

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет
"Дніпровська політехніка"

Інститут природокористування
(інститут, факультет)

Кафедра гірничої інженерії та освіти
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
кваліфікаційної роботи ступеню
бакалавра
(бакалавр, магістр)

студента Мірошніченка Владислава Євгеновича.
(П І Б)
академічної групи 184-18з-4 ІП.
(шифр)
спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)
за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему: Розробка параметрів технології видобування вугілля шахти «ім. М.І. Сташкова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Проф. Почепов В.М.			
розділів та підрозділів:				
Розділ 1	Проф. Почепов В.М.			
Розділ 2	Проф. Почепов В.М.			
Охорона праці	Проф. Яворська О.О.			
Рецензент				
Нормоконтролер	Проф. Почепов В.М.			

Дніпро
2022

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

_____ **проф. Бондаренко В.І.**
(підпис) (прізвище, ініціали)

« _____ » _____ 2022 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу ступеня
бакалавра
(бакалавра, магістра)

студенту Мірошниченку В.Є. академічної групи 184-18з-4 ІП
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему: **Розробка параметрів технології видобування вугілля шахти «ім. М.І. Сташкова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»**

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від _____ № _____

Розділ	Зміст	Термін виконання
Розділ 1	Характеристика гірничого підприємства	25.04.2022 р.
Розділ 2	Обґрунтування параметрів технології видобування вугілля шахти «ім. М.І. Сташкова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»	25.05.2022 р.
Охорона праці	Промислова санітарія. Заходи щодо попередження та локалізації вибухів вугільного пилу. Протипожежний захист.	05.06.2021 р.

Завдання видано _____
(підпис керівника)

Почепов В.М.
(прізвище, ініціали)

Дата видачі: **04.04.2022 р.**

Дата подання до екзаменаційної комісії: **10.06.2022 р.**

Прийнято до виконання _____
(підпис студента)

Мірошниченко В.Є.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 46 сторінок, 4 рисунки, 16 таблиць, 14 джерел літератури.

Об'єкт розробки: очисні роботи шахти ім. «М.І. Сташкова».

Мета кваліфікаційної роботи: збільшення навантаження на лаву і зниження собівартості видобутку 1 т вугілля.

У вступі описаний поточний стан в галузі і на шахті ім. М. І. Сташкова зокрема.

У першому розділі викладені дані про місцезнаходження підприємства, гірничо-геологічна характеристика родовища, а також проведено аналіз виробничої ситуації на шахті ім. М. І. Сташкова.

У другому розділі запропонований варіант заміни механізованого комплексу КД-80 на більш модернізований 1МКД-90. Наведено розрахунок дільничного транспорту та перевірка вентиляційної мережі видобувної ділянки.

У підрозділі «Охорона праці» проведений розрахунок водяних заслонів, розроблені заходи з комплексного знепилювання в очисному вибої, розроблена схема протипожежного захисту виїмкової ділянки.

В економічній частині пояснювальної записки наведено розрахунок техніко-економічних показників видобувної ділянки при впровадженні проектних рішень.

Проектне рішення може знайти застосування на більшості шахт Західного Донбасу.

**СТОВПОВА СИСТЕМА РОЗРОБКИ, КОМБАЙН, КОМПЛЕКС,
ТЕХНОЛОГІЯ ВИЇМКИ ВУГІЛЛЯ, ВЕНТИЛЯЦІЯ, ДІЛЬНИЧНИЙ
ТРАНСПОРТ, ОХОРОНА ПРАЦІ.**

ЗМІСТ

ВСТУП	5
1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА	6
1.1 Місцезнаходження підприємства	6
1.2. Кратка гірничо-геологічна характеристика характеристика	6
1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт	11
1.4. Висновки	12
1.5. Вихідні дані на кваліфікаційну роботу	12
2 ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ОЧИСНОЇ ВИЙМКИ ВУГІЛЛЯ ШАХТИ	12
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	12
2.2 Розрахунок параметрів виймки вугілля.	13
2.3 Технологія очисної виймки вугілля	18
2.4 Організація робіт на видобувній дільниці	20
2.5 Технологічна схема транспорту видобувної дільниці	24
2.6 Вентиляція видобувної дільниці	28
2.7 Охорона праці	32
2.8 Розрахунок собівартості 1т вугілля	40
2.9 Висновки	44
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	45
Перелік посилань	46

ВСТУП

Актуальність роботи. В даний час вугільна промисловість в Україні є однією з найбільш важливих галузей. Вугілля, що видобувається нею, застосовується на багатьох промислових підприємств країни, велика частина яких відноситься до енергетики і металургії. На Україні кам'яне вугілля є єдиною енергетичною сировиною, запаси якої досить великі. У зв'язку з тим, що щорічно зростає потреба в електроенергії, зростає потреба і у вугіллі.

На даному етапі розвитку ринкової економіки України, коли нерентабельні шахти закривають, необхідно знизити витрати на видобуток тони вугілля і при цьому не знизити продуктивність праці, а навпаки підвищити.

Основними причинами, що стримують розвиток галузі, є затримки платежів з розрахунку за відвантажене вугілля і відсутність фінансування з боку держави, що призводить до неможливості придбання нової і ремонту старої техніки, і як наслідок призводить до зменшення продуктивності шахт.

Об'єкт дослідження – очисні вибої шахти «ім. М.І. Сташкова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Предмет дослідження – параметри технології видобутку вугілля на дільниці пласта С₅ шахти «ім. М.І. Сташкова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Ідея роботи полягає у застосуванні техніки і технологій видобутку вугілля нового технічного рівня;

Мета кваліфікаційної роботи – підвищення навантаження на очисний вибій та зниження собівартості видобутку вугілля за рахунок застосування нового механізованого комплексу.

Практичне значення роботи полягає в обґрунтуванні параметрів застосування механізованого комплексу нового технічного рівня. Результати роботи можуть бути використані на вугільних шахтах України.

1 ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Місцезнаходження підприємства

Поле шахти ім. М. І. Сташкова розташовано на площі Дмитрівського комплексу ділянок, на стику двох адміністративних районів - Павлоградського і Петропавлівського Дніпропетровської області в 30 км на схід від м. Павлограда.

У південній частині, в 7 км від шахти проходить залізнична магістраль МПС Павлоград – Покровськ і Шосейна магістраль Київ – Донецьк. Найближчими залізничними станціями є: Павлоград - 30 км, Миколаївка – 15 км, з якими пов'язаний проммайданчик шахти.

У геоструктурному відношенні шахтне поле розташоване на північно-східному схилі Українського кристалічного масиву і простягається вздовж південно-західного борту Дніпровсько-Донецької западини. Ділянка відноситься до родовищ закритого типу, що в значній мірі ускладнює вивчення його тектонічної будови, тому що кам'яновугільні відкладення перекриті товщею більш молодих утворень потужністю до 115 м.

1.2. Коротка гірничо-геологічна характеристика

1.2.1 Структурна будова гірського масиву

У геологічній будові шахтного поля беруть участь кам'яновугільні відкладення, повсюдно перекриті палеогеновими, неогеновими і четвертинними утвореннями. Вугільні пласти, що мають промислове значення, приурочені до відкладів Самарської свити C_3 нижнього відділу карбону. Відкладення свити представлені аргілітами, алевролітами і пісковиками з численними пластами і пропластками вугілля товщиною від 0,1 до 1,1 м. Товщина свити, що має промислову вугленосність (від пл. C_{10}^B до C_1) становить 150-170 м, з глибиною залягання робочих пластів від 100 до 480 м.

1.2.2. Гідрогеологія

Водоносні горизонти, поширені на шахтному полі, приурочені до відкладів четвертинного, неогенового, палеогенового, тріас-юрського і кам'яновугільного віків. У четвертинних відкладеннях виділяють два водоносних горизонти, які приурочені до лесовидних суглинків і алювіальних порід долини річки Самари. У відкладах неогенової системи розвинений водоносний горизонт, укладений в пісках сарматського ярусу. При веденні гірничих робіт ці водоносні горизонти можуть брати участь в обводненні гірничих виробок, але в зв'язку з обмеженими запасами і слабкими фільтраційними властивостями пісків ступінь участі їх зазвичай незначна. У відкладах палеогенової системи підземні води укладені в породах київсько-харківської та бучацької свит, які відіграють основну роль в обводненні гірничих виробок шахти на тих площах, де вугільні пласти безпосередньо

виходять під бучацькі піски, що володіють пливунними властивостями. За Південно-Тернівським скидом вихід під бучак мають пласти C_5 , C_4 і C_1 .

У відкладах тріас-юрської системи підземні води укладені в кварцово-польовошпатових пісковиках і пісках. Цей горизонт гідравлічно взаємопов'язаний з бучацьким, тому він може брати участь в обводненні гірничих виробок. Безпосередню участь в їх обводненні беруть водоносні горизонти, приурочені до відкладів кам'яновугільного віку. Водовмісними породами є пісковики, вапняки і пласти вугілля.

Фактичний приплив води в шахту склав $240 \text{ м}^3/\text{год}$. прогностичний водопритік по шахті з урахуванням розвитку гірничих робіт складе: нормальний - $470 \text{ м}^3/\text{год}$, максимальний - $500 \text{ м}^3/\text{год}$.

1.2.3. Тектоніка

Шахтне поле характеризується, в основному, спокійним, моноклінальним заляганням осадової товщі карбону. Падіння порід у північному та північно-східному напрямках під кутом $3...5^\circ$, що збільшується у зон тектонічних порушень до $7-10^\circ$.

Пологе залягання вугленосної товщі ускладнене низкою великих порушень, якими є Нікольський скид (амплітуда $70 - 130 \text{ м}$), служить природною межею шахтного поля на заході і сході.

У свою чергу, від Дмитрівського скиду розвинений скид "Г". Поздовжній скид (амплітуда до 196 м) є природною межею шахтного поля по падінню на заході і перетинає шахтне поле. На сході від цього порушення розвинений досить значний Петровський скид (амплітуда 92 м) і скид «В», що є природною межею шахтного поля по падінню на сході. У західній частині розвинені досить значні скиди № 9 і №10.

При веденні гірничих робіт виявлено велику кількість дрібніших розривних порушень з амплітудою зміщення до $1,0 \text{ м}$ і більше, не виявлені геологорозвідкою. З наведених даних випливає, що шахтне поле має досить складну і до кінця не вивчену тектонічну структуру.

1.2.4. Межі і розміри шахтного поля

Поле шахти ім. М.І.Сташкова межує на півночі з полем шахти «Дніпровська» і «Самарська», на сході – з полями шахти «Першотравнева» і «Степова».

Межі поля шахти ім. М.І.Сташкова 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 – $14,2 \text{ км}$, по падінню-до $6,0 \text{ км}$.

1.2.5. Технічні показники

Шахта ім. М.І.Сташкова введена в експлуатацію 24 грудня 1982 р. з проектною потужністю 1,5 млн. т вугілля на рік. Проектний термін освоєння потужності - 1988 рік.

За даними лабораторних випробувань вугілля пластів C_{10}^B , C_8^B , C_8^H та C_5 , що розробляються шахтою, не схильні до самозаймання. За період експлуатації шахти самозаймання вугілля в ціликах не спостерігалось.

Таким чином, подальше відпрацювання буде вестися в сприятливій газовій обстановці. Температура гірських порід на нижній межі оцінюваної площі (глибина 380м) становитиме $19,9^{\circ}C$. Вибої, що проходяться по вміщувим породам є силікозонебезпечними. Вугільний пил пластів C_{10}^B , C_8^B , C_8^H і C_5 вибуховий. Всі вугільні пласти і пісковики невикидонебезпечні.

1.2.6. Схема розкриття

У зв'язку зі значними розмірами шахтного поля, складною тектонічною структурою і нерівномірним розподілом вугленості, розкриття пластів прийнято вертикальними центрально здвосними стволами глибиною 380 м, з поділом шахтного поля на два окремих блоки з незалежним їх провітрюванням і доставкою вугілля до головного стовбура по магістральних конвеєрних виробках. 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.

1.2.7. Вентиляція

Схема провітрювання - всмоктувальна. Суфлярних виділень метану і раптових викидів вугілля та газу на шахті не відзначалося. Вугілля не схильні до самозаймання. По допоміжному стовбуру відбувається подача свіжого струменя повітря в шахту, по головному стовбуру виводиться вихідна струмінь повітря.

