

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 \_\_\_\_\_ Томасов Дмитро Андрійович  
(П.І.Б.)

академічної групи \_\_\_\_\_ 184-19ск-2 ІІІ  
(шифр)

спеціальності \_\_\_\_\_ 184 Гірництво  
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою \_\_\_\_\_ Гірництво

(офіційна назва)

на тему \_\_\_\_\_ **Розробка параметрів технології виїмки вугілля очисними комбайнами пласта п<sub>7</sub><sup>н</sup> шахти «Межирічанська» ДП «Львіввугілля»**  
(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 Томасов Д.А. академічної групи 184-19ск-2 ІІІ  
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво  
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво  
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології виїмки вугілля очисними комбайнами пласта п<sub>7</sub><sup>н</sup> шахти «Межирічанська» ДП «Львіввугілля»  
затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від \_\_\_\_\_ № \_\_\_\_\_

Розділ	Зміст	Термін виконання
Розділ 1	Характеристика гірничого підприємства. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт.	22.04.2022 р.
Розділ 2	Обґрунтування технологічних та технічних рішень (заходів). Розрахунок параметрів. Транспорт та вентиляція.	23.05.2022 р.
Охорона праці	Заходи з охорони праці та підтримання нормальних умов праці, технічні засоби для їх реалізації.	06.06.2022 р.

Завдання видано \_\_\_\_\_ Мамайкін О.Р.  
(підпис керівника) (прізвище, ініціали)

Дата видачі 04.04.2022 р.

Дата подання до екзаменаційної комісії 10.06.2022 р.

Прийнято до виконання \_\_\_\_\_ Томасов Д.А.  
(підпис студента) (прізвище, ініціали)

## РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 50 аркушів друкованого тексту, 6 рисунків, 9 таблиць, 23 джерела.

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 КМ87 з комбайном ІГШ68 на більш модернізований ІКД90 з комбайном УКД200 та конвесором КСД26В. 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 «Межирічанська» ДП «Львіввугілля».

**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	9
1.4. Висновки	11
1.5. Вихідні дані на проект	12
2. Технологічна частина	13
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	13
2.2 Розрахунок параметрів технології механізованого видобутку вугілля	15
2.3 Технологія виконання прийнятих рішень	30
2.4 Організація робіт на виробничій дільниці	34
2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці	37
2.6 Вентиляція виробничої дільниці	39
2.7 Охорона праці	40
2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутої корисної копалини	44
2.9 Висновки	46
Висновки	48
Перелік посилань	49

## ВСТУП

Вугільна промисловість України традиційно була одним з локомотивів всієї економіки країни. Однак бойові дії на Донбасі – головному вугільному регіоні держави, привели до суттєвих ускладнень. Однак з початку війни пройшло вже 5 років, і за цей час галузь повинна була адаптуватися до зміни реалій. Щомісяця Міненерго України встановлює план поставок вугілля на теплові електростанції країни. І якщо судити за даними зі звіту, його вдалося виконати тільки в серпні – місяці, в якому навантаження на енергосистему мінімальна через довгого світлового дня і теплої погоди. Решта 11 місяців на складах спостерігалися серйозні проблеми з наявністю достатньої кількості вугілля.

Сучасний рівень вуглевидобутку пред'являє ряд вимог до інженерного забезпечення гірських робіт і обґрунтованості прийнятих інженерних рішень. Поряд з газовим одним з головних чинників, що знижує ефективність технології вуглевидобутку є проблема нерационального вибору комплектацій гірничо-шахтного устаткування.

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**

Шахта "Межирічанська" розташована на території Міжрічинського родовища, що є складовою частиною Львівсько-Волинського родовища вугільного басейну і знаходиться в трьох кілометрах від м Червонограда і на відстані 1 км від селища Гірник.

Шахта "Межирічанська" ДП "Львіввугілля" відноситься до міністерства палива та енергетики. В економічному відношенні Сокальський район є індустріально-сільськогосподарським.

Поле шахти характеризується рівним рельєфом, який представляє собою 60% низовина і 40% заболочену низовину. На території шахтного поля в південній його частині протікає р. Рата, яка є лівою притокою р. Західний Буг.

Площа земельного відводу під територією промислової площі шахти складає 24,7 га.

Географічне розташування шахти дозволяє мати постійний зв'язок зі збагачувальною фабрикою.

### **1.2. Гірниче-геологічна характеристика**

На площі шахтного поля поширені виключно осадові відкладення кам'яновугільного, юрського, крейдяного і четвертинного періодів. Більш давні відклади на площі шахтного поля свердловинами не були знайдені.

У межах шахтного поля залягає чотири вугільні пласти з робочою потужністю:  $n_7^B$  (Сокальський),  $n_7^B$  (Західно-Бузький),  $n_8$  (Міжрічинський),  $n_8^B$  (Тонкий-III). В даний час на шахті розробляється два пласти:  $n_7^B$  і  $n_8$ .

Пласт  $n_8^B$  (Тонкий-III) - має повсюдне поширення і представлений двома вугільними пачками з породним прошарком піщаного сланцю. Дуже порушений серією тектонічних порушень з амплітудою зміщення пласта 0,5 - 5,0 м.

Пласт  $n_8$  (Міжирічинський) - залягають у вигляді окремих фігур неправильної конфігурації складної будови, що складається з двох вугільних пачок (гумусової і сапропелової), розділених породним прошарок - глинистим сланцем.

Пласт  $n_7^B$  (Західно-Бузький) - залягає у вигляді окремих фігур правильної конфігурації, пласт простого будови.

Пласт  $n_7^C$  (Сокальський) - має повсюдне залягання, в основному, в південно-західній частині шахтного поля, пласт простого будови. В даний час майже повністю відпрацьований. Решта запаси перебувають у тимчасових цілинах у виробок головного напрямку.

Грунтові води родовища приурочені до піщаних відкладів річок Західний Буг і Рата. Горизонт залягання ґрунтових вод незначний: від 0,2 до 4,5 м, а потужність їх не більше 0,5-1 м. Тому приплив води в шахті має значні коливання. Максимальний дебіт припливу коливається від 11,0 до 31,3 м<sup>3</sup>/рік.

Шахтне поле знаходиться в межах Міжирічинської синклиналі - складової частини Львівського палеозойського прогину - передового прогину Російської платформи.

