

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 Євсігнєв Миколай Олександрович
(П.І.Б.)

академічної групи 184-18-5 ГФ
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології проведення виїмкової виробки
пласта С₆ шахти «Терновська» 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				
Рецензент				
Нормоконтролер	доц. Мамайкін О.Р.			

Дніпро
2020

ЗАТВЕРДЖЕНО:

завідувач кафедри

Гірничої інженерії та освіти

(повна назва)

проф. Бондаренко В.І.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«_____» _____ 2020 року

ЗАВДАННЯ**на кваліфікаційну роботу****ступеня** бакалавра

(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студенту Євсігнєєв М.О.

(прізвище та ініціали)

академічної групи 184-18-5 ГФ

(шифр)

спеціальності 184 Гірництво

(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво

(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології проведення виїмкової виробкипласта С₆ шахти «Терновська» 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.	22.04.2020 р.
Розділ 2	Обґрунтування технологічних та технічних рішень (заходів). Розрахунок параметрів. Транспорт та вентиляція.	28.05.2020 р.
Охорона праці	Заходи з охорони праці та підтримання нормальних умов праці, технічні засоби для їх реалізації.	10.06.2020 р.

Завдання видано _____

(підпис керівника)

Мамайкін О.Р.

(прізвище, ініціали)

Дата видачі 06.04.2020 р.Дата подання до екзаменаційної комісії 15.06.2020 р.

Прийнято до виконання _____

(підпис студента)

Євсігнєєв М.О.

(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 44 аркуші друкованого тексту, 11 рисунків, 6 таблиць, 10 джерел.

Ідея кваліфікаційної роботи полягає в розробці та використанні економіко-математичних моделей для обґрунтування параметрів технології проведення виїмкової виробки пласта С₆ шахти «Терновська» 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 щодо боротьби з пилом, розглянуті шкідливі і небезпечні фактори, а також шляхи підвищення безпеки праці.

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 шахт ПрАТ "Павлоградвугілля".

ШАХТА, АНАЛІЗ ВИРОБНИЧОЇ СИТУАЦІЇ, ПІДГОТОВЧІ ВИРОБКИ, ОХОРОНА ПРАЦІ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

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	24
2.4 Організація робіт на виробничій дільниці	26
2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці	29
2.6Вентиляція виробничої дільниці	32
2.7Охорона праці	35
2.8Розрахунок собівартості 1 т видобутої корисної копалини	39
2.9 Висновки	41
Висновки	43
Перелік посилань	44

ВСТУП

В даний час одними з основних напрямків економічного і соціального розвитку України є збільшення обсягів видобутку вугілля поліпшення його якості і підвищення ефективності роботи вуглевидобувної галузі. Для вирішення цих завдань, поряд з удосконаленням техніки і технології, необхідно реконструювати шахтний фонд в напрямку концентрації гірничих робіт, поліпшення планування підготовчих виробок з метою скорочення трудомісткості і вартості їх підтримки, підвищення ефективності роботи прохідницького і видобувної обладнання.

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 проведення виїмкових 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 розділі цієї кваліфікаційної роботи.

1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Місце розташування підприємства

В адміністративному відношенні шахта «Терновська» 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 покрівлею – 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 1 МДМ; для пластів C_6 , C_5^H і C_4^H – комплекси КД80, а в перспективі 1МКД-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 «Терновська».

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

Причини, які стримують розвиток гірських робіт і не дають можливості ритмічно працювати для досягнення більш високої виробничої потужності, а також заходи щодо їх усунення 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. Спадний порядок відпрацювання вугільних пластів	Схема розкриття	Забезпечення розвантаження гірського масиву по всій виїмкових площі зі зниженням загазованості, підвищенням безпеки робіт.
2. Групування	Схема	Концентрація гірничих робіт, зменшення

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
пластів	підготовки	обсягів і протяжності одночасно підтримуваних виробок, спрощення схем транспорту і вентиляції.
3. Обладнання очисних вибоїв комплексами нового технічного рівня 1КД90	Система розробки	Зниження трудомісткості і підвищення безпеки ведення очисних робіт, підвищення навантаження на очисний вибій.
4. Застосування нових ефективних конструкцій кріплень КШС і КШПУ з спецпрофіля для кріплення гірничих виробок	Підготовчі роботи	Скорочення витрат на ремонтно-відновлювальні роботи до 150 грн. на 1 м виробки.
5. Проведення підготовчих виробок із застосуванням прохідницьких комбайнів типу 4ПП-2М	Підготовчі роботи	Дозволяє проходити вироблення по породам з міцністю до $f = 6$ і перетином в проходці до 25 м ² і забезпечує підвищення темпів проходки в 1,5 рази, а продуктивність праці в 2÷2,2 рази
6. Заміна нагнітального провітрювання підготовчих виробок і вантажних пунктів на відсмоктування	Підготовчі роботи	Зниження рівня запиленості на робочих місцях в 60-80 разів. Підвищення продуктивності, поліпшення умов роботи, забезпечення безпеки і гігієни.
7. Вертикальні вугільні (породні) бункера великої місткості	Скорочення транспортних потоків на підземному транспорті	Забезпечення незалежної роботи транспорту і очисних вибоїв, підвищення надійності технологічних схем, збільшення коефіцієнта машинного часу очисного або прохідницького обладнання.
8. Механізований бункер в ланцюзі конвеєрів дільничного і	Підземний транспорт	Підвищення коефіцієнта машинного часу очисного обладнання, збільшення навантаження на лаву.

