

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет
"Дніпровська політехніка"

Інститут природокористування
(інститут, факультет)

Кафедра гірничої інженерії та освіти
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
кваліфікаційної роботи ступеню
бакалавра
(бакалавр, магістр)

студента Липки Олександра Ігоровича
(П І Б)
академічної групи 184-18з-4 ІП
(шифр)
спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)
за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему: Розробка параметрів технології проведення виробок шахти
«Павлоградська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Проф. Почепов В.М.			
розділів та підрозділів:				
Розділ 1	Проф. Почепов В.М.			
Розділ 2	Проф. Почепов В.М.			
Охорона праці	Проф. Яворська О.О.			

Рецензент				
-----------	--	--	--	--

Нормоконтролер	Проф. Почепов В.М.			
----------------	--------------------	--	--	--

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, магістра)

студенту Липці О.І. академічної групи 184-18з-4 ІП.
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему: Розробка параметрів технології проведення виробок шахти «Павлоградська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від _____ № _____

Розділ	Зміст	Термін виконання
Розділ 1	Характеристика гірничого підприємства	25.04.2022 р.
Розділ 2	Обґрунтування параметрів технології проведення підготовчих виробок шахти «Павлоградська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». Транспорт дільниці. Вентиляція дільниці.	25.05.2022 р.
Охорона праці	Промислова санітарія. Протипожежний захист виїмкової дільниці.	05.06.2022 р.

Завдання видано _____
(підпис керівника)

Почепов В.М.
(прізвище, ініціали)

Дата видачі: 04.04.2022 р.

Дата подання до екзаменаційної комісії: 10.06.2022 р.

Прийнято до виконання _____
(підпис студента)

Липка О.І.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 46 сторінок, 2 рисунки, 20 таблиць, 14 джерел літератури, 1 додаток.

Об'єкт розробки: підготовчі виробки шахти «Павлоградська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Мета кваліфікаційної роботи: інтенсифікація підготовчих робіт при розробці пласта С₄ шляхом збільшення несучої здатності кріплення підготовчих виробок за рахунок застосування дворівневого рамно-анкерного кріплення в умовах шахти «Павлоградська».

У вступі наведено актуальність кваліфікаційної роботи та її практичне значення.

У першому розділі роботи розглянуто місце розташування гірничого підприємства, вивчені гірничо-геологічні та організаційно-технічні умови шахти, описана технологія очисних і підготовчих робіт.

У другому розділі дано обґрунтування проведення підготовчої виробки з рамно-анкерним кріпленням, посиленням тросовими анкерами, проведений розрахунок дільничного транспорту, вентиляції та деяких аспектів охорони праці.

В економічній частині роботи розрахована собівартість проведення 1 п.м виробки з урахуванням запропонованих заходів.

**ШАХТА, ВУГІЛЛЯ, ПЛАСТ, ПРОВЕДЕННЯ, ТЕХНОЛОГІЯ,
КРІПЛЕННЯ, АНКЕР, СІТКА МЕТАЛЕВА, ТРАНСПОРТ,
ВЕНТИЛЯЦІЯ, ОХОРОНА ПРАЦІ, СОБІВАРТІСТЬ.**

ЗМІСТ

ВСТУП	5
1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА	6
1.1 Місцезнаходження підприємства	6
1.2. Коротка гірничо-геологічна характеристика	6
1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт	9
1.4. Висновки	10
1.5. Вихідні дані на кваліфікаційну роботу	10
2. ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОВЕДЕННЯ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ШАХТИ «ПАВЛОГРАДСЬКА»	11
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	11
2.2 Розрахунок параметрів проведення та кріплення підготовчої виробки	13
2.3 Технологія проведення та кріплення підготовчої виробки	19
2.4 Організація робіт з реалізації прийнятих рішень	22
2.5 Технологічна схема транспорту дільниці	23
2.6 Вентиляція підготовчої дільниці	28
2.7 Охорона праці	31
2.8 Техніко-економічні показники проведення підготовчої виробки	34
2.9 Висновки	43
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	44
Перелік використаної літератури	45
Додаток А	46

ВСТУП

Актуальність роботи. Вугілля-основний вид енергетичного палива, а також технологічна сировина, для використання в металургійній і хімічній промисловості.

Характерною особливістю сировини є обмеженість і неможливість відновлення його запасів та відсутність технологій, які забезпечують більш повне їх використання, максимально можливе вилучення всіх цінних компонентів на всіх стадіях переробки.

У вугільній промисловості розвиток технічного прогресу спрямований на вдосконалення фонду гірничих робіт, стабілізацію і підвищення навантаження, на очисній вибій, зниження собівартості вугілля. Для вирішення цих завдань на шахтах Західного Донбасу приймають обладнання та механізовані комплекси нового технічного рівня. Оскільки за допомогою більш сучасного обладнання та механізованих комплексів значно збільшується навантаження на очисній вибій, збільшується продуктивність праці робітників, зменшується собівартість 1 тони вугілля, значно поліпшуються умови безпеки праці та інші показники.

Ритмічна робота шахт по вуглевидобутку неможлива без своєчасної підготовки нових очисних вибоїв, а це вимагає підвищеної уваги до технічної оснащеності і правильної організації робіт гірничо-прохідницьких дільниць.

Враховуючи актуальність цієї проблеми для шахти, в даній кваліфікаційній роботі розглянута розробка способу проведення конвеєрного штрека на базі нової технології, з впровадженням нової техніки, що випускається на підприємствах України, а також розробка заходів безпеки в підготовчому вибої.

Об'єкт дослідження – виїмкові підготовчі виробки шахти «Павлоградська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», техніка і технології їх проведення.

Предмет дослідження – параметри технології проведення і кріплення підготовчих виробок шахти «Павлоградська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Ідея роботи полягає в застосуванні нової техніки проведення виробки із застосуванням технологій дворівневого рамно-анкерного кріплення;

Мета кваліфікаційної роботи: інтенсифікація підготовчих робіт при розробці пласта С₄ шляхом збільшення несучої здатності кріплення підготовчих виробок за рахунок застосування дворівневого рамно-анкерного кріплення в умовах шахти «Павлоградська».

Практичне значення роботи полягає в обґрунтуванні параметрів застосування передових методів проведення та кріплення підготовчих виробок. Результати роботи можуть бути використані на вугільних шахтах України.

1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Місцезнаходження підприємства

Шахта Павлоградська закладена для розробки газового вугілля, який спікається, і є цінною сировиною для коксохімічної промисловості.

Адміністративна підпорядкованість. Поле шахти Павлоградської розташоване на детально розвіданому Вербському геологічному комплексі, що входить до складу Павлоградсько-Петропавлівського вугільного району Західного Донбасу.

Шахта розташована на території Павлоградського району, Дніпропетровської області України. Шахта знаходиться в степу, в зоні орних земель. До найближчого села Вербки-5,3 км.

Найближчі підприємства-діючі шахти «Благодатна», «Тернівська», «Героїв Космосу» та «Західно-Донбаська».

У гірничопромисловому відношенні шахта входить до складу ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

1.2. Коротка гірничо-геологічна характеристика

1.2.1 Геологічна характеристика

1.2.1.1 Структурна будова гірського масиву.

Шахтне поле приурочене до північно-східного схилу Українського кристалічного масиву і простягається вздовж південно-західного борту Дніпровсько-Донецької западини.

Крім розривних порушень гірськими роботами встановлено значну кількість дрібних і дуже дрібних порушень як скидового, так і насувного характеру з амплітудою зміщення від 0,05 до 2 м.

Промислова вугленосність шахтного поля приурочена до відкладів Самарської свити (C_1^3) нижнього карбону, в якій міститься до 50 вугільних пластів і прошарків, з яких робочої товщини понад 0,60 м досягають сім пластів: C_9 , C_8^H , C_7^H , C_6 , C_5 , C_4 і C_1 . Запаси по пластах C_8^H та C_7^H відпрацьовані шахтою в період з 1968 по 1990 рр. Вугілля розглянутих пластів відносяться до марок Г і ДГ.

1.2.1.2 Тектоніка.

Площа характеризується спокійним моноклінальним заляганням осадової товщі карбону з падінням порід у північному і північно-східному напрямках під кутом 3-4⁰ і ускладнюється цілим рядом великих і дрібніших тектонічних порушень. Найбільш великими є Богданівський, Південно-Тернівський, Павлоградсько-В'язовський скиди з амплітудою зміщення порід від 20 до 375 м і кутами падіння 35-70⁰. Крім них простежується ряд скидів №6, 7, 8, 9, 10, 11, які оперяють Південно-Тернівський скид; №12 і 13, що оперяють Павлоградсько-В'язівський скид.

Розвідувальними роботами 1997-1998 рр. додатково виявлені скиди №17, 18, 19, які є оперяючими Павлоградсько-В'язівського скиду і повторюють субширотне простягання скидів №12 і 13.

Інтенсивний розвиток оперяючих порушень і наявність дрібно амплітудної тектоніки, важко піддаються виявленню розвідувальними роботами, ускладнюють ведення гірничих робіт.

1.2.2 Гірнична характеристика

1.2.2.1 Межі і розміри шахтного поля

Відповідно до затвердженого гірничовідвідного акту межами поля шахти «Павлоградська» є:

на півночі - Богданівський скид;

на заході - умовна лінія, що проходить через точки, розташовані в 200 м на захід від свердловини №954 і в 280 м на захід від свердловини №5479 (спільна з шахтою «Благодатна»);

на півдні - Павлоградсько-В'язівський скид, виходи вугільних пластів під наноси;

на сході - умовна лінія, що проходить через точку, розташовану в 170 м на схід від свердловини №5401 та свердловини №6247 (спільна з шахтою «Тернівська»).

Площа шахтного поля – 20.50 км²; розміри за падінням – 5,0 км., за простяганням – 4,1 км.

1.2.2.2 Технічні показники.

За останні п'ять років фактичний середньорічний видобуток шахти склав 1200 тис. т.

При включенні у відпрацювання заскидової частини з більш складними гірничо-геологічними умовами шахтного поля знижується сумарна по шахті середньодинамічна потужність пластів.

Проектна потужність шахти становить 1200 тис.т на рік, яка забезпечується роботою чотирьох-п'яти очисних вибоїв.

1.2.2.3 Схема розкриття

Дільниця шахти розкривається двома вертикальними стволами: головним і допоміжним. Обидва стволи проходяться до нижнього пласта, на глибину 320 м.

Головний ствол обладнується одноканатним двохскіповим підйомом для видачі всього видобутку вугілля в скіпах ємністю 9 т; підйомна машина двохбарабанна типу 2ц-4х1,8 з діаметром барабанів 4000 мм і шириною кожного 1800 мм.

Допоміжний ствол обладнується двома одноканатними одноклітинними підйомами (з противагами).

На кожен підйом встановлюється однобарабанна підйомна машина з розрізним барабаном типу ЦР-4х3,2/0,6 з діаметром барабана 4000 мм і шириною 3200 мм.

1.2.2.4 Спосіб і система розробки

Вельми полого залягання пластів до 2° і прийнята проектом схема розкриття зумовлюють для відпрацювання пластів погоризонтну схему підготовки. Відпрацювання пластів здійснюється довгими стовпами по повстанню і падінню зворотним ходом.

Пласти попарно об'єднані між собою для групового відпрацювання.

1.2.2.5 Вентиляція.

Схема провітрювання шахти центральна: свіже повітря надходить по допоміжному стволу, вихідний струмінь повітря виводиться через головний ствол. Спосіб провітрювання - всмоктуючий. Мінімальна депресія шахти становить 165 мм водяного стовпа, максимальна 135 мм в. ст. Для забезпечення заданих вентиляційних режимів передбачається установка осьових вентиляторів типу ВОД - 30м.

Схема провітрювання виїмкових ділянок прийнята зворотньою, з напрямком видачі струменя повітря, яке виходить з лави, на вироблений простір, з всхідним напрямком руху повітря по очисному вибою, що відповідає схемі 1-В-Н-в-вт «Керівництва з проектування вентиляції вугільних шахт», ДНАОП 1.1.30 – 6.09 – 93.

Шахта віднесена до третьої категорії по метану. Вугільні пласти не схильні до самозаймання, не небезпечні по вибуховості вугільного пилу.

