

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 Раджабов Діловар Бахтієрович
(П.І.Б.)

академічної групи 184-16-3 III
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології виїмки вугілля очисними комбайнами пласта С₁₀^Б шахти «Західно-Донбаська» 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 Раджабов Д.Б. академічної групи 184-16-3 ПІ
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології виїмки вугілля очисними
комбайнами пласта С₁₀^в шахти «Західно-Донбаська» 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 16.06.2020 р.

Прийнято до виконання _____
(підпис студента)

Раджабов Д.Б.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 55 аркушів друкованого тексту, 3 рисунки, 15 таблиць, 19 джерел, один додаток на трьох сторінках.

Ідея кваліфікаційної роботи полягає в розробці та використанні економіко-математичних моделей для обґрунтування нової структури видобувного комплексу.

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 структури очисного обладнання на більш безпечне та з економічної точки зору переважне, 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 підвищення зменшення питомої собівартості видобутку.

Результати кваліфікаційної роботи можуть бути використані при підготовці запасів, що залишилися в умовах шахт ПрАТ "Павлоградвугілля".

ШАХТА, АНАЛІЗ ВИРОБНИЧОЇ СИТУАЦІЇ, СПОСІБ ПІДГОТОВКИ, ЕКОНОМІКО-МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

ЗМІСТ

Реферат	3
Вступ	5
1. Характеристика гірничого підприємства	6
1.1 Місце розташування підприємства	6
1.2. Гірничо-геологічна характеристика	7
1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт	12
1.4. Висновки	14
1.5. Вихідні дані на проект	14
2. Технологічна частина	16
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	16
2.2 Розрахунок параметрів технології механізованого видобутку вугілля	18
2.3 Технологія виконання прийнятих рішень	29
2.4 Організація робіт на виробничій дільниці	31
2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці	35
2.6 Вентиляція виробничої дільниці	37
2.7 Охорона праці	39
2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутої корисної копалини	44
2.9 Висновки	48
Висновки	49
Перелік посилань	50
Додатки	52

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 збільшення виробничої потужності шахти за рахунок ліквідації "вузьких місць" у технологічному ланці (фронт гірських робіт) шляхом застосування найбільш раціональної і економічно вигідної технології видобутку вугілля механізованим способом, обґрунтування і вибір якої виконано в розділі 2 цієї кваліфікаційної роботи.

1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Місце розташування підприємства

Поле шахти «Західно-Донбаська» розташовується на детально розвіданій площі Павлоградсько-Петропавлівського кам'яновугільного басейну Західного Донбасу і знаходиться на території Павлоградського району Дніпропетровської області України.

Адміністративно шахта входить в шахтоуправління "Тернівське" ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». Поблизу шахти розташовані місто Тернівка і село Богданівка, а в 15 км – місто і залізнична станція Павлоград. Найближчими гірничодобувними підприємствами є сусідні діючі шахти «Тернівська», «Павлоградська», «Самарська», «Дніпровська» і шахта ім. Героїв Космосу.

В 10 км від шахти проходить залізнична магістраль МПС Павлоград-Покровський. У безпосередній близькості від залізниці проходить шосейна дорога Київ-Донецьк.

Район Західного-Донбасу відноситься до степової смуги і приурочений до басейну Самара та її приток. Рельєф вугленосного району - слабохолмистої степова рівнина. Максимальна абсолютна відмітка + 140м, мінімальна - + 70м.

1.2. Гірничо-геологічна характеристика

1.2.1 Структурна будова гірського масиву

В геологічну будову шахтного поля бере участь комплекс осадових порід кам'яновугільного, палеогенового, неогенового і четвертинного віку. Породи докембрію і девону на шахтному полі не розкриті.

Відкладення свити представлені в основному аргілітами, алевролітами, рідше пісковиками і численними шарами з прошарками кам'яного вугілля потужністю 0,1–1,2 м.

Залягання порід полого з зануренням в північно-східному напрямку під кутом до 5°.

Відкладення тріасу і юри розташовані лише в західній частині шахтного поля. Вони залягають на розмитій поверхні карбону, з падінням на північний схід під кутом до 50. Потужність їх збільшується на північний схід від 3 до 7 м. Ці відклади представлені строкато-кольоровими глинами, різнозерністими слабосцементованні пісковиками і пісками.

Тектонічне порушення проявляється в основному в південній частині шахтного поля, де встановлено великий регіональне Богдановське скидання з амплітудою від 185 до 340 м і супутні йому більш дрібні тектонічні порушення.

В геологічну будову шахтного поля приймають участь продуктивні відкладення нижнього карбону і перекривають їх осадові освіти триас-юрського, палеогенового і четвертинного віку.

У межах шахтного поля робочої потужності досягають вісім шарів: C_{10}^B , C_8^B , C_8^H , C_7^H , C_6 , C_5 , C_4^B , C_1 . Будова пластів переважно проста, рідше складна. В додатку А наведена характеристика вугільних пластів.

1.2.2. Гідрогеологія та тектоніка

У межах шахтного поля розташовані поверхневі і підземні води.

Водоносні горизонти в товщі покривних відкладень приурочені: до відкладень алювія потужністю до 11 м; до відкладень самарського ярусу і нижньої частини пісків потужністю 2–11 м; до відкладень харківського ярусу і пісків потужністю до 16 м і має повсюдне поширення; до відкладень тріас-юрської свити лінзо-образного залягання піском. Можливий максимальний водопрітік при повному розвитку гірничих робіт складе до 200 м³/год.

У тектонічному відношенні шахтне поле характеризується неспокійним заляганням порід і вугільних пластів. У зоні Богданівського скидання, у якого: простягання північно-західне з невеликими відхиленнями, падіння площині зсуву північно-східне під кутом 40 – 45°, амплітуда вертикального зсуву порід по скиданню в межах поля змінюється від 185 м до 340 м, розвинена плікативна дислокація, виражена у вигляді пологих

антиклінальних підняттях і синклінальних прогинів. В цілому гірничо-геологічні умови відпрацювання пластів складні. У зв'язку з посиленням гірським тиском і низькими характеристиками міцності бічних порід ($f = 0,7 - 2,0$).

1.2.3. Межі та розміри шахтного поля

Межі шахтного поля: на сході - умовна лінія, що проходить через свердловини №3269 - 3273 (загальна з полем шахти «Дніпровська»); на заході - умовна лінія, що проходить через свердловини №960 - 967 (загальна з полем шахти «ім. Героїв Космосу»); на півдні (по повстанню) - Богданівський скид; на півночі (по падінню) - проекція ізогіпси мінус 435 м пласта C_8^H на все оцінювані пласти.

Розміри шахтного поля в зазначених технічних межах складають по падінню від 3,1 до 5,7 км, По простяганню до 10 км площа шахтного поля складає 38 км².

1.2.4. Технічні показники

В даний час шахта працює зі встановленою виробничою потужністю 1,2 млн т вугілля на рік. До цього рівня наблизилися технічні можливості шахти, зокрема, по підземному транспорту і вентиляції.

Шахта "Західно-Донбаська" відноситься до надкатегорійних по газу і небезпечних за вибухами вугільного пилу. Вугільний пил відпрацьовуються пластів вибухова, породний пил – селікозно небезпечний. Пласти вугілля не є небезпечними щодо раптових викидів вугілля і газу, гірничих ударів, суфляри. Абсолютна метаноміскість 38,8 м³/т. Температура навколишніх порід на глибині ведення гірських робіт не перевищує 25 ° С.

За даними лабораторних випробувань вугілля пластів C_{10}^B , C_8^B і C_8^B , що розробляються шахтою "Західно-Донбаська", не схильні до самозаймання. За період експлуатації шахти самозаймання вугілля в ціликах не спостерігалось.

Схема провітрювання - всмоктувальна. Суфлярних виділень метану та раптових викидів вугілля і газу на шахті не відзначалося. Вугілля не схильне

до самозаймання. За допоміжному стовбуру відбувається подача свіжого струменя повітря в шахту, по головному стовбуру виводиться вихідний струмінь повітря. Схема провітрювання виїмкових дільниць - зворотноточна, а там де вдається утримати за лавою штрек застосовується прямоточна схема провітрювання з підсвіженням вихідного струменя повітря.

Протягом всього терміну служби шахти вугілля видається з горизонту 585 м через головний ствол, порода видається породним підйомом з цього ж ствола. Головний ствол обладнаний двухскіповим вугільним і односкіповим породним підйомами.

Підйомні машини вугільного і породного підйомів багатоканатні, відповідно, типу ЦШ 5x4 і ЦШ 4x4, встановлені на баштовому копрі. Допоміжний ствол обладнано двоклітьовий і одноклітьовий з противагою підйомними установками з одноканатними підйомними машинами типу ЦР-6x3, 2/0,5.

1.2.5. Схема розкриття

Розкриття пластів здійснено двома центрально-здвоєними вертикальними стволами і квершлагами (перетин $S=14,7 \text{ м}^2$, Кріплення КШПУ). Пласти C_v^8 і C_n^8 в центрі шахти розкриті безпосередньо стволами. У місці перетину стволами пласта C_n^8 споруджений пристовбуровий двір горизонту 480 м, від якого пройдені на захід і схід магістральні вироблення. Цими виробками шахтне поле поділене на уклоне і бремсбергове виймальні поля.

Розкриття бремсбергового поля західного крила цих пластів здійснено південними магістральними штреками горизонту 480 м, а розкриття бремсбергового поля східного крила здійснено відкотним і конвесрним квершлагами горизонту 480 м.

В даний час на шахті діють горизонти: 480 м, 510 м, 585 м і 680 м, основними робочими з яких є горизонт 480 м і 585 м.

1.2.6. Спосіб підготовки і система розробки

На шахті застосовується погоризонтний спосіб підготовки шахтного поля, стовпова система розробки з керуванням покрівлею повним обваленням. Виймка вугілля комплексно - механізована, для транспортування вугілля застосовується повна конвеєризація проведення гірничих виробок комбайнами з транспортуванням гірської маси в вагонетках. В межах Блоку №1, роботи ведуться по пластах C_8^B і C_8^H . Так як ці пласти зближені і середня відстань між ними складає 7 м., то роботи по обом пластам ведуться з одного горизонту 480 м. Відпрацьовуються лави в ухилом і бремсберговом частинах шахтного поля, в ухилом частини лави відпрацьовуються довгими стовпами по повстанню, а в бремсбергової - довгими стовпами по простяганню. Довжини лав залежно від гірничо-геологічних умов змінюються в межах 170–200 м., довжини стовпів в ухилом частини до 1000 м., а в бремсберговій - до 2500 м.

1.2.7. Очисні роботи

Виймка вугілля в лавах здійснюється комбайнами КА-80 та 1К103, що працюють за човниковою схемою, з виносом головок на штреки. Для транспортування вугілля по лавах застосовуються скребкові конвеєри типів СП-202В1, СПЦ-163 і СП-251, пересування конвеєрної лінії здійснюється слідом за посування комбайна. Кріплення лави проводиться механізованими комплексами КД-80 і 1КМ103, що працюють за зарядженої схемою.

