

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет
«Дніпровська політехніка»

Інститут природокористування
(інститут)

Кафедра гірничої інженерії та освіти
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

кваліфікаційної роботи ступеню бакалавра
(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студент Федотов Андрій Олександрович
(П.І.Б.)

академічної групи 184-17зск-4
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології проведення
1-го Західного магістрального конвеєрного штреку
шахти ім. Героїв Космосу ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи				
розділів:				
Розділ 1				
Розділ 2				
Охорона праці				

Рецензент				
-----------	--	--	--	--

Нормоконтролер				
----------------	--	--	--	--

Дніпро
2020

ЗАТВЕРДЖЕНО:

завідувач кафедри

Гірничої інженерії та освіти

(повна назва)

проф. Бондаренко В.І.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«_____» _____ 2020 року

ЗАВДАННЯ**на кваліфікаційну роботу**ступеня бакалавра
(бакалавра, спеціаліста, магістра)студенту Федотов А.О. академічної групи 184-17зск-4 ГФ
(прізвище та ініціали) (шифр)спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)на тему Розробка параметрів технології проведення
1-го Західного магістрального конвєсрного штреку
шахти ім. Героїв Космосу ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»,
затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»
від _____ № _____

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

Завдання видано _____ Руських В.В.
(підпис керівника) (прізвище, ініціали)Дата видачі 06.04.2020 р.Дата подання до екзаменаційної комісії 16.06.2020 р.Прийнято до виконання _____ Федотов А.О.
(підпис студента) (прізвище, ініціали)

Зміст

	стр.
Реферат	4
Вступ	5
1 Характеристика гірничого підприємства	6
1.1 Місце розташування підприємства	6
1.2. Гірничо-геологічна характеристика	6
1.3 Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт	12
1.4 Висновки	15
1.5 Вихідні дані на проект	17
2. Технологічна частина	19
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	19
2.2 Розрахунок параметрів технології проведення підготовчої виробки	23
2.3 Технологія виконання прийнятих рішень	28
2.4 Організація робіт на виробничій дільниці	34
2.5 Технологічна схема транспорту	35
2.6 Вентиляція виробничої дільниці	37
2.7 Охорона праці	42
2.8 Розрахунок собівартості проведення 1 п.м. виробки	52
2.9 Висновки	57
Висновки	59
Перелік посилань	60

Реферат

Пояснювальна записка містить: 64 сторінки, 7 рисунків, 6 таблиць, 18 джерел.

Об'єктом проектування є 1-й Західний магістральний конвеєрний штрек шахти ім. «Героїв Космосу» ПСП «ШУ Героїв Космосу» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

У проекті вивчені гірничо-геологічні та організаційно-технічні умови шахти, проведено аналіз діяльності шахти з основних показників за 2018-2019 рр.

У загальній частині дипломного проекту на підставі існуючих схем розкриття і підготовки описана технологія очисних і підготовчих робіт. Висвітлено питання підземного транспорту, підйому, вентиляції, водовідливу і електропостачання. Розглянуто технологічний комплекс поверхні, охорона праці і навколишнього середовища.

У спеціальній частині дано обґрунтування проведення магістрального конвеєрного штреку, проведений розрахунок дільничного транспорту, вентиляції та деяких аспектів охорони праці.

В економічній частині проекту розраховано собівартість проведення 1п.м. виробки на базі запропанованих технологічних рішень.

**ШАХТА, ВУГІЛЛЯ, ПЛАСТ, ВИРОБКА, ПРОВЕДЕННЯ, КРІПЛЕННЯ,
АНКЕР, ХІМАМПУЛА.**

Вступ

В даний час одними з основних напрямків економічного і соціального розвитку України є збільшення обсягів видобутку вугілля поліпшення його якості і підвищення ефективності роботи вуглевидобувної галузі. Для вирішення цих завдань, поряд з удосконаленням техніки і технології, необхідно реконструювати шахтний фонд в напрямку концентрації гірничих робіт, поліпшення планування підготовчих виробок з метою скорочення трудомісткості і вартості їх підтримки, підвищення ефективності роботи прохідницького і видобувної обладнання.

У ситуації, що склалася, шахтам доводиться самостійно вирішувати питання обладнання, матеріалів, електроенергії для підвищення ефективності і продуктивності. Отже, стратегічним техніко-економічним напрямом розвитку шахт є створення і впровадження новітньої техніки і раціональної технології підземного видобутку вугілля, здатних при наявності конкуренції і ринкових цін на продукцію, посилення екологічних та ергономічних вимог підвищити продуктивність і ефективність шахти і праці шахтарів.

Шахта ім. Герів Космосу ПСП «ШУ Героїв Космосу» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», як в основному і все шахти вуглевидобувної галузі Західного Донбасу, потребує створення раціональних проектних рішень для поліпшення ефективності ведення гірничих робіт в складних горно-геологічних умовах. Метою дипломного проекту є обґрунтування раціональних параметрів технології проведення Магістрального конвеєрного штрека для своєчасної підготовки ділянки шахтного поля.

1 Характеристика гірничого підприємства

1.1 Місце розташування підприємства

Шахта імені Героїв Космосу розташоване на території Павлоградського району Дніпропетровської області. У 15 км на північний схід від розташоване місто Павлоград. Поблизу шахти розташоване село Вербки. Найближчими підприємствами є діючі шахти «Павлоградська», «Благодатна», «Тернівська», «Західно-Донбаська». Входить до складу ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Уздовж північно-західного кордону шахтного поля проходить залізнична магістраль МПС Синельникове-Лозова. Найкоротшим виходом до міста Павлограду є автодорога, що примикає до автомагістралі Донецьк-Київ.

Шахта здана в експлуатацію 1 березня 1979 року.

Надра шахти знаходяться у веденні ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

1.2 Гірничо-геологічна характеристика

Геологічна характеристика шахтного поля. У будові вугільної товщі беруть участь відкладення нижнього відділу карбону, часткового тріасу і юри, повсюдно перекриті породами полігенового, неогенового і четвертинного віку.

Вугільні пласти, які мають промислове значення, приурочені до відкладів Самарської свити С13 нижнього відділу карбону, які представлені аргілітами, алевролітами з численними пластами вугілля. Ця частина свити містить 56 вугільних пластів з яких робочі потужності досягають 20 пластів, а промислове значення мають 8 пластів: С₁₁, С₁₀^в, С₉, С₈^в, С₈^н, С₇^н і С₁.

Для шахтного поля характерні моноклінальні залягання порід з пологим падінням на північ і північний схід під кутом 2-5 град.

Літологічні відкладення карбону представлені чергуванням шарів піщаників, алевролітів, аргілітів, що вміщують малопотужні шари вугілля і вапняків.

Відкладення тріасу залягають на різній поверхні карбону і представлені строкато-кольоровими глинами, зеленувато-сірими різнозерністими слабосцементованими пісковиками і пісками. Іноді зустрічається конгломерат.

Потужність тріасових відкладень змінюється від 20 до 30 м.

Юрські відкладення заперечно залягають на породах тріасу і представлені зеленувато-сірими аргиллітоподібними глинами, пухкими різнозерністими пісковиками і прошарками дрібнозернистих вапняків. Потужність юрських відкладень в середньому становить 10 м.

Відкладення палеогену мають повсюдне поширення і залягають на різній поверхні тріасу і юра, а в місцях відсутності останніх на породах нижнього карбону. Представлені вони бучакського і харківської свитами.

Бучакські відкладення середньою потужністю 15 м представлені рясно-обводненими дрібнозерністими зеленувато-сірими пісками і дрібними супесями.

Харківські відкладення потужністю 18м залягають на бучакських пісках і представлені самарськими дрібно- та тонкозерністим кварцовими пісками потужністю від 2 до 40 м.

Четвертинні відклади поширені повсюдно і прикривають відкладення палеогену і неогену. На вододілах, схилах річкових долин і балок вони представлені лісовидними суглинками і червоно-бурими глинами, а в долинах річок і балок алювіальними пісками і глинами. Їх потужність складає від 5 до 22 м.

Гидрогеологія. У межах шахтного поля розташовані поверхневі і підземні води. Продуктна товщина карбону не виходить під обводнені породи і відділена від них потужною безвугільною товщею (139-270 м), що складається в основному з аргілітів і алевролітів, що є водоупорами. Крім того, через кальматації тріщин в зонах тектонічних порушень глинистим матеріалом скиди є природним екраном на шляху руху підземних вод і практично виключає взаємозв'язок між водоносними горизонтами карбону надходять по тріщинах вуглевміщуючих порід і тріщин обвалення.

Основний водоприплив відбуваються з повсюдно розвиненого бучакського водоносного горизонту, представленого слабгліністими пісками. Води покривних відкладень в обводнюванні гірничих виробок не беруть участь. У кам'яновугільних відкладеннях водоносними є шари пісковиків і вапняків, потужність яких змінюється від 7-10 м до 100,7 м. Підвищеною водоносністю мають породи верхньої

частини товщі. Водоносність порід в зонах тектонічних порушень не відрізняється від водоносності порушених водомістких порід. Але це не виключає тимчасового припливу води до гірничих виробок при їх наближенні до тектонічних порушень.

Середньорічний приплив води в шахту становить $41 \text{ м}^3/\text{год}$, мінералізація шахтних вод - $20-35 \text{ г/л}$. Води вспініваючі, корозійні, з великою кількістю твердого осаду, мають сульфатну агресію $\text{pH} = 6,5-6,8$. З метою зрошення умовно придатні. Жорсткість води коливається від 21 до 40 мг/л.

Тектоніка. За інтенсивністю тектонічної порушеності і умов залягання вуглевміщуючих порід площа шахтного поля може бути розділена на дві нерівні частини: північно-західну, що має моноклінальне залягання порід і значною порушеністю; південно-східну, на якій тектонічних порушень, крім граничних скидів, практично не спостерігається.

Поле шахти характеризується наявністю тектонічно-складних структурних елементів. Найбільш інтенсивно тектонічно порушена західна і південно-східна частини шахтного поля в районі діагональні ($\angle 68-710$, $H = 5-10 \text{ м}$) і Богданівського ($\angle 40-600$, $H = 275-350 \text{ м}$) скидів. У крайній західній частині встановлено ряд невеликих за площею блоків, утворених зонами скидів «А» ($\angle 50$, $H = 10-35 \text{ м}$), I, II, III, IV ($\angle 60-700$, $H = 10-30 \text{ м}$). У північній частині шахтного поля - Поперечний скид ($\angle 75-800$, $H = 13-27 \text{ м}$).

Тектонічна порушеність і складний характер блокових переміщень обумовлений утворенням шлікативних дислокацій виявилися у вигині пласта і деяку зміну їх напрямки по простяганню.

Площа шахтного поля характеризується великою кількістю дрібно амплітудних скидних порушень з амплітудою від 0,3 до 4,5 м.

Межі і розміри шахтного поля. Межами шахтного поля є: на північному заході - умовна лінія, що проходить через свердловини №7434, №15107, №4574 на відстані від центральних стволів шахти; на південному сході - умовна лінія, що проходить через свердловини №14160, №13973, №13972, спільна межа з полем шахти «Західно-Донбаська» №6 / 42 блок 2; на південному заході - Богданівський і Вербський скиди, спільний кордон з полем шахти «Благодатна».

На північному сході - умовна лінія, що проходить із заходу на схід через свердловини №7947, №7884, №15149. Розміри шахтного поля по простяганню складають 6000 м; по падінню - від 3000 м на сході, до 4500 м на заході.

Технічні показники. Шахта ім. Героїв Космосу була здана в експлуатацію з проектною потужністю 1,5 млн. тон вугілля на рік. В останні роки рівень видобутку коливався в межах 0,8-1,3 млн. тонн на рік.

Категорія шахти по газу - надкатегорних. Пласти є небезпечними по вибуху вугільного пилу, не схильні до самозаймання, раптовим викидам та гірничим ударам.

Температура гірських порід на глибині ведення робіт змінюється від 23⁰С - 350 м. до 32⁰С - 600 м.

Розкриття і підготовка шахтного поля. Шахтне поля розкриті двома центрально-здвоєними вертикальними стволами - головним і допоміжним, які пройдені до горизонту 580 м. та квершлагами на горизонтах 350 м., 370 м. та 470 м.

Центральні (головний і допоміжний) стволи розташовані в блоці №1. Стволи служать: головний для видачі вугілля і породи, що надходить з усіх блоків, а також по головному стволу виходить вихідний струмінь повітря; допоміжний - для спуску-підйому людей, матеріалів для всіх блоків і виконання допоміжних операцій, по ньому рухається струмінь свіжого повітря.

Шахтний допоміжний ствол має три робочих горизонту. Перший горизонт - 350 м, другий - 370 м і третій 470 м. В якості магістральних виробок використовуються центральні панельні відкаточний і конвеєрний штреки пласта С₁₀^в горизонту 350 і 370 м.

Пласт С₁₁ в центрі поля на горизонті 350 м. Розкритий вентиляційними квершлагами №1 і №2, а пласт С₁₀^в на горизонті 370 м. Східним і західним відкатувальними квершлагами. Від розкриваючих виробок пласта С₁₁, С₁₀^в на захід і схід проведені магістральні штреки (вентиляційні), а по пласту С₁₀^в - два магістральних відкотних штреків і один магістральний конвеєрний штрек. Зазначеними виробками шахтне поле поділене на уклонне та бремсбергове. У межі поля по падінню пласти С₁₁ і С₁₀^в розкриті відкатувальними квершлагами горизонту

470 м.

Навколоствольні двори горизонту 350 м. та 370 м. призначені для прийому і видачі породи пластів C_{11} , C_{10}^B , C_9 , а навколоствольний двір для прийому і видачі вугілля знаходиться на горизонті 470 м. Навколоствольні двори прийняті з човниковою схемою руху, що забезпечує мінімальний обсяг гірських робіт і необхідну пропускну здатність. Навколоствольний двір горизонту 470 м. прийнятий з урахуванням переходу в майбутньому на кругову схему руху.

На шахті ім. Героїв Космосу прийнята і здійснена погоризонтна схема підготовки шахтного поля з відпрацюванням пластів по повстанню і падінню.

При використанні погоризонтної схеми підготовки відсутня необхідність в проміжному розподілі виїмкового горизонту на частини, що істотно знижують обсяг проведення підготовчих виробок на 1000 т запасів, це спрощує схему транспорту і провітрювання виїмкової ділянки.

Відпрацювання запасів виїмкової горизонту проводиться як в прямому, так і в зворотному порядку. Виїмкові штреки проводяться відразу на всю довжину, що збільшує тривалість підготовки горизонту, але істотно знижує витрати на їх підтримку.