1.2.2.6 Транспорт

У шахті використовується наступний вид підземного транспорту:

Конвеєрний транспорт. В даний час на шахті транспорт вантажів по горизонтальних і похилих виробках здійснюється за допомогою шахтних стрічкових конвеєрів. По лаві безпосередньо транспортування вугілля здійснюється скребковим конвеєром.

По виїмкових штреках встановлені стрічкові конвеєри 1ЛТ80У, 1Л80У, 2ЛТ80, які транспортують вугілля до західного або східного конвеєрних штреків, де розташовані конвеєри 1Л100У, 2Л100У «Гварек-1000». З цих конвеєрів вугілля надходить на магістральний конвеєрний штрек пласта С₄. На цьому штреку встановлений стрічковий конвеєр 1ЛУ120, що передає вугілля на лінію з двох конвеєрів 1ЛУ120.

При відпрацюванні лави по пласту С₄ максимальний вантажопотік вугілля складе до 1000 т/добу.

Локомотивний транспорт. В даний час на шахті транспорт вантажів по горизонтальних виробках здійснюється за допомогою електровозів АМ-8Д у вагонетках ВГ-3,3, перевезення людей – у вагонетках ВПГ-18.

Допоміжний транспорт по виїмкових штреках здійснюється за допомогою нагрунтованих доріг типу ДКНЛ-1. Доставка матеріалів и обладнання під лаву здійснюється по бортовому штреку за допомогою канатної доставки.

1.2.2.7 Очисні роботи

Паспорт виїмкового дільниці лави виконаний згідно з «Технічним проектом розкриття та підготовки пл. С₄ і С₁ за Південно-Терновським

скидом», «Проектом підготовки та відпрацювання виїмкового дільниці лави», «Правилами безпеки у вугільних шахтах», інструкціями з експлуатації обладнання, «Керівництвом КД 12.01.01.503-201 «Управління покрівлею і кріпленням в очисних вибоях з кутом падіння до 35 °» та іншими діючими в галузі нормативними документами.

Лава обладнана механізованим комплексом ІКД80, що включає механізоване кріплення ІМКД80, комбайн УКД200/400, КА-200, конвеєр СПЦ-271м.

1.2.2.8 Проведення підготовчих і нарізних виробок.

Підготовчі виробки проходяться за допомогою прохідницьких комбайнів типу ІГПКС, КСП-32, EBZ-250. Відкатка гірської маси і доставка матеріалів у вибій проводиться канатною нагрунтовою дорогою ДКНЛ-1.

Нарізні виробки проводяться нарізним комплексом КН-78. Відбите вугілля по монтажній камері транспортується скребковим конвеєром типу СП-48.

Провітрювання виробок здійснюється за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання ВМ-6М, нагнітальним способом.

1.2.2.9 Організація роботи на гірничому підприємстві.

Добовий режим роботи шахти: одна загальна для всіх ділянок шестигодинна ремонтна зміна і три шестигодинні робочі зміни з видобутку вугілля. Кількість робочих днів у році $T_{н.р.}$ відповідно до пункту 1.6 «Інструкції з розрахунку виробничих потужностей» визначається за формулою:

$$T_{н.р.} = T_k - T_{пр} - T_{вих}$$

де $T_k = 365$ - календарний фонд часу в плановому році; $T_{пр} = 8$ - кількість святкових днів у плановому році; $T_{вих} = 52$ - кількість вихідних днів у плановому році; $T_{н.р.} = 365 - 8 - 52 = 305$ днів.

1.3 Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Причини, що стримують розвиток гірничих робіт і не дають можливості ритмічно працювати для досягнення більш високої виробничої потужності можна розділити на дві групи: гірничо-геологічні та виробничі.

Гірничо-геологічні умови відпрацювання для всіх пластів є складними. Ускладнюючими факторами, що впливають на ведення гірничих робіт, є:

- тектонічна порушеність, що супроводжується зонами підвищеної тріщинуватості;

- наявність потоньшень, розщеплень і виклинювання пластів, наявність розмивів пластів;

- виклинювання пісковиків в породах основної покрівлі, що супроводжуються зонами нестійкого вугілля з різко зниженими міцносними властивостями і вміщуючої породокомкуватої структури.

До виробничих причин можна віднести:

- відсутність високопродуктивного очисного обладнання;
- великі витрати на підтримку капітальних і підготовчих виробок;

Для вирішення виробничих проблем і забезпечення ритмічної роботи шахти необхідно:

- впроваджувати у виробництво новітні досягнення науки і техніки;
- збільшити навантаження на очисний вибій;
- удосконалити способи і засоби кріплення виробок, які примикають до очисного вибою, які б виключали вивали порід покрівлі на сполучення виробок з очисним вибоєм, що підвищить безпеку робіт.

1.4 Висновки

Для підвищення проектної потужності шахти необхідно: підвищення технічного рівня, використання прогресивних рішень накопичених в галузі, впровадження ефективних розробок науково-дослідних і проектно-конструкторських інститутів, передового досвіду будівництва та експлуатації вугільних підприємств і власних розробок, які спрямовані на зниження кошторисної вартості будівництва, економію матеріальних і трудових ресурсів у будівництві та експлуатації шахти «Павлоградська».

В кваліфікаційній роботі обґрунтовано параметри застосування передових методів проведення та кріплення підготовчих виробок шахти «Павлоградська».

1.5 Вихідні дані на кваліфікаційну роботу

Запроектована виробка розташована в ухильній частині розроблюваного пласта С₄. Спосіб підготовки пласта С₄ - пластово-польовий, індивідуальний. Схема підготовки крила шахтного поля - погоризонтна. Відпрацьоване крило підготовлено відкаточним штреком пл.С₄, що має пластове закладення і конвексним штреком пл. С₄, що має польове закладення. Видача вихідного струменя повітря, а також водопритоку проводиться на вентиляційний квершлаг №1 пласта С₄.

Для пласта С₄, виходячи з гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов експлуатації (кут падіння, товщина, ступінь порушеності, газоносність, глибина розробки і т.д.), приймається система розробки довгими стовпами по повстанню з повторним використанням виїмкових штреків.

Довжина виробки 1200 м. Вугільний пласт простої будови. Марка вугілля ДГ. Потужність пласта 0,8-0,9 м, середня потужність - 0,87 м. Зольність вугілля – 9%, а виданої гірської маси з лави – 28,9%. Опірність вугілля різанню становить 300 кН/м. Безпосередня підшошва - аргіліти-середньої стійкості. Безпосередня покрівля - нестійка. Крок обвалення: безпосередньої покрівлі 0,8 – 1,5 м; основної – 20 м. Коефіцієнт міцності: безпосередньої покрівлі $f - 2,0$; підшоши $f - 2,2$. Водоприток пласта 1м³/год. Кут падіння пласта 1–3 градуси.

2. ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОВЕДЕННЯ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК ШАХТИ «ПАВЛОГРАДСЬКА»

2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

За останнє десятиліття відбулися істотні зміни в технології ведення гірничих робіт, способах підготовки та охорони гірничих виробок, а також розробці нових конструкцій і розширенні області застосування анкерного кріплення.

Анкерне кріплення, на відміну від рамного кріплення - підтримуючого типу, відразу ж після установки забезпечує зв'язування і зміцнення масиву порід в покрівлі і боках виробки і активно протидіє розвитку зсувів і деформацій порід. Ця перевага дозволяє при значно меншій витраті металу в шахті забезпечити підвищення стійкості і надійності підтримки виробок. Іншою перевагою анкерного кріплення є можливість повної механізації кріплення, в результаті значно знижується трудомісткість прохідницьких робіт і зростає швидкість проведення виробок. Сучасні технології анкерного кріплення підготовчих і капітальних гірничих виробок включають дворівневу схему кріплення з використанням канатних анкерів глибокого закладення (рис. 2.1).

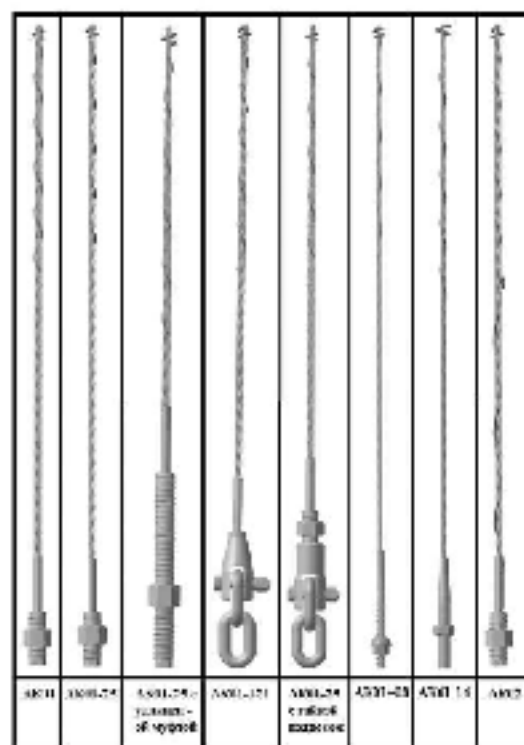


Рис. 2.1 Типи канатних анкерів

Канатні анкери дозволяють ефективно і безпечно кріпити підземні виробки великого перерізу, шириною до 12 м. При цьому забезпечується безпека робіт, мала металоємність і трудомісткість зведення кріплення, не

захаращується простір виробки, що дозволяє вільно транспортувати обладнання та ін.

Перевагою представленої технологічної схеми є: застосування канатних анкерів в якості кріплення посилення у виробках з рамним, рамно-анкерним і анкерним кріпленням; зменшення кількості динамічних проявів в зоні опорного тиску в районі очисного вибою і підвищення безпеки робіт на сполученнях, місцях перевантаження гірської маси і розміщення обладнання; створення ефективних і безпечних умов для проведення робіт на сполученнях очисного вибою зі штреком, а також проходу людей і транспортування обладнання; підвищення продуктивності очисного вибою за рахунок скорочення часу кінцевих операцій (пересувка головної і хвостової частини вибійного конвєсера), виключення застосування механізованого кріплення сполучення, пересувка якого в виїмкових циклах займає значний час та індивідуального кріплення посилення на сполученні зі штреком; зниження трудомісткості кінцевих операцій.

Таким чином, забезпечуються ефективні та безпечні умови ведення гірських робіт на сполученні з лавою, без необхідності застосування механізованого кріплення сполучення.

В останні роки технологія анкерного кріплення отримала додатковий поштовх у своєму розвитку завдяки поширенню на шахтах канатних анкерів глибокого закладення. Канатні анкери закріплюються в масиві за допомогою полімерних капсул і натягується з боку виробки. Таким чином, анкерований звичайними анкерами масив «підшивається» до порід розміщених вище і над виробкою формується другий рівень зміцнення.

Проведення і кріплення підготовчих виробок в умовах пласта C_4 має відповідати «Правилам безпеки у вугільних шахтах», «Правилам технічної експлуатації у вугільних і сланцевих шахтах» та інших діючим нормативним документам.

При даних умовах залягання пласта, міцності вугілля і бічних порід пласта C_4 є доцільним застосування комбайнового способу при проведенні підготовчої виробки. Вибір технологічної схеми проведення виробки проводиться виходячи з наступних параметрів:

- Схема провітрювання і необхідна кількість повітря;
- Тип кріплення в залежності від гірничо-геологічних умов;
- Обґрунтування способу транспортування гірської маси;
- Спосіб руйнування порід в вибої в залежності від міцності, поперечного перерізу і кута нахилу виробки.

2.2 Розрахунок параметрів проведення та кріплення підготовчої виробки

2.2.1 Розміри поперечного перерізу гірничої виробки

Розміри поперечного перерізу гірничої виробки визначаються головним чином:

- габаритами засобів підземного транспорту, машин і апаратів;
- величиною зазорів передбачених Правилами безпеки;
- вимогою пропуску певної кількості повітря з допустимою швидкістю його руху;
- створенням умов безремонтної підтримки виробки.

