

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 \_\_\_\_\_ Роговський Матвій Віталійович  
(П.І.Б.)

академічної групи \_\_\_\_\_ 184-17ск-3 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  $C_8^H$  шахти «Дніпровська» 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				
<b>Рецензент</b>				
<b>Нормоконтролер</b>	доц. Мамайкін О.Р.			

Дніпро  
2020

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

проф. Бондаренко В.І.  
(прізвище, ініціали)

«\_\_\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2020 року

**ЗАВДАННЯ**  
**на кваліфікаційну роботу**  
**ступеня** \_\_\_\_\_ **бакалавра**  
(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студенту Роговський М.В. академічної групи 184-17ск-3 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 С<sub>8</sub><sup>н</sup> шахти «Дніпровська» ПрАТ  
«ДТЕК Павлоградвугілля»

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від \_\_\_\_\_ № \_\_\_\_\_

Розділ	Зміст	Термін виконання
Розділ 1	Характеристика гірничого підприємства. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт.	22.04.2020 р.
Розділ 2	Обґрунтування технологічних та технічних рішень (заходів). Розрахунок параметрів. Транспорт та вентиляція.	28.05.2020 р.
Охорона праці	Заходи з охорони праці та підтримання нормальних умов праці, технічні засоби для їх реалізації.	10.06.2020 р.

Завдання видано \_\_\_\_\_  
(підпис керівника)

Мамайкін О.Р.  
(прізвище, ініціали)

Дата видачі 06.04.2020 р.

Дата подання до екзаменаційної комісії 15.06.2020 р.

Прийнято до виконання \_\_\_\_\_  
(підпис студента)

Роговський М.В.  
(прізвище, ініціали)

## РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 66 аркушів друкованого тексту, 7 рисунків, 18 таблиць, 23 джерела, два додатки на чотирьох сторінках.

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

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

У другому розділі запропоновано варіант заміни механізованого комплексу КД-80 з комбайном КА-80 на більш модернізований 1КД90 з комбайном УКД400 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 Дніпровська ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

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

**ЗМІСТ**

Реферат	3
Вступ	5
1. Характеристика гірничого підприємства	6
1.1 Місце розташування підприємства	6
1.2. Гірничо-геологічна характеристика	6
1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт	11
1.4. Висновки	14
1.5. Вихідні дані на проект	15
2. Технологічна частина	16
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	16
2.2 Розрахунок параметрів технології механізованого видобутку вугілля	18
2.3 Технологія виконання прийнятих рішень	33
2.4 Організація робіт на виробничій дільниці	37
2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці	40
2.6 Вентиляція виробничої дільниці	46
2.7 Охорона праці	49
2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутої корисної копалини	54
2.9 Висновки	58
Висновки	59
Перелік посилань	60
Додатки	62

## ВСТУП

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

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

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

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

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

## **1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА**

### **1.1 Місце розташування підприємства**

Шахта "Дніпровська" закладена в 1965 році, а в 1975 році здано в експлуатацію з проектною виробничою потужністю 1500 тис. т на рік.

Шахта "Дніпровська" розташована на території Павлоградського та Петропавловських районів Дніпропетровської області України. Надра шахти підпорядковані ПАТ "ДТЕК Павлоградвугілля". Поблизу знаходяться села: Богданівка, Мала Васильківка, Петрівка. Місто Павлоград знаходиться в 31 км на захід.

Південніше шахтного поля проходить автомагістральна траса Київ-Донецьк, з якої шахта Дніпровська пов'язана асфальтованою дорогою. У безпосередній близькості від шахти проходить залізниця Павлоград-Красноармійськ.

Електропостачання шахти здійснюється по дволанцюговий лінії 154 кВ від Павлоградської підстанції 154/35/6 кВ системи Дніпроенерго. Джерелом водопостачання служать підземні води Самарського водозабору розташованого в 14 км від шахти. У географічному відношенні поле шахти "Дніпровська" приурочено до басейну р. Самара. В 4 км на південь від шахтного поля протікає р. Самара і характеризується нерівномірністю витрати і різким коливанням рівня води за порами року.

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

### **1.2. Гірничо-геологічна характеристика**

Площа шахтного поля шахти "Дніпровська" розташована в південно-західній частині Дніпровсько-Донецької западини і входить в Східно-Павлоградський кам'яновугільний район Західного Донбасу.

Технічні кордони шахти "Дніпровська" наступні: на заході - кордон спільний з шахтою Західно-Донбаська, що проходить через свердловини

№3269, 3273 та далі по падінню пластів через свердловини №12585 і 12596. На сході – кордон колишнього Тарановського комплексу ділянок, що проходить через свердловини №1326 і тисяча триста тридцять дев'ять і далі по падінню пластів через свердловини №6519 і 12908. На півдні (по повстанню) – Богданівський, Петровський скиди.

На балансі шахти перебувають 8 вугільних пластів:  $C_{10}^B$ ,  $C_8^B$ ,  $C_8^{II}$ ,  $C_7$ ,  $C_6$ ,  $C_5$ ,  $C_4^2$  і  $C_1$ . Характеристика пластів наведена в додатку А.

Основними елементами тектоніки, що визначають структуру шахтного поля, є великі тектонічні порушення повздожні Петровський і Богданівський скиди. Характеристика геологічних порушень наведена в додатку Б.

У геоструктурному плані поле шахти "Дніпровська" розташоване в прибортовій частині південно-західного крила Дніпровсько-Донецької западини і відноситься до родовищ закритого типу. Комплекс порід нижнього карбону полого занурюється до осі Дніпровсько-Донецької западини під кутом  $2-5^\circ$ . В межах шахти "Дніпровська" підземні води укладені в четвертинних, неогенових, палеогенових, і кам'яновугільних відкладеннях. Шахта характеризується невисокою обводненістю. В даний час розробляються пласти  $C_{10}^B$ ,  $C_8^B$ ,  $C_8^{II}$ , з яких лише  $C_{10}^B$  має вихід під обводнені бучакського відкладення. Фактичний приплив по шахті за 4-й квартал склав  $270 \text{ м}^3/\text{год}$ . Шахтні води хлорид-натрієві з мінералізацією до 18,5 г/л, слабколужні рН-7,4-8,0. залягання порід моноклінальне, простягання в основному в північно-західному напрямку, яке в західній частині ускладнюється пологими антиклінальними і синклінальними складками.

Шахта "Дніпровська" віднесена до 3-ої категорії за газом метаном, вибухонебезпечна за вугільним пилом. Вугільні пласти не схильні до раптових викидів і самозаймання. Гірські удари не спостерігаються. Фактична абсолютна метаноємність на загальношахтному струмені

(головного стовбура) склала  $12,3\text{м}^3/\text{хв.}$ , що відповідає відносній метаноємності  $9,78\text{м}^3/\text{т}$ , температура гірських порід на глибині 400 м досягає  $20,9^\circ\text{C}$ , а біля нижньої межі пластів  $26,7^\circ\text{C}$ .

Шахтне поле має протяжність 10,4 км по простяганню і 3 км по падінню, а площа його становить  $31,2\text{ км}^2$ . Балансові запаси на шахті "Дніпровська", затверджені ДКЗ становить 148090 тис. т. вугілля, з яких промислових запасів – 112869 тис. т.

Шахтне поле розкрито двома вертикальними центральносдвоєними стовбурами, головним (діаметр 6 м) і допоміжним (діаметр 6,5 м), пройденими в середині блоку №1 до горизонту 330 м, а також відкочувальними квершлагами №1 і №2 горизонту 265 м, відкочувальними і конвеєрним квершлагами горизонт 340 м, похилим відкочувальними квершлагами з горизонту 265 м на горизонт 305 м і похилими відкочувальними і конвеєрним квершлагами з горизонту 265 м на горизонт 340 м, відкочувальними і вентиляційним квершлагами з горизонту 175 м на горизонт 230 м для забезпечення нормального режиму провітрювання пройдена вентиляційна свердловина глибиною 210 м, діаметром 2,6 м на західному крилі шахтного поля. Навколостовбурні двори розташовані на горизонтах: 175м, 230м, 265м, і 330м (чистка зумпфа головного стовбура).

В даних гірничо-геологічних умовах пласти відпрацьовуються по падінню і повстанню, за погоризонтною схемою підготовки.

В даний час на шахті застосовується система розробки довгими стовпами по падінню і повстанню з напрямком виїмки по повстанню, так як ця система розробки виключає підтоплення лав і штреків, а також забезпечує постійну довжину лав. Довжина стовпів становить 1000-1400 м. Довжина лав прийнята 160-180 м.

В даний час відпрацьовуються пласти  $C_{10}^B$ ,  $C_k^B$  і  $C_k^H$  в ухиловому і бремсберговому полях блоку №1 в напрямку від стовбурів до кордонів шахтного поля по простяганню.