Вентиляція. Схема провітрювання - централізована. Спосіб провітрювання всмоктуючий. По допоміжному стволу відбувається подача свіжого струменя повітря в шахту, по головному – виводиться вихідний струмінь повітря. Схема провітрювання ділянок возвратоточна.

Для поліпшення, спрощення вентиляції шахти додатково пройдена вентиляційна свердловина діаметром 2,6 м. До глибини 470 м, розташована біля промислового майданчика. Зі свердловини надходить свіже повітря в шахту.

На шахті встановлено два відцентрових вентилятора типу ВРЦД-4,5 з асинхронним двигунами:

АКС 16-44-24 (240 об/хв., 500 кВт, 6000 В);

СДС 3-17-41-16 (375 об/хв., 1600 квт, 6000 В).

Витрата повітря становить 213-216 м³/с при депресії 290-450 мм.вод.ст.

Для забезпечення необхідних навантажень по газовому фактору

застосовується дегазація пластів-супутників і газовідсмоктування з глухого кута, яке погашають слідом за лавою вентиляційної виробки вентилятором ВМПГ-7, там де вдається утримати за лавою штрек застосовується прямоточна схема провітрювання з підсвіженням струменя повітря, що виходить із лави.

Шахтний підйом. Головний ствол обладнаний двухскіповим підйомом для видачі вугілля і односкіповим з противагою - для видачі породи і вугілля від проведення виробок. Головний ствол має діаметр 7,5 м.

Підйомна машина розташована на баштовому копрі. Висота копра до осі канатоведучого шківів 71,15м, відхиляючий шків розташований на позначці 60,4 м. Привід прийнятий безредукторний з типовим двигуном постійного струму потужністю 1800 кВт, 43 об/хв.

Допоміжний ствол обладнано двома одноклетьовими з противагами підйомними установками, призначеними для спуску і підйому людей, обладнання, матеріалів. Діаметр ствола 6 м. Кліті двоповерхові, на одну вагонетку типу ВГ 3,3 в поперсі, максимальна вантажопідйомність 10,6 тон; швидкість підйому 8 м/с.

Підземний транспорт. В даний час на шахті для забезпечення головного вантажопотоку використовується система повної конвєсризації від очисних вибоїв до завантажувального пристрою головного ствола. При цьому використовується конвєєри типу СП-251, 1ЛТ-80, 1Л-100К, 2ЛБ-120.

Транспортування породи, обладнання та матеріалів здійснюється акумуляторними електровозами типу АМ-8Д в вагонетках типу ВГ-3,3 та на спеціальних платформах. Перевезення людей здійснюється в спеціальних вагонетках типу ВЛ-18. Для доставки людей і матеріалів по збірним і бортовим штрекам вони обладнуються напочвеними дорогами типу ДКНЛ-1. Ширина колії 900 мм.

Технологічний комплекс шахти. Технологічний комплекс на поверхні шахти складається з наступних вузлів, скомпонованих в двох блоках головного і допоміжного стволів:

- вугільного комплексу;
- породного комплексу;

- комплексу обміну і відкатки вагонеток в надшахтній будівлі допоміжного ствола.

Вугільний комплекс. Вугілля зі скипів, через воронки надходить в два прийомних бункера загальною ємністю 120 тон, з яких хитними живильниками і стрічковими конвеєрами подається на два гуркоти типу ГТ51А, де розділяється на класи +100 мм і 0-100 мм. Вугілля класу +100 мм надходить на стрічкові конвеєри, де здійснюється вибірка сторонніх предметів і великогабаритних шматків породи, потім через жолоби надходить в два акумулюючі бункери місткістю 2000 тон. З бункерів вугілля за допомогою хитних живильників та системою стрічкових конвеєрів транспортується на ЦЗФ «Павлоградська».

Породний комплекс. Порода, видана скіповим підйомом головного ствола, через розвантажувальний пристрій надходить в приймальний бункер (100 тон), з якого хитними живильниками і стрічковим конвеєром направляється в бункери пункту навантаження в автомашини. З бункерів порода за допомогою живильників типу КТ-14 вантажиться в автосамоскиди, якими доставляється на плоский відвал.

Комплекс обміну і відкатки вагонеток в надшахтній будівлі допоміжного ствола. Обмін вагонеток в клітках повністю механізований. Клітки встановлюються на посадочні кулаки, мають привід. Стовбурові двері відкриваються за допомогою агрегатів АВ-8, вагонетки виштовхуються з клітей і надходять в зону дії канатних штовхачів. Накопичені партії вагонеток канатні штовхачі видають за межі надшахтної споруди. Подача вагонеток до клітей здійснюється канатними штовхачами і агрегатами обміну вагонеток.

Споживачі і вимоги до якості корисної копалини. Вугілля, що видобувається, використовується в цілях енергетики. Проектним завданням шахти передбачено відвантаження видобутого вугілля по стрічковому конвеєру на Центральну збагачувальну фабрику «Павлоградська». Збагачувальною фабрикою встановлений нормативний відсоток зольності гірської маси, $A_{CH} = 39\%$. Після збагачення вугілля відправляється на теплові електростанції: Запорізьку, Придніпровську, які і є основними споживачами. Вугілля також відвантажується на паливні склади і на комунально-побутові потреби (5-10%).

Вугілля за даними геологічного звіту відносяться до середньозольних. За змістом сірки вугільні пласти C_{11} , C_9 , C_8^B , C_7^H , C_5 , відносять до середньосірчистих, а пласти C_{10}^B , C_1 - до малосірчистих.

На шахті встановлено такі норми показників якості вугілля:

- по золі: середня - 39%; гранична - 56,0%;
- по сірці: середня -1,1%; гранична -1,65%;
- по волозі: середня -13,6%; гранична -16%.

Зольність і вміст сірки розроблюваних пластів відповідають нормам якості вугілля, що видобувається. Збільшення зольності гірничої маси, за рахунок роботи лав з присіканням бічних порід, склало 15%. За рахунок роботи лав з помилковою покрівлею, засмічення вугілля по шахті склало 10%.

1.3 Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Спосіб підготовки та порядок вилучення запасів шахтного поля. На підставі аналізу гірничо-геологічних умов і розмірів шахтного поля, на шахті застосовується погоризонтний спосіб підготовки. Погоризонтна підготовка пластів має ряд переваг перед іншими способами:

- забезпечуються оптимальні розміри виїмкових полів як в ухилвй, так і в бремсберговій частини шахтного поля при мінімальних обсягах проведених виробок;

- забезпечується оптимальна довжина очисного забою, яка залишається постійною по всій довжині виїмкового стовпа;

- можлива повна конвейеризація транспорту корисної копалини;

- забезпечується достатня концентрація гірничих робіт по пластах;

- забезпечується максимально можлива виїмка запасів в зонах геологічних порушень.

Для підготовки запасів пласта C_{10}^B і C_{11} від розкриваючого квершлягу гор. 350м проводиться магістральний вентиляційний штрек, а від квершлягу горизонту 370м - магістральний відкаточний і магістральний конвеєрний штреки. Виїмкові

штреки проводяться від магістральних до кордонів шахтного поля. Один з штреків (бортовий) виходить на вентиляційний горизонт, а другий (збірний) на відкаточний. Довжини виїмкових стовпів в ухилому і бремсберговому полях повинні бути приблизно однаковими.

Для підготовки запасів, що залишилися в пластах C_{10}^B та C_{11} конвеєрний штрек проводиться на відстані 100м від відкатувального штреку по пласту C_{10}^B . Один з вентиляційних магістральних штреків проводиться над відкатувальним штреком по пласту C_{11} , при цьому частково розвантажує його.

У зв'язку зі значними витратами на підтримку магістральних штреків, для підготовки пластів C_{10}^B і C_{11} в ухилій частини шахтного поля, у його кордонів, проводимо один польовий штрек, що групує пласти C_{10}^B і C_{11} .

Підготовка пласта C_9 буде проводитися також, як і пластів C_{10}^B і C_{11} - із застосуванням групуючих виробок.

Стовпи відпрацьовуються в послідовому порядку з повторним використанням конвеєрного штреку у якості вентиляційного. Відпрацювання передбачене, як по падінню, так і по повстанню. Черговість підготовки та відпрацювання крил шахтного поля також визначається розвитком гірничих робіт на вищележачому пласті (в першу чергу готуються надработані ділянки пласта).

Система розробки. На підприємстві застосовується стовпова система розробки. Важливим її перевагою в умовах шахти є порівняно малі витрати на підтримку виїмкових штреків, також можливість забезпечення високих техніко-економічних показників. Пологе залягання дозволяє приймати відпрацювання пласта довгими стовпами по повстанню і падінню. В наслідок високого гірського тиску очисні роботи ведемо одинарними лавами. Довжина лави при цьому становить 200-250м. Відпрацювання виїмкових стовпів здійснюється послідовно, без залишення міжстовпових ціликів. Довжина стовпа 1200-1600м.

Для підтримки виїмкових штреків застосовуємо бесцеликовою охорону з викладенням багать 1,3 x 1,3 м у виробленому просторі з щільністю установки 0,3 м.

Для кріплення виїмкової штреку використовують аркове шатрове кріплення з подовженими стійками типу КШПУ-11,7 з підвищеним опором податливості, крок

установки 0,5 - 0,8 м. Результати випробувань даного кріплення показали, що пученіє відбувається зі швидкістю 100мм/сут.

З огляду на інтенсивне гірський тиск, залишаються вугільні цілики шириною 150-200м для охорони магістральних виробок.

Очисні роботи. Технологічна схема передбачає човникову виїмку з фронтальною самозарубкою комбайна на кінцевих ділянках лави. Відбите вугілля вантажиться на скребковий конвеєр і транспортується на дільничний стрічковий конвеєр назустріч свіжому струменю повітря. Перерозподіл секцій кріплення здійснюється слідом за посування комбайна. Управління покрівлею повне обвалення.

Згідно куту падіння і потужності пласта, на шахті застасовано механізований комплекс КД 99 з комбайном КА-80 та привибійним конвеєром СП 251, який дозволяє розмістити головки і систему подачі комбайна на штреках. А також приймаємо дві насосні станції СНТ 32. Попереду лави, під металеві верхняки рамного кріплення встановлюється кріплення посилення з гідравлічних стійок ГСК на відстані 40-50м.

За лаві відбитий вугілля транспортується скребковим конвеєром СП 202 до збірному штреку, де вступає на скребковий перевантажувач ПТК-1, з подальшим транспортуванням по стрічкових конвеєрів 1ЛТ80 до вуглеспускних гезенків.

Матеріали та обладнання доставляються по бортовому і збірному штреку канатними напочвеними дорогами типу ДКНЛ.

Для безперервного автоматичного контролю вмісту метану в руднічній атмосфері безпосередньо на робочих місцях приймаємо прилади СМС 1/2, «Сигнал-2». В якості переносних датчиків контролю метану використовуються шахтні інтерферометри ШИ-10, ШИ-11, «Сигнал-2».

Середнє навантаження на очисний вибій становить близько 1870 т/добу.

Застосовувана організація праці найбільш ефективна і безпечна в умовах шахти імені «Героїв Космосу» при використанні комплексу КД 99.

Проведення підготовчих і нарізних виробок. Відповідно до прийнятого способу підготовки, виробки, як магістральні, так і дільничні проводяться

прохідницькими комбайни типу КСП-32 і ГПКС.

Застосування комбайнів вибіркової дії із стрілоподібним виконавчим органом дозволяє здійснити роздільну виїмку вугілля з породи, забезпечує зниження загальних витрат праці в 1,5-4 рази в порівнянні з буропідричним способом.

Доставка гірської маси по штреку - конвеєрна з подальшим перевантаженням в вагонетки ВГ-3,3 і доставкою електровозами до породного перекидання, що знаходиться в навіколовому дворі.

Огляд і ремонт машин і механізмів проводиться щодня в ремонтну зміну. Основною формою організації праці приймається добова комплексна бригада, яка виконує всі основні і допоміжні роботи в забої, пов'язані з управлінням комбайна при проходці, кріпленням, нарощуванням вентиляційних труб, настилкою рейкового шляху.

У кожній зміні роботу здійснюють прохідницькі ланки. Для проведення виробок площею понад 12 м² необхідно ланка прохідників в складі 6 чоловік.

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

Енергопостачання. Енергопостачання шахти здійснюється від головної понижувальної підстанції на поверхні ДПП 35/6кВ, яка в свою чергу запитується на двох ПЛ 35кВ.

Для живлення всього підземного навантаження на горизонтах 370м, 470м споруджені ЦПП, живлення яких здійснюється за вісьмома вводам (стовбуровим кабелям) 6кВ безпосередньо з ДПП: від ЦПП живлення отримують високовольтні розподільні пункти (РПП-6 кВ), розташовані на горизонтах 370м, 470м західного і східного крила. Від РПП-6 кВ отримують живлення групи пересувних трансформаторних підстанцій. Живлення низьковольтних споживачів в шахті здійснюється напруга 660В.

Для електроустановок на поверхні шахти побудовані: РУ-6кВ і КТМ-6/0,4 кВ-0,23кВ з глухозаземленою нейтраллю, від них отримують живлення силові і освітлювальні навантаження шахтної поверхні. Для виконання виробничих процесів

в шахті і на поверхні використовується як електроенергія, так і енергія стисненого повітря.

Для отримання пневмоенергії побудована компресорна станція, на якій встановлені два компресори 2ВМ-63/8 і два компресори 4ВМ-100/8, відповідно з продуктивністю 50м³/год з максимальним тиском 8атм і робочим батм.

Пневматична енергія на поверхні використовується для допоміжних операцій (обвалення вугілля в бункерах, автоматична чистка стрілок, пневмоінструмент, а в шахті для роботи комплексу обміну вагонеток).

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 робітників видобувних і прохідницьких ділянок - ковзний. Тривалість робочої зміни: на підземних роботах - 6 годин; на поверхні - 8 годин.

1.4 Висновки

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

- тектонічна порушеність, що супроводжується зонами підвищеної тріщинуватості;
- наявність нестійких порід покрівлі, а також «помилкової покрівлі»;
- наявність порід підшви, що розмокає і обдимається;
- наявність утоньшення, розщеплення і виклинювання пластів, наявність розмивів пластів;

- виклинювання пісковика в породах основної покрівлі, що супроводжується зонами нестійких з різко зниженими властивостями міцності вугілля і порід;
- вивали порід покрівлі.

Через вкрай невитриманої гипсометрії на ділянці порід покрівлі мульдopodobні ділянки над пластом залишаються заповнені аргілітам та алевролітами. При відсутності контактів з породами аргиллит і алевроліт проявляє ознаки «помилкової покрівлі». У зв'язку з цим в процесі ведення гірничих робіт, збільшується ймовірність травматизму для працюючих в очисному забої.