Розміри поперечного перерізу виробки арочної форми визначаються шляхом підбору типового перерізу. Вибір типового перерізу проводиться на підставі мінімальної (B_{min}) ширини виробки в світлі по основі після осідання. Ширина проходів для людей і зазори, передбачені Правилами безпеки, повинні дотримуватися по висоті не менше 1,8 м від підшви (тротуару).

Мінімальна ширина визначається за формулою:

$$B_{min}, \text{ мм}$$

- де m – зазор між кріпленням і рухомим складом, м;
 k – число транспортних засобів даного виду, шт.;
 C – ширина конвесра, м;
 p – зазор між конвесром та монорельсовою дорогою, м;
 A – ширина монорельсової дороги, м;
 n – ширина вільного проходу для людей, м;
 a – розширення виробки за рахунок кривизни або нахилу ніжки кріплення, м.
 Тоді маємо

$$B_{min}, \text{ мм}$$

За отриманим B_{min} приймемо типорозмір кріплення КШПУ-11,0.

Розміри виробки:

- у проходці: висота - 3,29 м, ширина - 4,94 м;
- у світлі: висота - 3,09 м, ширина - 4,7 м;
- площа перерізу: в проходці – 12,7 м², у світлі – 11,2.

Обрана площа поперечного перерізу виробки в світлі після осідання перевіряється за швидкістю руху вентиляційного струменя в період експлуатації за формулою:

$$V = \frac{q}{60 \cdot S_{cr}}, \text{ м/с}$$

- де V – розрахункова швидкість руху повітря у виробці, м/с;

Q – кількість повітря, що проходить по виробці в період експлуатації, $\text{м}^3/\text{хв}$;
 S – переріз виробки в світлі, м^2 .

$$V = \frac{680}{60 \cdot 11,2} = 1,0, \text{ м/с}$$

Розрахункова величина швидкості повітря повинна бути в межах допустимих за правилами безпеки значень:

$$V_{\min_{\max}}$$

$$6\text{м/с} \geq 1\text{м/с} \geq 0,25\text{м/с}$$

Максимально допустима швидкість руху повітря в гірничих виробках регламентується Правилами безпеки і не повинна перевищувати:

- у головних відкаточних і вентиляційних штреках, квершлагах, капітальних і панельних бремсбергах, ухилах - 8м/с;
- в інших виробках - 6м/с;
- у привибійних просторах очисних і підготовчих виробок – 4м/с.

Мінімально допустима швидкість повітря в гірничих виробках - 0,25 м/с.

Якщо швидкість руху повітря більше максимально-допустимої, то слід застосувати більший переріз виробки або зменшити кількість повітря, пустивши його по інших виробках.

2.2.2 Розрахунок продуктивності комбайна

Розрізняють теоретичну технічну та експлуатаційну продуктивність комбайна.

Під теоретичною продуктивністю комбайна розуміється продуктивність, що відповідає безперервній роботі (зазвичай за 1 хвилину) виконавчого органу по вугіллю і породі в даних гірничо-геологічних умовах.

Технічна продуктивність комбайна - максимально можлива продуктивність в конкретних умовах. Вона менше теоретичної і її визначають з урахуванням втрат часу, викликаних перервами в роботі і залежних від конструкції комбайна.

Експлуатаційна продуктивність залежить від перерахованих вище факторів, а також від додаткових простоїв з організаційно-технічних причин, не залежних від конструкції комбайна. Експлуатаційна продуктивність визначає можливість комбайна з проведення виробки.

Оскільки виробки проводяться комбайном по змішаному вибою, то необхідно визначити середньозважену теоретичну продуктивність комбайна за формулою:

$$Q_{cp} = \frac{S_{np} \cdot Q_{yz} \cdot Q_{пор}}{S_{yz} \cdot Q_{пор} + S_{пор} \cdot Q_{yz}}, \text{ м/хв}$$

де: S_{np} – площа перерізу виробки в проходці з урахуванням канавки, м;
 S_{yz} – площа вугільного вибою, м²;
 $S_{пор}$ – площа породного вибою, м².

$$Q_{cp} = \frac{12,7 \cdot 1,8 \cdot 0,45}{4,2 \cdot 0,45 + 8,5 \cdot 1,8} = 0,61, \text{ м/хв}$$

Коефіцієнт машинного часу комбайна визначається за формулою:

$$K_n = \frac{A_p}{\frac{1}{K_p} + \frac{(T + T_0) \cdot Q_{cp}}{L \cdot S}}$$

де A_p – коефіцієнт, що враховує регламентовані перерви в роботі, ($A_p = 0,8-0,9$);

K_p – коефіцієнт готовності комбайна ($K_p = 0,8-0,9$);

T – час простоїв за цикл, що залежить від конструкції комбайна, хв, ($T = 5-10$ хв);

T_0 – час простою комбайна за цикл, з організаційно-технічних причин; ($T_0 = 20-40$ хв)

L – посування вибою за цикл, м.

$$K_n = \frac{0,9}{\frac{1}{0,9} + \frac{(5 + 30) \cdot 0,61}{1 \cdot 13,8}} = 0,34$$

Час T_0 - це час на зведення кріплення та інші робочі процеси, не пов'язані з виїмкою гірської маси комбайном.

$$L_u = l \cdot n_p, \text{ м}$$

де l - крок встановлення кріплення, м;

n_p - число кріпильних рам, які встановлюються у вибої за один цикл, шт.

$$L_u = 1 \cdot 1 = 1,0$$

Значення n_p залежить від стійкості порід покрівлі, приймається цілим з таким розрахунком, щоб посування за цикл не перевищувало 3 метри.

Експлуатаційна продуктивність комбайна визначається за формулою:

$$Q_s = k \cdot Q_{cp}, \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$Q_s = 0,33 \cdot 0,61 = 0,2, \text{ м}^3/\text{хв}$$

Виходячи з експлуатаційної продуктивності, максимально можливі темпи проведення виробки комбайном в місяць визначається за формулою:

$$V_3 = \frac{360 \cdot n_{см} \cdot n_{см} \cdot Q_2}{S_{пр}}, \text{ м}$$

де $n_{см}$ - число змін по проведенню виробки на добу; ($n_{см}=3$);
 $n_{см}$ - число робочих днів в місяці, зазвичай $n_{см} = 25$.

$$V_3 = \frac{360 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 0,2}{13,8} = 291, \text{ м}$$

При проведенні гірничих виробок застосовується циклічна форма організації робіт. Швидкість проведення виробки визначається числом прохідницьких циклів, виконуваних в зміну, а також посуванням вибою за цикл:

$$V_{пл} = n_{ц} \cdot n_{см} \cdot n_{см} \cdot L_{ц}, \text{ м}$$

$$V_{пл} = 3 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 1 = 225, \text{ м}$$

де $n_{ц}$ – число циклів у зміну, шт;
 $L_{ц}$ – посування вибою за цикл, м.

Число циклів у зміну $n_{ц}$ слід приймати цілим, що значно спрощує графік організації робіт у вибої. Крім того слід приймати таким, щоб отриманий результат $V_{пл}$ наближався до оптимальної швидкості проведення виробки V_0 . Прийнята проектом швидкість проведення виробки $V_{пл}$ має задовільняти наступним вимогам:

$$V_{пл} \geq V_n$$

$$225 \text{ м/міс} \geq 200 \text{ м/міс}$$

$$V_{пл} \leq V_3$$

$$225 \text{ м/міс} \leq 291 \text{ м/міс}$$

Остаточню приймасмо $V_{пл} = 225 \text{ м/міс}$.

2.2.3 Розрахунок щільності установки рамного кріплення

Розрахунок проводиться згідно «Інструкції з підтримки гірничих виробок на Шахтах Західного Донбасу» 1994 р.

Параметри виробки, що проводиться:

Найменування виробки -	Штрек
Спосіб проходки -	Комбайн
Тип СВП -	СВП 22 (19)
Тип замкового з'єднання -	С пласкою планкою
Розташування виробки -	Горизонтальна

Методика розрахунку:

Розрахунковий опір стисненню шарів порід:

$$R_c = R \times k_c \times k_{обв},$$

де R_c – середнє значення опору порід одновісному стисненню у зразку, МПа;

k_c – коефіцієнт, що враховує порушеність масиву порід;

$k_{обв}$ – коефіцієнт, що враховує тривалу технологічну обводненість сухих виробок (наприклад, затоплення).

Середньозважене значення розрахункового опору порід (покрівлі, підшви):

$$R_{cp} = \frac{R_{c1} \times m_1 + R_{c2} \times m_2 + \dots + R_{cn} \times m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n},$$

де $R_{c1}, R_{c2} \dots R_{cn}$ – розрахунковий опір шарів порід, МПа;

$m_1, m_2 \dots m_n$ – товщина відповідних шарів порід;

Розрахункові зміщення порід у виробках, що проводяться вприсічку до виробленого простору визначаються за формулами:

$$U_{np} = 0,5(U_{np,рас} + 0,34 \times U'_{np} \times k_s), мм$$

$$U_{нч} = 0,5(U_{нч,рас} + 0,66 \times U'_{np} \times k_s), мм$$

де U'_{np} – зміщення порід в зоні опорного тиску лави, що примикає до присічної виробки, мм .

Середньозважене значення R_c порід покрівлі визначаємо на висоті 1,5 b від покрівлі виробки, рівної 4,56 x 1,5=6 м; порід підшви - на глибину b=4,56 м, де b-ширина виробки.

Розрахункова міцність порід покрівлі R_c визначається за формулою:

$$R_{c.кр.} = \frac{R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + \dots + R_{cn} \cdot m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}$$

1. Середньозважене значення розрахункового опору порід всього перерізу:

$$R_c = \frac{10,8 \cdot 4,2 + 7,5 \cdot 4,5 + 40 \cdot 0,8 + 6 \cdot 1,2 + 7,5 \cdot 1,3 + 40 \cdot 0,8 + 6 \cdot 1,2 + 6 \cdot 6,1 + 40 \cdot 0,8 + 7,5 \cdot 1,3}{4,2 + 4,5 + 0,8 + 1,2 + 1,3 + 0,8 + 1,2 + 6,1 + 0,8 + 1,3} = 10,97, \text{ МПа}$$

Розрахункова міцність порід боків виробки визначається за формулою:

$$R_{c.б.} = \frac{R_{c3} \cdot m_3 + R_{c4} \cdot m_4 + R_{c5} \cdot m_5}{m_3 + m_4 + m_5};$$

$$R_{c.б.} = \frac{6,00 \cdot 6,14 + 40,00 \cdot 0,78 + 7,50 \cdot 1,31}{6,14 + 0,78 + 1,31} = 9,23, \text{ МПа}$$

Розрахункова міцність порід підшви виробки визначається за формулою:

$$R_{c.п.} = R_{c6} = 6 \text{ МПа}$$

Розрахункова міцність порід приймається $R_c = 6 \text{ МПа}$.

2. Зсув порід покрівлі поза зоною впливу очисних робіт:

$$U = k_\alpha \cdot k_\theta \cdot k_s \cdot k_d \cdot k_t \cdot U_t, \text{ мм}$$

де: k_α – коефіцієнт, що залежить від кута падіння порід (пласта), при $\alpha < 20^\circ$ $k_\alpha = 1$

$k_\theta = 1$ – при визначенні зсувів з боку покрівлі та підшви;

$k_s = 0,2 (b - 1) = 0,2 (4 - 1) = 0,6$ – коефіцієнт впливу розмірів виробки, визначається для підшви і покрівлі і боків виробки;

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок, що приймається для одиночних виробок = 1;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід. Для виробок, термін служби яких менше 15 років, коефіцієнт $k_t = 1$;

U_t – зсув порід, прийнятий за типовий, який визначається за графіком в залежності від розрахункового опору порід стисненню R_c та розрахункової глибини розташування виробки H_p . $U_{кр} = 110 \text{ мм}$

$$U_{кр.р.} = [0,5 \times 1.964 \times 21.514 + 0.0286(365 - 21.514)] \times 1.17 \times 0.8 = 28.883, \text{ мм}$$

Аналогічно визначаємо розрахункові зміщення боків та підшви виробок:

$$U_b = 1,0 \cdot 0,35 \cdot 0,6 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 110,0 = 21,3 \text{ мм}$$

$$U_n = 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,3 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 110,0 = 66 \text{ мм}$$

Критичним, для визначення категорії стійкості порід є зміщення порід підшви. Згідно СНіП даними породам присвоюється II категорія стійкості.