Застосовувана організація праці найбільш ефективна і безпечна в умовах шахти «Західно-Донбаська» при використанні комплексу КД 80.

1.2.8. Проведення підготовчих і нарізних виробок

Відповідно до прийнятого способу підготовки підготовчі виробки, як магістральні, так і виймальних проводяться по пласту з присічки вміщують порід і є практично горизонтальними. Так як міцність порід не перевищує $f = 3$, то застосовується комбайновий спосіб проведення гірничих виробок. Для

цього використовуються комбайни типів ГПКС і 4ПП-2. Транспортування породи проводиться в вагонетках ВГ-3,3 з горизонтальним гірничих виробках електровозами АМ-8Д, а по похилим - лебідками.

Виробки кріпляться аروحним кріпленням КШПУ перетином у світлі 11,2 м²-15,2 м², п'ятиланковим кріпленням ВПК перетином 12,0 м², триланкової АП-11,2 і кільцевим кріпленням діаметром 4,5 і 5,5 м. Відстань між рамами кріплення 0,5-1,0 м.

1.2.9. Організація робіт та техніко-економічні показники на гірничому підприємстві

У 2018 році шахта працювала 317 днів з видобутку вугілля і проведення гірничих виробок за змінним графіком трудящих при безперервної робочого тижня для шахти.

Режим роботи: число робочих змін з видачі вугілля з шахти - 3; число робочих змін з видобутку вугілля - 3; число робочих змін з проведення гірничих виробок - 3; число ремонтно - підготовчих змін - 1; тривалість зміни для підземних робітників - 6 годин, а для робітників поверхні 8.

Техніко-економічні показники роботи шахти досягнуті в Протягом 2018 року було зведено в таблицю 1.1

Таблиця 1.1 – Техніко-економічні показники робіт шахти

Показник	Значення
Потужність шахти:	
- проектна, тис.т.	2327,8
- фактична виробнича 1.01.2019 року, тис.т.	2572,931
Підтримувана лінія:	
- очисних робіт, м.	612
- гірничих виробок, км.	88,9
Штат працівників по групах працюючих, осіб:	
- всього	3019
- промислово-виробничий персонал	2867
- робочих на поверхні	632
- робітників з видобутку вугілля	2499

- підземних робітників	1848
Режим роботи шахти	4-х змінний; 1-ща ремонтно-підготовчі; 2-а, 3-я, 4-а видобувні
Собівартість видобутку 1 т вугілля, грн / т.	809
Відпускна ціна 1 т вугілля, грн / т	1225
Рівень рентабельності, %	47
Нормативна зольність вугілля по шахті, %	39
Витрата лісоматеріалів на 1000 т видобутку, м ³	6,3
Витрата на тону видобутого вугілля:	
- електроенергії, кВт·год / т.	42,4
- пневмоенергії, м ³ /т	-
Число діючих:	
- очисних вибоїв	3
- підготовчих вибоїв	8

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 пластів	Схема підготовки	Концентрація гірничих робіт, зменшення обсягів і протяжності одночасно підтримуваних виробок, спрощення схем транспорту і вентиляції.
3. Обладнання очисних вибоїв комплексами нового технічного	Система розробки	Зниження трудомісткості і підвищення безпеки ведення очисних робіт, підвищення навантаження на очисний вибій.

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
рівня КД-90		
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 магістрального транспорту	Підземний транспорт	Підвищення коефіцієнта машинного часу очисного обладнання, збільшення навантаження на лаву.
9. Збільшення довжини лави	Очисні роботи	Зниження часу кінцевих операцій, що припадають на 1 т.с.д.

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 добувних і підготовчих ділянок.

1.5. Вихідні дані на проект

Виробнича потужність шахти становить 2,5 млн т вугілля на рік.

Шахта надкатегорійні за газом метаном, небезпечна по вибуховості вугільного пилу. Суфлярних виділень метану та раптових викидів газу і вугілля не спостерігалось. Вугілля не схильні до самозаймання.

Схема провітрювання шахти – центральна, спосіб провітрювання – всмоктуючий.

Балансові запаси станом на 01.01.2019 року наведені в таблиці 1.4 і складають по шахті 180,6 млн т. Промислові запаси товарного вугілля станом на 01.01.2019 року наведені в таблиці 158 і становлять 160,0 млн т. З даної таблиці видно, що дотримуючись умов непідроблення населених пунктів і

прилеглої зони затоплення, реально можливі до відпрацювання запаси складуть 94,7 млн т.

Таблиця 1.4 – Балансові запаси шахти «Західно-Донбаська» станом на 01.01.2019 року

Символ пласта	Балансові запаси за категоріями розведаності, тис. т.					$\frac{A+B}{A+B+C_1}$ %
	A	B	A+B	C ₁	A+B+C ₁	
C ₁₀ ^B	17878	9332	27210	6324	33534	81,1
C ₈ ^B	-	7711	7711	9116	16827	45,8
C ₈ ^H	11570	12459	24029	8598	32627	73,6
C ₇ ^H	-	5363	5363	17613	22976	23,3
C ₆	4479	18054	22533	11452	33985	66,3
C ₅	-	3506	3506	7493	10999	31,9
C ₄ ^B	-	-	-	5433	5433	-
C ₁	-	7646	7646	16538	24184	31,6
Всього по шахті	33927	64071	97998	82567	180565	54,3

Таблиця 1.5 – Промислові запаси шахти «Західно-Донбаська» станом на 01.01.2019 року

Символ пласта	Промислові запаси, млн т.		
	Всього	Під населеними пунктами і в зоні впливу очисних робіт	Підлягають до виймання
C ₁₀ ^B	30,9	8,4	22,5
C ₈ ^B	13,7	8,1	5,6
C ₈ ^H	26,6	9,1	17,1
C ₇ ^H	22,3	9,3	13,0
C ₆	30,7	15,5	15,2
C ₅	9,9	2,3	7,6
C ₄ ^B	5,1	2,8	2,3
C ₁	20,8	9,4	11,4
Всього	160,0	64,9	94,7

2. ПРОЕКТ ТЕХНОЛОГІЇ МЕХАНІЗОВАНОГО ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ В ОЧИСНОМУ ВИБОЇ

2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

В таблиці 2.1 наведено характеристики видобувної ділянки шахти «Західно-Донбаська». В результаті виконання проекту необхідно запропонувати нову структуру видобувного комплексу.

Таблиця 2.1 – Характеристики існуючої виймальної ділянки

Параметр	Значення
Потужність пласта	1,1 м
Довжина очисного вибою	160 м
Кут падіння пласта	5 ⁰
Механізоване кріплення	МКД80
Очисний комбайн	КА80
Забійний конвеєр	СП251

Необхідно з'ясувати за допомогою чого буде відбуватися виймання вугілля. Зведемо до таблиці 2.2 порівняльну характеристику стругу та очисного комбайну.

Таблиця 2.2 – Порівняльна характеристика стругу та очисного комбайну

Параметр	Геологічні умови	Струг	Очисний Комбайн	Доцільність використання
категорія уст.	Б ₂ - Б ₃	Б ₄ -Б ₅	Б ₁ -Б ₅	очисн.комбайн
вибробезпека	відсутні	є	нема	очисн.комбайн
опір різанню	240 Н/мм	до 220 Н/мм	до 360 Н/мм	очисн.комбайн
потужн. пласта	1,1	1,2 м	0,8-2,2м	очисн. комбайн
кут падіння, град.	8-10	до 35	до 35	струг та комбайн

Як видно з порівняльної характеристики доцільно використовувати очисний комбайн.

Перейдемо до вибору очисного комбайну

Наведемо в таблиці 2.3 відповідність комбайнів гірничо-геологічним умовам, а також вимогам до умов праці.

Таблиця 2.3 – Вибір очисного комбайну

№	Параметр	ІК103	УКД400	РКУ10	КА80
1	потужність пласта $m = 1,1$ м	-	+	+	+
2	кут падіння $\alpha=5$	+	+	+	+
3	опір різанню $A= 240$ Н/мм	+	+	+	+
4	властивості вугілля	+	+	+	+
5	продуктивність праці («+» -висока енергоозбросність, «-« - низька енергоозбросність	-	+	+	-
6	сортність вугілля «+»-барабанний ВО, «-«-шнековий ВО	-	-	-	+
7	безпека праці: «+»-цівочний,гідравлічні,вбудований,»-«ланцюговий з ВСП	+	+	+	-

Встановлено, що обладнання, яке використовується наразі не задовольняє умовам безпеки праці, а також має підвищені енерговитрати на видобуток та транспортування вугілля. Таким чином пропонується проект заміни існуючої структури механізованого комплексу в очисному вибої на новий з використанням очисного комбайну УКД400. Це дозволить підвищити безпеку праці, а також скоротити витрати на процес виймання вугілля, а також знизить капітальні витрати на обслуговування обладнання.

У відповідності до прийнятого рішення необхідно обґрунтувати структуру механізованого комплексу, а також провести техніко-економічний аналіз.

2.2 Розрахунок параметрів технології механізованого видобутку вугілля

2.2.1 Визначення основних параметрів очисного обладнання

Як було раніше встановлено для підвищення показників видобутку необхідно застосувати комбайн УКД400.

Згідно довідникової літератури обираємо тип механізованого кріплення. Обране кріплення окрім вимог геологічних, повинне відповідати наступним вимогам:

- перевагу слід віддавати кріпленням нового технічного рівня.
- для покрівлі типу А₁ та міцністю порід безпосередньої покрівлі менше Б₄ слід приймати опір підтримуючої частини 500 кН/м², а опір посадочного ряду 950 кН/м².

Для вибору механізованого комплексу необхідно порівняти їх технічні характеристики: (наведемо їх в таблиці 2.4).

Таблиця 2.4 – Технічні характеристики механізованого кріплення

Показник і умови застосування	Тип кріплення					
	1КД90	2КД90	2КД90Т	ДМ	КД80	М87УМ
Потужність пласта, м	0,8-1,3	1,1-1,5	1,1-1,5	0,8-1,5	0,8-1,2	1,15-1,4
Кут підняття пласта, град за простиранням за падінням	0-35	0-35	0-35	0-35	0-15	0-15
	0-10	0-10	0-10	0-10	0-8	0-10
Питомий опір, кН/м ²	488-550	514-554	813-863	325-485	410	410
Опір секції, кН	2838-3194	2988-3217	4745-5035	1800-2800	1520	1300
Питомий опір на передній консолі, кН/м	389-438	410-441	650-692	340-420	400	400
Крок установки секцій, м	1,5	1,5	1,5	1,5	0,95	0,95
Габарити секції мм						
Висота (мін – мах)	655-1365	710-1450	750-1470	610-1500	710-1300	855-1455
Ширина	1420	1420	1420	1440	920	920
Довжина	4735	4750	5000	4530	3850	3560
Коефіцієнт затяжки покрівлі	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,95
Тиск на почву, МПа	1,12	1,13	1,73	1,45	1,6	1,65
Маса секції, кг	7200	7530	8900	7200	1938	1640
Час пересування секції, с	12-15	10-12	10-12	10-12	12-15	12-15
Категорія порід покрівлі по обрушенню	А ₁ , А ₂	А ₁ , А ₂	А ₃	А ₁ , А ₂	А ₁ , А ₂	А ₁ , А ₂
Категорія порід безпосередньої покрівлі	Б ₂ , Б ₃	Б ₂ , Б ₃	Б ₃ , Б ₄	Б ₃	Б ₄ , Б ₅	Б ₄ , Б ₅
Категорія порід підшви	П ₂ , П ₃	П ₂ , П ₃	П ₃ , П ₄	П ₂ , П ₃	П ₃	П ₃

Із наведених характеристик оберемо механізоване кріплення МДМ, а в якості конвеєру СП251. Тепер перевіримо кріплення та визначимо робочі характеристики комбайну.