До виробничих причин можна віднести:

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

Підводячи підсумки, слід відмітити, що робота на гірничому підприємстві ведеться в складних гірничо-геологічних умовах. Для забезпечення виробничих проблем і забезпечення ритмічної роботи шахти, а також її проектної потужності необхідно:

- провести часткову заміну застарілого обладнання на нове, більш досконале;
- застосовувати системи розробки, що дозволяють застосовувати повторне використання виїмкових штреків;
- збільшити навантаження на очисний вибій;
- застосовувати більш досконалі технології виїмки вугілля на досить тонких і тонких пластах, що дозволяють знизити зольність вугілля, що видобувається;
- скоротити витрати на проходку підготовчих виробок за рахунок закладки порід у вироблений простір, а також за рахунок повторного використання виїмкових штреків; поліпшення вентиляції лав і ін.
- забезпечити своєчасну підготовку запасів шахтного поля.

1.5 Вихідні дані на кваліфікаційну роботу

Шахта ім. «Героїв Космосу» ПСП «ШУ Героїв Космосу» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»:

Категорія шахти по газу - надкатегорійна

Проектна потужність - 1,5 млн. тон на рік

Глибина розробки - 470 м.

Система розробки - стовпова

Спосіб управління покрівлею - повне обвалення

Спосіб провітрювання - всмоктуючий

Абсолютна метановість шахти - 31,27 м³/хв

Відносна метановість шахти - 28,45 м³/т.д.в.

Потужність пласта - 0,85-1,05 м

Небезпека пласта - небезпечний по вибуховості вугільного пилу

Перетин 1-го Західного магістрального конвеєрного штреку в світлі 14,1м², в проходці - 15,7 м².

Довжина 800м

Кут нахилу 0°

Тип кріплення КШПУ-М 14,4

Затягування покрівлі залізобетонна зтяжка

Затягування боків залізобетонна зтяжка

2. Технологічна частина

2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

Розташування виробки, умови проведення. Проектована дільниця (1-й Західного магістрального конвєсрного штреку) розташований в Західному крилі шахтного поля. Спосіб підготовки пласта - польовий, груповий. Схема підготовки крила шахтного поля - погоризонтна.

Довжина виробки 800 м. Породи - аргіліти - середньої стійкості, коефіцієнт міцності $f = 2,2$, об'ємна вага $2,53\text{т}/\text{м}^3$, обводненість $1\text{м}^3/\text{год}$.

Форма поперечного перерізу гірничої виробки, тип і матеріал кріплення.

Форми поперечного перерізу гірничих виробок залежить від характеру гірського тиску, терміну служби, призначення виробки, а також від матеріалу кріплення.

Підтримка виробок в робочому стані досягається здійсненням комплексу технічних і організаційних заходів, основним, з яких є надання виробці найбільш доцільною форми перетину для конкретних гірничо-геологічних умов.

При великому гірському тиску застосовують кріплення абочне металеве.

Так як виробка проводиться по породам, приймасмо:

- форма поперечного перерізу - абочна;
- тип кріплення - металева трьохланкова податлива КШПУ-М зі спеціального профілю СВП;
- затягування: верх, боки – залізобетонна затяжка;
- режим роботи кріплення – податливе
- площа поперечного перетину в світлі згідно вихідних даних (п. 1.5) $14,1\text{м}^2$

Обрана площа поперечного перерізу виробки в просвіті після осідання перевіряється по швидкості руху вентиляційного струменя в період експлуатації за формулою:

$$V = \frac{Q}{60 \cdot S_{\text{св}}}, \text{ м/с} \quad (2.1)$$

де V - розрахункова швидкість руху повітря у виробці, м/с;

Q - кількість повітря, що проходить по виробці в період експлуатації, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$S_{\text{св}}$ - перетин виробки у світлі, м^2 .

$$V = \frac{680}{60 \cdot 14,1} = 0,8, \text{ м/с}$$

Максимально допустима швидкість руху повітря в гірничих виробках регламентується Правилами Безпеки і не повинна перевищувати:

- в головних відкатних та вентиляційних штреках, квершлагах, капітальних і панельних бремсбергах, ухилах - 8м/с:

- в інших виробках - 6м/с:

- в привибійних просторах очисних і підготовчих виробок - 4м/с.

Мінімальна допустима швидкість повітря в гірничих виробках - 0,25 м/с.

$$6\text{м/с} \geq 0,8\text{м/с} \geq 0,25\text{м/с}$$

Умови виконуються.

Якщо швидкість руху повітря більше допустимої, то слід застосувати більший перетин виробки або зменшити кількість повітря, пустивши його за іншими виробками.

Обґрунтування вибору прохідницького комбайна. Застосування комбайна спрощує технологію і організацію робіт, підвищує продуктивність і безпеку роботи прохідників, збільшує швидкість проведення і знижує вартість готової виробки в порівнянні з буропідливним способом проведення.

Тип прохідницького комбайна підбирається за технічними характеристиками.

При виборі комбайна слід враховувати, що легкі та середнього типу комбайни вибіркової дії не можуть працювати, якщо в забої немає вугільного пласта або легких порід для прискорення виконавчого органу в масиві коефіцієнт присічки не повинен перевищувати паспортних значень для комбайна.

Виходячи з гірничо-геологічних умов шахти ім. Героїв Космосу (міцність порід, кут нахилу виробки, приплив води, газу та ін.) та гірничотехнічних умов (площа поперечного перерізу, довжина виробки, тощо) приймаємо прохідницький комбайн нового технічного рівня П110 (рис. 2.1), широко зарікомендовавшій себе при проведенні гірничих виробок в породах різної міцності. Технічна характеристика комбайна представлена в таблиці 2.1.



Рисунок 2.1 – Прохідницький комбайн П-110.

Комбайн П110 застосовується в виробках з міцністю порід $f \leq 10$ з кутом нахилу до $\pm 12^\circ$. Комбайн призначений для будь-яких шахт, а також для шахт небезпечних за газом та пилом.

Таблиця 2.1 - Технічна характеристика комбайна П110-01

Найменування параметра і розміру	Од. вим.	Показник
1. Продуктивність, не менше	м ³ /мин	3,0
- по вугіллю і породі з $S_{сж} = 30$ мПа		
- по породі з $s S_{сж} = 80$ мПа		
- за змішаним забою		
2. Номінальна потужність електродвигуна виконавчого органу, не більше	кВт	2x110
3. Найбільшого розмаху стріли виконавчого органу, не менше		
- по ширині	м	7,0
- по висоті	м	5,2
4. Маса, не більше	т	48
5. Швидкість руху, не менше	м/хв	1,3; 5

2.2 Розрахунок параметрів технології проведення підготовчої виробки

Можливості комбайна з проведення виробки [2]. Згідно технічної характеристики продуктивність комбайна при проведенні 1-го Західного магістрального конвеєрного штрека (п.2.1, табл. 2.1) складає $Q_{cp} = 0,61 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Коефіцієнт машинного часу комбайна визначається за формулою :

$$K_n = \frac{A_p}{\frac{1}{K_p} + \frac{(T+T_0) \cdot Q_{cp}}{L \cdot S}}; \quad (2.2)$$

де A_p – коефіцієнт, що враховує регламентовані перерви в роботі ($A_p = 0,8-0,9$);

K_p – коефіцієнт готовності комбайна ($K_p = 0,8-0,9$);

T – час простоїв за цикл, залежне від конструкції комбайна, хв ($T = 5-10$ хв);

T_0 – час простою комбайна за цикл, за організаційно-технічних причин; ($T_0 = 20-40$ хв)

L – посування вибою за цикл, м.

$$K_n = \frac{0,9}{\frac{1}{0,9} + \frac{(5 + 30) \cdot 0,61}{1 \cdot 14,1}} = 0,34$$

Час T_0 – це час на зведення кріплення та інші робочі процеси, не пов'язані з виїмкою гірської маси комбайном.

$$L_y = l \cdot n_p, \text{ м} \quad (2.3)$$

де l – крок установки кріплення, м;

n_p – число кріпильних рам встановлюються в забої за один цикл, шт.

$$L_y = 0,8 \cdot 1 = 0,8 \text{ м}$$

Значення n_p залежить від стійкості порід покрівлі приймається цілим з таким розрахунком, щоб посування за цикл не перевищувало 3 метри.

Експлуатаційна продуктивність комбайна визначається за формулою:

$$Q_3 = k \cdot Q_{cp}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.4)$$

$$Q_3 = 0,33 \cdot 0,61 = 0,2, \text{ м}^3/\text{хв}$$

Виходячи з експлуатаційної продуктивності, максимально можливі темпи проведення виробки комбайном в місяць визначається за формулою:

$$V_3 = \frac{360 \cdot n_{cm} \cdot N_{cm} \cdot Q_3}{S_{np}}, \text{ м}; \quad (2.5)$$

де n_{cm} – число змін по проведенню виробки на добу; ($n_{cm} = 3$);

N_{cm} – число робочих днів в місяці, зазвичай $N_{cm} = 25$ днів.

$$V_3 = \frac{360 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 0,2}{15,7} = 291 \text{ м}$$

Планова швидкість проведення виробки. При проведенні магістральної виробки застосовується циклічна форма організації робіт. Швидкість проведення виробки визначається числом прохідницьких циклів, які виконуються в зміну, а також подвиганим забою за цикл:

$$V_{пл} = n_{ц} \cdot n_{cm} \cdot N_{cm} \cdot L_{ц}, \text{ м} \quad (2.6)$$

$$V_{пл} = 3 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 0,8 = 180, \text{ м}$$

де $n_{ц}$ – число циклів в зміну, од;

$L_{ц}$ – посування вибою за цикл, м.

Число циклів в зміну $n_{ц}$ слід приймати цілим, що значно спрощує графік організації робіт в забої. Крім того слід приймати таким, щоб отриманий результат $V_{пл}$ наближався до оптимальної швидкості проведення виробки V_0 . Прийнята проектом швидкість проведення виробки $V_{пл}$ повинна відповідати таким вимогам:

$$V_{пл} \leq V_3 \quad (2.7)$$

$$180 \text{ м/міс} \leq 291 \text{ м/міс};$$

проектом приймається $V_{пл} = 180 \text{ м/міс}$.

Розрахунок щільності установки кріплення. Розрахунок щільності кріплення здійснюємо відповідно до [4]. Виробка, що проводиться поза впливом очисних робіт в умовах пологого падіння.

Визначасмо розрахункову міцність порід.

$$R_{ci} = \sigma_{сж} \cdot k_c, \text{ МПа}; \quad (2.8)$$

де $\sigma_{сж}$ – опірність породи стиску, МПа;

k_c – коефіцієнт опірності, $k_c = 0,9$.

$$R_{c1} = 40 \cdot 0,9 = 36 \text{ МПа}$$

$$R_{c2} = 15 \cdot 0,9 = 13,5 \text{ МПа}$$

$$R_{c3} = 60 \cdot 0,9 = 54 \text{ МПа}$$

$$R_{c4} = 15 \cdot 0,9 = 13,5 \text{ МПа}$$

$$R_{c5} = 40 \cdot 0,9 = 36 \text{ МПа}$$

$$R_{c6} = 80 \cdot 0,9 = 72 \text{ МПа}$$

Виробка волога, тому міцність знижується від впливу вологи усереднене значення R_c порід покрівлі визначається на висоту:

$$R_c = 1,5 \cdot b, \text{ м}; \quad (2.9)$$

де b – ширина виробки в прохлді, $b = 5,1$ м

$$R_c = 1,5 \cdot 5,1 = 6,78 \text{ м}$$

Порід підосви – на глибину 4,93 м.

Розрахункова міцність порід покрівлі дорівнює:

$$R_{c.кр} = \frac{R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + R_{c3} \cdot m_3 + R_{c4} \cdot m_4 + R_{c5} \cdot m_5}{m_1 + m_2 + m_3 + m_4 + m_5}, \text{ Мпа} \quad (2.10)$$

де m_1 – товщина першого шару, $m_1 = 2,34$ м;

m_2 – товщина другого шару, $m_2 = 0,3$ м;

m_3 – товщина третього шару, $m_3 = 4,0$ м;

m_4 – товщина четвертого шару, $m_4 = 2,0$ м;

m_5 – товщина п'ятого шару, $m_5 = 0,8$ м.

$$R_{c.кр} = \frac{36 \cdot 2,34 + 13,5 \cdot 0,3 + 54 \cdot 4,0 + 36 \cdot 2,0 + 36 \cdot 0,8}{2,34 + 0,3 + 4,0 + 2,0 + 0,8} = 40,9 \text{ Мпа}$$

Для підосви:

$$R_{c.кр} = \frac{R_{c4} \cdot m_4 + R_{c5} \cdot m_5 + R_{c6} \cdot m_6}{m_4 + m_5 + m_6}, \text{ Мпа} \quad (2.11)$$

де $m_4 = 1,86$ м – товщина четвертого шару;

$m_5 = 0,7$ м – товщина п'ятого шару;

$m_6 = 4,35$ м – товщина шостого шару.

$$R_{c.пч} = \frac{36 \cdot 1,86 + 13,5 \cdot 0,7 + 36 \cdot 1,0}{1,86 + 0,7 + 1,0} = 32,9 \text{ Мпа}$$

Зсув порід визначається за формулою

$$V = k_a \cdot k_Q \cdot k_S \cdot k_B \cdot k_i \cdot V_T, \text{ мм} \quad (2.12)$$

де $k_a = 1$;

$k_Q = 1$ – при визначенні зсувів з боку покрівлі або підосви;

$k_Q = 0,35$ – при визначенні бічних зсувів;

$k_S = 0,2(4,52 - 1) = 0,704$ для підосви;

$k_S = 0,2(5,12 - 1) = 0,824$ для покрівлі;

$k_S = 0,2(3,36-1)=0,472$ для бічних порід;

$k_S = 0,2(3,68-1)=0,536$ зміщень;

$k_B = 1$ - для одиночної виробки;

$k_t = 1$ - для всіх визначених зсувів;

$$V_{T_{кр}}=70 \text{ мм};$$

$$V_{T_{нч}}=30 \text{ мм};$$

$$V_{T_{\sigma}}=150 \text{ мм}.$$

$$V_{кр}=1 \cdot 1 \cdot 0,824 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 70 = 57,7 \text{ мм}$$

$$V_{нч}=1 \cdot 1 \cdot 0,824 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 30 = 24,7 \text{ мм};$$

$$V_{\sigma}=1 \cdot 0,35 \cdot 0,536 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 150 = 28,1 \text{ мм}$$

Навантаження на 1 м виробки розраховуємо за формулою:

$$P = k_{II} \cdot k_{II} \cdot k_{III} \cdot b \cdot p^H, \text{ кН/м} \quad (2.13)$$

де $k_{II}=1,1$;

$k_{II}=1$;

$k_{III} = 0,6$ -(при $H_p/R_{CP} = 470 / 47,4 = 9,1$);

$$R_{CP} = (R_{C_{кр}} \cdot R_{C_{пч}})/2 = (40,9 + 53,8)/2 = 47,4 \text{ МПа}; \quad (2.14)$$

b - ширина виробки, $b = 4,4(5,1)$;

$p^H = 40$ кПа при $V = 49,3$ мм и $b = 4,93$ м;

$p^H = 48$ кПа при $V = 57,7$ мм и $b = 5,32$ м;

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 0,6 \cdot 5,32 \cdot 48 = 162,2 \text{ кН/м при } S_{CB} = 14,1 \text{ м}^2.$$

Вибираємо кріплення виходячи з ширини виробки. При $b = 4,93$ м приймаємо аркове кріплення з спец профілю СВП – 27 з прямими планками і скобами з різьбленням, з несучою здатністю в податливому режимі $N_S = 220$ кН ($N_S = 250$ кН).

