.}$$

Користуючись типовими перетину виробок з кріпленням КШПУ, проектні перетину, використовувані на шахті, а також досвід підтримки вироблення до і після проходу лави, вибираємо кріплення перерізом $13,3 \text{ м}^2$ в світлі, і $16,2 \text{ м}^2$ «в чорні», закріплену кріпленням КШПУ- 14,4 (рис 2.1, рис. 2.2).

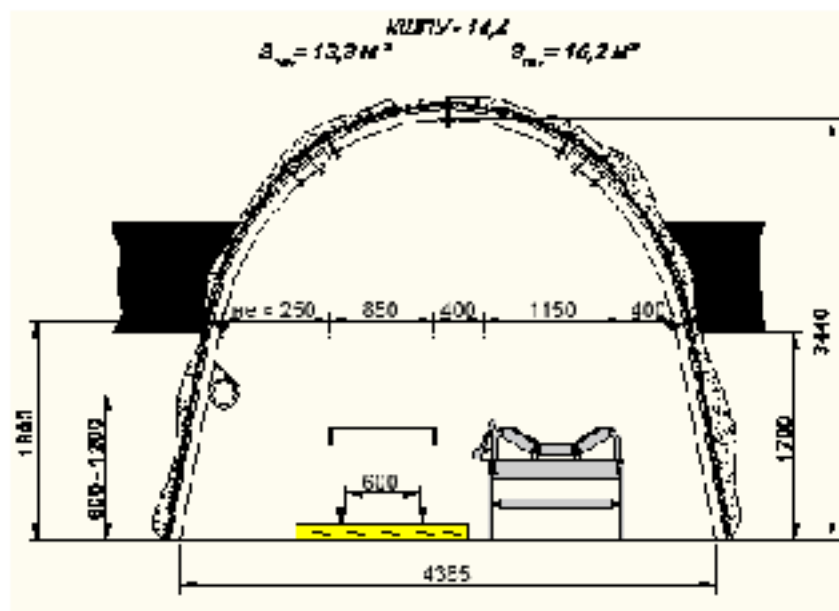


Рисунок 2.1 – Креслення перерізу виймальної виробки

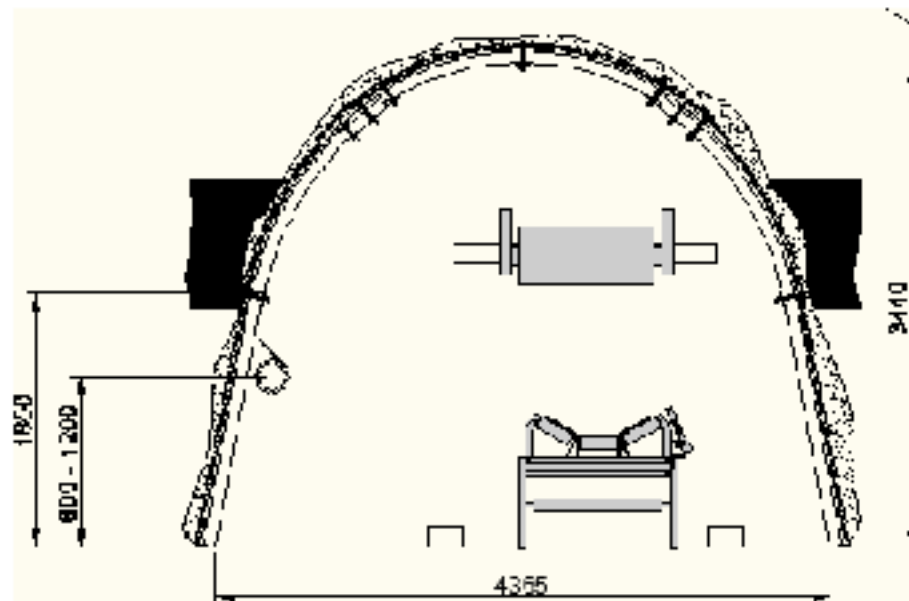


Рисунок 2.2 – Креслення перерізу виймальної виробки

2.2.2 Перевірка перерізу виробки по швидкості повітряного струменю

Здійснимо за формулою перевірку

$$V = \frac{A_{\text{доб}} \cdot k \cdot d}{S_{\text{св}} \cdot g \cdot 864} \leq V_{\text{доп}} \text{ м/с},$$

$A_{\text{доб}}$ – добовий вантажопотік у виробці – 2000 т/доб.;

d – метаноємність гірської маси – 5,7 м³/т;

k – коефіцієнт нерівномірності транспортування – 1,45;

$S_{\text{св}}$ – площа виробки у світлі – 16,2 м²;

g – гранично допустима концентрація метану в повітряному струмені – 1%;

$V_{\text{доп}}$ – гранична допустима швидкість руху повітряного струменя по виробці, за правилами безпеки $V_{\text{доп}} \leq 6$ м/с.

$$V = \frac{2000 \cdot 1,45 \cdot 5,7}{13,3 \cdot 1 \cdot 864} = 1,43 \text{ м/с} < 6 \text{ м/с}$$

Отже робимо висновок про те, що запропонований переріз виробки задовольняє вимогам Правил безпеки.

2.2.3 Розрахунок щільності кріплення

Розрахунок щільності кріплення виробляємо відповідно до «Інструкції з вибору піддатливого рамного металевого кріплення гірничих виробок». Виробка, що проводиться поза впливом очисних робіт в умовах пологого падіння.

Визначаємо розрахункову міцність порід

$$R_{cl} = \sigma_{сж} \cdot k_c, \text{ МПа}$$

де $\sigma_{сж}$ – опірність породи стиску, МПа;

k_c – коефіцієнт опірності, $k_c = 0,9$.

Підставимо:

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

$$R_{c2} = 15 \cdot 0,9 = 13,5 \text{ МПа}$$

$$R_{c3} = 60 \cdot 0,9 = 54 \text{ МПа}$$

$$R_{c4} = 15 \cdot 0,9 = 13,5 \text{ МПа}$$

$$R_{c5} = 40 \cdot 0,9 = 36 \text{ МПа}$$

$$R_{c6} = 80 \cdot 0,9 = 72 \text{ МПа}$$

Виробка суха, тому міцність не знижується від впливу вологи усереднене значення R_c порід покрівлі визначається на висоту

$$R_c = 1,5 \cdot b, \text{ м}$$

де b – ширина виробки начорно, $b = 4,93$ м

$$R_c = 1,5 \cdot 4,93 = 6,78 \text{ м}$$

Порід ґрунту – на глибину 4,93 м .

Розрахункова міцність порід покрівлі дорівнює

$$R_{c,кр} = (R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + R_{c3} \cdot m_3 + R_{c5} \cdot m_4 + R_{c4} \cdot m_{пл} + R_{c5} \cdot m_5) / (m_1 + m_2 + m_3 + m_4 + m_{пл} + m_5), \text{ МПа}$$

де m_1 – потужність першого шару, $m_1 = 2,34$ м;

m_2 – потужність другого шару, $m_2 = 0,3$ м;

m_3 – потужність третього шару, $m_3 = 4,0$ м;

m_4 – потужність четвертого шару, $m_4 = 2,0$ м;

$m_{пл}$ – потужність вугільного пласта, $m_{пл} = 1,05$ м;

m_5 – потужність п'ятого шару, $m_5 = 0,8$ м.

$$R_{кр} = (36 \cdot 2,34 + 13,5 \cdot 0,3 + 54 \cdot 4,0 + 36 \cdot 2,0 + 13,5 \cdot 1,05 + 36 \cdot 0,8) / (2,34 + 0,3 + 4,0 + 2,0 + 1,05 + 0,8) = 40,9 \text{ МПа}$$

