

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 Мороз Євген Миколайович
(П.І.Б.)

академічної групи 184М-17зск-2
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології виїмки вугілля очисними
комплексами пласта С₆ шахти «Степова» 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 Мороз Є.М. академічної групи 184М-17зск-2
(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
комплексами пласта С₆ шахти «Степова» 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)

Мороз Є.М.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 52 аркуші друкованого тексту, 9 рисунків, 9 таблиць, 9 джерел.

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

У першому розділі викладена гірничо-геологічна характеристика родовища, а також проведений аналіз виробничої ситуації на шахті «Дніпровська», конкретизовано завдання на роботу.

У другому розділі запропоновано варіант заміни механізованого комплексу КД-80 з комбайном КА-80 на більш модернізований Ostorj 70/125T з комбайном MB-410E та конвеєром SZK 190/800. Все це дозволить перейти на безнишеве виймання угля. Наведено розрахунок дільничного транспорту і перевірка головної вентиляційної установки, виконана з використанням ЕОМ, також розглянуті заходи щодо боротьби з пилом, шкідливі і небезпечні фактори, а також шляхи підвищення безпеки праці, проведений розрахунок водяних заслонів, розроблені заходи щодо комплексного пилопридушення в очисному забої, розроблена схема протипожежного захисту очисного вибою.

В економічній частині кваліфікаційної роботи наведено розрахунок техніко-економічних показників при впровадженні проектних рішень і виконаний розрахунок економічного ефекту від підвищення навантаження на очисний вибій і від зниження собівартості видобутку вугілля.

Результати кваліфікаційної роботи можуть бути використані на шахті «Степова» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

**ШАХТА, ВУГІЛЛЯ, ПЛАСТ, КОМПЛЕКС, КОМБАЙН, ВЕНТИЛЯЦІЯ,
ОХОРОНА ПРАЦІ .**

ЗМІСТ

Реферат	3
Вступ	5
1. Характеристика гірничого підприємства	6
1.1 Місце розташування підприємства	6
1.2. Гірничо-геологічна характеристика	6
1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт	10
1.4. Висновки	12
1.5. Вихідні дані на проект	13
2. Технологічна частина	14
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	14
2.2 Розрахунок параметрів технології механізованого видобутку вугілля	15
2.3 Технологія виконання прийнятих рішень	28
2.4 Організація робіт на виробничій дільниці	31
2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці	33
2.6 Вентиляція виробничої дільниці	38
2.7 Охорона праці	41
2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутої корисної копалини	46
2.9 Висновки	49
Висновки	51
Перелік посилань	52

ВСТУП

В даний час вугільна промисловість в Україні є однією з найбільш важливих галузей. Вугілля застосовується на багатьох промислових підприємствах країни, велика частина яких відноситься до енергетики і металургії.

Нині ж зростає потреба в збільшенні рівня видобутку вугілля при зниженні його собівартості. Найголовнішим завданням вугільної промисловості є подальше технічне переозброєння і реконструкція тільки перспективних шахт на базі передової техніки і технології видобутку вугілля і проведення гірських виробок, а також впровадження нових прогресивних типів і видів кріплень, і нових способів підтримки очисних вибоїв та гірничих виробок.

У відповідності до цієї мети передбачається комплекс заходів, який включає:

- переозброєння вугільних шахт;
- розробку та освоєння виробництва машин і механізмів для очисних робіт і проведення гірничих виробок, в тому числі комплексів обладнання для виїмки тонких вугільних пластів і пластів зі складними гірничо-геологічними умовами, прохідницьких комбайнів і комплексів для проведення виробок по більш міцних породах;
- впровадження очисних агрегатів для ведення робіт без постійної присутності людей в забої;
- забезпечення приросту видобутку в основному за рахунок підвищення продуктивності праці.

Метою даної роботи є збільшення навантаження на очисний вибій і зниження собівартості видобутку вугілля за рахунок впровадження нового комплексу, обґрунтування і вибір якого виконано в розділі 2 цієї кваліфікаційної роботи.

1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Місце розташування підприємства

В адміністративному відношенні ШП «Степова» розташована на території Петропавлівського району Дніпропетровської області України.

У промисловому відношенні надра шахти підпорядковані ВСП ШУ «Першотравенське» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Найближчими до шахти промисловими підприємствами є: діюча ШП «Ювілейна», розташована в 4 км на південний схід, а так само закрита в 1999 році шахта «Першотравнева». Північно-західна частина шахтного поля перетинається залізничною магістраллю Красноармійськ-Дніпропетровськ, що зв'язує шахти «Ювілейна», «Степова» та «Першотравнева» з промисловим Донбасом і Придніпровським економічним районом. На цій магістралі, на гірничому відводі шахти «Степова», розташована ж.д. станція Миколаївка.

Електропостачання шахти здійснюється по дволанцюговій лінії 154 кВ від Павлоградської підстанції 154/35/6 кВ системи Дніпроенерго.

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

1.2. Гірничо-геологічна характеристика

ШП «Степова» розташована в південно-східній частині Павлоградського-Петропавлівського геолого-промислового району Донбасу. В геологічну будову шахтного поля приймають участь відкладення докембрійського, палеозойського і кайнозойського віку. Докембрійські кристалічні свити розкриті на глибині 1114 м. Залягання вуглемістких порід в основному моноκлиналильне із зануренням на північний схід під кутом 2-5 градусів, ускладнене низкою діз'юнктивних порушень типу крутопадаючих скидів. Серед них слід відзначити серію більших скидів – поздовжні, Петропавлівського № 1, 2, 3, Петропавлівського, Західного. Простягання

основних тектонічних порушень північно-західне і південно-східне. Кути падіння цих порушень круті і складають 60-85°. Амплітуди зміщення порід в зонах порушень змінюються в межах від 7-10 м до 125 м. Також гірничими виробками шахти відзначений ряд мілкоамплітудних порушень з амплітудами порядку 0,10-0,70 м.

Пласт С₆ щодо витриманий, інші пласти невитримані.

Підземні води на основній площі поширені в четвертинних, неогенових, палеогенових і кам'яновугільних відкладеннях. Горизонт в бучакського відкладеннях укладений в пісках, при їх насиченні водою вони нерідко мають пливунні властивості. Потужність пісків змінюється по площі від 0,0 до 25,4 м. Водоприплив в шахті формується в основному за рахунок динамічних запасів в пластах вугілля і пісковиках на основному полі, а в межах блоку №3 – за рахунок статичних запасів. Після затошлення закритої шахти «Першотравнева» додатковий перетік води в шахту «Степова» очікується до 200 м³/год. Середньорічний приплив в шахту «Степова» склав 908 м³/год.

Розміри шахтного поля становили по простяганню 3,2-11 км, по падінню 7,3 км. Площа поля шахти становила 50 км². Шахта «Степова» введена в експлуатацію в 1965 році з проектною потужністю 900 тис. т вугілля на рік, яку вона освоїла в 1972 році.

З тих пір протягом тривалого часу шахта працювала ритмічно і стійко з видобутком 1300-1580 тис. т вугілля на рік за 355-356 робочих днів.

У 1985 році інститут «Дніпрогіпрошахт» розробив проект «Розкриття і підготовки пластів С₆ і С₆¹ в ухилом полі, яким річна потужність шахти була визначена 1200 тис. т за 300 робочих днів.

З огляду на ритмічну роботу шахти і намічені проектом впровадження більш продуктивної техніки, в цьому проекті потужність шахти прийнята на рівні максимально досягнутої в перерахунку на 300 робочих днів на рік – 1200 тис. т на рік.

Блок №1 розкритий двома вертикальними центральнo-здвоєними стовбурами – головним і допоміжним – діаметрами відповідно 5,5 і 6,0 м, пройденими до горизонту 145 м, і горизонтальними і похилими квершлагами. Головний стовбур обладнаний двохскиповими вугільним і односкиповим породним підйомами, служить для видачі вугілля і породи з горизонту 145 м і виведення вихідного струменя повітря. У верхньої межі (за Повздовжнім скиданням) похилі поле №2 блоку №1 розкрито горизонтальними квершлагами: магістральним конвеєрним і відкочувальним горизонту 145м, а також північним вентиляційним горизонту 130м.

Блок №2 розкритий двома вертикальними центральнo-здвоєними стовбурами - повітряподавальним і вентиляційним - діаметром по 6,5 м, пройденими до горизонту 400 м, і квершлагами на горизонті 300 м. Бремсбергове поле №2 на горизонті 300 м розкрито з боку блоку №1 похилим квершлагом з людським ходком.

Схема підготовки - погоризонтна з відпрацюванням пластів довгими стовпами по повстанню спареними лавами. На східному крилі на горизонті 210м пройдений конвеєрний штрек, а на горизонті 200 м – вентиляційний. На горизонті 300 м пройдені відкаточний і вентиляційний штреки (проміжні).

Існуюча система розробки на шахті – довгі стовпи по повстанню.

Виймка вугілля в очисних вибоях блоку №2 проводиться механізованими комплексами КМК-97, КД80 з комбайнами МК-67, КА80 в напрямку повстання.

Проходження виїмкових і панельних штреків проводиться прохідницькими комбайнами ПК-3р, ПК-9р і 4ПП-2, а також частково буропідривним способом з навантаженням відбитої породи і вугілля в вагонетки породонавантажувальними машинами.

Одночасно роботи велися в 6 підготовчих вибоях. Кріплення виробок – піддатливе металеве арочне з СВП.

Пройдено 11,1 км гірничих виробок, в тому числі прохідницькими комбайнами 10,1 км.

В даний час на шахті прийнята повна конвеєризація основного вантажопотоку вугілля від очисних вибоїв до бункера у головного стовбура шахти блоку № 1. По виїмкових штреках при роботі спареними лавами використовуються стрічкові конвеєри ІЛ100У з шириною стрічки 1000 мм. Для відкатки породи, доставки матеріалів і устаткування, а також для перевезення людей використовується рейковий і канатний транспорт (електровози, однокінцеві підйоми і моноканатна дорога).