Необхідна висота кріплення визначиться за формулою:

$$H_{min} = m_{min}(1 - \alpha b_3) - a_p = 1,1 \cdot (1 - 0,04 \cdot 4,1) - 0,05 = 0,87 \text{ м}$$

де H_{min} – мінімальна висота кріплення

m_{min} – мінімальна потужність пласта в межах виймає мого поля, мм;

b_3 – відстань від вибою до задньої стійки кріплення, м;

α – коефіцієнт враховуючий опускання порід покрівлі в лаві на 1 м при вибійного простору в долях від пласта, покрівлі класу А₁ приймаємо $\alpha=0,04$;

a_p – величина запасу роздвижності для розвантаження кріплення, для пластів потужністю більше 0,8 м приймаємо 50 мм.

Визначимо максимальну конструктивну висоту кріплення:

$$H_{max} = m_{max}(1 - \alpha b_n) = 1,4 \cdot (1 - 0,04 \cdot 2,9) = 1,23 \text{ м}$$

де m_{max} – максимальна виймальна потужність пласта, м;

$b_n=2,9$ м – відстань від вибою до передньої стійки кріплення;

Після визначення параметрів кріплення слід перевірити їх на виконання умови:

$$H_{min} \geq H_{minкр}$$

$$0,87 > 0,71 \text{ – умова виконується}$$

$$H_{max} \leq H_{maxкр}$$

$$1,23 < 1,42 \text{ – умова виконується}$$

Отже механізоване кріплення МДМ придатне для використання в розглянутих гірничо-геологічних умовах.

Визначимо опірність вугілля різанню у при вибійній частині:

$$A_{pф} = A \cdot K_{від} = 0,78 \cdot 240 = 187 \text{ кН/м}$$

де A – опір вугілля різанню в невіджатому масиві, кН/м;

$K_{від}$ - коефіцієнт віджиму вугілля визначається за формулою:

$$K_{від} = 0,48 + \frac{r - 0,1m}{r + m} = 0,48 + \frac{0,63 - 0,1 \cdot 1,1}{0,63 + 1,1} = 0,78$$

де r -ширина захвату очисного комбайну, м;

m -виймальна потужність пласта в нашому випадку $m=1,1$ м;

Визначимо можливу швидкість комбайну в залежності від подачі та максимальної та можливої потужності пласта, визначимо за формулою:

$$v'_{ппр} (v''_{ппр}) = v_{ппр1} - \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (v_{ппр1} - v_{ппр2})$$

при опорі вугілля меншому за фактичний:

$$v'_{ппр} = 10 - \frac{1,1 - 0,8}{1,5 - 1,1} (10 - 3,2) = 8,36 \text{ м/хв.}$$

при опорі вугілля більшому за фактичний:

$$v'_{ппр} = 5,5 - \frac{1,1 - 0,8}{1,5 - 1,1} (5,5 - 3,2) = 4,95 \text{ м/хв.}$$

де $v'_{ппр} (v''_{ппр})$ – можлива швидкість подачі комбайну м/хв.;

$v_{ппр1}$ - швидкість подачі при максимальній потужності пласта, м/хв.;

$v_{ппр2}$ - швидкість подачі при мінімальній потужності пласта, м/хв.;

Остаточно прийємо, при фактичному опорі вугілля різанню, можлива швидкість комбайну за потужністю приводу визначиться так:

$$v_{\text{ппр}} = \left[v'_{\text{ппр}} - \frac{A_{\text{рф}} - A_{\text{р}}}{A''_{\text{р}} - A'_{\text{р}}} (v'_{\text{ппр}} - v''_{\text{ппр}}) \right] k_{\text{пк}} =$$

$$= \left[8,36 - \frac{150 - 120}{180 - 120} (8,36 - 4,95) \right] \cdot 1,15 = 7,6 \text{ м/хв.}$$

Визначимо складову сили різання в напрямку подачі комбайну.

Визначимо за формулою:

$$F_{\text{п}} = F'_{\text{п}} - \frac{A_{\text{рф}} - A_{\text{р}}}{A''_{\text{р}} - A'_{\text{р}}} (F'_{\text{п}} - F''_{\text{п}}) = 85 - \frac{150 - 120}{180 - 120} (103 - 62) = 64,5 \text{ кН}$$

Визначимо можливу швидкість подачі комбайну за допустимим тяговим зусиллям механізму подачі:

$$v_{\text{тяг}} = \frac{v_{\text{ппр}}}{0,1 F_{\text{п}}} [0,1 F_{\text{т}} - 1,4 G (0,2 + 0,016 \alpha)] =$$

$$= \frac{7,65}{0,1 \cdot 64,5} \cdot [0,1 \cdot 150 - 1,4 \cdot 19,1 (0,2 + 0,016 \cdot 9)] = 7,1 \text{ м/хв.}$$

де $F_{\text{т}}$ – тягове зусилля подаючої частини комбайну, кН;

G – маса комбайну, т;

Розраховане значення швидкості в залежності від тягового зусилля повинно бути менше допустимого значення швидкості $v_{\text{тяг}} < v_{\text{доп}}$;
перевіримо: $7,14 < 10$ – умова виконується.

Визначимо швидкість подачі комбайну, обумовлену швидкістю кріплення комплексно-механізованої лави:

$$v_{\text{кр}} = v_{\text{крт}} k_{\text{сх}} k_{\text{уп}} k_{\text{уст}} = 3 \cdot 1,7 \cdot 0,987 \cdot 0,70 = 3,5 \text{ м/хв}$$

де $v_{крт}$ – швидкість кріплення при послідовній схемі пересування кріплення та устійчивих бокових породах, для МДМ приймається 3,00;

$k_{сх}$ – коефіцієнт, враховуючий схему пересування кріплення, для послідовного пересування кріплення він дорівнює 1,7;

$k_{уп}$ – коефіцієнт зниження швидкості кріплення зі збільшенням куту падіння, $k_{уп} = 1 - 0,013(\alpha - 9) = 0,987$;

$k_{уст}$ – коефіцієнт, враховуючий устійчивість та обводненість порід покрівлі та почви, для слабих порід він приймається 0,7.

Зважаючи на те, що потужність пласта 1,1 – 1,4 м обмеження за швидкістю пересування в лаві приймається: $v_{маш} = 4,5$ м/хв.

Остаточну швидкість виймання приймається із умови:

$$v_{п} = \min(v_{ппр}, v_{тяг}, v_{кр}, v_{маш})$$

В таблиці 2.5 наведено обмежувальні швидкості.

Таблиця 2.5 – Обмежувальні швидкості очисного комбайну

Швидкість	$v_{ппр}$	$v_{тяг}$	$v_{кр}$	$v_{маш}$
Значення, м/хв.	7,6	7,1	3,5	4,5

Отже, $v_{п} = v_{кр} = 3,5$ м/хв.

2.2.2 Розрахунок обсягу добового видобутку вугілля в лаві

Після обґрунтування засобів механізації визначимо нормоване навантаження на лаву при заданих гірничо – геологічних умовах:

$$A_{н} = (A_0 + a\Delta\ell_{оз}) \frac{n_{см}T_{см}}{1080} \cdot \frac{\gamma}{1,3} k_r k_{п} k_e$$

$$A_n = (1180 + 0) \frac{3 \cdot 360}{1080} \cdot \frac{1,35}{1,3} \cdot 0,90 \cdot 1,20 \cdot 0,90 = 1184 \text{ т/доб.}$$

де A_0 – норматив навантаження на очисний вибій, т/доб.:

$$A_0 = A_1 + \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (A_2 - A_1) = 1120 + \frac{1,25 - 1,1}{1,5 - 1,1} (1280 - 1120) = 1180$$

$n_{зм} = 3$ – число змін по видобутку вугілля;

$T_{см} = 360$ хв. – тривалість зміни;

$\gamma = 1,35 \text{ т/м}^3$ – щільність гірничої маси;

$k_c = 0,9$ – коефіцієнт, що враховує горно – геологічні умови;

$k_n = 1,2$ – коефіцієнт, вводи мий при використанні двох комбайнів.

Визначимо навантаження на вибій за продуктивністю очисного комбайну, за формулою:

$$A_{л}^м = \frac{(T_{см} - t_{пз}) n_{см} \ell_{л} r m \gamma c}{T_{ц}}$$

$$A_{л}^м = \frac{(360 - 25) \cdot 3 \cdot 160 \cdot 0,63 \cdot 1,25 \cdot 1,35 \cdot 0,98}{167} = 1253 \text{ т/доб.}$$

де $T_{см} = 360$ хв. – тривалість зміни;

$t_{пз} = 25$ хв. – тривалість підготовчо – завершальних операцій на початку зміни;

$n_{см} = 3$ – кількість змін з видобутку вугілля

$\ell_{л} = 160$ м – довжина лави приймається виходячи з довжини механізованого комплексу (комплекту в поставці);

$c = 0,98$ – коефіцієнт вилучення вугілля із очисного вибою;

$T_{ц}$ – тривалість циклу по вийманню вугілля, визначимо за формулою:

$$T_{ц} = t_{в} + \gamma t_{з} + t_{к} = 126,5 + 0 + 40,5 = 167 \text{ хв.}$$

де t_e – тривалість виймання вугілля комбайном впродовж циклу, визначимо за формулою:

$$t_e = \ell_{\Sigma} - \left(\frac{1}{v_{\Pi} K_{\Gamma}} + \Delta t_{\text{во}} \right) K_0 = 160 - \left(\frac{1}{3,5 \cdot 0,85} + 0,2 \right) \cdot 1,15 = 126,5 \text{ хв.}$$

де $\sum \ell_{\Pi} = 0,8 + 2,1 + 2,85 - 4 - 0,65 = 1,1$ – сумарна довжина ніш

$\Delta t_{\text{во}} = 0,15$ – відносні витрати часу на допоміжні операції;

$K_0 = 1,10$ – коефіцієнт, що враховує відпочинок робітників та непередбачені простой;