З урахуванням всіх ускладнюючих факторів, прогнозованих при проходженні штрека, для кріплення приймаємо триланкове металеве шатрове кріплення КШПУ - 11,0 з СВП-22 податливістю 210 мм. Для виключення вивалів порід покрівлі при проведенні виробки найбільш доцільно встановлювати кріплення КШПУ в поєднанні з анкерами, тому

приймаємо крок установки рам і анкерних рядів 1,0 м. Крок комбінованого кріплення складе 0,5 м.

Міжрамний простір в покрівлі і бортах виробки перекривається металевим сітчастим затягуванням.

2.2.4 Розрахунок щільності установки анкерного кріплення

Розрахункове навантаження на анкерне кріплення визначається за формулою:

$$P_n = k_n \cdot k_n \cdot m_n \cdot P_n, \text{ Па}$$

де: k_n – коефіцієнт перевантаження, приймаємо 1,05;

k_n – коефіцієнт дорівнює 1;

m_n – коефіцієнт умов проведення виробок $m_n = 0,6$;

P_n – нормативне навантаження на кріплення $P_n = 260$ кПа з урахуванням допустимих зміщень покрівлі $U_{кр} = 50$ мм.

$$P_n = 1,05 \cdot 1,0 \cdot 0,6 \cdot 260,0 = 164 \text{ кПа}$$

Мінімальна кількість анкерів на 1 м^2 :

$$N_{анк} = \frac{P_n}{P_{анк}} = \frac{164}{260} = 0,63 \text{ анкер/м}^2$$

Щільність розміщення анкерів в породах II категорії стійкості, згідно СНіП II-94, повинна бути не менше 1 анкер/м^2 , отже приймаємо 1 анкер/м^2 .

2.3 Технологія проведення та кріплення підготовчої виробки

2.3.1 Вибір технологічної схеми проведення виробки

Технологічну схему проведення гірничої виробки вибирають в залежності від гірничо-геологічних умов (потужність і кут залягання пласта, міцність і поступливість вміщуючих порід, водообільність і газоносність порід) і виробничо-технологічних факторів (спосіб проведення виробки, технологія проведення виробки, транспортування гірської маси, площа поперечного перерізу, протяжність, термін служби швидкість проведення виробки, доставка матеріалів і обладнання).

Розроблено прогресивні технологічні схеми проведення горизонтальних і похилих гірничих виробок при комбайновій, буропідривної, гідравлічній технології з урахуванням використання оптимального набору гірничопрохідницького обладнання, порядку виконання прохідницьких робіт, форми організації праці для конкретних умов.

Застосування прогресивних технологічних схем дозволяє вдвічі збільшити середню по галузі швидкість проведення виробки, а продуктивність праці прохідників підвищити в 1,7 рази.

Прийняті в даний час технологічні схеми спираються на комплекти та комплекси прохідницького обладнання, а також прохідницьких агрегатів.

З огляду на все викладене вище, в роботі приймаємо наступну технологічну схему проведення основної частини виробки (табл.2.1):

Таблиця 2.1

Проектна технологічна схема

Виконувані роботи	Обладнання, що застосовується
Відбійка і відвантаження гірської маси	Комбайн EBZ-260
Транспортування гірської маси	Вагонетка ВДК-2,5
Доставка матеріалів та обладнання	Вагонетка ВГ-3,3
Тип кріплення	КШПУ-11,0 рамно-анкерне, дворівневе
Буріння шпурів	Буровий молоток ПП80НВ, пневмостійка TRS 1800
Допоміжні робочі процеси	вручну

2.3.2 Обґрунтування і вибір прохідницького обладнання

Прохідницьке обладнання.

Виходячи з гірничо-геологічних умов шахти «Павлоградська» (міцність порід, кут нахилу виробки, приплив води, газу та ін.) і гірничотехнічних умов (площа поперечного перерізу, довжина виробки та ін.) приймаємо прохідницький комбайн нового технічного рівня EBZ-260 (додаток А), який широко зарекомендував себе при проведенні гірничих виробок в породах різної фортеці. Технічна характеристика комбайна представлена також в додатку А.

Комбайн EBZ-260 застосовується у виробках з міцністю порід до 10 з кутом нахилу до $\pm 12^\circ$. Комбайн призначений для будь-яких шахт, а також для шахт небезпечних по газу і пилу.

Бурове обладнання

Буріння шпурів під анкери здійснюється за допомогою бурового молотка ПП 80 НВ в комплекті з пневмостійкою TRS 1800.

Технічна характеристика ПП 80 НВ

Номінальний тиск стиснутого повітря	- 0,5 МПа
Енергія удару, не менше	- 80 Дж
Питома витрата повітря (при P=0,5 МПа)	- 0,029 кВт
Маса не більше	- 34 кг
Обертаючий момент (не менше)	- 45Нм
Довжина	- 700 мм

Розмір букси по бурову штангу	- 22 мм
Напрямок обертання шпинделя – букси	- праве

Технічна характеристика TRS 1800

Загальна довжина в зборі	- 1500 мм
Загальна довжина в розібраному вигляді	- 2900 мм
Вага	- 26,3 кг
Натиск подачі поршня d-95	- 355 кр
Натиск подачі поршня d-75	- 220 кр.

Елементи кріплення виробки:

Основне кріплення

Оскільки виробка проводиться за породами: покрівля складається з аргіліту і алевроліту: міцність $f = 1,9$; щільність $KK; = 2,53 \text{ т/м}^3$. Підшоша: аргіліт: міцність $f = 1,7$; щільність $у\text{п} = 2,51 \text{ т/м}^3$. Між покрівлею і підшовою знаходиться пласт вугілля: товщина: $m = 0,9 - 1,3$; міцність $f = 1,4$; щільність $у\text{у} = 1,35 \text{ т/м}^3$, кут нахилу, $\alpha = 3^\circ$, термін експлуатації виробки-3 роки, виходячи з вищевикладеного приймаємо:

- форма поперечного перерізу - арочна;
- тип кріплення - металеве триланкове податливе КШПУ зі спеціального профілю СВП;
- затягування: верх – боки - металева сітка;
- режим роботи кріплення - податливий;

Анкерне кріплення

Параметри анкерного кріплення

кількість анкерів в ряду:		- 10 шт
	у покрівлі	- 6 шт
	у боках	- 4 шт
діаметр анкерів		- 28 мм
крок установки анкерних рядів		- 1.0 м
довжина анкерів:		
	тросового	- 6,0 м
	у покрівлі	- 2,4 м
	у боках	- 1,5 м
діаметр шпура		- 32 мм
відставання від площини вибою анкерного ряду		- 0,7 м;

Металева сітка підхоплена анкерами і виступає за межі останньої встановленої рами кріплення на 0,2 м. Для закріплення анкерів в шпурі використовуються полімерні затверджувачі.

2.3.3 Технологія зведення анкерного кріплення

Технологія анкерного кріплення включає наступні види робіт: оборка покрівлі і боків виробки, установка підхоплення на стійках тимчасового кріплення, зведення затяжок по покрівлі виробки, буріння шпурів через

отвори в підхваті або за спеціальними шаблонами, установка анкерів, витяг стійок тимчасової кріплення.

Буріння шпурів і установка в них анкерів повинні проводитися під захистом тимчасового кріплення, що включає підтримуючі і огорожувальні елементи постійного анкерного кріплення.

Перед початком робіт з буріння шпурів вибій повинен бути приведений у безпечний стан: навислі шматки порід і вугілля оббираються, покрівлю обстукують з метою виявлення плит, що відшарувалися. Буріння шпурів через плити, які відшарувалися, забороняється.

Шпури під анкерне кріплення слід бурити із застосуванням засобів пилоподавлення або пиловловлювання, робітники повинні користуватися протипильними респіраторами.

Буріння шпурів під анкери повинно проводитися в суворій відповідності з прийнятими параметрами анкерного кріплення і затвердженим паспортом кріплення виробки. При бурінні глибину шпуру контролюють за допомогою мітки на буровій штанзі. Глибина шпурів повинна бути на 5-7 см менше довжини анкерів, що встановлюються з опорними плитками і на 10-15 см менше довжини анкерів, що встановлюються в підхоплення (в залежності від товщини підхоплення). Виступаючі в виробку кінці встановлених анкерів не повинні перевищувати 50 мм.

Буріння шпурів під анкери проводиться при підвішеному підхваті або без нього. При бурінні без підхоплення розмітка шпурів повинна проводитися за шаблоном. При наявності закріпленого розпірними стійками підхоплення буріння проводиться через наявні в ньому отвори. Забороняється використовувати виконавчий орган комбайна для підтискання підхоплення до покрівлі виробки.

Шпури під анкерне кріплення бурять рядами поперек виробки переважно по віяловій схемі з поступовим збільшенням кута їх нахилу до боків виробки. Гайки анкерного кріплення повинні затягуватися із зусиллям 25-30 кН, створюючи попередній натяг анкера.

2.4 Організація робіт з реалізації прийнятих рішень

Для своєчасної підготовки виїмкового стовпа необхідно, щоб дотримувалася наступна умова:

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

де $T_{\text{подг}}$ — загальні витрати часу на підготовку стовпа, міс;
 $t_{\text{рез}}=1-2$ міс — резерв часу для компенсації непередбачених затримок при підготовці стовпа;

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

Час на підготовку стовпа визначається за формулою:

$$T_{\text{подг}} = \frac{l_{\text{шур}}}{V_{\text{пр.ш}}} + \frac{l_2}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}} = 2 \cdot t_{\text{ш}} + t_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}}$$

де $L_{\text{штр}}$ — довжина виїмкового штрека, м;
 $V_{\text{пр.ш}}$ — швидкість проведення штрека, м/міс;
 ℓ_x — довжина лави, м;
 $V_{\text{р.п}}$ — швидкість проведення розрізної печі, м/міс;
 $t_{\text{мш}}$ — час на монтаж обладнання в лаві, міс;
 $t_{\text{ш}}$ — час на проведення штрека, міс;
 $t_{\text{р.п}}$ — час на проведення розрізної печі, міс;

$$T_{\text{подг}} = \frac{1200}{225} + \frac{250}{200} + 1,0 = 10 \text{міс};$$

Час відпрацювання стовпа визначається за формулою:

$$T_{\text{ов}} = \frac{\ell_{\text{ов}}}{V_{\text{ов}}},$$

де $\ell_{\text{ов}}$ — довжина виїмкового стовпа, м;
 $V_{\text{ов}}$ — швидкість посування очисного вибою, м / міс;

$$T_{\text{ов}} = \frac{1600}{168} = 9,5(\text{мес}); T_{\text{оч}} = \frac{1600}{133} = 12 \text{міс}.$$

Перевірка своєчасної підготовки виїмкового стовпа проводиться за умовою:

$$10+1 \leq 12 \text{ (мес)}$$

Умова виконується.

Таким чином, передбачаємо проведення кожної підготовчої виробки однією прохідницькою бригадою.

2.5 Технологічна схема транспорту дільниці

2.5.1 Характеристика шахтних вантажопотоків

При відпрацюванні лави по пласту C_4 передбачається використовувати:

- конвеєрний транспорт для транспортування видобутого вугілля по існуючих горизонтальних і похилих виробках;
- локомотивний транспорт для відкатки вантажів і перевезення людей по існуючих горизонтальних виробках;
- кінцеву відкатку по виїмковим виробкам для доставки матеріалів і обладнання (ДКНУ-1);
- для доставки вантажів по горизонтальним виробкам - маневрові лебідки, для людей - піший перехід (максимальна відстань до місця ведення робіт 600 м).

Транспортування вантажів по горизонтальних виробках здійснюється за допомогою електровозів АМ-8Д у вагонетках ВДК – 2,5, перевезення людей-у вагонетках ВЛ-18 (при дальності більше 1 км).

При відпрацюванні лави по пласту C_4 максимальний вантажопотік вугілля складе 920 т/добу.