Шахта віднесена до другої категорії по газу і небезпечна по вибуховості вугільного пилу. В даний час ведеться відпрацювання пластів С₆ і С₆¹ в блоці №2 на східному крилі горизонтів 210 м і 300 м, і західному - на горизонті 300 м. Пласти не схильні до раптових викидів вугілля, газу і самозаймання. Породний пил силікоzoneбезпечний. Провітрювання шахти здійснюється двома вентиляторами установками, розташованими на головному стовбурі блоку №1 і вентиляційному стовбурі блоку №2. Свіже повітря подається в шахту по допоміжному стовбуру блоку №1 і повітроподавального стовбура блоку №2. Схема провітрювання шахти комбінована, спосіб провітрювання – всмоктуючий. Схема провітрювання виїмкових ділянок – зворотноточна.

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

Таблиця 1.1 – Техніко-економічні показники роботи

Показник	Од. вимір	Значення
Потужність шахти:	тис. т/рік	1200
Кількість очисних вибоїв	лава	4
Навантаження на очисний вибій	т/доб.	999
Число робочих днів	діб	300
Число робочих змін	змін	4
Число змін з видобутку вугілля	змін	3
Списочний склад:		
Робочих на очисних роботах	люд.	334
Робочих з видобутку вугілля	люд.	2030
Працівників на шахті	люд.	2276

Показник	Од. вимір	Значення
Змінна продуктивність праці: Робочого на очисних роботах	т/люд.	5,70
Робочого з видобутку вугілля	т/люд.	0,94
Річна продуктивність праці: працівника з видобутку вугілля	т/люд.	738,92
працівника по шахті	т/люд.	659,05

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 виїмковій 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 рівня 1КД90	Система розробки	Зниження трудомісткості і підвищення безпеки ведення очисних робіт, підвищення навантаження на очисний вибій.
4. Застосування нових ефективних конструкцій кріплень КШС і КШПУ з спецпрофіля для кріплення гірничих виробок	Підготовчі роботи	Скорочення витрат на ремонтно-відновлювальні роботи до 150 грн. на 1 м виробки.

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
5. Проведення підготовчих виробок із застосуванням прохідницьких комбайнів типу 4ПП-2М	Підготовчі роботи	Дозволяє проходити вироблення по породах 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 конвесрів дільничного і магістрального транспорту	Підземний транспорт	Підвищення коефіцієнта машинного часу очисного обладнання, збільшення навантаження на лаву.
9. Зміна організації робіт при демонтажі механізованого комплексу	Очисні роботи	Зниження часу кінцевих операцій, що припадають на 1 т.с.д. Скорочення витрат на організацію робіт, що сприятиме зниженню собівартості видобутку.

Із аналізу таблиці 1.2 виникає необхідність збільшення числа очисних вибоїв на пластах C_6 та C_6^1 . Підготовлені до відпрацювання лави необхідно обладнати високопродуктивними комплексами очисної виїмки, які дозволять досягти максимальних навантажень на очисний вибій.

Підвищення техніко-економічних показників роботи шахти «Степова» нерозривно пов'язане з ритмічною роботою очисних вибоїв. У технологічній системі шахти ключовою ланкою, що впливає на максимальне значення функції мети, є підсистема «очисні роботи». Найважливішим її показником служить навантаження на очисний вибій. Вона визначає рівень концентрації та інтенсифікації гірничих робіт і в значній мірі впливає на схеми і параметри способів розкриття та підготовки шахтних полів.

На підставі цього можна сформулювати тему наступного розділу, який полягає у виборі найбільш економічно вигідного і технологічно доцільного варіанту інтенсифікації очисних робіт на на пласті C_6 шахти «Степова».

1.4. Висновки

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

- провести часткову заміну застарілого обладнання на нове, більш досконале;
- застосовувати системи розробки, що дозволяють застосовувати повторне використання виїмкових штреків;
- збільшити навантаження на очисний вибій;
- застосовувати більш досконалі технології виїмки вугілля на досить тонких і тонких пластах, що дозволяють знизити зольність вугілля, що видобувається;
- скоротити витрати на проведення підготовчих виробок за рахунок закладки порід у вироблений простір, а також за рахунок повторного використання виїмкових штреків;
- застосовувати прогресивні схеми провітрювання видобувних і підготовчих ділянок.

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

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

1.5. Вихідні дані на проект

Виробнича потужність шахти становить 1,2 млн т вугілля на рік.

В даний час в роботі перебувають пласти C_6 , C_6^1 .

Шахта віднесена до другої категорії по газу і небезпечна по вибуховості вугільного пилу.

Схема провітрювання шахти комбінована, спосіб провітрювання – всмоктуючий. Схема провітрювання виїмкових ділянок – зворотноточна.

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

2. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

В таблиці 2.1 наведено характеристики видобувної дільниці шахти «Степова». В результаті виконання проекту необхідно запропонувати нову структуру видобувного комплексу.

Таблиця 2.1 – Характеристики існуючої виймальної дільниці

Параметр	Значення
Потужність пласта	1,0 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. Необхідно перейти до обґрунтування структури видобувного комплексу.

Перейдемо до вибору очисного комбайну

Наведемо в таблиці 2.2 відповідність комбайнів гірничо-геологічним умовам, а також вимогам до умов праці.

Таблиця 2.2 – Вибір очисного комбайну

№	Параметр	1К103	МВ-410	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 енергоозброєність, «-» - низька енергоозброєність)	-	+	+	-
6	сортність вугілля «+»-барабанний	-	-	-	+

№	Параметр	1К103	МВ-410	РКУ10	КА80
	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 МВ-410Е. Це дозволить підвищити безпеку праці, а також скоротити витрати на процес виймання вугілля, а також знизить капітальні витрати на обслуговування обладнання.

Проаналізувавши існуючу технологію очисних робіт, пропонується в технологічній схемі для пласта С₆ лави замінити морально застарілий механізований комплекс КД-80 на новий, більш продуктивний, механізований очисний комплекс Ostroy. До складу комплексу входять: механізоване кріплення Ostroy 70/125Т, комбайн очисний МВ-410Е, конвеєр шахтний скребковий SZK190/800.

2.2 Розрахунок параметрів технології механізованого видобутку вугілля

2.2.1 Розрахунок швидкості подачі очисного комбайну

Продуктивність комбайна визначається за швидкістю його подачі, яка залежить від:

- потужності двигуна комбайна (енергоозброєності комбайна);
- міцності вугільного пласта (опірність різанню);
- кількості метану, що виділяється з пласта;
- швидкості пересування секцій кріплення.

1) Розрахунок швидкості подачі комбайна по його енергоозброєності

$$V_p^k = \frac{N_{\text{уст}}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma_{\text{сп}}}, (\text{м/мин})$$

де: $N_{\text{уст}}$ – тривала потужність двигуна комбайну, кВт;

H_w – питомі енерговитрати на руйнування вугілля, кВт/т;

m – потужність пласта, що виймається, м;

r – ширина захвату виконавчого органу комбайну, м;

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³.

Стійка потужність двигуна розраховується за формулою:

$$N_{\text{уст}} = (0,7 - 0,9) \cdot N_{\text{ном}}$$

комбайн КА-80 $P_{\text{уст}} = 0,75 \cdot 132 = 99(\text{кВт});$;

комбайн МВ-410Е $P_{\text{уст}} = 0,75 \cdot 180 = 135(\text{кВт});$;

Питомі енерговитрати на руйнування вугілля

$$H_w = 0,00185 A_p \cdot (0,77 + 0,008 \cdot R);$$

де A_p – опірність вугілля різанню, кН/см;

R – показник крихкості вугілля;

Для в'язкого вугілля визначається за формулою

$$R = 0,25 \cdot A_p \quad R = 0,25 \cdot 300 = 76$$

$$H_w = 0,00185 \cdot 300 \cdot (0,77 + 0,008 \cdot 45) = 0,63(\text{кВт/т});$$

комбайн КА-80 $V_p^k = \frac{99}{60 \cdot 0,63 \cdot 1,0 \cdot 0,8 \cdot 1,37} = 2,4(\text{м/хв});$

комбайн МВ-410Е $V_p^k = \frac{135}{60 \cdot 0,63 \cdot 1,0 \cdot 0,8 \cdot 1,37} = 3,3(\text{м/хв});$;

2) Швидкість подачі комбайна по газовому фактору визначається за формулою

$$V_r^n = \frac{0,6 \cdot V \cdot d \cdot m_x \cdot \varphi \cdot b \cdot k_{в.п.}}{q \cdot m_{геол} \cdot r \cdot \gamma_{сп} \cdot k_u}, \text{ м/хв};$$

де V – допустима по ПБ швидкість руху повітряного струменя в лаві, м/с;

m_b – потужність пласта, що виймається, м;

b – ширина привибійного простору, м;

φ – коефіцієнт звуження повітряного струменя;

d – допустимий по ПБ вміст метану у вихідному струмені, %;

$K_{в.п.}$ – коефіцієнт, що враховує рух частини повітряного струменя по виробленому просторі;

q – метаносмність пласта, м³/т.с.д.

$m_{геол}$ – геологічна потужність пласта, м;

K_u – коефіцієнт нерівномірності виділення метану в лаву.

комбайн КА-80
$$V_r^n = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1 \cdot 1,0 \cdot 0,9 \cdot 5,785 \cdot 1,25}{4,0 \cdot 0,8 \cdot 1,14 \cdot 1,37 \cdot 1,4} = 2,2(\text{м/хв});$$

комбайн МВ-410Е
$$V_r^n = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1 \cdot 1,0 \cdot 0,9 \cdot 5,785 \cdot 1,25}{4,0 \cdot 0,8 \cdot 1,14 \cdot 1,37 \cdot 1,4} = 2,2(\text{м/хв});$$

3) Швидкість подачі комбайна по фактору кріплення визначається за формулою

$$V_{сп} = \frac{b}{\sum t_{сп}},$$

де b – крок установки секцій кріплення в лаві, м;

$\sum t_{сп}$ – час на повній цикл пересування секцій, хв;

$$\sum t_{сп} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_4$$

де: t_1 – час на переміщення робочого від секції до секції і огляд секції, сек;

t_2 – час на зачистку секції кріплення перед перерозподілом, сек;

t_3 – час на розвантаження секції кріплення, сек;

t_4 – час на пересувку секції кріплення, сек;

t_5 – час на розпір секції, сек;

для човникової схеми виймання

$$\sum t_{сп} = 0,07 + 0,45 + 0,06 + 0,065 + 0,06 = 0,705(хв);$$

$$\text{комбайн КА-80} \quad V_{сп} = \frac{1,35}{0,705} = 1,9(м/хв);$$

$$\text{комбайн МВ-410Е} \quad V_{сп} = \frac{1,5}{0,705} = 2,13(м/хв);$$

Остаточно приймемо швидкість подачі комбайна для обох варіантів

$$V_{ф}^n = 1,9(м/хв) \text{ і } V_n^n = 2,13(м/хв).$$

Остаточно приймемо комбайн МВ-410Е, кріплення Ostrom 70/125T, SZK190/800.

