

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 Масальський Владислав Віталійович
(П.І.Б.)

академічної групи 184-16-4 III
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології виїмки вугілля очисними
комплексами пласта С₅ шахти ім. Сташкова ПрАТ
«ДТЕК Павлоградвугілля»
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	доц. Мамайкін О.Р.			
розділів:				
Розділ 1	доц. Мамайкін О.Р.			
Розділ 2	доц. Мамайкін О.Р.			
Охорона праці				
Рецензент				
Нормоконтролер	доц. Мамайкін О.Р.			

**Дніпро
2020**

ЗАТВЕРДЖЕНО:

завідувач кафедри

Гірничої інженерії та освіти

(повна назва)

проф. Бондаренко В.І.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«_____» _____ 2020 року

ЗАВДАННЯ**на кваліфікаційну роботу****ступеня** бакалавра

(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студенту Масальський В.В. академічної групи 184-16-4 ПІ

(прізвище та ініціали)

(шифр)

спеціальності 184 Гірництво

(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво

(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології виїмки вугілля очисними
комплексами пласта С₅ шахти ім. Сташкова 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)Масальський В.В.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 73 аркуші друкованого тексту, 4 рисунки, 14 таблиць, 19 джерел, два додатки на дванадцяти сторінках.

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

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

У другому розділі запропоновано варіант заміни механізованого комплексу КД-80 з комбайном КА-80 на більш модернізований ДМ з комбайном УКД300. Наведено розрахунок дільничного транспорту і перевірка головної вентиляційної установки, виконана з використанням ЕОМ, також розглянуті заходи щодо боротьби з пилом, шкідливі і небезпечні фактори, а також шляхи підвищення безпеки праці, проведений розрахунок водяних заслонів, розроблені заходи щодо комплексного пилопридушення в очисному забої, розроблена схема протипожежного захисту очисного вибою.

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

Результати кваліфікаційної роботи можуть бути використані на шахті ім. М.І. Сташкова ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

**ШАХТА, АНАЛІЗ ВИРОБНИЧОЇ СИТУАЦІЇ, ОЧИСНЕ
ОБЛАДНАННЯ, ЕКОНОМІКО-МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ,
ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.**

ЗМІСТ

Реферат	3
Вступ	5
1. Характеристика гірничого підприємства	6
1.1 Місце розташування підприємства	6
1.2. Гірничо-геологічна характеристика	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	17
2.3 Технологія виконання прийнятих рішень	32
2.4 Організація робіт на виробничій дільниці	36
2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці	39
2.6 Вентиляція виробничої дільниці	45
2.7 Охорона праці	48
2.8 Розрахунок собівартості 1 т видобутої корисної копалини	54
2.9 Висновки	58
Висновки	59
Перелік посилань	60
Додатки	62

ВСТУП

За оцінками західних експертів, світова потреба у вугіллі може вирости в 2 рази і буде основним енергоносієм на доступну для огляду перспективу в XXI столітті. Запаси вугілля в Україні дозволяють дивитися з оптимізмом на 400 років вперед. Для стабілізації роботи вугільної галузі України і зниження собівартості вугілля необхідно використовувати нові механізовані комплекси та вдосконалювати всі процеси гірничого виробництва.

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.

Вугільний басейн Західного Донбасу як наймолодший і найбільш технічно оснащений вугільний регіон широко впроваджує нову техніку і технологію, доводячи тим самим, що технічне переозброєння шахт вигідно країні і очевидні успіхи ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» в розвитку виробництва тому приклад. За два останні роки вуглевидобуток ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» не тільки стабілізувався а й зріс і склав близько 14 млн т/рік.

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

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

1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Місце розташування підприємства

Поле шахти ім. М.І. Сташкова («Західно-Донбаська» №21-22) розташована на площі Дмитрівського комплексу ділянок, на стику двох адміністративних районів – Павлоградського та Петропавлівського Дніпропетровської обл. в 30 км на схід від м. Павлограда.

Шахта ім. М.І. Сташкова входить до складу ПАТ «Павлоградвугілля». На полі шахти розташовані села: Дмитрівка, Миколаївка, Катеринівка та Петрівка. У південній частині, в 7 км від шахти проходить залізнична магістраль МПС Павлоград – Красноармійськ і шосейна магістраль Київ – Донецьк. Найближчими залізничними станціями є: Павлоград – 30 км, Миколаївка – 15 км, з якими пов'язано проммайданчик шахти.

Електроенергією шахта забезпечується за ЛЕП, побудованим від Курахівської та Придніпровської ГРЕС через Павлоградську і Петропавловську підстанції. Джерелом технічного водопостачання є районний водогін Дніпро–Західний Донбас. Основні споживачі вугілля – підприємства-виробники електроенергії (Запорізька ГРЕС, Бурштинська ГЕС, Зуївська ГРЕС). Частина вугілля після збагачення на ЦЗФ відправляється на кокс.

Рельєф ділянки являє собою слабковсхолмнену рівнину. Клімат району помірно континентальний, середня температура липня +24,4 °С, січня – 11,5°С.

Залягання порід і вугілля полого. Кути падіння порід 3–4°.

1.2. Гірничо-геологічна характеристика

В геологічній будові шахтного поля беруть участь кам'яновугільні відкладення, повсюдно перекриті палеогеновими, неогеновими і четвертинними утвореннями. Вугільні пласти, які мають промислове значення, приурочені до відкладів Самарської свити С₃ нижнього відділу

карбону. Відкладення свити представлені аргілітами, алевролітами і пісковиками з численними пластами і пропластками вугілля потужністю від 0,1 до 1,1 м. Потужність свити, що має промислову вугленосність (від пл. C_{10}^8 до C_1) становить 150–170 м, з глибиною залягання робочих пластів від 100 до 480 м.

У відкладеннях тріас-юрської системи підземні води укладені в кварцево-польовошпатових пісковиках і пісках. Цей горизонт гідравлічно взаємопов'язаний з бучакським, тому він може брати участь у обводнюванні гірничих виробок. Водомісткими породами є пісковики, вапняки і пласти вугілля. Фактичний приплив води в шахту «Павлоградська» склав $240 \text{ м}^3/\text{год}$. Фактичний хімічний склад шахтних вод за даними звіту наступний: зважені речовини - 45 мг/л, рН 8,1, мінералізація 4,2 г/л, $\text{Na}^+ + \text{K}^+$ -1216 мг/л, Ca^{2+} - 222 мг/л, Mg^{2+} -109 мг/л, HCO_3^- - 256 мг/л, Cl^- - 1920 мг/л, SO_4 - 724 мг/л, жорсткість загальна - 20 мг-екв/л. Прогнозний водоприток по шахті з урахуванням розвитку гірничих робіт складе: нормальний – $470 \text{ м}^3/\text{год}$., максимальний – $500 \text{ м}^3/\text{год}$. Запаси дренажних вод забезпечені природними ресурсами. За ступенем вивченості в звіті оцінені запаси води за категоріями: В – 6,07 тис. $\text{м}^3/\text{доб}$., C_1 – 0,288 тис. $\text{м}^3/\text{доб}$. і C_2 – 8,16 тис. $\text{м}^3/\text{доб}$.

Всі пласти шахтного поля метанозносні. Природна метаноємність пластів становить від 2 до $10,7 \text{ м}^3/\text{т}$. Пласти мають дуже незначний вміст вуглекислого газу і водню. За змістом летючих речовин, рівному 40-42%, вугільний пил вибуховий, суфлярні виділення метану відсутні, вугільні пласти невикидонебезпечні.

Вугільні пласти і пісковики в більшій частині мають безпосередній вихід під обводнені наноси і тому обводнені. Вологість - 13,5%. Бічні породи в шахтному полі представлені аргілітами і алевролітами, схильними до розмокання, рідше пісковиками, що характеризуються межею міцності на одновісне стискання в середньому $200\text{-}300 \text{ кг}/\text{см}^2$.

Поле шахти межує на півночі з полем шахти «Дніпровська» і «Самарська», на сході – з полями шахти «Першотравнева» і «Степова». Межі

поля шахти обумовлені наявністю великих тектонічних порушень і є: на півночі і північному сході (по падінню) – Поздовжній «В», Петровський і Західний скиди. На південному заході, півдні і південному сході (по простяганню) Богданівський скид, вихід пласта C_1 на поверхню карбону, Миколаївський скид. У зазначених межах розміри шахтного поля становлять: по простяганню – 14,2 км, по падінню – до 6,0 км.

Виробнича потужність, затверджена шахті міністерством, становить 1,1 млн т в рік. Виходячи із загальної кількості промислових запасів 138 млн т (по рядовому вугіллю) розрахунковий термін служби першочергового блоку №1, має промислові запаси 74,9 млн т становить 50 років. Решта – промислові запаси блоку №1 становлять 34 млн т. Термін відпрацювання шахтою залишків запасів в блоці №1 складе 20 років.

У зв'язку зі значними розмірами шахтного поля, складною тектонічною структурою і нерівномірним розподілом вугленості, розкриття пластів прийнято вертикальними центральними здвоєними стовбурами глибиною 380 м, з поділом шахтного поля на два окремі блоки з незалежним їх провітрюванням і доставкою вугілля до головного стовбура по магістральним конвеєрним виробкам. Блок №1 знаходиться в західній частині шахтного поля з розмірами по простяганню близько 5,2 км, розмір блоку №2 по простяганню близько 6,5 км. В першу чергу відпрацьовуються запаси вугілля в блоці №1. Головний стовбур діаметром 6 км пройдено до глибини 380 м. Закріплений в корінних породах бетонним кріпленням, а в наносах чавунними тюбінгами. Він призначений для видачі на поверхню вугілля породи, що виходить струменя повітря. Головний стовбур служить запасним виходом з шахти, так як обладнаний сходовим відділенням. На горизонті 225 м в стовбурі є вугільний бункер ємністю близько 100 м³. На горизонтах 140 м і 225 м встановлені породні бункери ємністю 10 м³.

Схема провітрювання – всмоктуюча. Суфлярних виділень метану та раптових викидів вугілля і газу на шахті не відзначалося. На допоміжному стовбурі відбувається подача свіжого струменя повітря в шахту, по

головному стовбуру виводиться вихідний струмінь повітря. На шахті встановлено два відцентрових вентилятора типу ВЦД-31,5С з асинхронним двигунами. У блоці №1 для поліпшення вентиляції проведена вентиляційна свердловина, на якій встановлений вентилятор УПВЦП-16Б. Шахта віднесена до III категорії за газом метаном, відносна метаноемність не перевищує $10,3 \text{ м}^3/\text{т}$, розрахункова кількість повітря для провітрювання шахти $300 \text{ м}^3/\text{с}$, максимальна депресія не перевищує 2500 Па . Схема провітрювання виїмкових дільниць - зворотньоотічна.