Для підготовки до відпрацювання пластів  $C_s^B$  і  $C_s^H$  з навколо стовбурового двору горизонту 230м, розташованого на пласті  $C_s^B$ , проводиться відкаточний, а з похилого квершлягу – вентиляційний штреки. За умовою зближення і роздільної виїмки пластів ці штреки, пройдені по пласту  $C_s^H$ , є загальними і для пласта  $C_s^B$ . Між відкочувальними і вентиляційними штреками по пластах  $C_s^B$  і  $C_s^H$  проходяться виїмальні штреки, якими безпосередньо готуються ухилом стовпи для зворотного їх виїмання.

Для доставки вугілля з пластів  $C_s^B$  і  $C_s^H$ , з пристовбурового двору горизонту 265 м пройдений польовий конвеєрний штрек. Вугілля з лав стрічковими конвеєрами доставляється до дільничних гезенків, за якими пересипається на польовий магістральний штрек горизонту 265 м, по якому стрічковим конвеєром доставляється до головного стовбура. Порода і вугілля з вибоїв виїмкових штреків стрічковими конвеєрами видається до відкочувального штреку, за яким в вагонетках доставляється електровозами в навколостовбуровий двір горизонту 230 м. Порода від проходки вентиляційного штреку, а також від можливої проходки частини виїмкових штреків від низу до верху, по похилому квершлягу видається на горизонт 265 м і далі в навколостовбуровий двір горизонту 265 м.

Свіже повітря з відкочувального штреку до лав надходить по вантажолюдському штреку, а виходить по конвеєрному. З конвеєрного штреку вихідний струмінь надходить на вентиляційний штрек і по гезенкам передається на перший конвеєрний штрек пласта  $C_{10}^B$ , за якими спрямовується до головного стовбура і на поверхню. З огляду на те, що шахта 3-й категорії за газом метаном і небезпечна за вибухами вугільного нили, а так само для забезпечення нормальних умов праці і безпеки, для провітрювання виїмкових дільниць застосовуємо прямоточну схему провітрювання за класифікацією 1-М-Н-В-пт.

Очисні роботи ведуться механізованими комплексами КД-80 за човниковою схемою з послідовною засувкою кріплення, що забезпечує середнє навантаження на лаву до 675,5 т/доб.

Підготовчі виробки проходяться вузьким ходом комбайнами 4ПП2 і ГПКС. У підготовчих забоях схема провітрювання – нагнітальна. Надійність роботи технологічних ланок помітно погіршена через відсутність або нестачу обладнання, збільшена так само складними гірничо-геологічними умовами.

Завдяки прийнятій організації праці в очисних і підготовчих вибоях з 1998 року продуктивність праці зросла з 25,7 до 30,2 тис. т/міс.

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

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.	760
Число робочих днів	діб	300
Число робочих змін	змін	4
Число змін з видобутку вугілля	змін	3
Списочний склад:		
Робочих на очисних роботах	люд.	323
Робочих з видобутку вугілля	люд.	2019
Працівників на шахті	люд.	2265
Змінна продуктивність праці:		
Робочого на очисних роботах	т/люд.	4,11
Робочого з видобутку вугілля	т/люд.	0,66
Річна продуктивність праці:		
працівника з видобутку вугілля	т/люд.	508,67
працівника по шахті	т/люд.	453,42
Собівартість вугілля	грн/т	614,18
Скорегований прибуток (збиток)	тис грн/рік	4827
Чистий прибуток (збиток)	тис грн/рік	3620
Загальна рентабельність виробництва	%	1,04
Розрахункова рентабельність виробництва	%	0,78

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

Основними причинами стримування гірських робіт є:

- простої і поломки транспортних машин;
- вивали порід покрівлі в привибійний простір;
- простої і поломки електромеханічного і забійного обладнання;
- погіршення гірничо-геологічних умов;
- зупинки робіт через порушення правил техніки безпеки

гірничотехнічної інспекцією;

- організаційні причини.

Для зменшення простоїв на підприємстві необхідно:

- здійснювати своєчасний ремонт і заміну обладнання;
- збільшити швидкість посування очисних вибоїв;
- своєчасне вирішувати організаційні питання.

Проектне співвідношення простоїв:

- організаційні простої – 9,2%;
- простої через порушення ПБ – 8,8%;
- простої і поломки електромеханічного обладнання – 21,9%;
- вивали порід покрівлі – 23,9%;
- простої конвеєрних ліній – 36,2%.

Проектна потужність шахти становить 1500 тис. т, відставання планових показників від нормативних можна пояснити причинами, що наведені вище та стримують розвиток гірських робіт.

Фактично гірничо-геологічні умови підготовки і відпрацювання цих пластів несприятливі і ускладнюють підтримку гірничих виробок (слабкі породи, пучення порід підшви, обводненість, геологічні порушення, газоносність). Вони суттєво відрізняються від прийнятих в проекті будівництва, що призвело до необхідності виконання в процесі експлуатації значного обсягу ремонтно-відновлювальних робіт (перекріплення стовбурів,

виробок, навколостовбурового двору та ін.), що також впливає на рівень видобутку.

Причини, які стримують розвиток гірських робіт і не дають можливості ритмічно працювати для досягнення більш високої виробничої потужності, а також заходи щодо їх усунення зведені в таблицю 1.2.

Таблиця 1.2 – Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
1. Спадний порядок відпрацювання вугільних пластів	Схема розкриття	Забезпечення розвантаження гірського масиву по всій виїмковій площі зі зниженням загазованості, підвищенням безпеки робіт.
2. Групування пластів	Схема підготовки	Концентрація гірничих робіт, зменшення обсягів і протяжності одночасно підтримуваних виробок, спрощення схем транспорту і вентиляції.
3. Обладнання очисних вибоїв комплексами нового технічного рівня ІКД90	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.
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 <sup>2</sup> і забезпечує підвищення темпів проходки в 1,5 рази, а продуктивність праці в 2+2,2 рази
6. Заміна нагнітального	Підготовчі роботи	Зниження рівня запиленості на робочих місцях в 60-80 разів. Підвищення

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
провітрювання підготовчих виробок і вантажних пунктів на відсмоктування		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  $C_8^a$  та  $C_8^b$ . Підготовлені до відпрацювання лави необхідно обладнати високопродуктивними комплексами очисної виїмки, які дозволять досягти максимальних навантажень на очисній вибій.

Підвищення техніко-економічних показників роботи шахти «Дніпровська» 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 С<sub>8</sub><sup>н</sup> шахти «Дніпровська».

#### **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 1,0 млн т вугілля на рік.

В даний час в роботі перебувають пласти  $C_{10}$ ,  $C_8^B$ ,  $C_8^H$ .

Шахта віднесена до III категорії за газом метаном, небезпечна за вибухами вугільного пилу. Суфлярних виділень метану та раптових викидів газу і вугілля не спостерігалось. Вугілля не схильне до самозаймання.

Схема провітрювання шахти – центральна, спосіб провітрювання – всмоктуючий.

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 «Дніпровська». 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	МКД80
Очисний комбайн	КА80
Забійний конвеєр	СП291

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	1К103	УКД400	РКУ10	КА80
1	потужність пласта $m = 1,1$ м	-	+	+	+
2	кут падіння $\alpha=5$	+	+	+	+
3	опір різанню $A= 240$ Н/мм	+	+	+	+
4	властивості вугілля	+	+	+	+
5	продуктивність праці («+» -висока 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 УКД400. 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  $C_8^H$  лави замінити морально застарілий механізований комплекс КД-80 на новий, більш продуктивний, механізований очисний комплекс 1МКД90. До складу комплексу входять: механізоване двостічне кріплення 1КД90, комбайн очисний УКД400, 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».

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

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:  $\sigma_{\text{ок}}^{\text{о.к}} = 70$ ;  $m_{\text{пл}} = 1,03$  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 1МКД90 для відпрацювання запасів вугілля. До складу комплексу входять: механізоване двостічне кріплення 1КД90, комбайн очисний УКД400, 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

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

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

$t_{п.з}$  – час на підготовчо-заключні 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.;

$\sum l_x$  – сумарна довжина ниш, м;

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

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

Для даних умов довжина лави не повинна перевищувати

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

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

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

Перший крок обвалення порід безпосередньої покрівлі визначається за формулою

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

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.);

$\alpha$  – 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;

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

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

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

$\eta$  – 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;

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

Для механізованого кріплення ДМ первинний крок обвалення порід безпосередньої покрівлі

$$L_{\text{оп}}^* = 36 \cdot (1+0,2079) \frac{3,5 \cdot \sqrt{2,35}}{\sqrt{170}} + 10,5(1+0,2079) \cdot 2,71824^{0,713} = 25,6 \text{ м}$$

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

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

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

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

Наступний крок обвалення порід основної покрівлі

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

#### 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, М4;

$h_n$  – 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

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

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



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

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;

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

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

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

Прогин порід основної покрівлі

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

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

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

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

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;

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

$\varphi$  – 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 ґрунту;

$\lambda$  – 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.