Розміри розривів пластів коливаються: у довжину до 0,5-160 м і в висоту 5-12м.

Більшість розривів і геологічних порушень розвідані свердловинами і гірничими роботами.

Шахтне поле розкрито двома центрально-здвосними вертикальними стовбурами на глибині 598 м

Головний стовбур (скіповий) обладнаний двома скипами смістю 4,7 м<sup>3</sup> кожен. Допоміжний стовбур обладнаний підйомною установкою і служить для спуску-підйому людей, обладнання та матеріалів.

Стовбури розташовані в центральній частині шахтного поля і пройдені нижче найнижчого робочого пласта  $n_7^B$  "Сокальський".

На шахті прийнятий панельний спосіб підготовки шахтного поля. На похилій і бремсберговій частинах проходять ухили і бремсберги (або їх замінюють східні і західні головні штреки), від яких по простяганню пласта нарізають виймальні стовпи. Довжина стовпів коливається в залежності від конфігурації кордонів шахтного поля і зазвичай знаходиться в межах 900-1400 м.

Всі очисні роботи ведуться в комплексно- механізованих лавах. У лавах застосовуються мехкомплекси КМ-87 I і II типорозмірів з очисним комбайном 1ГШ-68 і лавним конвеєром СП-87ПМ.

Очисний вибій, як правило, провітрюється за рахунок загальношахтної депресії. Розрахунок повітря проводиться за всіма необхідними параметрами по можливості на максимальні вихідні дані. Свіжий струмінь надходить по бортовому штреку, омиває лаву і вихідний струмінь по конвеєрному штреку і вентиляційного гезенків надходить в вихідну струмінь західного крила шахти.

Заходами щодо охорони праці і дотримання правил безпеки на ділянці передбачено максимальне забезпечення працюючих індивідуальними засобами захисту, постійний контроль за роботою апаратури газового захисту, засобів контролю за безпечною експлуатацією конвеєрних ліній, первинних засобів пожежогасіння. Цей контроль здійснюється персоналом ділянки, закріпленим за кожною машиною і механізмом.

Електропостачання шахти здійснюється від районної підстанції №7 (РПП35 / 6) від РПП до шахтної підстанції (ШПП) електроенергія напругою 6000 В подається по високовольтних кабелів по естакаді до трьох введів шахтної підстанції, два з яких робітники, а один резервний.

Виробки на шахті кріпляться арочним металевим піддатливим триланковим кріпленням типу АКП-3 різного перетину ( $8,0 \times 14 \text{ м}^2$ ) в залежності від призначення виробки. Крок установки кріплення приймається згідно проведеним розрахункам і залежить від призначення виробки, гірничо-геологічних умов, наявності небезпечних зон.



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

Таблиця 1.1 – Техніко-економічні показники роботи

№ п/п	Найменування показників	Од. вим.	факт
1	видобуток вугілля	тис. тон	450,0
2	середньодобовий видобуток	тон	1424
3	товарна продукція	тис. тон	199,02
4	марка вугілля, призначення	енергетичне.	Ж
5	зольність вугілля	%	50,5
6	видобуток з очисних вибоїв	тис. тон	428,8
7	проведення підготовчих виробок	п/м	2669
8	продуктивність робітників з видобутку	т/міс	36,37
9	всього підземних робітників	чол	908
10	посування лінії очисного вибою	м/міс	72,0
11	навантаження на очисний вибій	т/добу	750
12	середньодіюча очисна лінія	м	268
13	кількість діючих лав	лав	2
14	наявність мехкомплексів	шт.	2,8
15	наявність прохідницьких комбайнів	шт.	4

### 1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Шахта «Межирічанська» протягом останніх років працювала з низькими техніко-економічними показниками і незадовільними результатами фінансово-господарської діяльності.

Річний обсяг проведення підготовчих виробок - 2669 м.

Дані про вартість основних промислово-виробничих фондів показують, що знос фондів склав 64%, при цьому гірничих виробок на 75%, будівель і споруд на 74%, обладнання на 45%.

Даний період характеризується високим рівнем собівартості товарного вугілля і низьким рівнем цін на нього.

Через незначний в останні роки обсяг видобутку, собівартість готової вугільної продукції збільшилася в 1,8 рази, що навіть отримуючи державну підтримку шахта не змогла покрити експлуатаційні витрати, що призвело в кінцевому рахунку до збитковості підприємства.

Аналіз елементів і статей витрат показує, що в зв'язку з хронічною нестачею коштів значно занижено витрати на придбання матеріальних ресурсів, і як наслідок, до погіршення всіх виробничих показників.

Основними причинами збиткової роботи шахти є:

- низький рівень видобутку;
- складні гірничо-геологічні умови відпрацювання запасів;
- висока аварійність на машинах і механізмах виїмкових діляниць, підготовчих вибоїв і внутрішньошахтних транспорті через високий ступінь зношеності матеріалів

- відсутність коштів на ремонт і відновлення шахтного фонду;
- низька якість вугілля, що видобувається;
- зниження продуктивності праці;
- постійне зростання цін на матеріальні та енергетичні ресурси.

Підготовлені до відпрацювання лави необхідно обладнати високопродуктивними комплексами очисної виїмки, які дозволять досягти максимальних навантажень на очисний вибій.

Підвищення техніко-економічних показників роботи шахти «Межирічанська» 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 пласті n<sub>7</sub><sup>n</sup> шахти «Межирічанська».

#### **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

Наведемо в таблиці 1.2 вихідні дані на проект.

Таблиця 1.2 – Вихідні дані на проект

№	Показник	Значення	
		факт	проект
1	Потужність шахти, млн. т в рік	0,45	0,8
2	Кількість робочих пластів, шт.	2	2
3	Кут падіння, град	4	4
4	Відносна газоносність, м <sup>3</sup> / т.с.д	15	15
5	Глибина ведення гірничих робіт, м	500	500
6	середньодобове навантаження на очисні вибої, т/добу	n <sub>8</sub>	1 162
		n <sub>7</sub> <sup>н</sup>	1328
7	Прогнозний стан масиву	норм.	норм.
8	Швидкість проведення гірничих виробок, м/міс	180	180
9	Швидкість посування очисних виробок, м/міс	72	125

У другому розділі слід обґрунтувати структуру видобувного комплексу.

