

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 Плахотний Дмитро Володимирович
(П.І.Б.)

академічної групи 184-19ск-1 ІІІ
(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	проф. Яворська О.О.			
Рецензент				
Нормоконтролер	доц. Мамайкін О.Р.			

**Дніпро
2022**

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

проф. Бондаренко В.І.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«_____» _____ 2022 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу

ступеня бакалавра

(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студенту Плахотному Д.В. **академічної групи** 184-19ск-1 ПП
(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.	24.04.2022 р.
Розділ 2	Обґрунтування технологічних та технічних рішень (заходів). Розрахунок параметрів. Транспорт та вентиляція.	22.05.2022 р.
Охорона праці	Заходи з охорони праці та підтримання нормальних умов праці, технічні засоби для їх реалізації.	06.06.2022 р.

Завдання видано _____
(підпис керівника)

Мамайкін О.Р.
(прізвище, ініціали)

Дата видачі 04.04.2022 р.

Дата подання до екзаменаційної комісії 10.06.2022 р.

Прийнято до виконання _____
(підпис студента)

Плахотний Д.В.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 50 аркушів друкованого тексту, 5 рисунків, 8 таблиць, 12 джерел.

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

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

У другому розділі запропоновано варіант заміни механізованого комплексу КД-80 з комбайном КА-80 на більш модернізований ДМ з комбайном УКД300. 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» ПрАТ «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	16
2.3 Технологія виконання прийнятих рішень	29
2.4 Організація робіт на виробничій дільниці	33
2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці	38
2.6 Вентиляція виробничої дільниці	40
2.7 Охорона праці	42
2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутої корисної копалини	45
2.9 Висновки	46
Висновки	48
Перелік посилань	49

ВСТУП

Одна з ключових проблем вугільної галузі України полягає в тому, що 70% запасів припадає на пласти малої потужності. Незважаючи на те, що рівень комплексної механізації становить 95,4% кількість вибоїв оснащених обладнанням «нового» покоління не перевищує 6%, «умовно» нових забоїв не більше 15% із загальної кількості. Частка лав з ручним кріпленням виробленого простору становить 27%. Щорічно знижується кількість діючих очисних вибоїв, в середньому на 3-5%. Збільшення видобутку вугілля досягається підвищенням навантаження на комплексний механізований вибій. Варто зазначити, що 72,1% очисних вибоїв мають навантаження не більше 874 тон на добу. Отже, можна зробити припущення, що наведені заходи є не досить ефективними. При цьому незадовільний стан галузі пояснюється не тільки недостатнім фінансуванням а й тим, що існує проблема вибору обладнання у відповідності до умов експлуатації. Незадовільний стан господарської діяльності обумовлений або невикористанням існуючих переваг підприємства або невідповідністю обсягів виробництва потребам регіону, отже необхідно враховувати конструкторські особливості та технологічні зв'язки обладнання.

На шахтах ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» за відсутності підтримки держави впроваджуються обладнання нового технічного рівня, тому необхідно розробляти нові технічні рішення для підтримки намічено курсу.

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» ПрАТ «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 моноклінальне 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 затоплення 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 центральними-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 центральними-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 пройдени 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 виймкових 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 1Л100У 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 – зворотньюточна.

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 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 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 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 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 С₆ 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 діляниць – зворотньоточна.

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 ділянки шахти «Степова». В результаті виконання проекту необхідно запропонувати нову структуру видобувного комплексу.

Таблиця 2.1 – Характеристики існуючої виймальної ділянки

Параметр	Значення
Потужність пласта	1,03 м
Довжина очисного вибою	160 м
Кут падіння пласта	4 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	1К103	УКД300	РКУ10	КА80
1	потужність пласта $m = 1,04$ м	-	+	+	+
2	кут падіння $\alpha=4$	+	+	+	+
3	опір різанню $A= 240$ Н/мм	+	+	+	+
4	властивості вугілля	+	+	+	+
5	продуктивність праці («+» -висока енергоозбросність, «-» - низька енергоозброєність	-	+	+	-
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 УКД300. 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 C_8 лави замінити морально застарілий механізований комплекс КД-80 на новий, більш продуктивний, механізований очисний комплекс ДМ. До складу комплексу входять: механізоване двостічне кріплення 1КД90, комбайн очисний УКД300, конвеєр шахтний скребковий КСД-26В.

2.2 Розрахунок параметрів технології механізованого видобутку вугілля

2.2.1 Вибір засобів очисного виймання

Найбільшу продуктивність при видобутку корисних копалин підземним способом забезпечує комплексне використання машин різного функціонального призначення, пов'язаних конструктивними і режимними параметрами і одночасно виконують свої по функції по механізації основних і допоміжних процесів підземного видобутку вугілля. Застосування того чи іншого механізованого комплексу можна оцінити за критерієм «правильності вибору». Розрахунок критерію правильності вибору управління покрівлею проводиться згідно з методичними вказівками до виконання курсового проекту з дисципліни: «Управління станом масиву гірських порід».