Головний і допоміжний стовбури шахти обладнані наступними підйомними установками: головний стовбур - двоскіповим вугільним і односкіповим з противагою породним підйомом; допоміжний стовбур - двома одноклітьовими підйомами з противагами.

На шахті ім. Сташкова існує два основних види транспорту: електровозний транспорт для перевезення матеріалів, обладнання та людей до місця роботи, доставки породи з підготовчих вибоїв; та конвеєрний транспорт для доставки вугілля з очисних вибоїв до завантажувального пристрою головного стовбура.

Споживачами шахти є: Селідовська ЦЗФ, Павлоградська ЦЗФ, Курахівська ГРЕС, Ладжинська ГРЕС, Запорізька ГРЕС, а також різні дрібні підприємства і фірми. Основна маса вугілля, що видобувається надходить на Павлоградської ЦЗФ. Вимоги споживача (ЦЗФ): зольність – до 40%; вологість – 8%; вміст сірки - 0,8%; сортність вугілля, що видобувається – рядове; клас крупності від 0 до 100 мм, клас + 100 мм піддається дробленню на технічному комплексі.

Проектом інституту «Дніпрогіпрошахт» відповідно до прийнятої системи розробки – довгі стовпи по повстанню – прийнята панельна схема підготовки. При відпрацюванні проходяться панельні магістральні відкаточний і конвеєрний штреки, які є загальними для пласта C_8^B і C_8^H . У нижньої межі їх відпрацювання на горизонті 225 м проходяться вентиляційні виробки. Між магістральним відкочувальним і конвеєрним штреками по

пластах C_8^n і C_8^m пройдені виймальні (збірні і бортові) штреки, які оконтурюють стовпи по повстанню. Аналогічна підготовка до відпрацювання пластів C_6 , C_5 і C_4 . Відпрацювання зазначених вище пластів прийнято без поділу їх на ухилові і бремсбергові поля. При цьому розмір панелі по повстанню (довжина виїмкових стовпів) буде максимальною, що дорівнює відстані між верхніми (магістральними гор. 140 м) і нижніми (вентиляційними, дренажними гор. 225 м) штреками 1100-1500 м, розмір панелі по простяганню до 3000 м. Для пластів C_5 і C_4 розмір панелі по повстанню становить до 1800 м, по пласту C_6 - 1400 м. Відповідно до «Технологічних схемам очисних робіт», рекомендаціями ДонВугІ довжина лав прийнята 175-180 м, відпрацювання пластів прийнято в напрямку повстання (від низу до верху), що забезпечує стік води, що надходить з завалених порід покрівлі у вироблений простір.

На шахті прийняті відпрацювання пластів довгими стовпами по повстанню. Довжина виїмкових стовпів прийнята максимально-можлива 1100-1500 м. Така довжина стовпів дещо більше величини річного посування загальної лінії очисних вибоїв і відповідає нормам технологічного проектування.

Згідно куту падіння і потужності пласта, до роботи прийнятий механізований комплекс КД-80 з комбайном КА-80. Забійний конвеєр СП-291 дозволяє розмістити головки і систему подачі комбайна на штреках. Крім того, на виїмкових штреках встановлені дві насосні станції типу СНТ-32. Попереду лави, під металеві верхняки рамного кріплення встановлюється кріплення посилення з гідравлічних стійок ГСК на відстані 40-50 м. Технологічна схема передбачає човникову виїмку з фронтальною самозарубкою комбайна на кінцевих ділянках лави. Перерозподіл секцій кріплення виробляється слідом за посування комбайну. Управління покрівлею повне обвалення.

В процесі експлуатації шахти для підготовки нових лав замість відпрацьованих, необхідно проходити виймальні (збірні і бортові) штреки,

магістральні відкочувальні конвеєрні, а також дренажні штреки. Спосіб проведення штреків - комбайновий.

В таблиці 1.1 наведено техніко-економічні показники роботи шахти.

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.	371
Робочих з видобутку вугілля	люд.	1997
Працівників на шахті	люд.	2243
Змінна продуктивність праці:		
Робочого на очисних роботах	т/люд.	2,52
Робочого з видобутку вугілля	т/люд.	0,38
Річна продуктивність праці:		
працівника з видобутку вугілля	т/люд.	400,60
працівника по шахті	т/люд.	356,67
Собівартість вугілля	грн/т	614,18
Скорегований прибуток (збиток)	тис грн/рік	5627
Чистий прибуток (збиток)	тис грн/рік	4220
Загальна рентабельність виробництва	%	1,53
Розрахункова рентабельність виробництва	%	1,14

1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Причини, які стримують розвиток гірських робіт і не дають можливості ритмічно працювати для досягнення більш високої виробничої потужності можна розділити на дві групи: гірничо-геологічні та виробничі.

Гірничо-геологічні умови відпрацювання для всіх пластів є складними, ускладнюючими факторами, що впливають на ведення гірських робіт, є:

- тектонічні порушення, що супроводжується зонами підвищеної тріщинуватості;
- наявність нестійких порід покрівлі, а також «помилкової покрівлі»;
- наявність розмокнення і здіймання порід підшоши;
- наявність зон розщеплення і виклинювання пластів, наявність розмивів пластів;
- виклинювання пісковика в породах основної покрівлі, що супроводжується зонами нестійких з різко зниженими властивостями міцності вугілля і порід, що вміщують грудкуваті структури;
- вивали порід покрівлі.

До виробничих причин можна віднести:

- відсутність нового і сильний знос устаткування, що діє;
- великі витрати на підтримку капітальних виробок;
- застосування систем розробки і способів охорони виробок, що не дозволяють їх повторне використання;
- застосування обладнання, яке не дозволяє вести виймання вугілля на досить тонких і тонких пластах без присічки бічних порід;
- низьке навантаження на очисний вибій.

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.

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
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 ДМ	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 ² і забезпечує підвищення темпів проходки в 1,5 рази, а продуктивність праці в 2+2,2 рази
6. Заміна нагнітального провітрювання підготовчих виробок і вантажних пунктів на відсмоктування	Підготовчі роботи	Зниження рівня запиленості на робочих місцях в 60-80 разів. Підвищення продуктивності, поліпшення умов роботи, забезпечення безпеки і гігієни.
7. Вертикальні вугільні (породні) бункера великої місткості	Скорочення транспортних потоків на підземному транспорті	Забезпечення незалежної роботи транспорту і очисних вибоїв, підвищення надійності технологічних схем, збільшення коефіцієнта машинного часу очисного або прохідницького обладнання.
8. Механізований бункер в ланцюзі конвєсерів	Підземний транспорт	Підвищення коефіцієнта машинного часу очисного обладнання, збільшення навантаження на лаву.

Ефективні рішення і розробки	В якому комплексі використані	Технічна або економічна ефективність, розміри економії матеріальних, трудових та інших ресурсів
дільничного і магістрального транспорту		
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.

На підставі цього можна сформулювати тему наступного розділу, який полягає у виборі найбільш економічно вигідного і технологічно доцільного варіанту інтенсифікації очисних робіт на гор. 225 м на пласті С₅ шахти ім. М.І. Сташкова.

1.4. Висновки

Для ритмічної роботи шахти і підвищення її проектної потужності необхідно:

- підвищити технічний рівень;
- використати прогресивні рішення накопичені в галузі;
- впровадити ефективні розробки науково-дослідних і проектно-конструкторських інститутів;
- впровадити передовий досвід будівництва і експлуатації вугільних підприємств
- впровадити власні розробки, які спрямовані на зниження кошторисної вартості будівництва, економію матеріальних і трудових ресурсів в будівництві і експлуатації шахти.

На підставі цього можна сформулювати тему наступного розділу, який полягає у виборі найбільш економічно вигідного і технологічно доцільного

варіанту інтенсифікації очисних робіт на гор. 225 м на пласті C_5 шахти ім. М.І. Сташкова.

Досягається це шляхом проведення часткової заміни застарілого обладнання на більш нове.

1.5. Вихідні дані на проект

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

В межах шахти налічується 19 вугільних пластів і прошарків, промислове значення мають 10 з них: C_{10}^B , C_8^B , C_8^H , C_7 , C_6 , C_5 , C_4^2 , C_4^1 , C_2 і C_1 . В даний час в роботі перебувають пласти C_{10}^B , C_8^B , C_{8H} , C_5 , C_4^1 і C_1 .

Шахта віднесена до III категорії за газом метаном, небезпечна по вибуховості 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 склала 760 т/доб., темпи проведення гірничих виробок склала 185 м/міс.

2. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

В таблиці 2.1 наведено характеристики видобувної ділянки шахти «Павлоградська». В результаті виконання проекту необхідно запропонувати нову структуру механізованого комплексу – це дозволить підвищити продуктивність та знизити питому собівартість видобутку.

Таблиця 2.1 – Характеристики існуючої виймальної ділянки

Параметр	Значення
Потужність пласта	1,03 м
Довжина очисного вибою	180 м
Кут падіння пласта	4 ⁰
Механізоване кріплення	МКД80
Очисний комбайн	КА80
Забійний конвеєр	СП251

Застосований на шахті механізований комплекс має малу продуктивність, фізично і морально зношений, вимагає частих ремонтів.

Навантаження на лаву знижується через недостатній коефіцієнт надійності обладнання, що застосовується.

Через низьку енергоозброєності комбайна має місце низька швидкість подачі комбайна, особливо в умовах невеликої газоносності і значної міцності вугілля. Ці фактори істотно збільшують час циклу і не дозволяють досягти результатів, які показує комплекси, оснащені комбайнами нового покоління.

Розглянувши гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови підготовки очисних вибоїв по пласту С₅ з метою вибору засобів механізації та навантажень на них можна зробити наступний висновок:

- застосування індивідуальної кріплення в лавах пласта з фактичними гірничо-геологічними умовами вважаємо неприпустимим, перш за все, з точки зору забезпечення необхідного рівня безпеки робіт;

- застосування стругових установок не планується у зв'язку з відсутністю виробок проведених із застосуванням анкерного кріплення і в цьому проекті не розглядається;

- за габаритними розмірами на пласті C_5 потужністю $m=1,03$ м можливо застосування механізованих комплексів типу 1МКД-90, 2КМК-97М, 1КМ-137, 1МДМ, і звичайно 1МКД-80 комбайном КА-80, який в даний час використовується для відпрацювання запасів пласта C_4 .