2.2.2 Вибір засобів управління покрівлю

Розрахунок критерію правильності вибору управління покрівлю проводиться згідно з методичними вказівками до виконання курсового проекту з дисципліни: «Управління станом масиву гірських порід».

$$K_{вп} = \left[\frac{\sigma_{ок}^{ок} \cdot h_{ок} \cdot m_{пл}}{\gamma \cdot H \cdot L_{ок} \cdot (1 + h_{ок})} \right]^{0,25}$$

де, γH – вертикальна складова гірського тиску;

$m_{пл}$ – потужність пласта, який виймається;

$h_{нк}$ – потужність безпосередньої покрівлі, м;

$h_{ок}$ – потужність основної покрівлі, м.

Підставами дані геологорозвідувальних робіт в дану формулу: $\sigma_{ок}^{ок} = 70$; $m_{пл} = 1,03$ м; $h_{ок} = 12,35$ м; $h_{нк} = 5,73$ м; $\gamma H = 15$ МПа для порід залягають до 600 м

$$K_{\text{лв}} = \left[\frac{70 \cdot 12,35 \cdot 1,03}{15 \cdot 24,7 \cdot (1 + 5,73)} \right]^{0,25} = 0,78$$

При значеннях $K_{\text{лв}} = 0,72-0,9$ рекомендується застосування типових паспортів кріплення механізованими кріпленнями підвищеного опору (1КМ-103, КД-80, 1КД90, ДМ, Glinik, DBT, Ostroy 70/125T).

2.2.3 Розрахунок максимальної довжини очисного вибою для прийнятого комплексу

Довжина лави обладнаної вузькозахватним комбайном, може бути визначена за технологічними витратами часу. З огляду на те, що стійкість порід покрівлі в очисному забої різко знижується при зменшенні добової швидкості посування вибою менше 2,1 м/доб., довжина лави визначиться

$$l = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}})n_{\text{см}} - t_{\text{м}} \cdot n_{\text{стр}}}{\left(\frac{1}{V_p} + \frac{1}{V_w} + \frac{n_{\text{сек}}}{V_{\text{нод}}} + t_s \cdot Z_p \cdot m \cdot b \cdot t_e \right) n_{\text{стр}}} + \sum l_{\text{п}}$$

де: $T_{\text{см}}$ – тривалість зміни, хв.;

$t_{\text{п.з}}$ – час на підготовчо-заклучні операції, хв.;

$n_{\text{см}}$ – число видобувних змін на добу, шт.;

$t_{\text{м}}$ – час на маневрові операції на початку і кінці лави, хв.;

$n_{\text{стр}}$ – товщина стружки, що здійснюється машиною, см;

$V_{\text{м}}$ – маневрова швидкість комбайну, м/хв.;

V_p – робоча швидкість комбайну м/хв.;

$n_{\text{сек}}$ – кількість секцій кріплення, біля яких потрібно підкріплення вибою, зачистка віджатого вугілля, шт.;

t_s – час на заміну одного різця, хв.;

Z_p – питома витрата різців, шт./м;

m – потужність пласта, м;

b – товщина стружки, що виймається, м;

$$b = r \cdot k_2 = 0,7 \cdot 1 = 0,7 \text{ м}$$

де $r=0,7$ м – ширина захвату комбайну, м;

$k_2=1$ – коефіцієнт використання захоплення;

t_b – час на супутні операції, хв.;

$\sum l_{\text{л}}$ – сумарна довжина ниш, м;

При розрахунках довжини лави, кількість стружок на добу приймаємо виходячи з мінімально-можливою швидкістю посування вибою 2,1 м/доб.

$$n_{\text{оп}} = \frac{V_{\text{мін}}^{\text{ов}}}{b} = \frac{2,1}{0,7} = 3,0$$

Для даних умов довжина лави не повинна перевищувати

$$l_{\text{л}} = \frac{(360 - 30) \cdot 3 - 15 \cdot 3,0}{\left(\frac{1}{1,5} + \frac{1}{5} + 0 + 3 \cdot 0,03 \cdot 1,5 \cdot 0,7 \cdot 0,2 \right) \cdot 3,0} + 0 = 354 \text{ м}$$

Таким чином, прийнятий комплекс може бути застосований на шахті «Степова».

2.2.4 Перевірочний розрахунок механізованого кріплення за його несучою здатністю

Перший крок обвалення порід безпосередньої покрівлі визначається за формулою

$$L_{\text{пер}}^{\text{н}} = 36 \cdot (1 + \sin \alpha) \frac{f_{\text{кр}}^{\text{н}} \cdot \sqrt{V_{\text{кр}}}}{\sqrt{l_{\text{л}}}} + 10,5(1 + \sin \alpha) \cdot e^{-0,7 \frac{\alpha}{\alpha_0}}$$

де: $f_{\text{кр}}^{\text{н}}$ – середньозважений коефіцієнт міцності порід безпосередньої покрівлі;

$V_{\text{сут}}$ – добова швидкість посування вибою (приймається з розрахунку мінімально можливої швидкості посування 2,4 м/доб.);

α – кут падіння пласта, град.;

h_p – розмір зони активного розшарування порід покрівлі, м;

m_H – потужність порід безпосередньої покрівлі, м;

n – кількість розшарувань в одному метрі порід покрівлі;

$$h_p = 36 \cdot 10^3 \cdot Z_{\text{оп}} \sqrt{\frac{m_H \cdot n \cdot a}{f(1+\eta) \cdot (1+\sin \alpha) V_{\text{сут}} \cdot \varphi}}$$

де: a – коефіцієнт, що враховує вдавнення кріплення в підшву пласта і деформацію верхняків. при $\sigma_{\text{вд}} = 3,5-7,5$ МПа $a = 0,9-0,95$;

$\sigma_{\text{вд}}$ – міцність порід підшви пласта на вдавлювання, МПа;

η – відношення початкового розпору кріплення до її робочого опору, приймається з характеристики кріплення;

φ – кількість стійок кріплення на 1 м² оголення покрівлі, шт.;

f – коефіцієнт міцності вугілля;

$Z_{\text{оп}}$ – ширина зони опорного тиску попереду лави, приймається $Z_{\text{оп}} = 30$ м;

Для механізованого кріплення Ostroj 70/125T первинний крок обвалення порід безпосередньої покрівлі

$$L_{\text{прв}}^u = 36 \cdot (1 + 0,2079) \frac{3,5 \cdot \sqrt{2,35}}{\sqrt{170}} + 10,5(1 + 0,2079) \cdot 2,71824^{0,7;0,8} = 25,6 \text{ м}$$

$$\eta = \frac{600}{700} = 0,86; \varphi = \frac{4,435 \cdot 1,10}{4} = 1,25$$

$$h_p = 36 \cdot 10^3 \cdot 30 \sqrt{\frac{5,73 \cdot 3 \cdot 0,9}{0,4 \cdot (1 + 0,86) \cdot (1 + 0,2079) \cdot 2,35 \cdot 1,25}} = 2,6 \text{ м}$$

Наступний крок обвалення порід безпосередньої покрівлі

$$L_{\text{осст}}^n = 10,5(1 + 0,2079) \cdot 2,71824^{-0,735} = 7,73 \text{ м}$$

Первинний крок обвалення порід основної покрівлі

$$\begin{aligned} L_{\text{осст}}^n &= 36 \cdot (1 + \sin \alpha) \frac{f_{\text{вп}}^n \cdot \sqrt{V_{\text{св}}}}{\sqrt{I_3}} + 10,5 \sqrt{V_{\text{св}}} \cdot (1 + \sin \alpha) \cdot e^{-0,7 \frac{r}{r_0}} = \\ &= 25,56 + 19,44 \cdot 2,71824^{-0,364} = 39,6 \end{aligned}$$

Наступний крок обвалення порід основної покрівлі

$$\begin{aligned} L_{\text{осст}}^p &= 10,5 \sqrt{V_{\text{св}}} \cdot (1 + \sin \alpha) \cdot e^{-0,7 \frac{r}{r_0}} = \\ &= 10,5 \cdot \sqrt{2,35} (1 + 0,2079) \cdot 2,71824^{-0,735} = 11,53 \text{ м} \end{aligned}$$

2.2.5 Розрахунок навантаження на привибійне кріплення

Навантаження на привибійне кріплення розраховується виходячи з гіпотези консольних балок. Для визначення розрахункової схеми необхідно знати величину прогину основної і безпосередньої покрівлі.

Прогин безпосередньої покрівлі в місці її обвалення визначається

$$\Delta l = \frac{\gamma_n \cdot h_n \cdot l_n \cdot b_n}{8 \cdot E_n \cdot I_n}$$

де: $\gamma_n = 29200 \text{ Н/м}$ – об'ємна вага порід безпосередньої покрівлі,

I_n – момент інерції безпосередньої покрівлі відносно нейтральної осі,

М4;

h_n – потужність безпосередньої покрівлі, м;

l_n – довжина консолі безпосередньої покрівлі, м;

$$l_n = l + L_{\text{осст}}^n = 0,4 + 7,73 = 8,13 \text{ м}$$

l – ширина привибійного простору, м;

E_n – наведений модуль пружності при вигині порід безпосередньої покрівлі, ГПа

$$E_n = \frac{4 \cdot E_p \cdot E_{ct}}{(\sqrt{E_{ct}} + \sqrt{E_p})^2}$$

де: E_{ct} – модуль пружності порід при стисненні;

E_p – модуль пружності порід при розширенні, ГПа.

Для порід безпосередньої покрівлі – переважно для піщано-глинистого сланцю $E_{ct}=0,35$ ГПа; $E_p=0,10$ ГПа.