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

де, γH – вертикальна складова гірського тиску;

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

$h_{\text{пк}}$ – потужність безпосередньої покрівлі, м;

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

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

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

При значеннях $K_{\text{вп}} = 0,72-0,9$ рекомендується застосування типових паспортів кріплення механізованими кріпленнями підвищеного опору (1КМ-103, КД-80, 1КД90, ДМ, Glinik, DBT і інших).

Приймаємо механізований очисний комплекс ДМ для відпрацювання запасів вугілля гор. 250 м. До складу комплексу входять: механізоване двостічне кріплення ДМ, комбайн очисний УКД300, конвеєр шахтний скребковий КСД-26В.

Механізоване двостічне кріплення ДМ призначене для застосування на тонких і дуже тонких пластах потужністю 0,8-1,5 м. Основні технічні та експлуатаційні особливості кріплення ДМ – підвищена надійність і ресурс, забезпечуються конструктивними параметрами секції та використанням високоміцних матеріалів.

2.2.2 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

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

де: $T_{см}$ – тривалість зміни, хв.;

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

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

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

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

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

V_p – робоча швидкість комбайну м/хв.;

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

$\sum l_x$ – сумарна довжина ниш, м;

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

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

Для даних умов довжина лави не повинна перевищувати

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

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

2.2.3 Перевірочний розрахунок механізованого кріплення за його несучою здатністю

Перший крок обвалення порід безпосередньої покрівлі визначається за формулою

$$L_{\text{опт}}^{\nu} = 36 \cdot (1 + \sin \alpha) \frac{f_{\text{кр}}^n \cdot \sqrt{V_{\text{сут}}}}{\sqrt{I_{\alpha}}} + 10,5(1 + \sin \alpha) \cdot e^{-0,7 \frac{h_p}{m_H}}$$

де: $f_{\text{кр}}^n$ – 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;

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

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 ДМ первинний крок обвалення порід безпосередньої покрівлі

$$L_{\text{опт}}^{\nu} = 36 \cdot (1 + 0,2079) \frac{3,5 \cdot \sqrt{2,35}}{\sqrt{170}} + 10,5(1 + 0,2079) \cdot 2,71824^{-0,7 \frac{2,35}{30}} = 25,6 \text{ м}$$

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

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

Наступний крок обвалення порід безпосередньої покрівлі

$$L_{\text{вост}}^n = 10,5(1 + 0,2079) \cdot 2,71824^{0,7\frac{2,6}{3,3}} = 7,73 \text{ м}$$

Первинний крок обвалення порід основної покрівлі

$$L_{\text{осн}}^n = 36 \cdot (1 + \sin \alpha) \frac{f_{\text{вп}}^n \cdot \sqrt{V_{\text{осн}}}}{\sqrt{I_3}} + 10,5 \sqrt{V_{\text{осн}}} \cdot (1 + \sin \alpha) \cdot e^{-0,7\frac{h_p}{I_3}} =$$

$$= 25,56 + 19,44 \cdot 2,71824^{-0,364} = 39,6$$

Наступний крок обвалення порід основної покрівлі

$$L_{\text{вост}}^o = 10,5 \sqrt{V_{\text{осн}}} \cdot (1 + \sin \alpha) \cdot e^{-0,7\frac{h_p}{I_3}} =$$

$$= 10,5 \cdot \sqrt{2,35} (1 + 0,2079) \cdot 2,71824^{-0,7\frac{2,6}{3,3}} = 11,53 \text{ м}$$

2.2.4 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;

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

l – ширина привибійного простору, м;

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

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

де: $E_{\text{ст}}$ – модуль пружності порід при стисненні;

E_p – модуль пружності порід при розширенні, ГПа.

Для порід безпосередньої покрівлі – переважно для піщано-глинистого сланцю $E_{\text{ст}}=0,35$ 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

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

B_H – ширина блоку обвалення (приймаємо 1 м);

h_H – площа поперечного перерізу, балок безпосередньої покрівлі що згинаються, m^2 ;

$$F_H = b_H \cdot h_H$$

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

$$V = \frac{h_H \cdot \sqrt{E_{CK}^H}}{\sqrt{E_{CK}^H} \cdot \sqrt{E_P^H}}$$

Після підстановки числових значень отримаємо

$$F_H = 1,0 \cdot 5,73 = 5,73 m^2$$

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

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

Прогин порід безпосередньої покрівлі

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

Прогин порід основної покрівлі в місці обвалення безпосередньої покрівлі

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

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,

$$l_o = \sqrt{\frac{h_o \cdot \sigma_{uzg}}{3 \cdot \gamma_o}}$$

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

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

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;

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

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;

$$V_0 = \frac{h_H \cdot \sqrt{E_{СЖ}''}}{\sqrt{E_{СЖ}''} \cdot \sqrt{E_P''}} = \frac{12,3 \cdot \sqrt{0,45}}{\sqrt{0,45} \cdot \sqrt{0,15}} = 7,8029 \text{ м}$$

F_0 – площа поперечного перерізу балок основної покрівлі що згинаються, м

$$F_0 = b_0 \cdot h_0 = 1 \cdot 12,3 = 12,3 \text{ м}$$

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

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

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

Навантаження на при вибійне кріплення становитиме

$$R \geq R' = 2006 \text{ кН}$$

Отримані значення порівнюємо з паспортними даними кріплення ДМ.