## 2. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

### 2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

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

Таблиця 2.1 – Характеристики існуючої виймальної ділянки

Параметр	Значення
Потужність пласта	1,0 м
Довжина очисного вибою	180 м
Кут падіння пласта	5 <sup>0</sup>
Механізоване кріплення	КМ87
Очисний комбайн	ІГШ68
Забійний конвеєр	СП-87

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 <sub>2</sub> - Б <sub>3</sub>	Б <sub>4</sub> -Б <sub>5</sub>	Б <sub>1</sub> -Б <sub>5</sub>	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	1ГШ68	УКД200	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 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 УКД200. 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  $p_7^H$  лави замінити морально застарілий механізований комплекс КМ87 на новий, більш продуктивний, механізований очисний комплекс 1МКД90. До складу комплексу входять: механізоване двостічне кріплення 1КД90, комбайн очисний УКД200, 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».

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

де,  $\gamma H$  – 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:  $\sigma_{\text{СК}}^{\text{ок}} = 70$ ;  $m_{\text{пл}} = 1,03$  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 1МКД90 для відпрацювання запасів вугілля. До складу комплексу входять: механізоване двостічне кріплення 1КД90, комбайн очисний УКД200, конвеєр шахтний скребковий КСД-26В.

### 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

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

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 здимається машиною, см;

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

$V_p$  – робоча швидкість комбайну м/хв.;

$n_{сек}$  – 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.;

$\sum l_a$  – сумарна довжина ниш, м;

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

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

Для даних умов довжина лави не повинна перевищувати

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

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

### 2.2.3 Перевірочний розрахунок механізованого кріплення за його несучою здатністю

Перший крок обвалення порід безпосередньої покрівлі визначається за формулою

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

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

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

$\alpha$  – 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;

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

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

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

$\eta$  – відношення початкового розпору кріплення до її робочого опору, приймається з характеристики кріплення;

$\varphi$  – кількість стійок кріплення на 1 м<sup>2</sup> оголення покрівлі, шт.;

$f$  – коефіцієнт міцності вугілля;

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

Для механізованого кріплення ДМ первинний крок обвалення порід безпосередньої покрівлі

$$L'_{прв} = 36 \cdot (1 + 0,2079) \frac{3,5 \cdot \sqrt{2,35}}{\sqrt{170}} + 10,5(1 + 0,2079) \cdot 2,71824^{0,75} = 25,6 \text{ м}$$

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

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

Наступний крок обвалення порід безпосередньої покрівлі

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

Первинний крок обвалення порід основної покрівлі

$$\begin{aligned} L_{\text{осл}}^n &= 36 \cdot (1 + \sin \alpha) \frac{f_{\text{сп}}^n \cdot \sqrt{V_{\text{св}}}}{\sqrt{I_n}} + 10,5 \sqrt{V_{\text{св}}} \cdot (1 + \sin \alpha) \cdot e^{-0,735} = \\ &= 25,56 + 19,44 \cdot 2,71824^{-0,364} = 39,6 \end{aligned}$$

Наступний крок обвалення порід основної покрівлі

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

#### 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,  $\text{М}^4$ ;

$h_n$  – потужність безпосередньої покрівлі, м;

$l_n$  – довжина консолі безпосередньої покрівлі, м;

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

$l$  – 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, м<sup>2</sup>;

$$F_H = b_H \cdot h_H$$

$V_H$  – 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

$$\begin{aligned} F_H &= 1,0 \cdot 5,73 = 5,73 \text{ м}^2 \\ I_H' &= \frac{1,0 \cdot 5,73^3}{12} = 15,617 \text{ м}^4 \\ V_H &= \frac{5,73 \cdot \sqrt{2,3}}{\sqrt{2,3} \cdot \sqrt{0,23}} = 4,43 \text{ м} \end{aligned}$$

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:  $\gamma_O$  – об'ємна вага порід основної покрівлі, Н/м<sup>3</sup>;

$h_O$  – потужність порід основної покрівлі, м;

$l_O$  – максимальна довжина консолі основної покрівлі в момент зламу,

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

де:  $\sigma_{изг}$  – 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, М<sup>4</sup>;

$$I_o' = \frac{b_o \cdot h_o^3}{12} = \frac{1 \cdot (12,3)^3}{12} = 155,07 \text{ М}^4$$

$I_o$  – момент інерції основної покрівлі відносно нейтральної осі, М<sup>4</sup>;

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

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

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

$F_o$  – площа поперечного перерізу балок основної покрівлі що згинаються, м<sup>2</sup>

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

Прогин порід основної покрівлі

$$\Delta M_0 = \frac{29200 \cdot 2,3 \cdot 1}{2 \cdot 0,175 \cdot 10^9 \cdot 903,402} \cdot \left( \frac{11,5^2 \cdot 8,13^2}{2} - \frac{11,5 \cdot 8,43^3}{3} + \frac{8,13^4}{12} \right) = 0,00314 \text{ м}$$

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

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

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

Навантаження на при вибійне кріплення становитиме

$$R \geq R' = 2006 \text{ кН}$$

Отримані значення порівнюємо з паспортними даними кріплення 1КД90.

Опір кріплення 1КД90 на  $1 \text{ м}^2$  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;

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

$\varphi$  – 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 підшви;

$\lambda$  – допоміжна функція.

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

$\rho$  – 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

$$k_1 = k_f \cdot k_0 \cdot e^{\left(\frac{\varphi}{4 \cdot b \cdot r'}\right)} = 0,9 \cdot 2,6299 \cdot 2,718^{\left(\frac{1,0374/1,729 \cdot 0,42 \cdot 781^{-0,282}}{4 \cdot 0,8 \cdot 8,34}\right)} = 28,83$$



$k_f$  – коефіцієнт залежить від міцності вугілля

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

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

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

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

$a, b, d$  – емпіричні коефіцієнти, що залежать від твору  $\varphi \nu'$

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

Напруга в зоні максимуму опорного тиску

$$\sigma_{\text{max}} = K_1 \cdot e^{\alpha_1} = 28,83 \cdot 2,718^{0,28} = 194,88 \text{ Па}$$

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 1КД90, технічна характеристика якого наведена в таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 – Технічні характеристики комплексу 1КД90

Параметр	Значення
Потужність пластів, що обслуговуються, м	0,8-1,4
Допустимі кути падіння пластів:	
- для роботи по простяганню, град.	35
- для роботи по падінню і восстанню, град.	10
Питомий опір на 1 м <sup>2</sup> підтримуваного майданчику, кН/м <sup>2</sup>	434-530