Визначаємо коефіцієнт зчеплення вугілля

$$k_1 = k_f \cdot k_o \cdot e^{\left(\frac{\varphi}{\alpha \cdot D \cdot e^{\gamma}}\right)} = 0,9 \cdot 2,6299 \cdot 2,718^{\left(\frac{1,0374/1,729 \cdot 0,42 \cdot 781^{-0,282}}{0,33}\right)} = 28,83$$

$k_f$  – коефіцієнт залежить від міцності вугілля

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

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

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

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

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

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

Напруга в зоні максимуму опорного тиску

$$\sigma_{\max} = K_f \cdot e^m = 28,83 \cdot 2,718^{1,0574288} = 194,88 \text{ Па}$$

Коефіцієнт концентрації в зоні максимуму

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

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

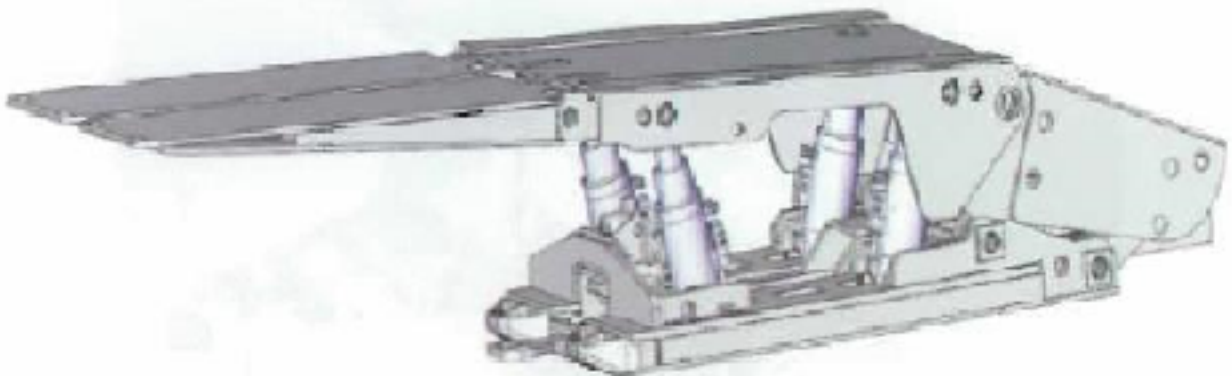


Рисунок 2.1 – Загальний вид кріплення ІКД90

Таблиця 2.5 – Технічна характеристика комбайну УКД400

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

Продовження табл. 2.5

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

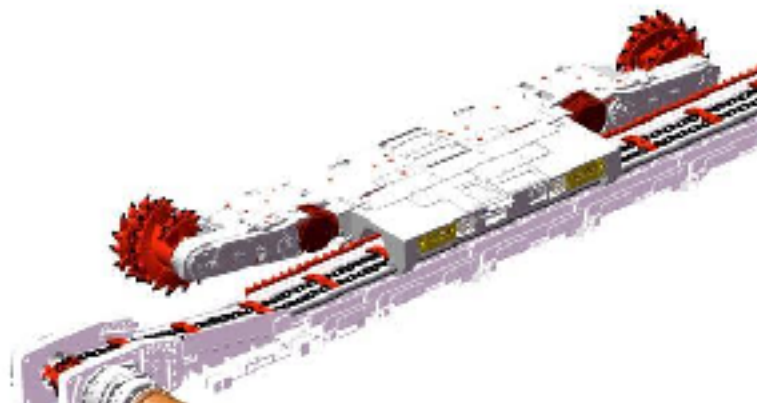


Рисунок 2.2 – Загальний вид очисного комбайну УКД400

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 КА-80  $P_{уст} = 0,8 \cdot 90 = 72(кВт);$  ;

комбайн УКД400  $P_{уст} = 0,7 \cdot 360 = 252(кВт);$  ;

Питомі енерговитрати на руйнування вугілля

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

де  $A_p$  – опірність вугілля різанню, кН/см;

$R$  – показник крихкості вугілля;

Для в'язкого вугілля визначається за формулою

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

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

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

комбайн УКД400  $V_p^x = \frac{252}{60 \cdot 0,779 \cdot 1,03 \cdot 0,7 \cdot 1,45} = 5,15(м / мин);$  ;

2) Швидкість подачі комбайна по газовому фактору визначається за формулою

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

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

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

$b$  – ширина привибійного простору, м;

$\varphi$  – 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;

$q$  – метаносмість пласта, м<sup>3</sup>/т.с.д.

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

$k_u$  – коефіцієнт нерівномірності виділення метану в лаву.

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

комбайн УКД400 
$$V_z^n = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1 \cdot 1,03 \cdot 0,9 \cdot 4,0 \cdot 1,3}{6,0 \cdot 0,95 \cdot 0,7 \cdot 1,45 \cdot 1,4} = 1,43(\text{м/мин});$$

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 КА-80  $V_z^n = 2,5(\text{м/мин});$  комбайн УКД400  $V_z^n = 2,86(\text{м/мин});$

3) Швидкість подачі комбайна по фактору кріплення визначається за формулою

$$V_{кр}^{сп} = \frac{b}{\sum t_{кр}},$$

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 КА-80

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

комбайн УКД400

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

Остаточню приймаємо швидкість подачі комбайна для обох варіантів

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

## 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 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;

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

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

Тривалість виїмки вугілля комбайном визначається по формулі

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

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

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

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

Час циклу

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

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

2) Розрахунок кількості циклів виїмки в лаві за добу

$$n_v = \frac{1440 - t_{\text{рем}} - t_{\text{а.с.}} - (t_{\text{п.г.}} + t_{\text{м.с.}}) \cdot n_{\text{см}}}{t_v}$$

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 неперервних технологічних процесів в зміні, хв;

$t_{\text{п.з}}$  – тривалість підготовчо-заклучних 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

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

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

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

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

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

5) Річна планове навантаження на лаву

$$A_{\text{род}} = A_{\text{см}} \cdot N_{\text{р.д}}$$

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

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

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

Діюча лінія очисних вибоїв на шахті визначається за формулою

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

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

$k_{\text{оч}}$  – 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;

$$V_o = N \cdot V_{\text{см}}$$

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

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

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

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

Загальна кількість діючих лав по шахті при середній довжині лави

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

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

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

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

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

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

Машиніст забійного конвеєра лави знаходиться у навантажувального пункту лави (у приводній головки), отримавши сигнал про готовність до роботи перевантажувального пункту і конвеєрних ліній 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.

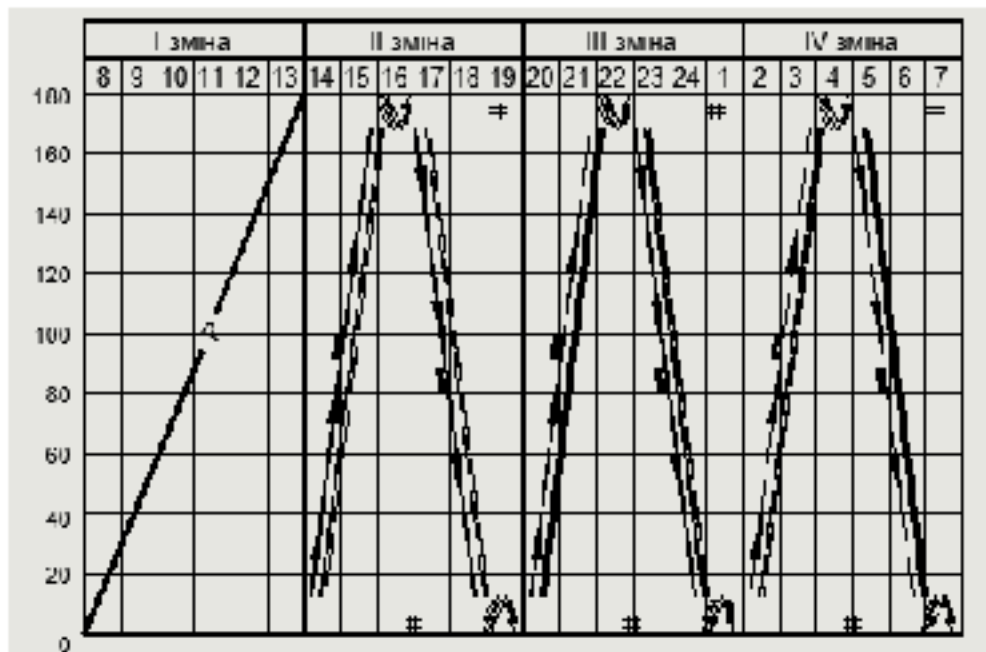


Рисунок 2.3 – Планограма робіт в очисному вибої

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**

Для транспортування вугілля з очисних вибоїв в роботі приймається конвеєрний транспорт. Вугілля в очисних вибоях транспортується скребковим конвеєром СП-291, потім надходить на перевантажувач ПТК-1 і далі на стрічковий конвеєр ІЛТ-80 або ІЛ-80, встановлений на збірних штреках. З збірних штреків вугілля транспортується на західний чи східний магістральні штреки, в яких встановлені конвеєри ІЛ100К або ІЛУ120, і далі до завантажувального пристрою головного стовбура.