$y = 0$ – змінна при човниковій роботі комбайну;

t_3 – тривалість зачистки вугілля комбайном впродовж циклу, хв.:

$$t_3 = \frac{(\ell_{\Sigma} - \sum \ell_{\Pi}) K_0}{V_{\text{пз}} K_{\Gamma}} = \frac{(160 - 1,1) \cdot 1,15}{0,8 \cdot 3,5 \cdot 0,8} = 98 \text{ хв.}$$

t_k – тривалість кінцевих операцій, розраховується на підставі регресійних залежностей, встановлених ДонУГІ:

$$t'_{k1} = 57,5 + 10,2 \ln h - 28,8 \ln m - 10,2 \ln \ell_d = 36,5 \text{ хв.}$$

$$t'_{k2} = 54,8 + 15,7 \ln h - 9 \ln m + 10,3 \ln \ell_{\text{дпв}} = 44,5 \text{ хв.}$$

$$t_k = 0,5(t'_{k1} + t'_{k2}) = 0,5 \cdot (36,5 + 44,5) = 40,5 \text{ хв.}$$

де $h = 10$ м – потужність порід безпосередньої покрівлі

Максимально допустиме навантаження на вибій за газовим чинником визначиться за формулою:

$$\begin{aligned} A_{\Gamma}^n &= \left(\frac{q_p A_n}{1440} \right)^{-1,67} \left(\frac{Q_p}{194} \right)^{1,93} A_n = \\ &= \left(\frac{11 \cdot 1180}{1440} \right)^{-1,67} \left(\frac{1612,8}{194} \right)^{1,93} \cdot 1180 = 1756 \text{ т/доб.} \end{aligned}$$

де q_p – очікувана середня відносна багатометановість очисної виробки
 $q_{yч} = 8 \cdot (1 - 0,3) + 6 \cdot (1 - 0,1) = 11 \text{ м}^3/\text{т}$;

Q_p – розхід повітря, $Q_p = 60V_{max}F_{оч}k_{yтв} = 60 \cdot 4 \cdot 3,2 \cdot 2,1 = 1612,8 \text{ м}^3$.

$V_{max} = 4,0 \text{ м/с}$ – максимально допустима швидкість повітря;

$F_{оч}$ – мінімальна площа (м^2) поперечного перерізу привибійного простору лави в світлі:

$$F_{оч} = 2,7 + (1,25 - 1,11) \frac{4,0 - 2,7}{1,5 - 1,1} = 3,2 \text{ м}^2$$

$k_{yтв}$ – коефіцієнт, що враховує втрати повітря через вироблений простір:

$$\begin{aligned} k_{yтв} &= 1 + 0,13m_{в.пр.} \exp(0,35f_{ср} - 0,25F_{оч}) = \\ &= 1 + 0,13 \cdot 1,25 \cdot \exp(0,35 \cdot 4 - 0,25 \cdot 3,2) = 2,1 \end{aligned}$$

Як видно із проведених розрахунків навантаження на лаву за обмеженнями більщі ніж навантаження на лаву нормовані, це свідчить про те, що не газові фактори ні тип очисного комбайну не обмежують навантаження на лаву. Приймаємо мінімальне значення обмеження – за типом виймальної машини $A_d^м = A_d = 1253 \text{ т/доб}$.

2.2.3 Проектування технології ведення робіт на кінцьових ділянках лави та конструкція спряжень з її дільничними виробками

В якості конвеєра приймаємо конвеєр стрічковий типу 1ЛТ-100. Для транспортування допоміжних матеріалів та обладнання будемо здійснювати монорейковою дорогою типу ДМКЛ.

Мінімальна площа поперечного перерізу виробки, обмеженої швидкістю руху повітря:

$$S_b^{min} = \frac{60 \cdot Q_p}{V_{max}} = \frac{60 \cdot 1612,8}{4} = 24192 \text{ мм}^2 \approx 21,2 \text{ м}^2$$

Визначимо ширину виробки, згідно вимог транспорту:

$$b = a + b_k + m + b_m + c = 400 + 1450 + 400 + 1040 + 700 = 3990 \text{ мм}$$

де $a = 400\text{мм}$ – мінімальна ширина між конвеєром та кріпленням, обирається згідно вимог ПБ;

$b_k = 1450 \text{ мм}$ – ширина конвеєра;

$m = 400 \text{ мм}$ – мінімальний зазор між конвеєром та монорейковою дорогою;

$b_m = 1040 \text{ мм}$ – ширина монорейкової дороги;

$c = 700 \text{ мм}$ – мінімальна ширина проходу між кріпленням і рухомим составом, обирається згідно вимог ПБ;

Знаючи ширину виробки обираємо арочну виробку з площею перетину $13,8 \text{ м}^2$ – після осадки, та $15,5 \text{ м}^2$ – до осадки. На сполученні лави зі штреками будуть виконуватися наступні дії:

- підготовка комбайна, працюючого за човниковою схемою, до зняття нової смуги вугілля;
- кріплення сполучення лави з прилягаючими виробками;
- пересування приводу стрічкового конвеєра;
- виймання та кріплення ніш;
- зведення охоронних споруд, в вигляді кострів із круглого лісу або шпального бруса.

Отже площа поперечного перерізу виробки після проектування буде складати $15,5 \text{ м}^2$ – до осадження, $13,8 \text{ м}^2$ в світлі після осадження.

2.2.4 Уточнення довжини лави та параметрів циклу виймання вугілля

Кількість циклів по вийманню вугілля визначиться за формулою:

$$\bar{n}_{\text{ц}} = \frac{A_{\text{л}}}{\ell_{\text{л}} m r_{\text{yc}}} = \frac{1253}{160 \cdot 0,63 \cdot 1,25 \cdot 1,35 \cdot 0,98} = 7,01, \text{ приймаємо } 7 \text{ циклів}$$

де $A_{\text{л}} = 1253$ т/доб. – добовий видобуток вугілля в лаві;

Знаючи число циклів визначимо довжину лави:

$$\bar{\ell}_{\text{л}} = \frac{A_{\text{л}}}{n_{\text{ц}} m r_{\text{yc}}} = \frac{1253}{7 \cdot 1,25 \cdot 0,63 \cdot 1,35 \cdot 0,98} = 163,4 \text{ м}$$

Отримане значення не відрізняється від попереднього в межах встановленої похибки, тому залишаємо довжину лави в межах 160 м.

Визначимо тривалість циклу при вийманні вугілля комбайном, за формулою:

$$\bar{T}_{\text{ц}} = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{пз}}) n_{\text{см}}}{\bar{n}_{\text{ц}}} = \frac{(360 - 25) \cdot 3}{7} = 167,5 \text{ хв.}$$

де $t_{\text{пз}} = 25$ хв. – тривалість підготовчо – завершальних операцій на початку зміни

Час на виконання кінцевих операцій:

$$\bar{t}'_{\text{к1}} = 57,5 + 10,2 \ln h - 28,8 \ln m - 10,2 \ln \ell_{\text{л}} = 36,5 \text{ хв.}$$

$$\bar{t}'_{\text{к2}} = 54,8 + 15,7 \ln h - 9 \ln m + 10,3 \ln \ell_{\text{дпв}} = 44,5 \text{ хв.}$$

$$\bar{t}_{\text{к}} = 0,5(t'_{\text{к1}} + t'_{\text{к2}}) = 0,5 \cdot (36,5 + 44,5) = 40,5 \text{ хв.}$$

Тривалість виймання вугілля впродовж циклу:

$$t_{\text{в}} = \bar{T}_{\text{ц}} - \bar{t}_{\text{к}} = 167,5 - 40,5 = 127 \text{ хв.}$$

На підставі отриманих значень будується графік організації робіт.

Видобуток вугілля за цикл:

$$D = m_{\text{пол}} \cdot l_{\text{л}} \cdot r \cdot \gamma_{\text{у}} \cdot c,$$

фактичний $D = 1,1 \cdot 180 \cdot 0,8 \cdot 1,26 \cdot 0,98 = 196$ (т);

проектний $D = 1,1 \cdot 220 \cdot 0,8 \cdot 1,26 \cdot 0,98 = 239$ (т).

Максимально можлива добова продуктивність лави:

$$A_{\text{доб}} = m_{\text{в}} \cdot l_{\text{л}} \cdot r \cdot \gamma_{\text{г.м.}} \cdot n_{\text{ц}} \cdot c$$

фактична $A_{\text{доб}} = 1,1 \cdot 160 \cdot 0,8 \cdot 1,26 \cdot 5 \cdot 0,98 = 1176$ (т);

проектна $A_{\text{доб}} = 1,1 \cdot 160 \cdot 0,8 \cdot 1,26 \cdot 7 \cdot 0,98 = 1295$ (т).

Річна планова навантаження на лаву:

$$A_{\text{год}} = A_{\text{сут}} \cdot N_{\text{р.д}}$$

де $N_{\text{р.д}}$ – число робочих днів у році, днів;

фактичне $A_{\text{год}} = 1176 \cdot 300 = 352800$ (т);

проектне $A_{\text{год}} = 1295 \cdot 300 = 388500$ (т).

Таким чином запропоновано нову структуру видобувного комплексу, яка дозволить зменшити собівартість видобутку.

2.3 Технологія виконання прийнятих рішень

2.3.1 Технологічна схема роботи комплексу

При роботі в очисному вибої використовується комплекс обладнання МДМ даний комплекс обладнання призначений для роботи з комбайном УКД400, конвеєром СП251 та керування покрівлею повним обрушенням порід покрівлі.

Виймання вугілля виконується за човниковою схемою. Комбайн УКД400 здійснює виймання вугілля вслід за ним просувається лінійні секції конвеєра і секції механізованого кріплення. Кінцеві операції виконуються біля вентиляційного і конвеєрного штреків.

Пересування виконується вслід за просуванням секцій кріплення по усій довжині лави, проводять чотирма гідродомкратами. Якщо необхідно виконують вирівнювання окремих ділянок конвеєра.

2.3.2 Техніко-економічна частина

Зведемо до таблиці 2.6 параметри норми виробки.

Таблиця 2.6 – Чинники норм виробки

Чинник	Значення
довжина лави	180 м
потужність пласта	1,1
кут падіння пласта, град.	5
небезпечність пласта за викидами	ні
умови роботи	використовувати респіратор
характеристика бічних порід	середньої стійкості
категорія вугілля за відбійністю	ІІІ
щільність вугілля, т/м ³	1,35
група середніх робочих швидкостей подачі комбайна	ХІІІ
ширина захвату робочого органу, м	0,63
схема роботи комбайну	човникова
тип конвеєру	СП251
вид кріплення	МДМ
засіб виймання ніш	відбійний молоток
кріплення ніш	круглий або шпальний ліс
кріплення брівок	брус
відстань між рамами, м	0,8
кріплення посилення	стійки під брус

Розрахуємо обсяг робіт на цикл:

$$D_{\text{ком}} = (160 - 2) \cdot 0,63 \cdot 1,35 \cdot 1,25 \cdot 0,98 = 170 \text{ т}$$

Визначимо коефіцієнт циклічності, він визначиться як відношення норми виробки до видобутку вугілля впродовж циклу:

$$K_{\alpha} = \frac{358}{207} = 1,73$$

Визначимо праце місткість одного циклу, вона визначиться як відношення норми праці до коефіцієнту циклічності $\frac{7,76}{1,73} = 4,5$ чол./зм

В тому числі МГВМ: $1/1,27=0,79$ приймаємо 1 чол./зм.

