

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 Бараненко Анатолія Сергійовича
(П І Б)

академічної групи 184-17з-1 ІП
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему: Розробка параметрів технології видобування вугілля пласта С₆
шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»
(назва за наказом ректора)

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

Дніпро
2021

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

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

« _____ » _____ 2021 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу ступеня
бакалавра
(бакалавра, магістра)

студенту **Бараненко А.С.** академічної групи **184-17з-1 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 пласта С₆ шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»**

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

Розділ (підрозділ)	Зміст	Термін виконання
Розділ 1	Характеристика гірничого підприємства. Місце розташування шахти, аналіз виробничої ситуації на шахті «Степова».	15.04.2021 р.
Розділ 2	Обґрунтування параметрів технології видобування вугілля пласта С ₆ шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».	25.05.2021 р.
Охорона праці	Заходи з охорони праці та протипожежного захисту. Схема знепилювання.	10.06.2021 р.

Завдання видано _____
(підпис керівника)

Почепов В.М.
(прізвище, ініціали)

Дата видачі: **05.04.2021 р.**

Дата подання до екзаменаційної комісії: **15.06.2021 р.**

Прийнято до виконання _____
(підпис студента)

Бараненко А.С.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 45 сторінок друкованого тексту, 4 рисунки, 17 таблиць, 23 джерела використаної літератури.

Об'єкт розробки: очисні роботи шахти «Степова».

Мета кваліфікаційної роботи – збільшення навантаження на очисний вибій шляхом заміни діючого обладнання та зниження собівартості 1 т вугілля, за рахунок впровадження нового комплексу.

У вступі описано стан у гірничодобувній галузі та її місце в економіці України.

В першому розділі приведена гірничо-геологічна характеристика родовища, місце розташування шахти, а також проведений аналіз виробничої ситуації на шахті «Степова».

У другому розділі обґрунтовано параметри технології очисних робіт за допомогою механізованого комплексу Ostroj 70/125т замість застарілого комплексу. Наведено розрахунок дільничного транспорту та вентиляції ділянки.

У підрозділі «Охорона праці» проведений розрахунок з комплексного знепилювання в очисному вибої, розроблена схема протипожежного захисту виїмкової ділянки. Наведено розрахунок дільничної собівартості 1 т вугілля при впровадженні проектних рішень.

**ШАХТА, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, ОЧИСНІ РОБОТИ,
МЕХАНІЗОВАНИЙ КОМПЛЕКС, КОНВЕЙЄР, ВЕНТИЛЯЦІЯ,
ОХОРОНА ПРАЦІ, СОБІВАРТІСТЬ**

ЗМІСТ

ВСТУП	5
1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА	6
1.1. Місцезнаходження підприємства	6
1.2. Кратка гірничо-геологічна характеристика	6
1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт	11
1.4. Висновки	11
1.5. Вихідні дані на кваліфікаційну роботу	12
2. ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ОЧИСНОЇ ВИЙМКИ ВУГІЛЛЯ ПЛАСТА С ₆	13
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	13
2.2 Розрахунок параметрів виймки вугілля.	14
2.3 Технологія очисної виймки вугілля	19
2.4 Організація робіт на видобувній дільниці	22
2.5 Технологічна схема транспорту видобувної дільниці	28
2.6 Вентиляція видобувної дільниці	32
2.7 Охорона праці	34
2.8 Розрахунок собівартості 1т вугілля	39
2.9 Висновки	43
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	44
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	45

ВСТУП

Актуальність роботи. В даний час вугільна промисловість в Україні є однією з найбільш важливих галузей. Вугілля, що видобувається, 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 тонни вугілля і при цьому не знизити, а навпаки підвищити продуктивність праці.

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 пласта С₆ шахти «Степова».

Предмет дослідження – параметри видобутку вугілля на видобувній дільниці пласта С₆.

Ідея роботи полягає в аналізі застосування нової техніки і технологій видобутку вугілля;

Мета кваліфікаційної роботи – збільшення навантаження на очисний вибій шляхом заміни діючого обладнання та зниження собівартості 1 т вугілля, за рахунок впровадження нового комплексу.

Практичне значення роботи полягає в обґрунтуванні параметрів застосування механізованого комплексу нового технічного рівня та зниженні собівартості 1 т вугілля, за рахунок підвищення навантаження на очисний вибій.

1 ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Місцезнаходження підприємства

Шахта «Степова» закладена в 1956 році і в 1965 році здана в експлуатацію.

В адміністративному відношенні шахта «Степова» розташована на території Петропавлівського району Дніпропетровської області України.

У промисловому відношенні надра шахти підпорядковані ВСП ШУ "Першотравенське" ПрАТ "ДТЕК Павлоградвугілля".

Найближчими до шахти промисловими підприємствами є: діюча шахта «Ювілейна», розташована в 4 км на південний схід, а також закрита в 1999 році шахта «Первомайська». Північно-західна частина шахтного поля перетинається залізничною магістраллю Покровськ-Дніпро, що зв'язує шахти «Ювілейна», «Степова» та «Первомайська» з промисловим Донбасом і Придніпровським економічним районом. На цій магістралі, на гірському відводі шахти «Степова», розташована ж.д. станція Миколаївка.

Найближчими населеними пунктами є: с. Миколаївка, розташоване біля північно-західного кордону шахтного поля, та районний центр - с.м.т. Петропавлівка – 10 км на північний схід. Житлове селище м. Першотравенськ для трудящих шахти знаходиться в 4,5 км на південний схід від шахти.

1.2 Коротка гірничо-геологічна характеристика

1.2.1 Геологічна характеристика родовища

Шахта «Степова» розташована в південно-східній частині Павлоградсько-Петропавлівського геолого-промислового району Донбасу. У геологічній будові шахтного поля беруть участь відкладення докембрійського, палеозойського і кайнозойського віків. Докембрійські кристалічні утворення розкриті на глибині 1114 м. Палеозой представлений верхньодівонськими і кам'яновугільними утвореннями. Кам'яновугільні відкладення, що залягають на розмитих породах девону або безпосередньо на докембрійських породах, представлені породами турнейського (світа C_1^1), візейського (межівська C_1^2 та самарська C_1^3 свити) та серпухівського (кальміуська C_1^4 свита) ярусів. Самарська свита, або "вугленосна", досягає товщини до 600 м та представлена алевролітами, аргілітами, пісковиками, вапняками, вугільними шарами і прошарками.

Залягання вуглевмісних порід в основному моноклінальне з зануренням на північний схід під кутом 2-5 градусів, ускладнене рядом диз'юнктивних порушень типу круто спадаючих скидів. Серед них слід відзначити серію більших скидів - Поздовжнього, Петропавлівського № 1, 2, 3, Петропавлівського, Західного. Простягання основних тектонічних порушень

північно-західне і південно-східне. Кути падіння цих порушень круті і складають 60-85°. Амплітуди зміщення порід в зонах порушень змінюються в межах від 7-10 м до 125 м.

Також гірничими виробками шахти відзначений ряд дрібноамплітудних порушень з амплітудами порядку 0,10-0,70 м.

У межах шахтного поля і прирізаного блоку №3 у вугленосній товщі Самарської свити налічується до 60 вугільних пластів і прошарків, з яких робочої товщини досягають 11 пластів: C_{10}^n , C_8^n , C_7^n , C_6^3 , C_6^1 , C_6 , C_5^1 , C_5 , C_2^1 , C_2 та C_1 . Крім перерахованих вище вугільних пластів на шахтному полі простежуються пласти: C_{10}^1 , C_8^n і C_4^1 з позабалансовими запасами. В даний час шахтою «Степова» розробляються пласти C_6^1 та C_6 . Пласт C_6 відносно витриманий, інші пласти невитримані.

Безпосередня покрівля пласта C_6 складена алевролітами товщиною 0,45-13,0 м та аргілітами 0,40-10,6 м, рідше пісковиками. «Хибна» покрівля практично відсутня.

Породи підшви представлені алевролітами товщиною від 0,3 до 11,8 м, аргілітами – від 0,2 до 11,6 м, рідше пісковиками. «Хибна» підшва представлена невеликими локальними зонами в східній та північно-східній частині шахтного поля. Межі міцності для вуглевмісних порід підшви складають: для аргілітів - від 15,7 до 64,4 МПа, алевролітів - від 15,4 до 47,1 МПа, пісковиків - від 29,3 до 60,4 МПа.

Вміст метану у вугільних пластах основної площі змінюється від 0,1 до 23,7 м³/т.с.в. По робочим пластам C_6^1 та C_6 переважне значення метаноносності становить 3-9 м³/т.с.в, зрідка досягаючи Петропавлівського скиду до 15-19 м³/т.с.в. На площі блоку № 3 метаноносність пластів становить від 4,7 до 19,7 м³/т.с.в., а по робочих пластах C_6^1 та C_6 - от 6,1 до 19,6 м³/т.с.в., складаючи в середньому 13,0 м³/т.с.в.

Всі вугільні пласти відносяться до невикидонебезпечних, пісковики вугленосної світи C_1^3 (самарська) у межах ухильного поля шахти «Степова» невикидонебезпечні.

Гірничі виробки, пройдені по вмшуючим породам, будуть силікоzoneбезпечними за вмістом двоокису кремнію. Вугілля не схильні до самозаймання. Вугільний пил пластів вибухонебезпечний.

1.2.2 Гірнична характеристика діючої шахти

Межі та запаси шахтного поля

Станом на 01.01.13 затвердженими технічними межами шахти є:

на півдні - для пластів C_{10}^n , C_8^n , C_7^n , C_6^3 , C_6^1 , C_6 , C_5^1 та C_5 – їх виходи на поверхню карбону, для пластів C_2^1 і C_2 – Поздовжній скид, умовна лінія, що проходить вхрест простягання порід східніше свердловин №НЗ - 120 в 90м і №5717 - в 170м, далі по умовній лінії, що проходить по простягання порід північніше свердловин №5717 в 220м і №НЗ-2794 - в 30м; для пласта C_1 – Поздовжній скид;

на заході-Нікольський, поздовжній, Петровський скиди і Петропавлівський скид №3;

на півночі-Петропавлівський скид;

на сході-умовна лінія, що проходить вхрест простягання порід через свердловини №6371, 12073, 2063, поздовжній скид №2, ступінчастий скид і далі по умовній лінії, що проходить вхрест простягання порід через точку, розташовану в 200м східніше свердловини №6571, і далі через свердловину №6574. В межах цих кордонів розміри шахтного поля становили по простягання 3,2-11 км, по падінню 7,3 км. Площа поля шахти становила 50 км². Зазначені межі шахти «Степова» затверджені управлінням Держнаглядохоронпраці 05.07.83 актом №135.

У 1998 році Інститутом «Дніпродіпрошахт» виконано «ТЕО прирізки запасів...» (арх.№166484), в якому проаналізовано запаси вугілля шахти «Степова» та прилеглих площ. На підставі техніко-економічних обґрунтувань і прогнозу розвитку гірничих робіт шахти «Степова» було зроблено висновок про доцільність прирізки запасів тільки пластів С₆¹ і С₆ від ділянки поля шахти «Західно-Донбаська» №11/13.

Проектна потужність і загальна організація роботи шахти

Шахта«Степова» введена в експлуатацію в 1965 році з проектною потужністю 900 тис.т вугілля на рік, яку вона освоїла в 1972 році.

Відтоді протягом тривалого часу шахта працювала ритмічно і стійко з видобутком 1300-1580 тис. т вугілля на рік за 355-356 робочих днів.

У 1985 році інститут "Дніпродіпрошахт" розробив проект «Розкриття і підготовка пластів С₆ и С₆¹в ухильному полі» (пояснювальна записка, архівний №128799), яким річна потужність шахти була визначена 1200 тис.т за 300 робочих днів.

Враховуючи ритмічну роботу шахти і намічуване роботою впровадження більш продуктивної техніки, в роботі потужність шахти прийнята на рівні максимально досягнутої в перерахунку на 300 робочих днів у році – 1200 тис.т на рік.