2.5.2 Розрахунок електровозної відкатки

Вихідні дані

На підставі профілограми маршруту визначасмо розрахункові (максимальні) ухили шляху:

$$\text{При рушанні} \quad i_{mp} = \frac{H_1 - H_2}{L_1} = \frac{-102.673 - (-100.838)}{40} = 0.046$$

$$\text{При гальмуванні} \quad i_m = \frac{H_3 - H_4}{L_2} = \frac{-102.673 - (-99.161)}{80} = 0.044$$

$$\text{Для всього маршруту} \quad i_c = \frac{H_k - H_n}{L_m} = \frac{-94.068 - (-140.565)}{3880} = 0.012$$

де: L_1 - протяжність відрізка виробки з максимальним ухилом, м;

L_2 - протяжність відрізка виробки з максимальним ухилом, рівним сумарній довжині потягу і гальмівного шляху, м;

H_1, H_2, H_3, H_4 - відмітки профілю рейкової колії на відрізках виробки довжиною L_1 і L_2 , м;

H_k, H_n - відмітки профілю шляху, відповідно в кінці і на початку маршруту, м;

L_m - довжина маршруту, м.

Якісний стан поверхні рейок колії на довжині 3880 м з ухилом до 0.05 при рушанні – посипані піском, при гальмуванні - мокрі, чисті. Коефіцієнт зчеплення коліс електровоза з рейками ψ дорівнює 0.18 при рушанні і 0.12 при гальмуванні.

Вага вантажу, що транспортується. Потяг формується на підставі розрахунку ваги вагонеток з різними вантажами (табл. 2.2-2.3).

Маса порожніх вагонеток ВДК-2,5 - $q_o = 1,44$ т, УВГ-3,3 - $q_o = 1,281$ т, основний опір руху вагонеток УВГ-3,3 - $\omega = 13$ Н/кН, ВДК-2,5 - $\omega = 10$ Н/кН, жорстка база ВДК-2,5 - $S_o = 1650$ мм, УВГ-3,3 - $S_o = 1100$ мм.

Електровоз не обладнаний додатковими засобами гальмування (електромагнітними або магнітними гальмами). Його паспортна швидкість руху в тривалому режимі роботи приводу - 3,04 м/с, власний основний питомий опір руху $\omega_s = 32$ Н/кН.

Коефіцієнт заповнення навантажених вагонеток за даними вимірів комісією $p = 1,0$.

Таблиця 2.2

Вага вантажу, що транспортується

Найменування вантажу, що транспортується	Вага 1 одиниці, кг	Кількість, шт	Вага вантажу, шт	Вага навантаженого вагона, кг
Ліс (сосна)	950	1	950	2231
З/б затягування	3230	1	3230	4511
Рейка Р34	340	10	3400	4900
Труби Ду=100мм	164	12	1968	3468

Труби Ду=150мм	284	9	2556	4056
КШПУ-13,6	283,5	9	2551,5	3651,5
КШПУ-11,0	208,1	15	3121,5	4221,5

Таблиця 2.3

Вага породи, що транспортується у вагонетках ВДК-2,5 и УВГ-3,3

Найменування вантажу, що транспортується	Об'ємна вага породи, т/м ³	Об'єм вагонетки, м ³	Коеф. розпуш.	Вага вантажу, кг	Вага навантаженого вагона, кг
Порода	2,43	2,5	1,5	4050	4644,7
Порода	2,43	3,3	1,5	5346	6627

Визначення числа вагонеток у потязі.

Граничну масу поїзда по зчепленню визначасмо з двох варіантів: рушання порожнього потягу вгору на середньому ухилі і сталий рух на керівному ухилі.

Вибираємо вагонетки типу ВДК-2,5.

Приймаємо як тяговий засіб спарений електровоз 2АМ8Д.

Технічна характеристика електровоза 2АМ8Д

Зчїпна маса, т	16
Ширина колїї, мм	900
Довжина по буферам, мм	9470
<i>Данї годинного режиму:</i>	
потужність, кВт	4x12 = 48
сила тяги, Н	23103
швидкїсть руху, км/ч	7,2

Гальмївна система: колодкове гальмо з ручним приводом, що впливає на одну секцію електровоза, і електродинамїчна гальмївна система, розрахована на короткочасне включення (при екстреному гальмуванні).

Перемїщення потягів при навантаженнї і розвантаженнї здїйснюється електровозами, якї закрїпленї за потягами. Стан рейок - вологї, практично чистї; порода перевозиться в змїшаних потягах, тобто потяг мїстить і вугїльнї і породнї вагонетки.

Маса порожнього поїзда при рушаннї

$$m_n = \frac{1000 \cdot P_{cu} \cdot \psi}{\omega + i_{c,B} + 108 \cdot a_{min} \frac{1000 \cdot 16 \cdot 0.09}{9 + 5,04 + 108 \cdot 0.04}} T;$$

де:

$\Psi = 0,09$ – коефіцієнт зчеплення електровоза;

$\omega = 9 \text{ даН/т}$ – основний питомий опір руху;

$\alpha_{\min} = 0,04 \text{ м/с}^2$ – мінімальне прискорення руху при русанні на засмічених шляхах у навантажувальних пунктів.

Маса навантаженого поїзда при сталому русі на керівному ухилі:

$$m_n = \frac{1000 \cdot P_{\text{ев}} \cdot \Psi}{\omega + i_p} = \frac{1000 \cdot 16 \cdot 0,09}{9 + 11} = 72 \text{ т};$$

Приймаємо $m_n = 72 \text{ т}$.

Допустиме число порожніх вагонеток

$$z = \frac{m_n - P}{m_0 + c_m \cdot m} = \frac{72 - 16}{1,2 + 0,1 \cdot 3,0} = 37,3;$$

де:

m_0 – тара вагонетки, т;

m – вантажопідйомність вагонетки, т;

$c_m = 0,1 - 0,15$ – коефіцієнт, що враховує перевезення в порожньому потязі матеріалів і залишків гірської маси.

Гранична кількість навантажених вагонів у потязі

$$z = \frac{m_n - P}{m_0 + m} = \frac{72 - 16}{1,2 + 3,0} = 13,3$$

Приймаємо у потязі $z = 13$ вагонеток.

Дійсна маса навантаженого поїзда:

$$m_{n,z} = P + z(m + m_0) = 16 + 13(2,5 + 1,2) = 70,6 \text{ т};$$

Дійсна маса порожнього поїзда:

Перевірку маси поїзда з гальмування виконуємо для найбільш важкого випадку-екстреного гальмування навантаженого поїзда на спуску крутизною 11‰.

Максимальна сила гальмування при включенні тільки електродинамічного гальмування або спільно з накладенням стоянкового (колодкового) гальма:

Уповільнення поїзда:

$$a = \frac{\omega - i_p + \frac{B_k}{m_{n,z} \cdot g}}{108} = \frac{7 - 11 + \frac{14126}{70,6 \cdot 9,81}}{108} = 0,152 \text{ м/с};$$

Час підготовки гальм до дії:

$$t_n = 1,4 + t_x = 1,4 + 1,6 = 3,0 \text{ (с)};$$

$t_x = 1,2 - 1,7 \text{ с}$ – час холостого ходу для електродинамічного гальмування;

Допустима швидкість руху при гальмівному шляху $l_r = 40 \text{ м}$:

$$V_{\text{доп}} = \sqrt{(a \cdot t_n)^2 + 2 \cdot a \cdot l_m} - a \cdot t_n = \sqrt{(0,152 \cdot 3)^2 + 2 \cdot 0,152 \cdot 40} - 0,152 \cdot 3 = 3,06 \text{ м/с} = 11,0 \text{ км/ч}$$

Допустима маса навантаженого поїзда за умовами гальмування:

$$m = \frac{B_k}{g \cdot \left(\frac{54 \cdot V_{\text{доп}}^2}{40 - 3,06 \cdot 3} + i_p - \omega \right)} = \frac{14126}{9,81 \cdot \left(\frac{54 \cdot 3,06^2}{40 - 3,06 \cdot 3} + 11 - 9 \right)} = 77 \text{ т};$$

Сила тяги поїзда при сталому русі по середньому ухилу, що припадає на один двигун:

- з вантажем вниз (робочий хід):

$$F_{кр} = \frac{m_{пв} \cdot g \cdot (\omega - i_{сп})}{4} = \frac{70,6 \cdot 9,81 \cdot (9 - 5,04)}{4} = 686 \text{ Н};$$

- з порожняком вгору (неробочий хід):

$$F_{хв} = \frac{m_{пв} \cdot (\omega + i_{сп})}{4} = \frac{35,5 \cdot 9,81 \cdot (7 + 5,04)}{4} = 1048 \text{ Н};$$

Згідно електромеханічним характеристикам, цим значенням сили тяги відповідає значення сили струму двигуна ДПТР – 12 і швидкості руху електровоза 2АМ8Д.

Електромеханічні характеристики двигуна ДПТР–12

Параметр	Напрямок руху	
	Порожнякове	Навантажене
Сила тяги, Н	1048	686
Сила струму, А	27	23
Усталена швидкість руху, км/год (м/с)	13,5 (3,75)	13,5 (3,75)

Тобто по електромеханічній характеристиці виходить, що швидкість більше допустимих значень як при електромагнітному гальмуванні, так і при колодковому. Отже, необхідно знизити швидкість руху до $V_{доп}$ шляхом переходу з паралельного з'єднання двигунів на послідовне і періодичного виключення двигунів. Остаточню приймаємо для порожнякового напрямку $V_p^x = 3,06 \text{ м/с} = 11,0 \text{ км/ч}$; для навантаженого напрямку $V_p = 3,06 \text{ м/с} = 11,0 \text{ км/ч}$;

Умова перевірки маси поїзда по нагріванню тягових двигунів

$$I_{дл} \geq I_s$$

Час робочого ходу:

$$t_p = \frac{l}{60 \cdot k_c \cdot V_p} = \frac{3034}{60 \cdot 0,9 \cdot 3,06} = 18,4 \text{ хв};$$

$k_c = 0,75 - 0,9$ – коефіцієнт швидкості враховує періоди пуску і гальмування, зміна швидкості при переході з одного елемента траси на інший.

Час неробочого ходу:

$$t_x = \frac{l}{60 \cdot k_c \cdot V_x} = \frac{3034}{60 \cdot 0,75 \cdot 3,06} = 22 \text{ хв};$$

Час рейсу:

$$T = t_p + t_x + \theta_y = 18,4 + 22 + 30 = 70,4 \text{ хв};$$

$\theta_{ц}=30 - 40$ хв – час пауз за цикл;

Еквівалентна сила струму:

$$I_3 = \gamma \cdot \sqrt{\frac{I_p^2 \cdot t_p + I_x^2 \cdot t_x}{T}} = 1,4 \cdot \sqrt{\frac{23^2 \cdot 18,4 + 27^2 \cdot 22}{70,4}} = 27A;$$

$\gamma = 1,4$ – коефіцієнт, що враховує додатковий нагрів двигунів при виконанні електровозом кінцевих операцій;

Тривалий струм двигуна $I_{дл} = 50A$

Умова перевірки $I_{дл} \geq I_3$ $50 > 27$ виконується.

Остаточно у потязі приймаємо максимальну кількість $z=13$ вагонеток.

2.6 Вентиляція підготовчої дільниці

Розрахунок витрати повітря для очисних і підготовчих виробок проведений на ПЕОМ.

Прогноз метанообільності виїмкової дільниці пласта С₄.

Вугілля транспортується по виробці зі свіжим струменем повітря, що йде на 4 Західний магістральний конвеєрний штрек пл. С₄. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення. Схема провітрювання виїмкової дільниці з видачею вихідного струменя на вироблений простір.

Система розробки - стовпова.

