

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

Природокористування
(інститут)

Кафедра транспортних систем і технологій
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

кваліфікаційної роботи ступеню магістра
(бакалавра, магістра)

студента Матлахова Дар'я Михайлівна
(ПІБ)

академічної групи 184М-18-1 ГФ
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»
(офіційна назва)

на тему Проект удосконалення технологічної системи допоміжного транспорту в умовах шахти «Благодатна» ШУ ім. Героїв Космосу ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	<u>Коптовець О.М.</u>			
розділів:				
Технологічний	<u>Медяник В.Ю.</u>			
Транспорт	<u>Коптовець О.М.</u>			
Охорона праці	<u>Радчук Д.І.</u>			
Рецензент				
Нормоконтролер	<u>Барташевський С.Є.</u>			

Дніпро
2019

ЗАТВЕРДЖЕНО:

завідувач кафедри

транспортних систем і технологій

(повна назва)

Барташевський С.Є.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«_____» _____ 2019 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу
ступеню магістра
(бакалавра, магістра)

студенту Матлаховій Дар'ї Михайлівні академічної групи 184М-18-1 ГФ
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»

на тему Проект удосконалення технологічної системи допоміжного транспорту в умовах шахти «Благодатна» ШУ ім. Героїв Космосу ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»

від «02» грудня 2019р. № 2019-л

Розділ	Зміст	Термін виконання
Технологічний	Характеристика діючої шахти. Обґрунтування параметрів технології очисних та підготовчих робіт	01.11.2019
Транспорт	Технологічна схема транспорту	15.11.2019
Охорона праці	Аналіз потенційних шкідливих та небезпечних факторів.	02.12.2019
Економічний	Економічна оцінка роботи	10.12.2019

Завдання видано

(підпис керівника)

Коптовець О.М.

(прізвище, ініціали)

Дата видачі 15.10.2019

Дата подання до екзаменаційної комісії 16.12.2019

Прийнято до виконання

(підпис)

Матлахова Д.М.

(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 103 сторінки, 6 рис., 33 табл., 33 літературних джерел, 3 додатки.

Об'єктом розгляду є технологія очисної виїмки і підземний транспорт шахти «Благодатна».

Метою дипломного проекту є розробка технологічної системи транспорту при подальшому розвитку гірничих робіт шахти «Благодатна».

У вступі дана оцінка нинішнього стану, зроблено аналіз виробничої ситуації, визначені технічні пріоритети, конкретизовано завдання на дипломний проект.

Пояснювальна записка дипломного проекту має розрахунки, які підтверджують працездатність пропозицій щодо поліпшення техніко-економічного стану вуглевидобувного підприємства.

У другому розділі запропоновано варіант заміни механізованого комплексу КД-80 з комбайном КА-80 на більш модернізований ДМ з комбайном УКД300.

У третьому розділі представлена технологічна схема транспорту, наведені експлуатаційні розрахунки стрічкових конвеєрів і локомотивної відкатки із застосуванням електровоза АМ-8Д і канатної вантажно-людською надгрунтовою дорогою ДКНП1,6, розглянуто питання оперативного забезпечення виробництва в очисних і підготовчих вибоях шахти.

Підрозділ «Вентиляція» виконаний з використанням ЕОМ, за програмами розроблених на кафедрі ОПтаЦЗ НТУ «ДП».

У підрозділі "Охорона праці" розглянуті заходи щодо боротьби з пилом, розглянуті шкідливі і небезпечні фактори, а також шляхи підвищення безпеки праці, проведений розрахунок водяних заслонів, розроблені заходи щодо комплексного знепилювання в очисному вибої, розроблена схема протипожежного захисту очисного ділянки.

В економічній частині дипломного проекту виконано розрахунок економічного ефекту від підвищення навантаження на очисний вибій і від зниження собівартості видобутку вугілля, а також виконано розрахунок економічного обґрунтування застосування канатної відкатки в умовах шахти «Благодатна».

ШАХТА, ТЕХНОЛОГІЯ ВИІМКИ ВУГІЛЛЯ, МЕХАНІЗОВАНИЙ КОМПЛЕКС, КОМБАЙН, ТРАНСПОРТ, ЛОКОМОТИВНОГО ВІДКОЧУВАННЯ, КАНАТНА ВІДКАТКИ, ЛОГІСТИКА, ПАКОД ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

ЗМІСТ

	стор.
ВСТУП	5
1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРЬСЬКОГО ПІДПРИЄМСТВА	
1.1 Місце розташування підприємства	6
1.2 Гірничо-геологічна характеристика	6
1.3 Гірничотехнічна характеристика	8
1.4 Аналіз виробничої діяльності шахти	18
1.5 Висновки	21
1.6 Початкові дані на проект	22
2 ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОЛОГІЇ ОЧИСНОЇ ВИЙМКИ	
2.1 Аналіз існуючої технології ведення очисних робіт	23
2.2 Обґрунтування технологічних і технічних рішень	24
2.3 Технологія очисної виїмки	34
2.4 Розрахунок параметрів очисної виїмки вугілля	35
2.5 Побудова календарного плану пласта с1	39
2.6 Вентиляція шахти	41
2.7 Охорона праці	50
3 ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА ТРАНСПОРТУ	
3.1 Аналіз шахтних вантажопотоків	59
3.2 Проект відкатки породи горизонту 325 м	63
3.2. Оперативне забезпечення виробництва в очисних і підготовчих забоях	72
4 ЗАХОДИ З ОХОРОНИ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА	87
5 ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ПРОЕКТУ	
5.1 Розрахунок калькуляції виробництва робіт по транспортній ділянці	89
ВИСНОВОК	98
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	99
ДОДАТОК	103

ВСТУП

Для української вугільної промисловості в даний час ключовим напрямком є не тільки кількісне нарощування обсягів виробництва, а підвищення ефективності роботи на основі структурної перебудови, впровадження новітніх технологій та поліпшення якості продукції. Тому, поряд зі створенням ефективної екологічно чистої вугільної енергетики, необхідне впровадження цілого комплексу робіт з підвищення конкурентоспроможності вугілля, що видобувається. При цьому здійснення комплексної реструктуризації галузі повинно супроводжуватися технічним переоснащенням перспективних вугледобувних підприємств і спорудженням шахт і розрізом нового технічного рівня, при одночасному закритті особливо збиткових і небезпечних за умовами роботи шахт.

Головні цілі реструктуризації української вугільної промисловості: створення конкурентоспроможних підприємств, що забезпечують повне задоволення ринкового попиту на високоякісну вугільну продукцію при послідовному зниженні державних дотацій, поліпшення безпеки робіт та екології.

Для забезпечення перспективної ефективності кам'яного вугілля підземним способом видобутку вугілля в Україні розроблена спеціальна Програма робіт по створенню сучасного гірничошахтного устаткування: очисних комплексів, прохідницьких комбайнів, транспортних і допоміжних засобів механізації тощо

Вирішення питань технічного переозброєння вугільної промисловості, розвиток і вдосконалення гірничої техніки неможливо без переозброєння підземного транспорту, який є одним з найбільш важливих і складних ділянок вугільних підприємств.

Метою даного дипломного проекту є пошук і обґрунтування шляхів поліпшення техніко-економічних показників роботи шахти «Благодатна» ПАТ "ДТЕК Павлоградвугілля" за рахунок застосування найбільш раціональної та економічно вигідною технологічної схеми транспорту горизонту 325 м.

Дана тема є актуальною не тільки для шахти «Благодатна», а й для інших шахт ПАТ "ДТЕК Павлоградвугілля".

1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРСЬКОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Місце розташування підприємства

Шахта «Благодатна» побудована за проектом інституту «Дніпрогіпрошахт» і здана в експлуатацію в грудні 1971 року з проектною потужністю 1200 тис. Т / рік, яка була освоєна в 1974 році.

З 1971 по 1994 рік шахта «Благодатна» входила до складу виробничого об'єднання «Павлоградвугілля». З квітня 1994 р 1997р. орендне підприємство з видобутку вугілля, з 1997 по квітень 2000 р. - державне підприємство, підпорядковане безпосередньо Мінвуглепрому України, з квітня 2000р. - в складі ДХК «Павлоградвугілля». В даний час шахта є філією приватного акціонерного товариства "ДТЕК Павлоградвугілля". С лютого 2005 року об'єднана з шахтою ім. Героїв Космосу в шахтоуправління.

Шахта розташована на території Павлоградського району Дніпропетровської області в 10 км від м Павлограда. Безпосередньо на шахтному полі розташовано с. Вербики, а в 8 км на північний захід - м Павлоград з його ж / д станціями. Через Павлоград проходить автострада Київ-Донецьк, а також залізні дороги Дніпропетровськ - Красноармійськ, Москва - Сімферополь, з якими шахта пов'язана залізничною гілкою через ст. ароматна

На схід знаходиться шахта «Павлоградська», на північному заході знаходяться центральна лісобаза УМТС ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», ЦЗФ «Павлоградська» і шахта ім. Героїв Космосу ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

1.2 Гірничо-геологічна характеристика

Будови шахтного поля, стратиграфія, літологія і тектоніка

Площа шахтного поля складена осадовими породами нижнього карбону, що залягають на еродованій поверхні кристалічних порід докембрію і перекритих молодшими лізокайнозойськімі відкладеннями.

У нижньому карбоні представляють промисловий інтерес, є відкладення самарської світи (C_1^3). Світи C_1^2 і C_1^4 розкриті одиничними свердловинами і на площі шахтного поля практично не вивчені.

Світа C_1^3 (Самарська) вивчена досить повно за даними розвідувальних свердловин. Загальна потужність світи 430м. У відкладеннях світи міститься до 40 вугільних пластів і прошарків, з яких тільки 15 пластів - C_1 , C_3 , C_3^H , C_4^B , C_4^1 , C_4^2 , C_5 , C_5^1 , C_6^H , C_7^H , C_7^B , C_8^H , C_8 , C_9 , C_{10} - досягає робочої потужності.

Основними маркіруючими горизонтами світи є:

витриманий, порівняно малопотужний (0,30-1,30м) вапняк C_1 , який служить нижньою межею світи, і вугільні пласти C_1 , C_7^H , C_8^H .

Верхньою межею світи C_1^3 є порівняно потужний (0,55-3,65м) вапняк Д1. Літологічний склад світи: пісковики - 24%, алевроліти-45%, аргіліти-26%, вапняки -0,5%, вугілля-4,5%.

Породи карбону повсюдно перекриті більш молодими утвореннями тріасового, юрського, палеогенового і четвертинного віків..

У геоструктурному відношенні шахтне поле примикає до північно-східного схилу Українського кристалічного масиву і тягнеться уздовж південно-західного борту Дніпровсько-донецької западини

Згідно тектонічної схеми Західного Донбасу площа шахтного поля приурочена до північно-східної частини Самарського горсту, розташовуючись між Богданівська, Вербської і Павлоградський-В'язівський скиданнями.

Площа шахтного поля характеризується в основному спокійним моноклінальним заляганням осадової товщі карбону з падінням порід в північному та північно-східному напрямках під кутом 3-4°. Пологе залягання осадової товщі ускладнюється цілим рядом великих і дрібніших тектонічних порушень типу скидів, що поєднуються з пологими структурами пликативної типу.

З розривних форм дислокацією слід зазначити найбільші скиди: Вербське, Богданівський, Південно-Тернівський, Павлоградський-В'язівський. До них приєднуються більш дрібні їх відгалуження також скидного типу. Простягання основних тектонічних порушень північно-західне і південно-східне, згідне з простяганням кам'яновугільної товщі, кути падіння круті і складають, як правило, 50-60°. Амплітуда зміщення порід в межах шахтного поля змінюється від 10 до 280м.

Верхня межа метанових газів на поле ш. «Благодатна» проходить на глибинах 130-150м (абс.отм. Мінус 50). Всі вугільні пласти в основному знаходяться в метановій зоні.

Температура порід у нижній технічній кордону оцінюваної площі (глибина 300 м) не перевищує 22,8° С.

Гідрогеологія

Підземні води укладені в четвертинних, неогенових, палеогенових і кам'яновугільних відкладеннях. Найбільш водообільним є бучакський водоносний горизонт, що залягає безпосередньо на відкладеннях карбону і представлений тонкозернистим пісками, що володіють пливунними властивостями. На майданчиках, де вугільні пласти мають безпосередній вихід під бучакське відкладення, які відіграють основну роль у обводнюванні гірничих виробок. У відкладеннях кам'яновугільного віку водомісткими є пласти вугілля, пісковики. Так безпосередньо над пластом C_5 залягає потужний (до 52м), в якому знаходяться статичні запаси води, піщаник міцністю 4-5, виділення води у вигляді повсюдного капіжа. У місцях де піщаник виходить на пласт C_4 , C_1 також спостерігається виділення води.

Виділення води проявляються практично повсюдно у вигляді капіжа переривчастими і безперервними струменями, особливо на пл. C_5 В даний час водоприток в шахті становить 225 м³ / год, в подальшому при доопрацюванні

пласта C_5 і розтині ухилом частини пласта C_1 водопритлив може досягти 280-300 м³ / год.

Шахтні води хлоридно-натрієвого складу з мінералізацією до 19 г / л і загальною жорсткістю 67-70 мг-екв / л. Кількість зважених 1,2-1,3 г / л. Вода по відношенню до металу досить агресивна.