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
магістрального транспорту		
9. Зміна організації робіт при демонтажі механізованого комплексу	Очисні роботи	Зниження часу кінцевих операцій, що припадають на 1 т.с.д. Скорочення витрат на організацію робіт, що сприятиме зниженню собівартості видобутку.

Із аналізу таблиці 1.2 виникає необхідність інтенсифікації прохідницьких робіт, зокрема за рахунок пришвидшення темпів їх проведення.

На підставі цього можна сформулювати тему наступного розділу, який полягає у виборі найбільш економічно вигідного і технологічно доцільного варіанту інтенсифікації прохідницьких робіт на на пласті С₆ шахти «Терновська».

1.4. Висновки

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

- провести часткову заміну застарілого обладнання на нове, більш досконале;
- застосовувати системи розробки, що дозволяють застосовувати повторне використання виїмкових штреків;
- 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 видобувних 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 на проект

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 склало 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 вагтажної 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 посднується: 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

$$B_1 = p + A_1 + m, \text{ м}$$

де p – ширина проходу для людей – 700 мм ;

A_1 – ширина рухомого складу – 1240 мм ;

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

$$B_1 = 700 + 1240 + 400 = 2340 \text{ мм.}$$

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 11,0 м² в світлі, і 13,3 м² «в чорні», закріплену кріпленням КШПУ- 11,1 (рис 2.1).

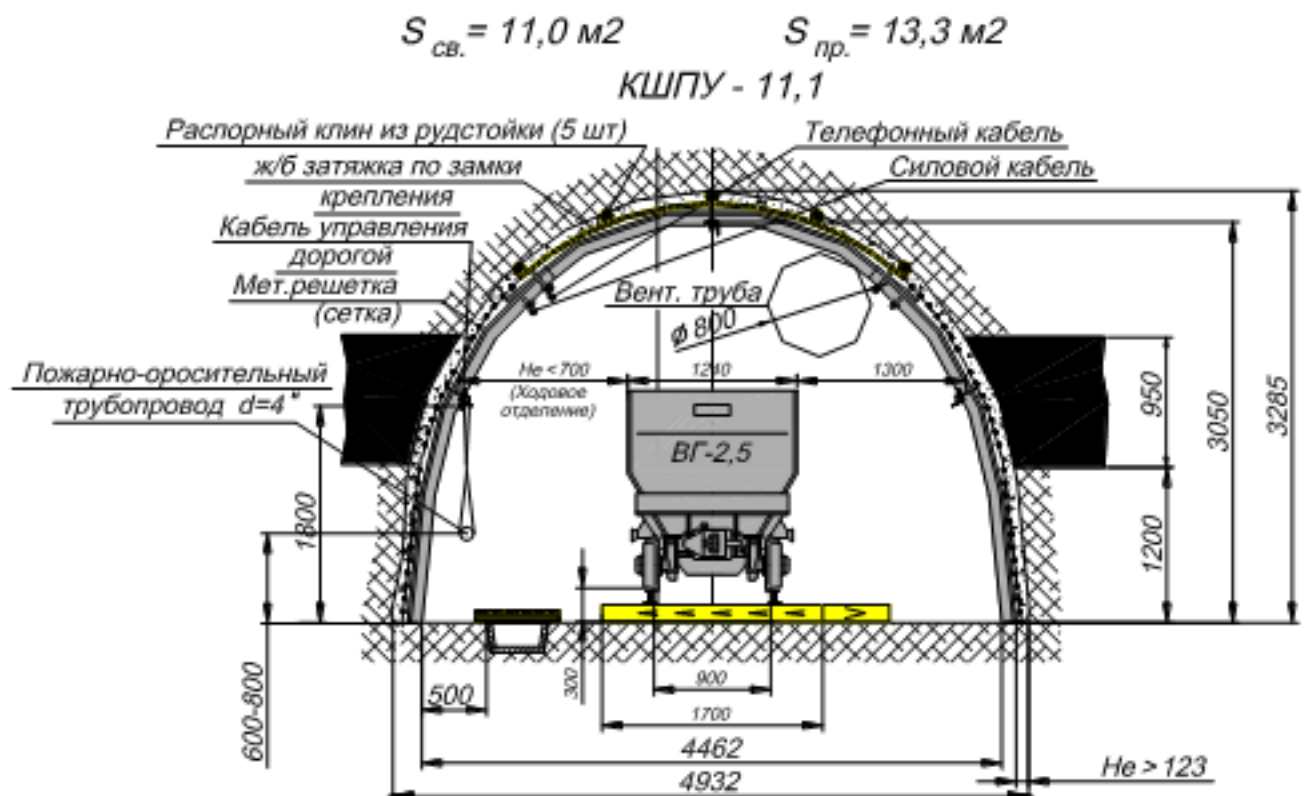


Рисунок 2.1 – Креслення перерізу виймальної виробки

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 – 800 т/доб.;

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

k – коефіцієнт нерівномірності транспортування – 1,45;

$S_{\text{св}}$ – площа виробки у світлі – 11,0 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.

$$V = \frac{800 \cdot 1,45 \cdot 5,7}{11,0 \cdot 1 \cdot 864} = 0,7 \text{ м/с} < 6 \text{ м/с}.$$

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 металевго кріплення гірничих виробок». Виробка, що проводиться поза впливом очисних робіт в умовах пологого падіння.