Таблиця 2.4

Вихідні дані для прогнозу метанообільності виїмкової дільниці

Вихідні дані	Значення
Глибина зони метанових газів H_C , м	160
Глибина розробки H , м	190
Довжина очисної виробки $L_{оч}$, м	200
Природна метаносність пласта X , м ³ /т	6,5
Пластова вологість вугілля W , %	8,0
Зольність вугілля A_3 , %	16,7
Вихід летючих речовин V_3 , %	40
Повна товщина вугільних пачок пласта M_n , м	0,8
Корисна товщина пласта, що виймається $M_о$, м	0,8
Потужність пласта, що виймається, з урахуванням породних прошарків $M_{в.пр.}$, м	1,0
Швидкість посування очисного вибою $V_{оч}$, м/сут	3,5
Кут падіння пласта, град.	3
Час з моменту закінчення проведення підготовчої виробки до початку очисних робіт, діб.	50
Кількість охоронних ціликів, шт.	0
Ширина охоронного цілика, м	0,0

Таблиця 2.5
Характеристика зближених пластів і пропластків

Індекс зближ. пласта	Товщина вугільних пачок, м	Відстань до Пласта, що розроб., Мсп, м	Метаноносіть природ. $X_{сп}, м^3/т$	Пластов. волог. вугілля $W, \%$	Зольність вугіл., $A_z, \%$	Вихід летюч реч. $V_z, \%$	Коеф. дегазац. K_g
Пласти, що підробляються							
c_5	0,95	85	6,3	7,0	8,8	42,2	0,0
Пласти, що надробляються							
c_1	0,85	20	10,5	5,9	10,1	41,3	0,0

Прогноз метанообільності тупикової виробки пласта C_4

Спосіб провітрювання виробки - нагнітальний. Виробка проводиться комбайном.

Таблиця 2.6
Дані для прогнозу метанообільності тупикової виробки

Вихідні дані	Значення
Площа перерізу виробки в проходці по вугіллю $S_{yz}, м^2$	4,2
Довжина тупикової виробки $L_m, м$	1600
Природна метаноносіть пласта $X, м^3/т$	8,0
Пластова вологість вугілля $W, \%$	3,4
Зольність вугілля $A_z, \%$	16,1
Вихід летючих речовин $V_z, \%$	43,3
Щільна товщина вугільних пачок $M_n, м$	0,9
Щільність вугілля, $т/м^3$	1,37
Проектна швидкість посування вибою $V_n, м/доб$	7,2
Технічна продуктивність комбайна $J, т/хв$	1,90
Посування вибою за цикл безперервної роботи, м	0,8

Таблиця 2.7
Результати прогнозу метанообільності гірничих виробок

Індекс пласта	$q_{м.п.}$ $м^3/т$	$q_{сп.п.}$ $м^3/т$	$q_{сп.п.}$ $м^3/т$	$q_{пер.п.}$ $м^3/т$	$q_{з.п.}$ $м^3/т$	$q_{з.п.}$ $м^3/т$	$q_{з.п.}$ $м^3/т$	$J_{з.п.}$ $м^3/с$	J_n $м^3/с$	$J_{з.п.-max}$ $м^3/с$
c_5	4,25	0,92	1,57	0,32	2,81	7,06	7,06	0,000	0,000	0,0000
c_{10}^a	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,015	0,029	0,0000

Розрахунок витрати повітря для провітрювання виїмкової ділянки пласта C_4 .

Вибухові роботи не ведуться.

Таблиця 2.8

Додаткові вихідні дані для розрахунку витрати повітря

Вихідні дані	Значення
Найбільше число людей, що одночасно працюють в очисній виробці n , чел.	12
Провітрювання без підсвіження	—

Витрата повітря для очисної виробки прийнята по газовому фактору:

$$Q_{оч} = 7,9 \text{ м}^3/\text{с}$$

Витрата повітря для виїмкової ділянки:

$$Q_{vc} = 11,2 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Розрахунок витрати повітря для провітрювання підготовчої виробки пласта C_4 .

Характеристика виробки:

- Розрахунок проводиться для умов Донецького басейну;
- Виробка волога;
- Шахта газова;
- Вентиляційний трубопровід з труб типу 1А, 1В при довжині ланки 20м;
- Застосовується вентилятор з регульованою подачею;
- Проведення виробітку здійснюється прохідницьким комбайном.

Таблиця 2.9

Вихідні дані для розрахунку

Вихідні дані	Значення
Площа перерізу виробки в світлі S , м^2	11,2
Діаметр вентиляційного трубопроводу d , м	0,8
Мінімальна швидкість повітря у виробці, м/с	0,25
Температура повітря у виробці, град.	22,0
Відносна вологість повітря у виробці, %	70,0
Довжина вентиляційного трубопроводу на ділянці от ВМП до гирла тупикової виробки, м	20,0
Довжина вентиляційного трубопроводу H , м	1420
Допустима концентрація газу у вихідній C , %	1,00
Концентрація газу у вентиляційному струмені, що надходить у виробку C_0 , %	0,01
Абсолютне газовиділення виробки J_v , $\text{м}^3/\text{с}$	0,015
Газовиділення у привибійний простір, $\text{м}^3/\text{с}$	0,029

Витрата повітря для провітрювання привибійного простору тупикової виробки дорівнює:

$$Q_{z,n} = 2,9 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Подача вентилятора місцевого провітрювання тупикової виробки визначена по газовому фактору:

$$Q_a = 5,0 \text{ м}^3/\text{с}$$

Витрата повітря, яке необхідно подати до місця установки ВМП, дорівнює:

$$Q_{n,v} = 7,9 \text{ м}^3/\text{с}.$$

2.7 Охорона праці

2.7.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних виробничих факторів

Шкідливі виробничі фактори

Кліматичні умови - температура повітря в шахті коливається від 20 до 23⁰ С, вологість повітря від 50% до 80%, швидкість руху повітря не перевищує ПБ і досягає максимуму: дільничні виробки 6 м/с, магістральні 8 м/с.

Шкідливі і отруйні гази, що надходять з гірського масиву представлені CH₄, H₂, CO, CO₂, H₂S та інші. Концентрація газу метану CH₄ виявлена у всіх виробках шахти, CO і CO₂ надходять з тупиків погашених виробок внаслідок горіння і гниття вугілля, дерева найбільша концентрація H₂ досягається в електромашинних камерах. Концентрація газів не перевищує допустимих ПБ.

Радіаційна безпека, основною причиною підвищеного рівня радіації в шахті є намівання радіоактивних частинок, з подальшою їх концентрацією в загальношахтних водозбірниках.

Запиленість повітря. Розроблювані пласти небезпечні по пилу. Вугільний пил вибухонебезпечний, вміщуючі породи силікозоносні. Питоме пиловиділення 30 г/т. пил виділяється при веденні гірничих робіт механізмами, БВР та ін.

Виробничий шум. Джерелами шуму є електродвигуни, працююче обладнання (конвєср, комбайн, ВМП та ін., 40÷80 ДБ).

Вібрація. Найбільша вібрація досягається при веденні бурових робіт перфораторами, відбійними молотками - локальна вібрація передається через руки.

Освітлення робочого місця. Відповідно до прийнятих норм, використовуються індивідуально закріплені за кожним робочим шахтні світильники СВГ, які після кожної зміни здаються на підзарядку.

Небезпечні виробничі фактори

Газовий режим шахти. Шахта III категорії по газу метан. Пласти не є небезпечними за раптовими викидами вугілля і породи, а також газу і гірських ударів. Потенційні місця скупчення CH₄ - тупикові виробки, дільниці, що погашаються, завали.

Пиловий режим шахти. Вугільний пил вибухонебезпечний, вихід летючих коливається від 32 до 44%.

Обвалення гірських порід. Безпосередня покрівля в очисних вибоях

характеризується як малостійка, управління покрівлею - повне обвалення. Зависаємість покрівлі при обрушенні 2-6 м. Потенційно небезпечні місця обвалення гірських порід - незакріплений простір, сполучення лави та штреку.

Підривні роботи. Здійснюються при проведенні гірничих виробок.

Застосування електроенергії. Ураження струмом людини, замикання електромережі та виникненні пожеж і вибухів. Для живлення електроприймачів використовують напругу 127, 380, 660 В.

Високий тиск. До обладнання, що працює під високим тиском, відносять механізоване кріплення, відбійні молотки.

Пожежна безпека. Виробництво віднесено до категорії А за вибуховою та пожежною небезпекою. Застосовувані в шахті матеріали по займаності діляться на важкогорючі і горючі. Пожежа в шахті може виникнути при порушенні зварних робіт, БВР, курінні, вибуху вугільного пилу і CH_4 . За ендогенною пожежонебезпечністю шахта віднесена до III категорії.

2.7.2 Визначення періодичності застосування заходів щодо попередження вибухів вугільного пилу на вентиляційному штреку

Періодичність обмивки визначаємо за формулою:

$$T = \frac{K_n \cdot K_{CH_4} \cdot \delta_{отл}}{P_k}, \text{ хв}$$

де T - періодичність проведення заходів щодо попередження вибухів вугільного пилу, діб;

K_n - коефіцієнт, що характеризує тривалість захисної дії заходів;

K_{CH_4} - коефіцієнт впливу вмісту метану в атмосфері на зниження нижньої межі вибуховості пилу, що відклався;

$\delta_{отл}$ - нижня межа вибуховості вугільного пилу, що відклався, $г/м^3$;

P - інтенсивність пиловідкладення на $1м^3$ обсягу виробки на добу, $г/(м^3 \cdot \text{доб.})$.

$$T = \frac{1 \cdot 0,4 \cdot 43}{1,2} = 14 \text{ діб.}$$

2.7.3 Розрахунок параметрів водяних заслонів на вентиляційному штреку

Необхідна витрата води на водяний заслін визначається за формулою:

$$Q_p = 1,1 \cdot q \cdot S, \text{ л}$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує відхилення фактичного наповнення смонтованих від розрахункового;

q - питома витрата води на $1м^2$ перерізу виробки, приймаємо 400л по [3]:

$$Q_p = 1,1 \cdot 400 \cdot 11,0 = 4928 \text{ л}$$

Кількість ємностей необхідна для установки розраховується за формулою:

$$N = \frac{Q_p}{q_{oc}} = \frac{4928}{12} = 410$$

де q_{oc} - місткість однієї ємності, л;

Кількість рядів з ємностями у заслоні:

$$m = \frac{N}{n} = \frac{410}{6} = 82$$

де n - кількість водяних ємностей у ряду.

Необхідна кількість води у заслоні:

$$Q = m \cdot n \cdot q_{oc} = 82 \cdot 6 \cdot 12 = 5904 \text{ л.}$$

Перевірка: $Q = 400 \cdot S = 400 \cdot 11.2 = 4480(\text{л})$, що менше 5094 та задовольняє заданим умовам.

Довжину заслона визначаємо за формулою:

$$L = b \cdot m = 0,8 \cdot 82 = 66 \text{ м}$$

де b – відстань між рамками, м.

Відстань між рядами ємностей при щільності кріплення більше 2 рам/м. становить 1м, а при щільності 2 рам/м. - дорівнює кроку кріплення.

У суміжних рядах ємності повинні розташовуватися, перекриваючи одна одну.

2.7.4 Протипожежний захист

Для запобігання виникненню екзогенних пожеж, відпрацьовані дільниці шахтного поля і зони геологічних порушень повинні бути ізольовані. Термін ізоляції встановлюється головним інженером шахти, але не більше 2-х місяців з часу відпрацювання дільниці шахтного поля.

Виробки зі стрічковими конвеєрами обладнуються через кожні 50м і по обидва боки від приводної станції конвеєра на відстані 10м від неї пожежними кранами.

Поруч з пожежними кранами встановлюються спеціальні ящики, в яких зберігаються пожежні рукави довжиною 20м і ствол. Кожна приводна станція стрічкових конвеєрів обладнується стаціонарною водяною завісою типу УВПК, що приводиться в дію автоматично.

У вентиляційних штреках (дільничних ходках) пожежно-рятувальний трубопровід обладнується пожежними кранами через кожні 200м. Весь шахтний пожежно-рятувальний трубопровід забарвлюється в розпізнавальний червоний колір. Забарвлення може бути виконана у вигляді смуги шириною 50мм по всій довжині трубопроводу або у вигляді кілець шириною 50мм, що наносяться через 1,5-2м.

Дільничні виробки забезпечуються наступними первинними засобами пожежогашіння:

- распредпункти: два порошкових, один пінний вогнегасники; ящик з піском смістю 0, 2м3; одна лопата;
- по довжині конвєсра через кожні 100м-один пінний і порошоквий вогнегасники;
- сполучення вентиляційних штреків з лавами - один пінний і порошоквий вогнегасники;
- навантажувальні пункти лав - на відстані 3-5м з боку надходження свіжого струменя - порошоквий і пінний вогнегасники;
- вибої підготовчих виробок - не більше 20м від місця роботи-порошковий і пінний вогнегасники;
- тупикові виробки через 50м - два порошкових вогнегасника;
- електромеханізми, що знаходяться поза камерами - два порошкових вогнегасника.