Вибір щільності кріплення

$$N = P / N_S \text{ рам / м} \quad (2.15)$$

де P – навантаження на 1 м виробки, кН/м;

N_S – несуча здатність кріплення, кН.

$$n = 162,2/250 = 0,65 \text{ рам/м при } S_{CB} = 14,1 \text{ м}^2.$$

З огляду на досвід експлуатації гірничих кріплень в даних гірничо-геологічних умовах приймаємо щільність кріплення 1,25 рам/м; при вході в зону підвищеної

небезпеки і виході з неї - 2,5 рам/м.

Піддатливість кріплення при $n = 1,25$ рам / м вибираємо за умовою

$$\Delta \geq k_{OC} \cdot k_{АНК} \cdot k_{УС} \cdot V_{КР}, \text{ мм} \quad (2.16)$$

де $k_{OC} = 0,9$;

$k_{АНК} = 1$ анкерного кріплення

$k_{УС} = 1$ кріплення посилення

$V_{КР} = 49,3$ мм, ($V_{КР} = 57,7$ мм) – зміщення порід покрівлі.

$$\Delta \geq 0,9 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 57,7 = 51,9 \text{ мм при } S_{СВ} = 14,1 \text{ м}^2.$$

Отже, трехланкове аркове металеве кріплення типу КШПУ-М 14,1 з СВП - 27 піддатливість до 300 мм, щільністю 1,25 рам/м забезпечить нормальну експлуатацію даної виробки. З огляду на той факт, що виробка не буде використовуватися в зоні тимчасового опорного гірничого тиску відсутня необхідність в посиленні її анкерним кріпленням.

2.3 Технологія виконання прийнятих рішень

Вибір технологічної схеми. Технологічну схему проведення гірничої виробки вибирають в залежності від гірничо-геологічних умов (потужність і кут залягання пласта, міцність та податливість бічних порід, водообільність і газоносність порід) і виробничо - технологічних факторів (спосіб проведення виробки, технологія проведення виробки, транспортування гірської маси, площа поперечного перерізу, протяжність, термін служби швидкість проведення виробки, доставка матеріалів і обладнання).

Розроблено прогресивні технологічні схеми проведення горизонтальних і похилих гірничих виробок при комбайновій та буропідривній технології з урахуванням використання оптимального набору гірничопрохідницького устаткування, порядку виконання прохідницьких робіт, форми організації праці для конкретних умов.

Застосування прогресивних технологічних схем дозволяє вдвічі збільшити середню по галузі швидкість проведення виробки, а продуктивність праці

прохідників підвищити в 1,7 рази.

Прийняті в даний час технологічні схеми спираються на комплекти і комплекси прохідницького обладнання, а також прохідницьких агрегатів.

З огляду на все викладене вище, проектом приймасмо наступну технологічну схему проведення магістрального конвеєрного штреку (рис. 2.2, табл. 2.2).

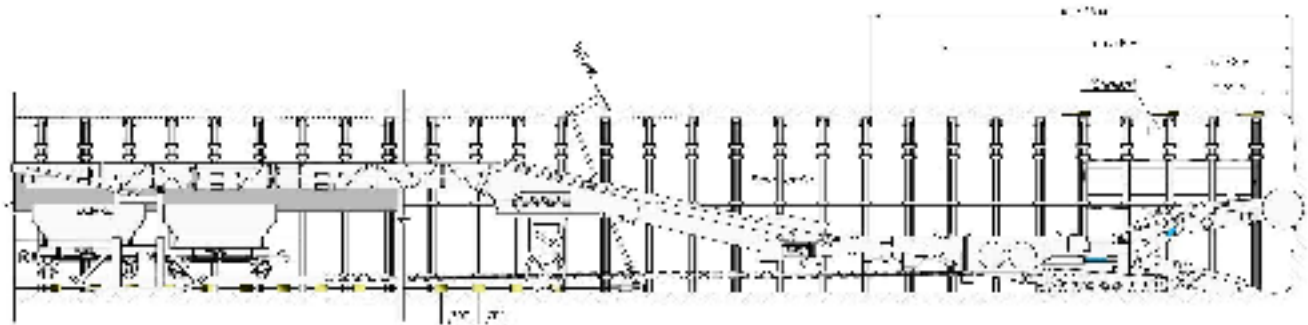


Рисунок 2.2 – Технологічна схема проведення виробки

Таблиця 2.2 – Перелік обладнання технологічної схеми

Вид робіт	Обладнання
Відбійка та відвантаження гірської маси	П110
Транспортування гірської маси	ВДК-2,5
Доставка матеріалів і устаткування	ВГ-3,3
Тип кріплення	КШПУ-14,4
Допоміжні робочі процеси	вручну

Способи і засоби проведення виробки. Проведення виробки здійснюється комбайновим способом, комбайном П-110. Навантаження і прибирання гірської маси здійснюється комбайном на перевантажувач ППЛ, в вагонетки ВДК-2,5, далі гірська маса транспортується до перекидання в породний бункер.

Розбивка великогабаритних шматків гірської маси в забої проводиться виконавчим органом комбайна. Шматки гірської маси меншого розміру розбиваються за допомогою молота, при цьому обов'язково для запобігання органів зору і рук робітник повинен знаходитися в захисних окулярах і робочих рукавицях.

Доставка матеріалів і обладнання здійснюється електровозом АМ-8Д.

Для провітрювання виробки застосовують вентилятори місцевого провітрювання ВМ-6.

Пункт перевантаження матеріалів, установки ВМП, повинні бути освітлені та обладнані телефонним зв'язком відповідно до норм, наведеними в[5].

Доставка матеріалів здійснюється із застосуванням пакетів і контейнерів.

Послідовність проведення робіт в підготовчому забої. Після виїмки гірської маси комбайном і її збирання, проводиться оборка покрівлі, боків виробки, монтується робочий полиць, проводиться кріплення забою рамним металевим кріпленням, затягуються покрівля та боки. Далі цикл повторюється.

Технологія проведення виробки комбайном П-110. Перед початком роботи машиніст комбайну повинен:

- оглянути кабель, що живить станцію управління (довжина не підвішеною частини кабелю за комбайном не повинна перевищувати 10 м);
- перевірити рівень мастила в маслобаці гідросистеми і живильника, в редукторах;
- оглянути зовнішні електричні і водянні системи, стан корпусів і кріплення кришок вибухобезпечних камер;
- перевірити наявність різців корони виконавчого органу, ступінь їх зносу і при необхідності провести заміну;
- при поломці різцетримачів різцевої коронки експлуатація комбайна забороняється, корону необхідно видати для ремонту на поверхню шахти;
- оглянути шпінтовку штифтів гусеничної і скребковий ланцюгів і перевірити їх натяг (зношені шплінти замінити).

Після проведення огляду необхідно провести випробування, комбайна на холостому ході протягом 3-4-х хвилин і тільки потім починати обробку забою.

Виконання робочого циклу з обробки забою відбувається в наступному порядку:

- опустити гідроопори і притиснути до ґрунту живильник,
- провести буріння обертових коронок виконавчого органу в масив на

допустиму величину, після чого гідроциліндри висунути в початкове положення;

- підняти гідроопори, включити привід ходу і під'їхати до забою на величину забурювання (обертання виконавчого органу не включати);

- вимкнути привід ходу, опустити гідроопори і живильник;

- обробку забою проводити вертикальними або горизонтальними різцями зверху вниз (від покрівлі до ґрунту), що зменшує ймовірність обвалення нетранспортабельних шматків породи;

- після закінчення обробки ґрунту підняти стрілу виконавчого органу та включити привід лап живильника;

- зробити навантаження зруйнованого масиву, використовуючи при цьому вантажну здатність коронок;

- вимкнути привід виконавчого органу, зрошення, привід лап живильника і конвеєра;

- підняти гідроопори;

- виставити стрілу виконавчого органу по осі виробки і опустити коронки виконавчого органу на грант;

- заблокувати кнопки «Стоп» з обох сторін комбайна;

- провести кріплення, після чого всім необхідно віддалитися із зони роботи виконавчого органу та живильника;

- розблокувати кнопку «Стоп»;

- включити маслостанцію;

- опустити стрілу.

Комбайн готовий до виконання наступного циклу.

Порядок обробки забою. Схему і порядок обробки забою виконавчим органом комбайна машиніст вибирає залежно від міцності породи і вугілля, стану покрівлі та подошви виробки, наявності твердих включень. При різній міцності породи на початку руйнується слабша. Оконтурювання виробків проводиться відповідно до параметрів, зазначеними в паспорті кріплення не допускаючи перевищення її розмірів більш ніж на 10%.

Обробку забою починають зі створення врубу в нижній частині перерізу

виробки з боку машиніста на глибину H , кратну вильоту коронок щодо корпусу редуктора hK . Оптимальна величина $H = (2-3) hK$.

Вруб здійснюється двома-трьома поперединними переміщенням виконавчого органу уздовж осі стріли на величину hK з бічним зсувом виконавчого органу між переміщеннями. Потім переміщенням стріли в горизонтальній площині створюється разсичка біля основи забою глибиною H . Далі слідує поперединні переміщення коронок в напрямку знизу вгору на висоту 60-150мм і бічні рішення виконавчого органу.

Основним режимом руйнування, що становить близько 70% часу від тривалості циклу, є руйнування забою горизонтальними шарами. При цьому швидкість бічній подачі повинна підтримувати навантаженість приводу в номінальному режимі.

Після проведення виробки на величину заходки (не більше кроку установки кріплення) машиніст відводить комбайн від забою на відстань не менше 1,5 м і разом з прохідником оглядає і замінює зубки, контролює напрямок виробки.

Технологія возведення металевого арочного кріплення. Зведення кріплення виробки здійснює ланка прохідників в складі 5 чоловік в такій послідовності:

1. Після закінчення робіт з виїмки, відгону комбайна на 5м, його відключенні, перебуваючи в закріпленій частині виробки під прикриттям постійного кріплення два прохідника за допомогою довгого інструменту (оборника довжиною 3,5м), обережно видаляють відстали шматки породи, про випадок виявлення будь-яких неполадок в попередніх рамах кріплення (ослаблена стійкість кріплення рами, погано забуччя порода за затяжками) необхідно їх усунути і тільки після цього приступати до зведення нового кріплення.

2. Два прохідника встановлюють тимчасове кріплення.

3. Під захистом тимчасового кріплення 2 прохідника зачищають лунки під стійки кріплення, приєднують бічні міжрамні стяжки до раніше встановленої рами кріплення.

4. Два прохідника встановлюють стійки кріплення в лунки і закріплюють

міжрамні стяжки.

5. Два прохідника встановлюють і надійно закріплюють робочий полок.

6. Два прохідника демонтують тимчасове кріплення.

7. Три прохідника піднімають верхняк на робочий полок.

8. З робочого полку 3 прохідника заводять верхняк на стійки так, щоб нахлестка дорівнювала 400 мм і закріплюють його замковими з'єднаннями зі стійками кріплення, попередньо заклавши в замках між днищами стійки і верхняка дерев'яні прокладки і з'єднують верхняк з раніше встановленого рамного кріплення стяжкою по осі виробки.

9. 3 прохідника затягують залізобетонну стяжкою покрівлю виробки з робочого полку, встановлюючи розклинювання і розпірки.

10. 2 прохідника з підосви виробки встановлюють розклинювання і розпірки згідно паспорта кріплення і виконують стяжку боків виробки і забутовку до замків.

При зведенні аркового кріплення повинні виконуватися наступні основні вимоги:

1. Величина нахлестки арочної конструкції і розташування замкових з'єднань повинні відповідати проектним величинам, тобто 400мм.

2. У місцях з'єднань ланок аркового кріплення профілі повинні щільно прилягати одне до одного і бути паралельними.

3. Для запобігання зевов між профілями на з'єднаннях ширина виробки в проходці по низу прийнята з урахуванням позитивного допуску за відповідним типорозміром на виготовлення кріплення. Граничне значення допуску для аркового кріплення по ширині арки + 100 мм (по 50 мм на кожену сторону).

1. Затягування гайок на замкових з'єднаннях арки повинна проводитися одним робочим стандартним ключем з рукояткою довжиною 0,45м до відмови і початку видимого прогину планок.

5. У кріплення передбачено встановлення трьох міжрамних стяжок, дві з других розташовуються на 0,4м нижче верхніх замків податливості, а третя стяжка встановлюється вгорі по осі виробки.

6. Зведена арка кріплення ретельно розклинюється з породами. Між собою

рами аркового кріплення повинні бути розперті дерев'яними розпирками, що мають на кінцях.

2.4 Організація робіт на виробничій дільниці

Роботи в прохідницькому забої виконуються добовою бригадою. Режим роботи дільниці - безперервний робочий тиждень, у робочих три робочих дні, четвертий вихідний. Протягом доби роботи по проведенню ведуться в чотири зміни: одна - ремонтна, три - по проходці.

Організація робіт в ремонтно-підготовчу зміну. Для забезпечення нормальної роботи комбайна П-110, ППЛ, конвеєрів щодоби в ремонтну зміну проводиться профілактичний огляд і поточний ремонт усіх машин і механізмів.

Для виконання ремонтних робіт організуються ремонтні ланки. З метою персональної відповідальності, все обладнання закріплюють за окремими робітниками.

1 - гірничий майстер.

М1, М2, С1 обслуговування і ремонт комбайна.

П1, П4, П5, П11 - обслуговування і ремонт ППЛ, кінцевий головки конвеєра, його зачистка і нарощування, перенесення якоря.