1.3 Гірничотехнічна характеристика

Межі і розміри шахтного поля

Шахтне поле має розміри по простяганню 8,0 км і по падінню 3,0 км, і розділено на два блоки. В даний час ведуться гірничі роботи в першому блоці. Площа земельного відводу 6,3 га.

Затвердженими межами шахтного поля є:

На заході-залізнична магістраль МПС Лозова-Синельникове

На сході умовна лінія, розташована навхрест простягання пластів на відстані 1,2 км від стовбурів, що є спільним кордоном з шахтою «Павлоградського»

На півночі (по падінню) - Богдановський і Вербське скидання

На півдні (по повстанню) Південно-Тернівський скидання

Ділянка за Південно-Тернівський скиданням, на якому залягає пласт C_1 і C_4 є резервним.

Кордон першого блоку проведена в створі з 934 збірним штреком пл. C_9 . Розміри якого складають по простяганню 3,6 км

Технічні показники

Шахта «Благодатна» побудована за проектом інституту «Дніпрогіпрошахт» закладена в 1965 р і здана в експлуатацію в грудні 1971 року з початковою проектною потужністю 1200 тис. тон на рік, яка була освоєна в 1974 році.

З 1990 р шахта «Благодатна» почала поступовий перехід на нижні шари C_5 , C_4 , C_1 з гіршою продуктивністю і гіршими гірничо-геологічними умовами шахта знизилася обсяги видобутку вугілля. У період 1993 по 1998р шахта була самостійною. За цей час по ряду об'єктивних і суб'єктивних причин шахта знизилася показники по видобутку вугілля з 1,1 до 0,4 млн.т в рік, з проведення гірничих виробок з 10 до 3 км на рік. Основною причиною кризи стала ряд причин, такі як зниження технологічної та трудової дисципліни, значний знос очисного, прохідницького та стаціонарне обладнання і відсутності грошових коштів на його оновлення та підтримки його в робочому стані. Погіршення якісного і зниження кількісного складу шахти співпало з переходом гірничих робіт в ухилом поля пласта C_5 , доопрацюванням запасів пласта C_7 з якісними показниками і з введенням нового пласта C_4 .

Відпрацювання запасів в блоці №2 ускладнена розташуванням на його площі села Вербки. Промислові запаси в блоці №2 під с. Вербки становлять 29,2 млн. тон. З 1991 року, внаслідок різних причин, стався спад виробництва.

З 1996 року інститутом ДП "ДОНВУГІ" виробнича потужність шахти прийнята - 900 тис. Т / рік. На 01.01.2019 р нормативна - 600 тис.т., встановлене завдання 750 тис.тон вугілля на рік.

Шахтне поле розбите на 2 блоки і резервну ділянку. В межах 1-го блоку проектом інституту «Дніпрогіпрошахт» передбачено відпрацювання 6 пластів: С₉, С₈, С₇^Н, С₅, С₄^Н, С₁. Відпрацювання запасів верхньої групи пластів в блоці №1 закінчена: пласта С₉ - 1992р., Пласта С₈ - 1991г., Пласта С₇^Н - 1998р.

В даний час ведуться роботи по пластах С₄^Н, С₅, С₁ (бресбергового частина) в блоці №1.

Схема розкриття

Розтин шахтного поля здійснено двома центрально-здвоєними стволами (головним і допоміжним) і горизонтальними квершлагами.

Стовбури пройдені до кінцевої глибини до гір. 325 м. Головний стовбур має діаметр 6.0м, площа перерізу у світлі 28,3м² і закріплений чавунними тубінгами в наносних породах (до гір 250м) і бетонним кріпленням в корінних порід, гирло закріплено залізобетоном. Головний стовбур служить для видачі вугілля, породи, а також для виходу вихідної повітря і обладнаний двухскіповими вугільним з скіпа НКМ9,3 вантажопідйомністю 9т (10,9м³) і односкіповим породним зі скіпом вантажопідйомністю 5,3т (4м³) підйомами. По головному стовбуру прокладено сходове відділення на всю глибину стовбура. Огорожа виконана з металевих сіток. Армування стовбура жорсткого «Ш» образного типу виконано до гір 250м до вугільного завантаження. Розстріли: центральні з двутавра №27в, упори з двутавра №20в, провідники з рейок Р43, крок армування в тубінгової частини - 4000мм, в бетонній - 4168мм. У стовбурі виконані сполучення з виробками для запасного виходу на гору 140, 165, 210м і дві завантаження вугільна нижче гір 250м на 8м і породна нижче гір 210м на 14м.

Допоміжний ствол пройдений до кінцевої глибини має діаметр 6.5м, площа перерізу у світлі 33,2м² і закріплений чавунними тубінгами в наносних породах (до гір 250м) і бетонним кріпленням в корінних порід, гирло закріплено залізобетоном. Допоміжний ствол служить для спуску-підйому людей, вантажів, устаткування, матеріалів в.т.ч. довгомірних, а також для подачі свіжого повітря в шахту і обладнаний двома незалежними вантажно-людськими підйомами з одноповерховими клітями ІНОВ 400.6.б., розрахованими на одну вагонетку ВГЗ,З. Армування стовбура жорсткого типу виконано на всю глибину. Розстріли з двутавра №27в, провідники з рейок Р43, крок армування в тубінгової частини - 3000мм, в бетонній - 3126 мм. У стовбурі виконані сполучення з робочими горизонтами, там же обладнані навколостовбурні двори 140, 165, 210, 250 і 325м кругового типу забезпечують ведення гірничих робіт на пластах С₅, С₄ і С₁. На гір. 140, 165 гірничі роботи з видобутку вугілля зупинені.

На шахті прийняті навколостовбурні двори гір. 140,165, 210, 250 і 325м кругового типу. Вироблення навколостовбурних дворів гір. 140,165 закріплені триланковим,арочним,металевим,податливим кріпленням і забетоновані, виробленнями навколостовбурних дворів гір. 210, 250 і 325м закріплені триланковим арочним металевим жорстким кріпленням з двутавра і СВП з тампонажу виробленого простору.

Основним горизонтом вважається горизонт 210м, в якому розташовані камери головного водовідливу, ЦПП, медпункту і підземна диспетчерська, камери кругового породного перекидача, камера очікування. До відкатувального квершлягу гор 210м примикають гараж-зарядна гору 210м і роздавальна камера складу ВМ і центральний вугільний спуск на гір 250м.

Навколостовбурні двір гір 325м є самим нижнім горизонтом. У ньому розташовані камери водовідливу гор 325м, вироблення для чищення просипу, камера гараж - зарядний гір 325м і РПП.

Вентиляція

На шахті прийнята центральна усмоктувальна схема провітрювання з подачею свіжого повітря по допоміжному і виведення вихідного по головному стовбуру. Шахта віднесена до ІІІ категорії по виділенню метану і небезпечною щодо вибуху вугільного пилу. За час роботи шахти суфлярних виділень газу і раптових викидів вугілля і метану не спостерігалось. Вугілля не схильні до самозаймання. Породна пил сілікозонебезпечна. Абсолютна метановість становить до 1,04 м³ / хв.

Для провітрювання шахти застосовані дві головні вентиляторні установки ВОД30М, що працюють по черзі, які встановлені у блоку головного стовбура в спеціальному приміщенні. Повітря видається зі стовбура через підземний вентиляційний канал. Головні вентиляторні установки ВОД30М укомплектовані синхронними електродвигунами з потужністю 1250 кВт, 600об/хв.

Провітрювання гірських виробок і очисних вибоїв виробляється за рахунок загальношахтної депресії, схема провітрювання лав прямоточна, з підсвіженням вихідного повітря.

Тупикові вибої провітрюються за допомогою ВМП. Провітрювання гараж-зарядних і складу ВМ і роздавальної камери ВМ відокремлений.

Витрата повітря фактичний становить 10310 м³ / хв, розрахунковий 9040 м³ / хв, депресія становить 225мм вод ст., Депресія вентиляторів 190 мм вод ст.

Для контролю за шахтної атмосфери застосований безперервний автоматичний контроль за вмістом метану на виїмкових дільницях та підготовчих вибоях здійснюється апаратурою автоматичного газового захисту АТ-3-1 виконаної на базі апаратуру «Метан». У центральному диспетчерському пункті встановлені 3 стійки СП.1, на які збирається інформація газової обстановки в шахті. Цілодобовий контроль і аналіз інформація від датчиків ДМТ здійснює оператор АГК по світловій індикації або по самописцям.

Контроль і управління ВМП здійснюється за допомогою апаратури «Вітер-1М».

Провітрювання вибоїв виробляється ВМП типу ВМЕ-6 або ВМ-6м. Забої забезпечуються робочим і резервним ВМП. Провітрювання забою здійснюється по вентиляційних прогумованим трубах діаметром 800 мм,

Контроль якості повітря в підготовчих забоях здійснюється апаратурою АПНВ. У 5-10м від устя виробки встановлено пристрій для розгазування виробок (НВР). Контроль кількості повітря контролюється датчиком швидкості повітря (ДСВ або ДКВ), встановлених в 15м від забою.

Крім того контроль за шахтної атмосферою здійснює персонал шахт, виробничих ділянок і ВТБ заміряє вміст CH_4 і CO_2 приладами епізодичної (ШП1, трубкамі АСО) і приладами безперервної (Сигнал 2, Сигнал 5, СМС) дії.

Шахтний підйом

Головний стовбур служить для видачі вугілля, породи, а також для виходу вихідної повітря і обладнаний двохскіповими вугільним з скіпа НКМ9,3 вантажопідйомністю 9т ($10,9\text{м}^3$) і односкіповим породним зі Скіпом вантажопідйомністю 5,3т (4м^3) підйомами.

Підйом обладнаний: вугільної підйомної машиною 2Ц-4х1,8 з редуктором ЦО-18 (I = 10,52) і двома електродвигунами АКН16-51-20 потужністю 800кВт 290 об / хв. Діаметр канатів 42мм.

Породної підйомної машиною 2Ц-4х1,8 з редуктором ЦО-16 (I = 10,33) і двома електродвигунами АКН15-36-20 потужністю 320кВт 290 об / хв. Діаметр канатів 36,5мм.

Допоміжний ствол служить для спуску-підйому людей, вантажів, устаткування, матеріалів в.т.ч. довгомірних, а також для подачі свіжого повітря в шахту і обладнаний двома незалежними вантажно-людськими підйомами з одноповерховими клітьми ПНОВИЙ 400.6.6., розрахованими на одну вагонетку ВГ3,3. Норма перевезення людей не більше 25 осіб.

Допоміжний підйом обладнаний: двома вантажно-людськими незалежними підйомами з підйомними машинами ЦР-4х3,2 / 0,6 с редуктором ЦО-18 (I = 11,5) і двома електродвигунами АКН15-41-16 потужністю 500кВт 365 об / хв. Діаметр канатів 42мм.

Необхідна продуктивність головного підйому 2500 т / добу по гірничій масі, по породі 750 т / добу, час роботи 18 год / добу, коефіцієнт нерівномірності 1,5.

Транспорт

Для транспортування вугілля на шахті застосована повна конвейеризация. Відбитий вугілля транспортується лавними скребковими конвеєрами типу СП-26У (СП250) на перевантажувач ПТК1 (ПТУ800), далі транспортування вугілля виробляється стрічковими конвеєрами (дільничними типу 1ЛТ-80 і магістральними типу 1Л-100К, 1Л1000Д, 2Л-100У, 1ЛУ120) в центральний вуглеспускних гезенків гор.210м і далі скіпами по скіпового стволу в вугільний бункер (60т) поверхневого технологічного комплексу, далі вугілля надходить через живильник КТ14 і гуркіт ГИЛ 52 на конвеєра (КЛС-1200, поз 7 і 16) блоку головного стовбура, де виробляється вибірка породи, далі він посту ає конвеєрну лінію Техкомплекс (КЛС-1200, КРУ-350) і транспортується на ЦЗФ або відкритий вугільний склад конвеєрами.

За горизонтальним і слабо похилих гірничих виробках з ухилом рейкового шляху до 0,050% о транспортування вантажів, матеріалів, породи і людей застосовується електровозного транспорт. Тип застосовуваного електровоза АМ8Д, загальна кількість яких становить 12 шт.

Транспортування сипучих вантажів, породи здійснюється в вагонетках ВГ-3,3, матеріалів і обладнання на майданчиках система «Пакод» (ПУТ9, ВЛ900),

довгомірних матеріалів в майданчиках УДГ9. Для перевезення металоарочного кріплення застосовуються спецполіадакі.

Практично всі дільничні гірничі виробки мають ухил рейкового шляху більш 0,040-0,050, де неможливо застосовувати електровозного транспорту. Для перевезення вантажів при проходженні гірничих виробок застосовані одноконцеві відкатки з лебідками ЛВ-25. Доставка вантажів в уже пройдені виробки здійснюється також одноконцевими відкатками за допомогою лебідок ЛВ25. За виробках виїмкових дільниць доставка вантажів під лави і назад здійснюється в основному Надгрунтоваї дороги з кільцевим канатом за допомогою приводів СП202.

Доставка людей в шахті здійснюється рейковим транспортом з використанням акумуляторних електровозів АМ-8Д в людських вагонів типу ВП-18 (ВПШ18) від пристовбурні двори гор.250 і 210м до посадочних майданчиків у виїмкових дільниць лав.