Визначаємо розрахункову міцність порід

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

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, $b = 4,93 \text{ м}$

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

Порід ґрунту – на глибину 4,93 м .

Розрахункова міцність порід покрівлі дорівнює

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

де m_1 – потужність першого шару, $m_1 = 2,34 \text{ м}$;

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;

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

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

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

для ґрунту

$$R_{\text{с.пл}} = (R_{\text{с5}} \cdot m_4 + R_{\text{с4}} \cdot m_{\text{пл}} + R_{\text{с5}} \cdot m_5 + R_{\text{с6}} \cdot m_6) / (m_4 + m_{\text{пл}} + m_5 + m_6)$$

де $m_4 = 1,86$ м;

$m_5 = 0,7$ м;

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

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

в боках виробки

$$R_{\text{с6}} = (R_{\text{с5}} \cdot m_4 + R_{\text{с4}} \cdot m_{\text{пл}} + R_{\text{с5}} \cdot m_5) / (m_4 + m_{\text{пл}} + m_5), \text{ МПа}$$

$$R_{\text{с6}} = (36 \cdot 1,86 + 13,5 \cdot 0,7 + 35 \cdot 0,8) / (1,86 + 1,05 + 0,8) = 31,3 \text{ МПа}$$

Зсув порід визначається за формулою

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

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;

$V_{T_{кр}} = 70$ мм;

$V_{T_{пч}} = 30$ мм;

$V_{T_6} = 150$ мм.

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

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

$$V_6 = 1 \cdot 0,35 \cdot 0,472 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 150 = 24,8 \text{ мм}$$

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

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

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

Навантаження на 1 м виробки розраховуємо за формулою

$$P = k_{II} \cdot k_H \cdot k_{IP} \cdot b \cdot p^H, \text{ кН/м}$$

де $k_{II} = 1,1$;

$k_H = 1$;

$k_{IP} = 0,6$ (при $H_P/R_{CP} = 470 / 47,4 = 9,1$);

де $R_{CP} = (R_{ЗКР} \cdot R_{СПЧ}) / 2 = (40,9 + 53,8) / 2 = 47,4$ МПа;

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

$p^H = 40$ кПа при $V = 49,3$ мм і $b = 4,93$ м ;

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

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

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

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 $N_S=220\text{кН}$ ($N_S = 250 \text{ кН}$).

Вибір щільності кріплення

$$n = P/N_S, \text{ рам/м}$$

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

N_S – несуча здатність кріплення, кН.

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

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

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.

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

$V_{КР} = 49,3 \text{ мм}$, ($V_{КР} = 57,7 \text{ мм}$) – 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-11,1 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 11,1
перетин в світлі	м ²	11,0
перетин в проходці	м ²	13,3
крок установки кріплення	м	0,8
довжина виробки	м	1300
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

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

де,

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

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

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

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

Підставимо

$$N_{\text{цикл}} = \frac{13,3 \cdot 0,8 \cdot 1,3}{2,5 \cdot 0,95} = 5,82 \text{шт}$$

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

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

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

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

$l_{\text{л}}$ – довжина лави, м;

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

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

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

$t_{\text{р.п}}$ – 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.;

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

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. 2.2.

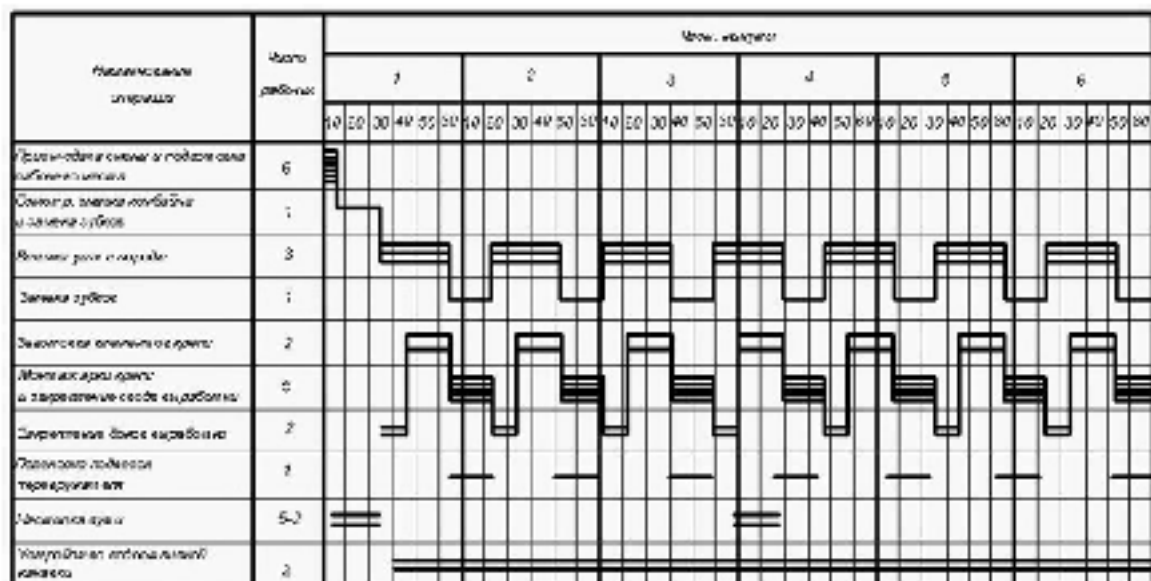


Рисунок 2.2 – Графік з організації робіт по проведенню штреку

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. 2.3.