Опір кріплення ДМ на 1 м^2 підтримуваної покрівлі – 485кН, на 1 м по довжині лави – 2800кН.

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

2.2.5 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;

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

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.

Визначасмо коефіцієнт зчеплення вугілля

$$k_f = k_f \cdot k_o \cdot e^{\left(\frac{\sigma}{\alpha \cdot b \cdot e^{-\alpha_1}}\right)^d} = 0,9 \cdot 2,6299 \cdot 2,718^{\left(\frac{1,0374/1,7290,4 \cdot 2,781^{-0,282}}{0,28}\right)} = 28,83$$

k_f – коефіцієнт залежить від міцності вугілля

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

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

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

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

a, b, d – емпіричні коефіцієнти, що залежать від твору φ^d

якщо $8,34 \times 0,28 > 2$, то: $a = 1,49$; $b = 1,22$; $d = 0,995$.

Напруга в зоні максимуму опорного тиску

$$\sigma_{\text{max}} = K_f \cdot e^{\sigma} = 28,83 \cdot 2,718^{\frac{1,0374288}{0,28}} = 194,88 \text{ Па}$$

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 ДМ.

2.2.6 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

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

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;

$\gamma_{\text{в}}$ – 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 $P_{\text{уст}} = 0,8 \cdot 90 = 72(\text{кВт});$;

комбайн УКД300 $P_{\text{уст}} = 0,7 \cdot 360 = 252(\text{кВт});$;

Питомі енерговитрати на руйнування вугілля

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

де A_p – опірність вугілля різанню, кН/см;

R – показник крихкості вугілля;

Для в'язкого вугілля визначається за формулою

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

$$H_w = 0,00185 \cdot 300 \cdot (0,77 + 0,008 \cdot 76) = 0,779(\text{кВт/т});$$

комбайн КА-80 $V_p^k = \frac{63}{60 \cdot 0,779 \cdot 1,03 \cdot 0,8 \cdot 1,45} = 1,13(\text{м/мин});$

$$\text{комбайн УКД300} \quad V_p^n = \frac{252}{60 \cdot 0,779 \cdot 1,03 \cdot 0,7 \cdot 1,45} = 5,15(\text{м} / \text{мин});$$

2) Швидкість подачі комбайна по газовому фактору визначається за формулою

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

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

m_n – 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 – метаноемність пласта, м³/т.с.д.

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

K_u – коефіцієнт нерівномірності виділення метану в лаву.

$$\text{комбайн КА-80} \quad V_z^n = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1 \cdot 1,03 \cdot 0,9 \cdot 4,0 \cdot 1,3}{6,0 \cdot 0,95 \cdot 0,8 \cdot 1,45 \cdot 1,4} = 1,25(\text{м} / \text{мин});$$

$$\text{комбайн УКД300} \quad V_z^n = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1 \cdot 1,03 \cdot 0,9 \cdot 4,0 \cdot 1,3}{6,0 \cdot 0,95 \cdot 0,7 \cdot 1,45 \cdot 1,4} = 1,43(\text{м} / \text{мин});$$

Оскільки застосовується стовпова система розробки, то відбувається часткова дегазація масиву з виділенням в дільничні вироблення. При цьому можна прийняти, що метановість пласта знижується вдвічі, тобто:

$$\text{комбайн КА-80} \quad V_z^n = 2,5(\text{м} / \text{мин}); \quad \text{комбайн УКД300} \quad V_z^n = 2,86(\text{м} / \text{мин});$$

3) Швидкість подачі комбайна по фактору кріплення визначається за формулою

$$V_{\kappa}^{sp} = \frac{b}{\sum t_{sp}},$$

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

$\sum t_{sp}$ – час на повний цикл пересування секцій, хв;

$$\sum t_{sp} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$$

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

$$\sum t_{sp} = 7 + 8 + 8 + 9 + 5 = 37(\text{сек}) = 0,61(\text{мин});$$

$$\text{комбайн КА-80} \quad V_{\kappa}^{sp} = \frac{1,35}{0,61} = 2,2(\text{м} / \text{мин});$$

$$\text{комбайн УКД300} \quad V_{\kappa}^{sp} = \frac{1,5}{0,61} = 2,5(\text{м} / \text{хв});$$

Остаточно приймаємо швидкість подачі комбайна для обох варіантів

$$V_{\phi}^n = 1,13(\text{м} / \text{хв}) \text{ і } V_n^n = 2,5(\text{м} / \text{хв}).$$