Зведемо до таблиці 2.7 число робочих в ремонтну зміну:

Таблиця 2.7 – Число робочих в ремонтну зміну

Вид робіт	Кількість робітників по професіям		Усього
	ГРОВ	електрослюсар	
огляд і ремонт комбайну	2	1	3
огляд і ремонт мех. кріплення	4	0	4
огляд і ремонт конвєсра	3	0	3
огляд і ремонт електроприводу, редуктора	0	2	2
ремонт енергопоїзда	0	4	4
погашення виробки	3	0	3
нагнічування води в пласт	2	0	2
скорочення конвєсра	2	0	2
огляд і ремонт стрічкових конвєсрів і дороги	3	3	6
усього	19	10	29

Визначимо число робітників зайнятих за добу, за формулою:

$$N_{\text{доб.}} = N_{\text{ц}} \cdot n_{\text{п}} + N_{\text{че}} \cdot n_{\text{зм}} + N_{\text{рем}} = 9,79 \cdot 3 + 3 \cdot 3 + 29 = 97 \text{ чол.}$$

де $N_{\text{ц}} = 9,79$ люд/зм. – сумарна праце місткість на цикл;

$n_{\text{п}} = 6$ – кількість циклів з видобутку вугілля.

$N_{\text{че}} = 3$ – кількість чергових слюсарів у добичну зміну;

$n_{\text{зм}} = 3$ – кількість змін видобувних на добу;

$N_{\text{рем}} = 29$ – кількість людей в ремонтну зміну;

Продуктивність робітника на вихід:

$$P = \frac{A_{\text{доб.}}}{N_{\text{доб.}}} = \frac{1253}{97} = 12,9 \text{ т/вихід}$$

2.4 Організація робіт на виробничій дільниці

2.4.1 Виймання вугілля

При роботі в очисному вибої використовується комплекс обладнання МДМ даний комплекс обладнання призначений для роботи з комбайном УКД400, конвеєром СП251 та керування покрівлею повним обрушенням порід покрівлі.

Виймання вугілля виконується за човниковою схемою. Комбайн УКД400 здійснює виймання вугілля вслід за ним просувається лінійні секції конвеєра і секції механізованого кріплення. Кінцеві операції виконуються біля вентиляційного і конвеєрного штреків.

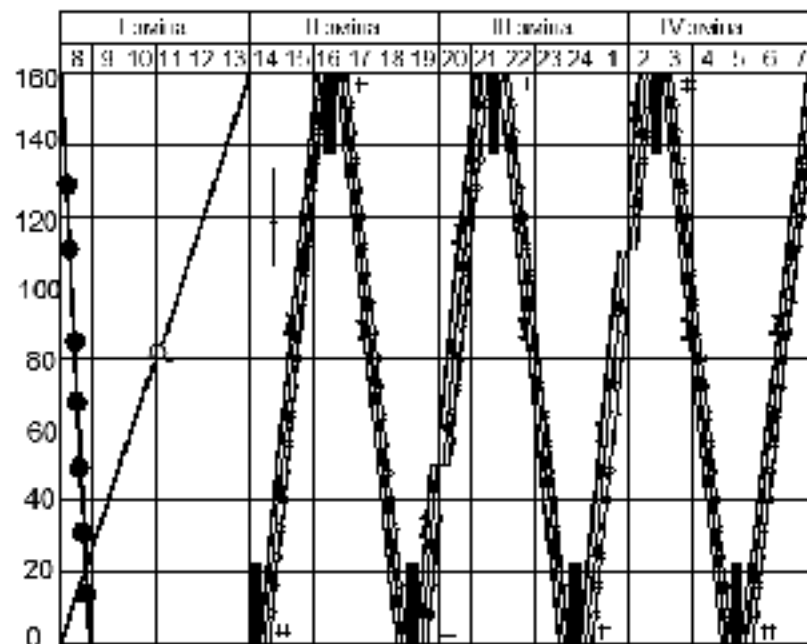


Рисунок 2.1 – Планограма ведення робіт в очисному вибої

Порядок підготовки полягає наступним чином:

1. На початку зміни ГРОВ та МГВМ приймають зміну:
 - 1.1. Оглядають робоче місце.
 - 1.2. Приводять робоче місце до безпечного стану.
 - 1.3. Замірюють вмість метану.
 - 1.4. Підготовляють робочі інструменти.
2. Перед початком роботи МГВМ разом з помічником оглядають і опробовують комбайн, наступним чином:
 - 2.1. Перевіряють рівень мастила в редукторі, при рівні мастила нижче нормованого його доливають шляхом масляної ванни.
 - 2.2. Перевіряють стан різців в разі необхідності їх замінюють, закріплюють.
 - 2.3. Перевіряють стан тягового органу.
3. ГРОВ перед початком роботи оглядає лаву:
 - 3.1. Перевіряє стан кріплень.
 - 3.2. Перевіряє стан кабелевкладника.
 - 3.3. Стан гідро блоків.

- 3.4. Стан шлангів.
- 3.5. Перевіряє стан конвеєрів.
- 3.6. Перевіряє трубопровід.
- 3.7. Випробовує конвеєр.

Виймання вугілля комбайном проводиться наступним чином:

1. Машиніст подає звуковий сигнал.
2. Включає конвеєр.
3. Включає систему зрошення.
4. Під час роботи комбайну МГВМ і ГРОВ слідкують за вийманням

вугілля:

- 4.1. Регулюють положення виконавчих органів.
- 4.2. Виконують огляд і заміну різців.
- 4.3. Спостерігають за роботою кабелевкладника.
- 4.4. Слідкують за станом запобіжного канату.
- 4.5. Проводять прибирання шматків, що впали на комбайн.
5. Вслід за проходом комбайну 2ГРОВ виконують прибирання

вибою:

- 5.1. Розбивають шматки вугілля.
- 5.2. Навантажують вугільну масу на конвеєр.

2.4.2 Пересування секцій механізованого кріплення

Дана операція виконується вслід за просуванням комбайну.

На виконання даної операції залучають 3 ГРОВ.

Порядок роботи наступний:

1. Зачищують основу кріплення.
2. Навантажують вугілля на конвеєр.
3. ГРОВ поворотом ручки знімає навантаження з секції стійок

кріплення, воно опускається.

4. ГРОВ керує домкратом пересування тим самим виконуючи підтягнення розвантаженої секції до груді вибою на крок пересування – 0,63м.
5. Встановлює рукоятку в положення розпирання.
6. Встановлюється секція в положення навантаження.
7. Рукоятка встановлюється в нейтральне положення.
8. Цикл повторюється лише в тому випадку коли стійки знаходяться поруч, а встановлена стійка знаходиться під навантаженням.
9. Вирівнюють секції, що нахилилися.
10. В разі необхідності для вирівнювання під козирки встановлюють горбилі.

2.4.3 Пересування конвеєра і підготовка до виймання наступної смуги вугілля

Пересування виконується вслід за просуванням секцій кріплення по усій довжині лави, проводять чотирма гідродомкратами. Якщо необхідно виконують вирівнювання окремих ділянок конвеєра.

1. МГВМ та ГРОВ проводять огляд комбайну.
2. Комбайн само зарубується косими заїздами в пласт.
3. ГРОВ за допомогою гідродомкратів виконують пересування конвеєра до лінії вибою.
4. ГРОВ зачищають площадку під головку конвеєра.
5. Вибивають стійки, що завжають пересуванню.
6. Підвішують кабелі.
7. Підвішують шланги.
8. Пересувать приводні головки.

2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці

2.5.1 Характеристика шахтних вантажопотоків

Для транспортування гірської маси з очисних вибоїв по шахті застосовується конвеєрний транспорт. За очисних вибоїв вугілля транспортується за допомогою скребкових конвеєрів СПЦ-251. З очисного забою гірнича маса надходить на скребковий перевантажувач ПТК-1 і далі на стрічковий конвеєр 2ЛТ80. Продуктивність конвеєра становить 250 т/рік, телескопічність стрічкового конвеєра становить 45 м. Потім гірська маса транспортується по магістральних конвеєрних штреках стрічковими конвеєрами 1ЛУ100, 1ЛБ100, 1ЛУ120. Далі гірська маса надходить в завантажувальний бункер, а потім, за допомогою скіпів, видається на поверхню. Для перевезення породи, обладнання, матеріалів і людей по дільничним виробках застосовуються надгрунтові дороги типу ДКНЛ-1, а по магістральним виробках - локомотивний транспорт, з акумуляторними електровозами АМ-8Д.

2.5.2 Вибір і обґрунтування засобів транспорту на добувних ділянках

На видобувній дільниці є основною транспорт, призначений для транспортування вугілля, і допоміжний транспорт, для транспортування матеріалів і устаткування.

При використанні даної системи розробки та пологому заляганні вугільних пластів найбільш ефективним є конвеєрний транспорт. Повна конвейеризація дозволяє забезпечити достатній запас по пропускну здатність. Це актуально при комплексної механізації очисних вибоїв.

Транспортування гірської маси по лаві здійснюється скребковим конвеєром. Приймаємо скребковий конвеєр СПЦ-251, що входить до складу механізованого комплексу МДМ. З лави вугілля перевантажується на скребковий конвеєр ПТК-1, з нього на стрічкові конвеєра типу 2ЛТ80, що знаходяться на збірному штреку. ПТК-1 являє собою пересувний скребковий конвеєр типу СП-202, приводний головка якого змонтована в єдиному вузлі з кінцевою голівкою стрічкового конвеєра і пунктом перевантаження, довжину конвеєра раціонально приймати не більше 50 м. Пересування ПТК-1

здійснюється за допомогою лебідки. З збірного штреку гірська маса перевантажується на магістральний конвеєрний штрек, за яким він транспортується до головного ствола шахти і надалі на поверхню.

Дільничні гірничі виробки проходяться по пласту, з огляду на мінливу гіпсометр вугільних пластів в умовах шахтного поля кут їх нахилу змінюється від -5 до +5, використання електровозної відкатки в таких умовах не представляється можливим. Найширше поширення на шахтах Західного Донбасу отримали надгрунтові канатні дороги типу ДКНЛ-1. Використання цього виду транспорту дозволяє доставляти обладнання не тільки по бортовим, але і по збірним штреку. В якості транспортних судин застосовуються майданчика. Пропускна здатність даного виду транспорту є достатньою для забезпечення нормальної роботи ділянки.

У вузлах перевантаження з конвеєра на конвеєр в дільничних виробках встановлюються типові перевантажувальні пристрої. Перевантажувальний пристрій включає в себе: лоток для направлення потоку з одного конвеєра на інший і для захисту стрічки від прямого попадання шматків; приймально воронку для направлення потоку матеріалу по стрічці конвеєра, запобігання його бокового прокидання і пилоутворення; кожухи для огорожі вогнищ пилоутворення в місцях пересипання, а також для кріплення на них елементів зрошувального пристрою для пилоподавлення і датчика, для автоматичного відключення конвеєра при утворенні завалів в місці перевантаження.