Момент інерції безпосередньої покрівлі

$$I_H = I'_H + F_H V_H^2$$

I'_H – момент інерції відносно середньої вісі

$$I'_H = \frac{B_H \cdot h_c^3}{12}$$

B_H – ширина блоку обвалення (приймаємо 1 м);

h_c – площа поперечного перерізу, балок безпосередньої покрівлі що згинаються, м²;

$$F_H = b_H \cdot h_H$$

V_H – відстань від нейтральної вісі до середини балки безпосередньої покрівлі, м;

$$V = \frac{h_H \cdot \sqrt{E_{CЖ}^H}}{\sqrt{E_{CЖ}^H} \cdot \sqrt{E_p^H}}$$

Після підстановки числових значень отримаємо

$$F_H = 1,0 \cdot 5,73 = 5,73 \text{ м}^2$$

$$I_H = \frac{1,0 \cdot 5,73^3}{12} = 15,617 \text{ м}^2$$

$$V_H = \frac{5,73 \cdot \sqrt{2,3}}{\sqrt{2,3} \cdot \sqrt{0,23}} = 4,43 \text{ м}$$

Прогин порід безпосередньої покрівлі

$$\Delta l_H = \frac{29200 \cdot 5,73 \cdot (8,13)^4 \cdot 1}{8 \cdot 0,175 \cdot 10^9 \cdot 128} = 0,00407 \text{ м}$$

Прогин порід основної покрівлі в місці обвалення безпосередньої покрівлі

$$\Delta l_O = \frac{\gamma_O \cdot h_O \cdot b_H}{2I_O \cdot E_O} \cdot \left(\frac{l_O^2 \cdot l_H^2}{2} - \frac{l_O \cdot l_H^3}{3} + \frac{l_H^4}{12} \right) \text{ м}$$

де: γ_O – об'ємна вага порід основної покрівлі, Н/м³;

h_O – потужність порід основної покрівлі, м;

l_O – максимальна довжина консолі основної покрівлі в момент зламу,

$$l_O = \sqrt{\frac{h_O \cdot \sigma_{uzc}}{3 \cdot \gamma_O}}$$

де: σ_{uzc} – міцність порід основної покрівлі на вигин

$$l_o = \sqrt{\frac{12 \cdot 20 \cdot 10^6}{3 \cdot 29200}} = 52,3 \text{ м}$$

Отримані значення l_o пов'язуються з подальшим кроком обвалення порід основної покрівлі та даними параметрами.

E_o – наведений модуль пружності при вигині порід основної покрівлі, МПа;

I'_o – момент інерції основної покрівлі щодо середньої осі, М4;

$$I'_o = \frac{b_H \cdot h_o^3}{12} = \frac{1 \cdot (12,3)^3}{12} = 155,07 \text{ м}^4$$

I_o – момент інерції основної покрівлі відносно нейтральної осі, М4;

$$I_o = I'_o + F_o \cdot V_o^2 = 155,07 + 12,3 \cdot 7,8^2 = 903,402$$

V_o – відстань від нейтральної осі до середини балки основної покрівлі, м;

$$V_o = \frac{h_H \cdot \sqrt{E_{СЖ}^H}}{\sqrt{E_{СЖ}^H} \cdot \sqrt{E_P^H}} = \frac{12,3 \cdot \sqrt{0,45}}{\sqrt{0,45} \cdot \sqrt{0,15}} = 7,8029 \text{ м}$$

F_o – площа поперечного перерізу балок основної покрівлі що згинаються, м

$$F_o = b_o \cdot h_o = 1 \cdot 12,3 = 12,3 \text{ м}^2$$

Прогин порід основної покрівлі

$$\Delta l_0 = \frac{29200 \cdot 2,3 \cdot 1}{2 \cdot 0,175 \cdot 10^9 \cdot 903,402} \cdot \left(\frac{11,5^2 \cdot 8,13^2}{2} - \frac{11,5 \cdot 8,43^3}{3} + \frac{8,13^4}{12} \right) = 0,00314 \text{ м}$$

Тиск на 1 погонний метр лави від ваги порід безпосередньої покрівлі, коли $l_n > 10$ буде

$$R' = \frac{h_n \cdot \gamma_n \cdot (3l^2 + 8L_{\text{осц}}^n + 6L_{\text{осц}}^{n2})}{8l}$$

$$R' = \frac{5,73 \cdot 29200 (3 \cdot 0,14^2 + 8 \cdot 7,73 \cdot 0,4 + 6 \cdot 7,73^2)}{8 \cdot 0,4} = 2006,4 \text{ кН}$$

Навантаження на при вибійне кріплення становитиме

$$R \geq R' = 2006 \text{ кН}$$

Отримані значення порівнюємо з паспортними даними кріплення Ostroj 70/125T. Опір кріплення Ostroj 70/125T на 1 м по довжині лави – 2800кН.

Умова $R \geq R'$ виконується, отже можливе застосування кріплення в даних умовах.

2.2.6 Розрахунок гірничого тиску в очисному вибої та остаточний вибір засобів механізації

Відстань від кромки очисного забою до максимуму опорного тиску

$$X = m \left(\frac{r'}{a_1 \varphi r' + t_1} + \frac{d_1 \ln D}{\varphi} \right)$$

де: m – потужність пласта, що виймається, м;

r' – відношення половини кроку подальшого обвалення основної покрівлі до потужності пласта;

$$r' = \frac{1}{2} \cdot \frac{L_{\text{вост}}^0}{m} = \frac{1}{2} \cdot \frac{13,35}{0,8} = 8,34$$

φ – функція, що залежить від коефіцієнта тертя пласта по породах покрівлі і підшви пласта

$$\varphi = 2f_{\text{сп}} \cdot \lambda = 2 \cdot 0,3 \cdot 1,729$$

де: $f_{\text{сп}}=0,3$ – коефіцієнт тертя порід покрівлі і ґрунту;

λ – допоміжна функція.

$$\lambda = \frac{1 + \sin \rho}{1 - \sin \rho} = \frac{1 + 0,2672}{1 - 0,2672} = 1,729$$

ρ – кут внутрішнього тертя, град; $\rho = 45f - 2,5 = 45 \cdot 0,3 - 2,5 = 15,5$;

f – середньозважений коефіцієнт міцності вугільного пласта;

D – допоміжна функція

$$D = \frac{0,025H}{k_1} = \frac{0,025 \cdot 370}{28,83} = 0,33$$

H – глибина розробки, м.

Визначаємо коефіцієнт зчеплення вугілля

$$k_1 = k_f \cdot k_0 \cdot e^{\left(\frac{\varphi}{\alpha + b \cdot e^{\gamma}}\right)} = 0,9 \cdot 2,6299 \cdot 2,718^{\left(\frac{1,0374/1,729 \cdot 0,4 + 2,781 \cdot 0,282}{\alpha + b \cdot e^{\gamma}}\right)} = 28,83$$

k_f – коефіцієнт залежить від міцності вугілля

$$k_f = 9,5 \cdot 0,4^2 - 0,62 = 0,9$$

$$k_v = \frac{2 \cos \rho}{1 - \sin \rho} = \frac{2 \cdot 0,9636}{1 - 0,2672} = 2,6299 \quad \text{– допоміжна функція;}$$

$$\alpha_1 = 0,7 - 0,6f = 0,28$$

$$t = \frac{24b}{V_{\text{св}}} = \frac{24 \cdot 0,4}{4,8} = 2 \quad \text{– час між черговими циклами, годин;}$$

a, b, d – емпіричні коефіцієнти, що залежать від твору φ^t
якщо $8,34 \times 0,28 > 2$, то: $a = 1,49$; $b = 1,22$; $d = 0,995$.

Напруга в зоні максимуму опорного тиску

$$\sigma_{\text{max}} = K_f \cdot e^m = 28,83 \cdot 2,718^{1,057428 \cdot 2} = 194,88 \text{ Па}$$

Коефіцієнт концентрації в зоні максимуму

$$K = \frac{\sigma_{\text{max}}}{0,25H} = \frac{194,88}{96} = 2,03$$

З огляду на гірничо-геологічні умови виїмкового стовпа і гірничотехнічні фактори, справжнім проектом, остаточно, для підвищення навантаження на очисний вибій, передбачаємо заміну очисного комплексу КД-80 на Ostroj.

2.3 Технологія виконання прийнятих рішень

1) Тривалість циклу виїмання

$$t_n = (t_0 + t_s) \left(1 + \frac{K_0}{100}\right) \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 + \sum t_x,$$

де: t_0 – тривалість роботи комбайна з виїмки вугілля, хв;

t_b – тривалість супутніх виїмки допоміжних операцій, хв;

K_0 – коефіцієнт відпочинку;

k_1 – коефіцієнт, що враховує гіпсометрію ґрунту пласта;

k_2 – коефіцієнт, що враховує ступінь обводнення лави;

k_3 – коефіцієнт, що враховує ступінь нестійкості покрівлі;

k_4 – коефіцієнт, що враховує кут падіння пласта;

$V_{кр}$ – сумарна тривалість кінцевих операцій в циклі, хв;

$\sum t_k$ – сумарна тривалість виконання кінцевих операцій, хв;

Тривалість виїмки вугілля комбайном визначається по формулі

$$t_0 = \frac{(l_s - \sum l_n)}{V_p^c},$$

де l_s – довжина лави, м;

$\sum l_n$ – сумарна довжина ниш, м;

V_p^c – швидкість подачі комбайна по вугіллю, м/хв;

для базового варіанту $t_0 = \frac{160-0}{1,9} = 84,2(хв);$

для проектного варіанту $t_0 = \frac{303-0}{2,13} = 142,1(хв);$

Тривалість, супутніх виїмки допоміжних операцій визначається за формулою

$$t_s = 0,087 \cdot (l_s - \sum l_n) = 0,087 \cdot (160 - 0) = 13,9(хв);$$

Для обох варіантів час кінцевих операцій приймається в межах 25 хв.

Час циклу

для базового варіанту $t_u = (84,2 + 13,9) \cdot 1,21 + 40 + 0 = 158,7(хв).$

для проектного варіанту $t_u = (142,1 + 13,9) \cdot 1,21 + 40 + 0 = 228,7(хв).$

2) Розрахунок кількості циклів виїмки в лаві за добу

$$n_{\text{ц}} = \frac{1440 - t_{\text{рем}} - t_{\text{н.в.}} - (t_{\text{п.з}} + t_{\text{м.н.}}) \cdot n_{\text{зм}}}{t_{\text{ц}}}$$

де: 1440 – кількість хвилин в добі;

$t_{\text{рем}}$ – тривалість ремонтної зміни, хв;

$t_{\text{н.в.}}$ – тривалість робіт з попередження раптових викидів вугілля і газу, хв;

$t_{\text{пер}}$ – тривалість неперервні технологічних процесів в зміні, хв;

$t_{\text{п.з}}$ – тривалість підготовчо-заключних операцій, хв;

$n_{\text{зм}}$ – кількість змін з видобутку на добу.