Опір секції, кН	2838-3194
Коефіцієнт гідравлічного розсуву	1,9
Зусилля пересування секції, кН	392
Крок установки секцій, м	1,5
Максимальний робочий тиск в напірній магістралі, МПа	32
Коефіцієнт затяжки покрівлі	0,91
Габаритні розміри секцій: – висота min-max, мм	600-1250
- ширина, мм	1420
Маса секції, кг	6,750

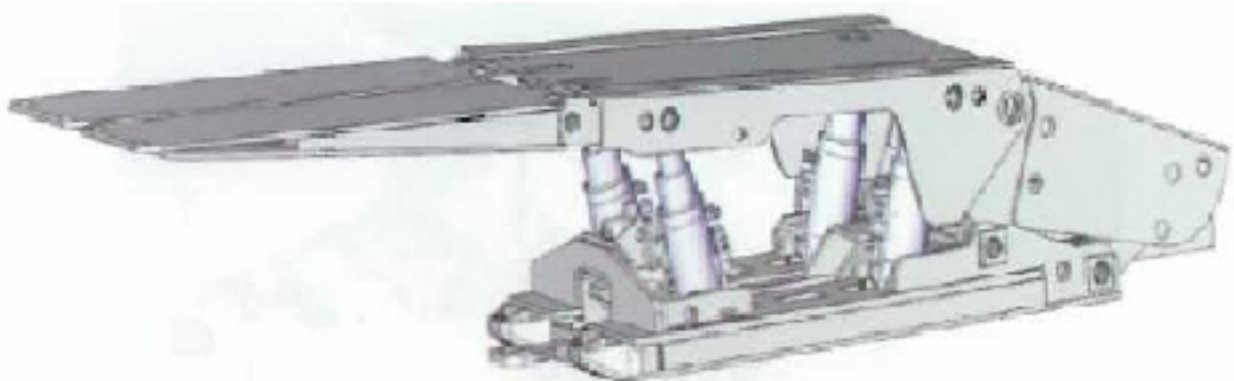


Рисунок 2.1 – Загальний вид кріплення 1КД90

Таблиця 2.5 – Технічна характеристика комбайну УКД200

Параметр	Значення
Потужність пласта, м	0,85-1,50
Продуктивність в залежності від опірності:	
вугілля різанню до 120 Н/мм, т/хв.	до 12,0
вугілля різанню до 240 Н/мм, т/хв.	до 8,0
вугілля різанню до 360 Н/мм, т/хв.	до 5,5
Сумарна номінальна потужність приводу різання в режимі S1, кВт	460 (2x200; 2x30)
Номінальна напруга, В	1140
Величина опускання виконавчого органу нижче опорної поверхні забійного конвеєра, мм	100
Величина розсуву виконавчого органу, мм	500
Частота обертання шнеків, об/хв.	78
Максимальна робоча швидкість подачі, м хв.	12
Максимальне тягове зусилля системи подачі, кН	320
Середній ресурс до капітального ремонту в залежності	
від опірності вугілля різанню, тис/т	1000
Габаритні розміри, мм:	
- довжина по вісях шнеків	7600

- ширина комбайна від забою	2200
- висота по корпусу від ґрунту	525...575
Маса, не більше, т	21,0

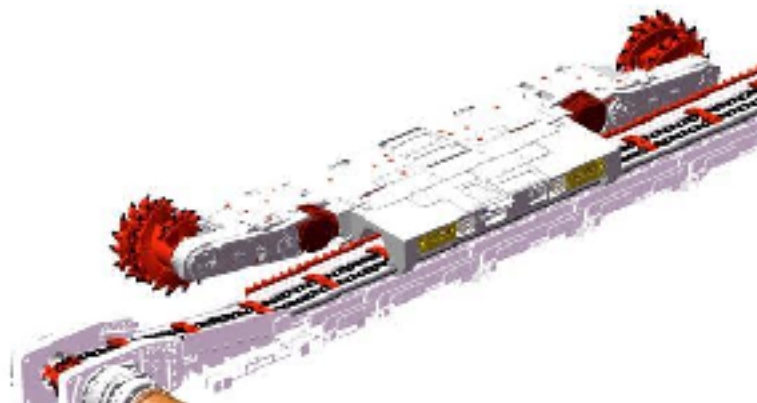


Рисунок 2.2 – Загальний вид очисного комбайну УКД200

Таблиця 2.6 – Технічна характеристика конвеєру КСД26В

Параметр	Значення
Продуктивність, т/хв.	10
Довжина конвеєра, м, до	300
Номинальна потужність електродвигунів, кВт	1x55 / 160 1x65 / 200
Число і розташування ланцюгів	2 центрально-рознесений
калібр ланцюга	26x92
Висота боковини рештака, мм	228
Ширина рештака по боковинам, мм	642
Товщина середнього листа, мм	30
Швидкість руху тягового органу, м/с	
- робоча	1,04
- маневрова	0,346
Середній ресурс рештачного ставу	1,75

#### 2.2.6 Розрахунок швидкості подачі очисного комбайну

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

- потужності двигуна комбайна (енергоозбросності комбайна);
- міцності вугільного пласта (опірність різанню);

- кількості метану, що виділяється з пласта;
- швидкості пересування секцій кріплення.

1) Розрахунок швидкості подачі комбайна по його енергоозброєності

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

де:  $N_{уст}$  – 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;

$\gamma$  – об'ємна вага вугілля, т/м<sup>3</sup>.

Стійка потужність двигуна розраховується за формулою:

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

комбайн 1ГШ68  $P_{уст} = 0,8 \cdot 90 = 72(кВт)$ ;

комбайн УКД200  $P_{уст} = 0,7 \cdot 360 = 252(кВт)$ ;

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

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

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

комбайн 1ГШ68  $V_p^x = \frac{63}{60 \cdot 0,779 \cdot 1,03 \cdot 0,8 \cdot 1,45} = 1,13(м / мин)$ ;

комбайн УКД200  $V_p^x = \frac{252}{60 \cdot 0,779 \cdot 1,03 \cdot 0,7 \cdot 1,45} = 5,15(м / мин)$ ;

2) Швидкість подачі комбайна по газовому фактору визначається за формулою

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

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

$m_p$  – потужність пласта, що виймається, м;

$b$  – ширина привибійного простору, м;

$\varphi$  – 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, м<sup>3</sup>/т.с.д.