У місцях сполучення дільничного штреку з магістральним конвеєрним штреком або, для окремих лав, квершлагом встановлюється типовий перевантажувальний пункт з бункерній перевантаженням.

Устаткування для транспортування зведемо в таблицю 2.8

Таблиця 2.8 – Транспортне обладнання

Найменування обладнання	Одиниця виміру	Кількість
Очистний вибій		
СПЦ-251	м	220
Збірний штрек		
ПТК-1	м	50
2ЛТ-80	м	800
2ЛТ-80	м	800
СП-202	м	50
ДКНЛ-1	м	1550
Бортовий штрек		
ДКНЛ-1	м	1600

2.6 Вентиляція виробничої дільниці

Конструювання схеми вентиляції виробляємо на 2020 рік. Приймаємо центральну схему провітрювання. Спосіб провітрювання – всмоктуючий. Провітрювання здійснюється вентиляційною установкою ВРЦД-1,5.

Контроль вентиляції включає в себе визначення складу рудникової атмосфери, кількість і швидкість повітря, що поступає.

Для точного визначення вмісту метану і вуглекислого газу в атмосфері гірничих виробок застосовуються шахтні інтерферометри ШИ-10, а для визначення вмісту кисню, вуглекислого газу та метану - ШИ-6. Ці прилади дозволяють визначити вміст газу при одночасному присутності в шахтній атмосфері метану і вуглекислого газу.

Для безперервного автоматичного контролю вмісту метану в рудничній атмосфері безпосередньо на робочому місці застосовується переносне метан реле СШ-2 з автономним живленням.

Для автоматизованого контролю метану застосовується стандартна апаратура автоматичного контролю метану АМТЗ.

За допомогою цієї апаратури здійснюються такі операції:

- безперервний автоматичний контроль за вмістом метану в місцях установки датчиків;

- автоматичне відключення електроживлення контрольованих об'єктів при перевищенні допустимої концентрації метану (автоматична газова захист АГЗ);

- включення місцевої та централізованої звукової аварійної сигналізації при виникненні неприпустимою концентрації метану.

Для експрес - визначення змісту отруйних домішок в шахтній атмосфері (оксиди вуглецю, сірководню, сірчистого газу, оксидів азоту) застосовується хімічний газовизначники ГХ-4.

Для вимірювання падіння тиску повітря застосовуються мікробарометри МБ або цифрові мікробарометри МБЦ.

Для безперервного автоматичного контролю швидкості повітря, що протікає по гірничих виробках, застосовується комплекс "Повітря".

Комплекс "Повітря" виконує наступні функції:

- безперервний автоматичний контроль швидкості повітряного потоку в місці установки датчиків;

- дистанційний візуальний контроль швидкості повітря по вказує приладу апарату АКВ-1;

- передачу на пристрій збору і обробки інформації безперервного сигналу про швидкість повітряного потоку;

- телефонний зв'язок між стійкою СПИ-1, апаратурою АКВ-1 і бив-1.

Для автоматичного оперативного управління газовою обстановкою (концентрацією метану) в діючих виробках шахти з метою зняття обмежень на продуктивність виїмкових ділянок і шахти по газовому фактору, економії електроенергії на провітрювання і забезпечення високого рівня безпеки гірничих робіт, проектом передбачається впровадження системи автоматичного управління вентиляції шахти (САУ ВШ).

2.7 Охорона праці

Під час проведення гірничих робіт адміністрація та інженерно-технічні працівники шахти зобов'язані виконувати правила безпеки, а робітники – утверджені інструкції по професіях.

Перед спуском у шахту робітники мають передчасно, згідно з установленим режимом роботи шахти, з'явитись у нарядну кімнату і отримати завдання (наряд) на виконання робіт у зазначену зміну і інструктаж з техніки безпеки. Наряд і інструктаж проводить представник технічного нагляду. Після цього робітники переходять у відділення для переодягання у спеціальну одягу. Спеціальні одягу і взуття мають бути справні і придатні для відповідних умов праці. Пошкоджене вбрання і взуття можуть стати причиною травмування або простудного захворювання.

Із очисного вибою має бути два нічим не загороджених виходи: один на вентиляційний і другий – на відкотний штреки.

У шахтах слід використовувати ізолюючі саморятувальники. До ізолюючих відносяться саморятувальники ШС-7М, ШСС-Т, ШСС-1М, які застосовуються для захисту органів дихання людини в отруйній або бідній киснем атмосфері незалежно від її газового вмісту при температурі від -20 до -40⁰С.

Все обладнання має бути зроблене у вибухобезпечному виконанні. Електроустаткування має спеціальні блокувальні пристрої, що не дозволяють зняти кришку, якщо не вимкнено напругу.

На кожній шахті має бути складений і затверджений план ліквідації аварії. Зміст і реалізація плану ліквідації аварій регламентуються правилами безпеки і відповідними інструкціями. Забороняється допускати в шахті до роботи людей, не ознайомлених з планом ліквідації аварій, особливо в тій частині, де йдеться про безпосереднє місце роботи і маршрути пересування.

В разі аварії працюючим у шахті потрібно негайно вжити всі можливі заходи щодо її ліквідації, повідомити товаришів і обов'язково виконувати

розпорядження представників технічного нагляду. Якщо пожежа виникла на робочому місці або по шляху слідування, робітникам необхідно її ліквідувати усіма можливими засобами. Робітникам слід негайно одягнути саморятувальник і терміново вийти з аварійної ділянки на поверхню за маршрутом, передбаченим у плані ліквідації аварій, або за вказівкою працівників технічного нагляду, що відповідають за рятування людей.

У кожному випадку травмування потерпілий або його товариші негайно попереджують особу змінного нагляду і медичного працівника шахти. Потерпілому надають першу медичну допомогу і організують його доставку до медичного пункту шахти. За відсутності або різкого порушення дихання потерпілому терміново необхідно робити штучне дихання до прибуття гірничорятувальників і медичного працівника.

Для боротьби з пилом застосовують високонапірне зрошення і зрошення з подачею води в зону різання. На комбайні УКД400 встановимо форсунки КФ 1,6-75 з витратою води $23,5 \text{ м}^3 / \text{добу}$.

Для боротьби з пилом в підготовчій виробці застосовується внутрішнє і зовнішнє зрошення (застосування водоповітряних ежекторів), а також для знепилювання вентиляційного струменя, що виходить з підготовчого вибою і зниження пиловідкладення на бортах вироблення, на відстані 15-25 м від забою встановлюється однорядна водяна завіса. Для забезпечення цих заходів необхідно встановити:

- на прохідницький комбайн ГПКС - одну конусну форсунку типу КФ 1,6-75, яка забезпечить подачу рідини на різучий інструмент виконавчого органу комбайна;

- на водяну завісу - три форсунки типу ЗФ 1,0-75, які забезпечать очищення виходить із вироблення вентиляційного струменя.

Для зменшення пилоутворення і поширення пилу гірничими виробками передбачається установка засобів пилоподавлення на 1056 збірному штреку в місцях:

а) перевантаження гірничої маси з перевантажувача ПТК-1 на стрічковий конвеєр 2ЛТ-80 - три форсунки КФ 1,0-75;

б) перевантаження гірничої маси з стрічкового конвеєра 2ЛТ-80 на магістральний конвейер- три форсунки КФ 1,0-75.

Схема пилоподавлення зрошенням і пиловловлення на добувних ділянках наведена на рисунку 2.2.

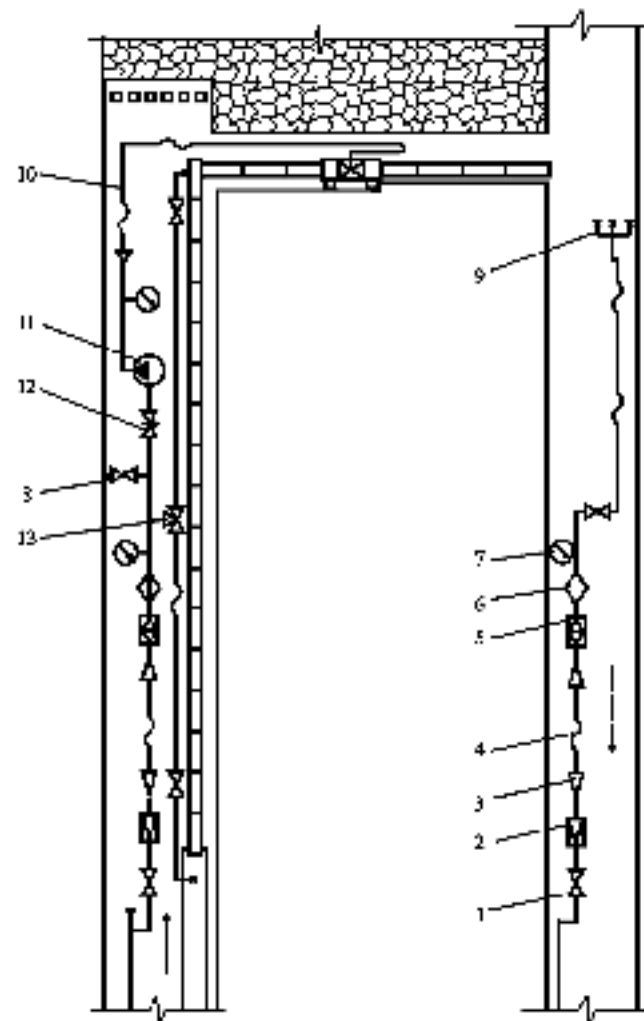


Рисунок 2.2 – Схема пилоподавлення зрошенням і пиловловленням

Для локалізації вибуху вугільного пилу на конвеєрних штреках і ухилах проектом передбачена установка водяних заслонів на протязі всієї виробки через 250 м.

Судини встановлюються на дерев'яних полицях шириною 150мм під покрівлею виробки. Відстань між покрівлею (кріпленням) і верхньою кромкою посудини має бути не менше 100 мм і не більше 600мм. Крім того, необхідно забезпечити висоту для вільного проходу людей не менше 1800мм від ґрунту до найбільш виступаючої частини заслону.

Судини заповнюються водою від протипожежно-зрошувального трубопроводу, обладнаного пунктами водозабору, і в міру її випаровування періодично доливаються. Періодичність доливання приймається в залежності від відносної вологості і швидкості руху повітря і становить 10 діб.

За пожежонебезпеки шахта відноситься до першої категорії. Небезпечні зони по пожежонебезпеці не постійні. Згідно вимог ПБ кріплення гірничих виробок повинна бути негорючою. Кріплення основних виробок відповідає цій вимозі. Збірні, бортові штреки, що примикають до очисних вибоїв, закріплені металевим кріпленням з дерев'яною затягуванням і оброблено вогнезахисними складами, згідно ПБ. Відповідно до вищесказаного кріплення виробок виконано негорючим кріпленням і додаткових заходів не вимагає.