Комплекси 1МКД-90 і 1МДМ на даний момент є найбільш новими, енергоозбросними і відповідають всім вимогам ПБ. Крім того, в об'єднанні вже є досвід використання таких комплексів.

Проаналізувавши існуючу технологію очисних робіт, пропонується в технологічній схемі для пласта C_5 лави замінити морально застарілий механізований комплекс КД-80 на новий, більш продуктивний, що забезпечує безпеку при проведенні гірничих робіт механізований очисний комплекс ДМ. До складу комплексу входять: механізоване двостієчне кріплення ДМ, комбайн очисний УКД300, конвеєр шахтний скребковий КСД-26В.

2.2 Розрахунок параметрів технології механізованого видобутку вугілля

2.2.1 Вибір засобів очисного виймання

Найбільшу продуктивність при видобутку корисних копалин підземним способом забезпечує комплексне використання машин різного функціонального призначення, пов'язаних конструктивними і режимними параметрами і одночасно виконують свої по функції по механізації основних і допоміжних процесів підземного видобутку вугілля. Застосування того чи

іншого механізованого комплексу можна оцінити за критерієм «правильності вибору». Розрахунок критерію правильності вибору управління покрівлею проводиться згідно з методичними вказівками до виконання курсового проекту з дисципліни: «Управління станом масиву гірських порід».

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

де, γH – вертикальна складова гірського тиску;

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

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

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

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

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

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

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

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

2.2.2 Розрахунок максимальної довжини очисного вибою для прийнятого комплексу

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

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

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 віджатого вугілля, шт.;

t_s – час на заміну одного різця, хв.;

Z_p – питома витрата різців, шт./м;

m – потужність пласта, м;

b – товщина стружки, що виймається, м;

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

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.

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

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 ім. Сташкова.

2.2.3 Перевірочний розрахунок механізованого кріплення за його несучою здатністю

Перший крок обвалення порід безпосередньої покрівлі визначається за формулою

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

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

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

α – кут падіння пласта, град.;

h_p – розмір зони активного розшарування порід покрівлі, м;

t_H – потужність порід безпосередньої покрівлі, м;

n – кількість розшарувань в одному метрі порід покрівлі;

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

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

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

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

φ – кількість стійок кріплення на 1 м^2 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

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

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

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

Наступний крок обвалення порід безпосередньої покрівлі

$$L_{сост}'' = 10,5(1 + 0,2079) \cdot 2,71824^{-0,75 \frac{2,35}{170}} = 7,73 \text{ м}$$

Первинний крок обвалення порід основної покрівлі

$$\begin{aligned} L_{перв}'' &= 36 \cdot (1 + \sin\alpha) \frac{f_{сп}'' \cdot \sqrt{V_{св}}}{\sqrt{l_s}} + 10,5 \sqrt{V_{св}} \cdot (1 + \sin\alpha) \cdot e^{-0,75 \frac{f_{сп}''}{l_s}} = \\ &= 25,56 + 19,44 \cdot 2,71824^{-0,364} = 39,6 \end{aligned}$$

Наступний крок обвалення порід основної покрівлі

$$\begin{aligned} L_{\text{осст}}^o &= 10.5 \sqrt{V_{\text{осст}}} \cdot (1 + \sin \alpha) \cdot e^{-0.7 \frac{\gamma}{\rho}} = \\ &= 10.5 \cdot \sqrt{2.35} (1 + 0.2079) \cdot 2.71824^{-0.7 \frac{2.5}{2.5}} = 11.53 \text{ м} \end{aligned}$$

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, М^4 ;

h_n – потужність безпосередньої покрівлі, м ;

l_n – довжина консолі безпосередньої покрівлі, м ;

$$l_n = l + L_{\text{осст}}^o = 0.4 + 7.73 = 8.13 \text{ м}$$

l – ширина привибійного простору, м ;

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

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

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

E_p – модуль пружності порід при розширенні, ГПа.

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

Момент інерції безпосередньої покрівлі

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

I'_H – момент інерції відносно середньої вісі

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

B_H – ширина блоку обвалення (приймаємо 1 м);

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

$$F_H = b_H \cdot h_H$$

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

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

Після підстановки числових значень отримаємо

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

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

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

Прогин порід безпосередньої покрівлі

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

Прогин порід основної покрівлі в місці обвалення безпосередньої покрівлі

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

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

h_O – потужність порід основної покрівлі, м;

l_O – максимальна довжина консолі основної покрівлі в момент зламу,

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

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;

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

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

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

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

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

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

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

Прогин порід основної покрівлі

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

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

$$R' = \frac{h_v \cdot \gamma_v \cdot (3l^2 + 8L_{\text{ност}}^x + 6L_{\text{ност}}^2)}{8l}$$

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

Навантаження на при вибійне кріплення становитиме

$$R \geq R' = 2006 \text{ кН}$$

Отримані значення порівнюємо з паспортними даними кріплення ДМ.

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

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

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

Відстань від кромки очисного забою до максимуму опорного тиску

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

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

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

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

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

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

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

λ – допоміжна функція.

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

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

f – середньозважений коефіцієнт міцності вугільного пласта;

D – допоміжна функція

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

H – глибина розробки, м.

Визначаємо коефіцієнт зчеплення вугілля

$$k_1 = k_f \cdot k_o \cdot e^{\left(\frac{\varphi}{\alpha_1 + b \cdot \nu^c}\right)} = 0,9 \cdot 2,6299 \cdot 2,718^{\left(\frac{1,0374/1,729 \cdot 0,42 \cdot 781^{-0,262}}{0,7 - 0,6 \cdot 0,3}\right)} = 28,83$$

k_f – коефіцієнт залежить від міцності вугілля

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

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

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

$$t = \frac{24b}{V_{\text{см}}} = \frac{24 \cdot 0,4}{4,8} = 2$$

– час між черговими циклами, годин;

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

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

Напруга в зоні максимуму опорного тиску

$$\sigma_{\text{max}} = K_1 \cdot e^m = 28,83 \cdot 2,718^{\frac{1,057428,8}{96}} = 194,88 \text{Па}$$

Коефіцієнт концентрації в зоні максимуму

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

З огляду на гірничо-геологічні умови виїмкового стовпа і гірничотехнічні фактори, справжнім проектом, остаточно, для підвищення навантаження на очисний вибій, передбачаємо заміну очисного комплексу КД-80 на ДМ, технічна характеристика якого наведена в таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 – Технічні характеристики комплексу ДМ

Параметр	Значення
Потужність пластів, що обслуговуюються, м	0,8-1,5
Допустимі кути падіння пластів:	
- для роботи по простяганню, град.	35
- для роботи по падінню і восстанню, град.	10
Питомий опір на 1 м ² підтримуваного майданчику, кН/м ²	325-485
Опір секції, кН	1840-2800
Коефіцієнт гідравлічного розсуву	2,1
Зусилля пересування секції, кН	300
Крок установки секцій, м	1,5
Максимальний робочий тиск в напірній магістралі, МПа	32
Коефіцієнт затяжки покрівлі	0,9
Габаритні розміри секцій: – висота min-max, мм	610-1500
- ширина, мм	1440
Маса секції, кг	7250

Таблиця 2.3 – Технічна характеристика комбайну УКД300

Параметр	Значення
Продуктивність в залежності від опірності вугілля різанню, т/хв.	до 10
Сумарна номінальна потужність приводу різання в режимі S1, кВт	360 (2x150; 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	6515
- ширина комбайна від забою	2120
- висота по корпусу від ґрунту	620
Маса, т	17,5

Таблиця 2.4 – Технічна характеристика конвеєру КСД26В

Параметр	Значення
Продуктивність, т/хв.	10
Довжина конвеєра, м, до	300
Номінальна 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 (енергоозброєності комбайна);
- міцності вугільного пласта (опірність різанню);
- кількості метану, що виділяється з пласта;
- швидкості пересування секцій кріплення.

1) Розрахунок швидкості подачі комбайна по його енергоозброєності

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

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;

$\gamma_{\text{в}}$ – об'ємна вага вугілля, т / м³.

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

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

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

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

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

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

2) Швидкість подачі комбайна по газовому фактору визначається за формулою

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

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

m_b – потужність пласта, що виймається, м;

b – ширина привибійного простору, м;

φ – коефіцієнт звуження повітряного струменя;

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

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

q – метаносмість пласта, м³/т.с.д.

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

k_n – коефіцієнт нерівномірності виділення метану в лаву.

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

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

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

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

3) Швидкість подачі комбайна по фактору кріплення визначається за формулою

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

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

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

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

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

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

t_3 – час на розвантаження секції кріплення, сек;

t_4 – час на пересувку секції кріплення, сек;

t_5 – час на розпір секції, сек;

для човникової схеми виймання

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

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

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

Остаточну 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

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

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;

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

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

Тривалість виїмки вугілля комбайном визначається по формулі

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

де l_s – довжина лави, м;

$\sum l_n$ – сумарна довжина ниш, м;

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

для базового варіанту $t_0 = \frac{170 - 0}{1,13} = 150(\text{мин});$

для проектного варіанту $t_0 = \frac{170 - 0}{2,5} = 70(\text{мин});$

Тривалість, супутніх виїмки допоміжних операцій визначається за формулою

$$t_s = 0,087 \cdot (l_s - \sum l_n) = 0,087 \cdot (170 - 0) = 13(\text{мин});$$

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

Час циклу

для базового варіанту $t_0 = (150 + 13) \left(1 + \frac{10}{100}\right) \cdot 1,05 \cdot 1,0 \cdot 1,15 \cdot 1,0 + 30 = 240(\text{мин}).$

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

2) Розрахунок кількості циклів виїмки в лаві за добу

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

де: 1440 – кількість хвилин в добі;

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

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

$t_{\text{пер}}$ – тривалість неперервних 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 $n_v = \frac{1440 - 360 - 0 - (30 + 0) \cdot 3}{240} = 4,1(\text{цикл})$.

для проектного варіанту $n_v = \frac{1440 - 360 - 0 - (30 + 0) \cdot 3}{150} = 6,6(\text{цикл})$.