для ґрунту

$$R_{c,пч} = (R_{c5} \cdot m_4 + R_{c4} \cdot m_{пл} + R_{c5} \cdot m_5 + R_{c6} \cdot m_6) / (m_4 + m_{пл} + m_5 + m_6)$$

де $m_4 = 1,86$ м;

$m_5 = 0,7$ м;

$m_6 = 4,35$ м – потужність шостого шару.

$$R_{\text{св}} = (36 \cdot 1,86 + 13,5 \cdot 0,7 + 36 \cdot 1,0 + 72 \cdot 4,35) / (1,86 + 0,7 + 1,0 + 4,35) = 53,8, \text{ МПа}$$

в боках виробки

$$R_{\text{сб}} = (R_{\text{с5}} \cdot m_4 + R_{\text{с4}} \cdot m_{\text{на}} + R_{\text{с5}} \cdot m_5) / (m_4 + m_{\text{на}} + m_5), \text{ МПа}$$

$$R_{\text{сб}} = (36 \cdot 1,86 + 13,5 \cdot 0,7 + 35 \cdot 0,8) / (1,86 + 1,05 + 0,8) = 31,3, \text{ МПа}$$

Зсув порід визначається за формулою

$$V = k_a \cdot k_Q \cdot k_S \cdot k_B \cdot k_t \cdot V_T, \text{ мм}$$

де $k_a = 1$;

$k_Q = 1$ -при визначенні зсувів з боку покрівлі або ґрунту;

$k_Q = 0,35$ при визначенні бічних зсувів;

$k_S = 0,2 (4,52-1) = 0,704$ для ґрунту

$k_S = 0,2 (5,12-1) = 0,824$ і покрівлі;

$k_S = 0,2 (3,36-1) = 0,472$ для бічних

$k_S = 0,2 (3,68-1) = 0,536$ зсувів;

$k_B = 1$ для одиночної виробки (п.2 розд.ІІ);

$k_t = 1$ для всіх визначених зсувів;

$V_{\text{Ткр}} = 70$ мм;

$V_{\text{Тпч}} = 30$ мм;

$V_{\text{Тб}} = 150$ мм.

$$V_{\text{кр}} = 1 \cdot 1 \cdot 0,704 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 70 = 49,3 \text{ мм}$$

$$V_{\text{пч}} = 1 \cdot 1 \cdot 0,704 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 30 = 21,1 \text{ мм}; S_{\text{сб}} = 11,0 \text{ м}^2;$$

$$V_{\text{б}} = 1 \cdot 0,35 \cdot 0,472 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 150 = 24,8 \text{ мм}$$

$$V_{\text{кр}} = 1 \cdot 1 \cdot 0,824 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 70 = 57,7 \text{ мм}$$

$$V_{\text{пч}} = 1 \cdot 1 \cdot 0,824 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 30 = 24,7 \text{ мм}; S_{\text{св}} = 13,3 \text{ м}^2;$$

$$V_6 = 1 \cdot 0,35 \cdot 0,536 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 150 = 28,1 \text{ мм}$$

Навантаження на 1 м виробки розраховуємо за формулою

$$P = k_{\text{п}} \cdot k_{\text{н}} \cdot k_{\text{пр}} \cdot b \cdot p^{\text{н}}, \text{ кН/м}$$

де $k_{\text{п}} = 1,1$;

$k_{\text{н}} = 1$;

$k_{\text{пр}} = 0,6$ (при $H_{\text{р}}/R_{\text{ср}} = 470 / 47,4 = 9,1$);

де $R_{\text{ср}} = (R_{\text{зкр}} \cdot R_{\text{спч}}) / 2 = (40,9 + 53,8) / 2 = 47,4 \text{ МПа}$;

b – ширина виробки, $b = 4,93$ (5,32);

$p^{\text{н}} = 40 \text{ кПа}$ при $V = 49,3 \text{ мм}$ і $b = 4,93 \text{ м}$;

$p^{\text{н}} = 48 \text{ кПа}$ при $V = 57,7 \text{ мм}$ і $b = 5,32 \text{ м}$;

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 0,6 \cdot 4,93 \cdot 40 = 119,3 \text{ кН/м при } S_{\text{св}} = 11,0 \text{ м}^2;$$

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 0,6 \cdot 5,32 \cdot 48 = 162,2 \text{ кН/м при } S_{\text{св}} = 13,3 \text{ м}^2.$$

Вибираємо кріплення виходячи з ширини виробки. При $b=4,93 \text{ м}$ приймаємо арочне кріплення з спец профілю СВП - 27 з прямими планками і скобами з різьбленням, з несучою здатністю в податливому режимі $N_{\text{с}}=220 \text{ кН}$ ($N_{\text{с}} = 250 \text{ кН}$).

Вибір щільності кріплення

$$n = P / N_{\text{с}}, \text{ рам/м}$$

де P – навантаження на 1 м виробки, кН/м;

$N_{\text{с}}$ – несуча здатність кріплення, кН.

$$n = 119,3 / 220 = 0,54 \text{ рам/м при } S_{\text{св}} = 11,0 \text{ м}^2;$$

$$n=162,2/250 = 0,65 \text{ рам/м при } S_{CB} = 13,3 \text{ м}^2.$$

З огляду на досвід експлуатації гірських кріплень в даних гірничо-геологічних умовах приймаємо щільність кріплення 1,25 рам/м; при вході в зону підвищеної небезпеки і виході з неї – 2,5 рам/м.

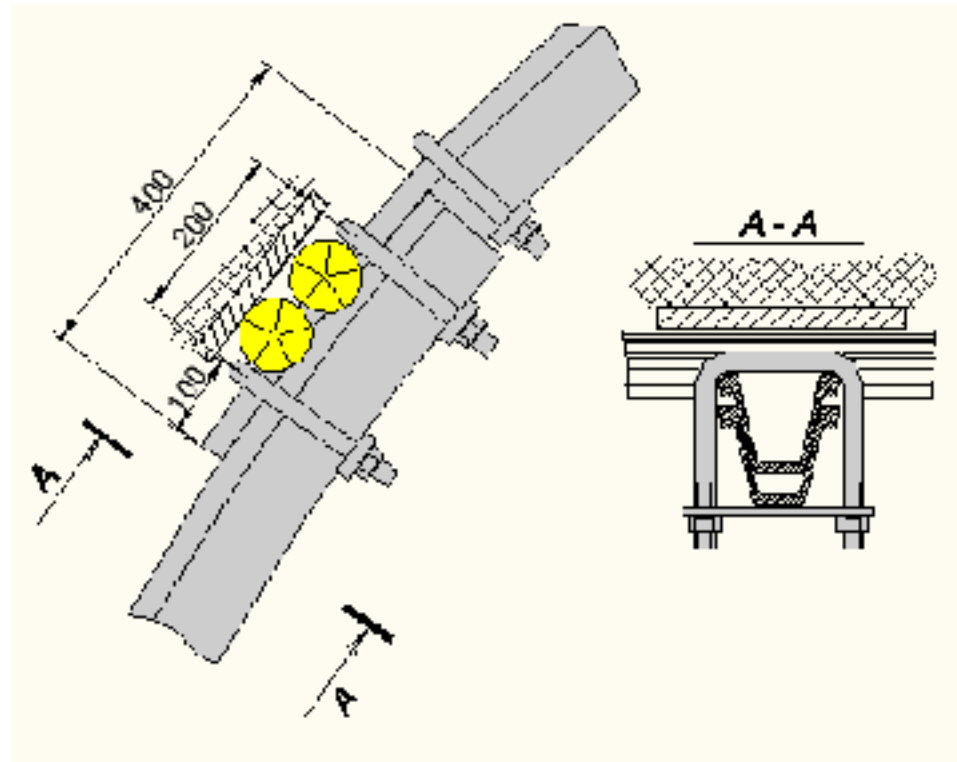


Рисунок 2.3 – Креслення вузлу кріплення

Піддатливість кріплення при $n=1,25$ рам/м вибираємо за умовою

$$\Delta k_{OC} \cdot k_{АНК} \cdot k_{УС} \cdot V_{КР}, \text{ мм}$$

де $k_{OC} = 0,9$;