П9, П3, П2 - поправка сітки-затяжки, обтягування і мастило міжрамних з'єднань, змащування гайок, доставка матеріалів в зоні забою.

П6, П7, П8, П10 - нарощування вентиляційного става, протипожежного трубопроводу, стисненого повітря, конвеєра, засобів ППЗ.

П6, П7, П8 - перенесення пункту ВГК, перенесення насоса

П9, П10, П11 - нарощування балок МРД, перенесення кінцевого ролика МРД.

С2, С3 - обслуговування електроустаткування в забої, бурових верстатів, перенесення контрольної апаратури АПТВ, забійного РП.

Г2, Г1 - зачистка конвеєрів, обмивання і осланцовка вироблення.

МПУ1-МПУ5 - обслуговування пересипу.

С1 -откачка води.

Організація робіт при проведенні виробки.

М1 - виїмка гірської маси на посування згідно «Паспорти ...».

П1 - обслуговування ППЛ, зачистка кінцевий головки конвеєра.

П2 - права сторона: прибирання і подкидка гірської маси.

П3 - ліва сторона: прибирання і подкидка гірської маси.

П4, П5- піднос в забій стійок кріплення, міжрамних стяжок, підготуй розпірок расклінок для кріплення рами кріплення.

П1, П2 - оборка грудей вибою, установка тимчасового кріплення.

П2 - права сторона: зачистка лунок під стійку кріплення, установка стійки кріплення, установка Міжрамне стягування.

П3 - ліва сторона: зачистка лунок під стійку кріплення, установка стійки кріплення установка Міжрамне стягування.

П1, П4, П5 - демонтаж тимчасової запобіжної кріплення, установка з робочого полку верхняка на стійки кріплення, замкових з'єднань, расклінок, розпірок, затягування покрівлі виробки, установка расклінок, Міжрамне стягування.

П - права сторона: затягування боки вироблення, расклінок, розпірок.

П3 - ліва сторона: затягування боки вироблення, расклінок, розпірок.

де М - машиніст комбайна;

С - електрослюсар;

П - прохідник;

Г - гірник;

МПУ - машиніст підземної установки.

Добові графіки організації робіт та графіки виходів робочих представлені на рис 2.3.

Визначення числа вагонеток у складі. Граничну масу поїзда по зчепленню визначаємо з двох варіантів: рушання порожнього складу вгору на середньому ухилі і усталений рух на керівному ухилі.

Вибираємо вагонетки типу ВДК – 2,5 з масою 1,2 т, вантажопідйомністю 2,5 т.

Приймаємо в якості тягового потягу спарений електровоз 2АМ8Д.

Технічна характеристика електровоза 2АМ8Д:

- зчіпна маса – 16т;
- ширина колії – 900мм;
- довжина по буферам – 9470мм;
- потужність – $4 \times 12 = 48$ кВт;
- сила тяги – 23103Н
- швидкість руху – 7,2км/год;
- гальмівна система: колодкові гальма з ручним приводом, що впливає на одну секцію електровоза, і електродинамічна гальмівна система, розрахована на короткочасне включення (при екстреному гальмуванні).
- тягові двигуни – ДПТР-12;
- кількість двигунів – 4;
- напруга двигуна – 130В;
- часовий струм – 113А;
- тривалий струм – 50А;
- тягова батарея – 2х112ТНЖШ-500;
- номінальна ємність, 500 А·год;
- середня розрядна напруга – 129В;
- енергоємність батареї – 130 кВт·год;
- номінальний режим розряду 5-годинний.

Переміщення потягів при навантаженні і розвантаженні здійснюється електровозами. Стан рейок – вологі, практично чисті; порода перевозиться в змішаних складах, тобто потяг містить і вугільні і породні вагонетки.

Маса порожнього поїзда при рушанні:

$$m_h = \frac{1000 P_{\omega} \cdot \psi}{\omega + i_{c.B} + 108 a_{min}} = \frac{1000 \cdot 16 \cdot 0,09}{9 + 5,04 + 108 \cdot 0,04} = 78,4(m); \quad (2.17)$$

де $\psi = 0,09$ – коефіцієнт зчеплення електровоза;

$\omega = 9$ даН/т – основний питомий опір руху;

$a_{min} = 0,04$ м/с² – мінімальне прискорення руху при рушанні на засмічених шляхах у вантажних пунктів.

Маса навантаженого поїзда при сталому русі на керівному ухилі:

$$m_h = \frac{1000 P_{\omega} \cdot \psi}{\omega + i_p} = \frac{1000 \cdot 16 \cdot 0,09}{9 + 11} = 72(m); \quad (2.18)$$

Приймаємо $m_h = 72$ т.

Допустима кількість порожніх вагонеток:

$$z = \frac{m_h - P}{m_b + c_m \cdot m} = \frac{72 - 16}{1,2 + 0,1 \cdot 3,0} = 37,3; \quad (2.19)$$

де m_b – тара вагонетки, т;

m – вантажопідйомність вагонетки, т;

$c_m = 0,1 - 0,15$ – коефіцієнт, що враховує перевезення в порожньому складі матеріалів і залишків гірської маси.

Гранична кількість завантажених вагонів у потязі

$$z = \frac{m_h - P}{m_b + m} = \frac{72 - 16}{1,2 + 3,0} = 13,3 \quad (2.20)$$

Приймаємо в поїзді $z = 13$ вагонеток.

Дійсна маса навантаженого поїзда:

$$m_{h,r} = P + z(m + m_b) = 16 + 13(2,5 + 1,2) = 70,6(m); \quad (2.21)$$

Дійсна маса порожнього поїзда:

$$m_{h,r} = P + z(m_b + c_m \cdot m) = 16 + 13(1,2 + 0,1 \cdot 3) = 35,5(m); \quad (2.22)$$

Перевірку маси поїзда по гальмуванню виконуємо для найбільш важкого випадку - екстреного гальмування навантаженого поїзда на спуску крутизною 11 ‰.

Максимальна сила гальмування при включенні тільки електродинамічного гальмування або спільно з накладенням гальма (колодкового) гальма:

$$B_g = 1000 g \cdot P \cdot \psi = 1000 \cdot 9,81 \cdot 16 \cdot 0,09 = 14126(H); \quad (2.23)$$

Уповільнення поїзда:

$$a = \frac{\omega - i_p + \frac{B_x}{m_{kz} \cdot g}}{108} = \frac{7 - 11 + \frac{14126}{70,6 \cdot 9,81}}{108} = 0,152 \text{ (м/с)}; \quad (2.24)$$

Час підготовки гальм до дії:

$$t_w = 1,4 + t_x = 1,4 + 1,6 = 3 \text{ (с)}; \quad (2.25)$$

$t_x = 1,2 - 1,7 \text{ с}$ – час холостого ходу для електродинамічного гальмування;

Допустима швидкість руху при гальмівному шляху $l_r = 40 \text{ м}$:

$$V_{доп} = \sqrt{(a \cdot t_x)^2 + 2 \cdot a \cdot l_m} - a \cdot t_x = \sqrt{(0,152 \cdot 3)^2 + 2 \cdot 0,152 \cdot 40} - 0,152 \cdot 3 = 3,06 \text{ (м/с)} = 11,0 \text{ км/ч}; \quad (2.26)$$

Допустима маса навантаженого поїзда за умовами гальмування:

$$m = \frac{B_x}{g \cdot \left(\frac{54 \cdot V_x^2}{l_w - V_x \cdot t_x} + i_p - \omega \right)} = \frac{14126}{9,81 \cdot \left(\frac{54 \cdot 3,06^2}{40 - 3,06 \cdot 3} + 11 - 9 \right)} = 77 \text{ (т)}; \quad (2.27)$$

Сила тяги поїзда при сталому русі по середньому ухилу, яка припадає на один двигун:

- з вантажем вниз (робочий хід):

$$F_{sp} = \frac{m_{kz} \cdot g \cdot (\omega - i_{\varphi})}{4} = \frac{70,6 \cdot 9,81 \cdot (9 - 5,04)}{4} = 68 \text{ (кН)}; \quad (2.28)$$

- з порожняком вгору (холостий хід):

$$F_{\pi} = \frac{m_{kz} \cdot g \cdot (\omega + i_{\varphi})}{4} = \frac{35,5 \cdot 9,81 \cdot (7 + 5,04)}{4} = 104 \text{ (кН)}; \quad (2.29)$$

Згідно електромеханічним характеристикам, цим значенням сили тяги відповідає значення сили струму двигуна дптр - 12 і швидкості руху електровоза 2АМ8Д.

Тобто по електромеханічній характеристиці отримуємо швидкість більше допустимої як при електромагнітному гальмуванні, так і при колодковому. Отже, необхідно знизити швидкість руху до $V_{доп}$ шляхом переходу з паралельного з'єднання двигунів на послідовне і періодичного виключення двигунів. Остаточню приймаємо для порожнякового напрямку:

Таблиця 2.3 - Електромеханічні характеристики двигуна Дігр-12

Параметр	Напрямок руху	
	порожнякових	вантажне
Сила тяги, Н	1048	686
Сила струму, А	27	23
Стала швидкість руху, км / м (м / с)	13,5(3,75)	13,5(3,75)

$$V_p^s = 3,06 \text{ м / с} = 11,0 \text{ км / ч};$$

для навантаженого напрямку:

$$V_p = 3,06 \text{ м / с} = 11,0 \text{ км / ч};$$

Умова перевірки маси поїзда по нагріванню тягових двигунів:

$$I_{\text{дв}} \geq I_s \quad (2.30)$$

$I_{\text{дв}} \geq I_s$, Час робочого ходу:

$$t_p = \frac{l}{60 \cdot k_c \cdot V_p} = \frac{3034}{60 \cdot 0,9 \cdot 3,06} = 18,4 (\text{мин}); \quad (2.31)$$

$k_c = 0,75 - 0,9$ — коефіцієнт швидкості, що враховує періоди пуску і гальмування, зміну швидкості при переході з одного елемента траси на інший.

Час холостого ходу:

$$t_x = \frac{l}{60 \cdot k_x \cdot V_x} = \frac{3034}{60 \cdot 0,75 \cdot 3,06} = 22 (\text{мин}); \quad (2.32)$$

Час рейсу:

$$T = t_p + t_x + \theta_n = 18,4 + 22 + 30 = 70,4 (\text{мин}); \quad (2.33)$$

$\theta_n = 30 - 40$ мин – время пауз за цикл;

Еквівалентна сила струму:

$$I_s = \gamma \cdot \sqrt{\frac{I_p^2 \cdot t_p + I_x^2 \cdot t_x}{T}} = 1,4 \cdot \sqrt{\frac{23^2 \cdot 18,4 + 27^2 \cdot 22}{70,4}} = 27 (\text{А}); \quad (2.34)$$

$\gamma = 1,4$ – коефіцієнт, що враховує додатковий нагрів двигунів при виконанні електровозом кінцевих операцій;

Тиривалий струм двигуна $I_{\text{дв}} = 50 \text{ А}$.

Умова перевірки $I_{\text{дв}} \geq I_s$ $50 > 27$ виконується.

Остаточно в складі приймаємо максимальну кількість $z = 13$ вагонеток.

Перевезення вагонів, завантажених породою здійснюється наступним чином: локомотив здійснює підвезення порожніх вагонів в кількості 12 штук до заїзду. Далі розчіплює склад і везе 6 порожніх вагонеток в забій, де залишає їх на роз'їзді у забої. Причіплює 6 навантажених вагонеток і доставляє їх до заїзду; залишає їх на заїзді, причіплює 6 залишилися порожніх вагонів і доставляє їх в забій де перечіплює їх на навантажені вагонетки.

Доставивши до заїзду 6 навантажених вагонеток, локомотив причіплює до складу ще 6 вагонеток і транспортує їх до навколоствольного двору. Цикл повторюється.

Організація роботи транспорту в шахті.

Організація робіт зводиться до координації операцій у часі. До них відносяться: прийом і здача зміни; перевезення людей і вантажів; планово-попереджувальний ремонт, подовження або укорочення установки (зі змінною в часі довжиною).

Організацію руху електровозів приймаємо за одноланцюговою схемою - електровоз транспортує вагонетки від початкового пункту до кінцевого з закріпленням електровоза за маршрутом. З'являються такі переваги:

- максимальне спрощення диспетчерського управління;
- більша безпека руху.

Контроль за всім транспортом здійснює гірничий диспетчер.

Шахтний транспорт розділений на дві ділянки: ВШТ і УКТ. Управління комплексом обладнання рейкового транспорту (ВШТ) включає такі основні служби:

- рейкового шляху і колійного господарства;
- електровозів;
- рухомого складу (вагонетки);
- комплекс обміну вагонеток у допоміжного ствола.

Ділянка УКТ займається ремонтом, обслуговуванням конвеєрів, їх зачисткою.

2.6 Вентиляція виробничої дільниці

На шахті ім. Героїв Космосу застосовується центральна схема провітрювання. Спосіб провітрювання - всмоктуючий. Вихідний струмінь повітря видається через головний ствол. Вентиляторна установка головного провітрювання складається з вентилятора ВРЦД-4,5 см.

Провітрювання очисних вибоїв здійснюється за рахунок загальношахтної депресії.

Виробки, які підтримуються в технологічних цілях і не застосовуються для провітрювання інших виробок і ділянок, провітрюються за рахунок загальношахтної депресії та ізолюються вентиляційними дверима з регульованим вікном.

Відпрацьовані і погашені ділянки ізолюють глухими перемичками з чураків, бетону і бетону.

Для підігріву повітря в зимовий час на шахті використовується безвентиляторна калориферна установка типу КФ-60Ю, розташована в надшахтній будівлі допоміжного ствола.

Розрахунок параметрів провітрювання 1-го Західного магістрального конвєсрного штреку.

Вихідні дані:

Тип комбайна	П-110
Технічна продуктивність комбайна (j), т/хв	1,8
Площа поперечного перерізу виробки:	
у світлі (S_{sv}), м ²	14,1
по вугіллю (S_{sv}), м ²	0,0
Максимальна за проектом довжина тупикової частини, (l_n), м	800
Проектна швидкість проведення виробки (V_n), м/добу	7,2
Повна потужність вугільних пачок пласта, (m_n), м	0,0
Питома вага породи (γ), т/м ³	2,3

1. Фактичне метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пласта розраховуємо за формулою (3.27) [12].

$$I_{нов.ф} = 0,01 \cdot Q_n \cdot (\bar{C}_u - \bar{C}_0), \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.35)$$

де Q_n – витрата повітря в тупиковій виробці в 10-15м від її устя, $\text{м}^3/\text{хв}$.