На шахті встановлені два відцентрових вентилятора типу ВЦД - 31,5 С

Схема провітрювання виїмкових ділянок - зворотноточна.

1.2.8. Транспорт

На шахті ім. М.І.Сташкова існує два основних види транспорту:

- електровозний транспорт для перевезення матеріалів, обладнання та людей до місця роботи, доставка породи з підготовчих вибоїв;
- конвеєрний транспорт для доставки вугілля з очисних вибоїв до завантажувального пристрою головного ствола.

1.2.9. Система розробки

На шахті прийняті відпрацювання пластів довгими стовпами по повстанню.

Довжина виїмкових стовпів прийнята максимально-можлива 1100-1500 м. Така довжина стовпів трохи більше величини річного посування загальної лінії очисних вибоїв і відповідає нормам технологічного проектування.

За нижнім пластам C_5 і C_4^1 , а також C_2 і C_1 відповідно до прийнятої схеми розкриття, переважна довжина стовпів становить 1800 м.

Відпрацювання стовпів прийняте в напрямку повстання, що забезпечує стік води, що надходить з обрешуваних порід покрівлі, у вироблений простір, на виїмкові і дренажні штреки.

Провітрювання виїмкових ділянок - зворотноточне, з надходженням свіжого повітря в лави по грузолюдським штрекам, і вихідним – по конвеєрним.

Транспортування вугілля здійснюється по збірних штреках за допомогою ПТК і стрічкових конвеєрів.

Охорона виїмкових штреків з боку виробленого простору прийнята за допомогою дерев'яних кострових кріплень, що викладаються в один ряд.

Виїмкові штреки, що знаходяться за лавами у виробленому просторі, погашаються. Між погашеними виїмковим штреком відпрацьованого стовпа і виїмковим штреком стовпа, що нарізається, залишається цілик шириною від 1 до 5 м.

1.2.10. Очисні роботи

Згідно куту падіння і потужності пласта, до роботи прийнятий механізований комплекс КД-80 з комбайном КА-80. Привибійний конвеєр СПЦ-163 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.

По лаві відбите вугілля транспортується скребковим конвеєром СПЦ-163 до збірного штрека, де надходить на скребковий перевантажувач ПТК-1, з подальшим транспортуванням по стрічкових конвеєрах 1Л-80 до магістрального штрека.

Середньодобове навантаження на очисний забій склало 716 т/добу.

1.2.11. Проведення підготовчих і нарізних виробок

В процесі експлуатації шахти для підготовки нових лав замість відпрацьованих, необхідно проходити виїмкові (збірні та бортові) штреки, магістральні відкаточні конвеєрні, а також дренажні штреки. Спосіб проведення штреків - комбайновий.

Доставка гірської маси здійснюється стрічковими конвеєрними 1Л-80 або 1ЛТ-80 з перезавантаженням на стрічковий конвеєр, змонтований в магістральному конвеєрному штреку і далі в вугільний ланцюжок. Можливий варіант перезавантаження породи і вугілля при проведенні з

стрічкового конвеєра на вантажному пункті у вагонетки УВГ-3,3 з подальшою доставкою їх в навколоствольний двір. Доставка матеріалів у вибій виїмкових штреків здійснюється у вагонетках, платформах. Кріплення штреків - металеве арочне кріплення зі спецпрофілю СВП-27. Провітрювання вибоїв проводиться за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання типу ВМ-6 або ВМЦ-8 по прогумованих трубах діаметром 600 або 800 мм.

Швидкість проведення виробок 185 м /міс.

1.2.12. Організація робіт на гірничому підприємстві

Режим роботи на шахті - з безперервним робочим тижнем. Для шахти передбачені загальні вихідні дні під час загальнодержавних свят. На шахті встановлено наступний режим роботи:

Число робочих днів у році - 300

Число робочих змін з видобутку вугілля - 3

Число ремонтних змін - 1

Графік виходів робочих і прохідницьких ділянок - змінний. Тривалість робочої зміни:

На підземних роботах - 6 годин

На поверхні - 8 годин

1.2.13. Охорона праці

Виробничий шум і вібрація:

Джерелами підвищеного шуму є:

- ввімкнені агрегати;
- приводи конвеєрів;
- приводи перекидачів;
- ВМП для подачі повітря в підготовчі виробки.

Для боротьби з шумом використовують такі заходи:

1. Звукопоглинання і звукоізоляція.
2. Зменшення звуку, шуму в джерелі освіти.
3. Дистанційне керування машинами і механізмами.
4. Винос ВМП за межі зон робочих місць.

Вібрації схильні робочі, що працюють на ручних електросвердлах, електровозах, прохідницьких і очисних комбайнах.

Для усунення вібрації передбачаються:

1. Віброгашуючі каретки.
2. Амортизатори.
3. Гнучкі вставки, що розділяють антивібраційні рукоятки.

Пласти, що розробляються шахтою по польовому фактору, відносяться до I і II групи. Запиленість рудникового повітря становить 160-280 мг/м³.

Основними джерелами пилоутворення є:

- скребкові та стрічкові конвеєри;
- бурові верстати;
- виїмкові агрегати;
- вугільні і породні перекиди.

Для зменшення пилоутворення і поширення пилу по гірничих виробках передбачаються по шахті:

- зрошення джерел пилоутворення;
- прибирання пилу у навантажувальних пунктах;
- змив осілого пилу зі стінок виробок навколоствольного двору;
- побілка основних виробок навколоствольного двору;
- у камерах перекидачів відсмоктування пилу з подальшим її зволоженням і видаленням.

Для боротьби з пилом в очисному вибої застосовують високонапірне зрошення і зрошення з подачею води в зону різання. На комбайні КА-80 встановлені 4 форсунки КФ 1,6-75.

Для боротьби з пилом в підготовчій виробці застосовується внутрішнє і зовнішнє зрошення, а також для знепилювання вентиляційного струменя, що виходить з підготовчого вибою і зниження пиловідкладення на бортах виробки, на відстані 15-25 м від вибою встановлюється однорядна водяна завіса. Для забезпечення цих заходів встановлюємо:

- на прохідницький комбайн ГПКС 1 форсунку КФ 1,6-75;
- на водяну завісу 3 форсунки ЗФ 1,0-75.

Для гасіння підземних пожеж передбачається прокладка протипожежного трубопроводу, протипожежних дверей і засобів пожежогасіння відповідно до ПБ. Протипожежний трубопровід пофарбований в червоний колір.

1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Причини, що стримують розвиток гірничих 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, які впливають на ведення гірничих робіт, є:

- тектонічна порушеність, що супроводжується зонами підвищеної тріщинуватості;
- наявність нестійких порід покрівлі, а також «помилкової покрівлі»;
- наявність порід ґрунту, що розмокають і здимаються;
- наявність стоншень, розщеплень і виклиновань пластів, наявність розмивів пластів;
- виклинювання пісковика в породах основної покрівлі, що супроводжується зонами нестійких з різко зниженими міцнісними властивостями вугілля і вміщуючих порід грудкуватої структури;

— вивали порід покрівлі.

Через вкрай невитриману гіпсометрію на ділянці розмивів порід покрівлі мульдopodobні ділянки над пластом залишаються заповнені аргілітом і алевролітом. При відсутності контактів з вміщуючими породами розмиву і часто досить значними виділеннями води, аргіліт і алевроліт проявляють ознаки «помилкової покрівлі». У зв'язку з цим в процесі ведення гірничих робіт збільшується ймовірність травматизму для працюючих в очисному вибої.

До виробничих причин можна віднести:

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

1.4 Висновки

Для нормальної роботи шахти і підвищення її проектної потужності необхідно: підвищення технічного рівня, використання прогресивних рішень накопичених в галузі, впровадження ефективних розробок науково-дослідних і проектно-конструкторських інститутів, передового досвіду.

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 пропластков, промислове значення мають 10 з них: C_{10}^n , C_8^n , C_8^n , C_7 , C_6 , C_5 , C_4^2 , C_4^1 , C_2 та C_1 . В даний час в роботі знаходяться пласти C_{10}^n , C_8^n , C_8^n , C_5 , C_4^1 і C_1 .

Шахта віднесена до III категорії по газу метану, небезпечна по вибуховості вугільного пилу. Суфлярних виділень метану і раптових викидів газу і вугілля не спостерігалось. Вугілля не схильні до самозаймання. Схема провітрювання шахти - центральна, спосіб провітрювання - всмоктуючий.

Режим роботи шахти 4-х змінний: одна зміна ремонтно-підготовча і три зміни з видобутку вугілля. Добове навантаження на очисний вибій склало 716 т/добу, темпи проведення гірничих виробок склали 185 м/добу.

2 ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОЛОГІЇ ОЧИСНОЇ ВІЙМКИ ВУГІЛЛЯ ШАХТИ

2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

В даний час на шахті ім. М.І. Сташкова для технології ведення очисних робіт на розглянутій лаві застосовується комплекс КД-80 з комбайном КА-80 і конвеєром СП-291. Виїмка вугілля проводиться за човниковою схемою з послідовним пересуванням секцій кріплення. Управління покрівлею - повне обвалення. Засоби очисної виїмки представлені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1

Засоби очисної виїмки комплексом КД-80

Найменування	Тип	Кількість
Комбайн	КА-80	1
Механізоване кріплення	КД-80	1
Конвеєр	СП-291	1

З досвіду застосування механізованого комплексу КД-80 в умовах шахти виявлені наступні недоліки:

1. Фронтальна самозарубка становить близько 40 хв робочого циклу, що істотно впливає на загальний час циклу по виїмці корисної копалини.

2. При невеликому газовиділенні з пластів має місце низька швидкість подачі комбайна. Вона обмежується опірністю вугілля різанню і може бути збільшена за рахунок застосування комбайнів нового покоління з підвищеною енергоозброєністю.

Таким чином, в даній кваліфікаційній роботі пропонується замінити комплекс КД-80 з комбайном КА-80 на комплекс 1МКД-90 (табл. 2.2) з самозарубкою на кінцевих ділянках способом косих заїздів. Така заміна дозволить збільшити навантаження на лаву і знизити трудомісткість робіт на кінцевих ділянках [20].

Таблиця 2.2

Засоби очисної виїмки комплексом 1 МКД-90

Найменування обладнання	Одиниця виміру	Кількість
Секції кріплення 1МКД-90	шт.	105
Комбайн КА-90	шт.	1
Скребокний конвеєр СПЦ-163	шт.	1
Скребокний перевантажувач ПТК-1	шт.	1
Маслостанція СНД-200	шт.	2
Насос зрошення НУМС-30М	шт.	1

2.2 Розрахунок параметрів виїмки вугілля.

2.2.1. Розрахунок довжини лави

1. Визначаємо орієнтовну довжину лави по газовому фактору:

$$\ell_{\lambda} = \frac{864 \cdot V_{\max} \cdot c \cdot b \cdot m_n \cdot k_m \cdot \varphi \cdot k_{\text{в.п.}}}{n_{\text{см}} \cdot r \cdot m_n \cdot \gamma \cdot k_m \cdot q \cdot k_{\text{дег}}}$$

де V_{\max} — допустима швидкість руху повітряного струменя по ПБ, м/с;
 c — допустима концентрація метану по ПБ у вихідному струмені з очисної ділянки, %;

b — ширина призабійного простору, м;

m_n — товщина пласта, що виймається, м;

k_m — коефіцієнт машинного часу;

$n_{\text{см}}$ — число видобувних змін;

φ — коефіцієнт звуження повітряного струменя;

$k_{\text{в.п.}}$ — коефіцієнт, що враховує рух частини повітряного струменя по виробленому простору;

r — ширина захоплення комбайна, м;

m_n — корисна товщина пласта, м;

γ — щільність вугілля, т/м³;

q — метанообільність вугільного пласта, м³/т.с.д.