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

$k_v$  – коефіцієнт нерівномірності виділення метану в лаву.

комбайн 1ГШ68 
$$V_c^n = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1 \cdot 1,03 \cdot 0,9 \cdot 4,0 \cdot 1,3}{6,0 \cdot 0,95 \cdot 0,8 \cdot 1,45 \cdot 1,4} = 1,25(\text{м/мин});$$

комбайн УКД200 
$$V_c^n = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1 \cdot 1,03 \cdot 0,9 \cdot 4,0 \cdot 1,3}{6,0 \cdot 0,95 \cdot 0,7 \cdot 1,45 \cdot 1,4} = 1,43(\text{м/мин});$$

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:

комбайн 1ГШ68  $V_c^n = 2,5(\text{м/мин});$  комбайн УКД200  $V_c^n = 2,86(\text{м/мин});$

3) Швидкість подачі комбайна по фактору кріплення визначається за формулою

$$V_c^{кр} = \frac{b}{\sum t_{кр}},$$

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

$\sum t_{sp}$  – час на повній 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

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

комбайн ІГШ68

$$V_{sp} = \frac{1,35}{0,61} = 2,2(\text{м/мин});$$

комбайн УКД200

$$V_{sp} = \frac{1,5}{0,61} = 2,5(\text{м/мин});$$

Остаточню приймасмо швидкість подачі комбайна для обох варіантів

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

### 2.3 Технологія виконання прийнятих рішень

#### 1) Тривалість циклу виймання

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

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 гипсометрію 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;

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

$\sum t_c$  – 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  $t_0 = \frac{180-0}{1,11} = 162(\text{хв});$

для проектного варіанту  $t_0 = \frac{180-0}{2,5} = 70(\text{хв});$

Тривалість, супутніх виїмки допоміжних операцій визначається за формулою

$$t_c = 0,087 \cdot (l_s - \sum l_n) = 0,087 \cdot (180-0) = 16(\text{хв});$$

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

Час циклу

для базового варіанту  $t_0 = (162+16)(1 + \frac{10}{100}) \cdot 1,0 \cdot 1,1 \cdot 1,15 \cdot 1,0 + 25 = 261(\text{хв}).$

для проектного варіанту  $t_0 = (98+16)(1 + \frac{10}{100}) \cdot 1 \cdot 1,1 \cdot 1,15 \cdot 1,0 + 25 = 176(\text{хв}).$

2) Розрахунок кількості циклів виїмки в лаві за добу

$$n_v = \frac{1440 - t_{\text{рвм}} - t_{\text{с.с.}} - (t_{\text{п.з.}} + t_{\text{м.с.}}) \cdot n_{\text{св}}}{t_0}$$

де: 1440 – кількість хвилин в добі;

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

$t_{\text{п.в}}$  – 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  $n_{\text{ц}} = \frac{1440 - 360 - 0 - (10 + 0) \cdot 3}{261} = 4,02(\text{цикл})$ .

для проектного варіанту  $n_{\text{ц}} = \frac{1440 - 360 - 0 - (10 + 0) \cdot 3}{176} = 5,96(\text{цикл})$ .

Приймаємо для базового варіанту  $n_{\text{ц}}=4$  циклу і для проектного  $n_{\text{ц}}=6$ .

3) Видобуток за один цикл

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

для проектного варіанту  $D = 1,03 \cdot 170 \cdot 0,7 \cdot 1,45 \cdot 0,95 = 190(\text{м} / \text{доб.})$ ;

4) Максимально можлива добова продуктивність лави

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

для базового варіанту  $A_{\text{зм}} = 190 \cdot 4 = 760(\text{м})$

для проектного варіанта  $A_{\text{зм}} = 190 \cdot 6 = 1140(\text{м})$

5) Річна планове навантаження на лаву

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

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

для базового варіанту  $A_{\text{год}} = 760 \cdot 300 = 228000(\text{м})$

для проектного варіанту  $A_{\text{год}} = 1140 \cdot 300 = 342000(\text{м})$

Діюча лінія очисних вибоїв на шахті визначається за формулою



$$h_o = \frac{A_{шт} \cdot k_{оч} \cdot k'_o}{V_o \cdot \sum p' \cdot c},$$

де:  $A_{шт}$  – річна виробнича потужність шахти, т;

$k_{оч}$  – 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;

$$V_o = N \cdot V_{см}$$

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/м<sup>3</sup>;

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

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

$\gamma$  – середня щільність вугілля, т/м<sup>3</sup>;

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

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

Діюча лінія очисних вибоїв по шахті

$$\sum h_o = n'_{ос} \cdot h_o,$$

де:  $n'_{ос}$  – число одночасно розроблюваних пластів

$$\sum h_o = 3 \cdot 170 = 510(m)$$

Загальна кількість діючих лав по шахті при середній довжині лави

$$\sum n_{\lambda, o} = \frac{\sum h_o}{l_{\lambda}}$$

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

$$\sum n_{\lambda, o} = \frac{510}{180} = 2,83$$

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

Таким чином, проектна виробнича потужність складе

$$A_{\text{вир}} = 3 \cdot 360000 = 1100000(m)$$

## 2.4 Організація робіт на виробничій дільниці

Виїмка 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 обладнанні, 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 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.