C_n – середня концентрація метану в 10-15м від її устя, %

C_0 – середня концентрація метану перед ВМП, %

$$I_{нов.ф} = 0,01 \cdot 320 \cdot (0,07 - 0,0) = 0,22 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Визначаємо фактичну різницю між природною та залишковою метаносністю пласта.

$$x - x_0 = \frac{43,5 \cdot I_{нов.ф}}{m_n \cdot v_{н.ф} \cdot k_{т.ф}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.36)$$

де m_n – повна потужність вугільних пачок, м

$k_{т.ф}$ – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення за часом визначається по табл.3.2. [12].

$$T_{пр.ф} = 189k_{т.ф} = 0,99$$

$v_{п.ф}$ – фактична швидкість посування виробки, для якого визначається $I_{нов.ф}$, м/добул

$$v_{п.ф} = \frac{68 + 103 + 140}{28 + 30 + 29} = 3,6 \text{ м/добу}$$

$$x - x_0 = \frac{43,5 \cdot 0,22}{3,6 \cdot 0,99} = 2,68 \text{ м}^3/\text{т}$$

2. Визначаємо абсолютну метановість тупикової виробки:

$$I_n = I_{нов} + I_{о.у.п}, \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.37)$$

де $I_{нов}$ – метановиділення з нерухомих оголених поверхонь, $\text{м}^3/\text{хв}$

$I_{о.у.п}$ – метановиділення з відбитого вугілля, $\text{м}^3/\text{мин}$

$$I_{нов} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_n \cdot v_n \cdot (x - x_0) \cdot k_T, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.38)$$

Для тупикової частині виробки довжиною 800м:

$$T_{пр} = \frac{800}{7,2} = 110 \text{ діб}; k_T = 1,0$$

$$I_{нов} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 7,2 \cdot 2,68 \cdot 1,0 = 0,25 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$I_{о.у.п} = j \cdot k_{ту} \cdot (x - x_0), \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.39)$$

де j – технічна продуктивність комбайна (приймається по табл.2.1);
 k_{my} – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації відбитого вугілля.

$$k_{my} = a \cdot T_y^a \quad (2.40)$$

T_y – час знаходження вугілля в призабойному просторі, хв.

$$T_y = \frac{S_{yr} \cdot l_{ц} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв} \quad (2.41)$$

де S_{yr} – площа перерізу виробки по вугіллю, м²;

$l_{ц}$ – посування вибою за цикл безперервної роботи комбайна, приймається рівним 1,0.

$$T_y = \frac{7,2 \cdot 0,1 \cdot 2,5}{1,8} = 2,8 \text{ хв};$$

$$k_{my} = 0,052 \cdot (2,8)^{0,71} = 0,11$$

$$I_{o,y,n} = 1,8 \cdot 0,11 \cdot 2,68 = 0,53 \text{ м}^3/\text{мин}$$

$$I_n = 0,25 + 0,53 = 0,78 \text{ м}^3/\text{мин}$$

3. Метановиділення у привибійний простір виробки визначається по формулі 3.1 [12].

$$I_{зп} = I_{пов} + I_{o,y,n} \frac{\text{м}^3}{\text{хв}} \quad (2.42)$$

$$T_{np} = 20:4,0 = 5 \text{ діб}; k_T = 0,18$$

$$I_{пов} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,1 \cdot 7,2 \cdot 2,68 \cdot 0,18 = 0,04 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$I_{зп} = 0,04 + 0,53 = 0,57 \text{ м}^3/\text{хв}$$

4. Витрата повітря, необхідний для провітрювання призабойного простору по метановиділення

$$Q_{зл} = \frac{100 \cdot I_{зп}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{мин} \quad (2.43)$$

де C – допустима згідно ПБ концентрація метану у вихідному вент.струє, %

C_0 – концентрація метану в струмені повітря, що надходить в вироблення, %.

$$Q_{зл} = \frac{100 \cdot 0,53}{1,0 - 0,0} = 53 \text{ м}^3/\text{хв}$$

5. Розрахунок витрати повітря по числу людей

$$Q_{зл} = 6 \cdot n_{чел.з.л}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.44)$$

де $n_{чел.з.л}$ – найбільше число людей, які одночасно працюють у виробленні, чел.

$$Q_{3,n} = 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3/\text{хв}$$

6. Витрата повітря по мінімальній швидкості у виробленні

$$Q_{3,n} = 60 \cdot v_{nmin}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.45)$$

де v_{nmin} – мінімально допустима згідно ПБ швидкість повітря, м/хв

$$Q_{3,n} = 60 \cdot 0,25 \cdot 14,1 = 176 \text{ м}^3/\text{хв}$$

7. Витрата повітря по мінімальній швидкості в призабойному просторі в залежності від температури.

$$Q_{3,n} = 20 \cdot v_{3min}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.46)$$

де v_{3min} - мінімально допустима згідно ПБ швидкість в призабойному просторі (п.8.2.2.) [12].

$$Q_{3,n} = 20 \cdot 0,25 \cdot 11,7 = 59 \text{ м}^3/\text{хв}$$

8. Витрата повітря для провітрювання всієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_n = \frac{100 \cdot I_n \cdot k_{n,n}}{c - c_0}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.47)$$

де $k_{n,n}$ – коефіцієнт нерівномірності газовиділення приймається рівним 1,0

$$Q_n = \frac{100 \cdot 0,78 \cdot 1,0}{1,0 - 0,0} = 78 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Для провітрювання призабойного простору приймаємо витрата повітря:

$$Q_{3,n} = 174 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Схема провітрювання дільниці представлена на рис. 2.5.

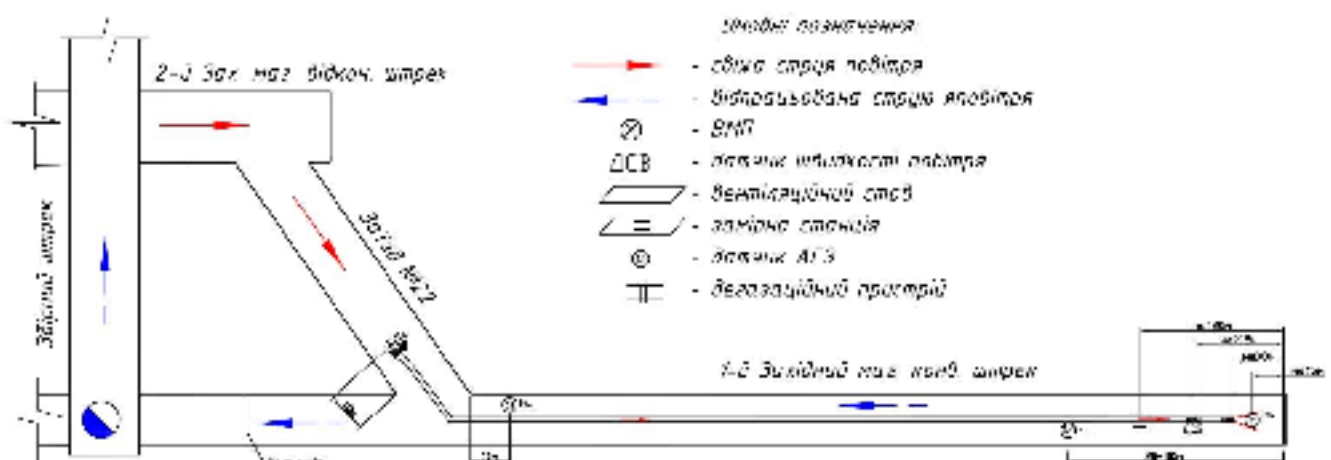


Рисунок 2.5 – Схема провітрювання дільниці

9. Розрахунок параметрів ВМП

Для провітрювання 1-го Західного магістрального конвеєрного штреку на довжину 800м приймемо комбінований трубопровід довжиною 810м, що складається з труб типу А1 довжиною 610м та труб типу А1 з поліетиленовим рукавом довжиною 200м діаметром 800мм.

Аеродинамічний опір гнучкого комбінованого вентиляційного трубопроводу.

$$R_{mp,\varepsilon} = r_{mp}(l_{mp1} + 20d_{mp1}n_1 + 10d_{mp1}n_2) + r_{mp,\kappa}(l_{mp2} + 20d_{mp2}n_1 + 10d_{mp2}n_2) \quad (2.35)$$

де: r_{mp} – питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря, кц/м; для труб типу 1А, 1В діаметром 0,8м $r_{mp} = 0,0161$ кц/м.

d_{mp_1} – діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

l_{mp_1} – довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

d_{mp_2} – діаметр ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

l_{mp_2} – довжина ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$r_{mp,\kappa}$ – аеродинамічний опір 1м трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м; приймається рівним 0,0046.

n_1 и n_2 – число поворотів трубопроводів на 90° і 45° відповідно.

$$R_{mp,\varepsilon} = 0,0161 \cdot (610 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 1) + 0,0046 \cdot (200 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 1) = 20,79 \text{ кц}$$

За табл.5.4 і табл.5.6 згідно формули (5.19) [12] при довжині трубопроводу 810 м і діаметрі труб 800 мм, витраті повітря в кінці трубопроводу $174 \text{ м}^3/\text{хв}$ знаходимо коефіцієнт витоків повітря для комбінованого трубопроводу:

$$k_{yt,mp} = k_{yt,mp_1} \cdot k_{yt,mp_2} \quad (2.48)$$

де k_{yt,mp_1} – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, визначається по таблиці 5.4;

k_{yt,mp_2} – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, визначається по таблиці 5.6.

$$k_{yt,mp} = 1,95 \cdot 1,19 = 2,32$$

$$Q_v = 174 \cdot 2,32 = 408 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Для провітрювання призабойного простору приймаємо вентилятор ВМ-6.

2.7 Охорона праці

Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних виробничих факторів

Найбільш висока температура на спостерігається на горизонті 470 м і становить 24 ° С при відносній вологості 75% і швидкості повітряного струменя 1,77 м/с.

Найбільше значення фактору можливо в рядах і підготовчих забоях горизонту 470.

Шкідливі і отруйні гази. В процесі виїмки вугілля, проведення виробок, вибухових роботах метан виділяється з вугільних пластів і породи, інші гази - при пожежах, вибухах метану, веденні БПР, вибухи вугільного пилу, окислювальних процесах. Запиленість повітря в очисних вибоях досягає рівня 100 мг/м³, що значно перевищує межі допустимої концентрації (до 10 мг/м³). Значна запиленість спостерігається в підготовчих і очисних забоях, пунктах перевантаження, зонах виїмки вугілля або породи, місцях пересування кріплення, тупиках погашених виробок, вентиляційних виробках. Впливу фактора піддаються ГРОЗ, прохідники, електрослюсаря, наглядові особи. Для захисту від запилення використовуються респіратори. Кожен працюючий має при собі шахтний саморятівник ШСС1-П.

Виробничий шум. Джерела шуму - працюючі машини і механізми, при транспортуванні гірської маси, при добуванні гірської маси, роботі вентилятора місцевого провітрювання, прохідницьких комбайнів, скребкових і стрічкових конвеєрів. Вплив шуму найбільший безпосередньо біля джерел шуму.

Для боротьби з шумом використовують наступні заходи:

- Звукопоглинання і звукоізоляція;
- Зменшення звуку, шуму в джерелі освіти;
- Дистанційне керування машинами і механізмами;
- Винесення ВМ за межі зон робочих місць.

Вібрація. При бурінні ручними електросвердлами і відбійними молотками бурильник відчуває вплив локальної вібрації. Вплив загальної вібрації відчувають - машиніст електровоза при перевезенні, машиніст комбайна під час виїмки вугілля і проведення виробок, машиністи стаціонарних машин насосних, вентиляторних і підйомних установок.

Для усунення вібрації передбачаються:

- а) виброгасящие каретки;
- б) амортизатори;
- в) гнучкі вставки, що розділяють антивібраційні рукоятки.

Пиловий режим. Шахта небезпечна по вибуховості вугільного пилу. Інтенсивність відкладень пилу на ділянках вентиляційних штреків прилягають до очисних вибоїв - $1,4 \text{ г/м}^3$ на добу. Найбільші відкладення вугільного пилу - на вентиляційних і конвеєрних штреках виїмкових дільниць і магістральних конвеєрних штреках [16,17]. Основними джерелами пилоутворення є:

- скребкові і стрічкові конвеєри
- бурильні верстати;
- виїмкові агрегати;
- перекидання блок вагонеток.

Для зменшення пилоутворення і поширення пилу гірничими виробками передбачаються по шахті:

- зрошення джерел пилоутворення;
- прибирання пилу в завантажувальних пунктів;
- змивання осілого пилу з поверхні виробок приствольного двору;
- побілка основних виробок приствольного двору;
- у камерах перекидачів вагонеток відсмоктування пилу з подальшим його зволоженням і видаленням.

Для боротьби з пилом в очисному забої застосовують зрошення з подачею води в зону різання. Для боротьби з пилом в підготовчій виробці застосовується внутрішнє і зовнішнє зрошення.

Обвалення порід. Клас порід по стійкості - середньостійка. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення. Потенційно небезпечні незакріплені ділянки виробок, сполучення лави зі штреками, тупикові ділянки, погашення, проходка, незакріплені ділянки лави після проходження комбайна на відстані 3 м. Негативними наслідками є: обвалення, травми, простий. Причини травм від даного чинника: обвалення породи, робота поблизу незакріплених ділянок, недотримання паспорта кріплення.

Вибухові роботи. Негативні наслідки при недотриманні ПБ - обвалення порід покрівлі, вибухи, пожежа, ураження людей, можливість відключення вентилятора місцевого провітрювання в результаті вибуху.

Протипожежна безпека. Пожежі можуть бути ендогенні та екзогенні - від електроенергії, тертя на конвеєрах, БПР, кінцеві відкатки.

Для гасіння підземних пожеж передбачається прокладка протипожежного трубопроводу, протипожежних дверей і засоби пожежогасіння згідно ПБ. Протипожежний трубопровід пофарбовані в червоний колір.

Аналіз стану охорони праці та виробничої санітарії. За звітний період відбулося 28 випадків виробничого травматизму.

У порівнянні з аналогічним періодом минулого року виробничий травматизм знижено на 2 випадки.

Коефіцієнт частоти за звітний період склав: 1,49.

Коефіцієнт тяжкості ставив 49,4.

Травми, які привели до медичного лікування потерпілого без втрати ним працездатності (по 3-му розряду) - 24 випадки. Всього з початку року проведено 156 розслідувань інцидентів з 3-м рівнем.

Аналіз травматизму показує, що всі випадки виробничого травматизму сталися з організаційних причин, основними з яких є:

- Порушення технологічного процесу - 14;
- Порушення вимог безпеки при експлуатації транспортних засобів - 1;
- Порушення вимог безпеки під час експлуатації обладнання, машин, механізмів та ін. - 1;

- Порухення робочими трудового розпорядку і дисципліни праці - 15;
- Інші причини - 1.