$k_{АНК} = 1$ для анкерного кріплення

$k_{УС} = 1$ для кріплення посилення

$V_{КР} = 49,3$ мм, ($V_{КР} = 57,7$ мм) – зміщення порід покрівлі.

$$\Delta 0,9 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 49,3 = 44,4 \text{ мм при } S_{\text{СВ}} = 11,1 \text{ м}^2;$$

$$\Delta 0,9 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 57,7 = 51,9 \text{ мм при } S_{\text{СВ}} = 13,3 \text{ м}^2.$$

Отже, триланкове арочне металева кріплення типу КШПУ-14,4 з СВП - 27 піддатливістю до 300 мм, щільністю 1,25 рам/м забезпечить нормальну експлуатацію даної виробки, причому в зоні впливу очисних робіт додатково використовуємо стійки посилення, що встановлюються під кожен раму.

В таблиці 2.1 наведемо характеристики прийнятого рішення

Таблиця 2.1 – Характеристика запропонованого рішення

Найменування показника	Од. вим	Кількість
тип кріплення		КШПУ 14,4
перетин в світлі	м ²	13,3
перетин в проходці	м ²	16,2
крок установки кріплення	м	0,8
довжина виробки	м	1700
кут нахилу	град	0
тип міжрамних огорожень: в покрівлі в боках		ж/б затягування мет. сітка
тип рейок		Р-33
число рейкових шляхів	шт	1
ширина колії	мм	900
тип шпал		дерев'яні
відстань між шпалами	мм	700
перетин водовідвідної канавки	м ²	0,11

2.2.4 Розрахунок кількості вагонеток для видачі гірської маси за один цикл

Навантаження гірничої маси проводиться одночасно з відбійкою. Гірська маса з конвеєра прохідницького комбайну ІГКС надходить на перевантажувач і далі в вагонетки типу ВГ-2,5.

Для безперервної роботи комбайна протягом прохідницького циклу довжину перевантажувача вибирають з умови розміщення під ним вагонеток для навантаження гірської маси за цикл виймання

$$N_{\text{цик}} = \frac{S_{\text{пр}} \cdot L_{\text{г}} \cdot k_{\text{роз}}}{V_{\text{ваг}} \cdot k_{\text{зан}}},$$

де,

$N_{\text{цик}}$ – кількість вагонеток;

$k_{\text{роз}}$ – коефіцієнт розпушення гірської маси – 1,3;

$k_{\text{зан}}$ – коефіцієнт заповнення вагонеток – 0,95;

$V_{\text{ваг}}$ – об'єм вагонетки ВГ– 2,5 м³;

Підставимо

$$N_{\text{цик}} = \frac{16,2 \cdot 0,8 \cdot 1,3}{3,3 \cdot 0,95} = 5,37$$

Приймаємо 6 вагонеток.

2.2.5 Визначення параметрів графіку організації робіт з підготовки запасів

Для своєчасної підготовки виймального стовпа, що знову вводиться для комплексу необхідно, щоб дотримувалися такої умови:

$$T_{\text{подв}} + t_{\text{рез}} \leq T_{\text{оч}}$$

де $T_{\text{подв}}$ – загальні витрати часу на підготовку стовпа, міс;

$t_{\text{рез}}$ – резерв часу для компенсації непередбачених затримок при підготовці стовпа, міс;

$T_{\text{оч}}$ – тривалість відпрацювання стовпа, міс.

Час на підготовку стовпа визначається за формулою

$$T_{\text{подв}} = \frac{L_{\text{штр}}}{V_{\text{пр.ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.л}}} = t_{\text{ш}} + t_{\text{р.л}}$$

де $L_{\text{штр}}$ – довжина виймального штреку, м;

$V_{\text{пр.ш}}$ – швидкість проведення штреку, м/міс.;

$l_{\text{л}}$ – довжина лави, м;

$V_{\text{р.л}}$ – швидкість проведення розрізної печі, м/міс.;

$t_{\text{млн}}$ – час на монтаж устаткування в лаві, міс;

$t_{\text{ш}}$ – час на проведення штреку, міс;

$t_{\text{р.л}}$ – час на проведення розрізної печі, міс;

$$T_{\text{подв}} = \frac{1600}{160} + 1,5 = 11,5(\text{мес});$$

Час відпрацювання стовпа визначається за формулою

$$T_{\text{оч}} = \frac{\ell_{\text{ст}}}{V_{\text{оч}}},$$

де $\ell_{\text{ст}}$ – довжина виймального стовпа, м;

$V_{\text{оч}}$ – швидкість посування очисного вибою, м/міс.;

$$T_{oc} = \frac{1600}{120} = 13,3(\text{мес});$$

Перевірка своєчасної підготовки виймальних стовпа проводиться за рівнянням:

$$11,5 + 1 \leq 13,3 \text{ міс}$$

$$12,5 \leq 13,3 \text{ міс}$$

Умови виконуються.

Для своєчасної підготовки виймальних стовпа передбачаємо роботу однієї прохідницької бригади з проведення збірного штреку, при цьому бортовий штрек підтримується у виробленому просторі.

2.3 Технологія виконання прийнятих рішень

Досвід застосування гірничопрохідницьких комбайнів дозволив відпрацювати найбільш раціональну технологію і організацію проведення протяжних гірничих виробок. Графік організації робіт з проведення штреку зі швидкістю 500 м/міс наведено на рис. 2.4.