Матеріали та обладнання доставляється по західному і східному магістральним штреку в вагонах і на майданчиках за допомогою електровозів АМ-8Д. За збірним і бортовим штреку матеріали та обладнання доставляються за допомогою надгрунтових доріг ДКНЛ з кільцевих канатом по рейковому шляху.

Доставка людей по магістральним виробках проводиться електровозами АМ-8Д в вагонетках ВП-18.



Конвеєрний транспорт магістральних конвеєрних виробок і його параметри представлені в таблиці 2.7.

Таблиця 2.7 – Характеристика конвеєрного транспорту головних магістральних виробок пласта С<sub>8</sub><sup>В</sup> і С<sub>8</sub><sup>Н</sup>

Місце встановлення	Довжина доставки, м	Кут транспортування, град.	Максимальн. завантаження конвеєра, т/год.	Тип і довжина конвеєра	Швидкість руху стрічки, м/с	Сумарна потужність приводів, ΣР, кВт
Західний магістральний конвеєрний штрек пласта С <sub>8</sub>	2330	1-30	160	1Л80У №6 (150м)	1,6	55
				1Л100К №5 (800м)	2,0	75
				1Л100У №2 (600м)	2,0	75
				1ЛУ120 (930м)	2,5	110
Східний магістральний конвеєрний штрек пласта С <sub>8</sub>	1770	1-30	160	1Л80УК №5 (500м)	1,6	55
				1Л100К №3 (470м)	2,0	75
				1Л100У №2 (380м)	2,0	75
				1Л100К №1 (420м)	2,0	75

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

Перевіримо дільничний конвеєр за умови навантаження на лаву рівній 1020 т/добу.

Розрахункова продуктивність конвеєра

$$Q_p = \frac{Q_{св} \cdot k_n}{t_{св} \cdot k_m} = \frac{1020 \cdot 1,6}{16 \cdot 0,8} = 128(m / год);$$

де:  $t_{св}$  = 16 год – тривалість роботи конвеєра в добу;

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

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

Початкові дані:

- довжина транспортування  $L$  = 1600 м,

- кут нахилу траси  $\beta = 3$  град.,
- напрямок транспортування (дільничний штрек по повстанню).

Попередньо вибираємо конвеєр типу 2ЛТ80У з наступними технічними характеристиками: швидкість руху стрічки – 2,0 м/с; максимальна продуктивність – 420 т/год; приймальня здатність – 8,2 м<sup>3</sup>/хв; сумарна потужність приводу (для одного конвеєра) – 55х2 кВт; стрічка – 2Шх800х4хТК; довжина доставки (для одного конвеєра) – 650 м; кількість приводних барабанів – 2; зв'язок між барабанами – з самостійними двигунами; кути обхвату приводних барабанів – 240; тип двигунів – ЕДКОФ43 – 4; Турбомуфти – ГПЕ – 400; діаметр приводних барабанів – 500 сталева поверхня без футировки; діаметр роликів – 89 мм. Покажемо на рис. 2.4 розрахункову схему дільничного конвеєру.

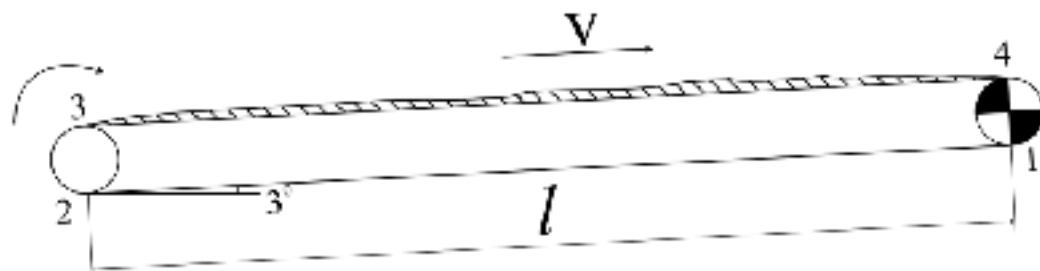


Рисунок 2.4. – Розрахункова схема дільничного конвеєра

Погонні маси рухомих частин

верхніх роликкоопор:

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

нижніх роликкоопор

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

стрічки

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

вантаж

$$q_{sp} = \frac{Q_p}{3,6 \cdot V} = \frac{92}{3,6 \cdot 1,6} = 15,97 (\text{кг} / \text{м});$$

де  $m^I_p, m^{II}_p$  – маси обертових частин верхньої і нижньої роликпор;

$l^I_p, l^{II}_p$  – відповідно відстані між роликпорами;

$m$  – маса  $1\text{м}^2$  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;

$$\begin{aligned} F_{1-2} &= L \cdot q_s \cdot g \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos\beta - \sin\beta) + c_2 \cdot L \cdot q_p^{II} \cdot g \cdot \omega = \\ &= 1200 \cdot 14,08 \cdot 9,81 \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^\circ - \sin 3^\circ) + \\ &+ 1,1 \cdot 1200 \cdot 4,15 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 505 (\text{н}); \end{aligned}$$

верхньої

$$\begin{aligned} F_{4-3} &= L \cdot g \cdot (q_{sp} + q_s) \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos\beta + \sin\beta) + c_2 \cdot L \cdot q_p^I \cdot g \cdot \omega; \\ F_{4-3} &= L \cdot g \cdot (q_{sp} + q_s) \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos\beta + \sin\beta) + c_2 \cdot L \cdot q_p^I \cdot g \cdot \omega = \\ &= 1200 \cdot 9,81 \cdot (15,97 + 14,08) \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^\circ + \sin 3^\circ) + \\ &+ 1,1 \cdot 1200 \cdot 10,5 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 26330 (\text{н}); \end{aligned}$$

Тягове зусилля на приводних барабанах при роботі конвеєра:

$$F_{\text{опр}} = F_0 = F_{\text{об.об}} = F_{4-1} = F_{1-2} + F_{4-3};$$

$$F_{\text{опр}} = 505 + 26330 = 26835 (\text{н});$$

Мінімальна початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі

$$F_{1\min} = F_{cy,\min} = \frac{F_{об\,об} \cdot k_f}{e^{f\alpha^2} - 1} = \frac{26835 \cdot 1.3}{2.85 - 1} = 18860(\mu);$$

де:  $k_f = 1,3-1,4$  – 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

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

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

Діаграма натягу стрічки при роботі конвеєра наведена нижче (рис. 2.5).

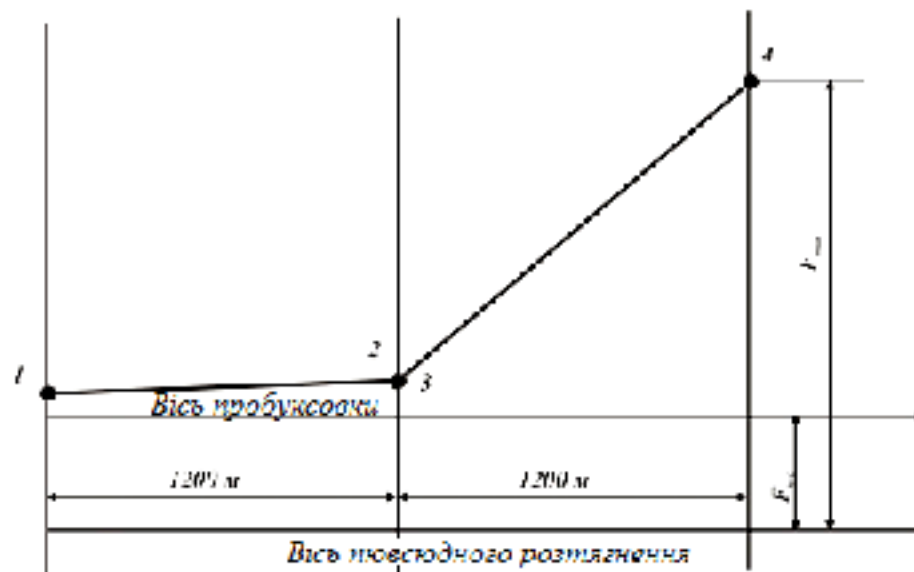


Рисунок 2.5 – Діаграма натягу стрічки дільничного конвеєру

Максимальний натяг стрічки

$$F_{\max} = F_{cy,\min} + F_{об\,об};$$

$$F_{\max} = F_{1-2} + F_{4-3} + F_{3-4} = 505 + 26330 + 18860 = 45700(\mu);$$

Визначаємо руйнівний натяг стрічки

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

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

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

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

$$n = \frac{F_{\text{макс}} \cdot m}{F_{\text{пер}}} = \frac{45700 \cdot 8}{6,4 \cdot 10^5} = 0,57(\text{шт});$$