для базового варіанту $n_{\text{ц}} = \frac{1440 - 360 - 0 - (15 + 0) \cdot 3}{158,7} = 6,4(\text{цикли})$.

для проектного варіанту $n_{\text{ц}} = \frac{1440 - 360 - 0 - (15 + 0) \cdot 3}{228,7} = 5,63(\text{цикли})$.

Приймаємо для базового варіанту $n_{\text{ц}}=6$ циклу і для проектного $n_{\text{ц}}=6$.

3) Видобуток за один цикл

$$D = m_{\text{сст}} \cdot l_{\text{з}} \cdot r \cdot \gamma \cdot c,$$

для проектного варіанту $D = 1 \cdot 303 \cdot 0,8 \cdot 1,37 \cdot 0,95 = 315,4(\text{т} / \text{доб.})$;

4) Річне планове навантаження на лаву

$$A_{\text{р.доб}} = A_{\text{сст}} \cdot N_{\text{р.д}}$$

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

для базового варіанту $A_{\text{р.доб}} = A_{\text{сст}} \cdot N_{\text{р.д}} = 999,6 \cdot 302 = 301879,2 = 301,9(\text{тис.т})$;

для проект. варіанту $A_{\text{р.доб}} = A_{\text{сст}} \cdot N_{\text{р.д}} = 1577,4 \cdot 302 = 352162,2 = 476,2(\text{тис.т})$

2.4 Організація робіт на виробничій дільниці

Виймка вугілля в лаві проводиться за човниковою схемою. У вихідному положенні забійний конвеєр переносять до вибою, комбайн зарубується в пласт, секції кріплення відсунуті на крок пересування. Машиніст комбайна постійно знаходиться біля пульта управління комбайном та конвеєром лави. При автоматичному режимі керування комбайном машиніст знаходиться між першим і другим рядами гідростійок секцій кріплення, а при ручному управлінні в зоні між навісним обладнанням, конвеєром і секціями кріплення до їх пересування.

Машиніст дільничної конвеєрної лінії знаходиться на перевантажувальному пункті зі збірного штреку на Магістральний конвеєрний штрек подає попереджувальний звуковий сигнал по збірному штреку виїмкової дільниці і включає конвеєрну лінію збірного штреку.

Машиніст забійного конвеєра лави знаходиться у навантажувального пункту лави (у приводній головки), отримавши сигнал про готовність до роботи перевантажувального пункту і конвеєрних ліній збірного і магістрального конвеєрного штреків, повідомляє машиністу комбайна в лаву, машиніст комбайну включає лавний конвеєр, перед включенням лавного конвеєра автоматично, протягом 6 с, по всій лаві подається попереджувальний звуковий сигнал. Після включення лавного конвеєра машиніст комбайну включає комбайн і з дозволу гірничого майстра або ланкового, виробляє виїмку вугілля. В процесі виїмки вугілля машиніст комбайну забезпечує виїмку вугілля в межах виймаємо потужності не допускаючи підрубки покрівлі та залишення вугільної пачки.

Слідом за проходом комбайна з відставанням 1,5–2,0 м від переднього працюючого органу комбайна, оператор кріплення виробляє кріплення оголених порід покрівлі шляхом почергової пересування секцій кріплення.

Помічник машиніста комбайна керується вказівками машиніста комбайна, а під час виїмки вугілля комбайном стежить за магістральними

лініями гідросистеми, силовим кабелем, шлангом зрошення, вантаженням вугілля, виробляє зачистку навісного обладнання і знаходиться позаду комбайна, на відстані не ближче 2-х метрів від нього, між першим і другим рядами гідростійок секцій кріплення після їх пересування, машиніст комбайну і помічник машиніста комбайна в своїй роботі керуються "Інструкцією з охорони праці для машиніста гірничих виїмкових машин". В якості помічника машиніста комбайна до роботи на комбайні допускаються особи, які пройшли спеціальне навчання і мають посвідчення на право керування комбайном і його обслуговування.

Управління пересуванням секцією проводиться робітником, який знаходиться під сусідньою (пересунутою) секцією кріплення. Знаходження людей в цей момент між секціями кріплення забороняється. Присутність сторонніх осіб в зоні розвантаження і пересування секцій кріплення забороняється. Про всі операції з розвантаження та пересування секцій кріплення робітник повинен попередити працюючих поруч членів бригади. Перед розвантаженням секції кріплення попередньо оглядається покрівлю та забій, навислі і відшарувалися від масиву шматки вугілля і породи повинні бути обібрані. У разі поганого стану покрівлі, вживаються необхідні заходи обережності аж до установки контрольних стійок.

Пересування конвеєра в лаві здійснюється "хвилею", яка має довжину 17-20м. Пересувку конвеєра проводиться на відстані 10-12 м (10-12 рештаків) від корпусу комбайна, а зачистку зони між навісним обладнанням і секціями кріплення виробляють після пересування конвеєра.

Комбайн після закінчення виїмки чергової смуги вугілля з опущеними виконавчими органами і підгребними пристроями, відведеними в транспортне положення, відганяється від штреку в лаву на місце зарубки, де навпроти виконавчих органів, стоять секції з укороченими консолями. Підтягуються до забою секції кріплення на кінцевій ділянці лави. Включаються обидва виконавчих органу і одночасно з засувкою кінцевій частині конвеєра і перерозподілом приводний головки комбайн зарубується в

пласт. Потім здійснюють виїмку вугілля на кінцевій ділянці довжиною 3,5-5,5 м, при цьому одночасно руйнується вугілля між виконавчими органами, після закінчення цієї операції комбайн повертається в положення зарубки. У міру пересування комбайна від штреку до місця зарубки виводиться в робоче положення випереджаючого підрібного пристрою і послідовно підтягуються секції кріплення. Комбайн готовий до виконання зняття чергової смуги вугілля. Здавання та прийняття змін проводиться безпосередньо на робочих місцях. Забороняється залишати комбайн на кінцевих ділянках не встановлених під секціями у місця зарубки і з незарубаними виконавчими робочими органами в пласт.

2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці

Проектом передбачається суцільна конвеєризація при доставці вугілля від очисного вибою до завантажувального пристрою вугільного підйому скіпового ствола. За очисних вибоїв вугілля транспортується за допомогою скребкових конвеєрів СЗК 190/800. З очисного вибою вугілля надходить на скребковий перевантажувач СП 251.15 і далі на стрічковий конвеєр 2ЛТ80У, що знаходиться на збірному штреку. Продуктивність конвеєра становить 225,1 т/год. З виїмкових дільниць вугілля надходить на стрічковий конвеєр 1ЛТ100, потім на конвеєри 1ЛУ120, 2ЛУ120, в вуглеспуск і далі в завантажувальний пристрій скіпового ствола.

Перевагами конвеєрного транспорту є висока продуктивність, порівняно невелика довжина в одному агрегаті, можливість автоматизації

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

Розрахункова продуктивність конвеєра $Q_p = 225,1(m / год)$;

- довжина транспортування $L = 2000$ м,

- кут нахилу траси $\beta = 3$ град.,

- напрямок транспортування (дільничний штрек по повстанню).

Попередньо вибираємо конвеєр типу 2ЛТ80У з наступними технічними характеристиками: швидкість руху стрічки – 2,0 м/с; максимальна продуктивність – 420 т/год; приймальня здатність – 8,2 м³/хв; сумарна потужність приводу (для одного конвеєра) – 55х2 кВт; стрічка – 2Шх800х4хТК; довжина доставки (для одного конвеєра) – 650 м; кількість приводних барабанів – 2; зв'язок між барабанами – з самостійними двигунами; кути обхвату приводних барабанів – 240; тип двигунів – ЕДКОФ43 – 4; Турбомуфти – ГПЕ – 400; діаметр приводних барабанів – 500 сталева поверхня без футировки; діаметр роликів – 89 мм. Покажемо на рис. 2.1 розрахункову схему дільничного конвеєру.

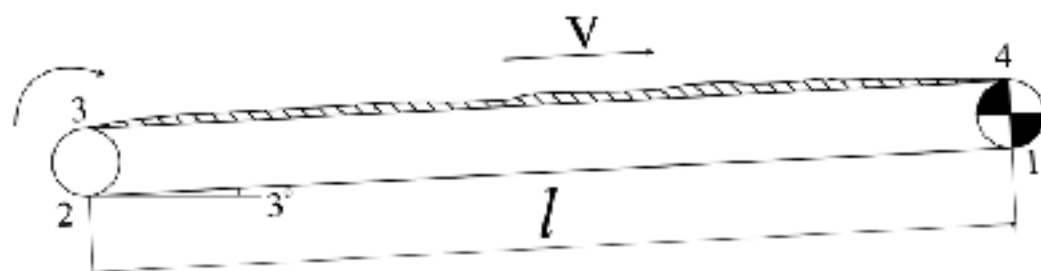


Рисунок 2.1 – Розрахункова схема дільничного конвеєра

Погонні маси рухомих частин

верхніх роликкоопор:

$$q_p^I = \frac{m_p^I}{l_p^I} = \frac{14,7}{1,400} = 10,5(\text{кг} / \text{м});$$

нижніх роликкоопор

$$q_p^{II} = \frac{m_p^{II}}{l_p^{II}} = \frac{11,62}{2,800} = 4,15(\text{кг} / \text{м});$$

стрічки

$$q_s = m \cdot B = 17,6 \cdot 0,8 = 14,08(\text{кг} / \text{м});$$

вантажу

$$q_{\text{г}} = \frac{Q_{\text{г}}}{3,6 \cdot V} = \frac{210,1}{3,6 \cdot 2} = 29,2 (\text{кг} / \text{м});$$

де $m'_{\text{р}}, m''_{\text{р}}$ – маси обертових частин верхньої і нижньої роликпор;

$l'_{\text{р}}, l''_{\text{р}}$ – відповідно відстані між роликпорами;

m – маса 1м^2 стрічки;