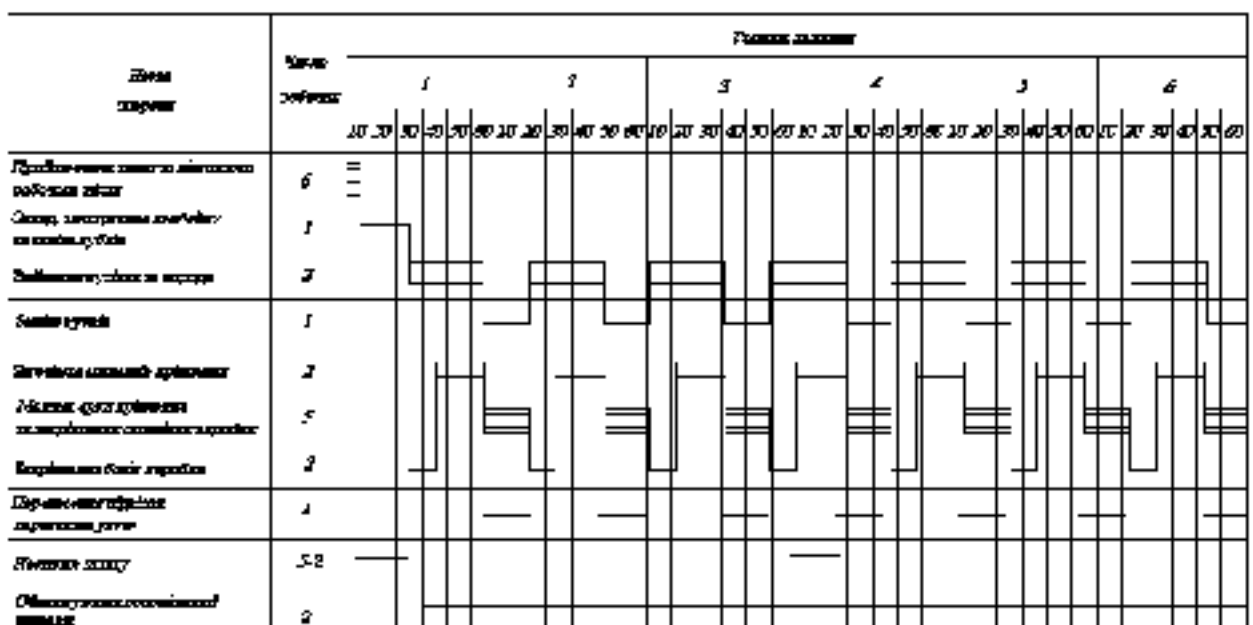


Рисунок 2.4 – Графік з організації робіт по проведенню штреку

В першу зміну проводиться профілактичний ремонт прохідницького комбайна, нарощуються вентиляційні труби, монтуються труби стисненого повітря і протипожежного ставу, а також нарощуються тимчасовий шлях. Крім того, в першу зміну доставляються матеріали та вироби в робочу зону. Протягом незайнятого часу на ремонт комбайна ведеться проведення виробки. Інші три зміни повністю зайняті проведенням гірничої виробки.

Крім профілактичного ремонту, який виконується в ремонтну зміну, ремонт комбайну проводиться в недільні дні.

У недільні дні такелажники, що входять до складу бригади, ведуть заготівлю матеріалів і виробів, які складуються недалеко від вибою виробки. Матеріали і вироби в робочі дні доставляються в забій щозміни і складуються в робочій зоні.

При електровозній відкатці вантажів необхідно, щоб обмін партій вагонеток проводився під час зведення кріплення виробки. Для цього довжина перевантажувача має бути достатньою для розміщення під ним складу вагонеток.

З метою скорочення часу простоїв через несвоєчасну доставку матеріалів і виробів необхідно впровадити обладнання та систему пакетно-контейнерної доставки вантажів.

Технологічна схема проведення гірничих виробок прохідницькими комбайнами із застосуванням пакетно-контейнерному доставки вантажів наведена на рис. 2.5.

Прохідницький комбайн 1 обладнується перевантажувачем 2, довжина якого повинна бути рівною довжині складу, що складається з партії вагонеток 3, в яких вміщується зруйнована гірська маса від посування вибою за один цикл, і платформи, на якій розміщуються контейнери 4 із затягуванням. За розробленою технологією контейнери з металевої арочним кріпленням 5, а також контейнери зі шпалами, рейками, трубами під перевантажувач не ставлять.

Розстановка прохідників показана цифрами в кружечках.

Після приймання-здачі зміни та огляду комбайна виробляють зарубку на першу заходку.

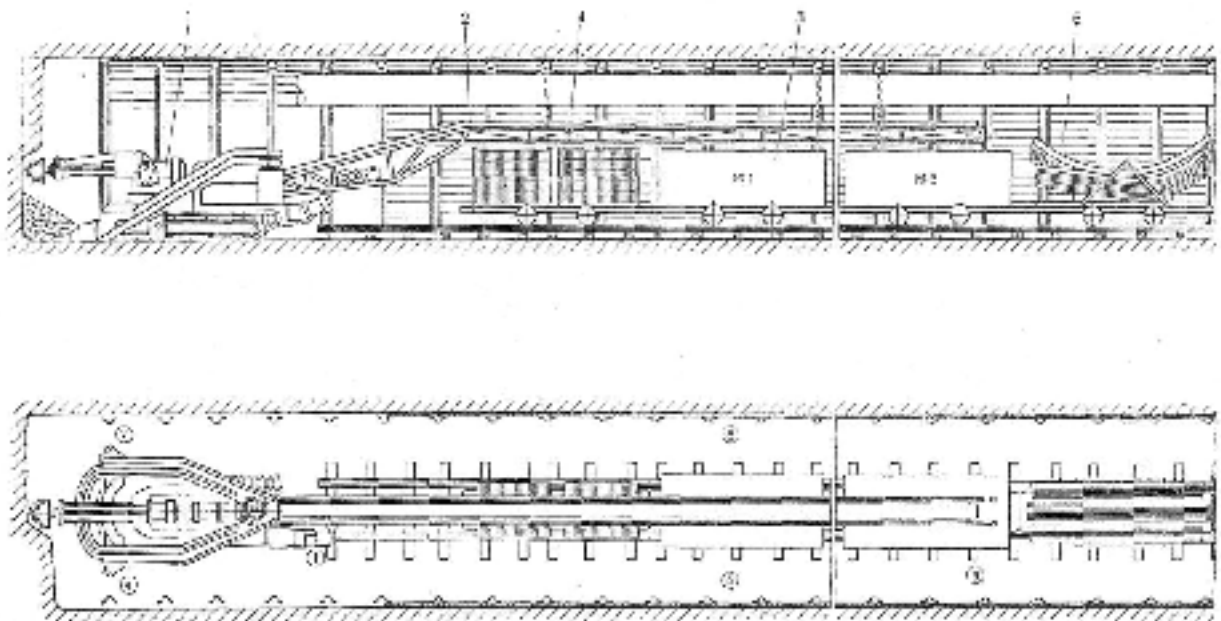


Рисунок 2.5 – Технологічна схема проведення виробки із застосуванням пакетно-контейнерної доставки

2.4 Організація робіт на виробничій дільниці

Оптимальним складом змінної ланки прохідницької бригади для проведення гірничої виробки площею перетину до 12 м^2 є бригада в складі 6 прохідників. При більшій площі перерізу виробки необхідно складу ланки збільшити до 7 осіб. Крім того, до складу прохідницької бригади необхідно включити по одному електрослюсарю в кожену зміну і двох робочих по влаштуванню водовідливної канавки, які працюють в першу зміну [4].

Між робочими розподіляються обов'язки, які повинні виконуватися строго за визначеним графіком участі робітників у виробничих процесах (рис. 2.6). Кожен робітник може взяти участь у виконанні роботи, яка не входить в його обов'язки, тільки після виконання роботи, запропонованої йому графіком.

спеціальність	после роботи				1 зміна							2 зміна							3 зміна							4 зміна						
	в день				в тижні	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	1	2	3	4	5	6	7			
	1	2	3	4																												
металеві арочні кріплення	1	1	1	1	4																											
проходки	8	5	5	5	29																											
сварочний апарат	1	1	1	1	5																											
ВСЬОГО	10	7	7	7	30																											

Рисунок 2.6 – Графік виходу працівників

В даний час при комбайновому способі проведення гірничих виробок зведення металевої арочної кріплення здійснюється вручну. На проведення першої заходки (посування вибою на крок кріплення) витрачається 18 хв, а на проходку шостої заходки – 20 хв, тобто тривалість циклу проведення збільшилася на 11%, а тривалість зведення кріплення шостої рами в порівнянні з першою збільшилася більш ніж в 2 рази (при закріпленні міжрамного простору по всьому периметру). Ці дані показують, що необхідно вживати невідкладних заходів по механізації зведення постійного металевого арочної кріплення.

З метою збільшення тривалості роботи комбайна, а відповідно підвищення темпів проведення гірничих виробок, кріплення покрівлі виробки і її боків не посднується: закріплення склепіння проводиться безпосередньо в вибої виробки, а боки кріплять з відставанням від вибою на 5-8 м. Це дозволяє збільшити робочий час комбайну від 20 до 30% в залежності від прийнятого кроку установки кріплення і площі перетину гірничої виробки.

Спостереженнями встановлено, що на установку однієї арки металевого кріплення в середньому витрачається 15,2 хв, на установку затяжки по покрівлі виробки – 3,3 хв і на перевірку напрямку при установці арки – 1,5 хв. Таким чином, на монтаж арки кріплення і закріплення покрівлі витрачається 20 хв. На закріплення боків виробки з відставанням від забою витрачається в середньому 7-9 хв.