Споживачі і їх вимоги до якості вугілля

Шахта видобуває і відвантажує споживачам енергетичне вугілля марки ДГ, який використовується в збагаченому вигляді. Основними споживачами, на яких переробляються вугілля шахти для збагачення, є збагачувальні фабрики

«Павлоградська», «Михайлівська», «Курахівська», «Стахановська», «Бурштинська», отриманий концентрат використовується для енергетики. Чи не збагачене вугілля в незначній кількості використовується на Запорізькій ТЕЦ. На комунально-побутові потреби та відпуск населенню відвантажується вугілля, відібраний в блоці головного столу.

Якість товарного вугілля

Показники	Середні значення по пластах				Разом
	C ₅ Західне крило	C ₄ Східне крило	C ₁ Бремсбергового поле західного крила	C ₁ Уклонное поле Західного Крила	
Марка	ДГ	ДГ	ДГ	ДГ	
Середня потужність пласта геологічна, м	0,95	0,91	0,87	0,96	
Середня потужність, що виймається, м	1,05	1,05	1,0	1,05	
Зольність A°пл, %	7,0	9,5	11,5	10,0	9,0
Зольність A°ту, %	27,3	39,7	39,2	30,5	33,1
Сірка S°t, %	1,7	3,0	1,2	1,8	2,1
Волога W t, %	12,2	11,9	11,2	11,2	11,8
Летучі V° t, %	43,1	44,0	43,3	42,4	43,2
Теплоємність Q° ,ккал/кг	7922	7965	8008	8008	7966
У, мм	6	7	6	8	7

Поверхневий комплекс

Поверхневий техкомплекс зосереджений в двох основних блоках головного і допоміжного стволів. Блок головного стовбура включає: прийом вугілля і породи, вибірку породи, пункт перевантаження вугілля на поверхневу конвеєрну галерею на ЦЗФ і навантаження породи в автотранспорт. Технологічна поверхнева конвеєрна лінія оснащена пунктом навантаження гірської маси в ж \ д вагони. З метою поліпшення якості вугілля, шляхом збільшення ефективності і глибини породовибіркі на технологічному комплексі проведений монтаж двох стрічкових конвеєрів на поз.16, (відм. + 0.600) технологічного комплексу поверхні, один з яких з тихохідної стрічкою, де обладнані додатково 4 робочих місця для вибірки породи класу 25мм - 50мм. Цей конвеєр змонтований над конвеєром поз.16. Паралельно конвеєру поз.16 змонтований інший конвеєр на базі перевантажувача ППЛ-1 для транспортування породи в накопичувальний породний бункер. З шахти вугільними скипами гірська маса надходить в бункер для вугілля ємністю 60 тонн, звідки вона подається через живильник на туркіт, де відбувається її поділ на 2 потоку з різними класами (підгратного з фракцією гірської маси менше 50 мм і надгратного з фракцією більше 50 мм) .

Спосіб підготовки та корядок відпрацювання запасів у шахтному полі

Схема підготовки погоризонтна з відпрацюванням лав довгими стовпами по повстанню. Відпрацювання лав ведеться від стовбура до кордонів шахтного поля. В основному прийнята схема без залишення ціликів між виїмковими виробками з підтриманням збірних штреків, які надалі, при відпрацюванні суміжного стовпа, виконують роль бортових штреків. Відпрацювання пластів спадна тобто гірничі роботи розгорнуті таким чином, щоб спочатку відпрацьовувалися верхні пласти, в потім поза зоною взаємовпливу гірських робіт. Проектом прийнята початкова відпрацювання верхньої групи пластів С9, С8, С7, а потім нижньої С5, С4, С1. Відпрацювання крил шахти по пластах здійснюється наступним чином. Зв'язки з тим, що в бремсберговом полі західній частині шахти пласти С4 і С5 розмитий відпрацювання пласта С1 велася паралельно з відпрацюванням з іншими пластами. У ухилом полі спочатку буде відпрацьовуватися пласт С5, а потім С1. У бремсберговом і ухилом полі східного крила шахти пласти відпрацьовуються в спадному порядку.

Розміри бремсбергового і ухилом поля приблизно однакові і складають 1,4-1,7км. Розміри східного крила становить 1,2км, до технічної кордону з шахтою «Павлоградська», а західного-2,5-3км до кордону першого блоку.

Система розробки

Система розробки прийнята відпрацювання лав довгими стовпами по повстанню. Відпрацювання лав ведеться зворотним ходом без залишення ціликів і при проведенні виїмкових штреків суміжних стовпів «впрісечку» до виробленого простору або з підтриманням виробок. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Від взаємного впливу магістральні вироблення охороняються запобіжними ціліками розміром 50м і від впливу очисних робіт - бар'єрними ціліками розміром не менше 40м.

Очисні роботи

В даний час гірничі роботи будуть вестися на пластах С₅, С₄ і С₁. Планується мати в роботі 3 лави. Видобуток вугілля в лавах здійснюється із застосуванням механізованих комплексів КД-80, вузькозахватних комбайнів КА-80 і КА200 з захопленням 0,8 і конвеєром СП-26У.

Довжина виїмкових стовпів близько 900-1200м, довжина лави по С₁ - 170м, по С₄ , і С₅ - 160-180м. Система розробки - стовпова з відпрацюванням лави по повстанню. Спосіб управління покрівлю - повне обвалення. Спосіб транспортування вугілля - повна конвейеризація. Для видачі вугілля з-під лави застосовані стрічкові конвеєри типу 1Л1000Д, 2ЛТ80КСП, 1ЛТ80 довжиною 480-600м, безпосередньо під лавою встановлюється ПТК-1 (800) довжиною 60-90м.

Виїмка вугілля комбайном в лаві проводиться за Челнокової схемою. Відпрацювання полів в основному ведеться по безнішевої технології. При відпрацюванні лав з бортовим штреком, отриманими в результаті повторного використання проводяться ніші шириною до 0,8 м з випередженням забою 2,4 м. Нижня і верхня приводні головки лавного конвеєра і ВСП винесені на штреки, на сполученні лави зі штреками застосовується мехкріплення сполучення УКС або встановлюється камерні балки з СВП-22.

Дана технологія гірничих робіт на виїмковій ділянці дозволяє вести інтенсивну роботу з виїмки вугілля. Середнє навантаження на очисний вибій становить близько 760 т / добу.

Проведення підготовчих і нарізних виробок

Програмою розвитку гірничих робіт по шахті «Благодатна» на 2015 р передбачається пройти 6,5км гірничих виробок, з них 6 км розкривних і підготовчих, в тому числі 1,94 км магістральних виробок з великим перетином. Надалі із зростанням обсягів видобутку вугілля обсяг проведення гірничих виробок буде нарощуватися.

У перспективі гірничі роботи будуть розвиватися на пластах С₅, С₄ і С₁. Після відпрацювання пласта С₄ і С₅ гірничі роботи будуть зосереджені на пласті С₁.

В даний час підготовка виймальних штреків і магістральних виробок проходяться змішаними забоями по вугіллю і порожнім породам, дуже часто в обводнених умовах. Проведення розкривних і підготовчих гірничих виробок здійснюється з застосуванням комбайнів КСП-32 і ППКС, шістьма бригадами прохідників, об'єднаних в дві ділянки підготовчих робіт.

Кріплення виробок проводиться триланким металоарочним кріпленням з профілю СВП-22, 27. Як кріплення застосовуються: для кріплення виїмкових гірничих виробок застосовуються кріплення КШПУ-, 9,5 і КШПУ-11.1, КМБ, для магістральних виробок застосовується КШПУ11,7. Роз'їзду, розширення для розміщення приводів конвеєрів інші камери кріпляться АП-13,8, АП-15,5, КШПУ-14,4. Матеріал і вид кріплення вибирається на підставі гірничо-геологічної характеристики порід, що вміщують, терміну служби вироблення, типових

уніфікованих перетинів гірничих виробок з урахуванням розміщення обладнання, інструкції з підтримки гірничих виробок на шахтах Західного Донбасу і досвіду проходження гірничих виробок в даних умовах. Щільність кріплення виробки розраховується відповідно до «Інструкції з підтримки гірничих виробок на шахтах Західного Донбасу» і в основному застосовується типорозмір 0,8 для виїмкових штреків і 0,5 для магістральних.

Порода транспортуватися глухими вагонами ВГ-3,3 за допомогою електровоза відкатки або однокінцевий відкатки з лебідками ЛВ-25. У горизонтальних виробках для підтяжки вагонів і їх завантаження при відсутності електровоза використовується допоміжних лебідки типу ЛВ -25, 1ЛГКН, 3ЛП. Встановлюється допоміжна лебідка ЛВ25 в 10-30м, яка переноситься в міру відходу забою. Матеріали та обладнання транспортується на спец майданчиках або в вагонах ВГ3,3.

Водоприплив в виробленнях при проходці у вигляді капежа. Вода із забою по водовідливній канавки самопливом потрапляє в шахтну водовідливну систему.

Нарізни гірничі виробки (розрізні печі) проводяться комбайном КН78 або рідше за допомогою БПР і відбійних молотків. Кріплення розрізних печей здійснюється як правило дерев'яним кріпленням. Вузли сполучень посилюються СВП. Проведення розрізних печей здійснюється шириною 6м або 4м з подальшим розширенням до 6м за допомогою БПР і відбійних молотків.

Провітрювання всіх вибоїв виробляється ВМП типу ВМЕ-6 або ВМ-6м, встановленого в 10-20м від устя виробки зі свіжим струменем повітря. Забій повинен забезпечений робочим і резервним ВМП. Безперервний автоматичний контроль за вмістом метану в привибойном просторі і в що виходить із забою струмені повітря здійснюється апаратурою автоматичного газового захисту АТ-3-1. ДМТ встановлені під покрівлю з протилежного боку від вентстава на відстані 3-5м від забою і в налаштований на 2% СН₄ і від устя виробки, налаштований на 1% СН₄, для контролю і виявлення шарових скупчень СН₄ в 20-30м від забою встановлюється ДМТ, в налаштований на 2% СН₄. Персонал шахт, виробничих ділянок і ВТБ заміряє вміст метану приладами епізодичної (ІШ11, трубками) і безперервного (Сигнал 2 або 5, СМС) дії.

Енергопостачання

В даний час шахта «Благодатна» отримує електроенергію за рахунок дволанцюгового струмопроводу 6 кВ з проводом АСО-300 довжиною 1.4 км від РУ 6 кВ (осередки №9 і №16) підстанції 150 \ 6 кВ ЦЗФ «Павлоградська». Крім того, частина електроприймачів комплексу передачі вугілля з шахти на ЦЗФ також запитані від РУ 6 кВ цієї підстанції (осередку №11 і №27) через ТП 6 \ 0,4 кВ з трансформаторами потужністю 2x400кВА.

Розподіл електроенергії по споживачах напругою 6 і 0,4 кВ здійснюється від головної знижувальної підстанції (ДПП) 6 \ 0,4 кВ, розташованої на проммайданчику шахти. Розподільчий 6 кВ ГПП виконано з шаф зовнішньої установки КРУН. Силовий щит 380 \ 220 розміщений в будівлі підстанції. Завантаження силових трансформаторів становить 82-84% і при виході з ладу

одного з трансформаторів залишився в роботі не в змозі забезпечити харчуванням усіх споживачів 0,4 кВ.

Компенсація реактивної потужності здійснюється встановленими на ДПП 6 \ 0,4 кВ шахти батареями статичних конденсаторів загальною потужністю 4488 кВАр і синхронними електродвигунами потужністю 1250 кВт головною вентиляційної установки.

Харчування підземних електроприймачів здійснюється від ГПП шахти за трьома кабелям 6кВ перетином $3 \times 120 \text{ мм}^2$, прокладених по допоміжному стовбуру, два з яких підключені до розподільних пристроїв 6 кВ ЦПП горизонту 210м і один - до РПП-1 горизонту 165м. Кабелі експлуатуються з 1968 року, на них є сполучні і ремонтні муфти, які є потенційними джерелами аварій.

Для розподілу електроенергії в межах відпрацьованих ділянок використовуються розподільні підземні пункти (РПП); на горизонті 210м - РПП-2,4 і 5, на горизонті 250 м - РПП-6; на горизонті 325м - РПП-3. Розподільчі пристрої РПП скомплектовані з морально і фізично застарілих осередків РВД-6 з олійними вимикачами. РПП-3 горизонту 325 м, РПП-5 горизонту 210м і РПП-6 горизонту 250м отримують харчування по одному вводу (без резерву).

Харчування споживачів при напрузі 660В здійснюється від трансформаторів і пересувних трансформаторних підстанцій 6 / 0,69 кВ різної потужності, що розташовуються в центрах електричних навантажень.

У шахті застосовано напруга: для розподільних мереж - 6 кВ, для силових дільничних електроприймачів - 0,66 кВ, для стаціонарних освітлювальних установок і ручного інструменту - 0,127 кВ.

Розрахунковий максимум електричного навантаження підземних споживачів - 2,541 МВт. Регулювання режимів електроспоживання за рахунок відключення насосів головного водовідливу в періоди максимальних навантажень в мережі живлення енергосистемі.

Забезпечення стисненим повітрям

Централізованої системи подачі стисненого повітря на шахті немає.

Постачання стисненим повітрям на робочі місця подається від пересувних компресорів типу УКВШ5 / 7 або ЗИФ ШВКС-5 по тимчасовим трубах з поліетилену або гумових шлангах $D = 32-50 \text{ мм}$. На трубопроводах встановлюються ресивери. Компресори встановлюються на виробках зі свіжим струменем повітря в місцях з негорючим кріпленням в незначній відстані від місць роботи або на заїздах в дільничну вироблення.