Режим роботи шахти прийнятий наступний:

- число робочих днів у році для шахти-300;
- п'ятиденний робочий тиждень для трудящих з одним загальним вихідним і одним вихідним за змінним графіком;
- тривалість робочої зміни:
 - на підземних роботах-6 годин;
 - на поверхні-8 годин;
- кількість робочих змін:
 - в очисних вибоях-три зміни і одна ремонтно-підготовча;
 - у підготовчих вибоях - три зміни безпосередньо з проведення виробок і одна ремонтно-підготовча;
 - на поверхні-три зміни;
- число змін з видачі вугілля з шахти-три.

Схема розкриття шахтного поля

Блок №1 розкритий двома вертикальними центрально-здвоєними стволами – головним і допоміжним - діаметрами відповідно 5,5 і 6,0 м, пройденими до горизонту 145м, і горизонтальними та похилими квершлагами.

Головний ствол обладнаний двоскиповим вугільним і односкиповим породним підйомами, служить для видачі вугілля та породи з горизонту 145м і виведення вихідного струменя повітря.

Допоміжний ствол обладнаний двоклітьовим підйомом, служить для спуску-підйому людей, матеріалів, обладнання та подачі свіжого повітря.

У верхньої межі (за поздовжнім скидом) ухильне поле №2 блоку №1 розкрито горизонтальними квершлагами: магістральним конвеєрним і відкаточним горизонту 145м, а також північним вентиляційним горизонту 130м. Біля нижньої межі ухильне поле №2 розкривається відкаточним квершлагом горизонту 210м. Зв'язок між горизонтами 210м і 145м здійснюється по Північному похилому квершлагу. Для виведення вихідного струменя повітря з горизонту 210м пройдено вентиляційний ходок до Північного вентиляційного квершлагу горизонту 130м.

Блок № 2 розкритий двома вертикальними центрально-здвоєними стволами - повітряподавальним і вентиляційним - діаметром по 6,5 м, пройденими до горизонту 400м, і квершлагами на горизонті 300м.

Підготовка шахтного поля

Схема підготовки погоризонтна з відпрацюванням пластів довгими стовпами по повстанню спареними лавами.

На східному крилі на горизонті 210м пройдено конвеєрний штрек, а на горизонті 200м - вентиляційний. На горизонті 300м пройдено відкаточний і вентиляційний штреки (проміжні).

На західному крилі на горизонті 300м проходяться відкаточний і конвеєрний штреки, а на горизонті 290м - вентиляційний.

На горизонті 400м проходить Східний вентиляційний штрек пласта C_6^1 , на західному крилі на горизонті 400м магістральні виробки не проходяться.

Між магістральними виробками горизонтів 210м і 300м і 300м і 400м проходяться (або пройдені) через 175 – 200м виїмкові конвеєрні вантажо-людські штреки, які оконтурюють виїмкові стовпи. На східному крилі виїмкові конвеєрні штреки проходяться між горизонтами 400м і 210м.

Середня довжина лав 195,1 м, довжина виїмкових стовпів коливається від 1000 до 1600м, відпрацювання стовпів здійснюється у напрямку повстання пластів.

Система розробки, очисні та підготовчі роботи

Існуюча система розробки на шахті-довгі стовпи по повстанню.

Виймка вугілля в очисних вибоях блоку №2 проводиться механізованими комплексами КД-80 з комбайнами КА-80 в напрямку повстання. В одночасній роботі на пластах C_6^1 та C_6 знаходилося 5 очисних вибоїв, середньодобове навантаження на лаву 710 тонн, середньомісячне посування лінії діючих вибоїв – 78,4 метра.

Середня діюча довжина очисного вибою становить 195м, довжина виймкового стовпа-1500-1600м. Корисна потужність пластів в блоці №1 становить: пласт C_6^1 – 0,61м, пласт C_6 – 0,86м.

Спосіб управління покрівлею-повне обвалення, виймка вугілля в нішах проводиться за допомогою БВР.

Виймкові штреки слідом за посуванням лави підтримуються дерев'яними костровими кріпленнями, що встановлюються в два ряди. Потім конвеєрний і вантажо-людський штрек, розташовані з боку виробленого простору, погашаються, а вантажо-людський штрек з боку цілика відновлюється або проводиться вприсічку для використання при відпрацюванні суміжного стовпа.

Доставка матеріалів, обладнання та інших допоміжних вантажів по виймкових штреках до лав здійснюється напольними дорогами.

Проходження виймкових і панельних штреків проводиться прохідницькими комбайнами ПК-3Р, ПК-9р і 4ПП-2, а також частково буропідривним способом з навантаженням відбитої породи і вугілля в вагонетки породонавантажувальними машинами.

Одночасно роботи велися в 6 підготовчих вибоях. Кріплення виробок-податлива металева арочна з СВП.

Пройдено 11,1 км гірничих виробок, у тому числі прохідницькими комбайнами 10,1 км.

Транспорт

В даний час на шахті прийнята повна конвеєризація основного вантажопотоку вугілля від очисних вибоїв до бункера біля головного стовбура шахти блоку № 1. За виймковим штрекам при роботі спареними лавами використовуються стрічкові конвеєри 1Л100У з шириною стрічки 1000 мм.

Для відкатки породи, доставки матеріалів і обладнання, а також для перевезення людей використовується рейковий та канатний транспорт (електровози, однокінцеві підйоми та моноканатна дорога).

На похилих виробках між горизонтами 145м і 210м і між горизонтами 210м і 300м є три однокінцеві похилі підйомні установки і крісельна дорога типу МДК.

Вентиляція.

Шахта є надкатегорійною по газу і небезпечною по вибуховості вугільного пилу. В даний час ведеться відпрацювання пластів C_6 та C_6^1 у блоці №2 на східному крилі горизонтів 210 м і 300 м, і західному – на горизонті 300м. Пласти не схильні до раптових викидів вугілля, газу і самозаймання. Породний пил силікозонебезпечний. За даними депресійної зйомки шахти, виконаної ВГСО міста Павлограда, абсолютна газообільність виїмкових ділянок лав західного крила досягає $3,38 \text{ м}^3/\text{хв}$, відносна – $5,9 \text{ м}^3/\text{т}$.

Провітрювання шахти здійснюється двома вентиляторними установками, розташованими на головному стволі блоку №1 і вентиляційному столі блоку №2. Свіже повітря подається в шахту по допоміжному стволу блоку №1 і повітряподавальному стволу блоку №2. Схема провітрювання шахти комбінована, спосіб провітрювання-всмоктуючий. Схема провітрювання виїмкових ділянок-зворотноточна.

1.3 Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Шахта «Степова» - відносно стабільно працююча шахта вугільної компанії. Однак останнім часом, у зв'язку з переходом на відпрацювання запасів вугілля пластів C_6 та C_6^1 на горизонті 300 м, виникло питання про необхідність виконання перевірки існуючої технологічної системи транспорту при подальшому розвитку гірничих робіт.

Основні причини, що стримують подальше збільшення видобутку:

- фактичні гірничо-геологічні умови виявилися значно складнішими, наведених у проекті будівництва шахти (великі площові розміри, великі зони тріщинуватості порід покрівлі, значна водонасиченість, тектонічні порушення);
- складність транспортування вугілля при відпрацюванні запасів горизонту 300 м;
- важкі умови праці, відставання розвитку гірничих робіт, невисоке навантаження на очисний забій, низька якість видобутого вугілля, незадовільне матеріально-технічне забезпечення, помилки в організації та управлінні.
- крім цього, аналізуючи останні роки роботи шахти, чистий робочий час протягом доби становить 21 годину, а 3 години втрат часу розподіляються наступним чином: 1,5 години - відмови виїмного обладнання; 1 година - простої магістральних конвеєрних ліній; 0,5 години - інші причини.

1.4 Висновки

Проаналізувавши виробничу ситуацію на шахті «Степова» можна зробити висновок, що в цілому виробнича ситуація на шахті знаходиться в

задовільному стані, для усунення причин, які стримують розвиток виробництва, можна запропонувати:

- у роботі зберігається існуюча система розробки довгими стовпами по повстанню.
- у кваліфікаційній роботі зберігається існуюча механізація підготовчих робіт.
- передбачається впровадження високопродуктивних механізованих комплексів.

1.5 Вихідні дані на кваліфікаційну роботу

Вихідними даними, для виконання кваліфікаційної роботи, є існуюча на шахті форма 25 т.п. (основні показники роботи шахти "Степова") та існуюча на шахті технічна документація. Дані по пластах зведені в таблицю 1.1.

Таблиця 1.1.

№ п.п.	Найменування показників	По пластам	
		межі зміни	середні значення
		C_6	C_6^1
1.	Марка вугілля	Γ_6	Γ_6
2.	Вологість W^a %	<u>0,4 - 2,9</u> 1,51	<u>0,7 - 4,7</u> 2,21
3.	Вологість робоча W^p %	<u>4,8-10,1</u> 8,7	<u>8,7- 10,5</u> 9,2
4.	Зола A^c %	<u>3,2-21,4</u> 13,1	<u>2,26 - 2,99</u> 11,7
5.	Зола з урахуванням засмічення %	<u>3,2-28,5</u> 16,9	<u>2,26 - 34,8</u> 12,8
6.	Сірка S^c об	<u>1,53 -4,9</u> 2,66	<u>0,2-3,94</u> 1,88
7.	Летючі V^r %	<u>38,7 - 47,0</u> 42,1	<u>29,6 - 44,0</u> 41,0
8.	Теплотворна здатність $Q^fб, Q^pб$	<u>8190-8380</u> 8320	<u>6400 - 6450</u> 6425
9.	Об'ємна вага	<u>1,12- 1,26</u> 1,24	<u>1,13-1,26</u> 1,29

Кваліфікаційна робота виконана відповідно до програми та методичних рекомендацій [23].

2 ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОЛОГІЇ ОЧИСНОЇ ВІЙМКИ ВУГІЛЛЯ ПЛАСТА С₆

2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

Підвищення техніко-економічних показників роботи шахти нерозривно пов'язане з ритмічною роботою очисних вибоїв. У технологічній системі шахти ключовою ланкою, що впливає на максимальне значення функції цілі, є підсистема «очисні роботи». Найважливішим її показником служить навантаження на очисний вибій. Вона визначає рівень концентрації та інтенсифікації гірничих робіт і значною мірою впливає на схеми і параметри способів розкриття і підготовки шахтних полів.

Впровадження раціональних технологічних схем ведення очисних робіт, що забезпечує значне підвищення навантаження на лаву, має першорядне значення при створенні шахт з інтенсивною технологією. Проектом передбачена повна конвеєризація доставки вугілля від очисного забою до навколоствольного двору. Перевагами даної схеми є висока пропускна здатність, забезпечення транспортування при даних кутах нахилу. До недоліків можна віднести високі енерговитрати і низьку надійність транспортної системи.

Виходячи з вищесказаного, можна зробити висновок: пріоритетним напрямком підвищення техніко-економічних показників роботи підприємства є збільшення навантаження на лаву.

Для обґрунтування прийнятого рішення необхідно провести детальні розрахунки параметрів технології видобутку вугілля з очисного забою.

Проектована виїмкова дільниця розташована в бремсберговій частині розроблюваного пласта. Довжина стовпа 2000 м, довжина лави 303 м. Вугільний пласт простої будови. Марка вугілля Г. Потужність пласта 0,79 – 1,03 м, середня потужність -0,87 м, виймається 1,0 м. зольність вугілля - 8%, а видається гірської маси з лави - 28,9%. Опірність вугілля різанню становить 300 кН / м. Безпосередня підшва-аргіліти-середньої стійкості. Безпосередня покрівля-нестійка. Крок обвалення: безпосередньої покрівлі-0,8-1,5 м; основний - 20 м. Коефіцієнт міцності: безпосередньої покрівлі $f=2,0$; підшви $f=2,2$. Кут падіння пласта в середньому 3 градуси.

Стовп оконтурений геологічними порушеннями. По викидах і гірських ударах пласт безпечний, по пилу - вибухонебезпечний.