З метою усунення організаційних причин на шахті станом на 01.01.2019 року проведено 24 засідання ПДК з охорони праці, на яких вислухали 13 ІТП по проведеній профілактичної роботи по попереджуванню випадків виробничого травматизму і професійних захворювань, а також 184 особи робітників і 57 чоловік ІТП по порушення правил безпечного ведення робіт, недотримання ПБ та інструкцій з охорони праці.

Звітний період інженерно-технічними працівниками шахти підготовлено 822 розпорядження про притягнення до дисциплінарної відповідальності за порушення вимог правил безпеки та інших нормативних документів, притягнуто до дисциплінарної відповідальності 1029 робітників і 621 ІТП.

З метою приведення гірничих виробок і устаткування, що експлуатується відповідно до вимог правил безпеки було виявлено 5780 порушень, робочими служби охорони праці - 9805 порушень, а робочими дільниці ВТБ - 8109 порушень і видано приписи на їх усунення.

Питання стану охорони праці та стану виробничого травматизму розглядаються на щомісячних дільничних зборах.

Згідно з прикінцевими актам періодичного медичного огляду працівників шахти в 2019 році з підозрою на профзахворювання було виявлено 56 осіб.

Виробнича санітарія. Для боротьби з шумом проектом передбачені наступні заходи:

- використання обладнання за призначенням в комплектації заводу-виробника і в справному стані. Ремонтно-профілактичні роботи здійснюються в першу зміну;
- застосування звукоізоляції і звукопоглинальних матеріалів. Для поглинання звукової енергії в виробках приствольного двору і в місцях установки ВМП, здійснюється облицювання з пористої штукатурки. На ВМП встановлюються глушники ГШ-3, які знижують шум до 25дБ і на відстані 1м рівень шуму знижується до допустимого; індивідуальні засоби захисту від шуму, представлені внутрішніми

і зовнішніми протишумами. Для машиністів прохідницьких і очисних вибоїв, а також їх помічників та осіб, які працюють у діючих ВМП, компресорних установок і ін. Джерел шуму застосовуються захисні каски з пластмаси і незалежні навушники. Для інших працівників - захисні каски і волокнисті тампони типу «беруші»;

- будівельні та організаційні заходи (винос джерел шуму за боковий вівтар робочих місць).

Для зменшення рівня вібрації, проектом передбачено застосування: амортизаторів, гнучких вставок, антивібраційних рукояток. Як засоби індивідуального захисту застосовуються: для рук - рукавиці та рукавички; для ніг - чоботи і напівчоботи з пружно-демпферованим низом.

Для боротьби з пилом, гірські машини, при роботі яких утворюється пил, повинні оснащуватися засобами пилоподавлення, що поставляються заводами-виробниками в комплекті з машинами.

Зрошення є одним з поширених способів боротьби з пилом, ефективність якого підвищується при правильному застосуванні ПАР.

Для захисту від ураження електричним струмом передбачається заземлення електрообладнання та кабелів в якості вертикальних електродів; електроблокування розподільні пункти пускової апаратури; в якості засобів індивідуального захисту - гумові рукавички, діелектричні підставки та ін.

Вибір заходів по боротьбі з пилом у підготовчих забоях. Питоме пиловиділення при роботі комбайна q (г/т) без засобів знепилення:

$$q_n = q_{пл} \cdot V \cdot K_k, \text{ г/т} \quad (2.49)$$

де $q_{пл}$ – питоме пиловиділення шахтопласта, г/т;

V – швидкість руху повітря, м/с;

K_k – коефіцієнт, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на освіту і виділення пилу.

$$q_n = 17 \cdot 0,5 \cdot 0,33 = 2,8 \text{ г/т};$$

Залишкову запиленість повітря в магістральному конвеєрному штреку при роботі прохідницького комбайна з відкритим виконавчим органом при відстані між вентиляційним трубопроводом і вибоєм, рівним 8м, розраховуємо за формулою:

$$C_n = \frac{1000q_{\text{пз}}P_nK_pK_c}{Q_n}, \text{ мг/м}^3; \quad (2.50)$$

де P_n – продуктивність комбайна по гірничій масі, т/хв;

Q_n – кількість повітря необхідне для провітрювання підготовчої виробки, м³/хв.

$$C_n = \frac{1000 \cdot 2,8 \cdot 1,6 \cdot 1 \cdot 0,1}{3,6} = 124,4 \text{ мг/м}^3;$$

Залишкова запиленість повітря при комплексному знепилюванні перевищує санітарні норми, тому необхідно передбачити забезпечення гірників протипиловими респіраторами «Астра-2», які мають наступну характеристику:

- маса 250г;
- термін захисної дії 5 годин, при запиленості повітря 300мг/м³;
- ефективність пилезадержання 99,3%.

Пилопригнічення при роботі прохідницьких комбайнів. При роботі прохідницьких комбайнів вибіркової дії для боротьби з пилом рекомендується комплекс знепилюючих заходів, що включають зрошення з подачею рідини на ріжучий інструмент, пиловідсмоктувач з подальшим пиловловлюванням, а також очищення вентиляційного струменя, що виходить із виробки за допомогою водяних завіс.

Продуктивність пилеуловлювання установкою Q_y (м³/хв) розраховуємо з умови:

$$Q_y = 0,85 \cdot Q_n, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.51)$$

Проміжний випуск нагнетательного повітря проводиться в кількості:

$$Q_n = 0,3 \cdot Q_n, \quad (2.52)$$

де Q_n – кількість повітря, необхідне для провітрювання привибійної частини виробки, м³/хв.

$$Q = \frac{0,17 \cdot (M_n \cdot \sqrt{V_{\text{п.р.}}} + 160 \cdot j \cdot K_{\text{Т.У.}} \cdot T_y) \cdot (X - X_0)}{c - c_0}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.53)$$

де M_n – повна потужність вугільних пачок, розробляемого пласта, м;
 $V_{n.p.}$ – планована швидкість проведення виробки, м/міс.
 j – технічна продуктивність прохідницького комбайна, т/хв;
 $K_{T.Y.}$ – коефіцієнт, що враховує вплив часу ТУ, знаходження відбитого вугілля у виробці на метановиділення;

X – природна метаноносності пласта, м³/т;

X_0 – залишкова метаноносності вугілля, м³/т;

C_0 – концентрація метану в струмені повітря, %;

C – допустима концентрація метану у вихідному вентиляційному струмені повітря, %.

Час T_y знаходження відбитого вугілля у виробці при транспортуванні в вагонетках:

$$T_y = \frac{S_v \cdot l_{II}}{j}, \text{ хв} \quad (2.54)$$

де S_v – площа перетину виробки по вугіллю в проходці, м²;

l_{II} – посування вибою за цикл безперервної роботи комбайна, м;

$K_{II.O.}$ – залежить від типу навантажувальних органів комбайна, приймасмо рівним 0,33.

$$T_y = \frac{3,5 \cdot 0,8}{4} = 10 \text{ хв,}$$

$$Q = \frac{0,17 \cdot (0,75 \cdot \sqrt{7,2} + 160 \cdot 4 \cdot 0,82) \cdot (6,5 - 2,2)}{1 - 0,1} = 42,6 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$Q_y = 0,85 \cdot 12,8 = 10,9 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$Q_n = 0,3 \cdot 42,6 = 12,8 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Визначення необхідної витрати води в підготовчому забої по формулі:

$$Q = S_{CB} \cdot q, \text{ м}^3/\text{год} \quad (2.55)$$

де S_{CB} – перетин виробки у світлі;

q – питома витрата води.

Витрата води водяною завісою $Q_{з.сут.}$ (м³/добу) визначається з виразу:

$$Q_{з.сут.} = 10^{-3} \cdot Q_B \cdot q_3 \cdot T, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.56)$$

де Q_B – витрата повітря у виробці в місці установки завіси, м³/хв;

q_p - питома витрата повітря на створення водяної завіси, л/м³ воздуха;

T - тривалість роботи завіси в добу, хв.

$$T = \frac{A}{P_k}, \text{ хв} \quad (2.57)$$

$$T = \frac{38,8}{4} = 24,7 \text{ хв};$$

$$Q_{з.сут.} = 10^{-3} \cdot 174 \cdot 0,1 \cdot 24,7 = 49,4 \text{ м}^3/\text{год} = 464 \text{ м}^3/\text{доб}$$

Визначення періодичності застосування заходів щодо попередження вибухів вугільного пилу на бортовому штреку.

Періодичність обмивки визначасмо за формулою:

$$T = \frac{K_n \cdot K_{CH_4} \cdot \delta_{омл}}{P_k}, \text{ хв} \quad (2.58)$$

де T - періодичність проведення заходів щодо попередження вибухів вугільного пилу, доба;

K_n - коефіцієнт, що характеризує тривалість захисної дії заходів;

K_{CH_4} - коефіцієнт впливу вмісту метану в атмосфері на зниження нижньої межі вибуховості відкладеного пилу;

$\delta_{омл}$ - нижня межа вибуховості відклався вугільного пилу, г/м³;

P - інтенсивність пиловідкладення на 1м³ об'єму вироблення на добу, г/(м³·доб.).

$$T = \frac{1 \cdot 0,6 \cdot 43}{1,2} = 21 \text{ доб.}$$

Розрахунок параметрів водяних заслонів

Необхідна витрата води на водяній заслін визначається за формулою:

$$Q_p = 1,1 \cdot q \cdot S, \text{ л} \quad (2.59)$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує відхилення тактичного наповнення судин від розрахункового;

q – питома витрата води на 1м² перетину вироблення, приймасмо 400 л:

$$Q_p = 1,1 \cdot 400 \cdot 11,2 = 4928 \text{ л}$$

Кількість судин необхідне для установки розраховується за формулою:

$$N = \frac{Q_p}{q_{oc}} = \frac{4928}{12} = 410 \text{ од} \quad (2.60)$$

де q_{oc} – ємність однієї судини, л;

Кількість рядів з судинами в заслоні:

$$m = \frac{N}{n} = \frac{410}{6} = 82 \text{ од} \quad (2.61)$$

де n - кількість водяних судин в ряду.

Необхідна кількість води в заслоні:

$$Q = m \cdot n \cdot q_{oc} = 82 \cdot 6 \cdot 12 = 5904 \text{ л} \quad (2.62)$$

Довжину заслону визначаємо за формулою:

$$L = b \cdot m = 0,8 \cdot 82 = 66 \text{ м}$$

де b - відстань між рамками, м.

Відстань між рядами судин при щільності кріплення більше 2 рам/м становить 1 м, а при щільності 2 рам/м дорівнює кроку кріплення.

У суміжних рядах судини повинні розташовуватися, перекриваючи один одного.

Розміщення заслону з судин ПБС-1 в виробках, закріплених арочним кріпленням показано на рис. 2.6

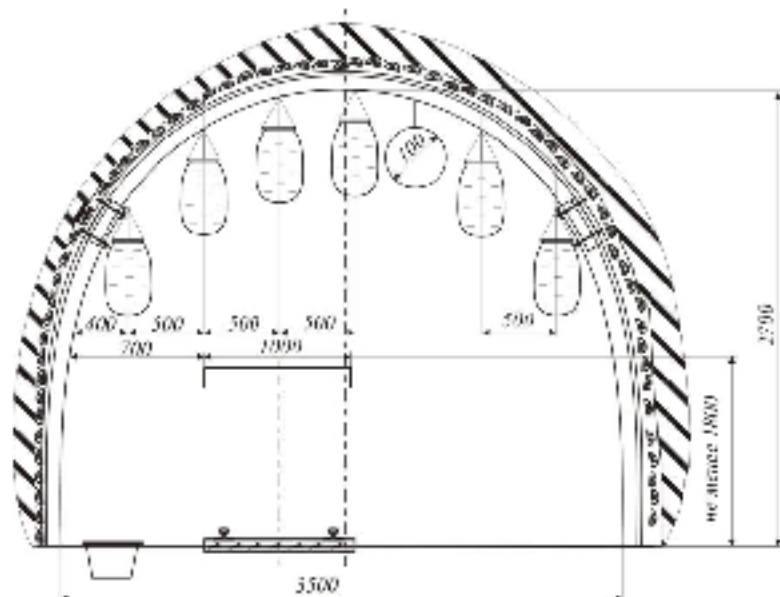


Рисунок 2.6 - Схема установки водяного заслону з судин ПБС-1

Протипожежний захист. Для запобігання виникнення екзогенних пожеж, відпрацьовані ділянки шахтного поля і зони геологічних порушень повинні бути

ізолювані. Термін ізоляції встановлюється головним інженером шахти, але не більше 2-х місяців з часу відпрацювання ділянки шахтного поля.

Виробки з стрічковими конвеєрами обладнуються через кожні 50м і по обидва боки від приводної станції конвеєра на відстані 10м від неї пожежними кранами.

Поруч з пожежними кранами встановлюються спеціальні ящики, в яких зберігаються пожежні рукави завдовжки 20м і протипожежний ствол. Кожна привідна станція стрічкових конвеєрів обладнується стаціонарної водяною завісою типу УВПК, що приводиться в дію автоматично.

Дільничні виробки забезпечуються наступними первинними засобами пожежогасіння:

- розподільні пункти: два поршковой, один пінний вогнегасники; ящик з піском місткістю 0,2м³; одна лопата;
- по довжині конвеєра через кожні 100м - один пінний і порошковий вогнегасники;
- сполучення вентиляційних штреків з лавами - один пінний і порошковий вогнегасники;
- навантажувальні пункти лав - на відстані 3-5м з боку надходження свіжого струменя - порошковий і пінний вогнегасники;
- вибої підготовчих виробок - не більше 20м від місця роботи - порошковий і пінний вогнегасники;
- тупикові виробки через 50м - два порошкових вогнегасника;
- електромеханізми, що знаходяться поза камерами - два порошкових вогнегасника.

Схема протипожежного захисту підготовчої виробки показана на рис. 2.7.