Водовідлив

Шахта «Благодатна» веде роботи в обводнених умовах, виділення води проявляються практично повсюдно у вигляді капежа переривчастими і безперервними струменями, особливо на пл. С5. Водоприплив по шахті складає 225 м³ / год. Для збору і відкачування всієї шахтної води на гір. 210м обладнаний центральний водовідлив, оснащений чотирма насосними агрегатами ЦНС300х300, відкачують шахтну воду на поверхню по двом трубопроводам діаметром 250мм. Ємність двох водозбірників 900м³, які обладнані колодязями.

На гір. 325м і в місцях значного видалення гірських робіт шахтна вода збирається в дільничних водозбірниках, звідки перекачується в центральний водовідлив. В дільничні водозбірники вода збирається по канавках самопливом. Надалі при розвитку гірничих робіт по пл. С1 на гір 325м планується будівництво головного водовідливного комплексу гір 325м, куди буде збиратися вода з усього гір. 325м, з пл. С4 і з ухилом частини поля пл. С5. Водовідлив буде обладнаний двома насосами ЦНС300х300.

Організація робіт на шахті

Число робочих днів у році при розрахунку виробничої потужності шахти прийнято 300.

Режим роботи шахти безперервний по 4 зміни в добу, перша - ремонтно-підготовча, тривалістю по 6 годин, на поверхні-8 годин. Ремонт стацустановок, пов'язаний із зупинкою робіт з видобутку вугілля виробляються в вихідні та святкові дні.

Охорона праці

Виймкова ділянка лав обладнуються телефонним зв'язком, системою загально шахтного аварійного оповіщення та місцевої системою оперативної та попереджувальною сигналізацією.

Для зв'язку, сигналізації та управління комплексу КД-80 в лаві використовується апаратура АУШ, гучномовний зв'язок КЗО3-01. Всі дії при виконанні робіт узгоджуються між робочими за допомогою телефонного зв'язку, ТАК, КЗО3-01, світлових сигналів і голосом. Аварійне оповіщення здійснюється за телефонами або апаратурою Ігас.

Для керування лебідками ДКН використовується апаратура АС-3У з переговорним пристроєм КЗО3-01, при цьому застосовано умовними сигналами звуковими: 3 - вниз, 2 - вгору, 1 - стоп. Кожен незрозумілий сигнал вважається сигналом «стоп».

Для автоматизації конвеєрної лінії використовується апаратура АУК-1М. Уздовж стрічкового конвеєра ПТК повинна бути протягнута блокування екстреної зупинки. Для управління лебідками ДКН використовується апаратура АС-3У, підключена до АУК-1М, що забезпечує роботу або конвеєра або ДКН.

Заходи щодо протипожежного захисту включають: розміщення первинних засобів пожежогасіння, пожежно-зрошувальний трубопровід, застосування негорючий кріплення. З метою пожежної безпеки по виробленню прокладається пожежно-зрошувальний трубопровід діаметром 150 мм.

При проведенні магістральних виробок трубопровід розрахований на витрату води з витратою 80 м³ / год, дільничних - 50м³ / год. Трубопровід на кожному сполученні виробок обладнується пожежними гайками. Розстановка протипожежного обладнання проведена на схемі. У забої у комбайна встановлюється пункт ВГК.

Нарощування пожежно-зрошувального трубопроводу проводиться в ремонтну зміну ланками довжиною 8-10 метрів. Ланки з'єднуються між собою фланцями за допомогою болтів і гайок. Пожежно-зрошувальний ставши підвішується біля борту вироблення на висоті 600 - 800 мм за допомогою дроту діаметром 6 - 8 мм в

2 скручування або на ланцюгах СП202 або гаках $D = 16\text{мм}$. Відставання става від забою не більше 40 метрів. В кінці става монтується пожежний кран і манометр.

Трубопровід по збірному штреку розрахований на витрату води, необхідний на пожежогасіння, пристрій пилопригнічення і УВПК. Витрати води не менше $100\text{м}^3 \setminus \text{год}$. Трубопровід по бортовому штреку розрахований на витрату води не менше $50\text{м}^3 \setminus \text{год}$.

Трубопровід збірного штреку через кожні 50м по довжині виробки обладнується пожежними гайками, через кожні 100 м - двома вогнегасниками (ОПШ-10 і ОХП-10).

Трубопровід бортового штреку обладнується пожежними гайками через кожні 200м; двома вогнегасниками через кожні 300м (ОПШ-10 і ОХП-10).

РП обладнується двома вогнегасниками і ящиком з піском. По обидва боки приводів стрічкових конвеєрів (по 10м) вироблення обладнується пожежними гайками, пожежними рукавами зі стволем, двома вогнегасниками, ящиком з піском, телефоном.

Виробки в районі установки приводних головок стрічкових конвеєрів і 5м в обидві сторони повинна бути закріплена негорючим кріпленням.

Для забезпечення безпечної експлуатації та запобігання займанню стрічки на приводний і кінцевий станціях конвеєрів і для виявлення та ліквідації пожеж в початковій стадії встановлюються пристрої УПЗ-1А, приводні головки обладнуються установками пожежогасіння УВПК. Наявність води в протипожежному трубопроводі під тиском не менше 6 атм. Для контролю за зниженням тиску в ПТ (менше 6 атм), недопущення води при роботі конвеєрів на ПТ встановлюються ЕКМ. Наявність і справність всіх видів захисту конвеєрів апаратури АУК-1; КТВ-2, ДС, ДВ. Наявність і справність телефонів на голівках конвеєрів.

1.4 Аналіз виробничої діяльності шахти

Виробнича потужність шахти «Благодатна» на 01.01.2019 р становить 900 тис. тон, а нормативна - 600 тис.т., встановлене завдання 750 тис. тон вугілля на рік.

В даний час при існуючому стані технологічні ланки шахти «Благодатна» в змозі забезпечити приймання та відправлення споживачу планової кількості вугілля. У той же час на шахті є «вузькі місця», які потребують вирішення найближчим часом.

Першочерговим завданням для шахти є оновлення та заміна гірничо-видобувної обладнання, тобто придбання нових видобувних комбайнів і нових механізованих комплексів, устаткування транспорту.

Розрахунок пропускної здатності рейкового транспорту

Розрахунок електровозною відкатки проводиться за «Методикою розробки проектів щодо усунення «вузьких» місць і подальшому розвитку шахт», Донецьк, 1980 р.

$$Q_{\text{э}} = \frac{(T - T_{\text{п.з.}}) * n * q_{\text{в}} * N_{\text{см}} * N_{\text{з}}}{\left(\frac{L}{60 * v_{\text{гр}}} + \frac{L}{60 * v_{\text{пор}}} + t'_m + t''_m\right) * K_n * K_{\text{п}}}, m / \text{доб}$$

де пропускна здатність електровозної відкатки, т / добу; T - тривалість робочої зміни, хв; T_{п.з.} - тривалість підготовчо-заключних операцій, хв; n - кількість вагонеток у складі, шт.; q_в - Вантажопідйомність вагонетки, т; N_{см} - кількість робочих змін;

N_з - кількість працюючих електровозів з перевезення вантажів;

L - протяжність відкатки, м; v_{гр} - середня швидкість руху до рухомого складів з вантажем, м / с; v_{пор} - середня швидкість руху до рухомого складів з порожняком, м / с; t_m' - тривалість маневрів на кінцевих станціях, хв; t_m'' - тривалість маневрів на навантажувальних пунктах, хв;

K_n - коефіцієнт нерівномірності роботи електровоза відкатки, 2,5;

K_п - коефіцієнт видачі породи (1,3 - середнє значення для шахт Західного Донбасу)

1. Пропускна здатність електровозною відкатки по маршруту - ОКД гор.250м, 3 західний магістральний відкаточний штрек пласта С5:

$$2. Q_1 = \frac{(360 - 10) * 3 * 5,2 * 3 * 1}{\left(\frac{1540}{60 * 2} + \frac{1540}{60 * 2} + 15 + 15\right) * 2,5 * 1,3} = 90,5 m / \text{доб}$$

2. Пропускна здатність електровозною відкатки по маршруту - ОКД гор.325м, Магістральний відкаточний штрек пласта С1, 2 Західний відкаточний штрек пласта С1, 2 Східний відкаточний штрек пласта

$$C1: Q_2 = \frac{(360 - 10) * 3 * 5,2 * 3 * 1}{\left(\frac{1990}{60 * 12} + \frac{1990}{60 * 21} + 20 + 20\right) * 2,5 * 1,3} = 89 m / \text{доб}$$

3. Пропускна здатність електровозною відкатки по маршруту - ОКД гор.210м, відкатувального квершлаг пласта С5, Магістральний відкаточний штрек пласта С5:

$$Q_3 = \frac{(360 - 100) * 2 * 5,2 * 3 * 2}{\left(\frac{1660}{60 * 2} + \frac{1660}{60 * 2} + 10 + 10\right) * 2,5 * 1,3} = 74 m / \text{доб}$$

4. Пропускна здатність електровозною відкатки по маршруту - ОКД гор.210м, відкатувального квершлаг пласта С5, Магістральний відкаточний штрек пласта С5, квершлягу №13, 1 Східний магістральний відкаточний штрек пласта С4:

$$5. Q_4 = \frac{(360 - 100) * 2 * 5,2 * 3 * 1}{\left(\frac{4270}{60 * 1} + \frac{4270}{60 * 1} + 20 + 20\right) * 2,5 * 1,3} = 22 m / \text{доб}$$

6. Пропускна здатність електровозною відкатки по маршруту - ОКД гор.250м, відкатувального квершлаг пласта С4, 2 Зап.магістральний відкаточний штрек пласта С4:

$$7. Q_5 = \frac{(360 - 100) * 3 * 5,2 * 3 * 1}{\left(\frac{2340}{60 * 20} + \frac{2340}{60 * 20} + 10 + 10\right) * 2,5 * 1,3} = 72 m / \text{доб}$$

8. Пропускна здатність Q е рейкового транспорту по шахті «Благодатна» на добу складе: $Q = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5 = 90 + 89 + 74 + 22 + 72 = 347 \text{ т/доб.}$

Згідно з Програмою розвитку гірничих робіт по шахті «Благодатна» на 2019 рік необхідно перевезти рейковим транспортом таку кількість вантажу.

Добове перевезення породи по шахті рейковим транспортом $86660/306 = 283\text{т}$

1. Темп проходження гірничих виробок становить 20м на добу.

Витрата металоукріплення - $(20\text{м} : 0,8) * 0,3 \text{ т} = 7,5 \text{ т}$ (0,3 т - маса 1 комплексу металоукріплення).

2. Потреба шахти в круглому лісі становить $12,6\text{м}^3$ на 1000т видобутку вугілля. У добу необхідно перевезти 24м^3 лісу ($11,9\text{м}^3 / \text{тис.т} * 2,1\text{тис.т} = 26,5\text{м}^3$) для чого необхідно 12 вагонів ($26,5\text{м}^3 / 1,4\text{м}^3 = 12$ вагонів) або $22,2\text{т}$ лісу ($3,3\text{м}^3 * 0,8\text{т} / \text{м}^3 * 0,7 = 1,85\text{т}$).

3. Річна потреба шахти в ж / б з'ятуванні складі 1397м^3 або 3772т (одна тисяча триста дев'яносто сім * 2,7). В добу рейковим транспортом перевозиться $12,5 \text{ т ж \ б з'ятування}$.

4. На підставі «Програми розвитку гірничих виробок на 2019 рік» погашення гірничих виробок становить 3600п.м. З цього впливає, що в добу необхідно погасити 12п.м гірничих виробок і вивезти рейковим транспортом 3т металоукріплення.

5. У 2020 році заплановано перевезення 25т / добу рейковим транспортом. Заплановано провести 12 переходів прохідницьких вибоїв, тобто транспортування 12 прохідницьких комбайнів і іншої прохідницького обладнання. Все це становить навантаження на рейковий транспорт 12т на добу.

6. При демонтажі і монтажі лав і при проведенні гірничих виробок рейковим транспортом перевозиться 2,0 т труб і 13т рейок на добу.

7. Крім того, рейковим транспортом перевозиться 12т на добу обладнання і запчастин для очисних і прохідницьких вибоїв, труб і рейок на заміну вийшли з ладу, інших запчастин, устаткування і матеріалів.

Всього за добу рейковим транспортом необхідно перевезти по шахті $(283 + 22,2 + 12,5 + 3 + 25 + 12 + 13 + 12) * 1,1 = 421\text{т/доб.}$

Згідно з Програмою розвитку гірничих робіт по шахті «Благодатна» на 2019 рік необхідно перевезти рейковим транспортом таку кількість вантажу.

Добове перевезення породи по шахті рейковим транспортом $86660/306 = 283\text{т}$

1. Темп проходження гірничих виробок становить 20м на добу.

Витрата металоукріплення - $(20\text{м} : 0,8) * 0,3 \text{ т} = 7,5 \text{ т}$ (0,3 т - маса 1 комплексу металоукріплення).

2. Потреба шахти в круглому лісі становить $12,6\text{м}^3$ на 1000т видобутку вугілля. У добу необхідно перевезти 24м^3 лісу ($11,9\text{м}^3 / \text{тис.т} * 2,1\text{тис.т} = 26,5\text{м}^3$) для чого необхідно 12 вагонів ($26,5\text{м}^3 / 1,4\text{м}^3 = 12$ вагонів) або $22,2\text{т}$ лісу ($3,3\text{м}^3 * 0,8\text{т} / \text{м}^3 * 0,7 = 1,85\text{т}$).