Відповідно до «Керівництва з управління покрівлею і кріпленню очисних вибоїв на пластах з кутом падіння до 35°» при даних гірничо-геологічних умовах, управління покрівлею в очисному вибої застосовується повним обваленням.

Враховуючи гірничо-геологічні умови виїмкового стовпа та гірничотехнічні фактори застосування комплексу, у роботі передбачається виїмка вугілля в лаві комплексом Ostroj 70/125т, до складу якого входять:

механізоване кріплення Ostroy, комбайн MB-410e, скребковий конвеєр CZK 190/800. Схема роботи комбайна човникова з безнішевою виїмкою вугілля. зарубка комбайна на кінцевих ділянках лави проводиться під час «косих» заїздів.

2.2 Розрахунок параметрів очисної виїмки вугілля

Для збільшення річного видобутку вугілля в межах розглянутого пласта проводиться заміна більш старого обладнання (комплексу КД80) на більш нове, а також проводиться заміна наявної конвеєрної лінії. При заміні конвеєрів ми будемо прагнути встановити конвеєрний ланцюжок з меншої кількості конвеєрних ланок, тим самим знизити собівартість вугілля. Видобувний комплекс КД80 з очисним комбайном КА80, замінимо на комплекс Ostroy 70/125т з комбайном MB-410E.

Таблиця 2.1.

Технічна характеристика комбайнів

Технічна характеристика комбайну	КА80	MB-410E
- виконавчий орган, мм (d)	800	800
- тип виконавчого органу	барабан	шнек
- число барабанів(шnekів), шт	2	2
- ширина захвату, м	0,8	0,8
механізм подачі:		
швидкість подачі, м / хв	5	9
- потужність, кВт	132	180

2.2.1 Розрахунок продуктивності комбайна КА80 и MB-410E

1) Швидкість подачі комбайна по опірності вугілля різанню

$$V_n^k = \frac{P_{уст}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma_{\sigma}} \text{ (м / хв);}$$

$P_{уст} = (0,7-0,9)P_{пасп}$ - стійка потужність двигуна комбайна, кВт;

$P_{пасп}$ - потужність двигуна за паспортом;

H_w - питомі енерговитрати на руйнування вугілля, кВт/т;

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

A_p - опірність пласта різанню, кН/см;

R - показник здатності руйнування пласта. Для крихкого вугілля

$R = 0,15A_p$;

m - потужність пласта, що виймається м;

r - ширина захвату комбайна, м;

γ_{cp} - середня щільність пласта, т/м³;

$$P_{уст} = (0,7-0,9)P_{пасп}$$

$$\text{Комбайн КА-80} \quad P_{уст} = 0,75 \cdot 132 = 99(\kappa Bm);$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad P_{уст} = 0,75 \cdot 180 = 135(\kappa Bm);$$

$$R = 0,15 \cdot 300 = 45;$$

$$H_w = 0,00185 \cdot 300(0,77 + 0,008 \cdot 45) = 0,63(\kappa Bm / m);$$

$$\text{Комбайн КА-80} \quad V_u^k = \frac{99}{60 \cdot 0,63 \cdot 1,0 \cdot 0,8 \cdot 1,37} = 2,4(m / xv);$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad V_u^k = \frac{135}{60 \cdot 0,63 \cdot 1,0 \cdot 0,8 \cdot 1,37} = 3,3(m / xv);$$

2) Швидкість подачі комбайна по газовому фактору

$$V_n^z = \frac{0,6 \cdot V \cdot m_n \cdot b \cdot \varphi \cdot d \cdot K_{e,n}}{q \cdot r \cdot m_{геол} \cdot \gamma_{cp} \cdot K_u}, (m / xv);$$

де $V=4$ м / с - допустима по ПБ швидкість руху повітряного струменя в лаві;

m_n — потужність пласта, що виймається, м;

$b=5,785$ м — ширина привибійного простору лави;

φ — коефіцієнт звуження повітряного струменя;

$d=1\%$ — допустимий по ПБ вміст метану у вихідному струмені;

$K_{e,n}=1,2-1,3$ — коефіцієнт, що враховує рух частини повітряного

струменя по виробленому простору;

$q=6$ м³/т.с.б. — метанообільність пласта;

$m_{геол}=1,14$ м — геологічна потужність пласта;

$K_u=1,4$ — коефіцієнт нерівномірності виділення метану в лаву.

Відносна метанообільність вугільного пласта становить 6 м³/т.с.в, в результаті природної дегазації знижується в 1,5 рази.

$$\text{Комбайн КА-80} \quad V_n^z = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1,0 \cdot 5,785 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1,25}{4 \cdot 0,8 \cdot 1,14 \cdot 1,37 \cdot 1,4} = 2,2(m / xv);$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad V_n^z = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1,0 \cdot 5,785 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1,25}{4 \cdot 0,8 \cdot 1,14 \cdot 1,37 \cdot 1,4} = 2,2(m / xv);$$

3) Швидкість кріплення лави

$$V_{cp} = \frac{b_{cp}}{\sum t_{cp}}, m / мин$$

$b_{cp} = 1,5$ м – крок установки секцій кріплення;

$\sum t_{cp}$ – тривалість циклу пересування, хв;

Для механізованих кріплень:

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

де $t_1=0,07$ хв — час на переміщення робітника від секції до секції та огляд покрівлі;

$t_2=0,45$ хв — час на зачистку секції кріплення перед пересуванням;

$t_3=0,06$ хв — час на розвантаження секції кріплення;

$t_4=0,065$ хв — час на пересування секції кріплення;

$t_5=0,06$ хв — час на розпір секції;;

$$\sum t_{cp} = 0,07 + 0,45 + 0,06 + 0,065 + 0,06 = 0,705(\text{хв});$$

$$\text{Комбайн КА-80} \quad V_{cp} = \frac{1,35}{0,705} = 1,9(\text{м/хв});$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad V_{cp} = \frac{1,5}{0,705} = 2,13(\text{м/хв});$$

Вибір швидкості подачі комбайна

З трьох отриманих величин найменша швидкість подачі:

$$\text{Комбайн КА-80} \quad V_k = 1,9(\text{м/хв});$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad V_k = 2,13(\text{м/хв});$$

До розрахунку приймаємо швидкість подачі комбайна рівну:

$$\text{Комбайн КА-80} \quad V_n = 1,9(\text{м/хв});$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad V_n = 2,13(\text{м/хв});$$

4) Визначення годинної продуктивності комбайна:

$$\text{Комбайн КА-80} \quad Q = 60 \cdot V \cdot m \cdot r \cdot \gamma_{cp} = 60 \cdot 1,9 \cdot 1,0 \cdot 0,8 \cdot 1,37 = 124,9(\text{м/год});$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad Q = 60 \cdot V \cdot m \cdot r \cdot \gamma_{cp} = 60 \cdot 2,13 \cdot 1,0 \cdot 0,8 \cdot 1,37 = 150,07(\text{м/год});$$

5) Визначення фактичної добової продуктивності комбайна:

тривалість циклу виїмки вугілля комбайном визначаємо за формулою:

$$t_v = (t_o + t_e) \cdot \sum k + t_r \cdot \sum k + t_c$$

t_o – "чистий" час виїмки вугілля комбайном, хв;

$$t_o = \frac{l_n - \sum l_u}{V_n}, \text{хв}$$

l_n – довжина лави;

$\sum l_u = 0$ – сумарна довжина ніш;

V_n – робоча швидкість подачі комбайна;

$$\text{Комбайн КА-80} \quad t_0 = \frac{160 + 0}{1,9} = 84,2(\text{хв});$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad t_0 = \frac{303 + 0}{2,13} = 142,12(\text{хв});$$

t_0 – тривалість виконання супутніх виїмки допоміжних операцій. Для вузькозахватних комбайнів:

$$t_0 = 0,087 \cdot (l_s - \sum l_n) = 0,087 \cdot (160 - 0) = 13,9(\text{хв});$$

$\sum \kappa$ - добуток коефіцієнтів для розрахунку часу циклу;

$$\sum \kappa = \kappa_1 \cdot \kappa_2 \cdot \kappa_3 \cdot \kappa_4$$

$\kappa_1=1,05-1,15$ — коефіцієнт відпочинку;

κ_2 — коефіцієнт, що враховує обводненість лави. При обводненій лаві $\kappa_2=1,1$;

κ_3 — коефіцієнт, що враховує категорію покрівлі. При покрівлі категорій Б5, Б4 $\kappa_3=1$;

κ_4 — коефіцієнт, що враховує кут падіння пласта. При $\alpha = 1-3^\circ$ $\kappa_4 = 1,0$.

$$\sum \kappa = 1,1 \cdot 1,1 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 1,21$$

t_3 – час руху комбайна при зачистці лави. Оскільки прийнята човникова схема виїмки вугілля, то $t_3=0$.

t_x – час для виконання кінцевих операцій.

При комбайнах КА-80 и МВ-410Е - "косих заїздів" комбайна у пласт $t_x=40$ хв.

$$\text{Комбайн КА-80} \quad t_q = (84,2 + 13,9) \cdot 1,21 + 0 + 40 = 158,7(\text{хв})$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad t_q = (142,12 + 13,9) \cdot 1,21 + 0 + 40 = 228,7(\text{хв})$$

б) Кількість циклів розраховується за формулою

$$n_q = \frac{t_{\text{см}} - t_{\text{рем}} - t_{\text{в.с.}} - (t_{\text{к.з}} + t_{\text{м.с}}) \cdot n}{t_q},$$

$t_{\text{см}}=1440$ хв. – тривалість доби;

$t_{\text{рем}}=360$ хв. - тривалість ремонтної зміни;

$t_{\text{в.с.}}=0$ - тривалість робіт з попередження раптових викидів вугілля і газу;

$t_{\text{к.з}}=10-15$ хв - тривалість підготовчих та заключних операцій у зміні;

$t_{\text{м.с}}=0$ —тривалістьтехнологічних перерв у зміні, які не перекриваються;

$n=3$ - число змін з видобутку вугілля;

$$\text{Комбайн КА-80} \quad n_{\text{ц}} = \frac{1440 - 360 - 0 - (15 + 0) \cdot 3}{158,7} = 6,4(\text{цикла});$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad n_{\text{ц}} = \frac{1440 - 360 - 0 - (15 + 0) \cdot 3}{228,7} = 5,63(\text{цикла});$$

Приймаємо для базового варіанту $n_{\text{ц}}=6$, а для проектного варіанту $n_{\text{ц}}=6$.

7) Максимально можлива добова продуктивність лави:

$$A_{\text{цм}} = m_{\text{осн}} \cdot l_{\text{з}} \cdot r \cdot \gamma \cdot n_{\text{ц}} \cdot K_{\text{н}}, (m / \text{доб});$$

$$\text{Комбайн КА-80} \quad A_{\text{цм}} = 1,0 \cdot 160 \cdot 0,8 \cdot 1,37 \cdot 6 \cdot 0,95 = 999,6(m / \text{доб});$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad A_{\text{цм}} = 1,0 \cdot 303 \cdot 0,8 \cdot 1,37 \cdot 6 \cdot 0,95 = 1577,4(m / \text{доб});$$

8) Видобуток вугілля комбайном з очисного вибою за один цикл

$$D_{\text{к}} = l_{\text{з}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot K_{\text{н}}$$

де $l_{\text{з}}$ - довжина лави, м.

$$D_{\text{к}} = 303 \cdot 1,0 \cdot 0,8 \cdot 1,37 \cdot 0,95 = 315,4(m);$$

9) Розрахуємо проєктований річний обсяг видобутку

Комбайн КА-80

$$A_{\text{пр.р.об}} = A_{\text{цм}} \cdot N_{\text{р.об}} = 999,6 \cdot 302 = 301879,2 = 301,9(\text{тис.м});$$

Комбайн МВ-410Е

$$A_{\text{пр.р.об}} = A_{\text{цм}} \cdot N_{\text{р.об}} = 1577,4 \cdot 302 = 352162,2 = 476,2(\text{тис.м})$$

де $N_{\text{р.об}}$ - кількість робочих днів у році.