2.3 Технологія виконання прийнятих рішень

1) Тривалість циклу виймання

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

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

t_n – 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;

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

Тривалість виїмки вугілля комбайном визначається по формулі

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

де l_s – довжина лави, м;

$\sum l_n$ – сумарна довжина ниш, м;

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

для базового варіанту $t_0 = \frac{160-0}{1,13} = 150(хв)$;

для проектного варіанту $t_0 = \frac{160-0}{2,5} = 70(хв)$;

Тривалість, супутніх виїмки допоміжних операцій визначається за формулою

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

Для обох варіантів час кінцевих операцій приймається в межах 30 хв.

Час циклу

для базового варіанту $t_{ц} = (150 + 13) \cdot (1 + \frac{10}{100}) \cdot 1,05 \cdot 1,0 \cdot 1,15 \cdot 1,0 + 30 = 240(хв)$.

для проектного варіанту $t_{ц} = (70 + 13) \cdot (1 + \frac{10}{100}) \cdot 1,05 \cdot 1,0 \cdot 1,15 \cdot 1,0 + 30 = 150(хв)$.

2) Розрахунок кількості циклів виїмки в лаві за добу

$$n_{\text{ц}} = \frac{1440 - t_{\text{рем}} - t_{\text{в.в.}} - (t_{\text{п.т.}} + t_{\text{м.л.}}) \cdot n_{\text{см}}}{t_{\text{ц}}}$$

де: 1440 – кількість хвилин в добі;

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

$t_{\text{в.в.}}$ – 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;

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

для базового варіанту $n_{\text{ц}} = \frac{1440 - 360 - 0 - (10 + 0) \cdot 3}{220} = 4,77(\text{цикл})$.

для проектного варіанту $n_{\text{ц}} = \frac{1440 - 360 - 0 - (30 + 0) \cdot 3}{147} = 7,14(\text{цикл})$.

Приймаємо для базового варіанту $n_{\text{ц}}=4$ циклів і для проектного $n_{\text{ц}}=7$.

3) Видобуток за один цикл

$$D = m_{\text{вст}} \cdot l_2 \cdot r \cdot \gamma \cdot c,$$

для базового варіанту $D = 1,03 \cdot 170 \cdot 0,8 \cdot 1,45 \cdot 0,95 = 183(\text{м} / \text{доб})$;

для проектного варіанта $D = 1,03 \cdot 170 \cdot 0,7 \cdot 1,45 \cdot 0,95 = 160(\text{м} / \text{доб})$;

4) Максимально можлива добова продуктивність лави

$$A_{\text{цм}} = D \cdot n_{\text{ц}}$$

для базового варіанту $A_{\text{цм}} = 183 \cdot 4 = 732(\text{м})$

для проектного варіанта $A_{\text{цм}} = 160 \cdot 7 = 1120(\text{м})$

5) Річна планове навантаження на лаву

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

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

для базового варіанту $A_{\text{год}} = 732 \cdot 340 = 250000(\text{м})$

для проектного варіанту $A_{\text{воб}} = 1120 \cdot 340 = 381000(\text{т})$

Діюча лінія очисних вибоїв на шахті визначається за формулою

$$h_o = \frac{A_{\text{в.р.}} \cdot k_{\text{ов}} \cdot k'_o}{V_o \cdot \sum p' \cdot c},$$

де: $A_{\text{в.р.}}$ – річна виробнича потужність шахти, т;

$k_{\text{ов}}$ – коефіцієнт, що враховує видобуток з очисних вибоїв;

k'_o – коефіцієнт видобутку вугілля з діючих очисних вибоїв в загальношахтному видобутку;

V_o – річне посування діючої лінії очисних вибоїв по шахті, м;

$$V_o = N \cdot V_{\text{зм}}$$

де N – число робочих днів у році;

$$V_o = 300 \cdot \frac{4,2 \cdot 3}{3} = 1260(\text{м});$$

$\sum p'$ – сумарна продуктивність одночасно розроблюваних пластів, м/м³;

$$\sum p' = \sum m' \cdot \gamma$$

де: $\sum m'$ – сумарна потужність одночасно розроблюваних пластів, м;

γ – середня щільність вугілля, т/м³;

$$\sum p' = 1,1 \cdot 1,38 + 1,03 \cdot 1,45 + 0,95 \cdot 1,44 = 4,38(\text{м} / \text{м}^3)$$

$$h_o = \frac{1100000 \cdot 1,0 \cdot 0,9}{1260 \cdot 4,38 \cdot 0,95} = 180(\text{м})$$

Діюча лінія очисних вибоїв по шахті

$$\sum h_o = n'_{\text{ва}} \cdot h_o,$$

де: $n'_{\text{ва}}$ – число одночасно розроблюваних пластів

$$\sum h_o = 3 \cdot 170 = 510(\text{м})$$

Загальна кількість діючих лав по шахті при середній довжині лави

$$\sum n_{\text{л.д}} = \frac{\sum h_o}{l_{\text{л}}},$$

де $l_{\text{л}}$ – середня довжина лави, м;

$$\sum n_{\text{л.д}} = \frac{510}{160} = 3,13$$

Для виконання шахтою річного плану (встановленого завдання) за проектом необхідна робота 3 лав.