3. Річна потреба шахти в ж / б з'ятуванні складі 1397м^3 або 3772т (одна тисяча триста дев'яносто сім * 2,7). В добу рейковим транспортом перевозиться $12,5 \text{ т ж \ б з'ятування}$.

4. На підставі «Програми розвитку гірничих виробок на 2019 рік» погашення гірничих виробок становить 3600п.м. З цього впливає, що в добу необхідно погасити 12п.м гірничих виробок і вивезти рейковим транспортом 3т металокріплення.

5. У 2020 році заплановано перевезення 25т / добу рейковим транспортом. Заплановано провести 12 переходів прохідницьких вибоїв, тобто транспортування 12 прохідницьких комбайнів і іншої прохідницького обладнання. Все це становить навантаження на рейковий транспорт 12т на добу.

6. При демонтажі і монтажі лав і при проведенні гірничих виробок рейковим транспортом перевозиться 2,0 т труб і 13т рейок на добу.

7. Крім того, рейковим транспортом перевозиться 12т на добу обладнання і запчастин для очисних і прохідницьких вибоїв, труб і рейок на заміну вийшли з ладу, інших запчастин, устаткування і матеріалів.

Всього за добу рейковим транспортом необхідно перевезти по шахті

1.5 Висновки

Виходячи з вище сказаного видно, що виходом з ситуації, що склалася є глибокий економічний аналіз з виявленням негативних аспектів в роботі шахти і зменшення витратного механізму при виконанні робіт з розкриття, підготовки та відпрацювання запасів, які будуть відпрацьовуватися шахтою «Благодатна» в найближчому майбутньому.

Необхідні концентрація та інтенсифікація робіт з забезпеченням високого навантаження на очисний вибій, виїмкових ділянку, пласт і шахту в цілому. Для цього 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;
- застосування досконалих систем розрину і підготовки шахтних полів, які передбачають ефективне використання капітальних вкладень;
- безремонтний підтримку гірничих виробок;
- забезпечення високої якості і сортності вугілля;
- наукова організація праці, управління і планування виробництвом;
- комфортні і безпечні умови праці;
- застосування більш досконалих способів підтримки підготовчих виробок і т.п

1.6 Вихідні дані на проект

Для вихідних даних використовуємо показники шахти:

Виробнича потужність шахти, тис. Тонн / рік

• Фактична - 900

• Встановлена - 1100

Кількість робочих пластів, шт. - 2

Кут нахилу пластів, град - 2-3

Глибина ведення гірничих робіт, м - 250

Система розробки - стовпова

Виймаємо потужність пласта, м - 0,9

Число робочих днів у місяці, днів - 25

Об'ємна вага вугілля, т / м³ - 1,45

Число робочих днів у році, днів - 300

Управління покрівлею - повне обвалення

Будова пласта - просте

Опірність вугілля різанню, кН / м - 300

Категорія шахти по газу - III

Схема провітрювання виїмкової ділянки, тип - 3-В-Н-н-пт

2 ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОЛОГІЇ ОЧИСНОЇ ВІЙМКИ

2.1 Аналіз існуючої технології ведення очисних робіт

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

Навантаження на лаву знижується через недостатнє коефіцієнта надійності обладнання, що застосовується.

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

Розглянувши гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови підготовки очисних вибоїв по пласту C_1 з метою вибору засобів механізації та навантажень на них можна зробити наступний висновок:

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

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

- за габаритними розмірами на пласті C_1 потужністю $m = 1,0$ м можливо застосування механізованих комплексів типу 1МКД-90, 2КМК-97М, 1КМ-137, 1МДМ, і звичайно 1МКД-80 комбайном КА-80, який в даний час використовується для відпрацювання запасів пласта C_1 .

Для комплексу 2КМК-97М характерний низький коефіцієнт затягування покрівлі, тому в подальшому слід відмовитися від використання цього комплексу. Комплекс 1КМ-137 не знайшов застосування на шахтах Західного Донбасу. Комплекси 1МКД-90 і 1МДМ на даний момент є найбільш новими, енергоозброєність і відповідають всім вимогам ІБ. Крім того, в об'єднанні вже є досвід використання таких комплексів.

Проаналізувавши існуючу технологію очисних робіт, пропонується в технологічній схемі для пласта C_1 лави замінити морально застарілий механізований комплекс КД-80 на новий, більш продуктивний, що забезпечує безпеку при проведенні гірничих робіт механізований очисний комплекс ДМ. У склад комплексу входять: механізована двостійкового кріплення ДМ, комбайн очисний УКД300, конвеєр шахтний скребковий КСД-26В.

Технічні характеристики очисного устаткування приведені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1

Коротка технічна характеристика комплексів

Технологічний показник	КД-80	ДМ
Потужність обслуговуваних пластів	0,88-1,04	0,9-1,3
Кут падіння пласта, град. при посуванні лави по:		
- простяганню	≤ 350	≤ 350
- падінню	≤ 100	≤ 100
Характеристика порід кривлі по:		
- обрушаємості	A2, A3	A2, A3
- стійкості нижнього шару	B2, B3, B4	B2, B3, B4
Тиск на ґрунт, МПа	≥ 2	≥ 2
Ширина захоплення ВО, м	0,8	0,7

2.2 Обґрунтування технологічних і технічних рішень

2.3 Вибір і обґрунтування системи розробки та її елементів

Різноманітність гірничо-геологічних умов залягання вугільних пластів і технічних засобів їх виїмки зумовлює і різноманіття варіантів і різновидів систем розробки, які характеризуються різними ознаками.

В якості основного класифікаційної ознаки, при звичайній технології видобутку вугілля прийнятий ознака поділу пласта за потужністю на шари (похилі, горизонтальні і поперечно-похилі)

Основна ознака доповнюється рядом інших, які характеризують не стільки систему розробки, скільки її варіанти.

Перший додатковий ознака - довжина очисного забою. За цією ознакою системи розробки поділяються на групи:

- з довгими вибоями (лавами і смугами);
- з короткими вибоями (камерами заходками і свердловинами);

Друга ознака - порядок проведення підготовчих виробок в виїмковій полі по відношенню до рухомої площини очисного вибою. Розрізняють суцільну, стовпову і комбіновану систему розробки.

Досвід роботи показує, що застосування дорогих механізованих комплексів обладнання виявляється ефективним тільки при досягненні щодо високого навантаження на очисні вибої. Найбільш сприятливі умови створюються при роботі від кордонів панелей або виїмкових полів і застосуванням систем розробки на протилежне відпрацювання очисних вибоїв.

Системи розробки з посуванням очисних вибоїв по повстанню (падінню) виявляються більш ефективними в порівнянні з системою розробки довгими стовпами по простяганню, перш за все на пластах з кутами падіння до 10° , і особливо при наявності складної гіпсометрії геологічних порушень.

Їх застосування на пластах зі складною гіпсометрії дозволяє зберегти постійну довжину очисних вибоїв протягом всього терміну служби, що виключає в процесі експлуатації трудомісткі роботи по монтажу або демонтажу окремих секцій механізованого кріплення і нарощування або укорочення вибійного конвеєра, а при наявності названих геологічних порушень дає можливість нарізати виємочние

поля великих розмірів - до 1000 м і більше, що забезпечує відпрацювання достатніх запасів без ремонту механізованих комплексів.

Основними причинами збереження суцільної системи розробки є: відставання в ряді випадків підготовчих робіт і недостатня пропускна здатність внутрішнього шахтного транспорту, а також висока багатість на газ виробок, небезпека раптових викидів та інші природні фактори.

У найближчі роки при здійсненні комплексної механізації очисних робіт намічається повністю відмовитися від застосування суцільної системи розробки, це пояснюється тим, що фактичні техніко-економічні показники при стовпових системах розробки на протилежне відпрацювання стовпів значно вище, ніж при суцільній системі розробки.

Крім того, в порівнянні з застосуванням суцільної системи розробки підвищується надійність роботи транспорту і полегшується електровозною відкатки конвеєрної доставкою, при якій знижується трудомісткість робіт на підземному транспорті. Гідність системи розробки на протилежне відпрацювання полягає в збільшенні швидкості посування вибоїв при застосуванні високопродуктивних прохідницьких машин. Істотною перевагою є також попередня розвідка ділянки і часткова дегазація пласта за допомогою проведених до початку очисних робіт підготовчих виробок.

Системи розробки довгими стовпами характеризуються незалежним веденням очисних і підготовчих робіт в межах виїмкової поля. На момент початку очисної виробки все підготовчі виробки, що з'єднують забій з системою відкатних та вентиляційних виробок шахти, повинні бути проведені на всю довжину лави.

Підготовчі виробки розташовуються в незайманому масиві вугілля, а ті їх ділянки, які в результаті очисних робіт виявляються у виробленому просторі, як правило, погашаються, і тільки в рідкісних випадках одна з виробок підтримується для вентиляції або для повторного її використання.

Вибір засобів очисної виїмки

Найбільшу продуктивність при видобутку корисних копалин підземним способом забезпечує комплексне використання машин різного функціонального призначення, пов'язаних конструктивними і режимними параметрами і одночасно виконують свої по функції по механізації основних і допоміжних процесів підземного видобутку вугілля. Застосування того чи іншого механізованого комплексу можна оцінити за критерієм «правильності вибору». Розрахунок критерію правильності вибору управління покрівлею проводиться згідно з методичними вказівками до виконання курсового проекту з дисципліни: «Управління станом масиву гірських порід».

$$K_{ВП} = \left[\frac{\sigma_{сж}^{ок} \cdot h_{ок} \cdot m_{пл}}{\gamma \cdot H \cdot L_{ок} \cdot (1 + h_{нк})} \right]^{0,25} \quad (2.1)$$

де, γH - вертикальна складова гірського тиску; $m_{пл}$ - потужність виймаемого пласта; $h_{нк}$ - потужність безпосередньої покрівлі, м; $h_{ок}$ - потужність основної покрівлі, м.

Підставами дані геологорозвідувальних робіт в дану формулу:

$\sigma_{ст}^{o.k} = 70$; $m_{пл} = 1,1$ м; $h_{ок} = 12,35$ м; $h_{нк} = 5,73$ м; $\gamma_H = 15$ мПа для порід залягаючи до 600 м

$$K_{пв} = \left[\frac{70 \cdot 12,35 \cdot 0,8}{15 \cdot 24,7 \cdot (1 + 5,73)} \right]^{0,25} = 0,72$$

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

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

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

Підвищення продуктивності і зручності ведення робіт за рахунок наступних чинників:

- наявність подвійного проходу між конвеєром і стійками кріплення в початковому положенні;
- зменшене тиск на підшву в зоні носка підстави і наявність механізму підйому підстави для роботи в умовах слабких підшв;
- відкрите розташування механізму переміщення з жорстким укороченим штовхачем;
- використання для кріплення елементів секцій швидко-з'єднань чекового типу замість болтових з'єднань;
- відкритий доступ до елементів гідросистеми з робочого простору.

Поліпшення взаємодії кріплення з бічними породами за низкою чинників:

- скорочення відвалоутворення в безпосередній покрівлі внаслідок створення перекриттями секцій горизонтально-стискають зусиль, спрямованих до забою;
- поліпшення умов підтримки покрівлі завдяки використанню коротких підтискної консолей з високим зусиллям притиснення, забезпечуваним механізмом передачі зусилля від гідростійок;
- забезпечення поперечної стійкості секцій і маневреності перекриття завдяки використанню підстави типу "катамаран" і роздільного управління гідростійками;
- збільшення швидкості кріплення внаслідок вибору оптимальних параметрів гідросистеми і секції в цілому.

Комбайн очисний УКД300 призначений для відпрацювання пластів потужністю 0,85-1,5 м з кутами падіння до 35 по простяганню і до 10 по падінню і повстання, з опірністю вугілля різанню до 360 кН / м, небезпечних по пилу і газу. Допускаються включення в пласт породних прошарків і місцеві обтискання пласта породю.

Комбайн має вбудовану подає частина з частотним регулюванням в швидкості подачі. Комбайн має захоплення 0,7 м і може оснащуватися шнеками діаметром 800, 900 і 1000 мм з тангенціальними різцями типу РГ501 або РКС2.

Конструктивні особливості:

Поворотні автономні ріжучі частини розташовані в уступі вибою, Вбудований в портал машини механізм подачі.

Розрахункова довговічність (15 тис. Ч) силових елементів редуктора групи в три рази більше, ніж у всіх випускаються в даний час комбайнів аналогічного призначення.

Наявність системи охолодження редукторів ріжучої частини.

Оснащення шнеків системою пилопригнічення з вибухозахистом від фрикційного іскріння.

Наявність підірної забійної лижі для поліпшення стійкості комбайна.

Збільшена висота проходу для вугілля під порталом комбайна.

Дубльоване по кінцях машини управління комбайном.

Адаптована до верхняками кріплення конструкція порталу.

Конвеєр шпартний скребковий КСД-26В призначений для транспортування вугілля з високопродуктивних (1500-3000 т / добу) очисних вибоїв довжиною до 300 м з пластів потужністю від 0,85 м до 1,5 м; порухатися по простяганню з кутом падіння до 35 градусів, а по падінню або повстанню до 10 градусів.