10) Розрахунок часу на виконання суміжних процесів.

10.1) Середня швидкість виконання суміжних робочих процесів в комбайновій частині лави однією людиною

$$V_{\text{см}} = \left(\frac{1}{V_{\text{н.с}}} + \frac{1}{V_{\text{з.с}}} \right)^{-1}$$

де $V_{\text{н.с}}$ - швидкість пересування секцій кріплення, $V_{\text{н.с}}=1,5$ м/хв;

$V_{\text{з.с}}$ - швидкість зачистки основ секції кріплення, $V_{\text{з.с}}=2$ м/хв.

$$V_{\text{см}} = \left(\frac{1}{1,5} + \frac{1}{2} \right)^{-1} = 0,85, (m / \text{хв});$$

10.2) Визначимо швидкість виконання суміжних робочих процесів, яка забезпечує невинну роботу комбайна

$$V_{\text{см.комб}} = V_{\text{н}} \cdot \frac{T_{\text{в.л}}}{T_{\text{см}}}, (m / \text{хв});$$

$$\text{Комбайн КА-80} \quad T_{\text{см}} = T_{\text{в.л}} + T_{\text{всп.л}} + T_{\text{рез}} = 84,2 + 5,12 + 15 = 104,32(\text{хв});$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad T_{\text{см}} = T_{\text{в.л}} + T_{\text{всп.л}} + T_{\text{рез}} = 142,2 + 9,7 + 15 = 166,9(\text{хв});$$

$$T_{\text{всп.л}} = t_{\text{всп.л}} \cdot l_{\text{л}} = 0,032 \cdot 160 = 5,12(\text{мин}); \quad T_{\text{всп.л}} = t_{\text{всп.л}} \cdot l_{\text{л}} = 0,032 \cdot 303 = 9,7(\text{хв})$$

$$t_{\text{всп.л}} = t_{\text{рез.}} + t_{\text{об.}} = 0,016 + 0,016 = 0,032(\text{хв / м});$$

$$T_{\text{в.л}} = \frac{l_{\text{с}}}{V_{\text{с}}} = \frac{160}{1,9} = 84,2(\text{хв}); \quad T_{\text{с.л}} = \frac{l_{\text{с}}}{V_{\text{с}}} = \frac{303}{2,13} = 142,2(\text{хв});$$

де $T_{\text{в.л}}$ - безпосередньо виїмка вугілля комбайном на цикл, хв

$T_{\text{рез}}$ - резервний час на цикл, хв

$T_{\text{всп.л}}$ - допоміжні операції, що переривають роботу комбайна на цикл, хв;

$t_{\text{всп.л}}$ - витрати часу на виконання допоміжних операцій, що не перекриваються роботою комбайна, хв

$$\text{Комбайн КА-80} \quad V_{\text{см.комб}} = 1,9 \cdot \frac{84,2}{104,32} = 1,5(\text{м / хв});$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad V_{\text{см.комб}} = 2,13 \cdot \frac{142,2}{166,9} = 1,8(\text{м / хв});$$

10.3) Визначасмо необхідну чисельність робітників в лаві

$$N = \frac{V_{\text{см.комб}}}{V_{\text{см}}}, (\text{чол.});$$

$$\text{Комбайн КА-80} \quad N = \frac{V_{\text{см.комб}}}{V_{\text{см}}} = \frac{1,5}{0,85} = 1,8 = 2(\text{чол.})$$

$$\text{Комбайн МВ-410Е} \quad N = \frac{V_{\text{см.комб}}}{V_{\text{см}}} = \frac{1,7}{0,85} = 2(\text{чол.})$$

2.3 Технологія виконання прийнятих рішень

2.3.1 Технологія виїмки вугілля

Виїмка вугілля проводиться комбайном МВ 410Е за човниковою схемою. На початку зміни машиніст комбайна проводить підготовку комбайна до роботи.

Виїмка вугілля проводиться комбайном МВ 410/Е за човниковою схемою. На початку зміни машиніст комбайна і помічник проводять підготовку комбайна до роботи згідно «Керівництва по експлуатації МВ 410/Е». При виїмці вугілля один з шнеків регулюється по покрівлі пласта, а інший – по підшві пласта. Регулювання положення шнеків по покрівлі та підшві пласта здійснюється гідродомкратами підйому ріжучих частин. Переміщення комбайна здійснюється перекочуванням цевочного колеса блоку рушія по рейці, закріпленій на завальному борті забійного конвеєра.

Машиніст комбайна постійно знаходиться біля пульта управління комбайном і конвеєром лави. Помічник знаходиться біля допоміжного пульта та керує висотою підрубки другим шнеком і при необхідності здійснює екстрену зупинку комбайна і конвеєра без їх запуску. Конструкцією комбайна передбачена можливість керування з пультів управління, розташованих по кінцях порталу, а також в дистанційних режимах – в зоні видимості з мобільного малогабаритного пульта управління по радіоканалу управління. При виїмці вугілля машиніст комбайна знаходиться між комбайном і стійками кріплення, забезпечує правильне положення комбайна. Помічник комбайнера стежить за своєчасним кріпленням забою секціями і при відставанні секцій більш допустимого паспортом кріплення зупиняє комбайн, стежить за гнучким кабелем, рукавом зрошення. У вихідному положенні забійний конвеєр пересунутий до забою, комбайн «зарубаний» в масив, секції кріплення пересунуті та розтиснуті. Машиніст дільничної конвеєрної лінії збірного штрека, перебуваючи біля перевантажувального пункту збірного штрека на ВКМШ гор.300м, подає попереджувальний звуковий сигнал і включає дільничну конвеєрну лінію.

Машиніст привибійного конвеєра, перебуваючи біля приводної головки, отримавши сигнал про готовність до роботи дільничної конвеєрної лінії, повідомляє про це машиністу комбайна в лаву. Машиніст комбайна включає лавний конвеєр. Перед включенням лавного конвеєра автоматично, протягом 6 сек., подається попереджувальний звуковий сигнал. Після включення лавного конвеєра машиніст комбайна включає комбайн і, з дозволу гірського майстра або ланкового, здійснює виїмку вугілля. У процесі виїмки вугілля машиніст комбайна стежить за гіпсометрією пласта і за параметрами пласта вугілля, що виймається, встановленими на даний період відпрацювання.

2.3.2 Пересування секцій механізованого кріплення

Пересування секцій кріплення проводиться слідом за проходом комбайна з відставанням не більше 1,5 м. Управління секцією, яка пересувається, проводиться під захистом сусідньої пересунутої та розтиснутої секції кріплення ГРОВ. Знаходження людей в цей момент між секціями кріплення і в зоні розвантаження секції забороняється.

Не допускається пересування секції кріплення на штиб, для чого перед пересуванням секції необхідно зачищати підшву між основою секцією і ставом конвеєра. На дільницях лави з порушеною покрівлею пересування секції необхідно проводити без втрати контакту перекриття з покрівлею з метою попередження висипання порід покрівлі в робочий простір. При висипанні шматків породи, що відшарувалися, ГРОВ зобов'язаний вжити таких запобіжних заходів:

- повідомити машиністу комбайна про необхідність зупинки комбайна і конвеєра лави;

- обібрати спеціальним оборником навислі та відшаровані від масиву шматки вугілля і породи;

- при незначних вивалах (0,2 м) провести очищення перекриття секцій спеціальним шкребком з довгою рукояткою, укласти дерев'яний брус на перекриття секції і розтиснути;

- при вивалах порід покрівлі > 0,2 м повідомити гірському майстру та вжити заходів щодо додаткового кріплення покрівлі шляхом установки дерев'яних стійок під консолі секцій, викладки кострових кріплень або інші заходи за вказівкою гірського майстра. Очищення перекриття секцій та викладка кострових кріплень в пустотах здійснюється в присутності особи технічного нагляду ділянки досвідченим робітником зі стажем роботи не < 1 року. Великі шматки породи покрівлі повинні бути розбиті до розмірів 50÷200мм.

При розпорі секції, переміщеної зі значним відривом від покрівлі (більше 180мм), ГРОВ кріплення повинен контролювати взаємне розташування висувних боковин сусідніх секцій з тим, щоб уникнути перехлеста і полумок висувних боковин.

2.3.3 Пересування лавного конвеєра

Пересування лавного конвеєра здійснює ГРОВ на відстані не менше 20 - 25мм від корпусу комбайна. Щоб уникнути заклинення комбайна на конвеєрі при виконанні «косого заїзду» довжина ділянки вигину конвеєра повинна становити не менше 12-15м.

При хвильовому пересуванні конвеєра число одночасно включених гідродомкратів пересування повинно бути не більше трьох.

ГРОВ стежить за петлею комбайнового кабелю і шланга зрошення.

2.3.4 Кріплення сполучення лави зі збірним штреком

Конструктивне виконання комбайна МВ-410/Е забезпечує можливість фронтальної зарубки в пласт і механізовану виїмку вугілля на кінцевих ділянках лави без ніш, при винесенні приводних головок забійного конвеєра СЗК190 / 800 в прилеглі виїмкові виробки шириною 4м і більше. Бортовий збірний штрек кріпиться металевим арочним кріпленням КШПУ-М-15,1 - рамно-анкерним кріпленням з установкою анкерів рядами між рамами кріплення. Покрівля виробки на цій ділянці затягується сітчастою затяжкою 1000x500, борти – суцільною залізобетонною затяжкою. Відстань між рамами приймається 0,8 м по їх центрам. Профіль прокату КШПУ-М-15,1 з СВП 22. В подальшому виробка проводиться анкерним кріпленням, прямокутним перетином 4500x3300 (14,85 м² в проходці), з кроком установки анкерних рядів 0,8 м по центрам. Анкери встановлюються через металеві профільовані підхвати. Кріплення міжрядного простору-сітчаста затяжка. Залежно від поперечного перерізу встановлюється металеве арочнекріплення необхідного

типу АП-13,8; КШПУ М-11,7; КШПУ-М-15,1. Покрівля і борти виробки затягуються з/б та металевою суцільноюзатяжкою (сіткою). На сполученнях лави встановлюються кріплення сполучення УКС. За відсутності кріплень сполучення допускається застосування інвентарних кріплень сполучення з металевих прогонів спец.профілю СВП-22. (Схема № 6 «Керівництво КД.12.01.01.503 – 20001 «Управління покрівлею та кріплення в очисних вибоях на вугільних пластах з кутом падіння до 35°»).

2.3.5 Кріплення сполучення лави з бортовим штреком

Порядок виконання кінцевих операцій на сполученні лави з бортовим штреком аналогічний роботам на збірному штреку. Всі роботи по кріпленню сполучення виконуються при вимкненому комбайні і лавному конвеєрі.

2.4 Організація робіт на видобувній ділянці

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

До складу комплексної бригади входять робітники наступних професій:

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

2.4.1 Розрахунок норми виробітку

Наведемо види робіт, виконуваних 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 виробка на виїмку вугілля при пересуванні конвеєра дільницями (слідом за комбайном): очисним механізованим комплексом КД-80

$$H_c = \frac{440}{55,38}, m$$

очисним механізованим комплексом Ostroy 70/125T

$$H_c = \frac{482}{62,1}, m$$

Обсяг робіт на цикл за видами

Виймка вугілля комбайном за цикл.

$$D_n = L \cdot m \cdot r \cdot \gamma(m);$$

де L – довжина лави, м;

m – потужність пласта, що виймається, м;

r – ширина захоплення комбайна, м;

γ – середня щільність пласта, т/м.

проектна 175 т;

фактична 175 т.