Спосіб доставки матеріалів в вибій має також важливе значення для ефективності гірничопрохідницьких робіт. Виконані дослідження показали, що доставка в забій матеріалів навалом в вагонетках вимагає додатково містити в вибої в кожну зміну по два такелажника, які ведуть розвантаження і підношення матеріалів. При пакетно-контейнерному способі доставки матеріалів і виробів такелажники не потрібні, а темпи проведення виробок підвищуються на 10-15%.

Руйнування вугілля і гірських порід проводиться за схемою 3 рис 2.7. Після руйнування порід па величину однієї заходки, виробляють збір порід на підшві виробки. Для цього комбайн відганяють назад на 0,5–0,7 м, опускають лоток, а потім комбайн, рухаючись вперед, підбирає породу.

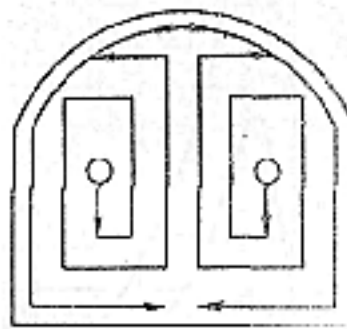


Рисунок 2.7 – Схема відпрацювання виробки прохідницьким комбайном

Швидкість проведення гірничих виробок може значно бути збільшена без додаткового збільшення чисельності бригади, причому число робочих по доставці матеріалів скорочується в два-три рази.

2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці

Виконаємо розрахунок стрічкового конвеєра, що використовується для транспортування гірської маси від скребкового перевантажувача до магістрального конвеєрного штреку [5].

Розрахункова продуктивність конвеєра $Q_p = 178(m/год)$;

- довжина транспортування $L = 1200$ м,
- кут нахилу траси $\beta = 3$ град.,
- напрямок транспортування (дільничний штрек по повстанню).

Покажемо на рис. 2.8 розрахункову схему дільничного конвеєра.

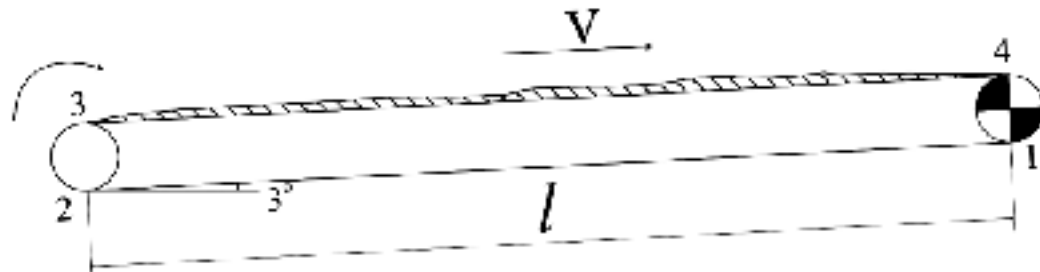


Рисунок 2.8 – Розрахункова схема дільничного конвеєра

Погонні маси рухомих частин

верхніх роликкоопор:

$$q_p^I = \frac{m_p^I}{l_p^I} = \frac{15,4}{1,400} = 11,0(\text{кг} / \text{м});$$

нижніх роликкоопор

$$q_p^{II} = \frac{m_p^{II}}{l_p^{II}} = \frac{9,4}{2,800} = 3,66(\text{кг} / \text{м});$$

стрічки

$$q_s = m \cdot B = 13,0 \cdot 0,8 = 10,4(\text{кг} / \text{м});$$

вантаж

$$q_w = \frac{Q_p}{3,6 \cdot V} = \frac{178}{3,6 \cdot 1,6} = 30,9(\text{кг} / \text{м});$$

де m_p^I , m_p^{II} – маси обертових частин верхньої і нижньої роликкопор;

l_p^I , l_p^{II} – відповідно відстані між роликкооперами;

m – маса 1м^2 стрічки;

B – ширина стрічки;

Сила тяги для переміщення гілок
нижньої

$$F_{1-2} = L \cdot q_s \cdot g \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos\beta - \sin\beta) + c_2 \cdot L \cdot q_p^{11} \cdot g \cdot \omega$$

$c_2=1,1$ – коефіцієнт, що враховує місцеві опори;

$\omega=0,04$ коефіцієнт опору руху гілок;

$$F_{1-2} = 1200 \cdot 10,4 \cdot 9,81 \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^\circ - \sin 3^\circ) + 1,1 \cdot 1200 \cdot 3,36 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 712(\text{H});$$

верхньої

$$F_{4-3} = L \cdot g \cdot (q_{sp} + q_s) \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos\beta + \sin\beta) + c_2 \cdot L \cdot q_p^1 \cdot g \cdot \omega;$$

$$F_{4-3} = 1200 \cdot 9,81 \cdot (30,9 + 10,4) \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^\circ + \sin 3^\circ) + 1,1 \cdot 1200 \cdot 11 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 52505(\text{H})$$

Тягове зусилля на приводних барабанах при роботі конвеєра:

$$F_{\text{авр}} = F_0 = F_{\text{м.сб}} = F_{4-1} = F_{1-2} + F_{4-3} = 712 + 52505 = 53217(\text{H});$$

Мінімальна початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі

$$F_{1\text{min}} = F_{\text{сч.мін}} = \frac{F_{\text{м.сб}} \cdot k_f}{e^{f\alpha^2} - 1} = \frac{53217 \cdot 1,3}{3,52 - 1} = 27453(\text{H});$$

де: $k_f=1,3-1,4$ – коефіцієнт запасу міцності стрічки;

f –коефіцієнт тертя зчеплення стрічки і барабана; $e^{f\alpha^2} = 2,85$;

Сила натягу стрічки за умовою провисання вантажний гілки

$$F_{\text{сп. min}} = F_{3\text{ min}} = (3000 - 4000)B = 3500 \cdot 08 = 2800(\text{H});$$

Діаграма натягу стрічки при роботі конвеєра наведена нижче (рис. 2.9).

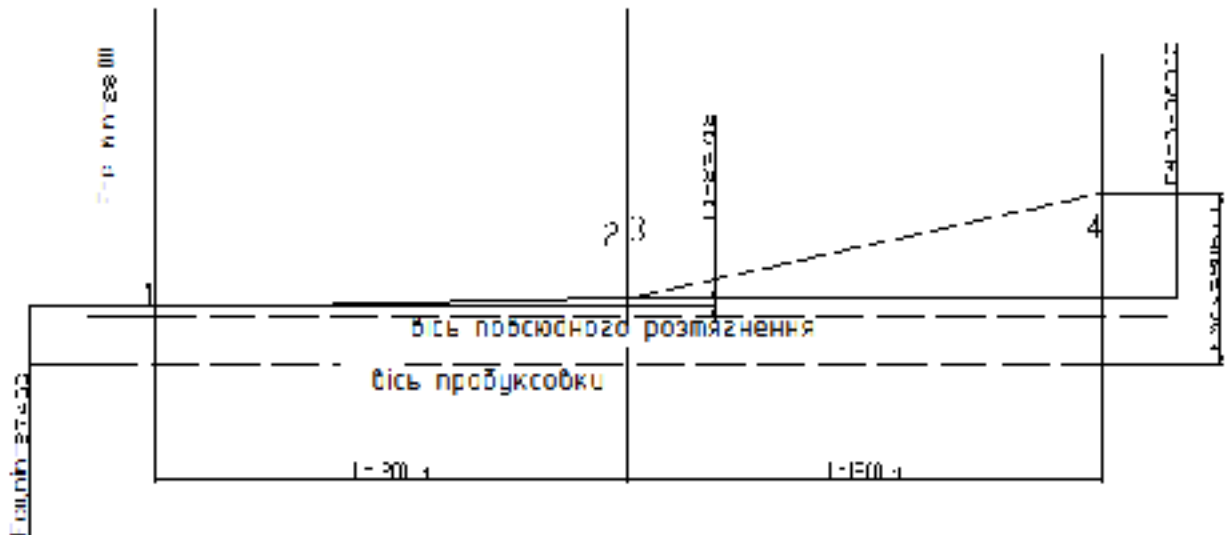


Рисунок 2.9 – Діаграма натягу стрічки дільничного конвеєру

Максимальний натяг стрічки

$$F_{\text{max}} = F_{1-2} + F_{4-3} + F_{1\text{ min}} = 712 + 52505 + 27453 = 80670(\text{H});$$