Таким чином, проектна виробнича потужність складе

$$A_{\text{вл}}^{\text{вп}} = A_{\text{вл}}^{\text{ф}} + (A_{\text{зоб}}^{\text{вп}} - A_{\text{зоб}}^{\text{ф}}) = 1200000 + (381000 - 250000) = 1317 \cdot 10^3 (\text{м}) = 1331 \text{ тис. т.}$$

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 збірною 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 збірної 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.

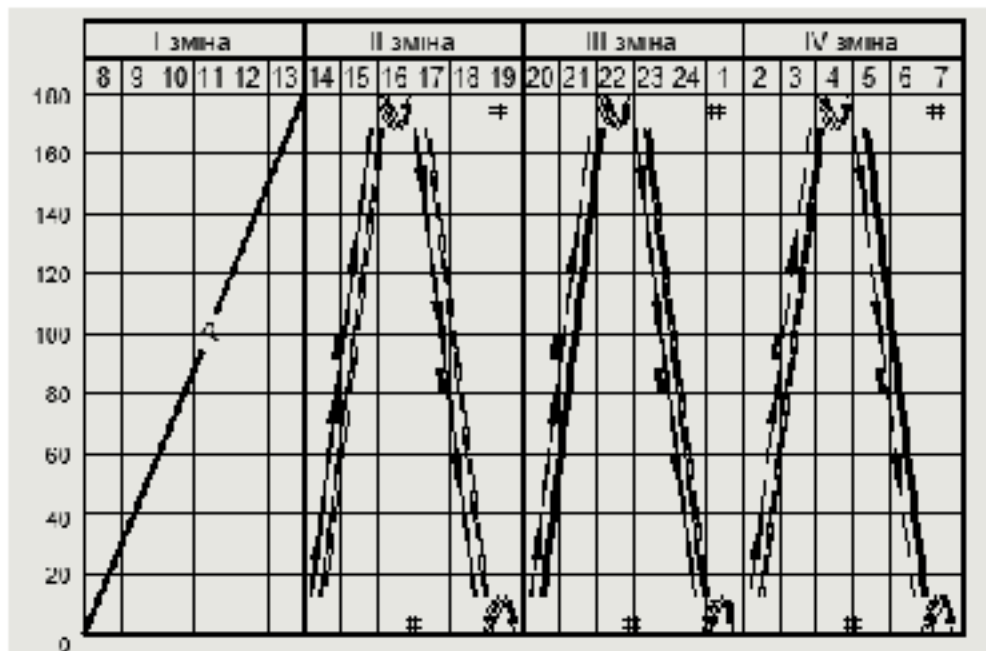


Рисунок 2.1 – Планограма робіт в очисному вибої

Слідом за проходом комбайна з відставанням 1,5–2,0м від переднього працюючого органу комбайна, оператор кріплення виробляє кріплення оголених порід покрівлі шляхом почергової пересування секцій кріплення (рисунок 2.1).

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 підгрібного 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

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).

Покажемо на рис. 2.2 розрахункову схему дільничного конвеєру.

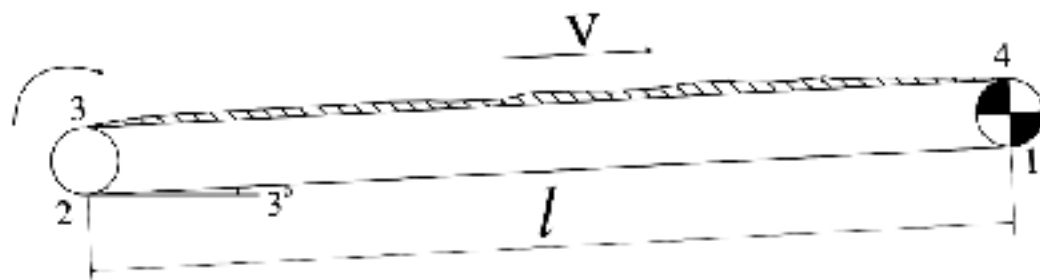


Рисунок 2.2 – Розрахункова схема дільничного конвєсра

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

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

вантаж

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

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

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

m – маса 1м^2 стрічки;

B – ширина стрічки;

Сила тяги для переміщення гілок

нижньої

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

$c_2=1,1$ – коефіцієнт, що враховує місцеві опори;
 $\omega=0,04$ коефіцієнт опору руху гілок;