$k_{\text{дег}}$ — коефіцієнт природної дегазації джерел метану у відсутності очисних робіт.

$$k_m = \frac{T_m}{1440} = \frac{n_{\text{см}} \cdot k_n \cdot k_{\text{пр}} \cdot T_{\text{см}}}{1440}$$

де k_n — коефіцієнт надійності комбайна;

$k_{\text{пр}}$ — коефіцієнт, що враховує простій комбайну з організаційно-технічних причин;

$T_{\text{см}}$ — тривалість зміни;

$$k_m = \frac{3 \cdot 0,75 \cdot 0,8 \cdot 360}{1440} = 0,45$$

$$\ell_{\lambda} = \frac{864 \cdot 4 \cdot 1 \cdot 4,3 \cdot 1,0 \cdot 0,45 \cdot 0,9 \cdot 1,3}{3 \cdot 0,8 \cdot 0,84 \cdot 1,26 \cdot 1,4 \cdot 8 \cdot 1} = 236(\text{м});$$

2. Визначаємо довжину лави за технологічним фактором (за витратами часу на окремі операції):

$$\ell_{\lambda} = \frac{[(T_{\text{см}} - t_{\text{п.з.}}) - t_{\text{к.о.}} \cdot n_{\text{ц}}] \cdot k_n}{\left(\frac{1}{V_p} + t_{\text{с}}\right) \cdot n_{\text{ц}}} + \sum \ell_{\text{н}}$$

де $T_{\text{см}}$ — тривалість зміни, хв;

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

$t_{\text{к.о.}}$ — час кінцевих операцій, хв;

$n_{\text{ц}}$ — число циклів по виїмці за зміну;

k_n — коефіцієнт готовності комбайна;
 V_p — робоча швидкість подачі комбайна, м/хв;
 t_n — питомі витрати часу на допоміжні операції, хв/м;
 $\sum \ell_n$ — сумарна довжина ніш, м;

$$\ell_{\text{л}} = \frac{[(360 - 20) - 25 \cdot 1,3] \cdot 0,75}{\left(\frac{1}{2,4} + 0,56\right) \cdot 1,3} = 182,4(\text{м})$$

Оскільки обмежуючим фактором є довжина лави по технологічному фактору, то остаточно приймасмо довжину лави $\ell_{\text{л}} = 180\text{м}$.

2.2.2 Швидкість подачі комбайна

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:

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

де $N_{\text{уст}}$ — тривала потужність двигуна комбайна, кВт;
 H_w — питомі енерговитрати на руйнування вугілля, кВт/т;
 m — товщина пласта, що виймається, м;
 r — ширина захоплення виконавчого органу комбайна, м;
 $\gamma_{\text{в}}$ — об'ємна вага вугілля, т/м³.

Стійка потужність двигуна розраховується за формулою:

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

комбайн КА-80 $N_{\text{уст}} = 0,8 \cdot 132 = 105,6(\text{кВт})$;

комбайн КА-90 $N_{\text{уст}} = 0,8 \cdot 150 = 120(\text{кВт})$;

Питомі енерговитрати на руйнування вугілля:

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

де A_p — опірність вугілля різанню, кН/см;

R — показник крихкості вугілля;

Для в'язкого вугілля визначається за формулою:

$$R = 0,25 \cdot A_p$$

$$R = 0,25 \cdot 270 = 67,5$$

$$H_w = 0,00185 \cdot 270 \cdot (0,77 + 0,008 \cdot 67,5) = 0,654(\text{кВт} / \text{т});$$

комбайн КА-80 $V_p^* = \frac{105,6}{60 \cdot 0,654 \cdot 0,84 \cdot 0,8 \cdot 1,26} = 3,1(\text{м} / \text{мин})$

комбайн КА-90
$$V_p' = \frac{120}{60 \cdot 0,654 \cdot 0,84 \cdot 0,8 \cdot 1,26} = 3,6 (\text{м/мин});$$

2) Швидкість подачі комбайна по газовому фактору визначається за формулою:

$$V_k' = \frac{0,6 \cdot V \cdot m_b \cdot \varphi \cdot d \cdot K_{с.п.}}{q \cdot r \cdot m_{геол} \cdot \gamma_y \cdot K_n};$$

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

m_b — товщина пласта, що виймається, м;

b — ширина призабійного простору, м;

φ — коефіцієнт звуження повітряного струменя;

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

$K_{с.п.}$ — коефіцієнт, що враховує рух частини повітряного струменя по виробленому простору;

q — метанообільність пласта, м³/т.с.б.

$m_{геол}$ — геологічна товщина пласта, м;

K_n — коефіцієнт нерівномірності виділення метану в лаву.

Відносна метанообільність вугільного пласта становить 6 м³/т.с.д., в результаті природної дегазації відносна метанообільність знижується в 2 рази.

$$V_k' = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1,0 \cdot 4,44 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1,3}{4,0 \cdot 0,8 \cdot 0,84 \cdot 1,26 \cdot 1,4} = 2,63 (\text{м/сек});$$

$$V_k' = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1,0 \cdot 4,44 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1,3}{3,0 \cdot 0,8 \cdot 0,84 \cdot 1,26 \cdot 1,4} = 3,5 (\text{м/сек});$$

3) Швидкість подачі комбайна по фактору кріплення визначається за формулою:

$$V_k'' = \frac{b}{\sum t_{\varphi}},$$

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

$\sum t_{\varphi}$ — час на повний цикл пересування секцій, хв;

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

де t_1 — час на переміщення робітника від секції до секції та огляд секції, сек;

t_2 — час на зачистку секції кріплення перед пересуванням, сек;

t_3 — час на розвантаження секції кріплення, сек;

t_4 — час на пересування секції кріплення, сек;

t_5 — час на розпір секції, сек;

для човникової схемою виймки:

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

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

$$\sum t_{\varphi} = 8 + 8 + 9 + 5 = 30 (\text{сек}) = 0,5 (\text{мин});$$

$$V_k^{\text{сп}} = \frac{1,35}{0,5} = 2,6(\text{м/мин});$$

Оскільки швидкість подачі комбайна по кріпленню є обмежуючою, то ставимо на пересування секцій кріплення двох ГРОВ.

Остаточно приймаємо швидкість подачі по газовому фактору:

для базового варіанта $V_k = 2,63(\text{м/мин});$

для проектного варіанта $V_k = 3,5(\text{м/мин});$

2.2.3 Визначення часу і кількості циклів

1) Тривалість циклу виїмки:

$$t_{\text{ц}} = (t_0 + t_1 + t_2) \left(1 + \frac{K_0}{100}\right) \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 + t_{\text{к}},$$

де t_0 — тривалість роботи комбайна по виїмці вугілля, хв;

t_1 — тривалість роботи комбайна по зачистці лави, хв;

t_2 — тривалість супутніх виїмки допоміжних операцій, хв;

K_0 — коефіцієнт відпочинку;

k_1 — коефіцієнт, що враховує гіпсометрію ґрунту пласта;

k_2 — коефіцієнт, що враховує ступінь обводненості лави;

k_3 — коефіцієнт, що враховує ступінь нестійкості покрівлі;

k_4 — коефіцієнт, що враховує кут падіння пласта;

$V_k^{\text{сп}}$ — сумарна тривалість кінцевих операцій в циклі, хв;

Тривалість виїмки вугілля комбайном визначається за формулою:

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

де l_s — довжина лави, м;

$\sum l_n$ — сумарна довжина ніш, м;

$V_p^{\text{сп}}$ — швидкість подачі комбайна по вугіллю, м / хв;

для базового варіанта $t_0 = \frac{180 - 0}{2,63} = 68(\text{мин});$

для проектного варіанта $t_0 = \frac{180 - 0}{3,5} = 51(\text{мин});$

Тривалість, супутніх виїмки допоміжних операцій визначається за формулою:

$$t_d = 0,08 \cdot (l_s - \sum l_n) = 0,08 \cdot (180 - 0) = 14,4$$

$$t_d = 0,08 \cdot (180 - 0) = 14,4(\text{мин}).$$

Сумарна тривалість виконання кінцевих операцій способом "косих заїздів" в циклі визначається за формулою:

$$\sum t_k = \frac{2 \cdot (l_k + l_{\text{мк}})}{V_p^{\text{сп}}}$$

де l_k — довжина корпусу комбайна, м;

$l_{\text{вгв}}$ — довжина вигину конвеєра, м;

$$\sum t_c = \frac{2 \cdot (5,3 + 15)}{3,5} = 11,6(\text{мин});$$

для базового варіанта

$$t_n = (68 + 14,4) \cdot \left(1 + \frac{10}{100}\right) \cdot 1,05 \cdot 1,0 \cdot 1,15 \cdot 1,0 + 40 = 157(\text{мин})$$

для проектного варіанта

$$t_n = (51 + 34 + 14,4) \cdot \left(1 + \frac{10}{100}\right) \cdot 1,05 \cdot 1,0 \cdot 1,15 \cdot 1,0 + 11,6 = 143(\text{мин});$$

2) Розрахунок кількості циклів виїмки в лаві за добу:

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

де 1440 — кількість хвилин в добі;

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

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

хв;

$t_{\text{пер}}$ — тривалість безперервних технологічних процесів у зміні, хв;

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

$n_{\text{см}}$ — кількість змін по видобутку на добу.

для базового варіанта
$$n_{\text{ц}} = \frac{1440 - 360 - 0 - (20 + 0) \cdot 3}{157} = 6,2(\text{цикл});$$

для проектного варіанта
$$n_{\text{ц}} = \frac{1440 - 360 - 0 - (20 + 0) \cdot 3}{143} = 7,1(\text{цикл});$$

Приймаємо для базового варіанту $n_{\text{ц}}=6$ циклів і отримуємо скоригований час циклу $t_{\text{ц}}=170$ хв, для проектного $n_{\text{ц}}=7$, $t_{\text{ц}}=145$ хв.

2.2.4 Навантаження на лаву

Видобуток за один цикл:

$$D = m \cdot l_s \cdot r \cdot \gamma_y \cdot c,$$

$$D = 1,0 \cdot 180 \cdot 0,8 \cdot 1,26 \cdot 0,98 = 178(\text{т});$$

Максимально можливе добове навантаження на лаву:

$$A_{\text{см}} = m \cdot l_s \cdot r \cdot \gamma_{\text{с.м}} \cdot n_{\text{ц}} \cdot c$$

для базового варіанта
$$A_{\text{см}} = 1,0 \cdot 180 \cdot 0,8 \cdot 1,26 \cdot 6 \cdot 0,98 = 1067(\text{т});$$

для проектного варіанта
$$A_{\text{см}} = 1,0 \cdot 180 \cdot 0,8 \cdot 1,26 \cdot 7 \cdot 0,98 = 1244(\text{т});$$

2.3 Технологія очисної виїмки вугілля

Виїмка вугілля в лаві, проводиться комбайном КА-90 за човниковою схемою. Управління покрівлю - повне обвалення.

Човникова схема виїмки передбачає:

- винос приводних головок конвеєра в штрек;
- виїмка вугілля на кінцевих ділянках лави без підготовки ніш.

У вихідному положенні секції кріплення відсунуті від грудей вибою на відстань рівну захопленню комбайна (0,8 м).

Секції пересуваються слідом за проходом комбайна послідовно або в шаховому порядку.

Після закінчення зачистки лави комбайном, проводяться роботи по пересуванню скребкового конвеєра. Він пересувається слідом за комбайном на відстані 15-20м.

Самозарубка комбайна здійснюється косими заїздами у збірному штрека.

На збірному штреку розташовується обладнання, що входить до складу энергопоїзда станції управління конвеєрами СУВ-350, смінь насоса зрошення, маневрова лебідка.

По лаві відбите вугілля транспортується скребковим конвеєром СПЦ-163 до збірного штрека. Потім по транспортному ланцюжку збірного штрека вугілля надходить через гезенк на магістральний конвеєрний штрек і далі в завантажувальний пристрій скіпового стовбура.

У вихідному положенні секції кріплення знаходяться в пересунутому до вибою положенні, конвеєр присунутий до вугільного масиву, комбайн зарубаний в вугільний масив на сполученні лави зі збірним штреком і готовий до виїмки смуги вугілля. Відразу після проходження комбайна для закріплення оголеної поверхні покрівлі на відстані 1,0-1,5 м від першого по ходу руху комбайна барабана пересуваються секції кріплення.

Самозарубка комбайна КА-90 проводиться способом «косих заїздів» в наступному порядку:

- у вихідному положенні конвеєр пересунутий до вибою за винятком кінцевої частини, де розташований комбайн;

- комбайн подається уздовж лінії вигину конвеєра при включеному передньому виконавчому органі і виїмає клиноподібну смугу вугілля довжиною 12-15м;

- пересувається недосунута частина конвеєра і кінцева головка, а також проводиться виїмка комбайном цілика вугілля, що залишився;

- після перегону комбайна до уступу вибою проводиться виїмка вугілля.