Пересування конвеєра:

$$Q_{\text{конв}} = r(m);$$

$$Q_{\text{конв}} = 0,8(m);$$

Викладка кострових кріплень:

$$Q_k = \frac{n_p^k \cdot r}{l_k + l_{\text{мк}}};$$

де l_k – довжина стійки для кострового кріплення, м;

$l_{\text{мк}}$ – відстань між костровими кріпленнями, м;

n_p^k – кількість рядів.

$$Q_k = \frac{1 \cdot 0,8}{0,9 + 0,7} = 0,5(\text{костр.кріпл});$$

Витяг та установка ніжок кріплення:

$$Q_{\text{ап}} = \frac{r \cdot n_p^{\text{ап}}}{r_{\text{мн}}};$$

де $r_{\text{мн}}$ – відстань між ніжками кріплення, м;

$n_p^{\text{ап}}$ – кількість рядів ніжок, які витягуються і встановлюються.

$$Q_{\text{ап}} = \frac{0,8 \cdot 2}{0,8} = 2(\text{ніжки});$$

Фактори, що впливають на рівень норм виробітку, зведені в таблицю

3.1

Норма на виймку гірської маси комплексом:

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

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

Таблична укрупнена комплексна норма виробітку:

проектна $62,1 \cdot 0,95 \cdot 1,15 \cdot 0,9 \cdot 0,95 = 58,01(m)$

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

Трудоємність робіт на цикл:

проектна $\frac{175}{58,01} = 3,02(\text{чол} - \text{змін})$

$\frac{175}{51,73} = 3,39(\text{чол} - \text{змін})$

Трудомісткість МГВМ:

$$\text{проектна} \quad \frac{175}{482} = 0,36(\text{чол} - \text{змін})$$

$$\text{фактична} \quad \frac{175}{440} = 0,38(\text{чол} - \text{змін})$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$\text{проектна} \quad 3,02 - 0,36 = 2,66(\text{чол} - \text{змін})$$

$$\text{фактична} \quad 3,39 - 0,38 = 3,01(\text{чол} - \text{змін})$$

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

МГВМ - 2 чол.

ГРОВ - 7 чол.

ЕС - 7 чол.

ГРП - 4 чол.

Результати розрахунку комплексної норми виробітку і розцінок по очисних роботах зводимо в таблиці 2.3 и 2.4

2.4.2 Визначення штату трудящих ділянки

Явочний склад робітників протягом доби:

$$N_{\text{яв}} = \frac{Q_{\text{сут}}}{H_k \cdot k_{\text{в.н}}}, \text{чол};$$

де $K_{\text{в.н}}$ - коефіцієнт виконання норми, 0,85 – 1,2

$Q_{\text{сут}}$ - обсяг видобутку вугілля за добу;

H_k - комплексна норма виробка, $\left(\frac{t}{\text{чол} - \text{змін}}\right)$

$$\text{проектний} \quad N_{\text{яв}} = \frac{1577,4}{29,57 \cdot 1,0} = 44(\text{чол});$$

$$\text{фактичний} \quad N_{\text{яв}} = \frac{999,6}{27,0 \cdot 1,0} = 37(\text{чол});$$

Списковий склад робітників:

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

$k_{\text{сс}}$ – середньорічний коеф. облікового складу;

$$k_{\text{сс}} = \frac{T_k - T_{\text{пр}} - T_{\text{вих}}}{(T_k - T_{\text{пр}} - T_{\text{вих}} - T_{\text{вих}}) \cdot 0,96};$$

де T_k - річний календарний фонд часу, днів;

$T_{\text{пр}}$ - кількість святкових днів у році, днів. $T_{\text{пр}}=10$ днів;

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

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

$T_{отп}$ - тривалість відпустки у трудящих. Для підземних робітників $T_{отп}=60$ днів;
 0,96 – коеф., який враховує невихід людей на роботу з поважної причини.

$$k_{cc} = \frac{365 - 10 - 0}{(365 - 10 - 104 - 60) \cdot 0,96} = 1,94;$$

проектний $N_{cm} = 44 \cdot 1,94 = 79(\text{чол});$

фактичний $N_{cm} = 37 \cdot 1,94 = 71(\text{чол});$

Місячна продуктивність праці трудящого:

$$P_{mp}^m = \frac{Q_{мес}}{N_{mp}}, \text{ т / чол};$$

N_{mp} - кількість трудящих на ділянці за списком, чол;

Місячна продуктивність труда робочого:

$$P_p^m = \frac{Q_{мес}}{N_p}, \text{ т / чол};$$

N_p - кількість робітників на ділянці за списком, чол;

Змінна продуктивність праці трудящого:

$$P_{mp}^c = \frac{Q_{см}}{N_{mp}^x}, \text{ т / чол};$$

N_{mp}^x - явочна чисельність трудящих на ділянці, чол;

Змінна продуктивність праці робітника:

$$P_p^c = \frac{Q_{см}}{N_p^x}, \text{ т / чол};$$

N_{p}^x - явочний склад робітників у зміні, чол;

Всі розрахункові показники наведені в таблиці 2.2.

Таблиця 2.2

Показники роботи видобувної дільниці

Найменування показника	Проект	Факт
Видобуток за місяць, т	39152	24990
Видобуток за добу, т	1577,4	999,6
Явочна чисельність трудящих на ділянці	44	37
Явочний склад робітників у зміні	14	12
Кількість трудящих на ділянці за списком	79	71
Кількість робітників на ділянці за списком	26	23
Місячна продуктивність праці трудящого, т / міс	495,5	351,97
Місячна продуктивність праці робітника, т / міс	1505,8	1086,5
Змінна продуктивність праці трудящого, т / зм	11,2	9
Змінна продуктивність праці робітника, т / зм	37,5	27,7

Таблиця 2.3

Розрахунок проектованої комплексної норми виробітку і розцінки по очисних роботах (проект)

Вид робіт	Одиниці виміру	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Необхідна кількість чол-змін за нормою	Тарифна ставка, за зміну, ум.од.	Сума зарплати на цикл, ум.од.	Розцінка за 1 т, ум.од.	Підстава для встановлення норми виробітку
		За збірником	«К» за збірником	Встановлена з урахуванням «К»						
Виймка гірської маси комплексом У тому числі: МГВМ VI розряду ГРОВ V розряду	т.	62,1	0,934	58,01	175	3,02				
						0,36	148,44	53,44		
						2,66	127,74	339,79		
Кріплення сполучення лави	шт.	9,26	1	9,26	2	0,216	127,74	27,59		
Викладка кострових кріплень	шт.	15,54	1	15,54	0,5	0,08	127,74	10,22		
ТО комплексу ІМКД-90 у ремонтну зміну: МГВМ ГРОВ ЭП ГРП	чол - змін цикл					0,286	148,44	42,45		
						1	127,74	127,74		
						1	127,74	127,74		
						0,571	96,66	55,19		
Разом: Загальна комплексна норма виробки та розцінка				29,57	175	6,34		431,04	5,57	

Таблиця 2.4

Розрахунок фактичної комплексної норми виробітку і розцінки по очисних роботах (факт)

Вид робіт	Одиниці виміру	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Необхідна кількість чол-змін за нормою	Тарифна ставка, за зміну, ум.од..	Сума зарплати на цикл, ум.од..	Розцінка за 1 т, ум.од..	Підстава для встановлення норми виробки
		За збіркою	«К» за збіркою	Встановлена з урахуванням «К»						
Виймка гірської маси комплексом в тому числі: МГВМ VI розряду ГРОВ V розряду	т	55,38	0,934	51,73	175	3,39 0,38 3,01	148,44 127,74	56,41 384,5		
Кріплення сполучення лави	шт.	9,26	1	9,26	2	0,216	127,74	27,59		
Викладка кострових кріплень	шт	15,54	1	15,54	0,5	0,08	127,74	10,22		
ТО комплексу КД-80 в ремонтну зміну: МГВМ, ГРОВ, ЕП ГРП	чол - змін цикл					0,286 1 1 0,571	148,44 127,74 127,74 96,66	42,45 127,74 127,74 55,19		
Разом: Загальна комплексна норма виробки та розцінка				27,0	175	6,61		478,72	5,97	

2.5 Технологічна схема транспорту виробничої дільниці

2.5.1 Обґрунтування та вибір засобів транспорту на дільниці

У роботі передбачається повна конвеєризація при доставці вугілля від очисного вибою до завантажувального пристрою вугільного підйому скіпового ствола. У очисному вибої вугілля транспортується за допомогою скребкових конвеєрів CZK 190/800. З очисного вибою вугілля надходить на скребковий перевантажувач СП 251і далі на стрічковий конвеєр 2ЛТ80У, що знаходиться на збірному штреку. Продуктивність конвеєра становить 225,1 т/ч. З виїмкових ділянок вугілля надходить на стрічковий конвеєр 1ЛТ100, потім на конвеєри 1ЛУ120, 2ЛУ120, у вуглеспуск і далі в завантажувальний пристрій скіпового ствола.

Для виконання транспортних операцій з відкочування породи, доставки обладнання, матеріалів і людей застосовується локомотивна відкатка з використанням акумуляторних електровозів АМ-8Д і вагонеток типу ВГ-3,3, а для доставки вугілля з породних вибоїв вагонетки ВГ-2,5, довгоміри доставляються на спеціальних платформах.

В якості допоміжного транспорту, крім локомотивної відкатки передбачено використання канатних доріг типу ДКНЛ-1.

2.5.2 Розрахунок стрічкового дільничного конвеєра

Вихідні дані:

- розрахункова продуктивність конвеєра $Q_p = 225,1$ т/год;
- довжина транспортування $L = 2000$ м,
- кут нахилу траси $\beta = 3$ град.,
- напрямок транспортування (конвеєрний штрек по повстанню).

На збірному штреку встановлюємо стрічковий конвеєр типу 2ЛТ80У з наступними технічними характеристиками:

- швидкість руху стрічки - 2,0 м/с;
- максимальна продуктивність - 420 т/год;
- приймальна здатність - 8,2 м/хв;
- сумарна потужність приводу - 2 x 55 кВт;
- стрічка - 2Шx800x4xТК;
- довжина доставки - для одного конвеєра) - 600м;
- кількість приводних барабанів - 2;

- зв'язок між барабанами - з самостійними двигунами;
- кути обхвату приводних барабанів - 240°;
- тип двигунів - ЭДКОФ43-4;
- турбомуфта-ГПЭ-400;
- діаметр приводних барабанів - 500 сталева поверхня без футеровки;
- 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 1 м² стрічки - 17,6 кг;

Визначаємо погонні маси рухомих частин:
верхніх роликкоопор

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

нижніх роликкоопор

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

стрічки

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

вантаж

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

де m_p^I, m_p^{II} - маси частин, що обертаються, верхньої і нижньої роликкоопор, кг;

l_p^I, l_p^{II} - відповідно відстані між роликкооперами, м;

m - маса 1 м²стрічки;

B - ширина стрічки;

Визначаємо силу тяги для переміщення гілок:

нижньої

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

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

верхньої

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

$$F_{4-3} = 2000 \cdot 9,81 \cdot (29,2 + 14,08) \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^\circ + \sin 3^\circ) +$$

$$+ 1,1 \cdot 2000 \cdot 10,5 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 91384(\text{H});$$

де $c_2=1,1$ – коефіцієнт, що враховує місцевий опір;
 $\omega=0,04$ - коефіцієнт опору руху гілок;

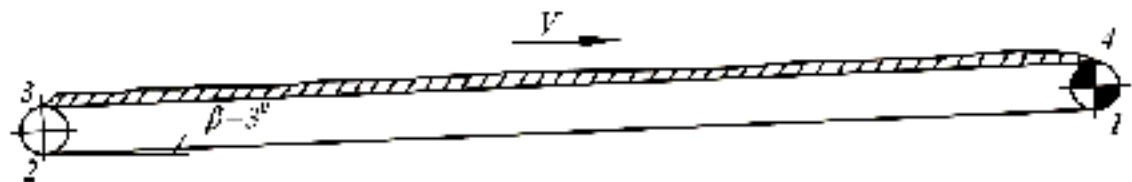


Рис. 2.1 – Розрахункова схема дільничного конвеєра

Тягове зусилля на приводних барабанах при роботі конвеєра:

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

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

Мінімальний початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі:

$$F_{1\text{min}} = F_{\text{cy.min}} = \frac{F_{\text{об.об}} \cdot k_t}{e^{fa^2} - 1}(\text{H});$$

$$F_{1\text{min}} = \frac{92647 \cdot 1,3}{2,85 - 1} = 65103(\text{H});$$

де $k_t=1,3 - 1,4$ – коефіцієнт запасу тягової міцності двигуна;
 f – коефіцієнт тертя зчеплення стрічки та барабана; $e^{fa^2}=2,85$;

Сила натягу стрічки за умовою провисання вантажної гілки

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

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

Діаграма натягу стрічки при роботі конвеєра наведена нижче.