Визначаємо руйнівний натяг стрічки

$$F_{\text{розр}} = 9.81 \cdot i \cdot B \cdot \sigma_{\text{сп}} = 9.81 \cdot 5 \cdot 80 \cdot 100 = 392400(\text{H});$$

де: $\sigma_{\text{сп}} = 100$ Н/мм – межа міцності однієї прокладки;

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

$$n = \frac{F_{\text{max}} \cdot m}{F_{\text{розр}}} = \frac{80670 \cdot 8}{392400} = 1,64(\text{шт});$$

$m = 8-10$ – запас міцності для гумотканинних стрічок.

Потужність двигуна

$$N_{\text{расч}} = \frac{F_{\text{н-с}} \cdot V_{\text{мин}} \cdot k_{\text{расч}}}{1000\eta} = \frac{53217 \cdot 1,6 \cdot 1,15}{1000 \cdot 0,92} = 106(\text{кВт});$$

$k=1,1-1,2$ – коефіцієнт режиму, що враховує нерівномірність розподілу потужності двигунів для двоприводних конвеєрів.

За результатами розрахунку видно, що мінімально можливу кількість конвеєрів типу 1ЛТ-80 в дільничній виробці становить 3 штуки по 400 м кожен.

Остаточно на збірному штреку до установки приймаємо три конвеєра типу 1ЛТ80 з довжиною транспортування $L = 400$ м кожен.

2.6 Вентиляція виробничої дільниці

Витрата повітря для очисних і підготовчих виробок проведено на ПЕОМ. Вихідні дані і результати розрахунків наведені в таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 – Вихідні дані

Початкові дані	Значення
Глибина зони метанових газів H_0 , м	200
Глибина розробки H , м	205
Довжина очисної виробки $L_{\text{оч}}$, м	180
Природна метанонасність пласта X , м ³ /т	6,9
Пластова вологість вугілля W , %	13,2
Зольність вугілля A_z , %	9,2
Вихід летючих речовин V_r , %	41,6
Повна потужність вугільних пачок пласта M_n , м	0,75
Виймальна корисна потужність пласта M_v , м	0,75
Виймальна потужність пласта з урахуванням породних прошарків $M_{\text{в.пр.}}$, м	0,95
Швидкість посування очисного забою $V_{\text{оч}}$, м/доб.	4,0
Кут падіння пласта, град.	2
Час з моменту закінчення проведення підготовчої виробки до початку очисних робіт, доб.	50
Кількість охоронних ціликів, шт.	0
Ширина охоронного цілика, м	0,0

Зважаючи на те що розрахунки велись із використанням ПЕОМ, то результати наведемо у вигляді скрин-шотів.

Символ	h _{сп} , м	H _{сп} , м	X _{сп} , м ³ /т	W _{сп} , %	A _{сп} , %	V _{доф} , %
c8v	1,0	95	5,1	19,0	8,5	98,2

Характеристики надроблювального шару, надроблювача на роторному Мр-60 м і на надроблювальному шару

Символ	h _{сп} , м	H _{сп} , м	X _{сп} , м ³ /т	W _{сп} , %	A _{сп} , %	V _{доф} , %
c5v	0,3	30	7,1	10,2	0,4	40,0
c4	0,6	54	9,2	19,0	7,8	40

РЕЗУЛЬТАТ ПЛОСТА

q _{пл}	q _{сп.п}	q _{сп.н}	q _{пор.}	q _{г.п}	q _{г.н}	q _{г.н}
м ³ /с	м ³ /с	м ³ /с	м ³ /с	м ³ /с	м ³ /с	м ³ /с
5,50	0,69	0,69	0,47	2,67	4,76	7,44

Рисунок 2.10 – Результати розрахунку метановиділення із вміщуючих порід

Хідже	q _{пл}	q _{сп.п}	q _{сп.н}	q _{пор.}	q _{г.п}	q _{г.н}	q _{г.н}	q _{г.н}	q _{г.н}	q _{г.н}
пласта	м ³ /с	м ³ /с	м ³ /с	м ³ /с	м ³ /с	м ³ /с	м ³ /с	м ³ /с	м ³ /с	м ³ /с
c4	0	0	0	0,47	2,67	4,76	7,44	0,015	0,022	0,0000

Рисунок 2.11 – Результати розрахунку метановиділення із гірничих виробок

За результатами розрахунків витрата повітря для очисної виробки прийнятий за газовим фактором: $Q_{оч}=6,4 \text{ м}^3/\text{с}$. Витрата повітря для виїмкової дільниці: $Q_{вч}=9,6 \text{ м}^3/\text{с}$.

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку за газовим фактором $A_{max}=1892 \text{ т/доб}$. більше розрахункового навантаження $A_p=724 \text{ т/доб}$. [6, 7].

Для управління покрівлею – повне обвалення умови виконуються.

Прийнята вентиляторна установка здатна забезпечити провітрювання очисної виробки.

2.7 Охорона праці

У цьому підрозділі розроблено заходи щодо комплексного знепилювання очисних робіт.

Зробимо вибір заходів по боротьбі з пилом в очисному забої [8].

Питоме пиловиділення при роботі комбайна в лаві без засобів пилопридушення

$$q_n = q_{нз} \cdot V \cdot k_k = 30 \cdot 1,6 \cdot 1 = 48 (г/м)$$

$$q_n = 30 \cdot 0,5 \cdot 0,33 = 5 (г/м);$$

де q_n – питомий пиловиділення шахтопласта, що характеризує сумарний вміст в зруйнованому вугіллі частинок розміром 70 мкм, здатних переходити у зважений стан для умов виїмки вугілля з еталонним виконавчим органом, постійним режимом руйнування вугілля при будь-яких гірничотехнічних умовах і швидкості руху повітряного струменя рівній 1 м/с;

V – швидкість руху повітря, м/с;

k_k – коефіцієнт, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на утворення і виділення пилу.

Схема пилопридушення зрошенням і пиловловлювання на добувній ділянці наведена на рис. 2.12.

Залишкова запиленість повітря в очисних вибоях на відстані 5–8 м від місця роботи комбайна за ходом вентиляційного струменя при застосуванні комплексу забезпечують заходів

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot q_{п.оч} \cdot P_{оч} \cdot k_v \cdot k_c}{Q_{оч}} (мг/м^3)$$

де $q_{п.оч}$ – питоме пиловиділення при роботі комбайна, г/т;

$P_{оч}$ – продуктивність комбайна, т/хв;

$Q_{оч}$ – витрата повітря через лаву, м³/хв;

k_v – коефіцієнт, що враховує вплив швидкості руху вентиляційного струменя в очисному заборі на запиленість повітря;

k_c – коефіцієнт, що враховує ефективність комплексу заходів в очисному заборі

$$k_c = (1 - \mathcal{E}_1) \cdot \dots \cdot (1 - \mathcal{E}_n) = (1 - 0,83) \cdot (1 - 0,9) = 0,017$$

де $\mathcal{E}_1 \dots \mathcal{E}_n$ - ефективність окремих заходів, частки од.

$$C_{ov} = \frac{1000 \cdot 48 \cdot 1,43 \cdot 1 \cdot 0,017}{7,9 \cdot 60} = 2,46 (\text{мг} / \text{м}^3)$$

Залишкова запиленість $2,46 \text{ мг/м}^3$ перевищує санітарні норми (гранично-допустима концентрація - 2% при вмісті в пилу двоокису кремнію понад 10%).