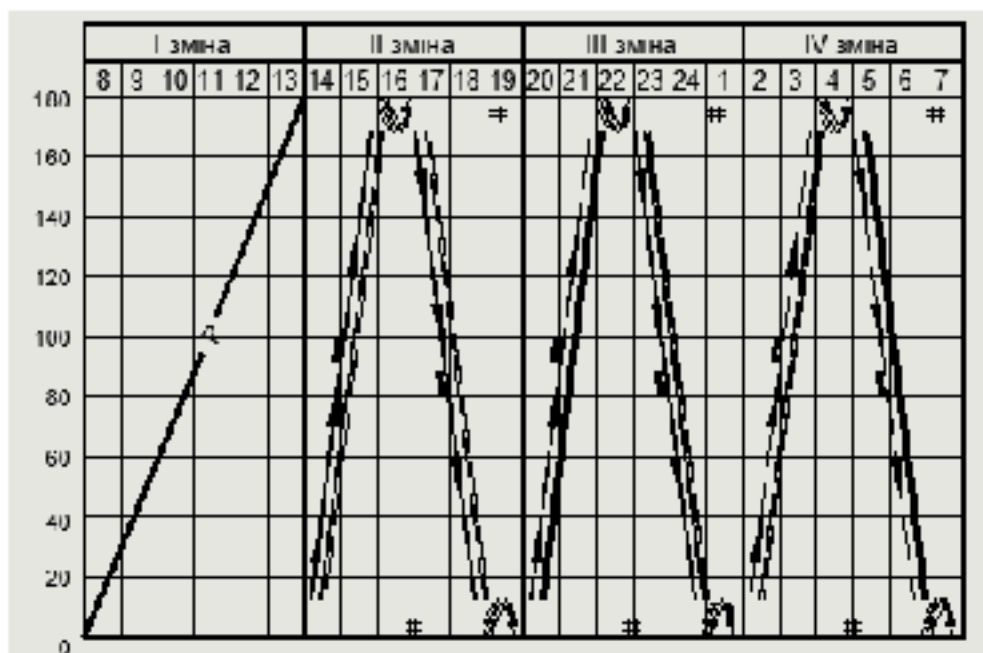


Рисунок 2.3 – Планограма робіт в очисному вибої

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 2.3).

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

Відповідно до технологічних вимог обираний конвеєр повинен забезпечити прийом на несучий орган усього вступника вантажу без прокидання його на підшву виробки, тобто приймальня здатність конвеєра (Qк.пр.) повинна дорівнювати або більше максимального хвилинного вантажопотоку, що надходить на цей конвеєр.

Визначимо максимальну хвилинну продуктивність комбайна

$$Q_{\max}^{\text{комб}} = m_{\text{ком}} \cdot r \cdot \gamma_f \cdot V_a^n = 1,4 \cdot 0,63 \cdot 1,35 \cdot 3 = 3,57 \text{ т/хв}$$

Розрахунова продуктивність конвеєра

$$Q_p = \frac{Q_{\text{см}} \cdot k_n}{t_{\text{см}} \cdot k_n} = \frac{442 \cdot 2,0}{6 \cdot 0,85} = 174 \text{ т / час};$$

де:  $t_{\text{сут}} = 6$  год – тривалість роботи конвеєра в зміну;

$k_n = 1,6$  – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку;

$k_m = 0,6-0,8$  – коефіцієнт машинного часу;

Повна маса вантажу на 1 м скребкового вантажу:

$$q = \frac{Q_p}{3,6 \cdot V_0} = \frac{174}{3,6 \cdot 1,12} = 43 \text{ кг/м};$$

Тягові зусилля гілок:

$$F_{1-2} = l_s \cdot q_0 \cdot g \cdot (\omega_0 \cdot \cos \beta + \sin \beta) = 175 \cdot 20 \cdot 9,81 \cdot (0,4 \cdot \cos 3^\circ + \sin 3^\circ) = 15512 \text{ (H)};$$

$$F_{3-4} = l_s \cdot q_0 g \cdot (\omega_0 \cdot \cos \beta - \sin \beta) + l_s \cdot q \cdot g \cdot (\omega \cdot \cos \beta - \sin \beta) = 175 \cdot 20 \cdot 9,81 \times \\ \times (0,4 \cdot \cos 3^\circ - \sin 3^\circ) + 175 \cdot 43 \cdot 9,81 \cdot (0,6 \cdot \cos 3^\circ - \sin 3^\circ) = 52286 \text{ (H)};$$

$$F_{\text{в-с}} = F_{1-2} + F_{3-4} = 15512 + 52286 = 67798 \text{ (H)};$$

де:  $\omega_0 = 0,4$  – коефіцієнт опору руху ланцюгу;

$\omega = 0,6$  – коефіцієнт опору руху вугілля;

$\beta$  - кут падіння пласта;

Необхідна потужність двигуна:

$$N = \frac{F_{\text{в-с}} \cdot V_k \cdot k_{\text{розж}}}{1000 \cdot \eta} = \frac{67798 \cdot 1,12 \cdot 0,7}{1000 \cdot 0,87} = 61 \text{ кВт};$$

Кількість двигунів:

$$n = \frac{N}{N_0} = \frac{61}{110} = 0,55 \text{ шт};$$

$V_k$  – швидкість руху ланцюгу;

$N_0 = 110$  кВт – встановлена потужність двигуна;

Приймаємо до установки на конвеєр  $n=1$  двигун.

Запас міцності ланцюга

$$n = \frac{c_2 \cdot F_{раср}}{\frac{1000N_{ном} \cdot \lambda}{V_{\kappa}} - F_{1-2}} = \frac{1,5 \cdot 410 \cdot 10^3}{\frac{1000 \cdot 110 \cdot 2}{1,12} - 15512} = 3,39;$$

Що більше встановленого, який дорівнює 1,5 –2.

$c_2$  – коефіцієнт, що враховує розподіл навантаження між ланцюгами. Для двох розбірних ланцюгів  $c_2=1,5$ ;

$\lambda=2$  – кратність моменту двигуну запобіжної муфти.

Остаточно приймаємо для очисного вибою конвеєр КСД-26В.

## 2.6 Вентиляція виробничої ділянки

Витрата повітря для очисних і підготовчих виробок проведено на ПЕОМ. Вихідні дані і результати розрахунків наведені у вигляді скрин-шотів.

Исходные данные	Значения
Глубина зоны метановых газов $H_0$ , м	220
Глубина разработки $H$ , м	500
Длина очистной выработки $L_{оч}$ , м	175
Природная метаносность пласта $X$ , м <sup>3</sup> /т	6.6
Пластовая влажность угля $W$ , %	1.7
Зольность угля $A_d$ , %	51.0
Выход летучих веществ $V_L$ , %	35.3
Полная мощность угольных плачек пласта $M_{п}$ , м	1.40
Вынимаемая полезная мощность пласта $M_{п.}$ , м	1.40
Вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослоек $M_{п.пр.}$ , м	1.40
Скорость подвигания очистного забоя $V_{оч}$ , м/сут	5.0
Угол падения пласта, град	?
Время с момента окончания проведения подготовительной выработки до начала очистных работ, сут	30
Количество охранных целиков, шт.	0
Ширина охранных целика, м	0

Рисунок 2.4 – Вихідні дані для розрахунку

Индекс объекта пласта	Мощность угольных плачек мощ, м	Расстояние до разрабатываем ого пласта Мощ, м	Метано носность природн Хм, мЗ/т	Пластов влажн. угля W, %	Золь ность угля Аз, %	Пожод летучих веществ Vл, %	Коефф дегазации Кд
Израбатываемые пласты							
07	0,7	1,0	5,7	1,7	15,8	35,0	0,1

Рисунок 2.5 – Завдання параметрів пластів

За результатами розрахунків витрата повітря для очисної виробки прийнятий за газовим фактором:  $Q_{оч}=9.5 \text{ м}^3/\text{с}$ . Витрата повітря для виїмкової дільниці:  $Q_{уч} = 14,9 \text{ м}^3/\text{с}$ .