B – ширина стрічки;

Сила тяги для переміщення гілок

нижньої

$$F_{1-2} = L \cdot q_{\text{г}} \cdot g \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos\beta - \sin\beta) + c_2 \cdot L \cdot q_{\text{р}} \cdot g \cdot \omega$$

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

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

$$F_{1-2} = 2000 \cdot 14,08 \cdot 9,81 \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^\circ - \sin 3^\circ) + \\ + 1,1 \cdot 2000 \cdot 4,15 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 1263 (\text{H});$$

верхньої

$$F_{4-3} = L \cdot g \cdot (q_{\text{г}} + q_{\text{с}}) \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos\beta + \sin\beta) + c_2 \cdot L \cdot q_{\text{р}} \cdot g \cdot \omega;$$

$$F_{4-3} = 2000 \cdot 9,81 \cdot (29,2 + 14,08) \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^\circ + \sin 3^\circ) + \\ + 1,1 \cdot 2000 \cdot 10,5 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 91384 (\text{H});$$

Тягове зусилля на приводних барабанах при роботі конвеєра:

$$F_{\text{акр}} = F_0 = F_{\text{аб.аб}} = F_{4-1} = F_{1-2} + F_{4-3}$$

$$F_{\text{акр}} = 1263 + 91384 = 92647 (\text{H});$$

Мінімальна початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі

$$F_{1\text{min}} = F_{\text{ст.мин}} = \frac{F_{\text{аб.аб}} \cdot k_t}{e^{\beta \alpha^2} - 1} (\text{H});$$

$$F_{1\min} = \frac{92647 \cdot 1,3}{2,85 - 1} = 65103(\text{H});$$

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

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

Сила натягу стрічки за умовою провисання вантажний гілки

$$F_{sp.\min} = F_{3\min} = (3000 - 4000) \cdot B;$$

$$F_{sp.\min} = 3500 \cdot 0,8 = 2800(\text{H});$$

Діаграма натягу стрічки при роботі конвєсера наведена нижче (рис. 2.2).

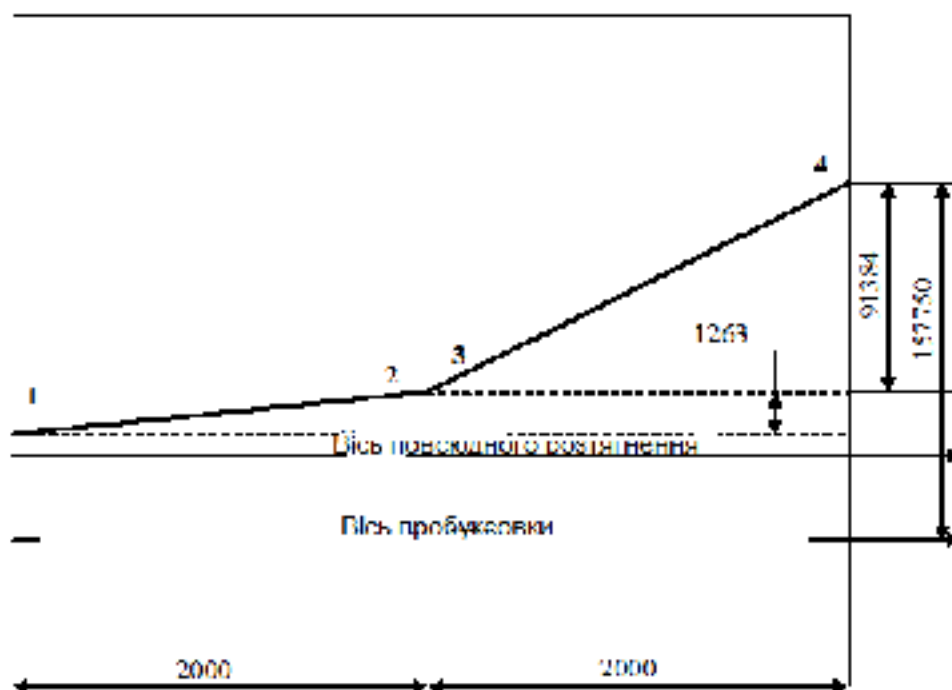


Рисунок 2.2 – Діаграма натягу стрічки дільничного конвєсера

Максимальний натяг стрічки

$$F_{\max} = F_{sp.\min} + F_{об.об}$$

$$F_{\max} = 65103 + 92647 = 157750(\text{H});$$

Визначаємо руйнівний натяг стрічки

$$F_{розр} = 1000 \cdot B \cdot i \cdot \sigma_{ст};$$

$$F_{розр} = 1000 \cdot 0,8 \cdot 800 = 640000(\text{H});$$

де: $\sigma_{ст} = 800$ Н/мм – межа міцності стрічки;

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

$$n = \frac{F_{max} \cdot m}{F_{розр}} = \frac{157750 \cdot 10}{640000} = 2,45(\text{шт});$$

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

Потужність двигуна

$$N_{расч} = \frac{F_{н-с} \cdot V_{ном} \cdot k_{реж}}{1000 \cdot \eta} = \frac{92647 \cdot 2 \cdot 1,10}{1000 \cdot 0,93} = 219(\text{кВт});$$

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

Так як потужність приводу конвеєра становить 55 кВт, то на даній ділянці $L = 1200$ м остаточно приймаємо до установки 2 конвеєра: перший типу 1ЛТ80, другий типу 1Л80 з довжинами транспортування 600 м.

Повторний перевірочний розрахунок зробимо тільки по потужності двигуна, так як за іншими параметрами конвеєр задовольняв умови перевірки.

Потужність двигуна

$$N = \frac{F_{н-с}^1 \cdot V_{ном} \cdot k_{реж}}{1000 \cdot \eta} (\text{кВт});$$

$$N = \frac{463235 \cdot 2 \cdot 1,1}{1000 \cdot 0,93} = 110(\text{кВт});$$

$$F_{н-с}^1 = \frac{F_{н-с}}{2}$$

$$F_{н-с}^1 = \frac{92647}{2} = 46323,5(\text{H});$$

Остаточно до установки на збірному штреку приймаємо 2 конвеєра: перший - типу 2ЛТ80, другий – типу 2Л80 по 1000 м кожен.

2.6 Вентиляція виробничої дільниці

Витрата повітря для очисних і підготовчих виробок проведено на ПЕОМ. Вихідні дані і результати розрахунків наведені в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Вихідні дані

Початкові дані	Значення
Глибина зони метанових газів H_0 , м	160
Глибина розробки H , м	240
Довжина очисної виробки $L_{оч}$, м	180
Природна метанонасність пласта X , м ³ /т	4,13
Пластова вологість вугілля W , %	2,4
Зольність вугілля A_z , %	9,1
Вихід летючих речовин V_r , %	40,0
Повна потужність вугільних пачок пласта M_n , м	0,75
Виймальна корисна потужність пласта $M_{вс}$, м	0,75
Виймальна потужність пласта з урахуванням породних прошарків $M_{в.пр.}$, м	1,0
Швидкість посування очисного забою $V_{оч}$, м/доб.	4,0
Кут падіння пласта, град.	3
Час з моменту закінчення проведення підготовчої виробки до початку очисних робіт, доб.	50
Кількість охоронних ціликів, шт.	0
Ширина охоронного цілика, м	0,0

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

Символ пласта:	$V_{оч}$	x	x_0	K_n	$Q_{мер}$
	м/сут	м ³ /т	м ³ /т	-	м ³ /т
C_6	4,00	4,19	1,42	0,25	0,45
C_6^1	4,00	5,24	1,49	0,25	0,61

Рисунок 2.3 – Результати розрахунку метановиділення із вміщуючих порід

Символ пласта:	$q_{\text{шт}}$	$q_{\text{с.п}}$	$q_{\text{шор}}$	$q_{\text{вч}}$
	$\text{м}^3/\text{т}$	$\text{м}^3/\text{т}$	$\text{м}^3/\text{т}$	$\text{м}^3/\text{т}$
C_6	2,10	1,32	0,45	3,87
C_6^1	3,35	1,37	0,61	5,33

Рисунок 2.4 – Результати розрахунку метанооб'ємності виймальних дільниць

Символ пласта:	$q_{\text{с.п}}$	$q_{\text{шор}}$	$K_{\text{с.п}}$	x	x_0	$q_{\text{вч}}$
	$\text{м}^3/\text{т}$	$\text{м}^3/\text{т}$	-	$\text{м}^3/\text{т}$	$\text{м}^3/\text{т}$	$\text{м}^3/\text{т}$
C_6	1,32	0,41	-0,20	4,19	1,42	1,21
C_6^1	1,37	0,55	-0,22	5,24	1,49	1,08

Рисунок 2.5 – Результати розрахунку метановиділення із виробленого простору

Символ пласта:	$K_{\text{с.у}}$	$K_{\text{ш}}$	x	x_1	$K_{\text{вч}}$	$q_{\text{вч}}$	$q_{\text{вч}}$
	-	-	$\text{м}^3/\text{т}$	$\text{м}^3/\text{т}$	-	$\text{м}^3/\text{т}$	$\text{м}^3/\text{т}$
C_6	0,85	1,10	4,19	1,78	0,00	1,21	2,26
C_6^1	0,85	1,10	5,24	1,86	0,00	1,08	3,16

Рисунок 2.6 – Результати розрахунку метанооб'ємності із очисних виробок

Символ пласта:	S_y	$l_{\text{г}}$	ρ	j	T_y	$K_{\text{с.у}}$	$x-x_0$	$J_{\text{с.у}}$
	м^2	м	$\text{т}/\text{м}^3$	$\text{т}/\text{мин}$	мин	-	$\text{м}^3/\text{т}$	$\text{м}^3/\text{с}$
C_6	2,50	1,00	1,36	1,50	2,27	0,09	2,77	0,006
C_6^1	2,50	1,00	1,30	1,50	2,17	0,09	2,56	0,006

Рисунок 2.7 – Результати розрахунку метановиділення із вугілля

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

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку за газовим фактором $A_{max}=3225 \text{ т/доб}$. більше розрахункового навантаження $A_p=750 \text{ т/доб}$.

Для управління покрівлею – повне обвалення умови виконуються.

Прийнята вентиляторна установка здатна забезпечити провітрювання очисної виробки.