Особливості конструкції

1. Конвеєр комплектується двошвидкісними електродвигунами з водяним охолодженням і високим пусковим моментом.

2. Редуктори приводів блокової конструкції двох виконань: двоступеневий планетарний і триступеневий комбінований. Обидва типи забезпечені, системами водяного охолодження і розраховані на 25000 годин роботи.

3. Конвеєр забезпечений незалежним від приводу конвеєра і безпечним Храпово-гідравлічним механізмом контрольованого натягу тягового органу.

4. рештатного ставши забезпечений рейкою для бесцепной системи подачі комбайна.

5. Рештаки мають виконання з закритим днищем і оглядовими лкками, виконані заодно з навісним обладнанням та посилені профілем з якісної сталі і днищем товщиною 30 мм.

6. Передбачуваний ресурс рештатного става 1,75 млн. Т вугілля.

7. Ланцюги та сполучні ланки виконані з високоякісної сталі.

8. Легкодоступний цепенік.

9. Зірка семілучевие роз'ємна.

10. Автоматизована система управління з функціями діагностики та контролю

Розрахунок параметрів механізованого комплексу

Визначимо максимально можливу довжину забою, обладнаного комплексом ДМ

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

$$l = \frac{(T_{зм} - t_{п.з})n_{зм} - t_{м} \cdot n_{cmp}}{\left(\frac{1}{V_p} + \frac{1}{V_m} + \frac{n_{сек}}{V_{год}} + t_3 \cdot Z_p \cdot m \cdot b \cdot t_4\right)n_{cmp}} + \sum l_H \quad (2.2)$$

де. $T_{зм}$ - тривалість зміни, хв; $t_{п.з}$ - час на підготовчо-заклучні операції, хв; $n_{зм}$ - число видобувних змін на добу, шт; $t_{м}$ - час на маневрові операції на початку і кінці лави, хв; $n_{стр}$ - товщина знімається машиною стружки; V_m - манєврова швидкість комбайна, м / хв; V_p - робоча швидкість комбайна м / хв; $n_{сек}$ - кількість секцій кріплення, біля яких потрібно підкріплення забою, зачистка віджатого вугілля, шт; t_3 - час на заміну одного різця, хв; Z_p - питома витрата різців, шт / м; m - потужність пласта, м; b - товщина виймаємо стружки, м;

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

$г = 0,7 \text{ м}$ - ширина захвату комбайна, м; $k_2 = 1$ - коефіцієнт використання захоплення; t_4 - час на супутні операції, хв; - сумарна довжина ніш, м;

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

$$n_{cmp} = \frac{V_{доб}^{доб}}{b} = \frac{2,1}{0,7} = 3,0 \quad (2.3)$$

Для даних умов довжина лави не повинна перевищувати:

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

Проведемо перевірочний розрахунок кріплення ДМ по її несучої здатності

Перший крок обвалення порід безпосередньої покрівлі визначається за формулою:

$$L_{перв}^n = 36 \cdot (1 + \sin \alpha) \frac{f_{кр}^n \cdot \sqrt{V_{доб}}}{\sqrt{l_n}} + 10,5(1 + \sin \alpha) \cdot e^{-0,7 \frac{h_p}{f_{кр}^n}} \quad (2.4.)$$

де, $f_{кр}^n$ - середньозважений коефіцієнт міцності порід безпосередньої покрівлі; $V_{доб}$ - добова швидкість посування забою (приймається з розрахунку мінімально можливої швидкості посування 2,4 м / доб);

α - кут падіння пласта;

h_p - розмір зони активного розшарування порід покрівлі, м;

m_n - потужність порід безпосередньої покрівлі, м;

n - кількість розшарувань в одному метрі порід покрівлі;

$$h_n = 36 \cdot 10^3 \cdot Z_{он} \sqrt{\frac{m_n \cdot n \cdot a}{f(1 + \eta) \cdot (1 + \sin \alpha) V_{сум} \cdot \varphi}} \quad (2.5)$$

де, a - коефіцієнт, що враховує вдавнення кріплення в підшву пласта і деформацію верхняків. При $\sigma_{од} = 3,5 - 7,5 \text{ мПа}$ $a = 0,9 - 0,95$;

$\sigma_{од}$ - міцність порід підшви на вдавлювання, мПа;

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

φ - кількість стійок кріплення на 1 м^2 оголення покрівлі, шт;

f- коефіцієнт міцності вугілля;

Z_{on} - ширина зони опорного тиску попереду лави, приймається $Z_{on}=30$ м;

Для механізованого кріплення ДМ первинний крок обвалення порід безпосередньої покрівлі:

$$L_{перв}^H = 36 \cdot (1 + 0,2079) \frac{3,5 \cdot \sqrt{2,35}}{\sqrt{170}} + 10,5(1 + 0,2079) \cdot 2,71824^{-0,72,6} = 25,6 \text{ м}$$

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

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

Подальший крок обвалення порід безпосередньої покрівлі:

$$L_{посл}^H = 10,5(1 + 0,2079) \cdot 2,71824^{-0,72,6} = 7,73 \text{ м}$$

Первинний крок обвалення порід основної покрівлі:

$$L_{перв}^H = 36 \cdot (1 + \sin \alpha) \frac{f_{кр}^H \cdot \sqrt{V_{cen}}}{\sqrt{l_l}} + 10,5 \sqrt{V_{cen}} \cdot (1 + \sin \alpha) \cdot e^{-0,7 \frac{h_p}{f_{кр}^H}} = 25,56 + 19,44 \cdot 2,71824^{-0,364} = 39,6$$

Подальший крок обвалення порід основної покрівлі:

$$L_{посл}^o = 10,5 \sqrt{V_{cen}} \cdot (1 + \sin \alpha) \cdot e^{-0,7 \frac{h_p}{f_{кр}^H}} = 10,5 \cdot \sqrt{2,35} (1 + 0,2079) \cdot 2,71824^{-0,72,6} = 11,53 \text{ м}$$

Розрахунок навантаження на привибойне кріплення

Навантаження на привибойне кріплення розраховується виходячи з гіпотези консольних балок. Для визначення розрахункової схеми необхідно знати величину прогину основної і безпосередньої покрівлі. Прогин безпосередньої покрівлі в місці її обвалення визначається

$$\Delta l = \frac{\gamma_n \cdot h_n \cdot l_n \cdot b_n}{8 \cdot E_n \cdot I_n} \quad (2.6)$$

де, $\gamma_n = 29200$ н / м - об'ємна вага порід безпосередньої покрівлі

I_n - момент інерції безпосередньої покрівлі відносно нейтральної осі, М4;

h_n - Потужність безпосередньої покрівлі, м;

l_n - довжина консолі безпосередньої покрівлі, м;

$$l_n = l + L_{посл}^H = 0,4 + 7,73 = 8,13 \text{ м} \quad (2.7)$$

l - ширина привибойного пространства, м;

E_n - наведений модуль пружності при вигині порід безпосередньої покрівлі,

ГПа;

$$E_n = \frac{4 \cdot E_p \cdot E_{cm}}{(\sqrt{E_{cm}} + \sqrt{E_p})^2} \quad (2.8)$$

E_{cm} - модуль пружності порід при стисненні;

E_p - модуль пружності порід при розширенні, ГПа.

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

Момент інерції безпосередньої покрівлі

$$I_H = I'_H + F_H V_H^2 \quad (2.9)$$

I'_H - момент інерції відносно середньої осі:

$$I_{H'} = \frac{B_H \cdot h_z^3}{12} \quad (2.10)$$

b_H - ширина блоку обвалення (приймаємо 1м); h_H - площа поперечного перерізу, що згинаються балок безпосередньої покрівлі, м²;

$$F_H = b_H \cdot h_H \quad (2.11)$$

V_H - відстань від нейтральної осі до середини балки безпосередньої покрівлі, м;

$$V = \frac{h_H \cdot \sqrt{E_{СЖ}^H}}{\sqrt{E_{СТ}^H} \cdot \sqrt{E_P^H}} \quad (2.12)$$

Після підстановки числових значень, отримаємо:

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

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

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

Прогин порід безпосередньої покрівлі:

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

Прогин порід основної покрівлі в місці обвалення безпосередньої покрівлі:

$$\Delta l_o = \frac{\gamma_o \cdot h_o \cdot b_H}{2I_o \cdot E_o} \cdot \left(l_o^2 \cdot l_H^2 - \frac{l_o \cdot l_H^3}{3} + \frac{l_H^4}{12} \right) \text{ м} \quad (2.13)$$

де, γ_o - об'ємна вага порід основної покрівлі, н/м³;

h_o - потужність порід основної покрівлі, м;

l_o - максимальна довжина консолі основної покрівлі в момент зламу,

$$l_o = \sqrt{\frac{h_o \cdot \sigma_{виг}}{3 \cdot \gamma_o}} \quad (2.14)$$

де, $\sigma_{виг}$ - міцність порід основної покрівлі на вигин.

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

Отримані значення l_o пов'язуються з подальшим кроком обвалення порід основної покрівлі та даними параметрами.

E_o - наведений модуль пружності при вигині порід основної покрівлі, мПа;

I_o - момент інерції основної покрівлі щодо середньої осі, м⁴;

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

I_o - момент інерції основної покрівлі відносно нейтральної осі, м⁴;

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

V_o - відстань від нейтральної осі до середини балки основної покрівлі, м;

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

F_o - площа поперечного перерізу, що згинаються балок основної покрівлі, м;

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

Прогин порід основної покрівлі.

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

Тиск на 1 погонний метр лави від ваги порід безпосередньої покрівлі, коли $l_n > l_0$ буде:

$$R' = \frac{h_n \cdot \gamma_n \cdot (3l^2 + 8L_{\text{посл}}^n + 6L_{\text{посл}}^n)}{8l} \quad (2.15)$$

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

Навантаження на привибійну кріплення становитиме: $R \geq R' = 2006 \text{ кН}$

Отримані значення порівнюємо з паспортними даними кріплення ДМ.

Опір кріплення ДМ на 1 м^2 підтримуваної покрівлі – 485 кН, на 1 м по довжині лави – 2800 кН. Умова $R \geq R'$ виконується, отже можливе застосування кріплення в даних умовах.

Розрахунок гірського тиску в очисному вибої

Відстань від кромки очисного забою до максимуму опорного тиску.

$$X = m \left(\frac{r'}{a_1 \rho r' + t_1} + \frac{d_1 \ln D}{\varphi} \right) \quad (2.16)$$

де, m - виймаємо потужність пласта, м;

r_1 - відношення половини кроку подальшого обвалення основної покрівлі до потужності пласта;

$$r' = \frac{1}{2} \cdot \frac{L_{\text{посл}}^0}{m} = \frac{1}{2} \cdot \frac{13,35}{0,8} = 8,34 \quad (2.17)$$

φ - функція, що залежить від коефіцієнта тертя пласта по породах покрівлі і ґрунту.

$$\varphi = 2 f_{\text{тр}} \cdot \lambda = 2 \cdot 0,3 \cdot 1,729 \quad (2.18)$$

де, $f_{\text{тр}} = 0,3$ - коефіцієнт тертя порід покрівлі і ґрунту;

λ - допоміжна функція.

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

ρ - кут внутрішнього тертя, град;

$$\rho = 45 f - 2,5 = 45 \cdot 0,3 - 2,5 = 15,5$$

f - середньозважений коефіцієнт міцності вугільного пласта;

D - допоміжна функція.

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

H - глибина розробки.

Визначаємо коефіцієнт зчеплення вугілля:

$$k_t = k_f \cdot k_o \cdot e^{\left(\frac{\varphi}{a_1 \cdot b \cdot e^{-t}} \right)} = 0,9 \cdot 2,6299 \cdot 2,718^{(1,0374/1,729 \cdot 0,4 \cdot 2,781^{-0,282})} = 28,83$$

k_f - Коефіцієнт залежить від міцності вугілля.