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

верхньої

$$F_{4-3} = L \cdot g \cdot (q_{sp} + q_s) \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos \beta + \sin \beta) + c_2 \cdot L \cdot q_p \cdot g \cdot \omega; \\ F_{4-3} = 2000 \cdot 9,81 \cdot (29,2 + 14,08) \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^\circ + \sin 3^\circ) + \\ + 1,1 \cdot 2000 \cdot 10,5 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 91384 \text{ (H)};$$

Тягове зусилля на приводних барабанах при роботі конвеєра:

$$F_{\text{пр}} = F_0 = F_{\text{н.сб}} = F_{4-1} = F_{1-2} + F_{4-3} \\ F_{\text{пр}} = 1263 + 91384 = 92647 \text{ (H)};$$

Мінімальна початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі

$$F_{1\text{min}} = F_{\text{н.сб. min}} = \frac{F_{\text{н.сб}} \cdot k_t}{e^{f\alpha^2} - 1} \text{ (H)}; \\ F_{1\text{min}} = \frac{92647 \cdot 1,3}{2,85 - 1} = 65103 \text{ (H)};$$

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

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

Сила натягу стрічки за умовою провисання вантажний гілки

$$F_{sp, \text{min}} = F_{3\text{min}} = (3000 - 4000) \cdot B; \\ F_{sp, \text{min}} = 3500 \cdot 0,8 = 2800 \text{ (H)};$$

Діаграма натягу стрічки при роботі конвеєра наведена нижче (рис. 2.3).

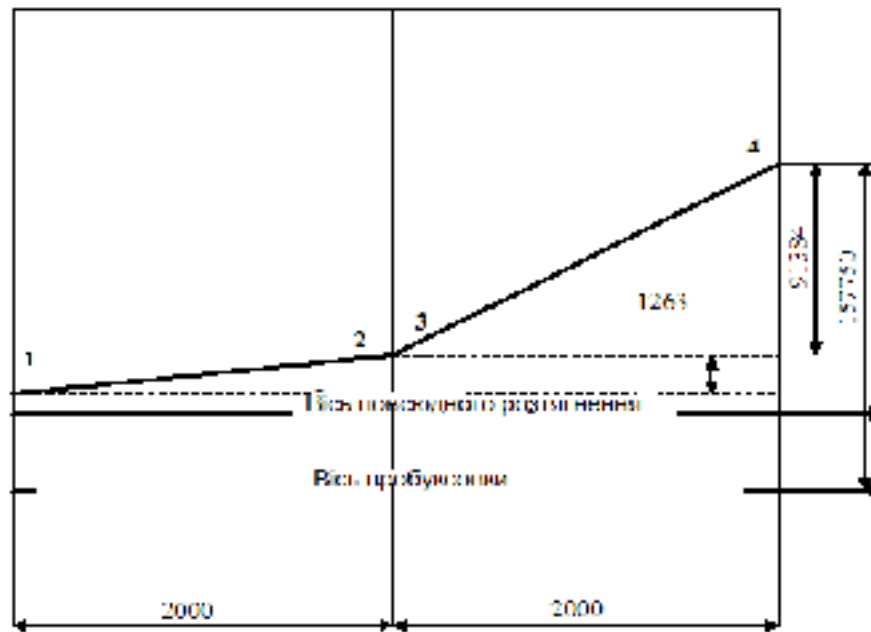


Рисунок 2.3 – Діаграма натягу стрічки дільничного конвеєру
Максимальний натяг стрічки

$$F_{\max} = F_{\text{ср, min}} + F_{\text{нб, об}}$$

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

Визначаємо руйнівний натяг стрічки

$$F_{\text{разр}} = 1000 \cdot B \cdot i \cdot \sigma_{\text{сп}};$$

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

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

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

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

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

Потужність двигуна

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

$k=1,1-1,2$ – 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 перевірючий розрахунок зробимо тільки по потужності двигуна, так як за іншими параметрами конвеєр задовольняє умови перевірки.

Потужність двигуна

$$N = \frac{F_{n-c}^1 \cdot V_{норм} \cdot k_{реж}}{1000 \cdot \eta} (\text{кВт});$$

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

$$F_{n-c}^1 = \frac{F_{n-c}}{2}$$

$$F_{n-c}^1 = \frac{92647}{2} = 463235 (\text{н});$$

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

Остаточно (по міцності стрічки) на конвеєрному штреку довжиною $L = 2400$ м приймаємо до установки 3 конвеєра 1ЛТ-100У.

2.6 Вентиляція виробничої ділянки

Розрахунок витрат повітря проведемо за допомогою ПЕОМ. Вихідні дані і результати розрахунків наведені в таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 – 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 метаносність 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 $M_{п}, м$	0,75
Виймальна корисна потужність пласта $M_{в}, м$	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

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

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

Для управління покрівлею – повне обвалення умови виконуються.

Прийнята вентиляторна установка здатна забезпечити провітрювання очисної виробки.