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

3) Видобуток за один цикл

$$D = m_{\text{ном}} \cdot l_z \cdot r \cdot \gamma \cdot c,$$

для базового варіанту $D = 1,03 \cdot 170 \cdot 0,8 \cdot 1,45 \cdot 0,95 = 190(\text{т} / \text{сутки})$;

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

4) Максимально можлива добова продуктивність лави

$$A_{\text{гм}} = D \cdot n_v$$

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

для проектного варіанта $A_{\text{гм}} = 170 \cdot 6 = 1020(\text{т})$

5) Річна планове навантаження на лаву

$$A_{\text{доб}} = A_{\text{сгм}} \cdot N_{\text{р,д}}$$

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

для базового варіанту $A_{\text{доб}} = 760 \cdot 350 = 266000(\text{м})$

для проектного варіанту $A_{\text{доб}} = 1020 \cdot 350 = 360000(\text{м})$

Діюча лінія очисних вибоїв на шахті визначається за формулою

$$h_{\text{д}} = \frac{A_{\text{шт}} \cdot k_{\text{ов}} \cdot k'_{\text{д}}}{V_{\text{д}} \cdot \sum p' \cdot c},$$

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

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

$k'_{\text{д}}$ – коефіцієнт видобутку вугілля з діючих очисних вибоїв в загальношахтному видобутку;

$V_{\text{д}}$ – річне посування діючої лінії очисних вибоїв по шахті, м;

$$V_{\text{д}} = N \cdot V_{\text{сгм}}$$

де N – число робочих днів у році;

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

$\sum p'$ – сумарна продуктивність одночасно розроблюваних пластів, $\text{м}/\text{м}^3$;

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

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

γ – середня щільність вугілля, $\text{т}/\text{м}^3$;

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

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

Діюча лінія очисних вибоїв по шахті

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

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

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

Загальна кількість діючих лав по шахті при середній довжині лави

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

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

$$\sum n_{\text{л.д}} = \frac{510}{180} = 2,83$$

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

Таким чином, проєктна виробнича потужність складе

$$A_{\text{в.д}} = 3 \cdot 360000 = 1100000(\text{м})$$

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 обладнанні, конвеєром і секціями кріплення до їх пересування.

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

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

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.

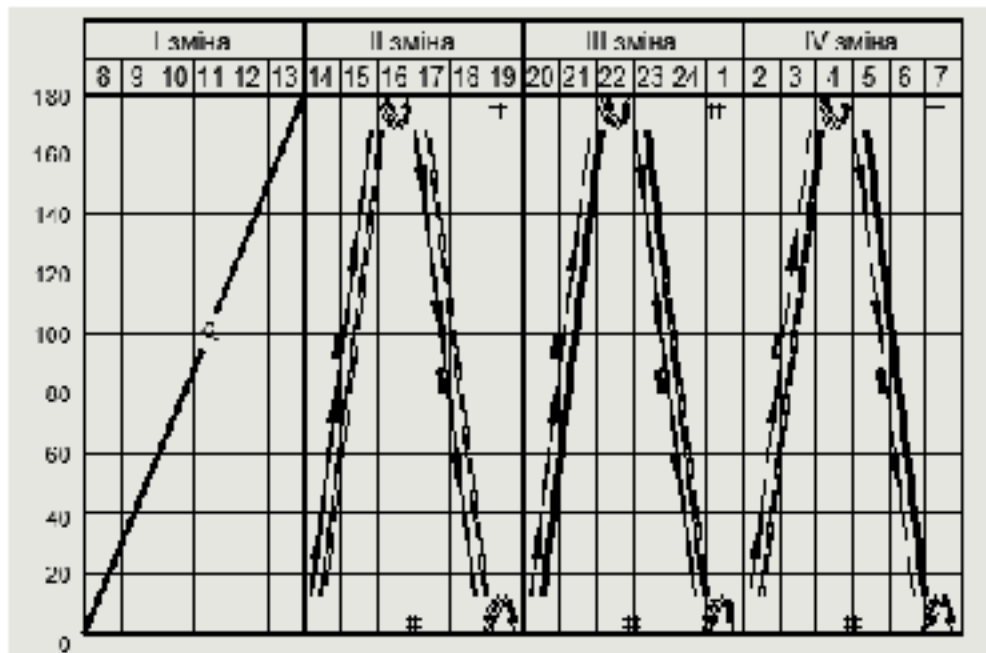


Рисунок 2.1 – Планограма робіт в очисному вибої

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

Проектом передбачається суцільна конвеєризація при доставці вугілля від очисного вибою до завантажувального пристрою вугільного підйому скіпового ствола. По лаві відбите вугілля транспортується скребковим конвеєром КСД26В до збірному штреку. З очисного забою вугілля надходить на скребковий перевантажувач ПТК-1 і далі на стрічковий конвеєр 2ЛТ80, що знаходиться на збірному штреку. Продуктивність конвеєра становить 280 т/год. З виїмкових ділянок вугілля надходить на стрічкові конвеєри 1Л80УК, 1Л80, (магістральний відкаточний штрек пласта С₄), потім на конвеєри 1Л100К1, 1ЛУ120 (головний конвеєрний квершлаг гор. 140 м), в вуглеспуск і далі в завантажувальний пристрій скіпового ствола.

Стрічкові конвеєри магістральних виробок встановлені з розрахунком на виробничу потужність шахти 1,5 млн т/рік. В даний час після коригування вона становить 1,1 млн т/рік, тому магістральні конвеєри повністю забезпечують вантажопотік вугілля.

Проведемо перевірочний розрахунок стрічкового конвеєру.

Внаслідок заміни комплексу в проектному варіанті навантаження на очисний вибій пласта C_5 збільшується. 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 м³/хв; сумарна потужність приводу (для одного конвеєра) – 55х2 кВт; стрічка – 2Шх800х4хТК; довжина доставки (для одного конвеєра) – 650 м; кількість приводних барабанів – 2; зв'язок між барабанами – з самостійними двигунами; кути обхвату приводних барабанів – 240; тип двигунів – ЕДКОФ43 – 4; Турбомуфти – ГПЕ – 400; діаметр приводних барабанів – 500 сталева поверхня без футировки; діаметр роликів – 89 мм. Покажемо на рис. 2.2 розрахункову схему дільничного конвеєру.

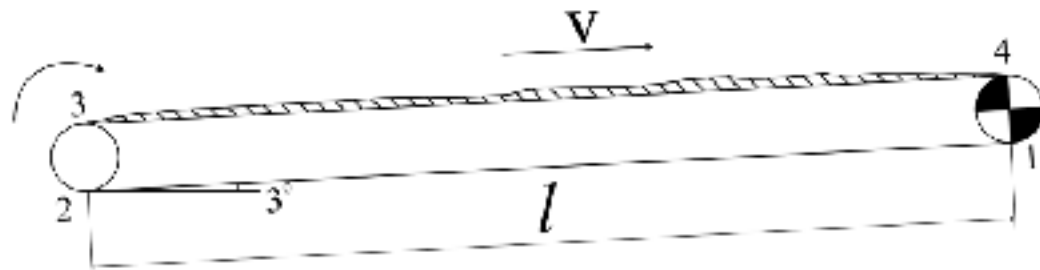


Рисунок 2.2. – Розрахункова схема дільничного конвеєра

Погонні маси рухомих частин

верхніх роликкоопор:

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

нижніх роликкоопор

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

стрічки

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

вантаж

$$q_r = \frac{Q_r}{3,6 \cdot V} = \frac{128}{3,6 \cdot 2} = 17,79(\text{кг} / \text{м});$$

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

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

m – маса 1м^2 стрічки;

B – ширина стрічки;

Сила тяги для переміщення гілок

нижньої

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

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

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

$$F_{1-2} = 1600 \cdot 14,08 \cdot 9,81 \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^0 - \sin 3^0) + 1,1 \cdot 1600 \cdot 4,15 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 1263(N);$$

верхньої

$$F_{4-3} = L \cdot g \cdot (q_p + q_s) \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos \beta + \sin \beta) + c_2 \cdot L \cdot q_p^1 \cdot g \cdot \omega;$$

$$F_{4-3} = 1600 \cdot 9,81 \cdot (17,79 + 14,08) \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^0 + \sin 3^0) + 1,1 \cdot 1600 \cdot 10,5 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 91384(N)$$

Тягове зусилля на приводних барабанах при роботі конвеєра:

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

$$F_{\text{опр}} = 1263 + 91384 = 92647(N);$$

Мінімальна початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі

$$F_{1\text{min}} = F_{\text{сч.мин}} = \frac{F_{\text{нб.об}} \cdot k_t}{e^{f\alpha^2} - 1} = \frac{92647 \cdot 1,3}{2,85 - 1} = 65103(N);$$

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

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

Сила натягу стрічки за умовою провисання вантажний гілки

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

$$F_{\text{сп.мин}} = 3500 \cdot 0,8 = 2800(N);$$

Діаграма натягу стрічки при роботі конвеєра наведена нижче.

Максимальний натяг стрічки

$$F_{\text{max}} = F_{\text{сч.мин}} + F_{\text{нб.об}};$$

$$F_{\text{max}} = 63100 + 92647 = 155747(N);$$

Визначаємо руйнівний натяг стрічки

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

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

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

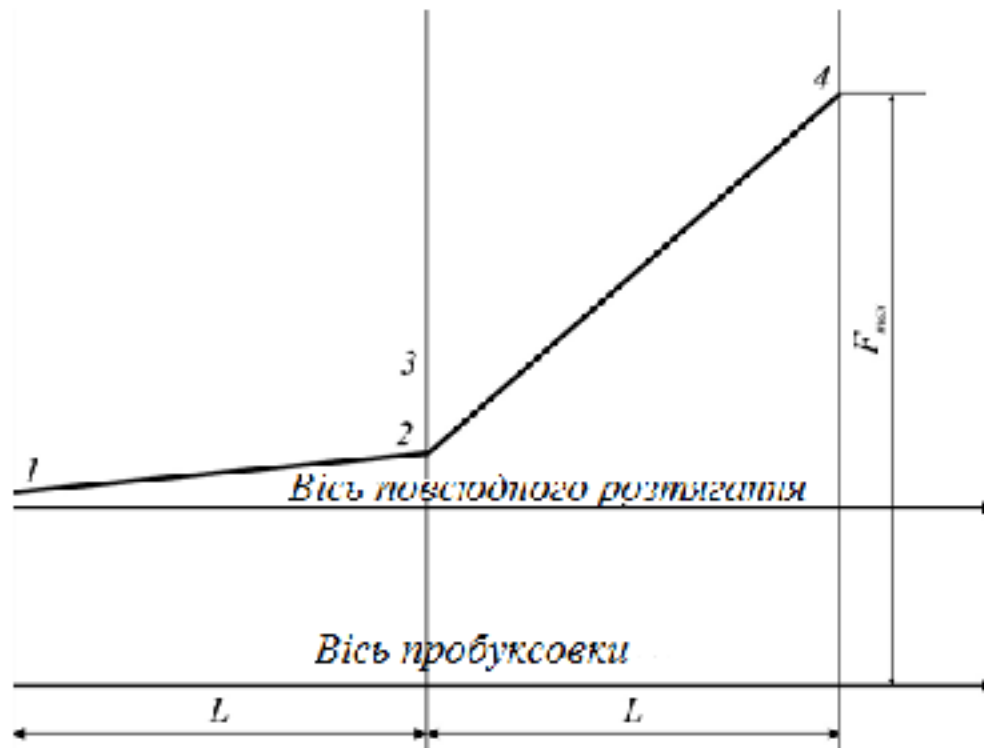


Рисунок 2.3 – Діаграма натягу стрічки дільничного конвеєру

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

$$n = \frac{F_{max} \cdot m}{F_{розр}} = \frac{155747 \cdot 8}{640000} = 1,95(шт);$$

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

Потужність двигуна

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

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

Так як сумарна потужність приводів конвеєра становить 110 кВт, то на даному штреку встановлюємо два конвеєра типу 2ЛТ80У довжиною по 800 м. Повторний перевірючий розрахунок зробимо тільки по потужності двигуна, так як за іншими параметрами конвеєр задовольняв умови перевірки.