Максимальний натяг стрічки

$$F_{\text{max}} = F_{\text{cy.min}} + F_{\text{об.об}}$$

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

Визначаємо руйнівний натяг стрічки

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

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

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

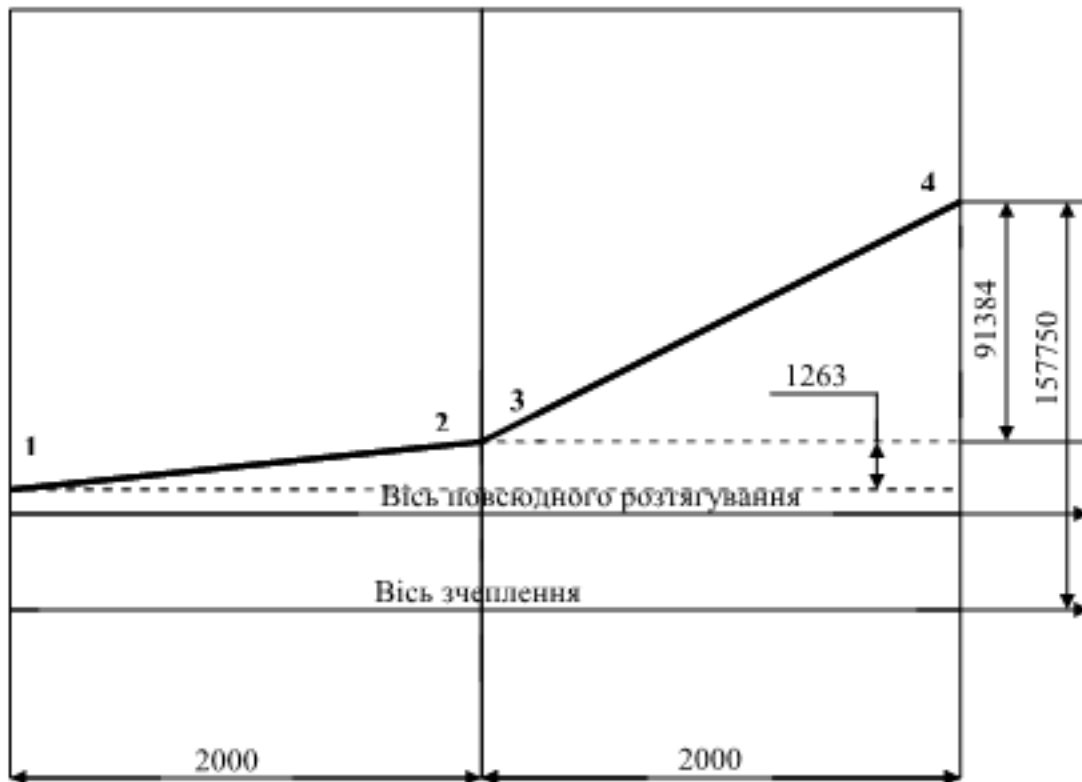


Рис. 2.2 — Діаграма натягу стрічки дільничного конвеєра

Визначаємо руйнівний натяг стрічки

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

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

де $\sigma_{ор} = 800$ н/мм – межа міцності стрічки;

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

$$n = \frac{F_{max} \cdot m}{F_{розр}} = \frac{157750 \cdot 10}{640000} = 2(шт);$$

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

Потужність двигуна

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

$k_{реж} = 1,1 - 1,2$ – коефіцієнт режиму, що враховує нерівномірність розподілу потужності двигунів для двопривідних конвеєрів.

Оскільки сумарна потужність приводів конвеєра становить 110кВт, то на даному штреку встановлюємо два конвеєра типу 2ЛТ80У довжиною по 1000м. повторний перевіірочний розрахунок зробимо тільки по потужності двигуна, так як за іншими параметрами конвеєр (довжиною 2000м) задовольняв умови перевірки.

Потужність двигуна

$$N = \frac{F_{n-c}^1 \cdot V_{\text{вирн}} \cdot k_{\text{рез}}}{1000 \cdot \eta} (\text{кВт}); \quad N = \frac{46323,5 \cdot 2 \cdot 1,1}{1000 \cdot 0,93} = 110(\text{кВт});$$

$$F_{n-c}^1 = \frac{F_{n-c}}{2}; \quad F_{n-c}^1 = \frac{92647}{2} = 46323,5(\text{т});$$

Остаточно до установки на збірному штреку приймаємо 2 конвеєра типу 2ЛТ80У довжиною 1000м кожен.

2.6 Вентиляція виробничої ділянки

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

2.6.1 Прогноз метанообільності виїмкової ділянки пласта С₆

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 Н ₀ , м	153
Глибина розробки Н, м	225
Довжина очисної виробки L _{оч} , м	180
Природна метаноносність пласта X, м ³ /т	6,0
Пластова вологість вугілля W, %	8,0
Зольність вугілля A _з , %	9,1
Вихід летючих речовин V _г , %	41,0
Повна потужність вугільних пачок пласта M _п , м	0,84
Корисна потужність пласта, що виймається M _в , м	0,84
Потужність пласта, що виймається, з урахуванням породних прошарків M _{в,пр} , м	1,0
Швидкість посування очисного вибою V _{оч} , м/доб	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	Потужність вугільних пачок, м	Відстань допласта, який розробл. Мсп, м	Метаносність природ. Хсп, м ³ /т	Пластов. вологість. вугілля W, %	Зольність вугіл. Аз, %	Вихід летюч реч. Vг, %	Коефф. дегазац. Kg
Пласти, які підробляються							
C ₆	0,9	30	8,1	7,5	14,1	41,0	0,0
Пласти, які надробляються							
C ₆ ¹	0,85	15	7,6	7,8	10,6	39,8	0,0

2.6.2 Прогноз метаносності тупикової виробки пласта C₆

Спосіб провітрювання виробки -нагнітальний. Виробка проводиться комбайном.

Таблиця 2.7

Дані для прогнозу метанообільності тупикової виробки

Вихідні дані	Значення
Площа перетину виробка в проходці по вуг. S _{вп} , м ²	3,2
Довжина тупикової виробки L _{вп} , м	1600
Природна метаносність пласта X, м ³ /т	6,0
Пластова вологість вугілля W, %	8,0
Зольність вугілля Аз, %	9,1
Вихід летючих речовин V _г , %	41,0
Щільна потужність вугільних пачок M _{вп} , м	0,84
Щільність вугілля, т/м ³	1,26
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 2.8

Результати прогнозу метанообільності гірничих виробок.

Індекс пласта	q _{пл.} м ³ /т	q _{сп.п} м ³ /т	q _{сп.п} м ³ /т	q _{пор.п} м ³ /т	q _{в.п.} м ³ /т	q _{орг.} м ³ /т	q _{уц.} м ³ /т	J _{х.п.} м ³ /с	J _п м ³ /с	J _{х.п.-max} м ³ /с
C ₆	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 C₆

Вибухові роботи не ведуться.

Таблиця 2.9

Додаткові вихідні дані для розрахунку витрати повітря.

Вихідні дані	Значення
Найбільше число людей, що 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 прийнятої по газовому фактору:

$$Q_{оч} = 6,4 \text{ м}^3/\text{с}$$

Витрата повітря для виїмкової ділянки:

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

2.6.4 Розрахунок допустимого навантаження по газовому фактору пласта C_6

Схема провітрювання 1-М-Н-в-вт. Породи безпосередньої покрівлі - глинисті сланці нестійкі. У виробці 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	300
Потужність пласта, що виймається, з урахуванням породних прошарків $M_{в.пр}$, м	1,0
Щільність вугілля, $\text{т}/\text{м}^3$	1,26
Коефіцієнт виїмання вугілля, частки одиниці	0,98
Швидкість посування очисного вибою $V_{оч}$, м/сут	5,6
Допустима концентрація газу у вихідній C , %	1,0
Концентрація газу у вентиляційному струмені, що надходить на виїмкову ділянку C_0 , %	0,0
Відносна газообільність очисної виробки $q_{оч}$, $\text{м}^3/\text{т}$	6,0
Відносна газообільність виїмкової ділянки $q_{уч}$, $\text{м}^3/\text{т}$	6,0

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку по газовому фактору $A_{\max} = 3225 \text{ т}/\text{сут}$, що більше розрахункового навантаження $A_p = 1577 \text{ т}/\text{доб}$.

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 очисних і підготовчих вибоях.

Питоме пиловиділення при роботі комбайна без засобів пилоподавлення:

$$q_n = q_m \cdot v \cdot k_x = 30 \cdot 1,6 \cdot 1 = 48 \text{ г}/\text{т},$$

де q_n – питоме пиловиділення шахтопласта, що характеризує сумарний вміст у зруйнованому вугіллі частинок розміром 70 мм, 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 рівній 1 м/с;

v – швидкість руху повітря, м/с;

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

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

Оцінка очікуваного рівня запиленості повітря в очисних і підготовчих вибоях.

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

$$C_{ov} = \frac{1000 \cdot q_{п.оч.} \cdot P_{оч.} \cdot k_v \cdot k_c}{Q_{оч.}} \quad \text{мг/м}^3,$$

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

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

$Q_{оч.}$ – 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 вибої:

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

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

$$C_{ov} = \frac{1000 \cdot 48 \cdot 1,43 \cdot 1 \cdot 0,017}{7,5 \cdot 60} = 2,59 \quad \text{мг/м}^3,$$

Залишкова запиленість 2,59 мг/м³ перевищує санітарні норми (гранично – допустима концентрація – 2% при вмісті в пилу двоокису кремнію більше 10%).

Передбачаємо забезпечення гірників протипиловими респіраторами.

2. Пилоподавлення зрошенням в очисному вибої.

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

Добова витрата води для проведення комплексного знепилювання:

$$Q_{от} = 10^{-3} \cdot k \cdot \sum V \cdot q = 10^{-3} \cdot 1,1 \cdot 712 \cdot 30 = 23,5 \quad \text{м}^3/\text{доб},$$

де k – коефіцієнт на невраховані витрати води і витоку;

V – добовий обсяг робіт по окремих виробничих процесах, т/доб;

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

Необхідне число форсунок для зрошення:

$$n = \frac{Q_{от}}{3,13 \cdot a \cdot \sqrt{p}} = \frac{23,5}{3,13 \cdot 1,6 \cdot \sqrt{2}} = 3,33 \quad \text{шт},$$

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

a – коефіцієнт витрати води форсункою;

p – тиск води в форсунці, Мпа.

Остаточно встановлюємо 4 форсунки КФ 1,6 – 75.

Для боротьби з пилом застосовують високонапірне зрошення і зрошення з подачею води в зону різання. На комбайні встановимо форсунки КФ 1,6-75 з витратою води 23,5 м³/доб.

На рисунку 2.3 представлена технологічна схема пилоподавлення зрошенням у виробках виїмкової ділянки.