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

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

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

$$t = \frac{24b}{V_{\text{сум}}} = \frac{24 \cdot 0,4}{4,8} = 2 \quad - \text{час між черговими циклами, годину;}$$

a,b,d - емпіричні коефіцієнти, що залежать від виробництва $\varphi r'$

$$8,34 \cdot 0,28 > 2, \text{ значить}$$

$$a = 1,49; \quad b = 1,22; \quad d = 0,995.$$

Напруга в зоні максимуму опорного тиску:

$$\sigma_{\text{max}} = K_t \cdot e^{\frac{\varphi \alpha}{m}} = 28,83 \cdot 2,718^{\frac{1,0374 \cdot 29,8}{0,8}} = 194,88 \text{ Па}$$

Коефіцієнт концентрації в зоні максимуму

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

З огляду на гірничо-геологічні умови виїмкового стовпа і гірничотехнічні фактори, справжнім проектом, остаточно, для підвищення навантаження на очисний вибій, передбачаємо заміну очисного комплексу КД-80 на більш вдосконалений ДМ

Технічна характеристика кріплення ДМ

Параметри	Значення
Потужність обслуговуються пластів, м	0,8-1,5
Допустимі кути падіння пластів:	
- для роботи по простяганню, град.	35
- для роботи по падінню і відновленню, град	10
Питомий опір на 1 м2 підтримуваної майданчики, кН / м2	325-485
Опір секції, кН	1840-2800
Коефіцієнт гідравлічного розсувкі	2,1
Зусилля пересування секції, кН	300
Крок установки секцій, м	1,5
Максимальний робочий тиск в напірній магістралі, МПа	32
Коефіцієнт затяжки покрівлі	0,9
Габаритні розміри секцій: - висота min-max, мм	610-1500
- ширина, мм	1440
Маса секції, кг	7250

Технічна характеристика очисного комбайна УКД300

Параметри	Значення
Продуктивність в залежності від опірності вугілля різання, т / хв	до 10
Сумарна номінальна потужність приводу різання в режимі S1, кВт	360 (2x150; 2x30)
Номінальна напруга, В	1140
Величина опускання виконавчого органу нижче опорної поверхні вибійного конвеєра, мм	100
Величина розсувні виконавчого органу, мм	500
Частота обертання шнеків, об / хв	78
Максимальна робоча швидкість подачі, м / хв	12
Максимальне тягове зусилля системи подачі, кН	320
Середній ресурс до капітального ремонту в залежності від опірності вугілля різанню, тис / т	1000
Габаритні розміри, мм:	
- довжина по осях шнеків	6515
- ширина комбайна від вибою	2120
- висота по корпусу від підшви	620
Маса, т	17,5

Технічна характеристика конвеєра КСД26В

Параметри	Значення
Продуктивність, т / хв	10
Довжина конвеєра, м, до	300
Номінальна потужність електродвигунів, кВт	1x55/160 1x65/200
Число і розташування ланцюгів	2 центрально-рознесений
калібр ланцюга	26x92
Висота боковини рештака, мм	228
Ширина рештака по боковинам, мм	642
Товщина середнього листа, мм	30
Швидкість руху тягового органу, м / с	
- робоча	1,04
- маневрова	0,346
Середній ресурс рештачного става	1,75

2.3 Технологія очисної виїмки

Виїмка вугілля в лаві проводиться по челноковою схемою. У вихідному положенні забійний конвеєр перенесуть до забою, комбайн зарубав в пласт, секції кріплення відсунуті на крок пересування. Машиніст комбайна постійно знаходиться біля пульта управління комбайном та конвеєром лави. При автоматичному режимі керування комбайном машиніст знаходиться між першим і другим рядами гідростійок секцій кріплення, а при ручному управлінні в зоні між навісним обладнанні, конвеєром і секціями кріплення до їх пересування.

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

знаходиться у навантажувального пункту лави (у приводний головки), отримавши сигнал про готовність до роботи перевантажувального пункту і конвеєрних ліній збірного і магістрального конвеєрного штреків, повідомляє машиністу комбайна в лаву, машиніст комбайну включає лавний конвеєр, перед включенням лавного конвеєра автоматично, протягом 6 с, по всій лаві подається попереджувальний звуковий сигнал. Після включення лавного конвеєра машиніст комбайну включає комбайн і з дозволу гірничого майстра або ланкового, виробляє виїмку вугілля. В процесі виїмки вугілля машиніст комбайну забезпечує виїмку вугілля в межах виймаємо потужності, не допускаючи подрубки покрівлі та залишення вугільної пачки.

Помічник машиніста комбайна керується вказівками машиніста комбайна, а під час виїмки вугілля комбайном стежить за магістральними лініями гідросистеми, силовим кабелем, шлангом зрошення, вантаженням вугілля, виробляє зачистку навісного обладнання і знаходиться позаду комбайна, на відстані не ближче 2-х метрів від нього, між першим і другим рядами гідросток секцій кріплення після їх пересування, машиніст комбайну і помічник машиніста комбайна в своїй роботі керуються "Інструкцією з охорони праці для машиніста гірничих виїмкових машин". В якості помічника машиніста комбайна до роботи на комбайні допускаються особи, які пройшли спеціальне навчання і мають посвідчення на право керування комбайном і його обслуговування.

Слідом за проходом комбайна з відставанням 1,5-2,0м від переднього працюючого органу комбайна, оператор кріплення виробляє кріплення оголених порід покрівлі шляхом почергової пересування секцій кріплення. Управління пересувається секцією проводиться робітником, який знаходиться під сусідній / пересунути / секцією кріплення. Знаходження людей в цей момент між секціями кріплення забороняється. Присутність сторонніх осіб в зоні розвантаження і пересування секцій кріплення забороняється. Про всі операції з розвантаження та пересування секцій кріплення робітник повинен попередити працюючих поруч членів бригади. Перед розвантаженням секції кріплення попередньо оглядається покрівлю та забій, навислі і відшарувалися від масиву шматки вугілля і породи повинні бути обібрані. У разі поганого стану покрівлі, вживаються необхідні заходи обережності аж до установки контрольних стійок. При сипучих і нестійких породах покрівлі і при вивалив, виробляють додаткове кріплення шляхом затягування її дошками або брусом. В місцях утворення куполів, від вивалам порід покрівлі, викладаються багаття.

Пересування конвеєра в лаві здійснюється "хвилею", яка має довжину 17-20м. Пересувку конвеєра проводиться на відстані 10-12 м / 10-12 рештаков / від корпусу комбайна, а зачистку зони між навісним обладнанням і секціями кріплення після виробляють пересування конвеєра.

Комбайн після закінчення виїмки чергової смуги вугілля з опущеними виконавчими органами і подгрібними пристроями, відведеними в транспортне положення, відганяється від штреку в лаву на місце зарубки, де навпроти виконавчих органів, стоять секції з укороченими консолями. Підтягуються до забою секції кріплення на кінцевій ділянці лави. Чи включаються обидва

виконавчих органу і одночасно з засувкою кінцевій частині конвеєра і перерозподілом приводний головки комбайн зарубивається в пласт. Потім здійснюють виїмку вугілля на кінцевій ділянці довжиною 3,5-5,5м, при цьому одночасно руйнується вугілля між наповнювальними органами, після закінчення цієї операції комбайн повертається в положення зарубки. У міру пересування комбайна від штреку до місця зарубки виводиться в робоче положення випереджаюче підгрібне пристрій і послідовно підтягуються секції кріплення. Комбайн готовий до виконання зняття черговий смуги вугілля. Здавання та прийняття змін проводиться безпосередньо на робочих місцях. Забороняється залишати комбайн на кінцевій ділянці не встановлений під секції у місця зарубки і з незарубаними виконавчими робочими органами в пласт.

2.4 Розрахунок параметрів очисної виїмки вугілля

Продуктивність комбайна визначається за швидкістю його подачі, яка залежить від:

- потужності двигуна комбайна (енергоозброєності комбайна);
- міцності вугільного пласта (опірність різанню);
- кількості метану, що виділяється з пласта;
- швидкості пересування секцій кріплення.

1) Розрахунок швидкості подачі комбайна по його енергоозброєності:

$$V_K = \frac{N_{уст}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma_{ср}}, (м/хв.)$$

де $N_{трив}$ - тривала потужність двигуна комбайна, кВт;
 H_w - питомі енерговитрати на руйнування вугілля, кВт/т;
 m - виймаємо потужність пласта, м;
 r - ширина захвату виконавчого органу комбайна, м;
 γ - об'ємна вага вугілля, т/м³.

Стійка потужність двигуна розраховується за формулою:

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

комбайн КА-80 $P_{трив} = 0,7 \cdot 90 = 63(кВт);$

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

Питомі енерговитрати на руйнування вугілля:

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

де A_p - опірність вугілля різанню, кН / см;

R - показник крихкості вугілля;

Для вузьких вугілля визначається за формулою:

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

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

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

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

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

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

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

де V - допустима по ПВ швидкість руху повітряного струменя в лаві, м / с;

m_b - виймаємо потужність пласта, м;

b - ширина привисоїного простору, м;

φ - коефіцієнт звуження повітряного струменя;

d - допустиме по ПВ вміст метану у вихідному струмені, %;

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

q - метановість пласта, м³/т.с.д.

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

K_n - коефіцієнт нерівномірності виділення метану в лаву.

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

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

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

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

комбайн УКД300
$$V_z^n = 2,86 (\text{м/хв});$$

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

$$V_k^{кр} = \frac{b}{\sum t_{кр}},$$

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

$\sum t_{кр}$ - час на повний цикл пересування секцій, хв;

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

де t_1 - часом на переміщення робочого від секції до секції і огляд секції, сек;

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

t_3 - час на розвантаження секції кріплення, сек;

t_4 - час на пересувку секції кріплення, сек;

t_5 - час на розпір секції, сек;

для челнокової схеми виймки:

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

комбайн КА-80

$$V_k^{кр} = \frac{1,35}{0,61} = 2,2 (\text{м/хв})$$

комбайн УКД300 $V_z^n = \frac{1,5}{0,61} = 2,5 (м/хв);$

Остаточно приймаємо швидкість подачі комбайна для обох варіантів $V_{\phi}^n = 1,13 (м/хв)$ и $V_n^n = 2,5 (м/хв)$.

4) Тривалість циклу виїмки:

$$t_u = (t_0 + t_e) \left(1 + \frac{K_0}{100}\right) \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 + \sum t_k,$$

де t_0 - тривалість роботи комбайна з виїмки вугілля, хв;

t_e - тривалість супутніх виїмки допоміжних операцій, хв;

K_0 - коефіцієнт відпочинку;

k_1 - коефіцієнт, що враховує гіпсометр підшви пласта;

k_2 - коефіцієнт, що враховує ступінь обводнення лави;

k_3 - коефіцієнт, що враховує ступінь нестійкості покривлі;

k_4 - коефіцієнт, що враховує кут падіння пласта;

V_{κ}^{kp} - сумарна тривалість кінцевих операцій в циклі, хв;

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

Тривалість виїмки вугілля комбайном визначається по формулі:

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

де l_n - довжина лави, м;

$\sum l_n$ - сумарна довжина ніш, м;

V_p^{κ} - швидкість подачі комбайна по вугіллю, м / хв;

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

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

Тривалість, супутніх виїмки допоміжних операцій визначається за формулою:

$$t_e = 0,087 \cdot (l_n - \sum l_n) = 0,087 \cdot (170 - 0) = 13 (хв);$$

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

Час циклу:

для базового варіанту

$$t_u = (150 + 13) \left(1 + \frac{10}{100}\right) \cdot 1,05 \cdot 1,0 \cdot 1,15 \cdot 1,0 + 30 = 240 (хв).$$

для проектного варіанту

$$t_u = (70 + 13) \left(1 + \frac{10}{100}\right) \cdot 1,05 \cdot 1,0 \cdot 1,15 \cdot 1,0 + 30 = 150 (мин).$$

5) Розрахунок кількості циклів виїмки в лаві за добу:

$$n_u = \frac{1440 - t_{рем} - t_{в.в.} - (t_{n.з} + t_{m.n})}{t_u} \cdot n_{cm}$$

де 1440 - кількість хвилин в добі;

$t_{рем}$ - тривалість ремонтної зміни, хв;

$t_{в.в}$ - тривалість робіт з попередження раптових викидів вугілля і газу, хв;
 $t_{пер}$ - тривалість безперервних технологічних процесів в зміні, хв;
 $t_{п.з}$ - тривалість підготовчо-заклучних операцій, хв;
 $n_{см}$ - кількість змін з видобутку на добу.

для базового варіанту
$$n_u = \frac{1440 - 360 - 0 - (30 + 0) \cdot 3}{240} = 4,1(\text{цикл}).$$

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

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

6) Видобуток за один цикл:

$$D = m_{\text{вын}} \cdot A_d \cdot r \cdot \gamma \cdot c,$$

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

для проектного варіанту $D = 1,03 \cdot 170 \cdot 0,7 \cdot 1,45 \cdot 0,95 = 170(m/\text{добу});$

7) Максимально можлива добова продуктивність лави:

$$A_{\text{сум}} = D \cdot n_u$$

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

для проектного варіанту $A_{\text{сум}} = 170 \cdot 6 = 1020(m)$

8) Річна планова навантаження на лаву;

$$A_{\text{год}} = A_{\text{сум}} \cdot N_{p.d}$$

де $N_{p.d}$ - число робочих днів у році, днів;

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

для проектного варіанту $A_{\text{год}} = 1020 \cdot 300 = 306000(m)$

2.5 Побудова календарного плану пласта c_1

2.5.1 Визначення кількості лав для забезпечення річної навантаження.

Діюча лінія очисних вибоїв на шахті визначається за формулою:

$$h_o = \frac{A_{ш.т} \cdot k_{oc} \cdot k'_o}{V_o \cdot \sum p' \cdot c},$$

де $A_{ш.т}$ – Річна виробнича потужність шахти, т;

k_{oc} - коефіцієнт, що враховує видобуток з очисних вибоїв;

k'_o - коефіцієнт видобутку вугілля з діючих очисних вибоїв в загальношахтній здобичі;

V_o - річне посування діючої лінії очисних вибоїв по шахті, м;

$$V_o = N \cdot V_{\text{сум}}$$

де N - число робочих днів у році;

$$V_o = 300 \cdot 4,2 = 1260(m);$$

$\sum p'$ - сумарна продуктивність одночасно розроблюваних пластів, m/m^3 ;

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

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

γ - середня щільність вугілля, т/м³;

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

$$h_{\delta} = \frac{918000 \cdot 1,0 \cdot 0,9}{1260 \cdot 4,38 \cdot 0,95} = 160(m)$$

Діюча лінія очисних вибоїв по шахті:

$$\sum h_{\delta} = n'_{nn} \cdot h_{\delta},$$

де n'_{nn} - число одночасно розроблюваних пластів:

$$\sum h_{\delta} = 3 \cdot 170 = 510(m)$$

Загальна кількість діючих лав по шахті при середній довжині лави:

$$\sum n_{l,\delta} = \frac{\sum h_{\delta}}{l_l},$$

де l_l - середня довжина лави, м;

$$\sum n_{l,\delta} = \frac{510}{160} = 3,18$$

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

Таким чином, проектна виробнича потужність складе

$$A_{200} = 2 \cdot 306000 = 918000(m)$$

Розподіл лав по пластах і років наведені на аркуші №2 графічної частини.