Потужність двигуна

$$N_{\text{двг}} = \frac{F^1_{\text{н-с}} \cdot V_{\text{воз}} \cdot k_{\text{рзм}}}{1000\eta} (\text{кВт})$$

$$N_{\text{двг}} = \frac{46325,5 \cdot 2 \cdot 1,1}{1000 \cdot 0,93} = 110 (\text{кВт});$$

$$F^1_{\text{н-с}} = \frac{F_{\text{н-с}}}{2}$$

$$F^1_{\text{н-с}} = \frac{92647}{2} = 46325,5 (\text{н});$$

Остаточно до установки на збірному штреку приймаємо 2 конвеєра типу 2ЛТ80У довжиною 800 м кожен.

Засоби допоміжного транспорту призначені для доставки матеріалів, обладнання та людей за різними технологічними схемами транспорту. Основними факторами, що визначають види і обсяг перевезень допоміжним транспортом є тип кріплення в очисних і підготовчих вибоях, темпи посування очисних вибоїв, прийнята технологія ведення гірничих робіт, протяжність підтримуваних виробок.

Допоміжні матеріали за видами доставки: лісоматеріали, металева кріплення, сипучі матеріали, залізобетонні вироби, обладнання, в тому числі вузли машин і агрегатів, рідкі та мастильні матеріали.

Для доставки в очисній вибій (прохідницький) по виїмкових штреках приймаємо надгрунтову дорогу ДКН-3, призначену для транспортування матеріалів і устаткування гірничими виробками з ухилом до $\pm 0,09$ (кутом $\pm 5^\circ$). Відстань транспортування до 2000 м.

2.6 Вентиляція виробничої ділянки

Витрата повітря для очисних і підготовчих виробок проведено на ПЕОМ. Вихідні дані і результати розрахунків наведені в таблиці 2.5.

Таблиця 2.5 – Вихідні дані

Початкові дані	Значення
Глибина зони метанових газів H_0 , м	153
Глибина розробки H , м	225
Довжина очисної виробки $L_{оч}$, м	170
Природна метаноносність пласта X , м ³ / т	6,0
Пластова вологість вугілля W , %	8,0
Зольність вугілля A_z , %	9,1
Вихід летючих речовин V_r , %	41,0
Повна потужність вугільних пачок пласта M_n , м	0,84
Виймальна корисна потужність пласта $M_{вс}$, м	0,84
Виймальна потужність пласта з урахуванням породних прошарків $M_{в.пр.}$, м	1,0
Швидкість посування очисного забою $V_{оч}$, м / сут	4,2
Кут падіння пласта, град.	3
Час з моменту закінчення проведення підготовчої виробки до початку очисних робіт, сут.	60
Кількість охоронних ціликів, шт.	0
Ширина охоронного цілика, м	0,0

Таблиця 2.6 – Характеристика зближених пластів і прошарків

Індекс зближ. пласта	Потужність вугільн. пачок, м	Відстань до розроб. пласта $M_{сп}$, м	Метаноносність природ. $X_{сп}$, м ³ /т	Пластов. волог. вугілля W , %	Зольність вугілля A_z , %	Вихід лет. речов V_r , %	Перех. дегазації, κ_g
підроблювані пласти							
C_6	0,9	30	8,1	7,5	14,1	41,0	0,0
C_{10}	0,76	80	7,6	8,0	9,0	42,0	0,0
надроблювані пласти							
C_4	0,85	15	7,6	7,8	10,6	39,8	0,0

Дані розрахунків наведено в додатку Б.

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: $Q_{уч} = 9,6 \text{ м}^3/\text{с}$.

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку за газовим фактором $A_{max}=1800 \text{ т/доб}$. більше розрахункового навантаження $A_p=1020 \text{ т/доб}$.

Для управління покрівлею – повне обвалення умови виконуються.

Зведемо результати розрахунків за споживачами у таблицю 2.7.

Таблиця 2.7. – Результати розрахунку повітря по споживачах

Споживачі повітря	Кількість об'єктів	Витрата повітря, $\text{м}^3/\text{с}$
Виїмкові ділянки	3	28,8
Тупикові виробки	6	55,3
Виробки, що погашаються	3	14,4
Підтримувані вироблення	8	22,47
камери:		
складів ВМ	1	1,01
гараж-зарядних	2	12,0
електромашинні	6	11,04
Виток повітря через вентиляційні споруди:		
шлюзи	35	58,6
завантажувальні пристрої	3	4,5
Разом:		208,1

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 контролю застосовуються переносний автоматичний прилад "сигнал-2". Прилад забезпечує безперервний контроль вмісту метану з видачею цифрової індикації, а при перевищенні ГДК - звуковий і світловий сигнали. Стаціонарні датчики контролю метану ДМТ-4 встановлюються відповідно до ПБ і забезпечують безперервний контроль з видачею інформації на пульт СПИ. У разі перевищення концентрації метану знімається напруга з забійного обладнання.

Як стаціонарний прилад для контролю швидкості і витрати повітря в гірничих виробках застосовується ІСНВ, який забезпечує індикацію напрямку повітряного потоку і передачу інформації диспетчеру.

Як прилад вимірювання швидкості повітря застосовуються тахометричні анемометри: ручний анемометр крильчатий типу АСО-3М з межами вимірювання 0,3–6 м/с; Анемометр чашковий МС-13 з межами вимірювання 1–20 м/с; Анемометр індукційний КВІ2 – електронний з межами вимірювань 0,2–20 м/с. Температура і відносна вологість повітря визначаються аспіраційним психрометром. Для вимірювання тиску приймають мікрометри, повітрямірні трубки.

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

Зміст отруйних газів в повітрі визначається з переносного експрес – аналізатора ГХ, в який входить набір вимірювальних індикаторних трубок і насос для протягування через них повітря. З його допомогою можна визначити концентрацію CO , H_2S , NO_2 , а так само і сірчистий газ.

2.7 Охорона праці

2.7.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних виробничих факторів

На шахті мають місце такі небезпечні та шкідливі виробничі фактори:

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

2.7.2 Заходи по боротьбі з вибухом вугільного пилу

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

Довжина проектованої конвеєрної виробки 1600м, 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, м^2 ;

q_0 – питома витрата води на 1м^2 площі поперечного перерізу виробки, $\text{кг}/\text{м}^2$; застосовується рівним $400 \text{ кг}/\text{м}^2$ $Q = 1.1 \cdot 400 \cdot 8,0 = 3520(\text{кг})$;

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.

$$N = \frac{3520}{40} = 88(\text{шт})$$

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.

$$m = \frac{88}{3} = 29,3(\text{шт})$$

Приймаємо кількість рядів у заслоні $m=29$.

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

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

$$Q = 29 \cdot 3 \cdot 40 = 3480(\text{кг})$$

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;

$$L = (a + b) \cdot m - b = (0,37 + 0,8) \cdot 29 - 0,8 = 33,13$$

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:

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

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;

$$n_{\text{засл}} = \frac{1600}{250 + 33,13} = 5,6$$

Приймається кількість заслонів $n_{\text{засл}} = 6$.

7) Загальна кількість води необхідна для всіх заслонів, розташованих на 537 збірному штреку:

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

$$Q_{\text{обм}} = 6 \cdot 3480 = 13920 (\text{кг});$$

Схема установки водяного заслону на 537 збірному штреку приведена на рис. 2.4.

Для зниження інтенсивності випаровування води, судини водяного заслону допускається вкривати вільнолежачі пластмасовими кришками.