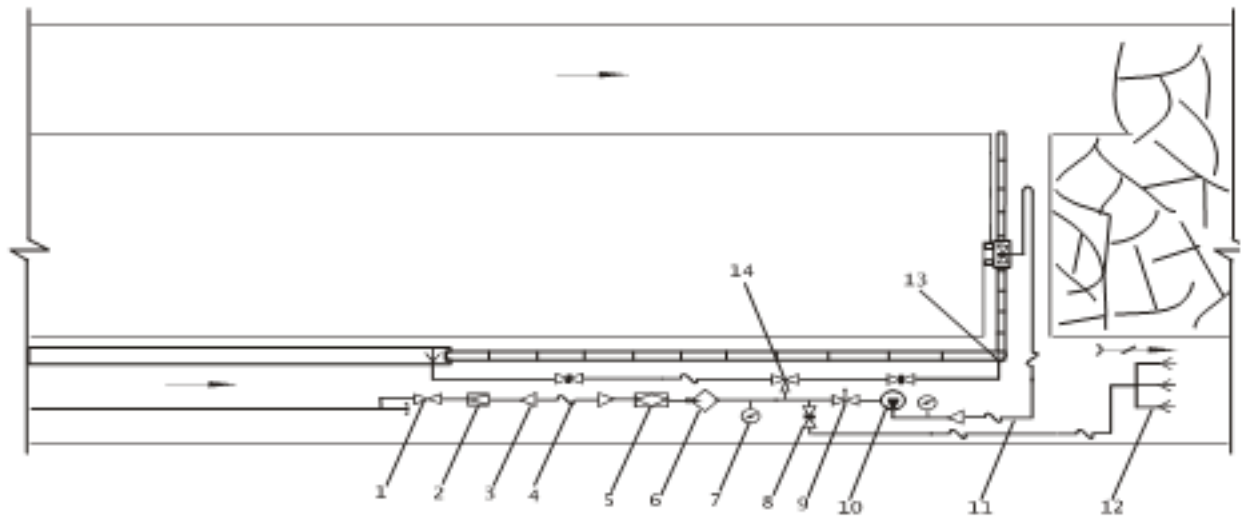


Рис. 2.3-Технологічна схема пилоподавлення виїмкової ділянки

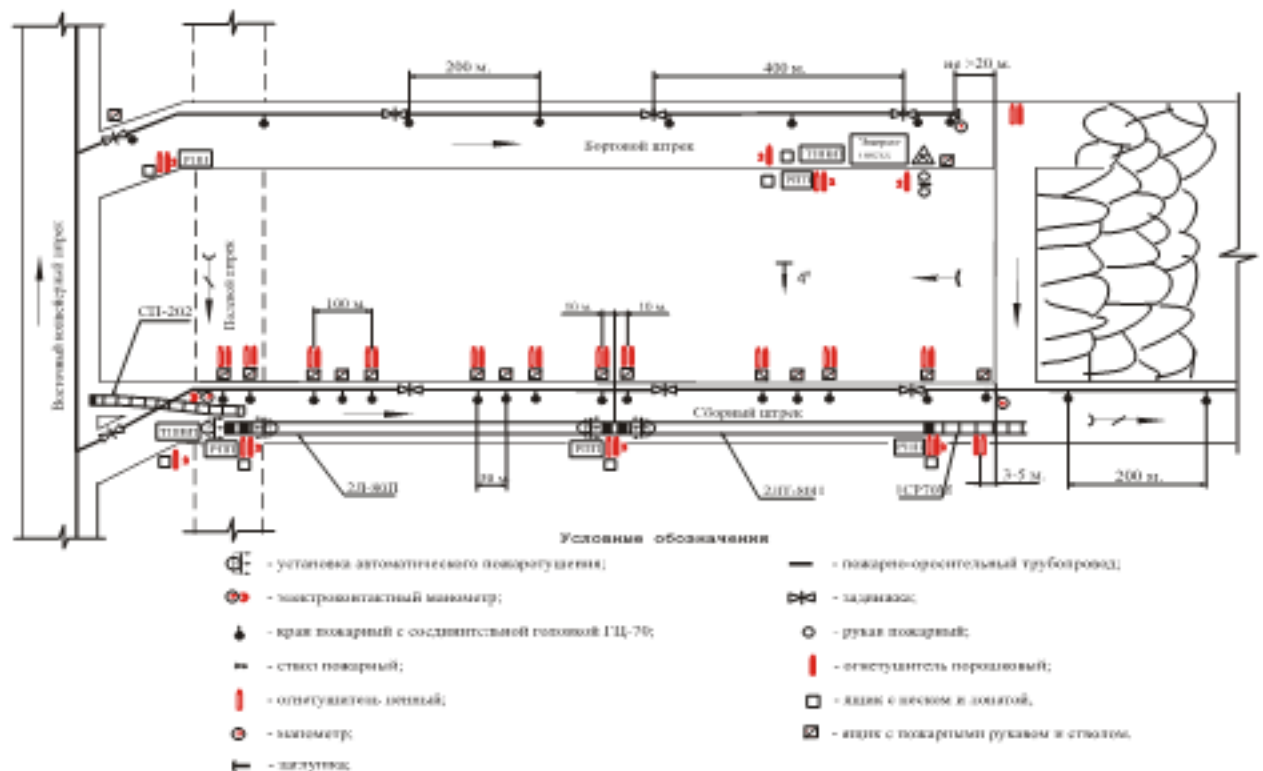


Рис. 2.4 - Схема протипожежного захисту виїмкової ділянки

2.7.2 Пожежна безпека

У роботі розроблена схема протипожежного захисту виїмкової ділянки пл. С₆ на період побудови схеми вентиляції.

Протипожежні засоби встановлюються в гірничих виробках у відповідності з [3] (§ 542).

Розстановка протипожежних технічних засобів наведена на схемі рисунок 2.4., необхідні засоби пожежогасіння, обладнання та матеріали зведені у таблиці 2.12.

2.7.3 Заходи з охорони навколишнього середовища

Основними шкідливими впливами ведення гірничих робіт на навколишнє середовище є: порушення земної поверхні внаслідок її просідання після відпрацювання лав, складування породи у відвали, скидання шахтних вод. Ведення підземних гірничих робіт має значний негативний вплив на стан родючих земель. Вони не можуть використовуватися для сільськогосподарських потреб. Тому основним завданням, що стоїть перед керівництвом підприємства є рекультивація порушених земель.

У відповідність з "Основами земельного законодавства" рекультивації підлягають землі, що відводяться під гірничі роботи. На цих ділянках передбачається зняття і складування ґрунтово-рослинного шару. Після закінчення робіт ділянки повинні бути вирівняні, а ґрунтовий матеріал повернуто на місце. У разі порушення умов землекористувача організація відшкодовує останньому збиток, розмір якого визначається спеціальною комісією.

Основним напрямком з раціонального використання надр є найбільш повне вилучення корисних копалин і мінеральних ресурсів. Необхідно звести до мінімуму втрати корисної копалини внаслідок застосування тієї чи іншої системи розробки або способу підготовки шахтного поля, а також зменшення запасів вугілля, що залишаються в якості охоронних ціликів при розробці родовищ.

Другим напрямком з раціонального використання надр можна вважати створення екологічно безпечних, безвідходних та маловідходних технологій розробки пластових родовищ вугілля та інших корисних копалин, а також створення нових, пов'язаних з вирішенням проблеми раціонального використання природних ресурсів і охорони навколишнього середовища.

Джерелами господарсько-питного водопостачання є Павлоградський водозабір. Джерелом виробничо-протипожежного водопостачання гірничих виробок є шахтна вода, знезаражена хлором і освітлена на фільтрах установки з очищення шахтних вод. Після очищення кількість зважених речовин в шахтній воді становить до 50 мг/л. Вміст зважених речовин в шахтній воді після очищення її в ставку-відстійнику коливається в межах 15-25 мг/л, що відповідає санітарним нормам по скиданню води у водойму.

Таблиця 2.12

Параметри подавлення пилу та обладнання для пилоподавлення

Обладнання	Тип, ДСТ, ТУ	Одиниця	Кільк.	Параметри пилоподавлення	Одиниця	Значення
1-Вентиль фланцевий	15КЧ21бр	шт.	1	Група пласта по пиловому фактору	-	II
2-клапан редуційний штрековий	КРШ	шт.	1	На комбайні		
				Витрата води	л/т	30
3-перехідник 50/32		шт.	3	Тиск води	Мпа	2
				Тип ПАВ		ДБ
4-рукав напірний для води	ГОСТ 10362-76	м.	50	Концентрація ПАВ	%	0,2
				Для водяної завіси		
5-фільтр штрековий	ФШ-200	шт.	1	Витрата води	л/м ³	0,05
				Тиск води	Мпа	2
6-дозатор змочувача	ДСУ-4	шт.	1	Тип ПАВ		ДБ
				Концентрація ПАВ	%	0,2
7-манометр	ГОСТ 9625-69	шт.	2	На пункті перевантаження вугілля з забійного конвеєра		
				Витрата води	л/т	5
8-кран прохідний муфтовий	КМП-25	шт.	4	Тиск води	Мпа	2
				Тип ПАВ		ДБ
9-вентиль електромагнітний	ВЭГ-3Д	шт.	1	Концентрація ПАВ	%	0,2
10-насосна установка	НУМС-30	шт.	1			
11-водопровід вибійний	ВЗП-32	комп.	1			
12-завіса водяна	ВЗ-1	комп.	1			
13-форсунка	КФ-1,6-75	шт.				
14-Кран триходовий муфтовий	КТМ-32	шт.	1			

Склад повітря, що надходить в підземні гірничі виробки неоднорідний внаслідок багатьох факторів: виділення шкідливих та отруйних газів з пласта, що розробляється, виробленого простору, дії окислювально-відновних процесів протікають в шахті, гниття органічних споруд і так далі.

Застосування деяких заходів, в даний час, дозволяє контролювати в шахтному повітрі вміст домішок, що не перевищують ГДК. Для запобігання окислювальних процесів в підземних умовах застосовуються сполуки з неорганічних матеріалів. Для боротьби з пилоутворенням знаходять застосування пиловідсмоктуючі та пиловловлюючі установки, а також системи зрошення і пилоподавлення.

2.8 Розрахунок собівартості 1т вугілля

Розрахунки наведені в умовних одиницях, зважаючи на відсутність фактичних фінансових даних.

Собівартість включає 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 2.14.

Витрати по допоміжних матеріалів зводимо в таблицю 2.13.

Таблиця 2.13

Витрати по допоміжних матеріалах

Вид матеріалу	Од. виміру	Кількість	Ціна за одиницю, ум.од.	Сума витрат, ум.од..
проект				
Лісоматеріали	м3	187	600	112200
Емульсія	м3	5,95	1200	7140
Зубки	шт.	266	20	5320
РАЗОМ				124660
факт				
Лісоматеріали	м3	135	600	81000
Зубки	шт.	194	20	3880
Емульсія	м3	4,3	1200	5160
РАЗОМ				90040

Витрати на безпосередньо споживану обладнанням електроенергію зводимо в таблицю 2.15.

Розрахунок амортизаційних відрахувань здійснюємо за встановленими нормами у відсотках від балансової вартості. Дані розрахунків зводимо в таблицю 2.16.