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку за газовим фактором  $A_{max}=4534 \text{ т/доб}$ . більше розрахункового навантаження  $A_p=1161 \text{ т/доб}$ .

Для управління покрівлею – повне обвалення умови виконуються.

## 2.7 Охорона праці

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 проектованої конвеєрної виробки 1600 м, перетин вироблення  $S_{сн} = 8,0 \text{ м}^2$ ,

1) Витрата води на водяній заслін визначається за формулою

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

де  $S$  – площа поперечного перерізу виробки в просвіті, в місці встановлення заслону,  $\text{м}^2$ ;



$q_0$  – питома витрата води на  $1\text{ м}^2$  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  $640 \times 370 \times 253$  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 покрівлю виробки. Відстань між покрівлю (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:

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

де  $l$  – довжина виробки, м;

$l'$  – відстань між водяними заслонами на конв'єрних 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:

$$\begin{aligned} Q_{\text{обм}} &= n_{\text{засл}} \cdot Q \\ Q_{\text{обм}} &= 5 \cdot 6240 = 31200 (\text{кг}); \\ Q_{\text{обм}} &= 10 \cdot 6240 = 62400 (\text{кг}); \end{aligned}$$

Схема установки водяного заслону на збірному штреку приведена на рисунку 2.6.

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.

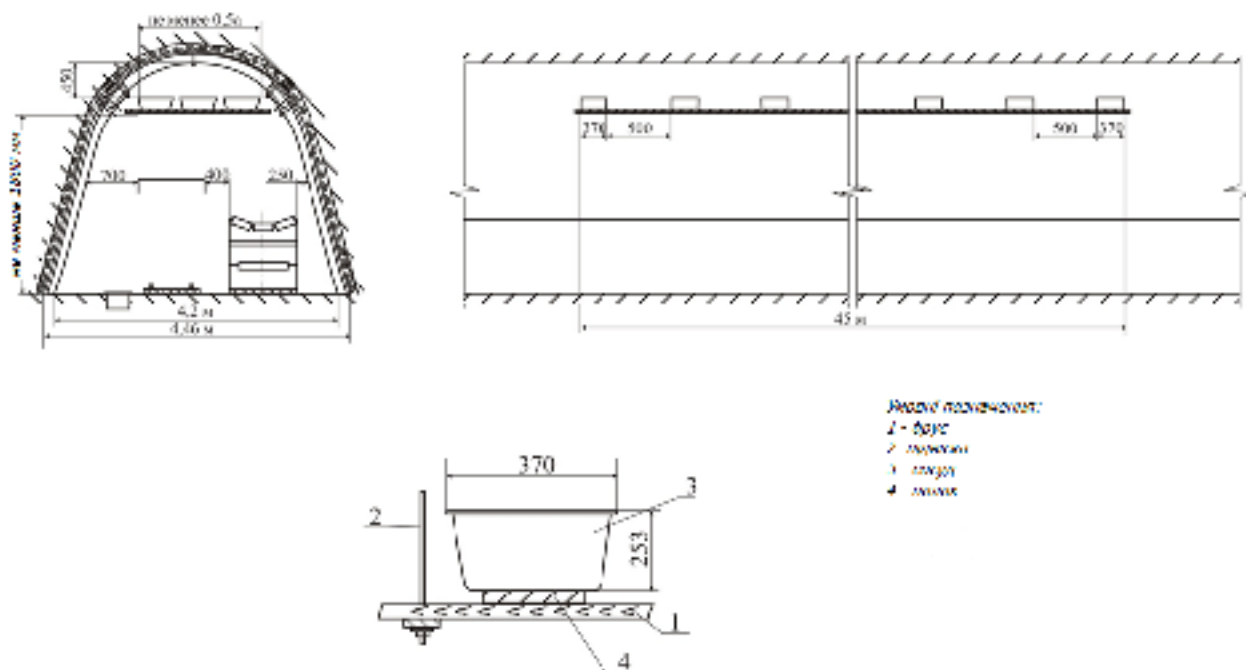


Рисунок 2.6 – Схема установки водяного заслону

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.

## 2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутку корисної копалини

Економічний ефект буде досягнуто за рахунок економії електричної енергії, допоміжних матеріалів. Розрахуємо ці елементи витрат.

Електроенергія:

$$P_{\text{эп}} = P_{\text{эф}} \cdot \left( 1 - \alpha_{\text{э}} \cdot \left( 1 - \frac{D_{\text{ф}}}{D_{\text{п}}} \right) \right) + \frac{\Delta \mathcal{E}}{D_{\text{п}}}$$

де  $P_{\text{эп}}$  і  $P_{\text{эф}}$  – відповідно проектна та фактична собівартість по елементу «електроенергія»,  $P_{\text{эф}} = 45,92$  у.о./т;

$\Delta \mathcal{E}$  – річне подорожчання (або економія) витрати електроенергії, тис. грн.

$$\Delta \mathcal{E} = z_{\text{эп}}^{\text{пр}} \cdot D_{\text{п}} - z_{\text{эф}}^{\text{пр}} \cdot D_{\text{ф}},$$

$z_{\text{эп}}^{\text{пр}}$  і  $z_{\text{эф}}^{\text{пр}}$  – проектна і фактична собівартість по елементу «електроенергія» по очисній ділянці, грн/т.

$$\Delta \mathcal{E} = 8,2 \cdot 381 - 9,12 \cdot 250 = 844,2 \text{ (тис. у.о.)};$$