Режим роботи в очисному вибої - три 6-ти годинні зміни з видобутку вугілля і одна зміна - ремонтно-підготовча. У ремонтну зміну ланка складається з 1-го машиніста гірських виїмкових машин, 1-го помічника машиніста, 12-ти машиністів кріплення (ГРОВ 5 розр.), 7 електрослюсарів. Ланка в ремонтну зміну виробляє скорочення стрічкового конвеєра по збірному штреку, займається пересуванням конвеєра ПТК (пересувний телескопічний конвеєр), ремонтом і обслуговуванням обладнання в лаві, на збірному і бортовому штреках. В ремонтну зміну проводяться роботи з приведення берм в паспортний стан, проводяться роботи з погашення штреків. Також в ремонтну зміну проводиться очищення секцій кріплення і їх ремонт, допускається випробування механізмів під навантаженням.

У зміну з видобутку в складі ланки працюють 13 осіб: 2 машиніста гірських виїмкових машин, 9 ГРОВ, 1 електрослюсар підземний і 1 машиніст підземних установок, які займаються виїмкою вугілля комбайном, пересуванням конвеєра і секцій кріплення, пересуванням приводної і кінцевої головок конвеєра, пересуванням кріплення сполучення. ГРОВи на сполученнях здійснюють кріплення берм, викладку клітей з круглого лісу, установку стійок кріплення в бермах.

Перед початком виїмки вугілля, машиніст комбайна і його помічник оглядають комбайн, заливають масло в редуктор, здійснюють дрібний ремонт комбайна, заміну зубків. Решта членів ланки ГРОВ оглядають підшву і покрівлю лави, стан гідрофікованого кріплення, конвеєра, маслостанції. Після закінчення підготовки комплексу до роботи машиніст дає звуковий сигнал, включає конвеєр, комбайн, систему зрошення і здійснює виїмку вугілля.

Два ГРОВ слідом за проходом комбайна здійснюють пересування секцій механізованого кріплення. Пересування конвеєра проводиться на відстані 8-10 рештаків від комбайна.

2.4 Організація робіт на видобувній дільниці

Організація праці повинна передбачати чітку взаємну ув'язку всіх технологічних процесів в очисному вибої і на його сполученні. Для кожного часового відрізка визначається обсяг виконуваної роботи і встановлюється продуктивність праці робітника, зайнятого на виконанні даного процесу в одиницю часу чистої роботи. Ця величина визначається хронометражними спостереженнями або за нормами виробітку [19].

Для кожної технологічної схеми очисних робіт встановлена послідовність виконання технологічних процесів і операцій і ступінь їх можливого суміщення, яка відображена в планогамі робіт (лист 2 графічної частини).

В очисних вибоях з механізованими комплексами застосовуються наскрізні добові комплексні бригади, де принцип взаємозамінності висококваліфікованих робітників здійснюється найкращим чином.

Для роботи в очисному вибої приймаємо комплексну бригаду з оплатою за кінцевий результат роботи, що складається з 5 ланок з видобутку вугілля, з яких одне підмінне і одне ремонтно-підготовче.

До складу комплексної бригади входять робітники наступних професій:

- машиніст гірничо-шахтних машин (МГВМ);
- гірничий робітник очисного вибою (ГРОВ);
- гірничий робітник підземний (ГРП);
- електрослюсар підземний (ЕП).

2.4.1 Розрахунок норми виробітку

Наведемо види робіт, що виконуються комплексною бригадою в лаві в процесі виїмки вугілля:

1. Виїмка вугілля комбайном.

2. Пересування секцій механізованого кріплення.
3. Пересування конвеєра.
4. Оформлення вибою після виїмки породи комбайном.
5. Підготовка комбайна до виїмки наступної смуги.
6. Кріплення сполучень лави зі штреками.
7. Викладка кострових кріплень.

Комплексна норма виробки на виїмку вугілля при пересуванні конвеєра ділянками (слідом за комбайном):

очисним механізованим комплексом КД-80

$$H_b = \frac{440}{55,38}, \text{ т}$$

очисним механізованим комплексом ІМКД-90

$$H_b = \frac{482}{62,1}, \text{ т}$$

Обсяг робіт на цикл за видами

1. Видобуток гірської маси з одного циклу:

проектний 178 т;

фактичний 178 т.

2. Викладка кострових кріплень:

$$\frac{0,8}{1,25} \cdot 2 = 1,28(\text{костра});$$

3. Кріплення сполучень лави гідравлічними стійками під брус:

$$\frac{0,8}{0,8} \cdot 2 = 2;$$

Фактори які впливають на рівень норм виробки зведені в таблицю 2.3

Норма на виїмку гірської маси комплексом:

проектна $482 \cdot 0,95 \cdot 1,15 \cdot 0,9 \cdot 0,95 = 450(m)$;

фактична $440 \cdot 0,95 \cdot 1,15 \cdot 0,9 \cdot 0,95 = 411(m)$;

Таблиця 2.3

Фактори, що впливають на рівень норм виробки

Фактори	Значення і характеристика факторів	Поправочний коефіцієнт до норм виробки	Підстава для встановлення поправочного коефіцієнта
Щільність вугілля	$\gamma=1,26 \text{ т/м}^3$	0,95	[19]
Навантаження відбитого вугілля самонавалкою за допомогою ремінців конвеєра при його пересуванні	—	1,15	[21], стр.44, №12
Значне виділення води з ґрунту	—	0,9	[21], стр.5
Робота у протипилових респіраторях	—	0,95	[21], стр.5

Таблична укрупнена комплексна норма виробки:

проектна $62,1 \cdot 0,95 \cdot 1,15 \cdot 0,9 \cdot 0,95 = 58,0(m)$;

фактична $55,38 \cdot 0,95 \cdot 1,15 \cdot 0,9 \cdot 0,95 = 51,73(m)$;

Трудомісткість робіт на цикл:

проектна $\frac{178}{62,1} = 2,87(\text{чел} - \text{смен})$;

фактична $\frac{178}{51,73} = 3,44(\text{чел} - \text{смен})$;

Трудомісткість МГВМ:

проектна $\frac{178}{482} = 0,369(\text{чел} - \text{смен})$;

фактична $\frac{178}{440} = 0,4(\text{чел} - \text{смен})$;

Трудомісткість ГРОВ:

проектна $2,87 - 0,369 = 2,5(\text{чел} - \text{смен})$;

фактична $3,44 - 0,4 = 3,04(\text{чел} - \text{смен})$;

Чисельність робітників з технічного обслуговування та ремонту обладнання в ремонтну зміну приймаємо виходячи з досвіду роботи виїмкової ділянки рівним:

МГВМ – 2 чел.

ГРОВ – 7 чел.

ЭС – 7 чел.

ГРП – 4 чел.

2.4.2 Визначення штату трудящих ділянки

Явочний склад робітників протягом доби:

$$N_{\text{яв}} = \frac{Q_{\text{сут}}}{H_{\text{к}} \cdot k_{\text{н.н}}}, \text{чел}$$

$Q_{\text{сут}}=793$ т/доб – обсяг видобутку гірської маси за добу;

$H_{\text{к}}$ – комплексна норма виробки, $\frac{m}{\text{чел} - \text{смен}}$;

$k_{\text{н.н}}=0,85-1,2$ – коефіцієнт виконання норми;

проектний $N_{\text{яв}} = \frac{1244}{29,57 \cdot 1,2} = 35(\text{чел})$

фактичний $N_{\text{яв}} = \frac{1067}{27 \cdot 1,2} = 37(\text{чел})$;

Списковий склад робітників:

$$N_{\text{сп}} = N_{\text{яв}} \cdot k_{\text{сс}};$$

$k_{\text{сс}}$ – середньорічний коефіцієнт спискового складу;

$$k_{\text{сс}} = \frac{T_{\text{к}} - T_{\text{пр}} - T_{\text{ост}}}{T_{\text{к}} - T_{\text{пр}} - T'_{\text{ост}} - T_{\text{ост}}};$$

$T_{\text{к}}$ – річний календарний фонд часу, днів;

$T_{\text{пр}}$ – кількість святкових днів у році, днів. $T_{\text{пр}}=12$ днів;

$T_{\text{вых}}$ - кількість вихідних у підприємства (ділянки). При безперервному робочому тижні $T_{\text{вых}}=0$;

$T_{\text{вых}}$ - кількість вихідних у трудящих. При п'ятиденному робочому тижні $T_{\text{вых}}=104$ дні;

$T_{\text{отп}}$ - тривалість відпустки у трудящих. Для підземних робітників $T_{\text{отп}}=60$ днів;

$$k_{cc} = \frac{365 - 12 - 0}{365 - 12 - 104 - 60} = 1,868;$$

проектний $N_{cc} = 35 \cdot 1,868 = 65(\text{чел});$

фактичний $N_{cc} = 37 \cdot 1,868 = 69(\text{чел});$

Місячна продуктивність труда трудящого:

$$П_{np}^n = \frac{Q_{\text{мес}}}{N_{np}}, m / \text{чел};$$

N_{np} - кількість трудящих на ділянці за списком, чел;

Місячна продуктивність труда робочого:

$$П_p^n = \frac{Q_{\text{мес}}}{N_p}, m / \text{чел};$$

N_p - кількість трудящих на ділянці за списком, чел;

Змінна продуктивність праці робочого:

$$П_{np}^c = \frac{Q_{cm}}{N_{np}^c}, m / \text{чел};$$

N_{np}^c - явочна чисельність трудящих на ділянці, чел;

Змінна продуктивність праці робочого

$$П_p^c = \frac{Q_{cm}}{N_p^c}, m / \text{чел};$$

N_p^c - явочний склад робітників у зміні, чел;

Для варіанта, що проектується:

$$П_{np}^n = \frac{37320}{65} = 574(m / \text{чел});$$

$$П_p^n = \frac{37320}{65 - 37} = 1333(m / \text{чел});$$

$$П_{np}^c = \frac{414,6}{35} = 11,85(m / \text{чел});$$

$$П_p^c = \frac{414}{35 - 20} = 27,6(m / \text{чел});$$

Для фактичного варіанта:

$$П_{np}^n = \frac{32010}{69} = 463,9(m / \text{чел});$$

$$П_p^n = \frac{32010}{69 - 37} = 1000(m / \text{чел});$$

$$П_{np}^c = \frac{355}{37} = 9,59(m / \text{чел});$$

$$П_p^c = \frac{355}{37 - 20} = 20,88(m / \text{чел});$$

2.5. Технологічна схема транспорту видобувної ділянки

2.5.1 Обґрунтування і вибір засобів транспорту на проєктованій ділянці

На видобувній ділянці є основний транспорт, призначений для транспортування вугілля, і допоміжний транспорт, для транспортування матеріалів і обладнання.

При використанні даної системи розробки і пологому заляганні вугільних пластів найбільш ефективним є конвеєрний транспорт. Повна конвеєризація дозволяє забезпечити достатній запас по пропускній здатності. Це актуально при комплексній механізації очисних вибоїв.

Транспортування гірської маси по лаві здійснюється скребковим конвеєром. Приймаємо скребковий конвеєр СПЦ-163, що входить до складу механізованого комплексу ІМКД-90. З лави вугілля перевантажується на скребковий конвеєр ПТК-1, з нього на стрічкові конвеєри типу 2ЛТ80, що знаходяться на 523 збірному штреку. ПТК-1 являє собою пересувний скребковий конвеєр типу СП-202, приводна головка якого змонтована в єдиному вузлі з кінцевою головою стрічкового конвеєра і пунктом перевантаження, довжину конвеєра раціонально приймати не більше 50 м. Пересування ПТК-1 здійснюється за допомогою лебідки. Зі збірного штрека гірська маса перевантажується на магістральний конвеєрний штрек, по якому він транспортується до головного стовбура шахти і надалі на поверхню.

Дільничні гірничі виробки проходяться по пласту, враховуючи мінливу гіпсометрію вугільних пластів в умовах шахтного поля кут їх нахилу змінюється від -5 до +5, Використання електровозної відкатки в таких умовах не представляється можливим. Найбільше поширення на шахтах Західного Донбасу отримали нагрунтові канатні дороги типу ДКНЛ-1. Використання цього виду транспорту дозволяє доставляти обладнання не тільки по бортових, але і по збірних штреках. В якості транспортних судин застосовуються майданчики. Пропускна здатність даного виду транспорту є достатньою для забезпечення нормальної роботи ділянки.