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.

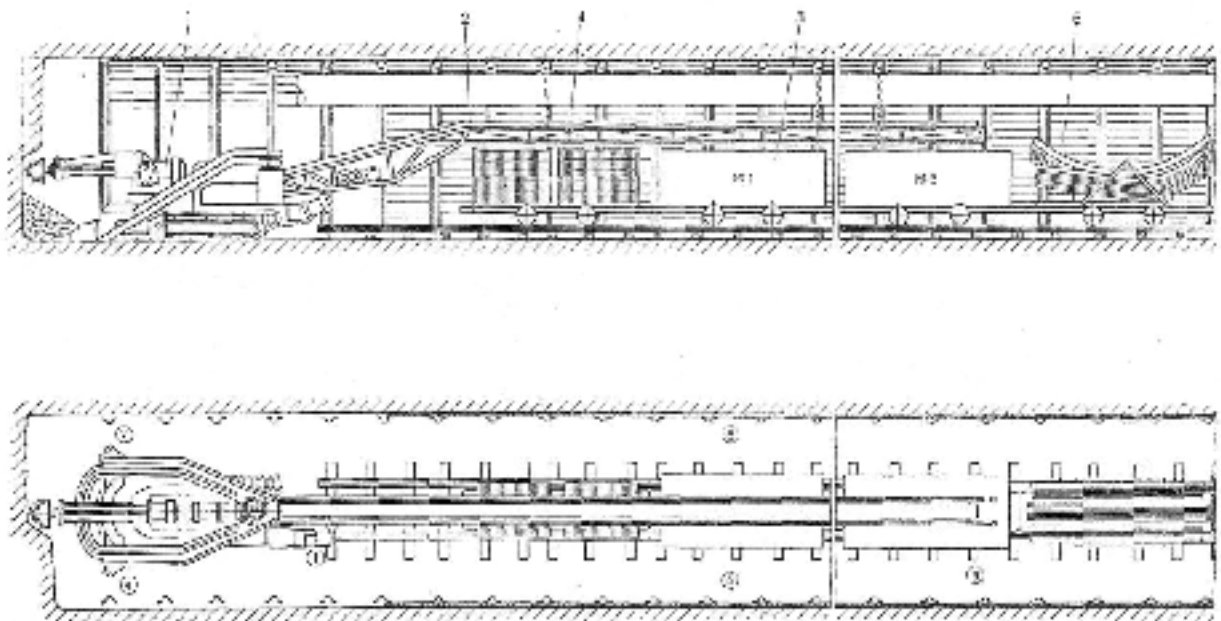


Рисунок 2.3 – Технологічна схема проведення виробки із застосуванням пакетно-контейнерної доставки

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.

Між робочими розподіляються обов'язки, які повинні виконуватися строго за визначеним графіком участі робітників у виробничих процесах (рис. 2.4). Кожен робітник може взяти участь у виконанні роботи, яка не входить в його обов'язки, тільки після виконання роботи, запропонованої йому графіком.

Найменування операцій	Посереда проходження						
	1	2	3	4	5	6	7
Приєм-здача смети							
Осмотр, смазка комбайна и замена зубьев							
Выемка угля и породы							
Закрепление бочок выработки							
Заготовка элементов крепи							
Установка рамы крепи и закрепление кровли							
Зачистка бочок выработки							
Передача подвесок перегружателя							
Параллельное крепление шула							
Монтаж трубопровода	Выполняют в конце смены слесарь и проходчик						
Устройство подоплывной канавки	Выполняют в одну смену 2 рабочих						

Рисунок 2.4 – Діаграма розподілу обов'язків у бригаді

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 бочків 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 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 2.5. Після руйнування порід на 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.

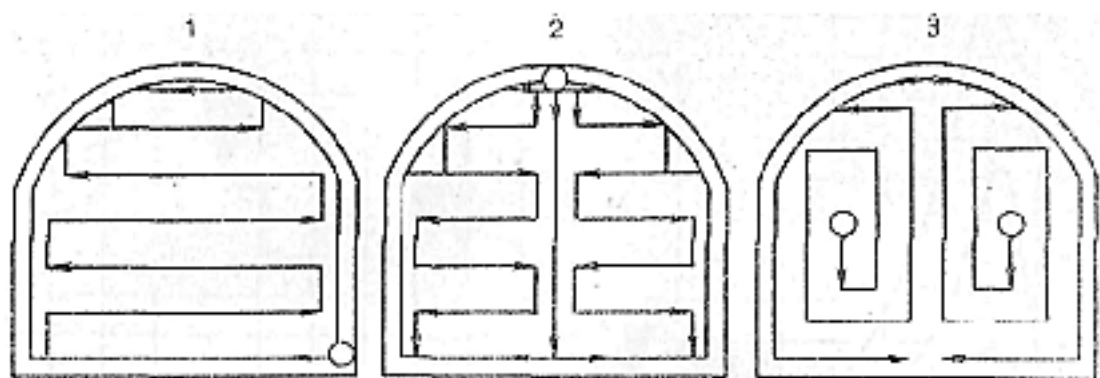


Рисунок 2.5 – Схема відпрацювання виробки прохідницьким комбайном

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.