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-вимірвальна

апаратура та інше розміщена в шафах управління зі складальними одиницями - осередками і з касетами типу БУК-Б, укріпленими на дротяних рамах.

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

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

2.7 Охорона праці

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 ріжучий інструмент виконавчого органу комбайна;

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

Схема пилоподавлення зрошенням і пиловловлювання на добувних ділянках наведена на рисунку 2.4.

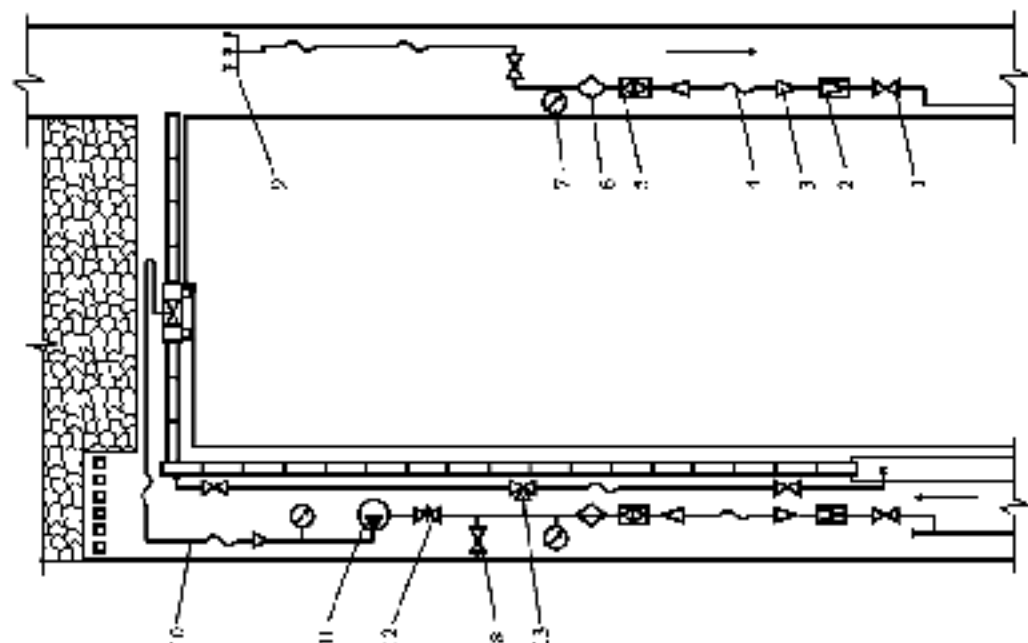


Рисунок 2.4 – Схема пилоподавлення зрошенням і пиловловленням

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 стаціонарної водяною завісою типу УАК-2, що приводиться в дію автоматично.

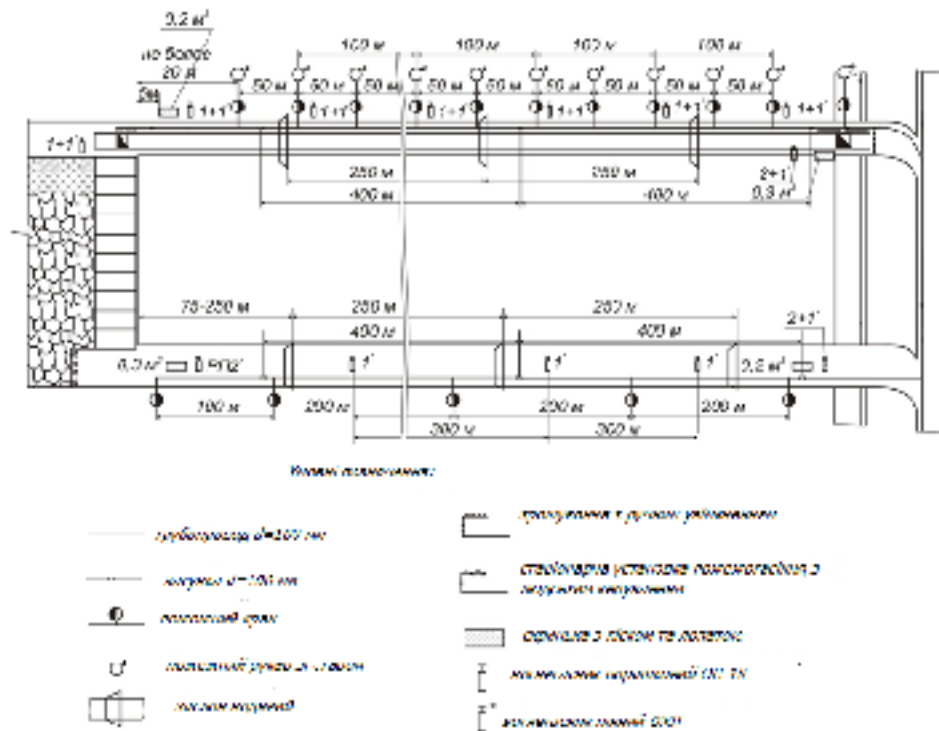


Рисунок 2.5 – Схема розташування засобів пожежогасіння

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 $0,3 \text{ м}^3$ піску; на бортових штреках не далі 20 м від сполучення з лавою, де ведуться вибухові роботи - два вогнегасники та $0,2 \text{ м}^3$ піску; у розподільні пункти - два вогнегасники та $0,2 \text{ м}^3$ 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

Економічний ефект буде досягнуто за рахунок економії допоміжних матеріалів.