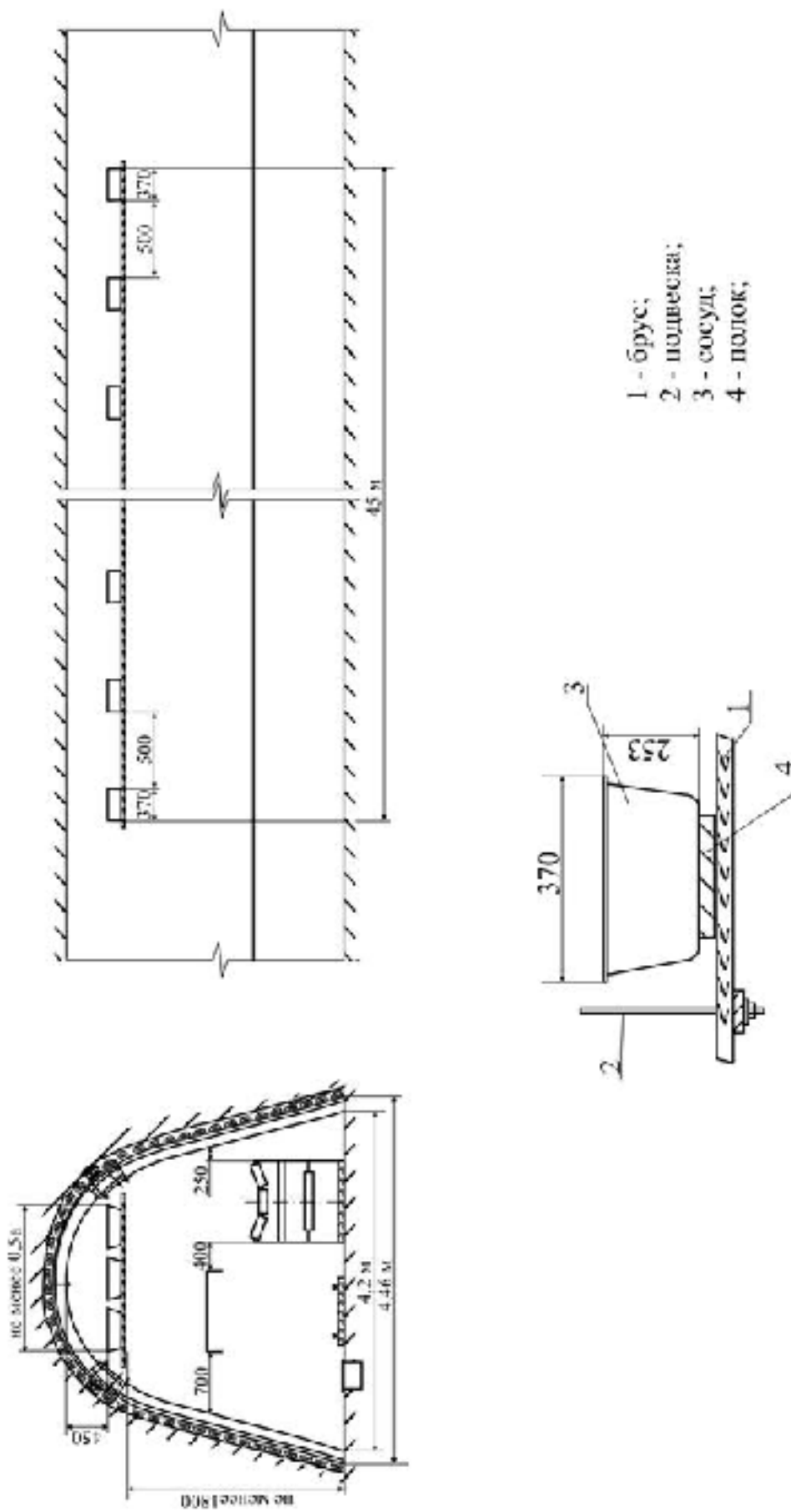


Рисунок 2.4 – Схема установки водяного занавеса

Конструкція кришки повинна дозволяти без її видалення контролювати рівень води в посудині і доливати її.

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

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 дільниці

У проекті розроблена схема протипожежного захисту виїмкової дільниці пл. С₄ на період побудови схеми вентиляції. Протипожежні засоби встановлюються в гірничих виробках у відповідності з [1].

Розстановка протипожежних технічних засобів наведена на схемі виїмкової дільниці (графічна частина проекту), необхідні засоби пожежогасіння, обладнання та матеріали зведені в таблиці 2.8.

Таблиця 2.8 – Розрахунок коштів, обладнання і матеріалів для протипожежного захисту видобувної дільниці

Найменування обладнання	Місце розташування	Од. вим.	Кількість	всього
установка автоматичного пожежогасіння УВПК-1-03	приводна головка стрічкового конвеєра	шт.	1	4
трубопровід сталевий Ø 100 мм	збірний штрек	м.	1300	1300
	бортовий штрек	м.	1300	1300
	разом:	м.		2600
манометр ЕКМ	приводна головка стрічкового конвеєра 2ЛТ-	шт.	1	1

	80 №1			
засувки Ø 100 мм	відгалуження на збірний штрек	шт.	1	1
	відгалуження на бортовий штрек	шт.	1	1
	через кожні 400 м. по довжині трубопроводу	шт.	1	3
	разом:	шт.		6
крани пожежні з головками ГЦ-70	за збірним штреком через кожні 50 м	шт.	1	26
	привідні станції стрічкових конвеєрів	шт.	1	4
	за бортовим штреком через кожні 200 м	шт.	1	6
	разом:	шт.		36
рукава пожежні Ø 66 мм	збірний штрек через кожні 50 м	шт.	1	26
	по обидва боки приводних станцій стрічкових конвеєрів	шт.	1	4
	підземний пункт ВГК	шт.	2	2
	бортовий штрек в 20 м від вікна лави і на сполученні з магістральним відкочувальним штреком	шт.	1	2
	разом:	шт.		34
стовбури пожежні з уприскуванням Ø 19 мм.	у кожного пожежного крана, де розташовані пожежні рукави	шт.	1	34
	разом:	шт.		36
вогнегасники порошкові ОПШ-10	збірний штрек, через кожні 100 м по довжині стрічкових конвеєрів	шт.	1	13
	привідні й натяжні станції стрічкових конвеєрів	шт.	2	4
	виконавчі електричні, що знаходяться поза камерами	шт.	1	2
	у розподільних пунктів	шт.	2	10
	сполучення лави з бортовим штреком	шт.	1	1
	вантажний пункт лави	шт.	1	1
	пересувні підстанції	шт.	2	4
разом:	шт.		35	
вогнегасники пінні	збірний штрек, через кожні	шт.	1	13

ОХП-5	100 м по довжині стрічкових конвеєрів			
	привідні й натяжні секції стрічкових конвеєрів	шт.	2	4
	у розподільних пунктів	шт.	1	5
	сполучення лави з бортовим штреком	шт.	1	1
	вантажний пункт лави	шт.	1	1
	разом:	шт.		24
ящики з піском 0,2 м ³ і лопата	у розподільних пунктів	шт.	1	5
	пересувні підстанції	шт.	1	2
	разом:	шт.		7
манометри	на кінцях трубопроводів по збірному і бортовому штреку	шт.	1	2

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 2.9.

Таблиця 2.9. – Витрати по допоміжних матеріалів

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

Продовження табл. 2.9

Найменування елемента витрат	Од. вим.	Витрата в міс.	Планова вартість одиниці матеріалу, грн.			Загальна вартість матеріалів за місяць, у.о.
			За оптовими цінами	Транспортні витрати	всього	
Невраховані матеріали						82765,5
РАЗОМ						441415,8
факт						
лісоматеріали	м3	160	1000	50,00	1050,00	168000,0
Зубки, різці	шт.	300	58,5	2,93	61,43	18427,5
емульсія	кг	30	40,5	2,03	42,53	1275,8
ПММ	кг	150	22,5	1,13	23,63	3543,8
Запасні частини						57374,1
Невраховані матеріали						57374,1
РАЗОМ						305995,2

Розрахунок амортизаційних відрахувань виробляємо за встановленими нормами в процентах від балансової вартості. Дані розрахунків зводимо в таблицю 2.10.

Таблиця 2.10. – Розрахунок амортизаційних відрахувань

№ п/п	Найменування обладнання	Кількість одиниць в роботі	Кількість одиниць в наявності	Оптова ціна, тис. грн.		Норма амортизації, %		Амортизаційні відрахування, у.о./міс	
				за одиницю	загальна	річна	за місяць	за рік	за міс
проект									
1	Комбайн УКД300	1	1	3250	3250	24	2	780000,0	65000,0
2	Секції кріплення ДМ	120	120	186	22320	24	2	44640,0	446400,0
3	Конвеєр 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	Конвеєр 2ЛТ-80У	2	2	2600	5200	24	2	624000,0	104000,0
6	НУМС	1	1	10,6	10,6	24	2	2544,0	212,0
7	ДКНЛ	1	1	500	500	24	2	120000,0	10000,0
8	ЛВД-12	1	1	30,5	30,5	24	2	7320,0	610,0
9	Маслостанція СНТ-32	2	3	35,3	105,9	24	2	8472,0	2118,0
10	Тр-р ТСШВП-250/6	1	1	38,7	38,7	24	2	9288,0	774,0
11	Пускач ПВН-250	4	4	3,5	14	24	2	840,0	280,0
	Всього							2461104,0	723394,0
	Невраховане обладнання (30%)							738331,2	217018,2
	Комплектуюче обладнання (30%)							959830,6	282123,7
	Усього з комплектуючим обладнанням							3420934,6	1005517,7
	Запасні частини обладнання (2%)							63988,7	18808,2
	Усього з запчастинами							3484923,3	1024325,9
	Транспортні витрати (8 %)							278793,9	81946,1
	Складські витрати (1,2 %)							41819,1	12291,9
	Монтаж (8 %)							278793,9	81946,1

Продовження табл. 2.10

№ п/п	Найменування обладнання	Кількість одиниць в роботі	Кількість одиниць в наявності	Оптова ціна, тис. грн.		Норма амортизації, %		Амортизаційні відрахування, у.о./міс	
				за одиницю	загальна	річна	за місяць	за рік	за міс
Всього								4084330,1	1200510,0
факт									
1	Комбайн КА-80	1	1	1750	1750	24	2	420000,0	35000,0
2	Секції кріплення КД-80	120	120	95	11400	24	2	22800,0	228000,0
3	Конвеєр СП-291	1	1	1790	1790	24	2	429600,0	35800,0
4	Перевантажувач ПТК-1	1	2	1100	2200	24	2	264000,0	44000,0
5	Конвеєр 2ЛТ-80У	2	2	2600	5200	24	2	624000,0	104000,0
6	НУМС	1	1	10,6	10,6	24	2	2544,0	212,0
7	ДКНЛ	1	1	500	500	24	2	120000,0	10000,0
8	ЛВД-12	1	1	30,5	30,5	24	2	7320,0	610,0
9	Маслостанція СНТ-32	2	3	35,3	105,9	24	2	8472,0	2118,0
10	Тр-р ТСШВП-250/6	1	1	38,7	38,7	24	2	9288,0	774,0
11	Пускач ПВН-250	4	4	3,5	14	24	2	840,0	280,0
Всього									
Невраховане обладнання (30%)									
Комплектуєчне обладнання (30%)									
Усього з комплектуєчим 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 2.11.

Таблиця 2.11 – 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	1120400,0	43,94	31,5	712835,8	37,52	30,2
Нарахування на заробітну плату	566922,4	22,23	15,9	360694,9	18,98	15,3
Матеріали	1200510,0	47,08	33,7	764711,6	40,25	32,4
Амортизаційні відрахування	228477,5	8,96	6,4	215854,7	11,36	9,1
Електроенергія	441415,8	17,31	12,4	305995,2	16,11	13,0
Всього	3557725,7	139,52	100,0	2360092,3	124,22	100,0

Загальний техніко-економічний аналіз запропонованого рішення наведено в таблиці 2.12.