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

Збірні штреки, обладнані стрічковими конвеєрами, на 5 м по обидві сторони від приводів конвеєрів, закріплені негорючим кріпленням (металевим кріпленням з ж/б затягуванням), якщо вироблення на всьому протязі закріплена металевою арочним кріпленням під дерев'яну затяжку.

Через 50 м по протипожежному ставу встановлені пожежні крани, ящики, де зберігається 20 м пожежного рукава зі стволем. З обох сторін приводних головок стрічкових конвеєрів на відстані 10 м встановлені додаткові пожежні крани і ящики з рукавом і стволем. Кожна приводна

головка стрічкового конвеєра обладнана стаціонарною водяною завісою типу УАК-2, що приводиться в дію автоматично.

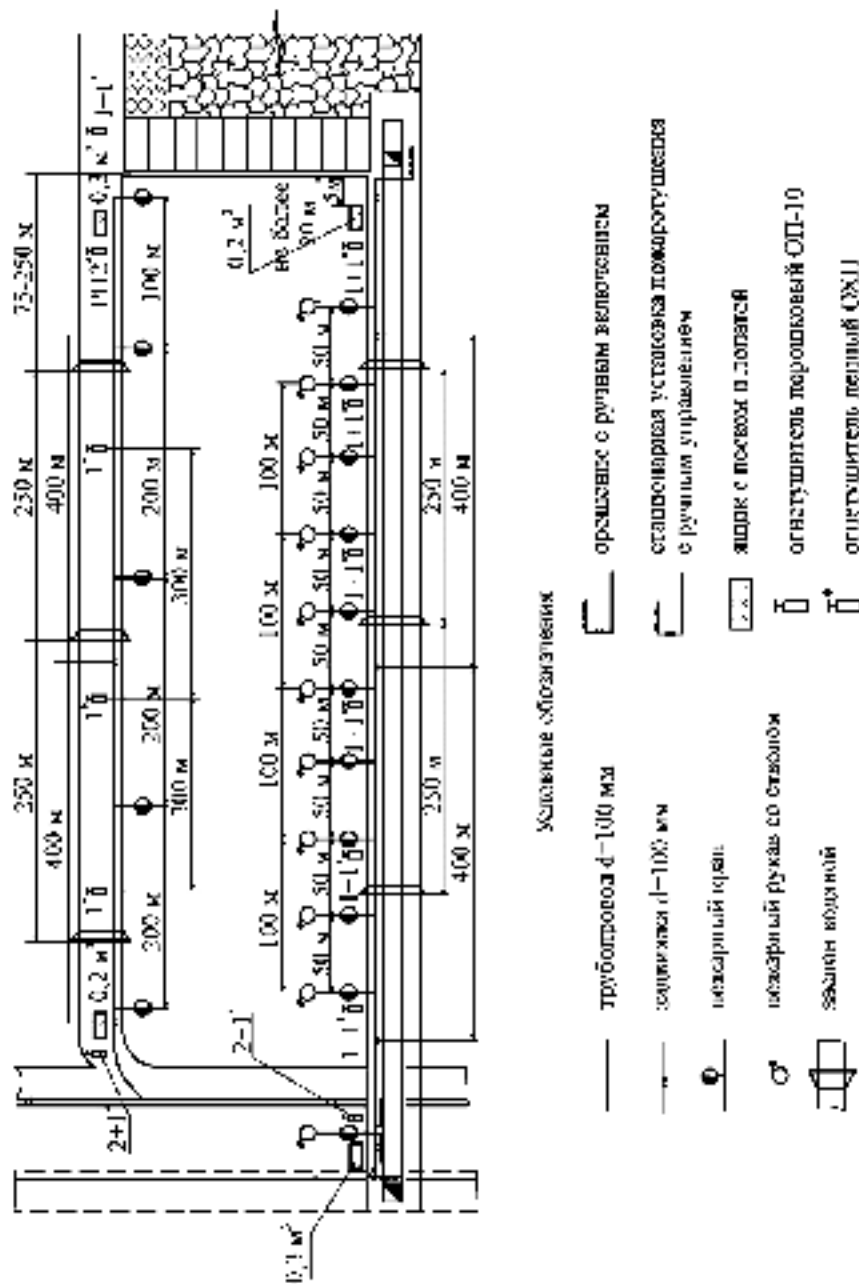


Рисунок 2.3 – Схема розташування засобів пожежогасіння

Бортові штреки на протипожежному посаді через 200 м мають пожежні крани.

Дільничні вироблення забезпечені первинними засобами пожежогасіння: в забої підготовчих виробок і у вантажних пунктів лав не далі 20 м від місця роботи - по два вогнегасники та $0,2 \text{ м}^3$ піску; у сполучень збірних штреків з лавою - по два вогнегасники та $0,3 \text{ м}^3$ піску; у

електромеханізмів - по три вогнегасника і 0,3 м³ піску; на бортових штреках не далі 20 м від сполучення з лавою, де ведуться вибухові роботи - два вогнегасники та 0,2 м³ піску; у розподільні пункти - два вогнегасники та 0,2 м³ піску; по всій довжині гірничої виробки, закріпленої арочним кріпленням з дерев'яною затягуванням через 300 м два вогнегасники.

2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутку корисної копалини

2.8.1 Чисельність штату по шахті

У таблиці 2.9 приведена чисельність персоналу по групах, яка приведена зі штатного розпису шахти і норм чисельності, з урахуванням прийнятих проектних рішень.

Таблиця 2.9 - Розподіл штату працівників по групах працюючих

Категорія трудящих	По проекту		Фактично	
	За списком осіб, чол	структура, %	За списком осіб, чол	структура, %
Всього підземних робочих	1867	63,96	1867	63,96
На очисних роботах	459	15,72	459	15,72
На підготовчих роботах	402	13,77	402	13,77
На підземному транспорті	187	6,41	187	6,41
На підтримуванні виробок	358	12,26	358	12,26
Других підземних роботах	461	15,79	461	15,79
Робочих на поверхні	632	21,65	632	21,65
Робочих по видобутку вугілля	2499	85,61	2499	85,61
ІТР	268	9,18	268	9,18
Службовці	152	5,21	152	5,21
Всього працюючих по видобутку вугілля	2919	100,00	2919	100,00

2.8.2 Продуктивність праці

Продуктивність праці визначається за формулою:

$$\Pi = \frac{D}{Ш} \text{ т/чол,}$$

де D - видобуток шахти, т;

$Ш$ - штат трудящих, чол.

На даний момент на шахті працюють чотири очисні забої. За умови, що лава, яка працює на пласті C_{10}^B , перейде на селективну технологію, річний видобуток складе.

$$D = D_{\phi} - D_{п.ц} \cdot n_{ц} \cdot B = 2572931 - 83 \cdot 4 \cdot 300 = 2473331 \text{ т}$$

де D_{ϕ} – фактичний річний видобуток, т.

Розрахунки продуктивності праці по групах працюючих зведемо в таблицю 2.10

Таблиця 2.10 – Продуктивність праці по групах працюючих

Група робочих	Продуктивність праці на чол.					
	т/доб		т/міс		т/рік	
	проект	факт	проект	факт	проект	факт
На очисних роботах	17,9	18,7	449,0	467,1	5388,5	5605,5
На підземних роботах	4,4	4,6	110,4	114,8	1324,8	1378,1
Робочих з видобутку вугілля	3,3	3,4	82,5	85,8	989,7	1029,9
Працюючих по шахті	2,8	2,9	70,6	73,4	847,3	881,4

2.8.3 Собівартість видобутку

Визначення собівартості видобутку вугілля за елементами, з урахуванням, прийнятих в проекті технічних рішень здійснюється за формулою

$$P_{\alpha} = \frac{P_{\phi} \cdot D_{\phi} \pm a}{D_{\alpha}} \text{ грн/т,}$$

де P_f - фактична собівартість по елементу, грн / т;

D_p - проектна річний видобуток, т.

В якості вихідних даних для розрахунку використані матеріали шахти за 2018 р (форма ОТП). Розрахунок проектної собівартості зведемо в таблицю 2.11

Таблиця 2.11 – Розрахунок собівартості за елементами

Елементи витрат	Витрати			
	За звітом за 2018 р.		По проекту	
	на 1 т, грн	на весь обсяг, млн грн	на 1 т, грн	на весь обсяг, млн грн.
Матеріальні витрати	226,9	584	316,4	780
Паливо	36,4	93,8	40,5	97,8
Електроенергія	213,2	548	263,6	648
Послуги виробничого характеру	130,6	336	136,9	336
Витрати на оплату праці	149,7	385,2	150,7	385,2
Нарахування на заробітну плату	34,9	90	34,9	90
Амортизаційні витрати	60,6	56	64,7	160
Інші грошові витрати	14,1	36	17,2	40
Позавиробничі витрати	4,7	12	7,1	15
Повна собівартість	871	2241	1032	2552

2.8.4 Розрахунок економічного ефекту від запровадження рішення

Питома собівартість $C_{\text{ПІТ}}$ запропонованого ланцюжку визначиться за формулою

$$C_{\text{ПІТ}} = C_{\text{ПІТ}}^{\text{КР}} + C_{\text{ПІТ}}^{\text{ОК}} + C_{\text{ПІТ}}^{\text{КОН}} = 34 + 58 + 36 = 128 \text{ грн/т,}$$

де $C_{\text{пит}}^{\text{кр}}$ – питома собівартість видобутку для механізованого кріплення;

$C_{\text{пит}}^{\text{ок}}$ – питома собівартість видобутку для очисного комбайну;

$C_{\text{пит}}^{\text{кон}}$ – питома собівартість видобутку для забійного конвесру;

Питома собівартість видобутку існуючим технологічним ланцюжком

$C_{\text{пит}}^*$

$$C_{\text{пит}}^* = C_{\text{пит}}^{\text{кр}*} + C_{\text{пит}}^{\text{ок}*} + C_{\text{пит}}^{\text{кон}*} = 44 + 49 + 53 = 146 \text{ грн/т},$$

де $C_{\text{пит}}^{\text{кр}*}$ – питома собівартість видобутку для існуючого механізованого кріплення;

$C_{\text{пит}}^{\text{ок}*}$ – питома собівартість видобутку для існуючого очисного комбайну;

$C_{\text{пит}}^{\text{кон}*}$ – питома собівартість видобутку для існуючого забійного конвесру;

Прибуток на 1 т вугілля $P_{1\text{т}}$ від зниження питомої собівартості

$$P_{1\text{т}} = C_{\text{пит}}^* - C_{\text{пит}} = 146 - 118 = 28 \text{ грн/т},$$

Добовий прибуток від запровадження рекомендацій складе

$$P_{\text{доб}} = Q_{\text{доб}} P_{1\text{т}} = 28 \cdot 1253 = 35084 \text{ грн},$$

де $P_{1\text{т}}$ – прибуток на 1 т;

$Q_{\text{доб}}$ – добовий видобуток вугілля з очисного вибою;

Річний прибуток $P_{\text{рік}}$ від запровадження рекомендацій

$$P_{\text{рік}} = P_{\text{доб}} N_{\text{вид}} = 35084 \cdot 354 = 12,4 \text{ млн грн},$$

де $N_{\text{вид}}$ – кількість днів на рік з видобутку вугілля;

$$\Delta\Pi_{1\text{т}\%} = \left(\frac{\Pi_{\text{пит}}^* - \Pi_{\text{пит}}}{\Pi_{\text{пит}}} \right) \cdot 100\% = \left(\frac{118 - 146}{146} \right) \cdot 100\% = 19\%$$

2.9 Висновки

1. В процесі виконання проекту встановлено найбільш раціональні типи очисного обладнання, а також область експлуатації його на шахті.