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

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

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

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

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

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

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

2.7 Охорона праці

2.7.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних виробничих факторів

На шахті мають місце такі небезпечні та шкідливі виробничі фактори:

- рухомі машини, механізми, рухомі частини виробничого обладнання;
- обвалюються гірські породи;
- підвищена запиленість повітря робочої зони;
- підвищений рівень шуму на робочому місці (біля ВМП, до 130 дБ, під час роботи очисного комбайну, компресорні установки);
- підвищений рівень вібрації (робота з перфораторами, на електровозах, прохідницьких комбайнах);
- небезпека ураження електричним струмом;
- відсутність природного освітлення;
- нервово-психічні перевантаження, монотонність праці.

2.7.2 Заходи по боротьбі з вибухом вугільного пилу

Для локалізації вибуху вугільного пилу на конвеєрних штреках і проектом передбачена установка водяних заслонів на протязі всієї

вироблення через 250 м. Розрахунок параметрів водяних заслонів для збірного штреку.

Довжина проєктованої конвєсрної виробки 1600 м, перетин вироблення $S_{\text{сн}} = 8,0 \text{ м}^2$,

1) Витрата води на водяній заслін визначається за формулою

$$Q = 1.1 \cdot q_0 \cdot S,$$

де S – площа поперечного перерізу виробки в проєкті, в місці встановлення заслону, м^2 ;

q_0 – питома витрата води на 1 м^2 площі поперечного перерізу виробки, $\text{кг}/\text{м}^2$; застосовується рівним $400 \text{ кг}/\text{м}^2$ $Q = 1.1 \cdot 400 \cdot 11,2 = 4928(\text{кг})$;

2) Необхідна кількість судин для заслону

$$N = \frac{Q}{Q_c},$$

де Q_c – місткість посудини, кг . Приймається не більше 80 кг (для стандартних пластмасових судин), для судин розміром $640 \times 370 \times 253 \text{ мм}$ – 40 кг .

$$N = \frac{4928}{40} = 124(\text{шт})$$

3) Кількість полиць з судинами (рядів) в заслін

$$m = \frac{N}{n}$$

де n – кількість судин в одному ряду; приймається з розрахунку установки одного стандартного судини на кожен метр ширини виробки на рівні рухомого складу.

$$m = \frac{124}{3} = 41,3(\text{шт});$$

Приймаємо кількість рядів у заслоні $m=42$.

4) Остаточну необхідну кількість води в заслоні визначається за формулою:

$$Q = m \cdot n \cdot Q_c$$

$$Q = 42 \cdot 3 \cdot 40 = 5040(\text{кг});$$

5) Довжина заслону визначається за формулою

$$L_s = (a + b) \cdot m - b$$

де a – ширина судини, м; для стандартного судини дорівнює 0,37м;

b – відстань між рядами, м; по ПБ повинно бути не менше 0,5 м;

$$L = (a + b) \cdot m - b = (0,37 + 0,8) \cdot 39 - 0,8 = 33,13$$

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

6) Визначаємо кількість заслонів на збірному штреку:

$$n_{\text{зас}} = \frac{l}{l' + l_3}$$

де l – довжина виробки, м;

l' – відстань між водяними заслонами на конвеєрних виробках по ПБ приймається 250 м;

ℓ_3 – довжина водяного заслону, м;

$$n_{\text{засл}} = \frac{1200}{250 + 36} = 4,2$$

Приймається кількість заслонів $n_{\text{засл}} = 5$.

7) Загальна кількість води необхідна для всіх заслонів, розташованих на збірному штреку:

$$Q_{\text{обл}} = n_{\text{засл}} \cdot Q$$

$$Q_{\text{обл}} = 5 \cdot 6240 = 31200(\text{кг});$$

$$Q_{\text{обл}} = 10 \cdot 6240 = 62400(\text{кг});$$

Схема установки водяного заслону на збірному штреку приведена на рисунку 2.8.

Для зниження інтенсивності випаровування води, судини водяного заслону допускається вкривати вільнолежачими пластмасовими кришками. Конструкція кришки повинна дозволити без її видалення контролювати рівень води в посудині і доливати її.

Судини встановлюються на дерев'яних полицях шириною 150 мм під покрівлю впоперек виробки. При розміщенні трьох судин на полиці, товщина її повинна становити 50 мм.

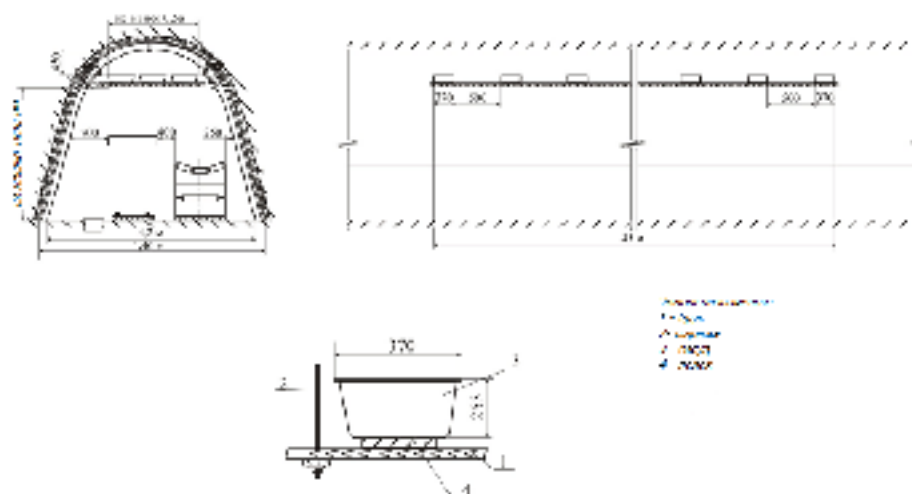


Рисунок 2.8 – Схема установки водяного заслону

Полиці і прогони підтримуються регульованими по висоті підвісками, конструкція яких забезпечує установку судин в горизонтальному положенні.

Відстань між підвісками залежно від числа судин, встановлених на одній полиці, приймається в межах 1800-2400 мм.

2.7.3 Протипожежний захист виїмкової ділянки

У проекті розроблена схема протипожежного захисту виїмкової ділянки пл. С₆ на період побудови схеми вентиляції. Протипожежні засоби встановлюються в гірничих виробках у відповідності з [1].

Розстановка протипожежних технічних засобів наведена на схемі виїмкової ділянки (рис. 2.9), наведено необхідні засоби пожежогасіння, обладнання та матеріали.

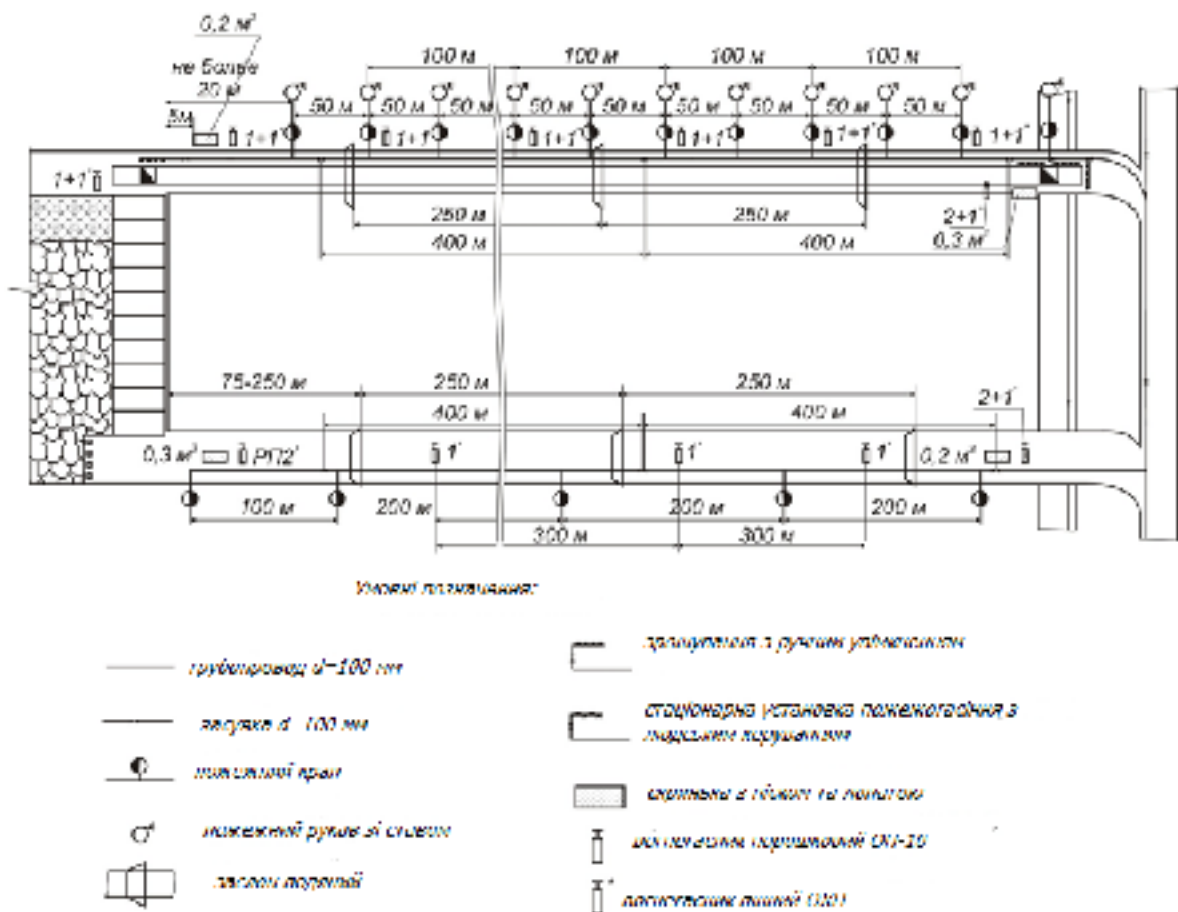


Рисунок 2.9 – Схема установки засобів пожежогасіння

2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутку корисної копалини

Собівартість включає в себе наступні елементи витрат:

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

Витрати по допоміжних матеріалах зводимо в таблицю 2.4.