$\alpha_{\text{э}}$  – питома вага умовно-постійних витрат в елементі собівартості «електроенергія»,  $\alpha_{\text{э}} = 0,678$  частки од.

$$P_{\text{эп}} = 50,27 \cdot \left( 1 - 0,687 \cdot \left( 1 - \frac{1500}{2000} \right) \right) + 0 = 41,64 \text{ у.о./т};$$

Амортизаційні відрахування:

$$P_{\text{АП}} = P_{\text{АФ}} \cdot \left( 1 - \alpha_{\text{А}} \cdot \left( 1 - \frac{D_{\text{Ф}}}{D_{\text{П}}} \right) \right) + \frac{\Delta A}{D_{\text{П}}}$$

де  $P_{\text{АП}}$  і  $P_{\text{АФ}}$  – відповідно проектна та фактична собівартість по елементу «амортизація»,  $P_{\text{АФ}} = 98,28$  у.о./т;

$\Delta A$  – зміна річної суми амортизаційних відрахувань, викликане проектним рішенням, у.о. грн;

$$\Delta A = A_{\text{н}}^{\text{пр}, \text{р}} - A_{\text{ф}}^{\text{пр}, \text{р}}$$

$A_{\text{н}}^{\text{пр}, \text{р}}$ ,  $A_{\text{ф}}^{\text{пр}, \text{р}}$  – проектні та фактичні річні відрахування на амортизацію по очисному вибою, тис. у.о.

$$\Delta A = 7419,1 - 104,8 = 7314,3 \text{ (тис. у.о.)};$$

$\alpha_{\text{А}}$  – питома вага умовно-постійних витрат в елементі собівартості «амортизація»,  $\alpha_{\text{А}} = 0,717$  частки од.

$$P_{\text{АП}} = 98,25 \cdot \left( 1 - 0,717 \cdot \left( 1 - \frac{1500}{2000} \right) \right) + \frac{4267,14}{769} = 148,86 \text{ у.о./т}$$

Інші витрати:

$$P_{\text{ІП}} = P_{\text{ІФ}} \cdot \left( 1 - \alpha_{\text{І}} \cdot \left( 1 - \frac{D_{\text{Ф}}}{D_{\text{П}}} \right) \right)$$

де  $P_{\text{ІП}}$  і  $P_{\text{ІФ}}$  – відповідно проектна та фактична собівартість по елементу «інші витрати»,  $P_{\text{ІФ}} = 20,68$  у.о./т;

$\alpha_n$  – питома вага умовно-постійних витрат в елементі собівартості «інші витрати»,  $\alpha_n = 0,913$  частки. од.

$$P_{от} = 20,68 \cdot \left( 1 - 0,913 \cdot \left( 1 - \frac{1500}{2000} \right) \right) = 15,96 \text{ у.о./т.}$$

Собівартість 1 т вугілля по дільниці на основі розрахованих раніше витрат зводимо в таблицю 2.7.

Таблиця 2.7 – 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	433,02	15,19	36,50	308,56	16,24	51,28
Нарахування на заробітну плату	194,86	6,84	16,42	138,85	7,31	23,08
Матеріали	43,18	1,52	3,64	25,91	1,36	4,31
Амортизаційні відрахування	100,70	3,53	8,49	98,19	5,17	16,32
Електроенергія	414,70	14,55	34,95	30,20	1,59	5,02
Всього	1186,46	41,63	100,00	601,71	31,67	100,00

Отже річний економічний ефект від заміни обладнання складе 4,3 млн у.о. за рахунок збільшення продуктивності праці і річного видобутку, 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 («КМ87 – ІГШ68 – СП87») на новий, який складається з «кріплення ІКД90 – комбайну УКД200 – конвеєру КСД26». Очікуваний економічний ефект від збільшення продуктивності складе 4,3 млн у.о.

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 продуктивність на 9%, а також забезпечить більш безпечні умови праці.

6. В результаті виконання проєкту 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 КМ87 з комбайном ІГШ68 на більш модернізований ІКД90 з комбайном УКД200 та конвеєром КСД26. В результаті цього підвищуються 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 4,3 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. ДСТУ 3008:2015. Звіти у сфері науки і техніки. Структура та правила оформлювання.
2. ДСТУ 8302:2015. Бібліографічне посилання. Загальні положення та правила складання.
3. Правила безпеки у вугільних шахтах / НПАОП 10.0-1.01 - 10.- К., 2010. - 430 с.
4. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 1. - К., 2003. - 478 с.
5. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 2.- К., 2003. - 409 с.
6. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин: Підручник для вузів / Бондаренко В.І., Кузьменко О.М., Грядущий Ю.Б., Гайдук В.А., Колоколов О.В., Табаченко М.М., Почепов В.М. – Дніпропетровськ, 2004. – 708 с.
7. Сивко В. Й. Розрахунки з охорони праці: Навчальний посібник. – Житомир: ЖІТІ, 2001. – 152с.
8. Ткачук К. Н., Гурін А. О., Бересневич П. В. та ін. Охорона праці (підручник для студентів гірничих спеціальностей вищих закладів освіти). За ред. К.Н. Ткачука. Київ, 1998. – 320с.
9. Транспорт на гірничих підприємствах: Підручник для вузів. – 3-є вид. / Заг. редагування доповнень проф. М.Я. Біліченка – Д.НГУ, 2005. – 636с.
10. Збірник задач з дисципліни «Основи теорії транспорту»: Навч. посібник / М.Я. Біліченко, Є.А. Коровяка, П.А. Дьячков, В.О. Расцветаев – Д.: НГУ, 2007. – 151 с.
11. Розрахунок шахтного локомотивного транспорту: навч. посіб. / О.О. Ренгевич, О.М. Коптовець, П.А. Дьячков, Є.А. Коровяка; М-во освіти і науки України. «Нац. гірн. ун-т». – Д.: НГУ, 2007. – 83 с.
12. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних

шахт.– Донецьк: Касіопея, 2004.– 292 с.

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

14. Програма та методичні рекомендації до виконання кваліфікаційної роботи бакалавра спеціальності 184 Гірництво (освітньо-професійна програма «Гірництво», блок 1 «Підземна розробка родовищ» та блок 2 «Інжиніринг гірництва»)/ Упоряд.: В.В. Фомичов, В.М. Почепов, О.Р. Мамайкін, В.В. Лапко; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Д.: НТУ «ДП», 2019. – 24 с.