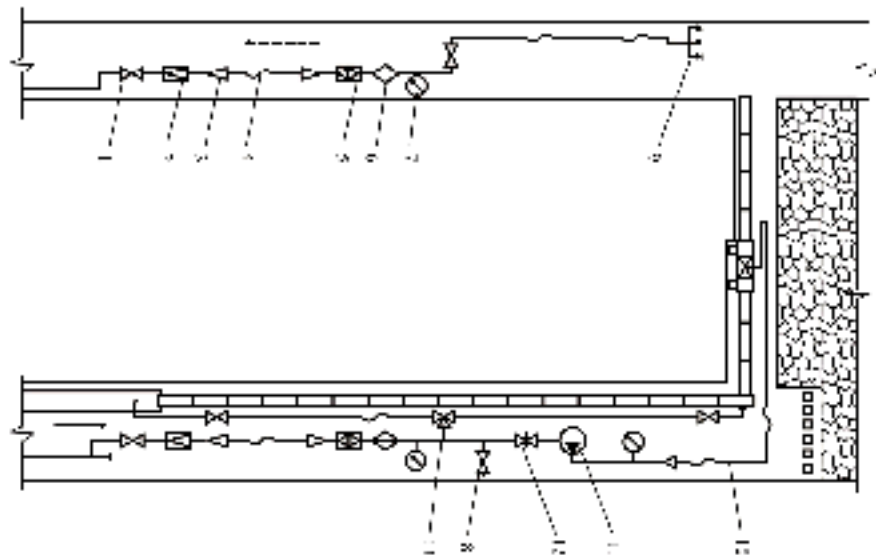
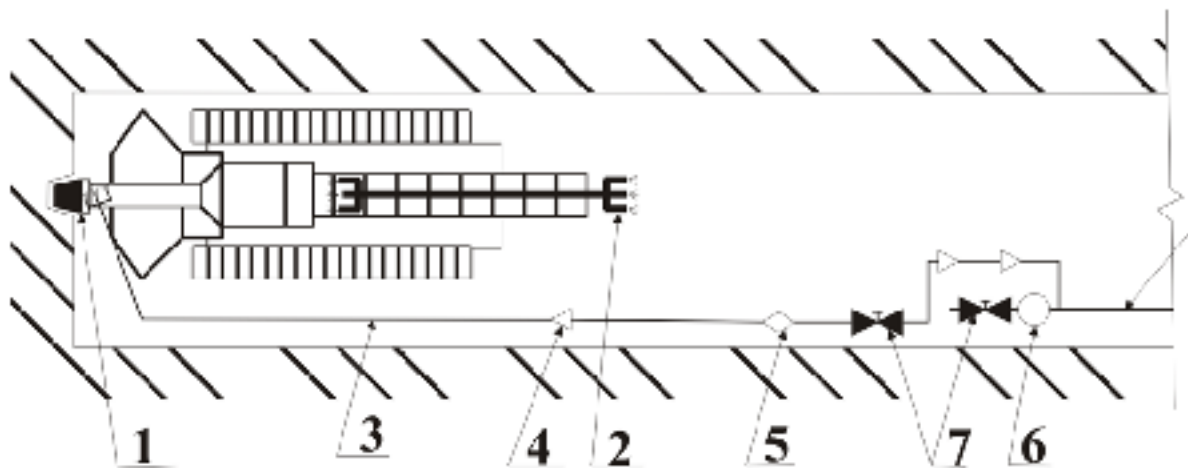


Рисунок 2.12 – Схема пилопридушення зрошенням і пиловловлювання:
 1 - вентиль фланцевий; 2 - клапан редукційний; 3 - перехідник 32/50; 4 - рукав напірний; 5 - фільтр штрековий; 6 - дозатор змочувача; 7 - манометр; 8 - кран проходний; 9 - завіса водяна; 10 - водопровід забійний; 11 - насосна установка; 12 - вентиль електромагнітний; 13 - кран триходовий муфтовий;

Для боротьби з пилом застосовують високонапірне зрошення і зрошення з подачею води в зону різання. На комбайні КА-80 встановимо форсунки КФ 1,6-75 з витратою води 23,5 м³/добу.

Пилопридушення при роботі проходницьких комбайнів.

Для боротьби з пилом застосовують високонапірне зрошення з тиском рідини не менше 1,2 МПа і подачею води в зону різання [9]. Розроблена схема розташування пилопридушення обладнання показана на рис. 2.13.



1 -форсунка зовнішнього зрошення; 2 - зрошувальний пристрій; 3 - рукав напірний; 4 - перехідна муфта; 5 - дозатор; 6 - манометр; 7 – вентиль

Рисунок 2.13 – Схема розташування обладнання для пилопридушення

Добові витрати води на зрошення

$$Q_{\text{зм}} = 10^{-3} \cdot k \cdot \sum V \cdot q = 10^{-3} \cdot 1,1 \cdot (10,4 \cdot 125 \cdot 2,0 / 30) \cdot 40 = 3,81 (\text{м}^3 / \text{сут})$$

де k – коефіцієнт, що враховує незаплановані втрати води;

V – добовий об'єм робіт, т/доб.;

q – питомі витрати оди по окремим процесам, л/т;

Необхідна кількість форсунок для зрошення

$$n = \frac{Q_{\text{зм}}}{3,13 \cdot a \cdot \sqrt{p}} = \frac{3,81}{3,13 \cdot 1,6 \cdot \sqrt{2}} = 0,54(\text{шт})$$

де Q – витрати води на зрошення, л/хв.;

a – коефіцієнт витрат води форсункою;

p – тиск води в форсунці, МПа.

На комбайні ІГПКС встановлюємо 1 форсунку типу КФ 1,6-75 з витратами води 7,01 м³/доб.

2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутку корисної копалини

Собівартість включає в себе наступні елементи витрат:

1. Заробітна плата (основна і додаткова).
2. Нарахування на заробітну плату.
3. Допоміжні матеріали.
4. Електроенергія.
5. Амортизаційні відрахування

Зважаючи на те, що собівартість впродовж року змінюється та відсутні об'єктивні дані собівартість розраховуємо в умовних одиницях (у.о.) це дозволить прорахувати отримане рішення у часовій перспективі.

Собівартість 1 т вугілля по дільниці на основі розрахованих раніше витрат зводимо в таблицю 2.3.