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).

Попередньо вибираємо конвеєр типу 1ЛТ80 з наступними технічними характеристиками: швидкість руху стрічки – 1,6 м/с; максимальна продуктивність – 330 т/год; приймальня здатність – 6,5 м³/хв; сумарна потужність приводу (для одного конвеєра) – 40 кВт; стрічка – 2Шх800х4хТК; довжина доставки (для одного конвеєра) – 500 м; кількість приводних барабанів – 1; зв'язок між барабанами – з самостійними двигунами; кути обхвату приводних барабанів – 240; тип двигунів – ЕДКОФ43 – 4; Турбомуфти – ГПЕ – 400; діаметр приводних барабанів – 400 сталева поверхня без футировки; діаметр роликів – 89 мм. Покажемо на рис. 2.6 розрахункову схему дільничного конвеєру.

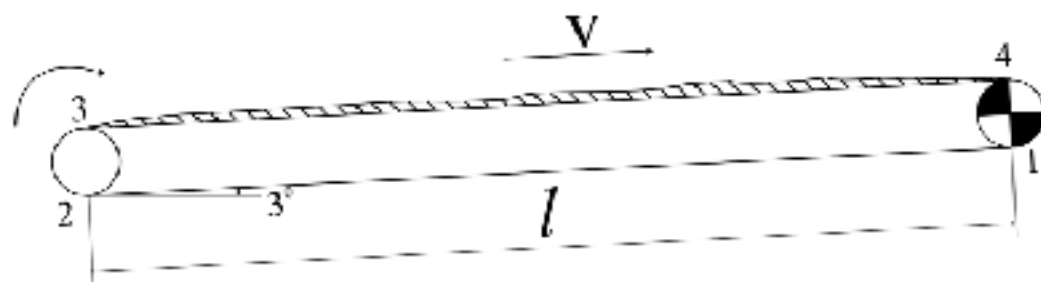


Рисунок 2.6 – Розрахункова схема дільничного конвеєра

Погонні маси рухомих частин
верхніх роликів:

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

нижніх роликкоопор

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

стрічки

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

вантаж

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

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

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

m – маса 1м^2 стрічки;

B – ширина стрічки;

Сила тяги для переміщення гілок

нижньої

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

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

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

$$F_{1-2} = 1200 \cdot 10,4 \cdot 9,81 \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^0 - \sin 3^0) + 1,1 \cdot 1200 \cdot 3,66 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 712(\text{H});$$

верхньої

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

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

Тягове зусилля на приводних барабанах при роботі конвеєра:

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

Мінімальна початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі

$$F_{1\min} = F_{\text{ок.мін}} = \frac{F_{\text{н.д.д}} \cdot k_f}{e^{f \alpha^2} - 1} = \frac{53217 \cdot 1.3}{3.52 - 1} = 27453(n);$$

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

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

Діаграма натягу стрічки при роботі конвеєра наведена нижче (рис. 2.7).

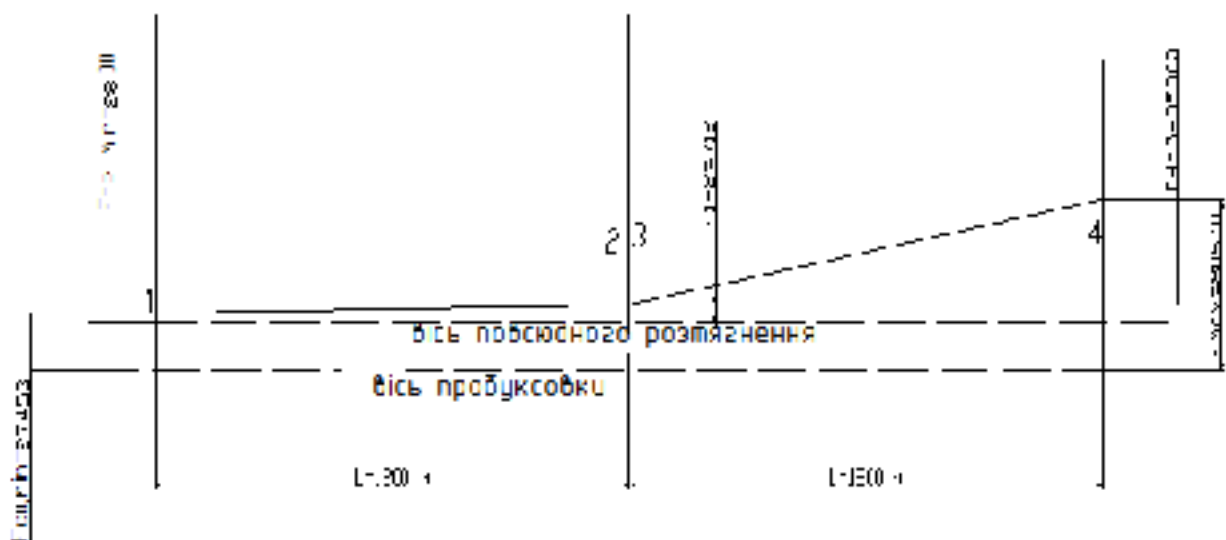


Рисунок 2.7 – Діаграма натягу стрічки дільничного конвеєру

Максимальний натяг стрічки

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

Визначаємо руйнівний натяг стрічки

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

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

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

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

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

Потужність двигуна

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

$k=1,1-1,2$ – 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.