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

3. Запровадження рекомендацій щодо оптимізації параметрів експлуатації технологічних ланцюжків дозволяє знизити питому собівартість видобутку на 19,0% (28 грн/т) це досягається за рахунок експлуатації обладнання в межах встановлених раціональних технологічних параметрів та високого рівня взаємозв'язку між окремими засобами механізації.

4. Встановлення найбільш раціональної структури механізованого комплексу дозволило запропонувати заміну існуючого ланцюжку («КД80 – К103 – СП271») на новий, який складається з «кріплення ДМ – комбайну УКД400 – конвеєру СП251». Очікуваний економічний ефект від зниження питомої собівартості складе 12,4 млн грн.

ВИСНОВКИ

В результаті виконання кваліфікаційної роботи запропоновано нову структуру видобувного комплексу. Замість існуючої структури, яка складається із кріплення КД80-комбайн К103-конвеєр СП251 запропоновано нову, яка складається із кріплення ДМ-комбайну УКД400-конвеєру СП251. Запропонована структура відрізняється від існуючої меншою питомою собівартістю видобутку, вищою надійністю, забезпечує безпечніші умови праці. Питома собівартість 1 т вугілля від запровадження нової технології знизиться на 28 грн/т (146 грн/т – для існуючої, 118 грн/т – для запропонованої).

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.

Остаточню приймаємо у якості засобів механізації кріплення ДМ, комбайн УКД 400, конвеєр СП251, як найбільш раціональну. Річний економічний ефект за проектом склав 12.4 млн грн.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. НПАОП 10.0-1.01-10 Правила безпеки у вугільних шахтах. – К.: Друкарня ДП «Редакція журналу «Охорона праці» 2010. – 52 с.
2. Збірник інструкцій по правилам безпеки у вугільних шахтах. Том 1.- К.: Основа, 2003. – 478 с.
3. Збірник інструкцій по правилам безпеки у вугільних шахтах. Том 2.- К.: Основа, 2003. – 409 с.
4. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Том 1,2-К.: Будівельник, 1971. г- 382,415 с.
5. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник / Под ред. В.И. Хорина. - М.: Недра, 1987. - 424с.
6. Задачник по подземной разработке угольных месторождений / Под ред. К.Ф. Сапицького. - М.: Недра, 1981. – 311 с.
7. Яцких В.Г., Спектор Л.А., Кучеревський А.Г. Горные машины и комплексы. - М.: Недра, 1984. – 400 с.
8. Гелескул М.І., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. - М.: Недра, 1982. – 479 с.
9. 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 Н.М., Почепов В.М. – Дніпропетровськ, 2005. – 708с.
10. Бурчак А.С., Малкін А.С. Проектирование предприятий по подземным способом добычи полезных ископаемых. справочник. - М.: Недра, 1991. – 399 с.
11. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников. Под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, І.П. Ремизова. - М.: Недра, 1985. – 565 с.
12. Рудничная вентиляция. Справочник. - М.: Недра, 1988. – 440 с.

13. Охорона праці (підручник для студентів гірничих спеціальностей вищих закладів освіти) / За редакцією К.Н.Ткачука – К. 1998. – 320 с.
14. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий. Справочник. - М.: Недра, 1991. – 253 с.
15. Керівництво по боротьбі з пилом у вугільних і сланцевих шахтах. - М.: Недра, 1979. – 319 с.
16. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. - М.: Недра, 1987. – 60 с.
17. Красавин А.П. Защита окружающей среды в угольной промышленности. - М.: Недра, 1991. – 221 с.
18. Укрупненные комплексные нормы выработки для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. - К.: МУПУ, Доповнення та зміни, 2001. – 586 с.
19. 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.

ДОДАТКИ

Додаток А – Характеристика вугільних пластів

Таблиця А.1 – Характеристика вугільних пластів

Символ світи	Символ пласта	Потужність пласта, м. від – до середня		Щільність, т/м ³		Відстань до нижчого пласта по нормалі	Кут падіння пласта, град.	Будова пласта	Витриманість пласта
		Загальна	Корисна	Вугільних пачок	Загальна щільність				
C ³ ₁	C ^B ₁₀	$\frac{0,96 - 1,20}{1,03}$	$\frac{0,93 - 1,09}{0,99}$	1,26	1,28	52	3 – 5	складне, рідше просте	невитриманий
	C ^B ₈	$\frac{0,62 - 0,97}{0,70}$	$\frac{0,62 - 0,96}{0,70}$	1,26	1,27	7	3 – 5	просте	відносно витриманий
	C ^H ₈	$\frac{0,87 - 1,05}{0,95}$	$\frac{0,86 - 1,02}{0,94}$	1,26	1,27	24	3 – 5	складне	витриманий
	C ^H ₇	$\frac{0,60 - 0,82}{0,71}$	$\frac{0,60 - 0,80}{0,70}$	1,27	1,28	49	3 – 5	просте	відносно витриманий
	C ₆	$\frac{0,62 - 1,01}{0,88}$	$\frac{0,61 - 0,96}{0,86}$	1,27	1,28	39	3 – 5	просте, рідше складне	невитриманий
	C ₅	$\frac{0,67 - 0,96}{0,77}$	$\frac{0,67 - 0,95}{0,77}$	1,26	1,26	36	3 – 5	просте	відносно витриманий
	C ^B ₄	$\frac{0,61 - 1,08}{0,84}$	$\frac{0,60 - 1,00}{0,80}$	1,26	1,26	56	3 – 5	просте	відносно витриманий
	C ₁	$\frac{0,60 - 1,31}{0,97}$	$\frac{0,50 - 1,11}{0,90}$	1,28	1,35	-	3 – 5	складне, рідше просте	відносно витриманий

Таблиця А.2 – Характеристика вугільних пластів

Символ пласта	Марка вугілля	Масова частка загальної робочої вологи $W_t^r, \%$ від-до середня	Зольність $A_d, \%$ від – до середня		Масова частка загальної сірки $S_{dt}, \%$ від – до середня	Вихід летких речовин $V_{daf}, \%$ від – до середня	Товщина пластичного шару вугілля, мм від – до середня	Питома теплота згоряння $Q_{daf}, \text{ккал/кг}$ від – до середня	Збагачуваність вугілля по золі і сере
			Вугільних пачек	Вугілля та породних прошарків					
C_{10}^B	Γ_6	<u>5,0 – 13,2</u> 7,1	<u>2 – 18</u> 8	<u>2 – 29</u> 9	<u>0,7 – 4,2</u> 2,1	<u>36 – 46</u> 41	<u>6 – 12</u> 8	<u>7635 – 8415</u> 8123	легка
C_8^B	Γ_6	<u>2,3 – 9,3</u> 6,1	<u>2 – 18</u> 8	<u>2 – 28</u> 8	<u>0,6 – 3,2</u> 1,5	<u>32 – 44</u> 39	<u>6 – 17</u> 9	<u>7786 – 8480</u> 8184	легка
C_8^H	Γ_6	<u>3,8 – 8,7</u> 6,2	<u>2 – 18</u> 7	<u>2 – 25</u> 10	<u>0,6 – 3,0</u> 1,3	<u>35 – 46</u> 39	<u>7 – 15</u> 10	<u>7920 – 8395</u> 8169	легка
C_7^H	Γ_6	<u>2,6 – 7,7</u> 5,5	<u>2 – 20</u> 8	<u>2 – 30</u> 11	<u>0,6 – 4,8</u> 1,7	<u>33 – 45</u> 39	<u>7 – 17</u> 10	<u>7765 – 8624</u> 8167	легка
C_6	Γ_{11}	<u>2,0 – 6,0</u> 3,9	<u>2 – 20</u> 9	<u>2 – 29</u> 10	<u>0,3 – 3,9</u> 1,9	<u>32 – 45</u> 39	<u>7 – 19</u> 11	<u>7736 – 8565</u> 8230	легка
C_5	Γ_{11}	<u>2,2 – 7,4</u> 5,3	<u>2 – 20</u> 7	<u>2 – 30</u> 10	<u>0,4 – 3,1</u> 1,4	<u>35 – 44</u> 40	<u>8 – 20</u> 12	<u>7860 – 8510</u> 8247	легка
C_4^B	Γ_{11}	<u>2,1 – 6,4</u> 5,3	<u>2 – 16</u> 9	<u>2 – 30</u> 11	<u>0,4 – 3,4</u> 1,5	<u>35 – 46</u> 39	<u>7 – 21</u> 12	<u>7890 – 8710</u> 8300	легка
C_1	Γ_{11}	<u>1,3 – 5,3</u> 3,0	<u>2 – 19</u> 10	<u>2 – 30</u> 15	<u>0,4 – 3,7</u> 1,2	<u>35 – 46</u> 40	<u>7 – 22</u> 13	<u>7940 – 8675</u> 8300	легка

Таблиця А.3 – Характеристика вугільних пластів

Символ пласта	Коефіцієнт міцності вугілля	Опірність вугілля різанню, кг/см	Наявність породних прошарків і їх міцність	Наявність мінеральних включень, їх форма, міцність	Наявність інших ускладнюючих чинників	Орієнтування основних систем тріщин	Самозаймистість вугілля	Вибухо-небезпека вугільного пилу
C ^B ₁₀	3	240	1 – 2	Аргіліти, алевроліти, рідше кальцити, кварцити, зростки піриту, f=1 – 6	Нестійкі породи покрівлі	85 - 88 ⁰	не схильні	За викидами - безпечні, щодо вибуху газу і вугільного пилу - небезпечні
C ^B ₈	3	240	-		За одиничними свердловинами відзначена «помилкова» покрівля	85 - 88 ⁰	не схильні	
C ^H ₈	3	420	1 – 3		Зустрічається «помилкова» покрівля	86 - 88 ⁰	не схильні	
C ^H ₇	3	305	-		«Помилкова» покрівля відсутня	86 - 88 ⁰	не схильні	
C ₆	3	305	-		«Помилкова» покрівля зустрічається дуже рідко	86 - 88 ⁰	не схильні	
C ₅	3	280	-		«Помилкова» покрівля на 30% площі	86 - 88 ⁰	не схильні	
C ^B ₄	3	301	-		««Помилкова» покрівля на 45% площі	86 - 88 ⁰	не схильні	
C ₁	3	315	-		«Помилкова» покрівля на 15% площі	86 - 88 ⁰	не схильні	