Таблиця 2.4. – Витрати по допоміжних матеріалів

Вид матеріалу	Од. вимірювання	Кількість	Ціна за одиницю, у.о.	Сума витрат, у.о.
Проект				
лісоматеріали	м ³	187	600	112200
зубки	шт.	266	20	5320
емульсія	м ³	5,95	1200	7140
ЗАГАЛОМ				124660
Факт				
лісоматеріали	м ³	135	600	81000
зубки	шт.	194	20	3880
емульсія	м ³	4,3	1200	5160
ЗАГАЛОМ				90040

Розрахунок амортизаційних відрахувань виробляємо за встановленими нормами в процентах від балансової вартості. Дані розрахунків зводимо в таблицю 2.5.

Таблиця 2.5. – Розрахунок амортизаційних відрахувань

№ п/п	Найменування обладнання	Кількість одиниць в роботі	Кількість одиниць в наявності	Оптова ціна, тис. у.о.		Норма амортизації, %		Амортизаційні відрахування, у.о./міс	
				за одиницю	загальна	річна	за місяць	за рік	за міс
проект									
1	Комбайн МВ-410Е	1	1	3250	3250	24	2	780000,0	65000,0
2	Секції кріплення Ostroj	120	120	186	22320	24	2	44640,0	446400,0
3	Конвеєр SZK190/800	1	1	2500	2500	24	2	600000,0	50000,0
4	Перевантажувач ПТК-1	1	2	1100	2200	24	2	264000,0	44000,0
5	Конвеєр 2ЛТ-80У	2	2	2600	5200	24	2	624000,0	104000,0
6	НУМС	1	1	10,6	10,6	24	2	2544,0	212,0
7	ДКНЛ	1	1	500	500	24	2	120000,0	10000,0
8	ЛВД-12	1	1	30,5	30,5	24	2	7320,0	610,0
9	Маслостанція СНТ-32	2	3	35,3	105,9	24	2	8472,0	2118,0
10	Тр-р ТСШВП-250/6	1	1	38,7	38,7	24	2	9288,0	774,0
11	Пускач ПВН-250	4	4	3,5	14	24	2	840,0	280,0
	Всього							2461104,0	723394,0
	Невраховане обладнання (30%)							738331,2	217018,2
	Комплектуюче обладнання (30%)							959830,6	282123,7
	Усього з комплектуючим обладнанням							3420934,6	1005517,7
	Запасні частини обладнання (2%)							63988,7	18808,2
	Усього з запчастинами							3484923,3	1024325,9
	Транспортні витрати (8 %)							278793,9	81946,1
	Складські витрати (1,2 %)							41819,1	12291,9
	Монтаж (8 %)							278793,9	81946,1
	Всього							4084330,1	1200510,0
факт									
1	Комбайн КА-80	1	1	1750	1750	24	2	420000,0	35000,0
2	Секції кріплення КД-80	120	120	95	11400	24	2	22800,0	228000,0
3	Конвеєр СП-291	1	1	1790	1790	24	2	429600,0	35800,0
4	Перевантажувач ПТК-1	1	2	1100	2200	24	2	264000,0	44000,0
5	Конвеєр 2ЛТ-80У	2	2	2600	5200	24	2	624000,0	104000,0
6	НУМС	1	1	10,6	10,6	24	2	2544,0	212,0
7	ДКНЛ	1	1	500	500	24	2	120000,0	10000,0
8	ЛВД-12	1	1	30,5	30,5	24	2	7320,0	610,0
9	Маслостанція СНТ-32	2	3	35,3	105,9	24	2	8472,0	2118,0
10	Тр-р ТСШВП-250/6	1	1	38,7	38,7	24	2	9288,0	774,0
11	Пускач ПВН-250	4	4	3,5	14	24	2	840,0	280,0
	Всього								
	Невраховане обладнання (30%)								
	Комплектуюче обладнання (30%)								
	Усього з комплектуючим обладнанням								
	Запасні частини обладнання (2%)								
	Усього з запчастинами								
	Транспортні витрати (8 %)								
	Складські витрати (1,2 %)								
	Монтаж (8 %)								
	Всього								

Собівартість 1 т вугілля по дільниці на основі розрахованих раніше витрат зводимо в таблицю 2.6.

Таблиця 2.6 – Калькуляція собівартості вугілля

Елемент собівартості	Проект			Базовий		
	Витрати на видобуток, у.о./міс.	Витрати на 1т, у.о.	Структура, %	Витрати на видобуток, у.о./міс.	Витрати на 1т, у.о.	Структура, %
Заробітна плата	456,65	15,66	30,84	434,16	17,37	35,3
Нарахування на заробітну плату	205,49	7,04	13,87	195,37	7,8	16,25
Матеріали	124,66	4,28	8,43	90,04	3,60	7,5
Амортизаційні відрахування	153,22	5,26	10,37	148,59	5,9	12,3
Електроенергія	566,1	18,53	36,49	355,2	15,41	31,1
Всього	1480,12	50,77	100	1222,3	48,1	100

Загальний техніко-економічний аналіз запропонованого рішення наведено в таблиці 2.7.

Таблиця 2.7 – Техніко-економічний аналіз прийнятого рішення

Найменування показника	Од. вим.	Величина показника		Відхилення проектних показників від фактичних	
		проект	факт	+/-	%
Потужність шахти	тис.т	1700	1200	500	41,6
Кількість очисних вибоїв	лава	4	4	0	0
Навантаження на лаву	т/доб.	1544	999	545	54,5
Число робочих дні на рік	діб.	300	300	0	0
Число робочих змін на добу	змін	4	4	0	0
Число змін з видобутку	змін	3	3	0	0
Списочний штат					
Робочих на очисних роботах	люд.	352	334	18	5,39
Робочих з видобутку вугілля	люд.	2048	2030	16	0,89
Працівників на шахті	люд.	2294	2276	18	0,79
Змінна продуктивність праці:					
Робочого на очисних роботах	т/люд.	6,1	5,7	0,4	7,02
Робочого з видобутку вугілля	т/люд.	1,05	0,94	0,11	11,70
Річна продуктивність праці:				0	
Робочого з видобутку вугілля	т/люд.	830,01	738,92	91,09	12,33
Працівника по шахті	т/люд.	741,06	659,05	82,01	12,44
Валові витрати	тис. у.о./рік	562959	515880	447049	8,1

Продовження табл. 2.7

Найменування показника	Од. вим.	Величина показника		Відхилення проектних показників від фактичних	
		проект	факт	+/-	%
Амортизаційні відрахування	тис. у.о./рік	126154	117900	8254	7
Валовий дохід	тис. у.о./рік	909500	802500	107000	13,33
Ціна на вугілля	у.о./т	535	535	0	0
Собівартість вугілля	у.о./т	492,2	528,23	-36,03	-6,82
Вартість основних фондів	млн/т	1503400	148900	1354500	909,67
Скорегований прибуток (збиток)	тис. у.о./рік	59892	8220	51672	628,56
Чистий прибуток (збиток)	тис. у.о./рік	44919	6165	38754	628,56
Загальна рентабельність виробництва	%	3,84	0,68	3,16	464,7
Розрахункова рентабельність виробництва	%	2,63	0,51	2,12	415,6
Річний економічний ефект за проектом	тис. у.о./рік	51084			

Отже річний економічний ефект від заміни обладнання складе 51 млн у.о. за рахунок збільшення продуктивності праці і річного видобутку (на 58%), а також зниження питомої собівартості.

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. Встановлення найбільш раціональної структури механізованого комплексу дозволило запропонувати заміну існуючого ланцюжку («КД80 – КА80 – СП291») на новий, який складається з «кріплення Ostroj 70/125T –

комбайну MB-410E – конвеєру SZK190/800». Очікуваний економічний ефект від збільшення продуктивності складе 51 млн у.о. Також відбудеться перехід на безнішеве виймання вугілля.

4. Для заданих гірничо-геологічних умов визначено способи кріплення виробок, проведено розрахунок параметрів обладнання, запропоновано структурну схему обладнання в очисному вибої, проведено побудову планограми робіт, а також описано заходи по боротьбі із пилом.

5. Впровадження нової технології дозволить підвищити видобуток на 58%, а також забезпечить більш безпечні умови праці.

6. В результаті виконання проекту економія відбувається за рахунок зниження витрат допоміжних матеріалів, а також за рахунок скорочення невиробничих витрат.

ВИСНОВКИ

В результаті виконання роботи запропоновано варіант заміни механізованого комплексу КД-80 з комбайном КА-80 на більш модернізований Ostroj 70/125T з комбайном МВ-410Е та конвеєром SZK190/800. В результаті цього підвищуються умови праці, знизяться витрати допоміжних матеріалів, а також знизиться питома собівартість видобутку, відбудеться перехід на безнішеве иймання. Окрім цього, підвищиться загальна надійність технологічного ланцюжку очисного обладнання, а також скоротиться час невиробничих витрат.

Наведено розрахунок дільничного транспорту і перевірка головної вентиляційної установки, виконана з використанням ЕОМ, також розглянуті заходи щодо боротьби з пилом, шкідливі і небезпечні фактори, а також шляхи підвищення безпеки праці, проведений розрахунок водяних заслонів, розроблені заходи щодо комплексного пилопридушення в очисному забої, розроблена схема протипожежного захисту очисного вибою.

В економічній частині кваліфікаційної роботи наведено розрахунок техніко-економічних показників при впровадженні проектних рішень і виконаний розрахунок економічного ефекту від підвищення навантаження на очисний вибій і від зниження собівартості видобутку вугілля.

Очікуваний економічний ефект від збільшення видобутку (на 58%) складе 51 млн у.о.

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.

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. НПАОП 0.00-1.66-13. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – Київ: Норматив, 2013. – 127 с.
3. НПАОП 0.00-1.77-16. Правила безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом. – Затв. Наказом Мін. соціальної політики України 23.12.2016. – Київ: Норматив, 2016. – 178 с.
4. Яцких В.Г., Спектор Л.А., Кучеревський А.Г. Горные машины и комплексы. - М.: Недра, 1984. – 400 с.
5. 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.
6. Бурчак А.С., Малкін А.С. Проектирование предприятий по подземным способом добычи полезных ископаемых. справочник. - М.: Недра, 1991. – 399 с.
7. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников. Под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, І.П. Ремизова. - М.: Недра, 1985. – 565 с.
8. Охорона праці (підручник для студентів гірничих спеціальностей вищих закладів освіти) / За редакцією К.Н.Ткачука – К. 1998. – 320 с.
9. 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.