Остаточо 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_3 , %	9,2
Вихід летючих речовин V_r , %	41,6
Повна потужність вугільних пачок пласта M_p , м	0,75
Виймальна корисна потужність пласта M_b , м	0,75

Виймальна потужність пласта з урахуванням породних прошарків $M_{в.пр.}$, м	0,95
Швидкість посування очисного забою $V_{оч}$, 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	мен, м	Кен, м	Хсп, м ³ /т	Wen, %	Авен, %	Vdof, %
свп	1,1	96	6,1	13,0	9,6	38,2
Характеристики надробувальних пластів, наведених на рисунках №-40 м ст розроблюваного пласта.						
Символ	мен, м	Кен, м	Хсп, м ³ /т	Wen, %	Авен, %	Vdof, %
с5v	0,3	30	7,1	13,2	6,4	40,6
с4	0,6	64	9,2	13,0	7,8	40
РЕЗУЛЬТАТИ РАХУНКА						
qпл	qсп.п	qсп.м	qпор.	qв.п	qоч.	qуч.
м ³ /т	м ³ /т	м ³ /т	м ³ /т	м ³ /т	м ³ /т	м ³ /т
5,60	0,63	0,83	0,47	2,67	3,76	7,44

Рисунок 2.8 – Результати розрахунку метановиділення із вміщуючих порід

Індекс пласти	qпл, м ³ /т	qсп.п, м ³ /т	qсп.м, м ³ /т	qпор., м ³ /т	qв.п., м ³ /т	qоч., м ³ /т	qуч., м ³ /т	Qв.п., м ³ /т	Qп., м ³ /т	Qв.п.мак, м ³ /т
с5	0							0,016	0,022	0,0000

Рисунок 2.9 – 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: $Q_{уч} = 9,6 \text{ м}^3/\text{с}$.

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

Для управління покрівлею – повне обвалення умови виконуються.

Прийнята вентиляторна установка здатна забезпечити провітрювання очисної виробки.

На шахті передбачена служба автоматичного газового захисту (АГЗ). Для контролю вмісту газу метану в підготовчих забоях, бортових штреках, в місцях установки розподільних пунктів застосовуємо систему контролю метану типу «Метан», яка подає до оператора АГЗ і гірничому диспетчеру оперативну інформацію, а при підвищенні концентрації метану подає звуковий і світловий сигнал і відключає контрольовану апаратуру.

Для контролю повітря в підготовчих забоях застосовуємо апаратуру типу «Азот». Для контролю та управління ВМП застосовуємо апаратуру «Вітер». Інформація від датчиків подається до оператора АГЗ.

При перевірці складу повітря визначається зміст метану, вуглекислого газу, кисню, а в зарядній камері – водню. Для контролю шахтної атмосфери застосовуються такі технічні засоби.

Для автоматичного управління шахтної вентиляторної установкою, а також для контролю, захисту та сигналізації Харківським електромеханічним заводом (ХЕМЗ) випускається уніфіковане комплектний пристрій автоматизації вентиляторів головного провітрювання УКАВ-М. Всі вузли, деталі, елементи комплектного пристрою, а також контрольно-вимірювальна апаратура та інше розміщена в шафах управління зі складальними одиницями - осередками і з касетами типу БУК-Б, укріпленими на дротяних рамах.

Для безперервного автоматичного контролю вмісту метану безпосередньо на робочих місцях застосовується переносне метан-реле СШ-2 з автономним живленням.

Для експрес визначення змісту отруйних домішок застосовується хімічний газовизначник ГХ-4. Для автоматичного контролю за вмістом метану використовується апаратура АМТ-3.

Для епізодичного контролю атмосфери застосовують переносні шахтні інтерферометри Ш-11, які дозволяють визначити вміст CH_4 і CO при їх одночасній присутності в шахтній атмосфері.

2.7 Охорона праці

У цьому підрозділі розроблено заходи щодо комплексного знепилювання очисних робіт.

Зробимо вибір заходів по боротьбі з пилом в очисному забої.

Питоме пиловиділення при роботі комбайна в лаві без засобів пилопридушення

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

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

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. 2.10.