У вузлах перевантаження з конвеєра на конвеєр в дільничних виробках встановлюються типові перевантажувальні пристрої. Перевантажувальний пристрій включає в себе: лоток для направлення потоку з одного конвеєра на інший і для захисту стрічки від прямого попадання шматків; приймальну воронку для направлення потоку матеріалу по стрічці конвеєра, запобігання його бічного прокидання і пилоутворення; кожухи для огороження вогнищ пилоутворення в місцях пересипання, а також для кріплення на них елементів зрошувального пристрою для пилоподавлення і датчика, для автоматичного відключення конвеєра при утворенні завалів в місці перевантаження.

У місцях сполучення дільничного штрека з магістральним конвеєрним штреком встановлюється типовий перевантажувальний пункт з бункерним перевантаженням.

Обладнання для транспортування зведемо в таблицю 2.4.

Таблиця 2.4

Транспортне обладнання дільниці

Найменування обладнання	Одиниця вимірювання	Кількість
Очисний вибій		
СПЦ-163	м.	180
Збірний штрек		
ПТК-1	м.	50
2ЛТ-80	м.	800
2ЛТ-80	м.	800
ДКНЛ-1	м.	1550
Бортовий штрек		
ДКНЛ-1	м.	1600

2.5.2 Перевірочний розрахунок дільничного стрічкового конвеєра

Виконаємо розрахунок стрічкового конвеєра, використовуваного для транспортування гірської маси від скребкового перевантажувача до магістрального конвеєрного штрека.

Вихідні дані:

- розрахункова продуктивність конвеєра $Q_p = \frac{1244}{18} \cdot 1,2 = 82,9$ т/год;
- довжина транспортування $L=1600$ м,
- кут нахилу траси $\beta=3$ град.,
- напрямок транспортування (збірний штрек по повстанню).

На збірному штреку встановлюємо стрічковий конвеєр типу 2ЛТ-80 з наступними технічними характеристиками:

- швидкість руху стрічки - 1,5 м / с;
- максимальна продуктивність - 280 т/год;
- приймальна здатність - 8,2 м³ / хв;
- сумарна потужність приводу - 55х2кВт;
- стрічка - 2Шх800х4хТК;
- довжина доставки (для одного конвеєра) – 800 м;
- кількість приводних барабанів - 2;
- зв'язок між барабанами - з самостійними приводами;
- кути обхвату приводних барабанів - 240°;
- тип двигунів – ЕДКОФ43-4;
- турбомуфта-ГП-400;
- діаметр приводних барабанів - 500 сталева поверхня без футеровки;
- діаметр роликів - 89 мм;
- маса обертових частин роликкоопор:

навантаженої гілки - 14,7 кг;

порожньої гілки - 11,62 кг;

- відстань між роликкооперами:

навантаженої гілки - 1400 мм;

порожньої гілки - 2800мм;
 - маса 1м² стрічки - 17,6 кг;
 Погонні маси рухомих частин
 верхніх роликкоопор

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

нижніх роликкоопор

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

стрічки

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

вантажу

$$q_{sp} = \frac{Q_p}{3,6 \cdot V} = \frac{82,9}{3,6 \cdot 2} = 29,5(\text{кг/м});$$

m_p^I, m_p^{II} - маси обертових частин верхньої і нижньої роликкоопори, кг;
 l_p^I, l_p^{II} - відповідно відстані між роликкооперами, м;
 m - маса 1м² стрічки;
 B - ширина стрічки;

Сила тяги для переміщення гілок:

Нижньої

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

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

$$+ 1,1 \cdot 1600 \cdot 4,15 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 1263(\text{н});$$

Верхньої

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

$$F_{4-3} = 1600 \cdot 9,81 \cdot (29,5 + 14,08) \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^\circ + \sin 3^\circ) +$$

$$+ 1,1 \cdot 1600 \cdot 10,5 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 91384(\text{н});$$

$c_2 = 1,1$ - коефіцієнт враховує місцеві опори;

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

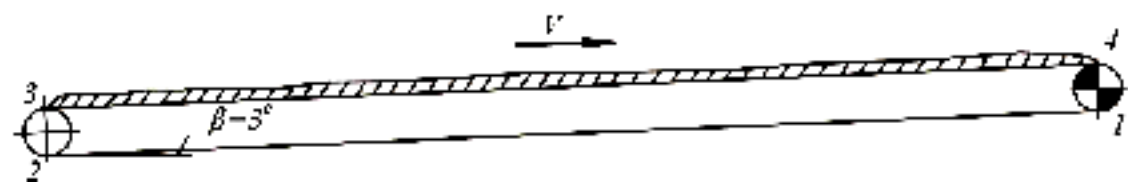


Рис. 2.1 – Розрахункова схема дільничного конвєсера

Тягове зусилля на приводних барабанах при роботі конвєсера:

$$F_{оп} = F_0 = F_{\text{в.с.с}} = F_{4-1} = F_{1-2} + F_{4-3}$$

$$F_{оп} = 1263 + 91384 = 92647(\text{н});$$

Мінімальний початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі:

$$F_{1\min} = F_{cy,\min} = \frac{F_{об,об} \cdot k_f}{e^{fa^2} - 1} = \frac{92647 \cdot 1,3}{2,85 - 1} = 65103(\text{H});$$

$k_f = 1,3 - 1,4$ – коефіцієнт запасу тягової міцності двигуна;
 f – коефіцієнт тертя зчеплення стрічки і барабана; $e^{fa^2} = 2,85$;
 Сила натягу стрічки за умовою провисання вантажної гілки

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

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

Діаграма натягу стрічки при роботі конвеєра наведена нижче.
 Максимальний натяг стрічки

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

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

Визначаємо руйнівний натяг стрічки

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

$$F_{разр} = 1000 \cdot 0,8 \cdot 9800 = 7,84 \cdot 10^6(\text{H});$$

$\sigma_{sp} = 9800$ н/мм – межа міцності стрічки;

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

$$n = \frac{F_{\max} \cdot m}{F_{разр}} = \frac{155747 \cdot 12}{7,84 \cdot 10^6} = 0,2(\text{шт});$$

$m = 10 - 12$ – запас міцності для гумотканинних стрічок;

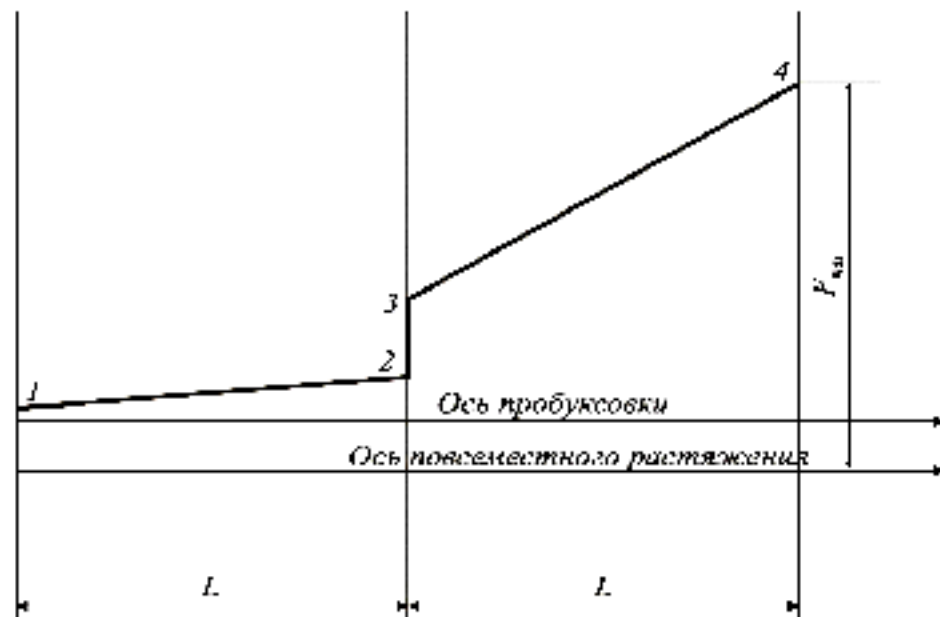


Рис. 2.2 — Діаграма натягу стрічки дільничного конвеєра

Потужність двигуна

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

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

Оскільки сумарна потужність приводів конвеєра становить 110 кВт, то на даному штреку встановлюємо два конвеєра типу 2Л80У довжиною по 800м. Повторний перевірючий розрахунок зробимо тільки по потужності двигуна, оскільки за іншими параметрами конвеєр (довжиною 1600м) задовольняє умови перевірки.

Потужність двигуна

$$N_{расч} = \frac{F^{1}_{в-с} \cdot V_{пол} \cdot k_{рез}}{1000\eta} (\text{кВт})$$

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

$$F^{1}_{в-с} = \frac{F_{в-с}}{2}$$

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

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

2.6 Вентиляція видобувної ділянки

Розрахунок витрати повітря для очисних і підготовчих виробок проведений на ПЕОМ [13]. Вихідні дані і результати зведені в таблиці 2.5–2.11.

Загальна витрата повітря для провітрювання виїмкових ділянок складе:

$$\sum Q_{в.к} = 28,8 (\text{м}^3 / \text{с}).$$

Загальна витрата повітря, що подається до місць ВМП для відокремленого провітрювання тупикових виробок:

$$\sum Q_{в.к} = 55,3 (\text{м}^3 / \text{с}).$$

2.6.1 Прогноз метанообільності виїмкової ділянки пласта С₅

Вугілля транспортується по виробці зі свіжим струменем, що йде в лаву. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення. Схема провітрювання виїмкової ділянки з видачею вихідного струменя на масив вугілля.

Система розробки-стовпова.

Таблиця 2.5

Вихідні дані для прогнозу метанообільності виїмкової ділянки

Вихідні дані	Значення
Глибина зони метанових газів H_0 , м	153
Глибина розробки H , м	225
Довжина очисної виробки $L_{оч}$, м	180
Природна метаноносність пласта X , m^3/t	6,0
Пластова вологість вугілля W , %	8,0
Зольність вугілля A_z , %	9,1
Вихід летючих речовин V_r , %	41,0
Повна товщина вугільних пачок пласта $M_{п}$, м	0,84
Корисна товщина пласта, що виймається $M_{в}$, м	0,84
Товщина пласта, що виймається з урахуванням породних прошарків $M_{в,пр.}$, м	1,0
Швидкість посування очисного вибою $V_{оч}$, м/сут	5,6
Кут падіння пласта, град.	3
Час з моменту закінчення проведення підготовчої виробки до початку очисних робіт, діб.	60
Кількість охоронних ціликів, шт.	0
Ширина охоронного цілика, м	0,0

Таблиця 2.6

Характеристика зближених пластів і пропластків

Індекс зближ пласта	Товщина вугільних пачок, м	Відстань до пласта, що розробляється $M_{сп}$, м	Метаноносність природ. $X_{сп}$, m^3/t	Пластов. волог. вугілля W , %	Зольність вугілля A_z , %	Вихід летюч речовин V_r , %	Коефф. Дегазац. K_g
Пласти, що підробляються							
C_6	0,9	30	8,1	7,5	14,1	41,0	0,0
C_7	0,76	80	7,6	8,0	9,0	42,0	0,0
Пласти, що надробляються							
C_4	0,85	15	7,6	7,8	10,6	39,8	0,0

2.6.2 Прогноз метанообільності тупикової виробки пласта C_5

Спосіб провітрювання виробки — нагнітальний. Виробка проводиться комбайном.

Таблиця 2.7

Дані для прогнозу метанообільності тупикової виробки

Вихідні дані	Значення
Площа перетину виробки в проходці по вугіллю $S_{\text{пр}}$, м ²	3,2
Довжина тупикової виробки $L_{\text{т}}$, м	1600
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
Щільна потужність вугільних пачок $M_{\text{п}}$, м	0,84
Щільність вугілля, т/м ³	1,26
Проектна швидкість посування забою $V_{\text{п}}$, м/сут	6,1
Технічна продуктивність комбайна J , т/мин	1,90
Посування забою за цикл безперервної роботи, м	0,8

Таблиця 2.8

Результати прогнозу метанообільності гірничих виробок

Індекс пласта	$q_{\text{пл}}$ м ³ /т	$q_{\text{спл}}$ м ³ /т	$q_{\text{спл}}$ м ³ /т	$q_{\text{пор}}$ м ³ /т	$q_{\text{вл}}$ м ³ /т	$q_{\text{от}}$ м ³ /т	$q_{\text{уч}}$ м ³ /т	$J_{\text{хп}}$ м ³ /с	$J_{\text{п}}$ м ³ /с	$J_{\text{хп-мах}}$ м ³ /с
C_5	4,25	0,92	1,57	0,32	2,81	7,06	7,06	0,0	0,0	0,0

2.6.3 Розрахунок витрати повітря для провітрювання виїмкової ділянки пласта C_5

Вибухові роботи не ведуться.