Таблиця 2.12 – Техніко-економічний аналіз прийнятого рішення

№ п/п	Найменування	Од. вим.	Величина показника		Відхилення проектних показників від фактичних	
			факт	проект	+/-	%
1	Потужність шахти					
	річна	тис. т	800	1100	300,0	37,5
	добова	т	2280	3060	780,0	34,2
2	Кількість очисних вибоїв	лава	3	3	0,0	0,0
3	Середнє навантаження на вибій	т/доб.	760	1020	260,0	34,2
	Кількість очисних вибоїв	лава	1	1	0,0	0,0
	пласт С4	т/доб.	760	1020	260,0	34,2
	Кількість очисних вибоїв	лава	1	1	0,0	0,0
	пласт С5	т/доб.	760	1020	260,0	34,2
	Кількість очисних вибоїв	лава	1	1	0,0	0,0
	пласт С10	т/доб.	760	1020	260,0	34,2
4	Число робочих днів	доба	350	350	0,0	0,0
5	Число змін з видобутку на добу	м	3	3	0,0	0,0
6	Вартість основних фондів	тис. у.о.	274569	310445	35875,8	13,1
7	Середньорічні залишки оборотних коштів	тис. у.о.	94187	273681	179494,8	190,6
8	Списочний штат:					
	робочих з видобутку вугілля	чол.	1997	2030	33,0	1,7
	робочих на очисних роботах	чол.	301	334	33,0	11,0
	працівників на шахті	чол.	2243	2276	33,0	1,5
9	змінна продуктивність праці					
	робочого з видобутку вугілля	т/зм.	0,381	0,502	0,1	32,0
	робочого на очисних роботах	т/зм.	2,52	3,05	0,5	21,0
10	Річна продуктивність праці					
	робочого з видобутку вугілля	т/год.	400,60	541,87	141,3	35,3
	працівників на шахті	т/год.	356,67	483,30	126,6	35,5
11	Річні валові доходи	тис. у.о.	402784	402485	-298,8	0,1
12	Річні амортизаційні відрахування	тис. у.о.	88560	95894	7334,5	8,3
13	Ціна на вугілля	у.о./т	746,65	746,65	0,0	0,0
14	Повна собівартість 1 т вугілля	у.о./т	614,18	453,07	-161,1	26,2
15	Об'єм реалізації вугілля	тис. т	640,00	880,00	240,0	37,5
16	Річний валовий дохід	тис. у.о.	496970	676166	179196,0	36,1
17	Скорегований прибуток	тис. у.о.	5627	177787	172160,4	3059,7
18	Чистий прибуток (збиток)	тис. у.о.	4220	133340	129120,3	3059,7
19	Загальна рентабельність виробництва	%	1,53	30,44	28,9	1894,7
20	Розрахункова рентабельність виробництва	%	1,14	22,83	21,7	1894,7
21	Річний економічний ефект за проектом	тис. у.о.	125203			

Отже річний економічний ефект від заміни обладнання складе 125203 тис. 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 ДМ – комбайну УКД300 – конвеєру КСД26». Очікуваний економічний ефект від збільшення продуктивності складе 125 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 ДМ з комбайном УКД300. 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 125 млн у.о.

Кошти, отримані від застосування технологічних рішень можна вкласти в оновлення матеріально-технічної бази шахти. Адже сучасні комплекси машин і механізмів дозволяють забезпечувати високі навантаження на очисні вибої.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

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

13. Охорона праці (підручник для студентів гірничих спеціальностей вищих закладів освіти) / За редакцією К.Н.Ткачука – К. 1998. – 320 с.
14. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий. Справочник. - М.: Недра, 1991. – 253 с.
15. Керівництво по боротьбі з пилом у вугільних і сланцевих шахтах. - М.: Недра, 1979. – 319 с.
16. 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.
17. Красавин А.П. Защита окружающей среды в угольной промышленности. - М.: Недра, 1991. – 221 с.
18. Укрупненные комплексные нормы выработки для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. - К.: МУПУ, Доповнення та зміни, 2001. – 586 с.
19. Програма та методичні вказівки до виконання кваліфікаційної роботи бакалавра спеціальності 184 Гірництво (освітньо-професійна програма «Гірництво», блок 1 «Підземна розробка родовищ» та блок 2 «Інжиніринг гірництва») / Упоряд.: В.В. Фомичов, В.М. Почепов, О.Р. Мамайкін, В.В. Лапко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро : НТУ «ДП», 2019. – 24 с.

ДОДАТКИ

Додаток А – Характеристика вугільних пластів

Таблиця А.1 – Характеристика вугільних пластів

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

Таблиця А.2 – Характеристика вугільних пластів

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

Таблиця А.3 – Характеристика вугільних пластів

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

Додаток Б. Розрахунок вентиляції

Вихідні дані і результати розрахунків наведені в таблиці Б.1.

Таблиця Б.1 – Вихідні дані

Початкові дані	Значення
Глибина зони метанових газів H_0 , м	153
Глибина розробки H , м	225
Довжина очисної виробки $L_{оч}$, м	170
Природна метаноносність пласта X , м ³ / т	6,0
Пластова вологість вугілля W , %	8,0
Зольність вугілля A_3 , %	9,1
Вихід летючих речовин V_r , %	41,0
Повна потужність вугільних пачок пласта $M_{п}$, м	0,84
Виймальна корисна потужність пласта $M_{в}$, м	0,84
Виймальна потужність пласта з урахуванням породних прошарків $M_{в.пр.}$, м	1,0
Швидкість посування очисного забою $V_{оч}$, м / сут	4,2
Кут падіння пласта, град.	3
Час з моменту закінчення проведення підготовчої виробки до початку очисних робіт, сут.	60
Кількість охоронних ціликів, шт.	0
Ширина охоронного цілика, м	0,0

Таблиця Б.2 – Характеристика зближених пластів і прошарків

Індекс зближ. пласта	Потужність вугільн. пачок, м	Відстань до розроб. пласта $M_{СП}$, м	Метаноносність природ. $X_{СП}$, м ³ /т	Пластов. волог. вугілля W , %	Зольність вугілля A_3 , %	Вихід лет. речов V_r , %	Перех. дегазації, κ_g
підроблювані пласти							
C_6	0,9	30	8,1	7,5	14,1	41,0	0,0
C_{10}	0,76	80	7,6	8,0	9,0	42,0	0,0
надроблювані пласти							
C_4	0,85	15	7,6	7,8	10,6	39,8	0,0

Прогноз метаноемності тушикової виробки пласта C_5

Спосіб провітрювання виробки – нагнітальний.

Вироблення проводиться комбайном.

Таблиця Б.3. – Дані для прогнозу метаноємності тупикової виробки

Початкові дані	Значення
Площа перерізу виробки в проходці по вугіллю S_{yt} , м ²	3,2
Довжина тупикової виробки $L_{п}$, м	1600
Природна метаноносності пласта X , м ³ /т	6,0
Пластова вологість вугілля W , %	8,0
Зольність вугілля A_3 , %	9,1
Вихід летючих речовин V_r , %	41,0
Щільна потужність вугільних пачок $M_{п}$, м	0,84
Щільність вугілля, т/м ³	1,45
Проектна швидкість посування забою $V_{п}$, м/доб.	6,1
Технічна продуктивність комбайна J , т/хв	1,90
Посування вибою за цикл безперервної роботи, м	0,8

Таблиця Б.4. – Результати прогнозу метанообільності гірничих виробок

індекс пласта	$q_{пл}$, м ³ /т	$q_{сп.п}$, м ³ /т	$q_{сп.н}$, м ³ /т	$q_{пор.}$, м ³ /т	$q_{в.п}$, м ³ /т	$q_{оч.}$, м ³ /т	$q_{уч.}$, м ³ /т	$J_{з.п.}$, м ³ /с	$J_{п}$, м ³ /с	$J_{з.п.мах}$, м ³ /с
C ₅	4,25	0,92	1,57	0,32	2,81	7,06	7,06	0,000	0,000	0,0000

Розрахунок витрати повітря для провітрювання виїмкової дільниці пласта C₅

Вибухові роботи не ведуться.

Таблиця Б.5. – Додаткові вихідні дані для розрахунку витрати повітря

Початкові дані	Значення
Найбільше число людей, що одночасно працюють в очисній виробці n , чел.	12
Перетин вироблення по якій подається повітря для підвіження вихідного струменя S , м ²	11,2

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

Розрахунок витрати повітря для провітрювання підготовчої виробки пласта С₅

Характеристика виробки:

Розрахунок проводиться для умов Донецького басейну;

Виробкаволога;

Шахта газова;

Вентиляційний трубопровід з труб типу 1А, 1В при довжині ланки 20м;

Застосовується вентилятор з регульованою подачею;

Проведення вироблення здійснюється прохідницьких комбайном.

Таблиця Б.6 – Вихідні дані

Початкові дані	Значення
Площа перерізу виробки в просвіті S , м ²	11,2
Діаметр вентиляційного трубопроводу d , м	0,8
Мінімальна швидкість повітря у виробці, м/с	0,25
Температура повітря у виробці, град.	22,0
Відносна вологість повітря у виробці, %	70,0
Довжина вентиляційного трубопроводу на ділянці від ВМП до гирла тупикової виробки, м	20,0
Довжина вентиляційного трубопроводу H , м	1600
Допустима концентрація газу у вихідному C , %	1,00
Концентрація газу в надходить в вироблення вентиляційному струмені 3 , %	0,01
Абсолютне газовиділення вироблення J_n , м ³ /с	0,015
Газовиділення в прибийний простір, м ³ /с	0,029

Витрата повітря для провітрювання привибійного простору тупикової виробки дорівнює: $Q_{з.п} = 2,9 \text{ м}^3/\text{с}$.

Подача вентилятора місцевого провітрювання тупикової виробки визначена за газовим фактором: $Q_в = 5,0 \text{ м}^3/\text{с}$.

Витрата повітря, який необхідно подати до місця установки ВМП, дорівнює: $Q_{п.в} = 7,9 \text{ м}^3/\text{с}$.

Розрахунок допустимого навантаження по газовому фактору пласта С5

Схема провітрювання 1-М-Н-в-пт.

Породи безпосередньої покрівлі глинисті сланці нестійкі.

Тип кріплення ДМ.

В вироблення виділяється метан.

Спосіб управління покрівлею – повне обвалення.

Залягання пластів – полого.