Таблиця 2.14

План з праці та заробітної плати

Місце і найменування видів робіт	Професія робітників	Обсяг робіт							Норма виробки	Чисельність трудящих					Розцінка, тарифна ставка, оклад, ум.од..	Місячний фонд зарплати, тис.ум.од..	Доплати			За внослугу років, тис. ум.од..	Ходо-ві, ум.од..	Інші не врахов., тис. ум.од..	Загальний фонд доплат, тис. ум.од..	Загальний фонд основної ЗП за місяць, тис. ум.од..	
		Одиниця роботи	Місячний	Добовий	В т. ч. по змінах					Всього за добу	В т. ч. по змінах						По списку	Бригадирам за керівництво бригадою	Премії тис.ум.од..						За роботу у нічний час
					1	2	3	4			1	2	3	4											
Проектний варіант																									
Виймка вугілля в лаві	МГВМ ГРОВ	т	39152	1544	0	514	514	514	29,57	44	0	14	15	15	79	5,57	162,38	0,63	32,48	11,05	16,57		11,6	56,03	234,71
Ремонтно-підготовчі	МГВМ ГРОВ	—	—	—	—	—	—	—	—	2	2	—	—	—	4	148,44	13,06	—	2,61	—	1,16	—	0,81	4,63	17,64
	ЕС	—	—	—	—	—	—	—	—	7	7	0	0	0	13	127,74	36,53	0,42	7,31	—	3,78	—	2,65	13,11	50,69
	ГРП	—	—	—	—	—	—	—	—	7	7	—	—	—	13	127,74	36,53	—	7,31	—	3,78	—	2,65	13,11	50,69
			—	—	—	—	—	—	—	—	4	4	—	—	—	7	96,66	14,89	—	2,98	—	1,71	—	5,12	20,78
Керівництво ділянки	Начальник ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1	—	—	—	1	3800	3,80	—	0,8	—	1,2	—	0,81	7,15	82,14
	Заст. нач. ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	1	—	1	—	—	1	3490	3,49	—	0,73	—					
	Пом. нач. ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	2	—	—	1	1	2	3350	6,7	—	1,41	11,05					
	Механік ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1	—	—	—	1	3800	3,80	—	0,8	—					
	Гірничий майстер	—	—	—	—	—	—	—	—	5	2	1	1	1	9	3350	30,15	—	6,32	11,05					
РАЗОМ	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	298,14	1,05	55,35	33,15	28,2	—	19,72	99,15	456,65	
Фактичний варіант																									
Виймка вугілля в лаві	МГВМ ГРОВ	т	24990	1067	0	333	333	333	27,0	37	0	12	12	13	71	5,97	149,19	0,63	29,84	9,85	14,77	—	10,34	47,83	214,62
Ремонтно-підготовчі	МГВМ ГРОВ	—	—	—	—	—	—	—	—	2	2	—	—	—	4	148,44	13,06	—	2,61	—	1,16	—	0,81	4,63	17,64
	ЕС	—	—	—	—	—	—	—	—	7	7	0	0	0	13	127,74	36,53	0,42	7,31	—	3,78	—	2,65	13,11	50,69
	ГРП	—	—	—	—	—	—	—	—	7	7	—	—	—	13	127,74	36,53	—	7,31	—	3,78	—	2,65	13,11	50,69
			—	—	—	—	—	—	—	—	4	4	—	—	—	7	96,66	14,89	—	2,98	—	1,71	—	5,12	20,78
Керівництво ділянки	Начальник ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1	—	—	—	1	3800	3,80	—	0,8	—	1,2	—	0,81	7,15	79,74
	Заст. нач. ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	1	—	1	—	—	1	3490	3,49	—	0,73	—					
	Пом. нач. ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	2	—	—	1	1	2	3350	6,7	—	1,41	9,85					
	Механік ділянки	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1	—	—	—	1	3800	3,8	—	0,8	—					
	Гірничий майстер	—	—	—	—	—	—	—	—	5	2	1	1	1	9	3350	30,15	—	6,32	9,85					
РАЗОМ	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	300,44	1,05	52,71	29,55	26,4	—	18,46	90,95	434,16	

Таблиця 2.15

Розрахунок витрат на безпосередньо споживану електроенергію обладнанням

Споживачі	Кількість	Встановлена потужність двигуна, кВт	Число двигунів	Загальна встановлена потужність двигунів всіх споживачів	Коефіцієнт навантаження	Споживана потужність, кВт	Число годин роботи на добу	Кількість робочих діб	Витрата електроенергії, кВт-год		ККД мережі	Всього з урахуванням втрат, кВт-год	Тариф оплати за 1 кВт-год, ум.од.	Вартість ел.енергії за місяць, ум.од.
									За добу	За місяць				
Проект														
Комбайн МВ-410Е	1	90	2	180	0,895	167,6	13	30	2178,8	65364	0,97	67385,6	0,41	27628,10
Скребокний конвеєр СЗК-190/800	1	200	2	400	0,925	178,4	15	30	2676	80280	0,97	82762,9	0,41	33932,8
Переантажувач ПТК-1	1	55	1	55	0,87	63,2	15	30	948	28440	0,97	29319,6	0,41	12021,04
Стрічковий конвеєр 2ЛТ-80	1	55	2	110	0,87	126,4	15	30	1896	56880	0,97	58639,2	0,41	24042,07
Маслостанція СНТ-32	2	32,5	2	65	0,789	82,4	18	30	1483,2	44496	0,97	45872,2	0,41	18807,6
Станція зрошення НУМС	1	20	1	20	0,78	25,6	13	30	332,8	9984	0,97	10292,8	0,41	4220,05
Лобідка ЛВД-12	2	12	2	24	0,852	28,2	10	30	282	8460	0,97	8721,6	0,41	3575,86
Підлогова дорога ДКНЛ	2	40	1	40	0,89	89,9	10	30	899	26970	0,97	27804,1	0,41	11399,68
РАЗОМ		344,5		629		761,7			10695,8	320874		330797,9		135627,13
Невраховані витрати														17601,79
Разом														153228,92
Факт														
Комбайн КА-80	1	66	2	132	0,895	147,5	13	30	1917,5	57525	0,97	59304,1	0,41	24314,68
Скребокний конвеєр СП-202	1	55	3	165	0,925	178,4	15	30	2676	80280	0,97	82762,9	0,41	33932,8
Переантажувач ПТК-1	1	55	1	55	0,87	63,2	15	30	948	28440	0,97	29319,6	0,41	12021,04
Стрічковий конвеєр 1ЛТ-80	1	55	2	110	0,87	126,4	15	30	1896	56880	0,97	58639,2	0,41	24042,07
Маслостанція СНТ-32	2	32,5	1	65	0,789	82,4	18	30	1483,2	44496	0,97	45872,2	0,41	18807,6
Станція зрошення НУМС	1	20	1	20	0,78	25,6	13	30	332,8	9984	0,97	10292,8	0,41	4220,05
Лобідка ЛВД-12	2	12	1	24	0,852	28,2	10	30	282	8460	0,97	8721,6	0,41	3575,86
Підлогова дорога ДКНЛ	2	40	1	40	0,89	89,9	10	30	899	26970	0,97	27804,1	0,41	11399,68
РАЗОМ		335,5		611		741,6			10434,2	313025,7		382020,62		132313,78
Невраховані витрати														16275,66
Всього														1148589,44

Таблиця 2.16

Розрахунок амортизаційних відрахувань

Найменування робочих місць, машин, обладнання	Кількість одиниць в роботі	Кількість одиниць в наявності	Ціна одиниці, тис. ум.од.	Вартість машин і обладнання, тис. ум.од.	Річна норма амортизації, %	Сума амортизаційних відрахувань, тис. ум.од.	
						За рік	За місяць
Факт							
КА-80	1	1	700	700	24	168	14
Секції кріплення ІКД-80	132	150	100	15000	24	3600	300
СП-202	1	1	350	350	24	84	7,0
ПТК-1	1	2	110	220	24	52,8	4,4
2ЛТ-80	1	1	560	560	24	134,4	11,2
НУМС	1	1	1,6	1,6	24	0,384	0,0
СНТ-32	2	3	15,3	45,9	24	11,016	0,9
ДКНЛ	2	1	135,1	135,1	24	32,424	2,7
ЛВД-12	1	1	13,4	13,4	24	3,216	0,3
Разом						4085,2	340,5
Комплектуючі						70,3	5,9
Разом з комплектуючим обладнанням						4155,5	346,4
Запасні частини						45,7	3,8
Разом із запасними частинами						4200,2	350,2
Транспортні витрати						42	3,5
Складські витрати						5,3	0,4
Монтаж						24,5	2,0
Всього						4271,7	355,2
Проект							
МВ 410Е	1	1	900	900	24	216	18
Секції кріплення OSTROJ	233	240	100	24000	24	3600	300
СЗК 190/800	1	1	450	450	24	108	9,0
ПТК-1	1	2	ПО	220	24	52,8	4,4
1ЛТ-80	1	1	560	560	24	134,4	11,2
НУМС	1	1	1,6	1,6	24	0,384	0,0
СНТ-32	2	3	15,3	45,9	24	11,016	0,9
ДКНЛ	2	1	135,1	135,1	24	32,424	2,7
ЛВД-12	1	1	13,4	13,4	24	3,216	0,3
Разом						4159,4	346,5
Комплектувальні						986,8	80,0
Разом з комплектуючим обладнанням						5146,3	428,5
Запасні частини						641,4	52,0
Разом із запасними частинами						5787,7	482,4
Транспортні витр.						590,1	47,8

Собівартість 1т вугілля по дільниці розраховуємо на підставі визначених раніше витрат із заробітної плати, матеріалів, електроенергії, амортизаційних відрахувань. Результати розрахунків зводимо в таблицю 2.17.

Таблиця 2.17

Калькуляція і структура дільничної собівартості видобутку 1 т вугілля

Елемент собівартості	Базовий варіант			Проектний варіант		
	Витрати на весь видобуток, тис. ум.од.	Витрати на 1т, ум.од.	Структура, %	Витрати на весь видобуток, тис. ум.од.	Витрати на 1т, ум.од.	Структура, %
Всього заробітна плата	456,65	15,66	30,84	434,16	17,37	35,3
Нарахування на заробітну плату	205,49	7,04	13,87	195,37	7,8	16,25
Матеріали	124,66	4,28	8,43	90,04	3,60	7,5
Електроенергія	153,22	5,26	10,37	148,59	5,9	12,3
Амортизаційне відрахування	566,1	18,53	36,49	355,2	15,41	31,1
РАЗОМ	1480,12	50,77	100	1222,3	48,1	100

З таблиці видно, що при впровадженні механізованого комплексу нового технічного рівня собівартість 1т вугілля знизиться з **50,77** ум.од. до **48,1**ум.од.

2.9 Висновки

В даному розділі кваліфікаційної роботи здійснено обґрунтування параметрів впровадження механізованого комплексу Ostroj 70/125т з комбайном MB-410e та скребковим конвеєром СЗК190/800.

В результаті впровадження нової техніки, відбулося збільшення довжини лави до 300м. Це дозволило знизити собівартість 1т вугілля і збільшити навантаження на лаву до 1577 т/добу. Також був проведений розрахунок дільничного конвеєра і розрахунок кількості повітря, необхідного для провітрювання виїмкової дільниці. Наведено заходи з охорони праці та протипожежного захисту, визначено дільничну собівартість вугілля.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

Шахта «Степова» - шахта вугільної компанії з виробничою потужністю 1,2 млн. тон, яка відносно стабільно працює. Збільшити виробничу потужність шахти можливо шляхом впровадження високопродуктивних механізованих комплексів Ostroj 70/125т (комбайн MB-410e та скребковий конвеєр CZK 190/800) і переходом на безнішеву виїмку вугілля. На шахті застосовується повна конвеєризація, що дозволяє забезпечити достатній запас по пропускній здатності.

Прийняте рішення дозволяє підвищити безпеку робітників в лаві, поліпшити техніко-економічні показники, знизити трудомісткість робіт.

В результаті впровадження нової техніки видобуток з проектного очисного вибою за добу зростає на 580 т або на 58%. Це дозволило знизити собівартість 1т вугілля з **50,77** ум.од. до **48,1**ум.од.

Роботу виконано згідно методичних вказівок [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. редагування доповнень проф. М.Я. Біліченка – Д.НГУ, 2005. – 636с.
10. Збірник задач з дисципліни «Основи теорії транспорту»: Навч. посібник / М.Я. Біліченко, Є.А. Коровяка, П.А. Дьячков, В.О. Расцветаев – Д.: НГУ, 2007. – 151 с.
11. Розрахунок шахтного локомотивного транспорту: навч. посіб. / О.О. Ренгевич, О.М. Коптовець, П.А. Дьячков, Є.А. Коровяка; М-во освіти і науки України. «Нац. гірн. ун-т». – Д.: НГУ, 2007. – 83 с.
12. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт.– Донецьк: Касіопея, 2004.– 292 с.
13. Довідник з гірничого обладнання дільниць вугільних і сланцевих шахт: навч. посібник / М.М. Табаченко, Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський та ін. – Д.: НГУ, 2012. – 432 с.
14. Програма та методичні рекомендації до виконання кваліфікаційної роботи бакалавра спеціальності 184 Гірництво (освітньо-професійна програма «Гірництво», блок 1 «Підземна розробка родовищ» та блок 2 «Інжиніринг гірництва»)/ Упоряд.: В.В. Фомичов, В.М. Почепов, О.Р. Мамайкін, В.В. Лапко; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Д.: НТУ «ДП», 2019. – 24 с.