Таблиця 2.9

Додаткові вихідні дані для розрахунку витрати повітря

Вихідні дані	Значення
Найбільше число людей, одночасно працюють в очисній виробці n , чел.	12
Перетин виробки по якій подається повітря для підсвіження вихідного струменя S , м ²	11,2

Витрата повітря для очисної виробки прийнятий по газовому фактору:

$$Q_{\text{оч}} = 6,4 \text{ м}^3/\text{с}$$

Витрата повітря для виїмкової ділянки:

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

2.6.4 Розрахунок витрати повітря для провітрювання підготовчої виробки пласта C_5

Характеристика виробки:

- Розрахунок проводиться для умов Донецького басейну;
- Виробка волога;
- Шахта газова;
- Вентиляційний трубопровід з труб типу 1А, 1В при довжині ланки 20м;
- Застосовується вентилятор з регульованою подачею;
- Проведення виробки здійснюється прохідницьким комбайном.

Таблиця 2.10

Вихідні дані для розрахунку	
Вихідні дані	Значення
Площа перетину виробки у світлі 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 n , м	1600
Допустима концентрація газу у вихідній z , %	1,00
Концентрація газу у вентиляційному струмені, що надходить у виробку C_0 , %	0,01
Абсолютне газовиділення виробки J_p , м ³ /с	0,015
Газовиділення в призабійний простір, м ³ /с	0,029

Витрата повітря для провітрювання призабійного простору тупикової виробки дорівнює:

$$Q_{z,n} = 2,9 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Подача вентилятора місцевого провітрювання тупикової виробки визначена по газовому фактору:

$$Q_v = 5,0 \text{ м}^3/\text{с}$$

Витрата повітря, яке необхідно подати до місця установки ВМП, дорівнює:

$$Q_{п.в} = 7,9 \text{ м}^3/\text{с}.$$

2.6.5 Розрахунок допустимого навантаження по газовому фактору пласта C_5

Схема провітрювання 1-М-Н-в-вт. Породи глинисті сланці нестійкі. Тип кріплення 1МКД-90. У виробку виділяється метан. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення. Залягання пластів-пологе.

Таблиця 2.11

Вихідні дані для розрахунку навантаження на лаву.	
Вихідні дані	Значення
Довжина очисної виробки $L_{оч}$, м	180
Товщина пласта, що виймається, з урахуванням породних прошарків $M B$, пр, м	1,0
Щільність вугілля, т / м ³	1,26
Коефіцієнт вилучення вугілля, частки одиниці	0,98
Швидкість посування очисного вибою V оч, м/доб	5,6
Допустима концентрація газу у вихідній C , %	1,0
Концентрація газу у вентиляційному струмені, що в надходить на виймкову ділянку C_0 , %	0,0
Відносна газообільність очисної виробки $q_{оч}$, м ³ / т	6,0
Відносна газообільність виймкової ділянки $q_{вч}$, м ³ / т	6,0

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку по газовому фактору $A_{\max} = 1800$ т/добу більше розрахункового навантаження $A_p = 1244$ т/добу.

2.7 Охорона праці

2.7.1 Виробнича санітарія

У цьому підрозділі розроблені заходи з комплексного знепилювання очисних робіт.

1) Зробимо вибір заходів по боротьбі з пилом в очисному вибої.

Питоме пиловиділення при роботі комбайна в лаві без засобів пилоподавлення:

$$q_p = q_{пл} \cdot V \cdot k_k = 30 \cdot 1,6 \cdot 1 = 48 (г/м)$$

де $q_{пл}$ — питоме пиловиділення шахтопласта, що характеризує сумарний вміст у зруйнованому вугіллі частинок розміром 70 мкм, здатних переходити в зважений стан для умов виїмки вугілля з еталонним виконавчим органом, постійним режимом руйнування вугілля при будь-яких гірничотехнічних умовах і швидкості руху повітряного струменя рівною 1 м/с;

V — швидкість руху повітря, м/с;

k_k — коефіцієнт, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на утворення і виділення пилу.

Вибираємо комплекс заходів: зрошення з подачею води в зону різання, пневмогідрозрошення.

2) Оцінка очікуваного рівня запиленості повітря в очисному забої.

Залишкова запиленість повітря в очисних вибоях на відстані 5-8 м від місця роботи комбайна по ходу вентиляційного струменя при застосуванні комплексу забезпечуючих заходів:

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot q_{п.оч} \cdot P_{оч} \cdot k_v \cdot k_c}{Q_{ов}} (мг/м^3)$$

де $q_{п.оч}$ — питоме пиловиділення при роботі комбайна, г/т;

$P_{оч}$ — продуктивність комбайна, т / хв;

$Q_{ов}$ — витрата повітря через лаву, м³/хв;

k_v — коефіцієнт, що враховує вплив швидкості руху вентиляційного струменя в очисному забої на запиленість повітря;

k_c — коефіцієнт, що враховує ефективність комплексу забезпечуючих заходів в очисному забої:

$$k_c = (1 - \mathcal{E}_1) \cdot \dots \cdot (1 - \mathcal{E}_n) = (1 - 0,83) \cdot (1 - 0,9) = 0,017$$

де $\mathcal{E}_1 \dots \mathcal{E}_n$ — ефективність окремих заходів, частки од.

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot 48 \cdot 1,43 \cdot 1 \cdot 0,017}{6,4 \cdot 60} = 2,46 (мг/м^3)$$

Остаточна запиленість 2,46 мг/м³ перевищує санітарні норми (гранично-допустима концентрація – 2% при вмісті в пилу двоокису кремнію більше 10%).

Передбачаємо забезпечення гірників протипиловими респіраторами.

3) Пилоподавлення зрошенням в очисному вибої.

В якості розрахункової частини наводиться визначення витрати води на зрошення і необхідного числа форсунок для комбайна КА-90

Добова витрата води для проведення комплексного знепилювання:

$$Q_{\text{сут}} = 10^{-3} \cdot k \cdot \sum V \cdot q = 10^{-3} \cdot 1,1 \cdot 1185 \cdot 30 = 39,1 (\text{м}^3 / \text{сут})$$

де k — коефіцієнт на невраховані витрати води і витоку;

V — добовий обсяг робіт по окремих виробничих процесах, т/добу;

Q — питома витрата води по окремих виробничих процесах, л/т.

Необхідне число форсунок для зрошення:

$$n = \frac{Q_{\text{сут}}}{3,13 \cdot a \cdot \sqrt{p}} = \frac{39,1}{3,13 \cdot 1,6 \cdot \sqrt{2}} = 3,86 (\text{шт})$$

де Q — витрата води на зрошення, л / хв;

a — коефіцієнт витрати води форсункою;

p — тиск води в форсунці, Мпа.

Остаточню встановлюємо 4 форсунки КФ 1,6 – 75.

Для боротьби з пилом застосовують високонапірне зрошення і зрошення з подачею води в зону різання. На комбайні КА-90 встановимо форсунки КФ 1,6-75 з витратою води 39,1 м³ / добу.

2.7.2 Заходи з безпеки робіт

Періодичність заходів щодо попередження вибухів вугільного пилу на збірному штреку з вихідним струменем повітря.

Визначимо періодичність нанесення змочувально-сполучних складів на ділянці штрека з вихідним струменем, що примикає до лави, протяжністю 50 м.:

$$T_n = \frac{K \cdot K_{\text{CH}_4} \cdot \delta_{\text{окс}}}{P_1} = \frac{5 \cdot 0,5 \cdot 35}{75} = 1,17 (\text{сут})$$

де K — коефіцієнт, що характеризує тривалість захисної дії способу попередження вибуху вугільного пилу;

K_{CH_4} — коефіцієнт, що враховує вплив вмісту метану в атмосфері виробки;

P_1 — інтенсивність пиловідкладення, г/(м³*доб).

Визначимо періодичність нанесення змочувально-сполучних складів на ділянці штрека з вихідним струменем, на наступних 150 м.

$$T_n = \frac{3,5 \cdot 5 \cdot 0,5 \cdot 35}{75} = 4,1 (\text{сут})$$

Визначимо періодичність обмивки на ділянці штрека з вихідним струменем:

$$T_n = \frac{1 \cdot 0,5 \cdot 35}{1,2} = 14,6 (\text{сут})$$

2.7.3 Заходи щодо попередження та локалізації вибухів вугільного пилу

Для локалізації вибуху вугільного пилу на конвеєрних штреках проектом передбачена установка водяних заслонів протягом всієї виробки через 250м.

Розрахунок параметрів водяних заслонів для магістрального конвеєрного штрека пласта С₄.

Довжина конвеєрної виробки, що проектується $l = 2750\text{м}$, переріз виробки $S_{\text{св}} = 14,0 \text{ м}^2$,

Витрата води на водяний заслін визначається за формулою:

$$Q = 1,1 \cdot q_0 \cdot S$$

де S — площа поперечного перерізу вироблення в світлі, в місці установки заслону, м^2 ;

q_0 — питома витрата води на 1м^2 площі поперечного перерізу виробки, $\text{кг} / \text{м}^2$; застосовується рівним $400 \text{ кг} / \text{м}^2$

$$Q = 1,1 \cdot 400 \cdot 14,0 = 6160(\text{кг});$$

Необхідне число ємностей для заслону:

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

де Q_c — місткість ємності кг ; приймається не більше 80кг (для стандартних пластмасових ємностей розміром $640 \times 370 \times 253\text{мм} - 40\text{кг}$) [19]

$$N = \frac{6160}{40} = 154(\text{шт});$$

Кількість полиць з ємностями (рядів) в заслоні:

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

де n — кількість ємностей в одному ряду; приймається з розрахунку установки однієї стандартної ємності на кожен метр ширини виробки на рівні рухомого складу.

$$m = \frac{154}{3} = 51,3(\text{шт});$$

Приймаємо кількість рядів в заслоні $m = 52$.

Остаточну необхідну кількість води в заслоні визначається за формулою:

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

$$Q = 52 \cdot 3 \cdot 40 = 6240(\text{кг});$$

Довжина заслону визначається за формулою:

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

де a — ширина ємності, м ; для стандартної ємності дорівнює $0,37\text{м}$;

b — відстань між рядами, м ; по ПБ має бути не менше $0,5\text{м}$;

$$L_s = (0,37 + 0,5) \cdot 52 - 0,5 = 44,7(\text{м});$$

$$44,7\text{м} > 30\text{м}$$

Ємності встановлюються на дерев'яних полицях шириною 150мм під покрівлю. Відстань між покрівлю (кріпленням) та верхньою кромкою ємності має бути не менше 100мм і не більше 600мм . Крім того, необхідно

забезпечити висоту для вільного проходу людей не менше 1800мм від підшви до найбільш виступаючої частини заслону.

Ємності 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.

Визначаємо кількість заслонів на конвеєрному штреку:

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

де ℓ — довжина виробки, м;

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

ℓ_3 — довжина водяного заслону, м;

$$n_{засл} = \frac{2750}{250 + 45} = 9,5$$

Приймається кількість заслонів $n_{засл} = 10$.