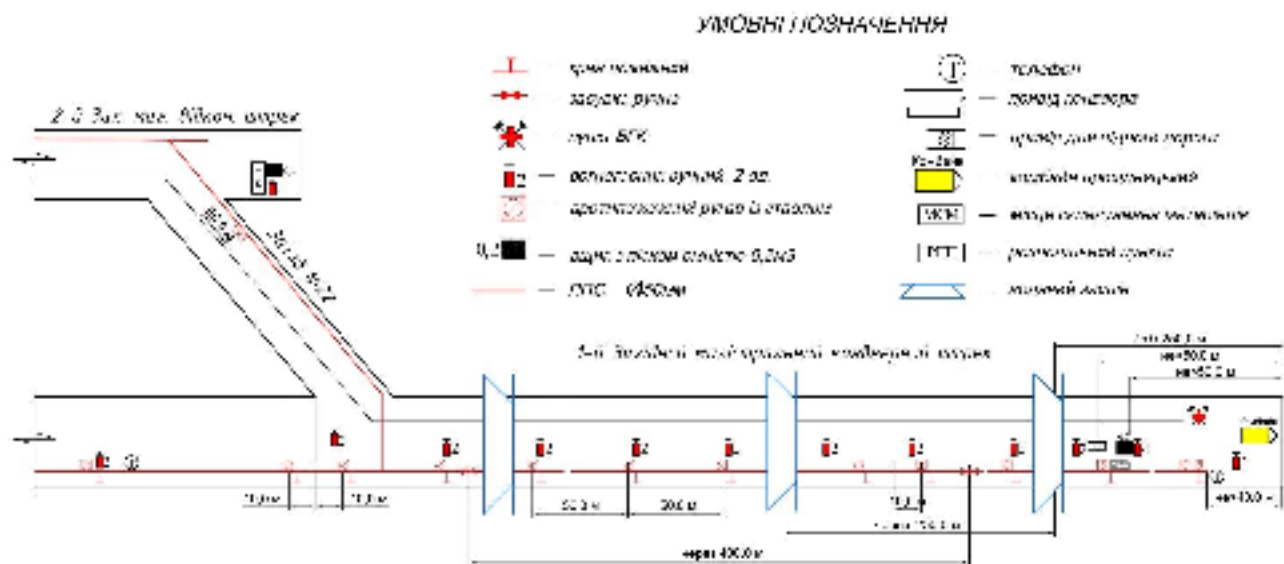


Рисунок 2.7 – Схема протипожежного захисту підготовчої виробки

2.8 Розрахунок собівартості проведення 1 п.м. виробки

Явочний склад робітників дільниці:

- число прохідників у забої виробки приймається згідно ЕНіР в залежності від площі поперечного перерізу виробки в простві $S_{св}$, а саме 5 чел. при $S_{св}$ до 10 м^2 та 6 чел. при $S_{св}$ більше 10 м^2 ;

- число електрослюсарів приймаємо згідно ЕНіР в залежності від кількості ГШО рівним 3 людини в ремонтну зміну і 1 чел. у видобувних зміну.

Явочна чисельність прохідницької бригади протягом доби:

$$Ч_{яв.} = q \cdot L = 3,43 \cdot 9 = 30,87 \text{ чел.} \quad (2.63)$$

де q – питома трудомісткість, чел/м;

L – добове посування вибою, м.

приймаємо 31чел.

Обліковий склад робітників:

$$Ч_{обл.} = Ч_{яв.} \cdot K_{ср} = 31 \cdot 1,94 = 60 \text{ чел.} \quad (2.64)$$

де $K_{ср}$ - середньорічний коефіцієнт облікового складу. Цей коефіцієнт є розрахунковим показником і визначається на підставі прийнятого режиму роботи ділянки і тієї чи іншої категорії працівників:

$$K_{cc} = \frac{T_k - T_{np} - T_{вых}}{T_k - T_{np} - T'_{вых} - T_{онт}} = \frac{365 - 11}{365 - 11 - 104 - 60} = 1,94 \quad (2.65)$$

де T_k - річний календарний фонд часу, днів;

T_{np} - кількість святкових днів на рік (офіційно неробочих);

$T_{вых}$ - кількість вихідних у підприємства (ділянки). При п'ятиденному робочому тижні $T_{вых} = 104$, а при шестиденному - $T_{вых} = 52$ дні;

$T'_{вых}$ - кількість вихідних в році в трудящих, днів;

$T_{онт}$ - тривалість відпустки у працівників, днів.

Місячний фонд прямої заробітної плати робітників-погодинників:

$$\Phi_{зп}^{повр} = \sum Ч_{яв} \cdot t_{см} \cdot n_p, \text{ грн} \quad (2.66)$$

$$\Phi_{зп \text{ 6 разр}}^{повр} = 8 \cdot 757,5 \cdot 21 = 26460,0 \text{ грн.}$$

$$\Phi_{зп \text{ 5 разр}}^{повр} = 39 \cdot 647,5 \cdot 21 = 120802,5 \text{ грн.}$$

$$\Phi_{зп \text{ 4 разр}}^{повр} = 12 \cdot 532,4 \cdot 21 = 33364,8 \text{ грн.}$$

$$\Phi_{зп \text{ 3 разр}}^{повр} = 20 \cdot 510,7 \cdot 21 = 46494,0 \text{ грн.}$$

де $Ч_{яв}$ - явочна чисельність робітників-погодинників і-го розряду;

$t_{см}$ - тарифна ставка робітників-погодинників і-го розряду;

n_p - кількість робочих днів ділянки в місяць.

Доплата бригадирам за керівництво бригадою становлять 10 – 15% від місячної тарифної ставки, ланковим – 50% від доплат бригадирам. Доплати за роботу в нічний час здійснюються за встановленою на даній шахті нормі доплат до годинної тарифної ставки пропорційно відпрацьованому часу з 22 до 6 год ранку:

$$\Phi_{зп}^{нв} = \frac{1}{3} \cdot \frac{Ч_{яв} \cdot t_{см} \cdot n_p \cdot H_{нв}}{100}, \text{ грн} \quad (2.67)$$

де $H_{нв}$ - доплата за роботу в нічний час, %;

$Ч_{яв}$ - явочна чисельність робітників і-ої категорії через добу, чел;

$t_{см}$ - змінна тарифна ставка робітників, грн.

$$\Phi_{зп \text{ 6 разр}}^{нв} = \frac{1}{3} \cdot \frac{8 \cdot 757,5 \cdot 21 \cdot 15}{100} = 3969,0 \text{ грн}$$

$$\Phi_{зп \text{ 5 разр}}^{нв} = \frac{1}{3} \cdot \frac{39 \cdot 647,5 \cdot 21 \cdot 15}{100} = 18120,4 \text{ грн}$$

$$\Phi_{зп \text{ 4 разр}}^{нв} = \frac{1}{3} \cdot \frac{12 \cdot 532,4 \cdot 21 \cdot 15}{100} = 3753,5 \text{ грн}$$

$$\Phi_{\text{зп 3 разр}}^{\text{нв}} = \frac{1}{3} \cdot \frac{20 \cdot 510,7 \cdot 21 \cdot 15}{100} = 5230,6 \text{ грн}$$

Ходові оплачуються по годинних тарифних ставок пропорційно часу, що витрачається робітниками на шлях до місця роботи і назад. Розміри премії формуються за даними шахти.

Розрахунок потреби і вартості допоміжних матеріалів ведеться по лісовим, вибуховим, мастильному та інших матеріалів. Потреба в кріпильних матеріалах визначається за прийнятим паспорту кріплення з урахуванням їх зносу і втрат. Складається зведена таблиця витрат на матеріали.

Таблиця 2.3 - Таблиця витрат за матеріалами

Вид матеріалу	Од. виміру	Витрата на 1 п. м., од	Витрата на місяць, од.	Сума, грн
Металеве кріплення	од/п.м.	1	180	354340,8
З/Б затяжка	м ² /п.м.	9	1188,	68904
Лісоматеріали	м ³ /п. м.	0,006	10,8	7560
Мастильні матеріали	л/п.м.	7	840	26880
Гірничоріжущій інвентар	од/п.м.	2	240	16800
Спецодяг	грн/п. м.	20,2		2424
Разом				519432
Інші матеріали разового користування	1,5%	від вартості основних видів матеріалів		7791,48
Інші матеріали тривалого користування	5,0%			25971,6
невраховані матеріали	2,5%			12985,8
всього				566180,0
Повернення матеріалу при погашенні вироблення	22% від вартості всіх видів матеріалів			124559,
Всього витрат				441621,

Таблиця 2.4 - Витрата і вартість електроенергії

Найменування споживачів	Встановлена потужність електрообладнання,	Кількість споживачів од.	Загальна встановлена потужність, кВт	Коефіцієнт навантаження	Необхідна потужність, кВт	Число годин роботи за добу
П-110	110	1	110	0,8	101,6	15
ППЛ	250	1	250		200	
ПВИ-250	2	2	4		3,2	
ПВИ-400	2,5	1	2,5		2	
АПШ	1,5	1	1,5		1,2	
УКВШ 15/7	50	1	50		40	
ТСШВП-630/6	10	1	10		8	
ВМ-6	25	1	25		20	24

Продовження таблиці 2.4

Витрата ел.енергії, кВт год		ККД мережі	Всього з урахуванням втрат мережі, кВт час	Тариф оплати за 1 кВт час, грн	Вартість ел.енергії за місяць, грн
за сутки	за місяць				
1524	42672	0,88	38810	0,56	21093
2560	73680		64438		37525
48	1344		1182		661
30	840		739		413
18	504		443		248
32	896		788		441
120	3360		2956		1655
480	13440		11827,2		6623,1
Разом				68100,1	
Доп.	12% від врахованих витрат			8172	
Всього				76272,1	

Таблиця 2.5 - Розрахунок амортизаційних відрахувань на нове обладнання

Найменування обладнання	Кількість од. в роботі	Коеф. резерву	Кількість од. в наявності	Ціна од., тис. грн	Вартість машин та обладнання., тис. грн	Річна норма амортизації, %	Сума амортизації, тис. грн	
							за рік	за місяць
КСП-32	1	1	1	1431	1431	24	343,44	28,58
ПШЛ	1	1	1	1213	1213	24	291,12	24,25
ПВИ-250	2	1	2	16,5	33	40	13,2	1,08
ПВИ-400	1	1	1	18,7	18,7	40	7,48	0,62
УКВШ-15/7	1	1	1	350	350	24	84	7
ТСШВП-630/6	1	1	1	472	472	24	113,28	9,44
Всього					4320,7		1045,24	86,97
Невраховане обладнання	12%				518,48		125,43	9,53
Разом					4839,18		1170,67	96,5

Таблиця 2.6 - Калькуляція собівартості проведення 1 п. м.

№ п/п	Елементи собівартості	Витрата на 1 п.м. грн.
1	Основна зарплата	2105,57
2	Додаткова зарплата	1894,25
	Разом зарплата:	3999,82
3	Нарахування на заробітну плату 45% від основної та додаткової зарплати	1799,91
4	Матеріали, в тому числі:	5254,0
5	Електроенергія	604,0
6	Амортизація	724,4
7	Разом собівартість	12382,13

2.9 Висновки

У розділі шляхом інженерного аналізу і техніко-економічних розрахунків були визначені раціональні параметри проведення 1-го Західного магістрального конвеєрного штреку. У якості кріплення прийняте КШПУ-М 14,4. Темпи проведення виробки становить 180м/міс.

Обрані засоби основного і допоміжного транспорту, виконані розрахунки кількості повітря для провітрювання тупикового вибою. Розглянуто питання щодо вибору ефективних заходів забезпечення високопродуктивної роботи тупикового вибою.

Для пиловибухозахисту дільниці проектом прийняті наступні заходи:

- зрошення при роботі прохідницького комбайна;
- знепилювання на перевантажувальних пунктах;
- видалення осілого вугільного пилу;
- індивідуальний захист органів дихання.

Розрахункова собівартість проведення 1п.м. виробки становить 12382 грн.

Висновки

У дипломному проекті була досягнута поставлена мета: визначення параметрів проведення 1-го Західного магістрального конвеєрного штреку в умовах шахти ім. Героїв Космосу ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» при відпрацюванні пластів C_{11} , C_{10} , C_9 .

З урахуванням гірничо-геологічних умов, а також досвіду роботи вітчизняних і зарубіжних підприємств в аналогічних геологічних умовах, в проекті прийнято рамне кріплення КШПУ-М 14,4 зі спецпрофіля СВП-27. Розрахункові темпи проведення виробки становлять 180м/міс при собівартості 1п.м. в 12382 грн.

При виконанні дипломної роботи був використаний комплексний метод, що включає в себе аналіз гірничотехнічної літератури і досвіду кріплення гірничих виробок за кордоном і на вітчизняних шахтах в аналогічних гірничо-геологічних умовах.

Всі прийняті в дипломній роботі рішення засновані на сучасних тенденціях в області гірничої справи. Поява різноманітних нововведень в технологічних схемах вугільних шахт в різних гірничо-геологічних умовах, як в нашій країні, так і за кордоном обумовлюють необхідність узагальнення досвіду їх впровадження, а також виявлення особливостей реалізації на вугільних підприємствах Донбасу.

Перелік посилань

1. Правила безпеки у вугільних шахтах/НПАОП 10.0-1.01-10.-К.: «Редакція журналу «Охорона праці», 2010.-430 с.
2. Нормативы нагрузки на очистные забои и скорости проведения подготовительных выработок на шахтах. Донуги, 2007. – 40с.
3. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. Часть 1 и 2. – М.: ИГД им. Скочинского, 1991. – 206с. – 413с.
4. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок. Изд. 2-е, перераб. и доп. – СПб, 1991. – 125с.
5. Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. М., «Недра», 1976, 303с.
6. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник/под ред. В.И. Хорина.-М.: Недра, 1987.-424с.
7. КД 12.01.01.503-2001. Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35° К.: Минтопэнерго Украины, ДонУГИ, 2002. – 142 с.
8. Краткий справочник горного инженера угольной шахты/под ред. А.С. Бурчакова, Ф.Ф.Кузюкова. – М.: Недра, 1982.-450с.
9. Бурчаков А.С., Малкин А.С. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых. Справочник. – М.: Недра, 1991.-399с.
10. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников/под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. – М.: Недра, 1985.-565с.
11. Охрана труда/под ред. К.С. Ушакова. – М.: Недра, 1986.-624с.
12. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Макеевка – Донбасс: МакНИИ, 1989.-319с.
13. Рудничная вентиляция. Справочник. – М.: Недра, 1988.-440с.
14. Временные указания по управлению горным давлением в очистных забоях на пластах мощностью до 3,5 м с углом падения до 35 градусов. ВНИМИ ИГД им. А.А. Скочинского. 1981.

15. Вентиляція шахт і копалень: навч. посібник / В.І. Голинько, Я.Я. Лебедев, О.А. Муха. - Д.: Національний гірничий університет, 2012. - 266 с.
16. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспылевания горных предприятий. Справочник. – М.: Недра, 1991.-253с.
17. Руководство по борьбе с пылью в угольных и сланцевых шахтах. – М.: Недра, 1979.-319с.
18. Справочное пособие по экономике и управлению для работников угольной промышленности. Под ред. Г.И. Нуждыхина. М. Недра, 1984