Таблиця 2.3 – Калькуляція собівартості вугілля за елементами витрат

	Витрати, у.о.			
	по проекту		по факту	
	на 1т	на весь об'єм	на 1т	на весь об'єм
1 Матеріальні витрати	60,4	72480000	57,9	72954000
1.1 Паливо	1,1	1320000	1,1	1386000
1.2 Електроенергія зі сторони	34,5	41400000	32,8	41328000
1.3 Послуги виробничого характеру	9	10800000	9	11340000
1.4 Допоміжні матеріали	15,8	18960000	15	18900000
2. Витрати на оплату праці	136,8	164160000	127,9	161154000
3. Нарахування на витрати	50,6	60720000	47,3	59598000
4. Амортизація основних фондів	100,1	121200000	84	108840000
5. Інші грошові витрати	8,5	10200000	8,5	10710000
Невиробничі витрати	7,5	9000000	7,5	9450000
Повна собівартість	364,8	437760000	333,1	419706000
Валові витрати	284	340800000	256	322560000

Загальний техніко-економічний аналіз запропонованого рішення наведено в таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 – Техніко-економічний аналіз прийнятого рішення

Найменування показників	Одиниця вимір.	Величина показників		Відхилення значень від проектних	
		проект	факт	±	%
Потужність шахти	тис. т	1120	1000	120	10,71
Кількість очисних вибоїв	лава	3	4		
Навантаження на лаву	т/доб.	3x1244	4x795		
Число робочих днів	доб.	300	300	0	0
Число робочих змін	змін	4	4	0	0
Число змін з видобутку	змін	3	3	0	0
Вартість основних фондів	млн. у.о.	84,498	78,569	2,39	0,80
Списочний штат:					
Працівників з видобутку	чол.	2270	2341		
Робітників на очисних роботах	чол.	570	570		
Працівників на шахті	чол.	2938	3009		
Змінна продуктивність праці:					
Робітника на очисних роботах	т/міс	1,8	1,7	0,1	5,56
Робітника з видобутку вугілля	т/міс	7,3	7	0,3	4,11
Річна продуктивність праці:	т/рік				

Найменування показників	Одиниця вимір.	Величина показників		Відхилення значень від проектних	
		проект	факт	±	%
Працівника з видобутку	т/рік	555	512,6	42,4	7,64
Працівника по шахті		428,8	298,8	130	30,32
Валові витрати	тис. у.о./рік	322560	340800	-18240,0	-5,65
Амортизаційні відрахування	тис. у.о./рік	121200	108840	12360,0 0	10,20
Валовий дохід	тис. у.о./рік	560250	500250	60000,0	10,71
Собівартість вугілля	у.о./т	500	500	0	0
Скорегований прибуток (збиток)	тис. у.о./рік	116490	50610	65880,0	56,55
Чистий прибуток (збиток)	тис. у.о./рік	89697,3	38969,7	50727,6	56,55
Загальна рентабельність виробництва	%	4,04	1,75	2,29	56,68
Розрахункова рентабельність виробництва	%	3,11	1,35	1,76	56,59
Річний економічний ефект по проекту	тис.	5173,5			

В результаті впровадження нової техніки, підвищились темпи проходження підготовчих виробок, що дозволило швидше перейти до вводу нових очисних вибоїв. Окрім цього покращились умови праці, а також спостерігається економія матеріалів.

Річний економічний ефект за проектом становить 5,17 млн. у.о.

2.9 Висновки

1. В процесі виконання роботи було розроблено технологію проведення виїмкових виробок, яка дозволить пришвидшити темпи проведення підготовчих виробок за рахунок використання внутрішніх резервів прохідницьких бригад та правильної організації праці.

2. Було встановлено та визначено для заданих гірничо – геологічних умов наступні параметри: обрано способи кріплення виробок; проведено техніко-економічний аналіз показників очисного вибою; запропоновано найбільш правильні і ефективні технологічні рішення, що дозволило досягти

економічного ефекту. Для впровадження наведеного рішення описано технологічні схеми комбайнової проходки, а також наведено порядок роботи прохідницьких бригад.

3. Перехід на пакетно-контейнерний спосіб доставки вантажів, запропоновану схему відпрацювання виробки прохідницьким комбайном дозволить пришвидшити темпи проходження виробок на 15%. В результаті впровадження нової техніки, підвищились темпи проходження підготовчих виробок, що дозволило швидше перейти до вводу нових очисних вибоїв. Річний економічний ефект за проектом становить 5,17 млн. у.о.

4. Зроблено розрахунок транспортного ланцюжку від очисного вибою до магістрального штреку при зміні техніки для відпрацювання пласта, а також вентиляції виїмкової ділянки.

ВИСНОВКИ

В результаті виконання кваліфікаційної роботи запропоновано нову структуру технологічного циклу із проведення виймальних виробок. Запропоновано використовувати для проведення прохідницьких робіт комбайн ІГПКС замість 4ПП-2, окрім цього розраховано параметри прохідницьких робіт, які дозволяють підвищити стійкість бокових порід виймальних виробок. Також наведено технологію виконання прийнятого рішення.

Перехід на пакетно-контейнерний спосіб доставки вантажів, запропоновану схему відпрацювання виробки прохідницьким комбайном дозволить пришвидшити темпи проходження виробок на 15%. В результаті впровадження нової техніки, підвищились темпи проходження підготовчих виробок, що дозволило швидше перейти до вводу нових очисних вибоїв. Окрім цього, застосування вузлу підсилення кріплення дозволить підвищити стійкість бокових порід виймальної виробки. Річний економічний ефект за проектом становить 5,17 млн. у.о.

Зроблено розрахунок транспортного ланцюжка від очисного вибою до магістрального штреку при зміні техніки для відпрацювання пласта, а також вентиляції виїмкової ділянки.

Перехід на комбайновий спосіб проведення виробок забезпечить пришвидшити темпи вводу нових очисних вибоїв за рахунок збільшення продуктивності праці прохідницьких бригад.

Кошти, отримані від застосування технологічних рішень можна вкласти в оновлення матеріально-технічної бази шахти. Адже сучасні комплекси машин і механізмів дозволяють забезпечувати високі навантаження на очисні вибої.

Остаточо приймаємо для підвищення стійкості вузол посиленого кріплення, а також застосуємо анкерне кріплення.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки в угольних шахтах/ НПАОП 10.0-1.01-10. – Інформаційно-аналітичний центр «ЛІГА», 2010. – 432 с.
2. Транспорт на гірничих підприємствах: Підручник для вузів. – 3-є вид. / Заг. редактування доповнень проф. М.Я. Біліченка – Д.НГУ, 2005. – 636с.
3. Збірник задач з дисципліни «Основи теорії транспорту»: Навч. посібник / М.Я. Біліченко, Є.А. Коровяка, П.А. Дьячков, В.О. Расцветасв – Д.: НГУ, 2007. – 151 с.
4. Розрахунок шахтного локомотивного транспорту: навч. посіб. / О.О. Ренгевич, О.М. Коптовець, П.А. Дьячков, Є.А. Коровяка; М-во освіти і науки України. «Нац. гірн. ун-т». – Д.: НГУ, 2007. – 83 с.
5. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт.– Донецьк: Касіопея, 2004.– 292 с.
6. Довідник з гірничого обладнання дільниць вугільних і сланцевих шахт: навч. посібник / М.М. Табаченко, Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський та ін. – Д.: НГУ, 2012. – 432 с.
7. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин: Підручник для вузів / Бондаренко В.І., Кузьменко О.М., Грядущий Ю.Б., Гайдук В.А., Колоколов О.В., Табаченко М.М., Почепов В.М. – Дніпропетровськ, 2004. – 708 с.
8. НПАОП 0.00-1.66-13. Правила безпеки під час поведження з вибуховими матеріалами промислового призначення. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – Київ: Норматив, 2013. – 127 с.
9. НПАОП 0.00-1.77-16. Правила безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом. – Затв. Наказом Мін. соціальної політики України 23.12.2016. – Київ: Норматив, 2016. – 178 с.
10. Програма та методичні вказівки до виконання кваліфікаційної роботи бакалавра спеціальності 184 Гірництво (освітньо-професійна програма «Гірництво», блок 1 «Підземна розробка родовищ» та блок 2 «Інжиніринг гірництва») / Упоряд.: В.В. Фомичов, В.М. Почепов, О.Р. Мамайкін, В.В. Лапко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро : НТУ «ДП», 2019. – 24 с.