Загальна кількість води необхідна для всіх заслонів, розташованих на конвеєрному штреку:

$$Q_{обш} = n_{засл} \cdot Q$$

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

Схема установки водяного заслону на магістральному конвеєрному штреку пласта C_4 наведена на рисунку 2.3

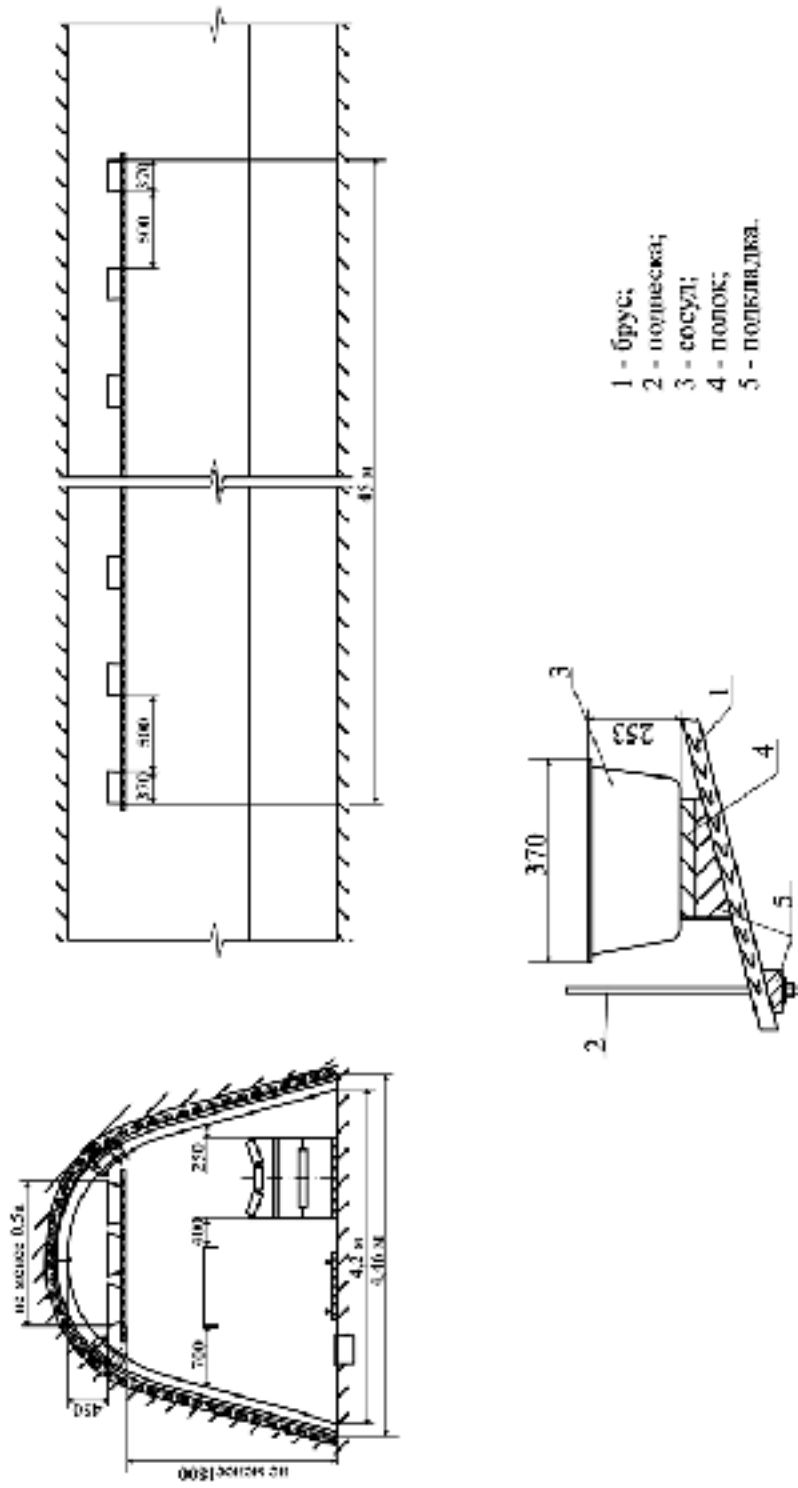


Рисунок 2.3 - Установка водяного заслона в выработке, закрепленной металлической арочной крепью

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

Ємності встановлюються на дерев'яних полицях шириною 150 мм під покрівлею поперек вироблення. При розміщенні трьох ємностей на полиці, товщина її повинна становити 50 мм.

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

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

2.7.4 Протипожежний захист

За пожежонебезпекою шахта відноситься до першої категорії. Небезпечні зони з пожежонебезпеки не постійні. Згідно вимог ПБ кріплення гірничих виробок повинне бути негорючим. Кріплення основних виробок відповідає цій вимозі. Збірні, бортові штреки, що примикають до очисних вибоїв, закріплені металевим кріпленням з дерев'яним затягуванням і оброблені вогнезахисними складами, згідно ПБ. Згідно вищесказаного, кріплення виробок виконано негорючим кріпленням і додаткових заходів не вимагає.

Для запобігання виникненню ендогенних пожеж, відпрацьовані ділянки шахтного поля і зони геологічних порушень повинні бути ізольовані. Термін ізоляції встановлюється головним інженером шахти, але не більше 2-х місяців з часу відпрацювання ділянки шахтного поля.

Збірні штреки, обладнані стрічковими конвеєрами, на 5 м по обидва боки від приводів конвеєрів, закріплені негорючим кріпленням (металевим кріпленням з ж/б затягуванням), якщо виробка на всьому протязі закріплена металевим арочною кріпленням під дерев'яну затяжку.

Через 50м по протипожежному ставу встановлені пожежні крани, ящики, де зберігається 20 м пожежного рукава зі стволем. З обох сторін приводних головок стрічкових конвеєрів на відстані 10м встановлені додаткові пожежні крани і ящики з рукавом і стволем. Кожна приводна головка стрічкового конвеєра обладнана стаціонарною водяною завісою типу УВПК-2, що приводиться в дію автоматично.

Бортові штреки на протипожежному ставі через 200м мають пожежні крани.

Дільничні виробки забезпечені первинними засобами пожежогасіння:

- у вибої підготовчих виробок та біля навантажувальних пунктів лав не далі 20 м від місця роботи - по два вогнегасники і 0,2 м³ піску;
- у сполучень збірних штреків з лавою - по два вогнегасника і 0,3 м³ піску;
- у електромеханізмів - по три вогнегасники і 0,3 м³ піску;

- на бортових штреках не далі 20м від сполучення з лавою, де ведуться вибухові роботи - два вогнегасники і 0,2 м³ піску;
- біля розподільчих пунктів - два вогнегасника і 0,2м³ піску;
- по всій довжині гірничої виробки, закріпленої арочним кріпленням з дерев'яним затягуванням через 300 м - два вогнегасники (рис.2.4).

2.7.5 Вибір заходів по боротьбі з пилом в очисних і підготовчих вибоях

Проектом передбачаються наступні заходи для боротьби з пилом в очисних вибоях:

- зрошення при виїмці вугілля комбайном;
- зрошення на навантажувальному пункті лави;

При проведенні підготовчих виробок прохідницьким комбайном-типове зрошення з винесеним розташуванням зрошувачів.

Для боротьби з пилом в очисному вибої застосовується високонапірне зрошення з тиском рідини не менше 1,2 МПа і зрошення з подачею води в зону різання. На комбайні КА-90 встановлені чотири конусні форсунки типу КФ 1,6-75.

Для боротьби з пилом в підготовчій виробці застосовується внутрішнє і зовнішнє зрошення (застосування водоповітряних ежекторів) , а також для знепилювання вентиляційного струменя, що виходить з підготовчого вибою і зниження пиловідкладення на бортах виробки, на відстані 15-25м від вибою встановлюється однорядна водяна завіса. Для забезпечення цих заходів необхідно встановити:

- на прохідницький комбайн ГПКС - одну конусну форсунку типу КФ 1,6-75, яка забезпечить подачу рідини на ріжучий інструмент виконавчого органу комбайна;
- на водяну завісу - три форсунки типу ЗФ 1,0-75, які забезпечать очищення вентиляційного струменя, що виходить з виробки.

Для зменшення пилоутворення і поширення пилу по гірничим виробкам передбачається установка засобів пилоподавлення на 1 збірному штреку в місцях:

- а) перевантаження гірської маси з перевантажувача ПТК-1 на стрічковий конвеєр 2ЛТ-80 - три форсунки КФ 1,0-75;
- б) перевантаження гірської маси з стрічкового конвеєра 2ЛТ-80 на конвеєр 2ЛТП-80КСП - три форсунки КФ 1,0-75;
- в) перевантаження гірської маси з стрічкового конвеєра 2ЛТ-80 в вуглеспускний гезенк — три форсунки КФ 1,0-75.

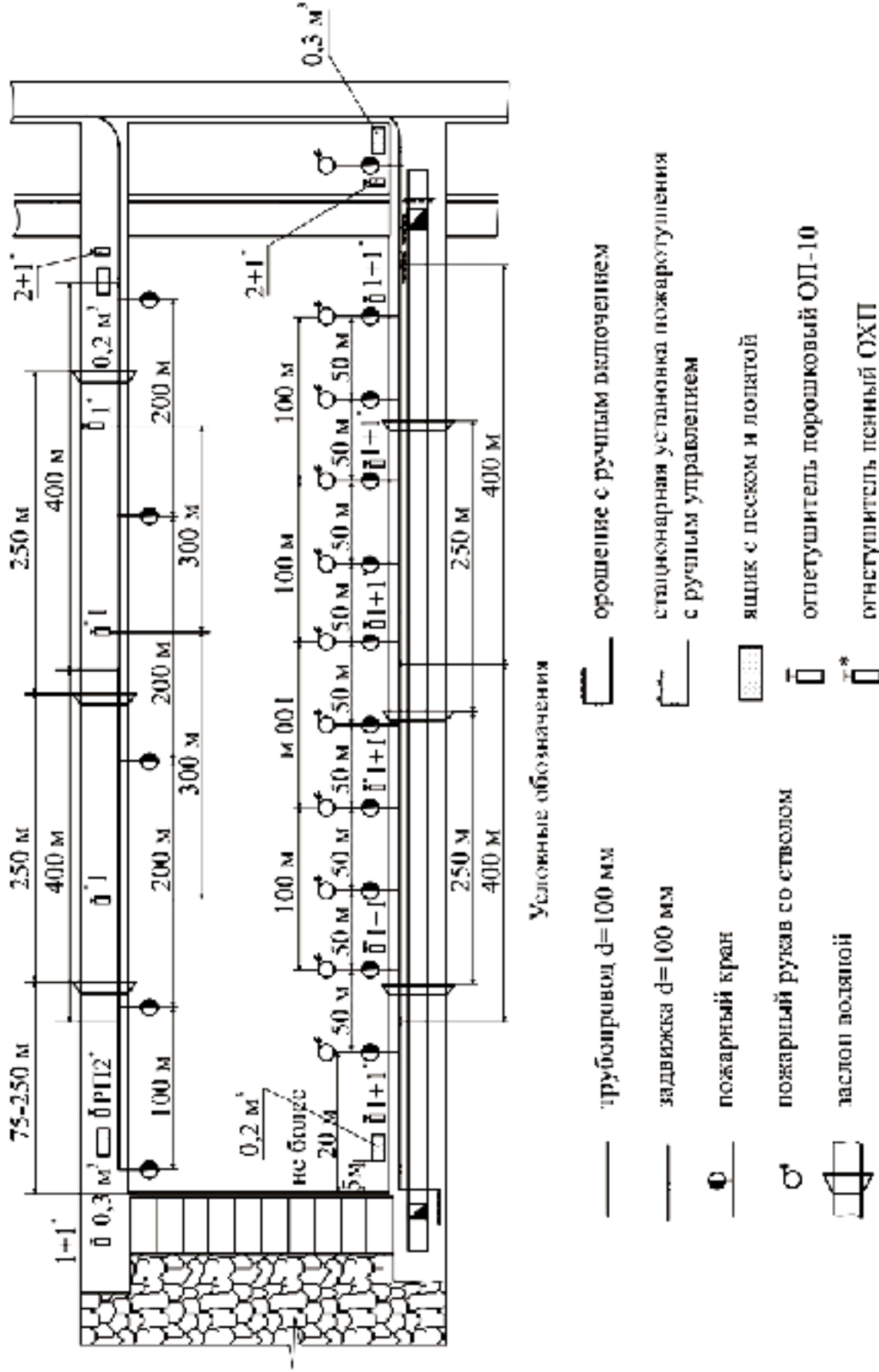


Рисунок 2.4 - Схема размещения средств пожаротушения на добычном участке

2.8. Розрахунок собівартості 1т вугілля на видобувній дільниці

Через відсутність реальних даних всі розрахунки були проведені в умовних одиницях.

Собівартість вклучас в себе наступні елементи витрат:

1. Заробітна плата (основна та додаткова).
2. Нарахування на заробітну плату.
3. Допоміжний матеріал.
4. Електроенергія.
5. Амортизаційні відрахування

Розрахунок заробітної плати наведено в таблиці 2.12.

Витрати по допоміжних матеріалах зводимо в таблицю 2.13.