Схема протипожежного захисту підготовчої виробки показана на рис. 2.3.

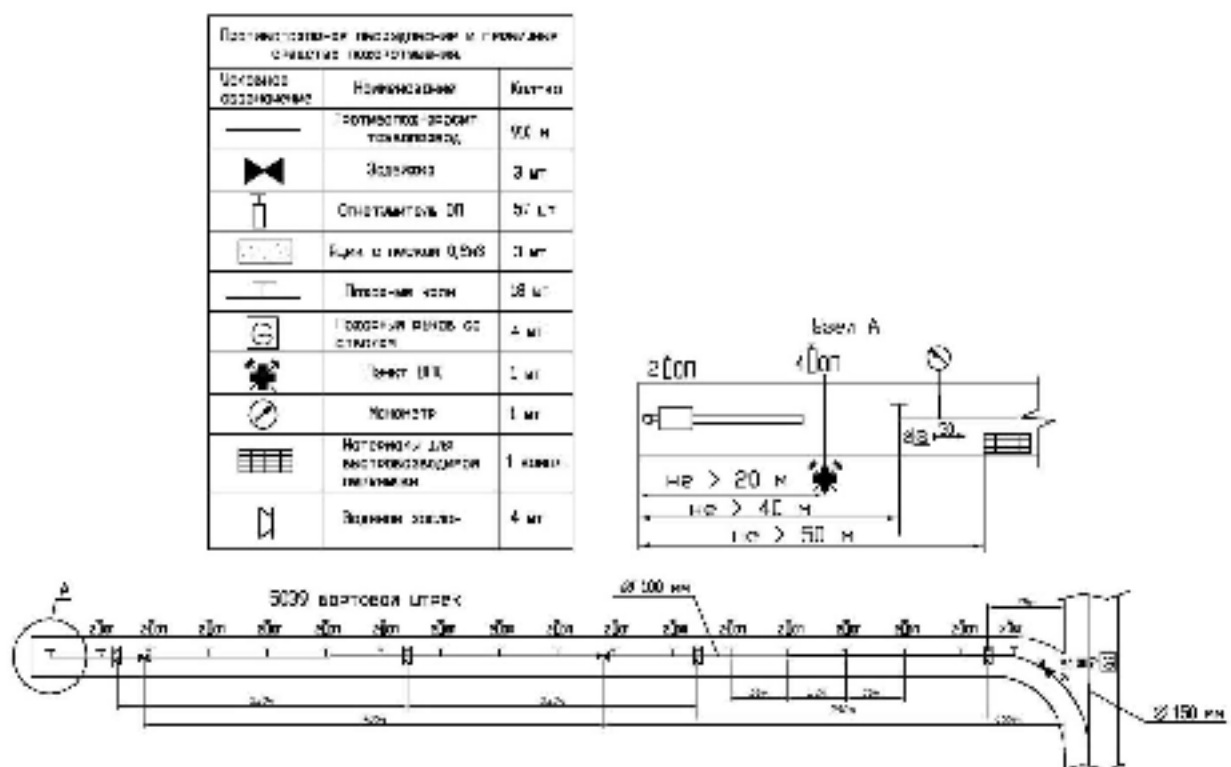


Рис. 2.2 Схема протипожежного захисту підготовчої виробки

2.8 Техніко-економічні показники проведення підготовчої виробки

У цій частині кваліфікаційної роботи проводиться економічне обґрунтування ефективності прийнятих технологічних і технічних рішень

при веденні підготовчих робіт. Відповідно необхідно розрахувати собівартість проведення 1 п. м. виробки за елементами: заробітна плата основна і додаткова; нарахування на заробітну плату; витрата допоміжних матеріалів; електроенергія; амортизація.

На основі цих показників визначається місячна і змінна продуктивність праці одного працівника, розраховуються основні техніко-економічні показники на ділянці. Витрати, необхідні для виконання проекту, визначаються виходячи з обсягу робіт на цикл, проектної кількості циклів і планового числа робочих днів у році.

Розрахунок кількості чол-змін на проведення 1 п.м. виробки і вартості по прямій заробітній платі розраховується на основі поправочних коефіцієнтів до норми виробки, встановлений в проекті обсяг робіт по окремих процесах 1 п. м., діючих норм виробок для цих процесів і тарифних ставок (табл. 2.11).

Всі розрахунки виконані в умовних одиницях через відсутність фактичних даних.

Таблиця 2.10

Фактори, що впливають на рівень норми виробки

Фактори	Значення і характеристика факторів	Поправочний коеф.до норми виробки	Фактичний коеф.
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>
Комбайн	ЕВЗ-250		
Переріз в проходці	13,2		
Площа вугільного вибою ($S_{\text{вв}}$)	4,55м ²		
Відношення $S_{\text{вв}}$ до $S_{\text{вроб}}$	0,32		
Обводненість робочого місця		1	1
Стійкість покрівлі	стійка	1	1
Спосіб транспортування гірської маси	ВДК-2,5	1	1
Категорія г. п. по буримості		1	1
Вид кріплення	Арочне 3-х ланк.	1	1
Матеріал затягування	Сітка	1,05	1,05
Відстань між рамами	1,0	1	1
Умови проведення		1	1
Роздільна виїмка і навантаження		1	1
Кут нахилу, град	1-3	1	1
Норма виробки на ланку	2,00		
Норма виробки на одного працівника	0,29		
Розцінка на 1 п. м.	810,19		810,19
Комплексна норма виробки	0,272		0,272

Таблиця 2.11

Розрахунок комплексних норм виробки і розцінок на підготовчих роботах

п/з	Найменування робіт	Од. вим.	Норма виробки			Обсяг	Кільк ч/зм	Тар. ст.	Розцінка
			По норм	Попр коеф.	Встан				
1	Проведення виробки:	п.м.	0.29	1.1	0.32	1	2.573		
2	МГВМ					1	0.764	157.5	113.4
3	Прохідник					1	1.809	147.5	276.17
4	Щодобове техн. обслуг:								
5	МГВМ						0.4	157.5	59.38
6	Прохідник						0.193	147.5	24.7
7	Монтаж п/п става	м.	12.42	1	12.42	1	0.081	99.06	7.98
8	Вивантаження м/кріплення	т.	7	1	7	0.742	0.106	99.06	10.5
9	Лісоматеріал	м	14.27	1	14.27	0.06	0.004	99.06	0.44
10	Труби, сітки	т.	5.8	1	5.8	0.082	0.014	99.06	1.4
11	Мет. сітка	т.	8.7	1	8.7	0.09	0.01	99.06	1.00
12	Обслуговування пересипу	ч/зм	1				0.764	89.88	68.66
13	Розвантаження вагонів	м шп.	64.2	1	64.2	45	0.703	99.06	69.62
14	Установка анкерів				8.3	5.0	0.602	127.7 4	76.95
	Разом	на 1 п.м.			0.183	1	5.45	121.3 7	710.19

Явочний склад робочих дільниці приймаємо:

- число прохідників в вибої виробки приймається згідно ЕНіР в залежності від площі поперечного перерізу виробки в світлі $S_{св}$, а саме 5 чол. при $S_{св}$ до 10 м^2 і 6 чол. при $S_{св}$ більше 10 м^2 ;
- число електрослюсарів приймаємо згідно ЕНіР в залежності від кількості ГШО рівним 3 чол. в ремонтну зміну і 1 чол. в добувну зміну.

Явочна чисельність прохідницької бригади впродовж доби:

$$Ч_{яв.} = q \cdot L = 4,41 \cdot 7 = 30,87 \text{ чол.}$$

де q – питома трудомісткість;

L – добове посування.

Приймаємо 31 чол.

Списочний склад робочих:

$$Ч_{св.} = Ч_{яв.} \cdot K_{сс} = 31 \cdot 1,94 = 60 \text{ чол.}$$

де $K_{сс}$ - середньорічний коефіцієнт облікового складу. Цей коефіцієнт є розрахунковим показником і визначається на підставі прийнятого режиму роботи дільниці і тієї чи іншої категорії трудящих:

$$K_{сс} = \frac{T_k - T_{пр} - T_{вых}}{T_k - T_{пр} - T'_{вых} - T_{отп}} = \frac{365 - 11}{365 - 11 - 104 - 60} = 1,94$$

де T_k - річний календарний фонд часу, днів;

$T_{пр}$ - кількість святкових днів у році (офіційно неробочих);

$T_{вых}$ - кількість вихідних у підприємства (дільниці). При п'ятиденному робочому тижні $T_{вых} = 104$, а при шестиденному - $T_{вых} = 52$ дні;

$T'_{вых}$ - кількість вихідних в році в трудящих, днів;

$T_{отп}$ - тривалість відпустки у трудящих, днів.

Розрахунок потреби і вартості допоміжних матеріалів ведеться по лісових, вибухових, мастильних та інших матеріалах. Потреба в кріпильних матеріалах визначається за прийнятим паспортом кріплення з урахуванням їх зносу і втрат. Складається зведена таблиця витрат на матеріали (табл. 2.12-2.13).

Таблиця 2.12

Зведена таблиця витрат за матеріалами (базовий варіант)

Вид матеріалу	Од. вим.	Витрата на 1 п. м., од	Витрата в міс, од.	Сума, ум.од
Металеve кріплення	шт/п.м.	1,2	216	442926
З/б затягування	м ² /п.м.	9	1188	80784
Лісоматеріали	м ³ /п. м.	0,006	10,8	7560
Мастильний матеріал	л/п.м.	7	840	26880
Рейка	п.м./п.м.	2	240	63360
Шпала	м ³ /п. м.	0,06	10,22	6643
Гірниче ріжучий інвентар	шт/п.м.	2	240	16800
Спецодяг	ум.од/п. м.	20,2		2424
Разом				589435
Інші матеріали разового користування	1,5%	від вартості основних видів матеріалів		8841
Інші матеріали тривалого користування	5,0%			29471
Невраховані матеріали	2,5%			14735
Всього				642482
Повернення матеріалу при погашенні виробки	22% від вартості всіх видів матеріалів			141346
Всього витрат				501136

Таблиця 2.13

Зведена таблиця витрат за матеріалами (проектний варіант)

Вид матеріалу	Од. вим.	Витрата на 1 п. м., од	Витрата в міс, од.	Сума, ум.од
Металеве кріплення	шт/п.м.	1	180	354340,8
З/б затягування	м ² /п.м.	9	1188,	68904
Лісоматеріали	м ³ /п. м.	0,006	10,8	7560
Анкерне кріплення	шт/п. м.	10	1260	12600
Засоби підривання	шт/п.м.	51	3060	46980
Мастильні матеріали	л/п.м.	7	840	26880
Гірниче ріжучий інвентар	шт/п.м.	2	240	16800
Спецодяг	ум.од/п. м.	20,2		2424
Разом				519432
Інші матеріали разового користування	1,5%	от стоимости основных видов материалов		7791,48
Інші матеріали тривалого користування	5,0%			25971,6
Невраховані матеріали	2,5%			12985,8
Всього				566180,0
Повернення матеріалу при погашенні виробки	22% от стоимости всех видов материалов			124559,
Всього витрат				441621,

Вартість електроенергії та амортизаційні відрахування наведені в таблицях 2.14-2.17.