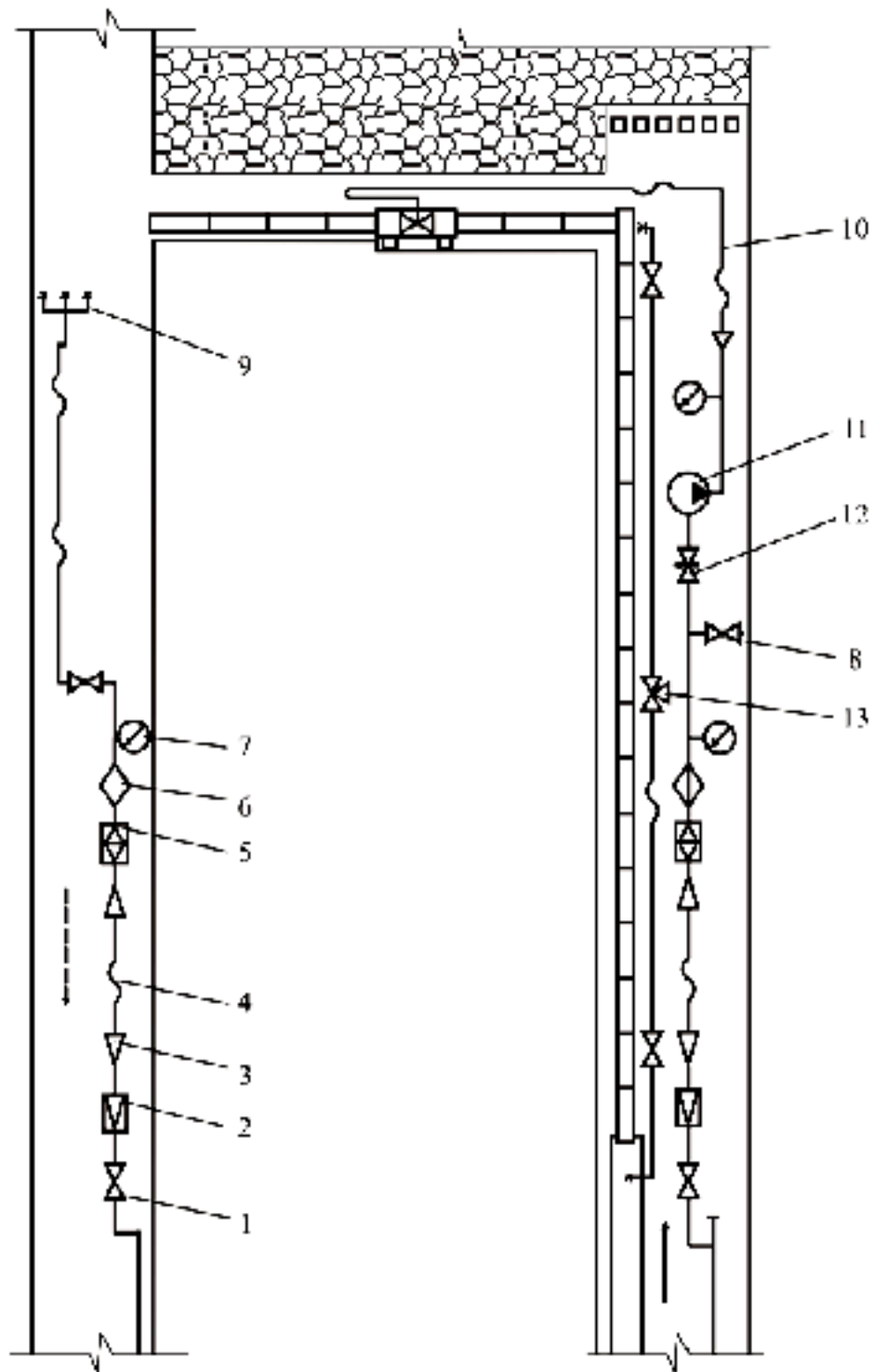


Рисунок 2.10 – Схема пилопридушення зрошенням і пиловловлювання:
 1 - вентиль фланцевий; 2 - клапан редукційний; 3 - перехідник 32/50; 4 - рукав напірний; 5 - фільтр штрековий; 6 - дозатор змочувача; 7 - манометр; 8 - кран прохідний; 9 - завіса водяна; 10 - водопровід забійний; 11 - насосна установка; 12 - вентиль електромагнітний; 13 - кран триходовий муфтовий;

Вибираємо комплекс заходів: зрошення з подачею води в зону різання, пневмогідрозрошення. Оцінка очікуваного рівня запиленості повітря в очисному забої.

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

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

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 забої на запиленість повітря;

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

$$k_c = (1 - \varepsilon_1) \cdot \dots \cdot (1 - \varepsilon_n) = (1 - 0,83) \cdot (1 - 0,9) = 0,017$$

де $\varepsilon_1 \dots \varepsilon_n$ - ефективність окремих заходів, частки од.

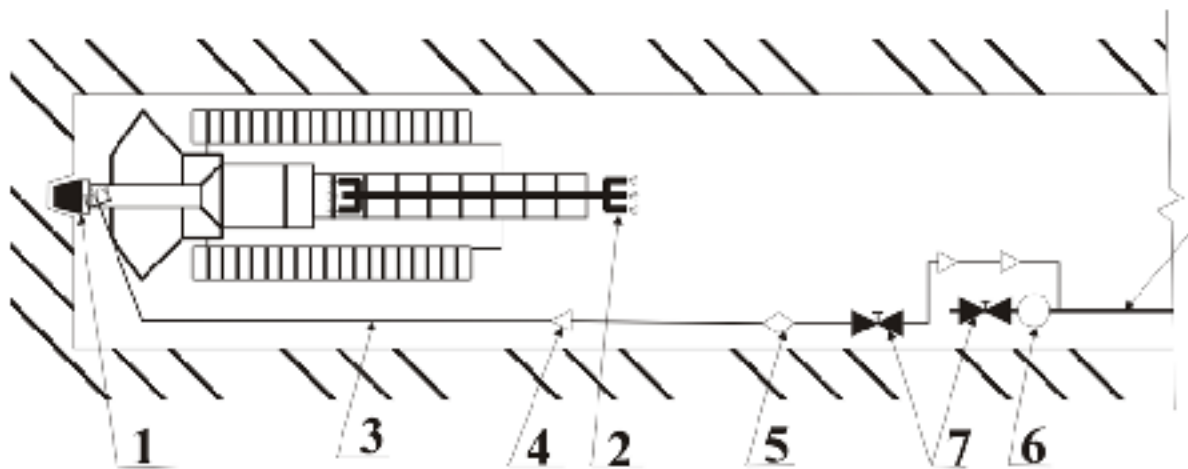
$$C_{oc} = \frac{1000 \cdot 48 \cdot 1,43 \cdot 1 \cdot 0,017}{7,9 \cdot 60} = 2,46 \text{ (мг/м}^3\text{)}$$