Таблиця 2.13

Загальні витрати на допоміжні матеріали для виїмки

Вид матеріалу	Од. виміру	Кількість	Ціна за одиницю, ум.од	Сума витрат, ум.од.
Лісоматеріали	м ³	240	180	43200
Емульсія	м ³	45	200	9000
РАЗОМ				52200

Витрати на електроенергію визначаються за двоставковим тарифом, що враховує заявлену потужність, яка бере участь в максимумі навантаження енергосистеми Z_1 , і місячну витрату електроенергії Z_2 .

$$\sum Z_2 = Z_1 + Z_2, \text{ грн}$$

$$Z_1 = S_{\text{тр}} \cdot c_{\text{тр}}, \text{ грн}$$

$S_{\text{тр}}$ - обрана потужність дільничного трансформатора, кВА; $S_{\text{тр}}=630$ кВА;

$c_{\text{тр}}$ – тариф оплати за заявлену потужність, ум.од/ кВА за місяць.
 $c_{\text{тр}}=16,5$, ум.од/ кВА за місяць;

$$Z_1 = 630 \cdot 16,5 = 10395(\text{грн});$$

Витрати на безпосередньо споживану обладнанням електроенергію зводимо в таблицю 2.14.

Розрахунок амортизаційних відрахувань здійснюємо за встановленими нормами у відсотках від балансової вартості. Дані розрахунків зводимо в таблицю 2.15.

Собівартість 1т вугілля по ділянці розраховуємо на підставі визначених раніше витрат із заробітної плати, матеріалів, електроенергії, амортизаційних відрахувань. Результати розрахунків зводимо в таблицю 2.16.

Таблиця 2.12

План з праці та заробітної плати.

Місце та найменування видів робіт	Професія робочих	Обсяг робіт								Норма виробки	Чисельність трудящих					Розцінка, тарифна ставка, оклад, ум.од.	Місячн. фонд зарплати, тис. ум.од.	Доплати			За виконання роботи в тис. у.о.	Ходові, у.о.	Інші не враховані, тис. у.о.	Загальний фонд доплат, тис. у.о.	Загальний фонд основної ЗП за місяць, тис. у.о.	
		Одиниця роботи	Місячний	Добовий	В т.ч. по змінах				Всього за добу		В т.ч. по змінах				По списку			Бригадирам за керівництво бригадою	Премії							За роботу у нічний час
					1	2	3	4			1	2	3	4					%	Тис. ум.од.						
Проектний варіант																										
Виймка вугілля в лаві	МГВМ ГРОВ	т	37320	1244	0	415	415	415	29,57	35	0	11	12	12	65	0,88	32,841	0,47	20	6,57	4,21	3,88	—	2,59	17,72	50,561
Ремонтно-підготовчі	МГВМ ГРОВ ЕС ГРП	—	—	—	—	—	—	—	—	2	2	0	0	0	4	31,08	2,735	0,155	20	0,55	—	0,27	—	0,19	7,615	27,846
										7	7				13	26,76	7,653			0,76						
										7	7				13	26,76	7,653			0,76						
										4	4				7	14,22	2,19			0,22						
Керівництво ділянки	Начальник ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1	—	—	—	1	601	0,601	—	20	0,12	—	0,28	—	0,19	2,59	9,975
	Заст. нач. ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	1	—	1	—	—	1	562	0,562	—	20	0,11	—					
	Пом. нач. ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	2	—	—	1	1	2	535	1,070	—	20	0,21	0,48					
	Механік ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1	—	—	—	1	562	0,562	—	20	0,11	—					
	Гірничий майстер	—	—	—	—	—	—	—	—	5	2	1	1	1	9	510	4,59	—	20	0,61	0,48					
РАЗОМ	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	68,456	0,625	—	13,4	5,45	6,37	—	4,45	30,275	88,38	
Фактичний варіант																										
Виймка вугілля в лаві	МГВМ ГРОВ	т	32010	1067	0	355	355	355	27,0	37	0	11	11	12	63	0,97	31,050	0,47	20	6,21	4,3	4,01	—	2,73	17,72	48,77
Ремонтно-підготовчі	МГВМ ГРОВ ЕС ГРП	—	—	—	—	—	—	—	—	2	2	0	0	0	4	31,08	2,735	0,155	20	0,55	—	0,27	—	0,19	7,615	27,846
										7	7				13	26,76	7,653			0,76						
										7	7				13	26,76	7,653			0,76						
										4	4				7	14,22	2,19			0,22						
Керівництво ділянки	Начальник ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1	—	—	—	1	601	0,601	—	20	0,12	—	0,28	—	0,19	2,59	9,975
	Заст. нач. ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	1	—	1	—	—	1	562	0,562	—	20	0,11	—					
	Пом. нач. ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	2	—	—	1	1	2	535	1,070	—	20	0,21	0,48					
	Механік ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1	—	—	—	1	562	0,562	—	20	0,11	—					
	Гірничий майстер	—	—	—	—	—	—	—	—	5	2	1	1	1	9	510	4,59	—	20	0,61	0,48					
РАЗОМ	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	59,187	0,625	—	11,5	8,35	5,45	—	3,8	29,275	86,59	

Таблиця 2.15

Розрахунок амортизаційних відрахувань

Найменування робочих місць, машин, обладнання	Кількість одиниць в роботі	Кількість одиниць в наявності	Ціна одиниці, тис. у.о.	Вартість машин і обладнання, тис. у.о	Річна норма амортизації, %	Сума амортизаційних відрахувань, тис. у.о	
						За рік	За місяць
Факт							
КА-80	1	1	330	330	15	49,50	4,13
Секції кріплення КД-80	133	133	27	3591	15	538,65	44,89
СП-291	1	1	350	350	15	52,50	4,38
ПТК-1	2	2	110	220	15	33,00	2,75
2ЛТ-80	2	2	260	520	15	78,00	6,50
НУМС	1	1	1,6	1,6	15	0,24	0,02
СНТ-32	2	3	15,3	45,9	15	6,89	0,57
ДКНЛ	1	1	50	50	15	7,50	0,63
ЛВД-12	1	1	1,5	1,5	15	0,23	0,02
Разом						766,50	63,88
Комплектуючі						229,95	19,16
Разом з комплектуючим обладнанням						996,45	83,04
Запасні частини						149,4675	12,46
Разом із запасними частинами						1145,92	95,49
Транспортні витрати						137,5101	11,46
Складські витрати						17,18876	1,43
Монтаж						80,21423	6,68
Всього						1380,83	115,07
Проект							
КА-90	1	1	380	380	15	57,00	4,75
Секції кріплення 1МКД-90	133	133	27	3591	15	538,65	44,89
СПЦ-163	1	1	350	350	15	52,50	4,38
ПТК-1	2	2	110	220	15	33,00	2,75
2ЛТ-80	2	2	260	520	15	78,00	6,50
НУМС	1	1	1,6	1,6	15	0,24	0,02
СНТ-32	2	3	15,3	45,9	15	6,89	0,57
ДКНЛ	1	1	50	50	15	7,50	0,63
ЛВД-12	1	1	1,5	1,5	15	0,23	0,02
Разом						774,00	64,50
Комплектуючі						232,20	19,35
Разом з комплектуючим обладнанням						1006,20	83,85
Запасні частини						150,93	12,58
Разом із запасними частинами						1157,13	96,43
Транспортні витрати						138,8556	11,57
Складські витрати						17,35695	1,45
Монтаж						80,9991	6,75
Всього						1394,34	116,20

Таблиця 2.16

Калькуляція і структура дільничної собівартості видобутку 1 т вугілля

Елемент собівартості	Проектний варіант			Базовий варіант		
	Витрати на весь видобуток, у.о.	Витрати на 1т, у.о	Структура, %	Витрати на весь видобуток, у.о.	Витрати на 1т, у.о	Структура, %
Основна заробітна плата	88380	2,4	5,83	86590	2,7	5,72
Додаткова заробітна плата	8838	0,2	0,58	8659	0,3	0,57
Всього заробітна плата	97218	2,6	6,42	95249	3,0	6,29
Нарахування на заробітну плату	12638,3	0,3	0,83	12382,4	0,4	0,82
Матеріал	52200	1,4	3,45	52200	1,6	3,45
Електроенергія	69297,1	1,9	4,57	68136	2,1	4,50
Амортизаційні відрахування	1380830	37,0	91,15	1380830	43,1	91,23
РАЗОМ	1514965,44	40,6	100,00	1513548,4	47,3	100,00

Таким чином з таблиці видно, що при впровадженні нового комплексу собівартість 1т вугілля знизиться з 47,3 ум.од. до 40,6 ум.од.

2.9. Висновки

В даному розділі кваліфікаційної роботи здійснено обґрунтування параметрів впровадження нового механізованого комплексу 1МКД-90. В результаті впровадження нової техніки, відбулося збільшення кількості циклів до 7 при довжині лави 180 м. Це дозволило знизити собівартість 1т вугілля і збільшити продуктивність праці. Був проведений розрахунок дільничного конвеєра і розрахунок кількості повітря, необхідного для провітрювання виїмкової дільниці. Наведено заходи з охорони праці та протипожежного захисту видобувної дільниці.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

У першому розділі викладено місце розташування підприємства, гірничо-геологічна характеристика родовища, а також проведено аналіз виробничої ситуації на шахті ім. М.І.Сташкова.

У другому розділі запропоновано варіант заміни механізованого комплексу КД-80 на більш модернізований 1МКД-90. Наведено розрахунок дільничного транспорту та розрахунок вентиляції видобувної ділянки. Розрахована собівартість 1 тони вугілля. У підрозділі «Охорона праці» проведений розрахунок водяних заслонів, розроблені заходи з комплексного знепилювання в прохідницькому вибої, розроблена схема протипожежного захисту прохідницької ділянки.

Заміна очисного комплексу КД-80 на більш новий 1МКД-90 дозволить:

- забезпечити середньодобове навантаження на лаву, рівну 1244 т вугілля;
- підвищити продуктивність праці робітників з видобутку вугілля;
- знизити дільничну собівартість 1 вугілля.

Кваліфікаційна робота виконана відповідно до програми та методичних рекомендацій [14].

Перелік посилань

1. ДСТУ 3008:2015. Звіти у сфері науки і техніки. Структура та правила оформлення.
2. ДСТУ 8302:2015. Бібліографічне посилання. Загальні положення та правила складання.
3. Правила безпеки у вугільних шахтах / НПАОП 10.0-1.01 - 10.- К., 2010. - 430 с.
4. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 1. - К., 2003. - 478 с.
5. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 2.- К., 2003. - 409 с.
6. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин: Підручник для вузів / Бондаренко В.І., Кузьменко О.М., Грядущий Ю.Б., Гайдук В.А., Колоколов О.В., Табаченко М.М., Почепов В.М. – Дніпропетровськ, 2004. – 708 с.
7. Сивко В. Й. Розрахунки з охорони праці: Навчальний посібник. – Житомир: ЖІТІ, 2001. – 152с.
8. Ткачук К. Н., Гурін А. О., Бересневич П. В. та ін. Охорона праці (підручник для студентів гірничих спеціальностей вищих закладів освіти). За ред. К.Н. Ткачука. Київ, 1998. – 320с.
9. Транспорт на гірничих підприємствах: Підручник для вузів. – 3-є вид. / Заг. редактування доповнень проф. М.Я. Біліченка – Д.НГУ, 2005. – 636с.
10. Збірник задач з дисципліни «Основи теорії транспорту»: Навч. посібник / М.Я. Біліченко, Є.А. Коровяка, П.А. Дьячков, В.О. Расцветаєв – Д.: НГУ, 2007. – 151 с.
11. Розрахунок шахтного локомотивного транспорту: навч. посіб. / О.О. Ренгевич, О.М. Коптовець, П.А. Дьячков, Є.А. Коровяка; М-во освіти і науки України. «Нац. гірн. ун-т». – Д.: НГУ, 2007. – 83 с.
12. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт.– Донецьк: Касіопея, 2004.– 292 с.
13. Довідник з гірничого обладнання дільниць вугільних і сланцевих шахт: навч. посібник / М.М. Табаченко, Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський та ін. – Д.: НГУ, 2012. – 432 с.
14. Програма та методичні рекомендації до виконання кваліфікаційної роботи бакалавра спеціальності 184 Гірництво (освітньо-професійна програма «Гірництво», блок 1 «Підземна розробка родовищ» та блок 2 «Інжиніринг гірництва») / Упоряд.: В.В. Фомичов, В.М. Почепов, О.Р. Мамайкін, В.В. Лапко; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Д.: НТУ «ДП», 2019. – 24 с.