Таблиця 2.14

Витрата і вартість електроенергії (базовий варіант)

Найменування споживачів	Встановлена потужність електрообладнання, кВт	Число двигунів, шт.	Загальна встановлена потужність, кВт	Коеф. навантаження	Необхідна потужність, кВт	Число годин роботи за добу
ЕВЗ-250	127	1	127	0,8	101,6	15
ДКНУ-1	250	1	250		200	
ПВИ-250	2	2	4		3,2	
ПВИ-400	2,5	1	2,5		2	
АПШ	1,5	1	1,5		1,2	
ТСШВП-630/6	10	1	10		8	
ВМ-6	25	1	25		20	24

Продовження таблиці 2.14

Витрата ел.енергії, кВт-год		ККД мережі	Всього з урахуванням втрат мережі, кВт-год	Тариф оплати за 1 кВт-год, ум.од	Вартість сл. енергії за місяць, ум.од
за добу	за місяць				
1524	42672	0,88	3881	0,56	21093
2560	73680		64438		37525
48	1344		1182		661
30	840		739		413
18	504		443		248
120	3360		2956		1655
480	13440		11827,2		6623,1
Разом					
Дод. витрати	12% від врахованих витрат				8119,1
Всього					75778,2

Таблиця 2.15

Витрата і вартість електроенергії (проектний варіант)

Найменування споживачів	Встановлена потужність електрооблад- нання, кВт	Число двигунів, шт.	Загальна встановлена потужність, кВт	Коеф. навантаження	Необхідна потужність, кВт	Число годин роботи за добу
ЕВЗ-250	127	1	127	0,8	101,6	15
ДКНУ-1	250	1	250		200	
ПВИ-250	2	2	4		3,2	
ПВИ-400	2,5	1	2,5		2	
АПШ	1,5	1	1,5		1,2	
УКВШ 15/7	50	1	50		40	
ТСШВП- 630/6	10	1	10		8	
ВМ-6	25	1	25		20	24

Продовження таблиці 2.15

Витрата ел.енергії, кВт-год		ККД мережі	Всього з урахуванням втрат мережі,	Тариф оплати за 1 кВт-год, ум.од	Вартість ел. енергії за місяць, ум.од
за сутки	за місяць				
1524	42672	0,88	38810	0,56	21093
2560	73680		64438		37525
48	1344		1182		661
30	840		739		413
18	504		443		248
32	896		788		441
120	3360		2956		1655
480	13440		11827,2		6623,1
Разом					68100,1
Дод. витрати	12% від врахованих витрат				
Всього					76272,1

Таблиця 2.16

Розрахунок амортизаційних відрахувань (базовий варіант)

Найменування обладнання	Кільк. од. в роботі	Коеф. резерву	Кількість од. в наявност і	Ціна од., тис. ум.од	Вартість облад., тис. ум.од	Річна норма аморт изації, %	Сума амортизації, тис. ум.од	
							за рік	за місяць
ЕВЗ-250	1	1	1	1431	1431	24	343,44	28,58
ДКНУ-1	1	1	1	1213	1213	24	291,12	24,25
ПВИ-250	2	1	1	16,5	33	40	13,2	1,08
ПВИ-400	1	1	1	18,7	18,7	40	7,48	0,62
ТСШВП-630/6	1	1	1	472	472	24	113,28	9,44
Всього					3920,7		949,24	78,97
Неврах. обладнання	12%				470,48		113,91	9,48
Разом					4391,2		1163,1	88,45

Таблиця 2.17

Розрахунок амортизаційних відрахувань на нове обладнання

Найменування обладнання	Кільк. од. в роботі	Коеф. резерву	Кількість од. в наявності	Ціна од., тис. ум.од	Вартість облад., тис. ум.од	Річна норма амортизації, %	Сума амортизації, тис. ум.од		
							за рік	за місяць	
ЕВЗ-250	1	1	1	1431	1431	24	343,44	28,58	
ДКНУ-1	1	1	1	1213	1213	24	291,12	24,25	
ПВИ-250	2	1	1	16,5	33	40	13,2	1,08	
ПВИ-400	1	1	1	18,7	18,7	40	7,48	0,62	
УКВШ-15/7	1	1	1	350	350	24	84	7	
ТСШВП-630/6	1	1	1	472	472	24	113,28	9,44	
ПП 80 НВ	1	1	1	50	50	24	12	1	
Всього					4320,7		1045,24	86,97	
Неврах. обладнання		12%				518,48		125,43	9,53
Разом					4839,18		1170,67	96,5	

Калькуляція собівартості 1 п. м. проведення виробки та порівняння варіантів проведення наведені в таблицях 2.18-2.20.

Таблиця 2.18

Калькуляція собівартості 1 п. м. при рамному способі кріплення

№ з/п	Елементи собівартості	Витрата на проведення виробки, тис. ум.од	Витрата на 1 п.м. ум.од.
1	Основна зарплата	1676707,5	2312,07
2	Додаткова зарплата	1499017,3	2067,61
	Разом зарплата:	3194777,8	4406,59
3	Нарахування на заробітну плату (45 % від основної та додаткової зарплати)	1437646	1982,96
4	Матеріали, в тому числі:	3891361	5361,68
	а) лісоматеріали	85803,8	118,35
	б) витрата і знос металокріплення	2280052,5	3144,9
	в) рейки	382800	528
	г) з/б затягування	561295	774,2
	д) мастильний матеріал	26880	224
	е) ріжучий інструмент	164800	140
	ж) спецодяг	14645	20,2
	з) інші витрати	320486,3	442,05
5	Електроенергія	327047,5	451,1
6	Амортизація	381712,5	526,5
7	Разом собівартість		10745,9

Таблиця 2.19

Калькуляція собівартості 1 п. м. при рамно-анкерному способі кріплення

№ з/п	Елементи собівартості	Витрата на проведення виробки, тис. ум.од	Витрата на 1 п.м. ум.од.
1	Основна зарплата	1526538,3	2105,57
2	Додаткова зарплата	1373331,3	1894,25
	Разом зарплата:	2899869,5	3999,82
3	Нарахування на заробітну плату (45 % від основної та додаткової зарплати)	1304934,8	1799,91
4	Матеріали, в тому числі:	3591650	4954
	а) лісоматеріали	85803,8	118,35
	б)анкерне кріплення	413105	569,8
	в) витрата і знос металокріплення	1839615	2537,4
	г) рейки	382800	528
	д) з/б затягування	271295	374,2
	е) мастильний матеріал	26880	224
	ж) ріжучий інструмент	164800	140
	з) спецодяг	14645	20,2
	і) інші витрати	320486,3	442,05
5	Електроенергія	329150	454
6	Амортизація	416440	574,4
7	Разом собівартість		9982,2

Таблиця 2.20

Порівняння техніко-економічних показників

Найменування показників	Од. вим.	Проект	Факт	+
Собівартість підготовчих робіт: всього	ум.од/ п.м	9982,2	10745,9	-736,7
- заробітна плата	ум.од/ п.м	3999,82	4406,59	-406,77
- матеріал	ум.од/ п.м	4454	5161,68	-407,68
- електроенергія	ум.од/ п.м	454	451,1	+2,9
- амортизація	ум.од/ п.м	574,4	526,5	+47,9
Чисельність робітників у прохідницькій бригаді	чол.	47	39	-8

2.9. Висновки

В даному розділі кваліфікаційної роботи зроблене обґрунтування параметрів впровадження нового комбайну та дворівневого рамно-анкерного кріплення підготовчої виробки в умовах шахти «Павлоградська». В результаті заміни рамного кріплення на рамно-анкерне та впровадження нової прохідницької техніки, відбулося збільшення швидкості проведення виробки до 225 м/міс. Це дозволило знизити собівартість проведення і кріплення 1п.м виробки на 736,7 ум. од., збільшити продуктивність праці робітників по проведенню підготовчої виробки.

Проведено розрахунок локомотивної відкатки і кількості повітря, необхідного для провітрювання тупикової виробки. Наведено заходи щодо охорони праці і протипожежного захисту підготовчої виробки.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

У кваліфікаційній роботі була досягнута поставлена мета: інтенсифікація підготовчих робіт при розробці пласта С₄ шляхом збільшення несучої здатності кріплення підготовчих виробок за рахунок застосування дворівневого рамно-анкерного кріплення в умовах шахти «Павлоградська».

Для проведення підготовчої виробки в проекті прийнятий прохідницький комбайн китайського виробництва EBZ-250. Транспортування гірської маси здійснюється у вагонетках ВДК-2,5, доставка матеріалів і обладнання здійснюється у вагонетках ВГ-3,3 за допомогою акумуляторних електровозів типу АМ-8Д. Для буріння шпурів під анкери застосовується бурова установка ПП-80НВ з пневмостійкою TRS 1800.

З урахуванням гірничо-геологічних умов, а також досвіду роботи вітчизняних і зарубіжних підприємств в аналогічних геологічних умовах, в роботі прийняте дворівневе рамно-анкерне кріплення КШПУ-11,0 зі спецпрофілем для передачі зусилля від канатного анкера до верхняка арочного кріплення. Це дозволило збільшити несучу здатність комплекту кріплення з 250 до 484 кН.

Всі прийняті в кваліфікаційній роботі рішення засновані на сучасних тенденціях в галузі гірничої справи. Поява різноманітних нововведень в технологічних схемах вугільних шахт в різних гірничо-геологічних умовах, як в нашій країні, так і за кордоном обумовлюють необхідність узагальнення досвіду їх впровадження, а також виявлення особливостей реалізації на вугільних підприємствах Донбасу. Впровадження нових прогресивних схем виїмки на тонких і середньої потужності пластах, дають високу економічну ефективність і підвищують конкурентоспроможність підприємства.

Застосування дворівневого рамно-анкерного кріплення КШПУ - 11,0 зі спецпрофілем для передачі зусилля від канатного анкера до верхняка арочного кріплення в умовах пласта С₄ шахти «Павлоградська» дозволило збільшити несучу здатність комплекту кріплення, підвищити ступінь безпеки ведення гірничих робіт на сполученні лави зі штреком і знизити собівартість проведення 1 п.м виробки.

Кваліфікаційна робота виконана відповідно до програми й методичних рекомендацій кафедри гірничої інженерії та освіти [14].

Перелік використаної літератури

1. ДСТУ 3008:2015. Звіти у сфері науки і техніки. Структура та правила оформлення.
2. ДСТУ 8302:2015. Бібліографічне посилання. Загальні положення та правила складання.
3. Правила безпеки у вугільних шахтах / НПАОП 10.0-1.01 - 10.- К., 2010. - 430 с.
4. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 1. - К., 2003. - 478 с.
5. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 2.- К., 2003. - 409 с.
6. 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.
7. Сивко В. Й. Розрахунки з охорони праці: Навчальний посібник. – Житомир: ЖІТІ, 2001. – 152с.
8. Ткачук К. Н., Гурін А. О., Бересневич П. В. та ін. Охорона праці (підручник для студентів гірничих спеціальностей вищих закладів освіти). За ред. К.Н. Ткачука. Київ, 1998. – 320с.
9. Транспорт на гірничих підприємствах: Підручник для вузів. – 3-є вид. / Заг. редактування доповнень проф. М.Я. Біліченка – Д.НГУ, 2005. – 636с.
10. 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.
11. 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.
12. Єдині норми виробітку на гірничо-підготовчі роботи для вугільних шахт.– Донецьк: Касіопея, 2004.– 292 с.
13. 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.
14. Програма та методичні рекомендації 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». – Д.: НТУ «ДП», 2019. – 24 с.

**Додаток А. Технічна характеристика прохідницького
комбайна EBZ-260**

Наименование	Технические параметры
Размеры	10,77×2,9×1,83 м
Зона бурения	0,0 м (в)×0,81 м (ш)
Кпиренс	210 мм
Рабочий уклон	±160
Давление грунта	0,17 МПа
Тип отвода пыли	Внутренний и внешний
Форма бура	Киркоматыга
Мощность двигателя гидравлической системы	120 кВт
Тип передачи	4
Скорость цепи	62 м/мин
Тормоз	Корпус и съёмные детали
Ёмкость бака для топлива	400 л
Давление гидравлической системы	22 МПа
Размеры без основных частей	0,38 м (д)×1,08 м (ш)×1,47 м (к)
Вес	70 т
Глубина бурения	215 мм
Высота уклона	130 мм
Плотность при экзотермичном бурении	±90 МПа
Скорость буровой головки	46 об/мин
Рабочее давление внутренней системы отвода пыли	0,0 МПа
Мощность двигателя бурения	200 кВт
Скорость передачи	20 об/мин
Грузоподъёмность	4,5 м ³ /мин
Скорость перемещения	0,0,3 м/мин
Тип присоединения транспортной базы	Присоединение к базе с топливом при помощи пластин
Напряжение	Переменный ток 1140 В
Гидравлический насос	A11VO190/190