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

Потужність двигуна

$$N_{\text{расч}} = \frac{F_{\text{в-с}} \cdot V_{\text{ном}} \cdot k_{\text{рес}}}{1000\eta} = \frac{26835 \cdot 1,6 \cdot 1,15}{1000 \cdot 0,82} = 75(\text{кВт});$$

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

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

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

Потужність двигуна

$$N_{\text{расч}} = \frac{F_{\text{в-с}}^1 \cdot V_{\text{ном}} \cdot k_{\text{рес}}}{1000\eta} (\text{кВт})$$

$$N_{\text{расч}} = \frac{9430 \cdot 2 \cdot 1,1}{1000 \cdot 0,93} = 22,5(\text{кВт});$$

$$F_{\text{в-с}}^1 = \frac{F_{\text{в-с}}}{2}$$

$$F_{\text{в-с}}^1 = \frac{18860}{2} = 9430(\text{H});$$

Остаточно до установки на збірному штреку приймаємо 2 конвеєра: перший - типу 1ЛТ80, другий - типу 1Л80 по 600 м кожен.

## 2.6 Вентиляція виробничої ділянки

Витрата повітря для очисних і підготовчих виробок проведено на ПЕОМ. Вихідні дані і результати розрахунків наведені в таблиці 2.8.

Таблиця 2.8 – 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 метаноносність пласта $X$ , м <sup>3</sup> /т	7,9
Пластова вологість вугілля $W$ , %	2,4
Зольність вугілля $A_z$ , %	9,1
Вихід летючих речовин $V_r$ , %	40,0
Повна потужність вугільних пачок пласта $M_n$ , м	0,75
Виймальна корисна потужність пласта $M_{вс}$ , м	0,75
Виймальна потужність пласта з урахуванням породних прошарків $M_{в.пр.}$ , м	1,0
Швидкість посування очисного забою $V_{оч}$ , м/доб.	4,0
Кут падіння пласта, град.	3
Час з моменту закінчення проведення підготовчої виробки до початку очисних робіт, доб.	50
Кількість охоронних ціликів, шт.	0
Ширина охоронного цілика, м	0,0

Таблиця 2.9 – Характеристика зближених пластів і прошарків

Індекс зближ. пласта	Потужність вугільн. пачок, м	Відстань до розроб. пласта $M_{сп}$ , м	Метаноносність природ. $X_{сп}$ , м <sup>3</sup> /т	Пластов. волог. вугілля $W$ , %	Зольність вугілля $A_z$ , %	Вихід лет. речов $V_r$ , %	Перех. дегазації, $\kappa_g$
підроблювані пласти							
$C_{10}$	1,02	56	4,2	2,3	7,2	40,2	0,0
$C_8^B$	0,72	6	8,2	2,3	8,1	41,7	0,0
надроблювані пласти							
$C_8^H$	0,75	97	7,9	2,4	9,1	40,0	0,0
$C_7$	0,68	56	4,5	1,8	7,0	40,0	0,0

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

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку за газовим фактором  $A_{max}=1540 \text{ т/доб}$ . більше розрахункового навантаження  $A_p=1161 \text{ т/доб}$ .

Для управління покрівлею – повне обвалення умови виконуються.

Зведемо в таблицю 2.10 дані за витратами повітря для провітрювання гірничих виробок.

Таблиця 2.10 – Витрати повітря для провітрювання гірничих виробок

Пласт	Очисна виробка, $\text{м}^3/\text{с}$			Підготовча виробка, $\text{м}^3/\text{с}$		
	лава	виїмкова ділянка	підсві-ження	привибійний простір	подача вентилятора	до місця установки
$C_{10}^B$	4,6	6,7	-	2,8	4,8	6,8
$C_8^B$	8,3	8,5	-	2,8	4,8	6,8
$C_8^H$	8,2	8,4	1,3	2,8	4,8	6,8

Зведемо результати розрахунків за споживачами у таблицю 2.11.

Таблиця 2.11. – Результати розрахунку повітря по споживачах

Споживачі повітря	Кількість об'єктів	Витрата повітря, $\text{м}^3/\text{с}$
Виїмкові ділянки	4	33,3
Тупикові виробки	9	61,2
Камери	7	16,5
Підтримувані вироблення	12	38,1
Виток повітря через вентиляційні споруди:		
глухі перемички	23	10,4
шлюзи	43	69,2
завантажувальні пристрої	2	5,0
Разом:		233,7

Загальні витрати повітря по шахті:  $Q_{\Sigma} = 1,1 \cdot 233,7 = 257,1 (\text{м}^3 / \text{с})$ ;

Таблиця 2.12. – Результати розрахунку депресії підземних виробок

Найменування вироблення	№ вузлів	Тип кріплення	$\alpha, \frac{H \cdot c^2}{M^4}$	$S, m^2$	$K_{\phi}$	$L, m$	$r100, \frac{H \cdot c^2}{M^2}$	$R, \frac{H \cdot c^2}{M^8}$	$Q, m^3/c$	$h, Pa$	$V, m/c$
клітьовий стовбур	1-2	бетон	0,032	33,2	3,54	175		0,00312	233,7	170,5	7,04
клітьовий стовбур	2-3	бетон	0,032	33,2	3,54	55		0,00098	122,6	14,7	3,69
пор. гілка доп. ств.	3-4	бетон	0,006	16,3	3,8	50		0,00106	61,3	4,0	3,76
пор. гілка доп. ств.	4-5	бетон	0,006	16,3	3,8	50		0,00106	61,3	4,0	3,76
пор. гілка доп. ств.	5-6	бетон	0,006	16,3	3,8	150		0,00319	61,3	12,0	3,76
ВМОШ пл. С <sub>к</sub> <sup>п</sup>	6-7	СВП	0,02	13,0	3,8	200		0,02495	58,8	86,2	4,52
ВМОШ пл. С <sub>к</sub> <sup>п</sup>	7-8	СВП	0,02	13,0	3,8	1050		0,13096	56,55	418,8	4,35
ВМОШ пл. С <sub>к</sub> <sup>п</sup>	8-9	СВП	0,02	13,0	3,8	960		0,11974	54,95	361,5	4,23
ВМОШ пл. С <sub>к</sub> <sup>п</sup>	9-10	СВП	0,02	13,0	3,8	100		0,01247	53,35	35,5	4,10
ВМОШ пл. С <sub>к</sub> <sup>п</sup>	10-11	СВП	0,02	13,0	3,8	180		0,02245	44,85	45,2	3,45
ВМОШ пл. С <sub>к</sub> <sup>п</sup>	11-12	СВП	0,02	13,0	3,8	180		0,02245	43,25	42,0	3,33
Заїзд 837 борт. штр.	12-13	СВП	0,02	11,2	3,8	60		0,01086	10	1,1	0,89
837 бортовий штрек	13-14	СВП	0,02	11,2	3,8	1200		0,21724	8,4	15,3	0,75
837 лава	14-15	КД-80		2,1		180	0,7	1,73000	8,2	116,3	3,90
837 збірний штрек	15-16	СВП	0,02	11,2	3,8	1200		0,21724	9,7	20,4	0,87
837 збірний штрек	16-17	СВП	0,02	11,2	3,8	20		0,00362	11,3	0,5	1,01
ВМКШ пл. С <sub>д</sub> <sup>п</sup>	17-18	СВП	0,025	13,0	3,8	80		0,01247	35,75	15,9	2,75
ВМКШ пл. С <sub>д</sub> <sup>п</sup>	18-19	СВП	0,025	13,0	3,8	180		0,02806	44,15	54,7	3,40
ВМКШ пл. С <sub>д</sub> <sup>п</sup>	19-20	СВП	0,025	13,0	3,8	180		0,02806	55,85	87,5	4,30
ВМКШ пл. С <sub>д</sub> <sup>п</sup>	20-21	СВП	0,025	13,0	3,8	200		0,03118	57,45	102,9	4,42
ВМКШ пл. С <sub>д</sub> <sup>п</sup>	21-22	СВП	0,025	13,0	3,8	960		0,14967	59,05	521,9	4,54
ВМКШ пл. С <sub>д</sub> <sup>п</sup>	22-23	СВП	0,025	13,0	3,8	1300		0,20268	60,65	745,5	4,67
вентсбойка гол. ств.	23-24	бетон	0,006	14,4	3,8	60		0,00174	127,1	28,1	8,83
вант. гілка гол. ств.	24-25	бетон	0,006	14,4	3,8	30		0,00087	129,3	14,5	8,98
вант. гілка гол. ств.	25-26	бетон	0,006	14,4	3,8	100		0,00290	131,1	49,8	9,10
головний стовбур	26-27	бетон	0,0299	28,3	3,54	45		0,00112	154,2	26,6	5,45
головний стовбур	27-28	бетон	0,0299	28,3	3,54	10		0,00025	133,7	4,4	4,72
головний стовбур	28-29	бетон	0,0299	28,3	3,54	175		0,00435	164,8	118,1	5,82
Разом:										3118,1	

Прийнята вентиляторна установка здатна забезпечити провітрювання очисної виробки.