Таблиця Б.7 – Вихідні дані для розрахунку навантаження на лаву

Початкові дані	Значення
Довжина очисної виробки $L_{оч}$, м	170
Виймальна потужність пласта з урахуванням породних прошарків $M_{п.пр}$, м	1,0
Щільність вугілля, т/м ³	1,45
Коефіцієнт вилучення вугілля, частки одиниці	0,98
Швидкість посування очисного забою $V_{оч}$, м/доб.	5,6
Допустима концентрація газу у вихідному C ,%	1,0
Концентрація газу в надходить на виїмкових ділянку вентиляційному струмені 3 ,%	0,0
Відносна газоемність очисної виробки $q_{оч}$, м ³ /т	6,0
Відносна газоемність виїмкової ділянки $q_{уч}$, м ³ /т	6,0

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку за газовим фактором $A_{max}=1800$ т/доб. більше розрахункового навантаження $A_p=1020$ т/доб.

Витрата повітря для провітрювання погашених виробок $Q_{пог.в}$ приймається рівним $0,5 Q_{уч}$ і повинні задовольняти умові забезпечення мінімально допустимої швидкості руху повітря в очисному забої і в виробках ділянки:

$$Q_{\text{под.с.}} = 0,5 \cdot Q_{\text{пр}} = 0,5 \cdot 9,6 = 4,8 (\text{м}^3 / \text{с});$$

$$S \cdot V_{\text{min.под}} \leq Q_{\text{под.с}} \geq S_{\text{оч}} \cdot V_{\text{min.оч}} \cdot K_{\text{ут.в}}$$

де S – площа поперечного перерізу виробки в просвіті, м^2 ;

$V_{\text{min.под}}$ – мінімальна швидкість руху повітря в підтримуваних виробках, м/с ;

$S_{\text{оч}}$ – площа поперечного перерізу очисної виробки у світлі, м^2 ;

$V_{\text{min.оч}}$ – мінімальна швидкість руху повітря в очисній виробці, м/с ;

$K_{\text{ут.в}}$ – коефіцієнт, що враховує виток повітря через вироблений простір.

За номограми $K_{\text{ут.в}} = 1,5$;

$$K_{\text{зм.с.з.}} = 0,5 \cdot (1 + K_{\text{зм.с.}}) = 0,5 \cdot (1 + 1,5) = 1,25$$

$$11,2 \cdot 0,25 \leq 4,8 \geq 2,0 \cdot 0,5 \cdot 1,25;$$

$$2,8 < 4,8 > 1,25$$

Для управління покрівлею – повне обвалення умови виконуються.

Таблиця Б.8 – Кількість повітря для підтримуваних виробок

Найменування виробок	Перетин $S, \text{м}^2$	Мінімальна швидкість $V_{\text{min}}, \text{м/с}$	Кількість повітря $Q_{\text{под}}$, $\text{м}^3/\text{с}$
Східний магістральний вент. штрек №1	11,5	0,25	2,875
Східний магістральний вент. штрек №2	11,5	0,25	2,875
ВМКШ пл. С ₅ №2	14,0	0,25	3,5
Головний конвексний штрек	14,0	0,25	3,5
Сх. ВТК. квершлаг гір. 300м	11,2	0,25	2,8
Шламовідстійник	8,8	0,15	1,32
623 збірний штрек	11,2	0,25	2,8
623 бортовий штрек	11,2	0,25	2,8
Разом:			22,47

Таблиця Б.9 – Витрата повітря для відокремлено провітрюваних камер

Найменування камери	Витрата повітря $Q_{\text{в}}, \text{м}^3/\text{с}$
склад ВМ	1,01
Гараж-зарядна: горизонт 140м	6,0
горизонт 225м	6,0
Електромашинні камери: горизонт 140м	2,24
горизонт 225м	2,24
Насосна гір. 140м	1,64
Насосна гір. 225м	1,64
Насосна пл. С ₁₀	1,64
Насосна гір. 380м	1,64
Всього:	24,05

Таблиця Б.10 – Результати розрахунків витоків повітря через завантажувальні пристрої

Найменування	Кількість	Норма витоків $Q_{\text{вт}}, \text{м}^3/\text{с}$	$Q_{\text{вт.зр}}, \text{м}^3/\text{с}$
Дільничний гезенків 1017 сборн. штреку	1	2,0	2,0
Вугільний бункер гір. 225м	1	2,5	2,5
Разом:			4,5

Таблиця Б.11 – Витоки повітря через шлюзи

Найменування вироблення	Кільк. дверей в шлюзі	Коеф. переходу $K_{\text{пер}}$	Коеф. норми витоків	$Q_{\text{вт}}, \text{м}^3/\text{с}$	$Q_{\text{вт.ши}}, \text{м}^3/\text{с}$
Східно. маг. вент. штр. №3 пл. С ₆	2	0,76	1,5	3,1	3,53
Сх. вент. квершлаг №1	2	0,76	1,5	3,1	3,53
Сх. вент. квершлаг №2	2	0,76	1,5	3,1	3,53
Заїзд №3 пл. С ₅	2	0,76	1,5	3,1	3,53
Заїзд №1 пл. С ₅	2	0,76	1,5	3,1	3,53
Заїзд №2 пл. С ₅	2	0,76	1,5	3,1	3,53
Заїзд №4 пл. С ₅	2	0,76	1,5	3,1	3,53
420 збірний штрек	2	0,76	1,3	3,1	3,06
Заїзд №6 пл. С ₅	2	0,76	1,5	3,1	3,53
420 бортовий штрек	2	0,76	1,3	3,1	3,06
Заїзд №8 пл. С ₅	2	0,76	1,5	3,1	3,53
Головний конв. квершлаг гір. 140м	2	0,76	1,5	6,6	7,52
Заїзд №1 пл. С ₄	2	0,76	1,5	3,1	3,53
Заїзд №3 пл. С ₄	2	0,76	1,5	3,1	3,53
537 збірний штрек	2	0,76	1,3	3,1	3,06
537 бортовий штрек	2	0,76	1,3	3,1	3,06
Разом:					58,6

Таблиця Б.12. – Результати розрахунку повітря по споживачах

Споживачі повітря	Кількість об'єктів	Витрата повітря, м ³ /с
Виїмкові ділянки	3	28,8
Тушкові виробки	6	55,3
Виробки, що погашаються	3	14,4
Підтримувані вироблення	8	22,47
камери:		
складів ВМ	1	1,01
гараж-зарядних	2	12,0
електромашинні	6	11,04
Виток повітря через вентиляційні споруди:		
шлюзи	35	58,6
завантажувальні пристрої	3	4,5
Разом:		208,1

Таблиця Б.13 – Результати розрахунку депресії

Найменування вироблення	Номер вузла	Тип кріпл	S м ²	α Н·с ² /м ⁴	Кф	L м	Q м ³ /с	r_{100} Н*с ² /м ⁸	R Н*с ² /м ⁸	H Па	V м/с
клітьового ствол	1-2	Бетон	28,3	0,033	3,54	140	228,9		0,0038	201,1	8,1
Гл. ВТК. штрек	2-3	СВП	14	0,018	3,8	150	98,6		0,0140	136,0	7,0
Гл. ВТК. штрек	3-4	СВП	14	0,018	3,8	100	87,4		0,0093	71,2	6,2
Гл. ВТК. кв-г	4-5	СВП	14	0,018	3,8	150	50,3		0,0140	35,4	3,6
Гл. ВТК. кв-г	5-6	СВП	14	0,018	3,8	70	57,8		0,0065	21,8	4,1
Гл. ВТК. кв-г	6-7	СВП	14	0,018	3,8	30	50,3		0,0028	7,1	3,6
Гл. ВТК. кв-г	7-8	СВП	14	0,018	3,8	30	41,5		0,0028	4,8	3,0
Гл. ВТК. кв-г	8-9	СВП	14	0,018	3,8	835	35,4		0,0779	97,6	2,5
ВМОШ	9-10	СВП	14	0,018	3,8	750	26,7		0,0700	49,9	1,9
537 бор. штр.	10-11	СВП	11,2	0,02	3,8	1600	9,6		0,1810	16,7	0,9
537 лава	11-12	ДМ	2			170	6,4	2,8	4,2	172,0	3,2
537 зб. штр.	12-13	СВП	14	0,02	3,8	1600	9,6		0,1036	9,6	0,7
ВМКШ	13-14	СВП	14	0,018	3,8	510	15,2		0,0476	11,0	1,1
ВМКШ	14-15	СВП	14	0,018	3,8	50	19,6		0,0047	1,8	1,4
ВМКШ	15-16	СВП	14	0,018	3,8	165	28,5		0,0154	12,5	2,0
ВМКШ	16-17	СВП	14	0,018	3,8	100	31,9		0,0093	9,5	2,3
Сбойка	17-18	СВП	14	0,018	3,8	70	34,6		0,0065	7,8	2,5
Гл. конв. кв-г	18-19	СВП	14	0,018	3,8	960	59,4		0,0895	315,9	4,2
Гл. конв. кв-г	19-20	СВП	14	0,018	3,8	345	64,5		0,0322	133,9	4,6
Гл. конв. кв-г	20-21	СВП	14	0,018	3,8	200	63,8		0,0187	75,9	4,6
Гл. конв. кв-г	21-22	СВП	14	0,018	3,8	70	64,8		0,0065	27,4	4,6
Вент. гезенків	22-23	мет.	7	0,006	3,54	30	66,7		0,0049	21,9	9,5

Продовження табл. Б.13

Найменування вироблення	Номер вузла	Тип кріпл	S м ²	α Н·с ² /м ⁴	Кф	L м	Q м ³ /с	r_{100} Н*с ² /м ⁴	R Н*с ² /м ⁸	H Па	V м/с
		труба									
Вент. кв.	23-24	СВП	14	0,018	3,8	70	84,4		0,0065	46,5	6,0
Зб. на гл. ствол	24-25	АП	14	0,018	3,8	30	87,5		0,0028	21,4	6,3
головний стовбур	25-26	Бетон	44,2	0,033	3,54	55	112		0,0005	6,2	2,5
головний стовбур	26-27	Бетон	44,2	0,033	3,54	20	154		0,0002	4,3	3,5
головний стовбур	27-28	Бетон	44,2	0,033	3,54	10	166		0,0001	2,5	3,8
головний стовбур	28-29	Бетон	44,2	0,033	3,54	140	169,5		0,0013	36,2	3,8
Всього										1558	

Застосована вентиляторна установка забезпечує провітрювання очисної виробки.