Витрати по допоміжних матеріалах зводимо в таблицю 2.5.

Таблиця 2.5. – Витрати по допоміжних матеріалів

Найменування елемента витрат	Од. вим.	Витрата в міс.	Планова вартість одиниці матеріалу, грн.			Загальна вартість матеріалів за місяць, у.о.
			За оптовими цінами	Транспортні витрати	всього	
Проект						
лісоматеріали	м ³	240	1000	50,00	1050,00	252000,0
Зубки, різці	шт.	300	58,5	2,93	61,43	18427,5
емульсія	кг	45	40,5	2,03	42,53	1913,6
ПММ	кг	150	22,5	1,13	23,63	3543,8
Запасні частини						82765,5
Невраховані матеріали						82765,5
РАЗОМ						441415,8
Факт						
лісоматеріали	м ³	160	1000	50,00	1050,00	168000,0
Зубки, різці	шт.	300	58,5	2,93	61,43	18427,5
емульсія	кг	30	40,5	2,03	42,53	1275,8
ПММ	кг	150	22,5	1,13	23,63	3543,8
Запасні частини						57374,1
Невраховані матеріали						57374,1
РАЗОМ						305995,2

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,	Витрати на 1т, у.о.	Структура, %

				у.о./міс.		
Заробітна плата	1120400,0	43,94	31,5	712835,8	37,52	30,2
Нарахування на заробітну плату	566922,4	22,23	15,9	360694,9	18,98	15,3
Матеріали	1200510,0	47,08	33,7	764711,6	40,25	32,4
Амортизаційні відрахування	228477,5	8,96	6,4	215854,7	11,36	9,1
Електроенергія	441415,8	17,31	12,4	305995,2	16,11	13,0
Всього	3557725,7	139,52	100,0	2360092,3	124,22	100,0

Отже річний економічний ефект від заміни обладнання складе 12,5 млн у.о. за рахунок збільшення продуктивності праці і річного видобутку, а також зниження питомої собівартості. Собівартість видобутку 1 т вугілля знизиться на 15.3 у.о/т.

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.

Встановлення найбільш раціональної структури механізованого комплексу дозволило запропонувати заміну існуючого ланцюжку («КД80 – КА80 – СП251») на новий, який складається з «кріплення ДМ – комбайну УКД300 – конвєсу КСД26». Очікуваний економічний ефект від збільшення продуктивності складе 12.5 млн у.о. Собівартість видобутку 1 т вугілля знизиться на 15.3 у.о/т.

3. 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.

4. Впровадження нової технології дозволить підвищити продуктивність на 32%, а також забезпечить більш безпечні умови праці.

5. 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 ДМ з комбайном УКД300. В результаті цього покращаться умови праці, знизяться витрати допоміжних матеріалів, а також знизиться питома собівартість видобутку. 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 продуктивності складе 12,5 млн у.о. Собівартість видобутку 1 т вугілля знизиться на 15,3 у.о/т.

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. Правила безпеки у вугільних шахтах / НПАОП 10.0-1.01 - 10.- К., 2010. - 430 с.
2. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 1. - К., 2003. - 478 с.
3. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 2.- К., 2003. - 409 с.
4. 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.
5. 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.
6. 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.
7. Збірник задач з дисципліни «Основи теорії транспорту»: Навч. посібник / М.Я. Біліченко, Є.А. Коровяка, П.А. Дьячков, В.О. Расцветаев – Д.: НГУ, 2007. – 151 с.
8. Розрахунок шахтного локомотивного транспорту: навч. посіб. / О.О. Ренгевич , О.М. Коптовець, П.А. Дьячков, Є.А Коровяка; М-во освіти і науки України . «Нац. гірн. ун-т». – Д.: НГУ, 2007. – 83 с.
9. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт.– Донецьк: Касіопей, 2004.– 292 с.

10. Довідник з гірничого обладнання дільниць вугільних і сланцевих шахт: навч. посібник / М.М. Табаченко, Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський та ін. – Д.: НГУ, 2012. – 432 с.

11. Сивко В. Й. Розрахунки з охорони праці: Навчальний посібник. – Житомир: ЖІТІ, 2001. – 152с.

12. Ткачук К. Н., Гурін А. О., Бересневич П. В. та ін. Охорона праці (підручник для студентів гірничих спеціальностей вищих закладів освіти). За ред. К.Н. Ткачука. Київ, 1998. – 320с.