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

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



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

Для автоматичного управління шахтної вентиляторної установкою, а також для контролю, захисту та сигналізації Харківським електромеханічним заводом (ХЕМЗ) випускається уніфіковане комплектний пристрій автоматизації вентиляторів головного провітрювання УКАВ-М. Всі вузли, деталі, елементи комплекту 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 вмісту отруйних домішок застосовується хімічний газовизначник ГХ-4. Для автоматичного контролю за вмістом метану використовується апаратура АМТ-3.

Для епізодичного контролю атмосфери застосовують переносні шахтні інтерферометри ШІ-11, які дозволяють визначити вміст  $\text{CH}_4$  і  $\text{CO}$  при їх одночасній присутності в шахтній атмосфері.

## **2.7 Охорона праці**

### *2.7.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних виробничих факторів*

На шахті мають місце такі небезпечні та шкідливі виробничі фактори:

- рухомі машини, механізми, рухомі частини виробничого обладнання;
- обвалюються гірські породи;
- підвищена запиленість повітря робочої зони;
- підвищений рівень шуму на робочому місці (біля ВМП, до 130 дБ, під час роботи очисного комбайну, компресорні установки);

- підвищений рівень вібрації (робота з перфораторами, на електровозах, прохідницьких комбайнах);
- небезпека ураження електричним струмом;
- відсутність природного освітлення;
- нервово-психічні перевантаження, монотонність праці.

### 2.7.2 Заходи по боротьбі з вибухом вугільного пилу

Для локалізації вибуху вугільного пилу на конвесрних штреках і проєктом передбачена установка водяних заслонів на протязі всієї вироблення через 250 м. Розрахунок параметрів водяних заслонів для 537 збірного штреку.

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

- 1) Витрата води на водяній заслін визначається за формулою

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

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

$q_0$  – 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 80кг (для стандартних пластмасових судин), для судин розміром 640x370x253мм – 40кг.

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

3) Кількість полиць з судинами (рядів) в заслін

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

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

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

Приймаємо кількість рядів у заслоні  $m=42$ .

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

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

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

5) Довжина заслону визначається за формулою

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

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

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

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

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

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

6) Визначаємо кількість заслонів на 537 збірному штреку:

$$n_{\text{засл}} = \frac{\ell}{\ell' + \ell_3}$$

де  $\ell$  – довжина виробки, м;

$\ell'$  – відстань між водяними заслонами на конвеєрних виробках по ПБ приймається 250 м;

$\ell_3$  – 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 537 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 837 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.

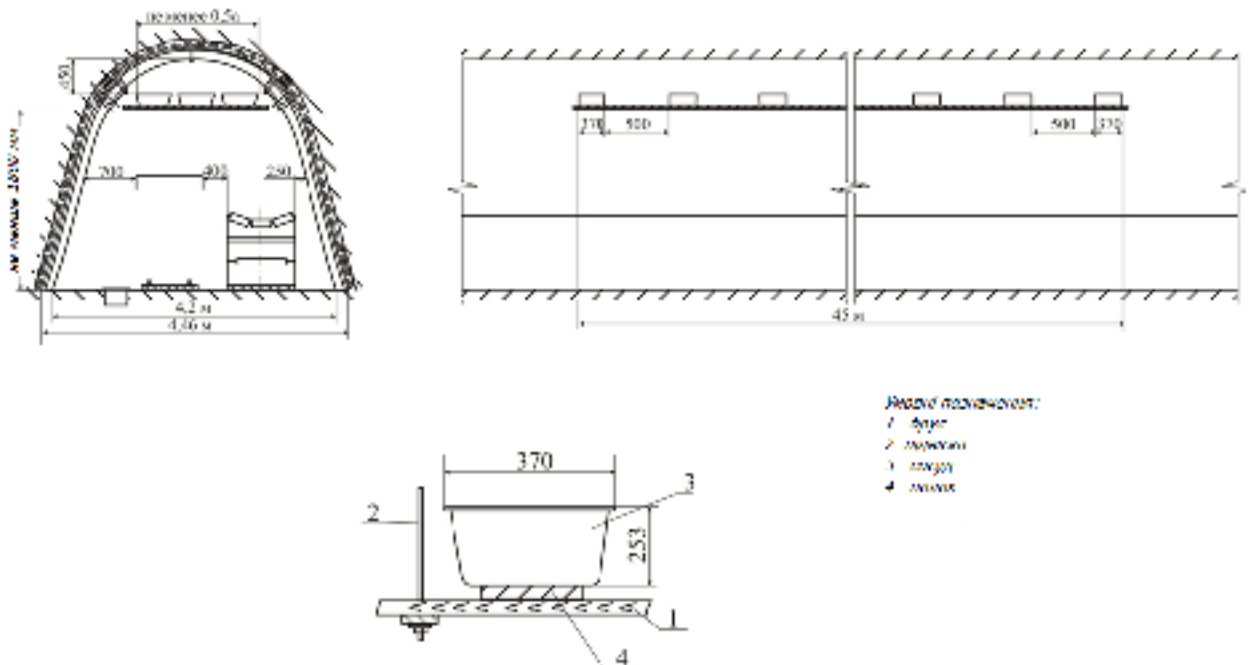


Рисунок 2.6 – Схема установки водяного заслону

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.

### 2.7.3 Протипожежний захист виїмкової ділянки

У проекті розроблена схема протипожежного захисту виїмкової ділянки пл. С<sub>8</sub><sup>н</sup> на період побудови схеми вентиляції. Протипожежні засоби встановлюються в гірничих виробках у відповідності з [1].

Розстановка протипожежних технічних засобів наведені на схемі виїмкової ділянки (рис. 2.7), наведено необхідні засоби пожежогасіння, обладнання та матеріали.