Залишкова запиленість 2,46 мг/м³ перевищує санітарні норми (гранично-допустима концентрація - 2% при вмісті в пилу двоокису кремнію понад 10%).

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 прохідницьких комбайнів.

Для боротьби з пилом застосовують високонапірне зрошення з тиском рідини не менше 1,2 МПа і подачею води в зону різання. Розроблена схема розташування пилоприбивні обладнання показана на рис. 2.11.



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

Рисунок 2.11 – Схема розташування обладнання для пило придушення

Добові витрати води на зрошення

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

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

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

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

Елементи витрат	Витрати, у.о.			
	по проекту		по факту	
	на 1т	на весь об'єм	на 1т	на весь об'єм
І Матеріальні витрати	93,89	105814	99,40	102079
1.1 Паливо	12,67	14279	12,67	13014
1.2 Електроенергія зі сторони	19,17	21605	22,34	22948
1.3 Послуги виробничого	34,99	39434	34,99	35934

Елементи витрат	Витрати, у.о.			
	по проекту		по факту	
	на 1т	на весь об'єм	на 1т	на весь об'єм
характеру				
1.4 Допоміжні матеріали	27,06	30497	29,39	30183
2. Витрати на оплату праці	22,86	25763	24,71	25378
3. Нарахування на витрати	11,57	13036	12,50	12841
4. Амортизація основних фондів	45,28	51031	44,65	45854
5. Інші грошові витрати	14,09	15879	14,09	14470
Невиробничі витрати	35,95	40516	35,95	36923
Повна собівартість	223,64	252039	231,30	237545
Валові витрати	178,36	201009	186,65	191692

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	1127	1027	100	9,74
Кількість очисних вибоїв	лава	4	4	0	0,00
Навантаження на лаву	т/доб.	1140	760	380	50,00
Число робочих днів	доб.	300	300	0	0,00
Число робочих змін	змін	4	4	0	0,00
Число змін з видобутку	змін	3	3	0	0,00
Вартість основних фондів	млн. у.о.	441531	429561	11970	2,79
Списочний штат:					
Працівників з видобутку	чол.	2030	2019	11	0,54
Робітників на очисних роботах	чол.	334	323	11	3,41
Працівників на шахті	чол.	2276	2265	11	0,49
Змінна продуктивність праці:					
Робітника на очисних роботах	т/міс	4,36	4,11	0,25	6,08
Робітника з видобутку вугілля	т/міс	0,72	0,66	0,06	9,09
Річна продуктивність праці:					
Працівника з видобутку	т/рік	555,17	508,67	46,5	9,14
Працівника по шахті	т/рік	495,17	453,42	41,75	9,21
Валові витрати	тис. у.о./рік	201009	191692	9317	4,86
Амортизаційні відрахування	тис.	51031	45854	5177	11,29

	у.о./рік				
Валовий дохід	тис. у.о./рік	265972	242372	23600	9,74
Собівартість вугілля	у.о./т	536	536	0	0,00
Скорегований прибуток (збиток)	тис. у.о./рік	13933	4827	9106	188,65
Чистий прибуток (збиток)	тис. у.о./рік	10450	3620	6830	188,67
Загальна рентабельність виробництва	%	2,94	1,04	1,9	182,69
Розрахункова рентабельність виробництва	%	2,20	0,78	1,42	182,05
Річний економічний ефект по проекту	тис.	6430			

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 6,43 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 6,43 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 ІПКС замість 4ПП-2. 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. Річний економічний ефект за проектом становить 6,43 млн. у.о.

Зроблено розрахунок транспортного ланцюжка від очисного вибою до магістрального штреку при зміні техніки для відпрацювання пласта, а також вентиляції виймкової 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 у якості засобів проведення виймальних виробок комбайн ІПКС.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки в угольних шахтах/ НПАОП 10.0-1.01-10. – Інформаційно-аналітичний центр «ЛІГА», 2010. – 432 с.
2. Горныемашины и автоматизированныекомплексы. В.И.Солод М.: Недра, 1981г. – 416 с.
3. Задачник по подземнойразработкеугольныхместорождений/под ред. К.Ф. Сапицкого.-М.: Недра, 1981.- 311 с.
4. Кияшко И.А. Процессыподземныхгорныхработ, - К.: «Вища школа», 1992.- 334 с.
5. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников/подобщей ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. – М.: Недра, 1985.- 565 с.
6. Рудничнаявентиляция. Справочник. – М.: Недра, 1988.- 440 с.
7. Охрана труда/под ред. К.С. Ушакова. – М.: Недра, 1986.- 624 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.