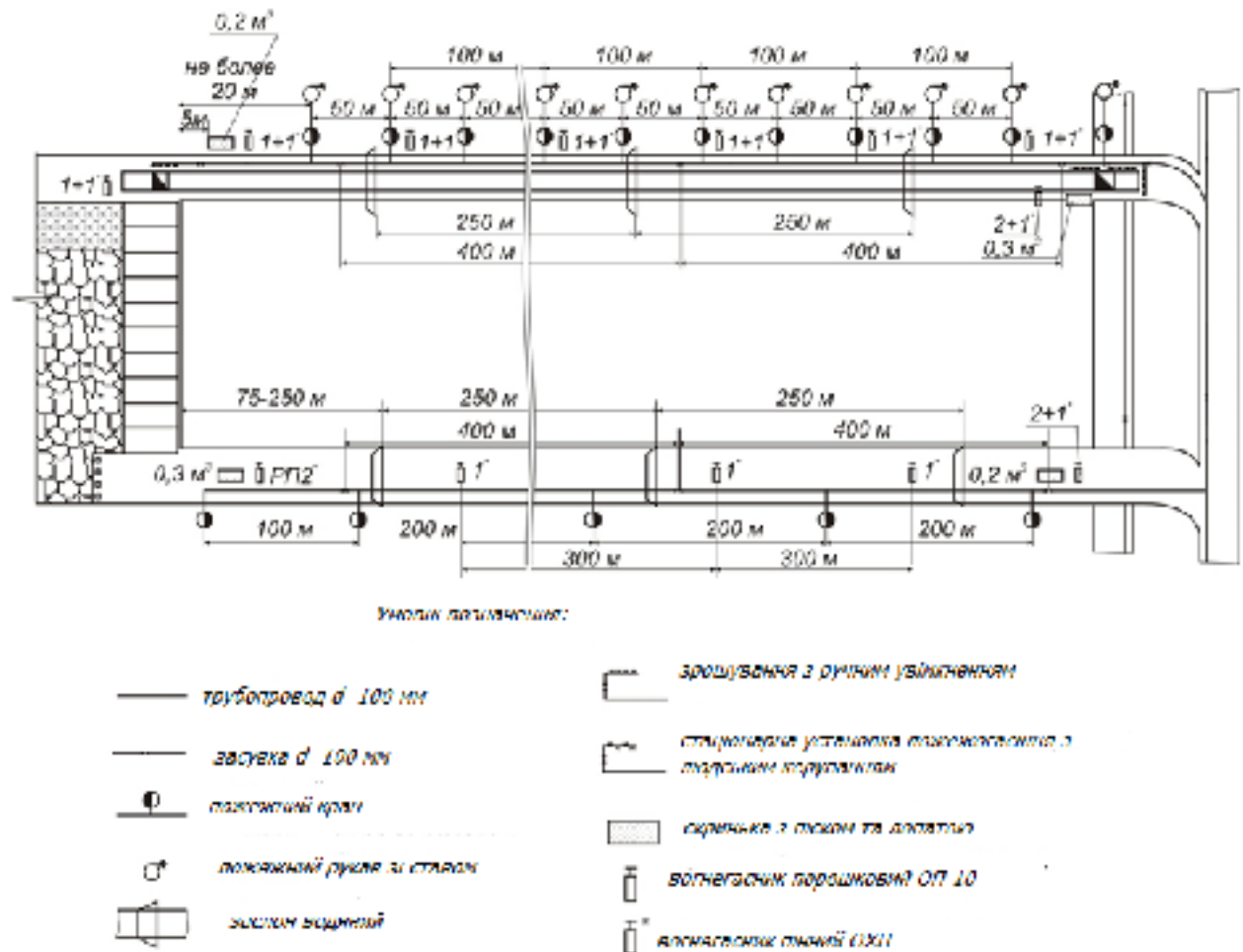


Рисунок 2.7 – Схема установки засобів пожежогасіння

## 2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутку корисної копалини

Собівартість включає в себе наступні елементи витрат:

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

## 5. Амортизаційні відрахування

Витрати по допоміжних матеріалах зводимо в таблицю 2.13.

Таблиця 2.13. – Витрати по допоміжних матеріалів

Вид матеріалу	Од. вимірювання	Кількість	Ціна за одиницю, у.о.	Сума витрат, у.о.
<b>Проект</b>				
лісоматеріали	м <sup>3</sup>	125	300	37631,3
зубки	шт.	499	10	4989,63
емульсія	м <sup>3</sup>	2,79	200	557,5
<b>ЗАГАЛОМ</b>				<b>43178,4</b>
<b>Факт</b>				
лісоматеріали	м <sup>3</sup>	75	300	22578,8
зубки	шт.	299	10	2993,78
емульсія	м <sup>3</sup>	1,67	200	334,5
<b>ЗАГАЛОМ</b>				<b>25907</b>

Розрахунок амортизаційних відрахувань виробляємо за встановленими нормами в процентах від балансової вартості. Дані розрахунків зводимо в таблицю 2.14.

Таблиця 2.14. – Розрахунок амортизаційних відрахувань

№ п/п	Найменування обладнання	Кількість одиниць в роботі	Кількість одиниць в наявності	Оптова ціна, тис. у.о.		Норма амортизації, %		Амортизаційні відрахування, у.о./міс	
				за одиницю	загальна	річна	за місяць	за рік	за міс
<b>проект</b>									
1	Комбайн УКД400	1	1	3250	3250	24	2	780000,0	65000,0
2	Секції кріплення 1КД90	120	120	186	22320	24	2	44640,0	446400,0
3	Конвєсєр КСД26В	1	1	2500	2500	24	2	600000,0	50000,0
4	Перевантажувач ПТК-1	1	2	1100	2200	24	2	264000,0	44000,0
5	Конвєсєр 2ЛГ-80У	2	2	2600	5200	24	2	624000,0	104000,0
6	НУМС	1	1	10,6	10,6	24	2	2544,0	212,0
7	ДКНЛ	1	1	500	500	24	2	120000,0	10000,0
8	ЛВД-12	1	1	30,5	30,5	24	2	7320,0	610,0
9	Маслостанція СНТ-32	2	3	35,3	105,9	24	2	8472,0	2118,0
10	Тр-р ТСПВП-250/6	1	1	38,7	38,7	24	2	9288,0	774,0
11	Пускач ПВН-250	4	4	3,5	14	24	2	840,0	280,0
	Всього							2461104,0	723394,0
	Невраховане обладнання (30%)							738331,2	217018,2
	Комплектуєчє обладнання (30%)							959830,6	282123,7
	Усього з комплектуєчим обладнанням							3420934,6	1005517,7

Продовження табл. 2.14

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

Собівартість 1 т вугілля по дільниці на основі розрахованих раніше витрат зводимо в таблицю 2.15.

Таблиця 2.15 – 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



Загальний техніко-економічний аналіз запропонованого рішення наведено в таблиці 2.16.

Таблиця 2.16 – Техніко-економічний аналіз прийнятого рішення

Найменування показників	Одиниця вимір.	Величина показників		Відхилення значень від проектних	
		проект	факт	±	%
Потужність шахти	тис. т	1127	1027	100	9,74
Кількість очисних вибоїв	лава	4	4	0	0,00
Навантаження на лаву	т/доб.	1140	760	380	50,00
Число робочих днів	доб.	300	300	0	0,00
Число робочих змін	змін	4	4	0	0,00
Число змін з видобутку	змін	3	3	0	0,00
Вартість основних фондів	млн. у.о.	441531	429561	11970	2,79
Списочний штат:					
Працівників з видобутку	чол.	2030	2019	11	0,54
Робітників на очисних роботах	чол.	334	323	11	3,41
Працівників на шахті	чол.	2276	2265	11	0,49
Змінна продуктивність праці:					
Робітника на очисних роботах	т/міс	4,36	4,11	0,25	6,08
Робітника з видобутку вугілля	т/міс	0,72	0,66	0,06	9,09
Річна продуктивність праці:					
Працівника з видобутку	т/рік	555,17	508,67	46,5	9,14
Працівника по шахті	т/рік	495,17	453,42	41,75	9,21
Валові витрати	тис. у.о./рік	201109	191692	9317	4,86
Амортизаційні відрахування	тис. у.о./рік	51031	45854	5177	11,29
Валовий дохід	тис. у.о./рік	265972	242372	23600	9,74
Ціна на вугілля	у.о./т	536	536	0	0,00
Скорегований прибуток (збиток)	тис. у.о./рік	13933	4827	9106	188,65
Чистий прибуток (збиток)	тис. у.о./рік	10450	3620	6830	188,67
Загальна рентабельність виробництва	%	2,94	1,04	1,9	182,69
Розрахункова рентабельність виробництва	%	2,20	0,78	1,42	182,05
Річний економічний ефект по проекту	тис. у.о./рік	6830			

Отже річний економічний ефект від заміни обладнання складе 6,83 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 («КД80 – КА80 – СП291») на новий, який складається з «кріплення 1КД90 – комбайну УКД400 – конвеєру КСД26». Очікуваний економічний ефект від збільшення продуктивності складе 6,83 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 34%, а також забезпечить більш безпечні умови праці.

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

## ВИСНОВКИ

В результаті виконання роботи запропоновано варіант заміни механізованого комплексу КД-80 з комбайном КА-80 на більш модернізований 1КД90 з комбайном УКД400 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 6,83 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. Правила безопасности в угольных шахтах / НПАОП 10.0-1.01-10.-К.: ДП «Редакция журнала «Охрана труда»», 2010.-430с.
2. Сборник инструкций по правилам безопасности в угольных шахтах. Том 1.-К.: Основа, 2006.-425с.
3. Сборник инструкций по правилам безопасности в угольных шахтах. Том 2.-К.: Основа, 2006.-410с.
4. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Том 1,2.-К.: Будівельник, 1971.-382,415с.
5. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник/под ред. В.И. Хорина.-М.: Недра, 1987.-424с.
6. Задачник по подземной разработке угольных месторождений/под ред. К.Ф. Сапицкого.-М.: Недра, 1981.-311с.
7. Яцких В.Г., Спектор Л.А., Кучеровский А.Г. Горные машины и комплексы.-М.: Недра, 1984.-400с.
8. Гелескул М.И., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. – М.: Недра, 1982.-479с.
9. Краткий справочник горного инженера угольной шахты/под ред. А.С. Бурчакова, Ф.Ф.Кузюкова. – М.: Недра, 1982.-450с.
10. Кияшко И.А. Процессы подземных горных работ, - К.: «Вища школа», 1992.-334с.
11. Бурчаков А.С., Малкин А.С. проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых. Справочник. – М.: Недра, 1991.-399с.
12. Закладочные работы в шахтах: Справочник/под ред. Д.М. Бронникова, А.С. Цыганова. – М.: гедра, 1989.- 400с.
13. Колотков О.В. Технология закладки выработанного пространства в шахтах и рудниках, - Д.: «Січ», 1997.-132с.

14. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников/под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. – М.: Недра, 1985.-565с.
15. Рудничная вентиляция. Справочник. – М.: Недра, 1988.-440с.
16. Охрана труда/под ред. К.С. Ушакова. – М.: Недра, 1986.-624с.
17. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Макеевка – Донбасс: МакНИИ, 1989.-319с.
18. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий. Справочник. – М.: Недра, 1991.-253с.
19. 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.
20. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: Недра, 1987.-60с.
21. Красавин А.П. Защита окружающей среды в угольной промышленности.- М.: Недра, 1991.-221с.
22. Укрупненные комплексные нормы выработки для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. - М.: МУП СССР, 1988.-586с.
23. Програма та методичні вказівки до виконання кваліфікаційної роботи бакалавра спеціальності 184 Гірництво (освітньо-професійна програма «Гірництво», блок 1 «Підземна розробка родовищ» та блок 2 «Інжиніринг гірництва») / Упоряд.: В.В. Фомичов, В.М. Почепов, О.Р. Мамайкін, В.В. Лапко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро : НТУ «ДП», 2019. – 24 с.

ДОДАТКИ

## Додаток А – Характеристика вугільних пластів

Таблиця А1 – Характеристика вугільних пластів

Найменування (символ) свити	Найменування (символ) пласта	потужність пласта $\frac{om - do}{cp}$ , м		Удавана щільність, т/м <sup>3</sup>		Продуктивність пласта на загальну потужність, т/м <sup>3</sup>	Відстань до нижчого пласта по нормалі, м	Кут падіння пласта, град	Будова пласта (просте, складне)	Витриманість пласта, поширення площ з балансовими запасами (величина поширення, %)
		Загальна	Корисна	вугільних пачок	На загальну потужність					
C <sub>1</sub> <sup>3</sup>	C <sub>10</sub> <sup>в</sup>	$\frac{0.62 - 1.72}{1.04}$	$\frac{0.06 - 1.3}{1.02}$	1,27	1,29	1,34	50	2-5	Просте зрідка складне	Витриманий (98%)
	C <sub>8</sub> <sup>в</sup>	$\frac{0.66 - 1.24}{0.73}$	$\frac{0.6 - 1.2}{0.72}$	1,27	1,28	0,93	6	2-5	Просте рідко складне	Відносно витриманий (40%)
	C <sub>8</sub> <sup>н</sup>	$\frac{0.66 - 1.3}{0.75}$	$\frac{0.45 - 1}{0.73}$	1,27	1,30	0,99	24	2-5	Просте і складне	Відносно витриманий (40%)
	C <sub>7</sub>	$\frac{0.6 - 1.05}{0.7}$	$\frac{0.6 - 0.9}{0.68}$	1,27	1,29	0,9	56	2-5	Просте рідше складне	Хибний (10%)
	C <sub>6</sub>	$\frac{0.75 - 1.6}{0.88}$	$\frac{0.54 - 1.26}{0.85}$	1,28	1,31	1,15	34	2-5	Просте рідше складне	Хибний (15%)
	C <sub>5</sub>	$\frac{0.76 - 2.12}{1.06}$	$\frac{0.75 - 1.44}{1.04}$	1,28	1,30	1,38	31	2-5	Просте і складне	Хибний (15%)
	C <sub>4</sub> <sup>2</sup>	$\frac{0.66 - 1.45}{0.69}$	$\frac{0.52 - 1.05}{0.68}$	1,27	1,28	0,88	67	2-5	Просте і складне	Хибний (20%)
	C <sub>1</sub>	$\frac{0.6 - 0.75}{0.64}$	$\frac{0.56 - 0.75}{0.63}$	1,29	1,30	0,83	-	2-5	Просте рідко складне	Хибний (10%)

Таблиця А2 – Характеристика бічних порід

Індекс пласта	Покрівля			Підошва пласта		
	літологічний склад	%	Міцність на стиск, МПа	літологічний склад	%	Міцність на стиск, МПа
$C_{10}^B$	аргіліти	20	15-23	аргіліти	28	16-26
	алевроліти	78		алевроліти	70	
	пісковики	2		пісковики	2	
$C_8^B$	аргіліти	70	17-28	аргіліти	58	20-21
	алевроліти	28		алевроліти	40	
	пісковики	2		пісковики	2	
$C_8^{H}$	аргіліти	37	16-32	аргіліти	46	13-36
	алевроліти	50		алевроліти	50	
	пісковики	3		пісковики	4	
$C_7$	аргіліти	78	18-35	аргіліти	68	20-33
	алевроліти	20		алевроліти	30	
	пісковики	2		пісковики	2	
$C_6$	аргіліти	65	-	аргіліти	68	-
	алевроліти	5		алевроліти	29	
	пісковики	30		пісковики	3	
$C_5$	аргіліти	70	21-46	аргіліти	70	22
	алевроліти	27		алевроліти	29	
	пісковики	3		пісковики	1	
$C_4^2$	аргіліти	50	30	аргіліти	60	30
	алевроліти	48		алевроліти	39	
	пісковики	2		пісковики	1	
$C_1$	алевроліти		43	алевроліти		42



Таблиця А3 – Характеристика вугільних пластів

СИМВОЛ СВІТИ	СИМВОЛ ПЛАСТА	Марка вугілля	Потужність, м		Кут падіння, град	Природна газонасність на ТГМ	Зольність вугільних пачок, %	Вміст сірки, S	Вологість аналітична, W	Вихід летючих речовин, V	Щільність вугілля, т / м <sup>3</sup>	Глибина розробки, м	Відстань до нижчого пласта, м
			корисна	повна									
C <sub>1</sub> <sup>3</sup>	C <sub>10</sub> <sup>8</sup>	Г <sub>6</sub>	0.6-1.25	0.62-1.72	2-5	4.2	7.2	1.8	2.3	40.2	1.27	175	50
	C <sub>8</sub> <sup>8</sup>	Г <sub>6</sub>	0.6-1.2	0.66-1.24	2-5	8.2	8.1	2.1	2.3	41.7	1.27	230	6
	C <sub>8</sub> <sup>7</sup>	Г <sub>6</sub>	0.45-1	0.66-1.3	2-5	7.9	9.1	2.15	2.4	40	1.28	236	24
	C <sub>7</sub>	Г <sub>6</sub>	0.6-0.9	0.6-1.05	2-5	4.5	7	2.08	1.8	40	1.32	250	56
	C <sub>6</sub>	Г <sub>6</sub>	0.54-1.2	0.75-1.6	2-5	3.9	10.2	2.4	2.1	42	1.28	300	34
	C <sub>5</sub>	Г <sub>6</sub>	0.45-1.44	0.76-2.12	2-5	3.5	6.8	2.13	2	41	1.28	345	31
	C <sub>4</sub> <sup>2</sup>	Г <sub>6</sub>	0.52-1.05	0.66-1.45	2-5	3.45	7.4	1.84	2.1	40	1.27	350	67
	C <sub>1</sub>	Г <sub>6</sub>	0.56-0.75	0.6-0.75	2-5	2.97	9	1.4	2.4	39	1.3	450	-

**Додаток Б. Характеристика геологічних порушень в межах шатного поля шахти «Дніпровська»**

Найменування порушення	Місця розташування порушення	Амплітуда порушення. м.	Кут падіння, град.
Поздовжній скид	Південна межа шахтного поля	60-185	60-70
Петровський скид	Південно-східна частина поля	20-40	70-75
2 Петровський скид	На захід від Петровського скиду в 200м	20-60	60-70
Богданівський скид	Південно-західна частина шахтного поля	115-295	40-60
Апофіз "А"	Західна частина поздовжньої скиду в 400 м на північ від його, дугоподібно протягом 2 км.	10-20	70-75
Апофіз "Б"	На північ від Апофіз "2" в 500 м	30-35	70-75
Апофіз "В"	Південно-східна межа шахтного поля	8	75
Скид №1	Південно-західна частина шахтного поля	5-10	70-80
Скид №2	Західна частина поля	0-8	75
Скид №3	На північний схід від скиду № в 600 м	0-10	60-90
Скид №4	На північний схід від скиду № в 600 м	0-6	70
Скид №5	На північний схід від скиду № в 600 м	0-15	70-75
Скид №6	Центральна частина шахтного поля	0-10	75-80
Скид №7	Центральна частина шахтного поля	0-8	70
Скид №8	Центральна частина шахтного поля	0-9	75
Скид №9	Центральна частина шахтного поля	0-12	75
Скид №10	Центральна частина шахтного поля	5-20	60
Скид №11	Південно-східна частина шахтного поля	2-8	60
Скид №12	Крайня північно-східна частина шахтного поля	2-15	70
Скид №13	північно-східна частина шахтного поля	2-15	70-75
Скид №14	Крайня західна частина шахтного поля	5-25	50-60