2.5.2 Визначення параметрів графіка організації робіт з підготовки запасів

Для своєчасної підготовки виймальних стовпа необхідно, щоб дотримувалися такої умови:

$$T_{\text{підг}} + t_{\text{рез}} \leq T_{\text{оч}}$$

де $T_{\text{підг}}$ - загальні витрати часу на підготовку стовпа, міс;

$t_{\text{рез}}$ - резерв часу для компенсації непередбачених затримок при підготовці стовпа, міс;

$T_{\text{оч}}$ - тривалість відпрацювання стовпа, міс.

Час на підготовку стовпа визначається за формулою:

$$T_{\text{подг}} = 2 \cdot \frac{L_{\text{штр}}}{V_{\text{пр.ш}}} + \frac{l_l}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}} = t_{\text{ш}} + t_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}}$$

де $L_{\text{штр}}$ - середня довжина виймкового штреку, м;

$V_{\text{пр.ш}}$ - швидкість проведення штреку, м / міс;

l_l - довжина лави, м;

$V_{\text{р.п}}$ - швидкість проведення розрізної печі, м / міс;

$t_{\text{мон}}$ - час на монтаж устаткування в лаві, міс;

$t_{\text{ш}}$ - час на проведення штреку, міс;

$t_{\text{р.п}}$ - час на проведення розрізної печі, міс;

$$T_{\text{подг}} = 2 \cdot \frac{1000}{140} + \frac{170}{140} + 1,5 = 17(\text{міс});$$

Час відпрацювання стовпа визначається за формулою:

$$T_{оч} = \frac{\ell_{ст}}{V_{оч}},$$

де $\ell_{ст}$ - довжина виїмкового стовпа, м

$V_{оч}$ - швидкість посування очисного вибою, м / міс;

$$T_{оч} = \frac{1000}{120} = 9,3 \text{ міс};$$

Перевірка своєчасної підготовки виїмальних стовпа проводиться за рівнянням:

$$17+1 \leq 9,3 \text{ міс}$$

$$18 < 9,3 \text{ міс}$$

Умова не виконується.

Таким чином, передбачаємо підготовку виїмкового стовпа двома прохідницькими бригадами.

2.6 Вентиляція шахти

Витрата повітря для шахти в цілому

Загальний витрата повітря для шахти визначається як сума витрат на відокремлено провітрювані об'єкти з урахуванням внутрішньо шахтних витоків повітря: $Q_{ш} = 1,1(\sum Q_{уч.} + \sum Q_{п.в} + \sum Q_{поз.в.} + \sum Q_{под.в.} + \sum Q_{к.} + \sum Q_{ут})$

де 1,1 - коефіцієнт, що враховує відхилення фактичного розподілу повітря по мережі гірничих виробок від розрахункового;

$\sum Q_{уч.}$ - витрата повітря для провітрювання виїмкових дільниць, м³/с;

$\sum Q_{п.в}$ - витрата повітря, що подається до всасам ВМП для відокремленого провітрювання тупикових виробок, м³/с;

$\sum Q_{поз.в.}$ - витрата повітря для відокремленого провітрювання поташаються виробок, м³/с;

$\sum Q_{под.в.}$ - витрата повітря для відокремленого провітрювання підтримуваних виробок, м³/с;

$\sum Q_{к.}$ - витрата повітря для відокремленого провітрювання камер, м³/с;

$\sum Q_{ут.}$ - виток повітря через вентиляційні споруди, розташовані за межами виїмкових дільниць, м³/с.

Розрахунок вентиляції виконуємо для 2020 року ведення гірничих робіт.

Витрата повітря для провітрювання очисних та тупикових виробок

Витрата повітря для очисних і підготовчих виробок проведено на ПЕОМ.

Вихідні дані і результати розрахунків зведені в таблиці 2.10-2.17.

ПРОГНОЗ метанообільності виїмкових дільниць ПЛАСТА С1

Вугілля транспортується по виробці з вихідним струменем.

Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Схема провітрювання виїмкової дільниці з видачею вихідного струменя на масив вугілля.

Система розробки стовпова.

Таблиця 2.10

Характеристика зближених пластів і прошарків

Индекс сближ. пласта	Мощность угольных пачек мсп, м	Расстояние до разрабатываем. пласта Мсп, м	Метаносность природн. Хсп, м ³ /т	Пластов. влажн. угля W, %	Зольность угля Аз, %	Выход летучих веществ Vг, %	Коефф. дегазации Kg
Подрабатываемые пласты							
с5	1.1	40.0	7.0	12.3	11.0	38.0	0.0
с4	0.9	45.0	8.0	12.3	14.4	41.0	0.0

Таблиця 2.11

Исходные данные для прогноза метанообильности выемочного участка

Исходные данные	Значения
Глубина зоны метановых газов Но, м	150
Глубина разработки Н, м	340
Длина очистной выработки Лоч, м	170
Природная метаносность пласта Х, м ³ /т	4.6
Пластовая влажность угля W, %	12.1
Зольность угля Аз, %	16.4
Выход летучих веществ Vг, %	40.0
Полная мощность угольных пачек пласта Мп, м	0.90
Вынимаемая полезная мощность пласта Мв, м	0.90
Вынимаемая мощность пласта с учетом породных простоек Мв.пр., м	1.00
Скорость подвигания очистного забоя Vоч, м/сут	4.8
Угол падения пласта, град.	3
Время с момента окончания проведения подготовительной выработки до начала очистных работ, сут	45
Количество охранных целиков, шт.	0
Ширина охрannого целика, м	0.0

ПРОГНОЗ метанообильности тупиковой выработки ПЛАСТА С1

Спосіб провітрювання виробки нагнітальний.

Вироблення проводиться комбайном.

Таблиця 2.12

Дані для прогнозу метанообильности тупиковой виробки

Исходные данные	Значения
Площадь сечения выработки в проходке по углю Sуг, м ²	3.2
Длина тупиковой выработки Lп, м	1000
Плотность угля, т/м ³	1.45
Проектная скорость подвигания забоя Vп, м/сут	7.2
Техническая производительность комбайна j, т/мин	1.90
Продвигание забоя за цикл непрерывной работы, м	0.8

Таблиця 2.13

Результати прогнозу метанообільності гірничих виробок

Индекс пласта	qпл, м3/т	qсп.п, м3/т	qсп.н, м3/т	qпор, м3/т	qв.п, м3/т	qоч, м3/т	qуч, м3/т	Уз.п, м3/с	Уп, м3/с	Уз.п.мах, м3/с
с5	4.62	0.00	0.36	0.47	0.84	4.77	5.46	0.018	0.029	0.0000
с4	2.59	0.75	0.25	0.15	1.15	3.35	3.74	0.010	0.018	0.0000
с1	4.28	0.87	0.00	0.44	1.31	5.58	5.58	0.016	0.029	0.0000

РОЗРАХУНОК В ЯКИХ ЦЕ ДОЗВОЛЯЄТЬСЯ НАВАНТАЖЕННЯ за газовим фактором ДЛЯ ПЛАСТА С1

Схема провітрювання 3-В-Н-и-пунктів. Тип кришення - В вироблення виділяється метан.

Породи безпосередньої покрівлі глинисті сланці середньої стійкості. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення. Залягання пластів полого.

Таблиця 2.14

Вихідні дані для розрахунку навантаження на лаву.

Исходные данные	Значения
Длина отчетной выработки $L_{оч}$, м	170
Вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослоек $M_{в.пр}$, м	1.0
Плотность угля, т/м3	1.45
Коэффициент извлечения угля, доли единицы	0.92
Скорость подвигания очистного забоя $V_{оч}$, м/сут	4.80
Допустимая концентрация газа в исходящей C_i , %	1.3
Концентрация газа в поступающей на выемочный участок вентиляционной струе C_0 , %	0.0
Относительная газообильность очистной выработки $q_{оч}$, м3/т	3.3
Относительная газообильность выемочного участка $q_{уч}$, м3/т	3.7

Максимально допустимая нагрузка на очистную выработку по газовому фактору $A_{max} = 1528$ т/сут превышает расчетную нагрузку $A_p = 1020$ т/сут.

РАСЧЕТ РАСХОДА ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА ПЛАСТА С1

Взрывные работы не ведутся.

Таблиця 2.15

Дополнительные исходные данные для расчета расхода воздуха.

Исходные данные	Значения
Наибольшее число людей, одновременно работающих в очистной выработке n , чел	11

Витрата повітря для очістної вироблення $Q_{оч} = 4.4$ м3 / с прийнятий за газовим фактором

Витрата повітря для провітрювання виїмкової ділянки $Q_{дл} = 6.1 \text{ м}^3 / \text{с}$

РОЗРАХУНОК ВИТРАТ ПОВІТРЯ ДЛЯ ПРОВІТРЮВАННЯ ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ ПЛАСТА С1

Х а р а к т е р і з т і д о а в и р о б о т к и

Розрахунок проводиться для умов Західного Донбасу.

Вироблення обводнення.

Шахта газова.

Вентиляційний трубопровід з труб типу 1А, 1Б при довжині ланки 20м.

Застосовується вентилятор з нерегульованою подачею.

Проведення вироблення здійснюється прохідницьких комбайном.

Таблиця 2.16

Вихідні дані для розрахунку.

Исходные данные	Значения
Площадь сечения выработки в свету S , м^2	8.0
Диаметр вентиляционного трубопровода d , м	0.8
Минимальная скорость воздуха в выработке, м/с	0.25
Температура воздуха в выработке, град.	22.0
Относит. влажность воздуха в выработке, %	60.0
Длина вентиляционного трубопровода на участке от ВМП до устья тупиковой выработки, м	10.0
Длина вентиляционного трубопровода L , м	1000
Допустимая концентрация газа в исходящей C , %	1.30
Концентрация газа в поступающей в выработку вентиляционной струе C_0 , %	0.01
Абсолютное газовыделение выработки $J_{п}$, $\text{м}^3/\text{с}$	0.018
Газовыделение в призабойное пространство, $\text{м}^3/\text{с}$	0.010

Витрата повітря для провітрювання призабойного простору тупикової виробки дорівнює $Q_{з.п} = 2.0 \text{ м}^3 / \text{с}$.

Подача вентилятора місцевого провітрювання тупикової виробки

$Q_{в} = 2.9 \text{ м}^3 / \text{с}$ визначена по мінімальній швидкості руху повітря.

Витрата повітря, який необхідно подати до місця установки ВМП $Q_{п.в} = 4.1 \text{ м}^3 / \text{с}$

Витрата повітря для провітрювання виробок зведемо в таблицю 2.17.

Таблиця 2.17

Витрата повітря для провітрювання гірничих виробок

Індекс пласта	Очистна виробка, $\text{м}^3/\text{с}$		Підготовча виробка, $\text{м}^3/\text{с}$		
	Лава	Виїмкових ділянку	Привибійний простір	Подача вентилятора	До місця установки
c_5	4,4	6,1	2,0	2,9	4,1
c_4	4,4	6,1	2,0	2,9	4,1
c_1	4,4	6,1	2,0	2,9	4,1

Витрата повітря для підтримуваних виробок

Витрата повітря для підтримуваних виробок визначається за формулою:

$$Q_{под.в} = S \cdot V_{min}$$

де V_{min} - мінімально доступна швидкість руху повітря у виробках, провітрюваним за рахунок загально шахтної депресії.

Результати розрахунку зводимо в таблицю 2.18

Таблиця 2.18

Кількість повітря для підтримуваних виробок.

Найменування виробок	Перетин $S, \text{ м}^2$	Мінімальна швидкість $V_{min}, \text{ м/с}$	Кількість повітря $Q_{nid}, \text{ м}^3/\text{с}$
МОШ гір. 210-250 м	13,0	0,25	3,3
Похилий квершлаг на пласт C_1	13,0	0,25	3,3
2-й ЗМКШ пл. C_1	13,0	0,25	3,3
2-й ВМКШ пл. C_4	10,9	0,25	2,7
1-й ВМКШ пл. C_4	10,9	0,25	2,7
1-й ВМКШ пл. C_1	10,9	0,25	2,7
МКШ пл. C_5	11,7	0,25	2,9
ЗКШ пл. C_5	10,9	0,25	2,7
128 збірний штрек	10,2	0,25	2,6
Разом:			26,2

Розрахунок витрати повітря для провітрювання камер

РОЗРАХУНОК ВИТРАТ ПОВІТРЯ ДЛЯ ПРОВІТРЮВАННЯ СКЛАДУ ВМ
ВИХІДНІ ДАНІ

Сумарний обсяг виробок складу ВМ, м^3 - 560

РЕЗУЛЬТАТ РОЗРАХУНКУ

Витрати повітря для провітрювання складу ВМ $Q_{вм} = 0.67 \text{ м}^3 / \text{с}$ ($40.2 \text{ м}^3 / \text{хв}$)

РОЗРАХУНОК ВИТРАТ ПОВІТРЯ ДЛЯ ПРОВІТРЮВАННЯ зарядних

камерах гір. 210м

ВИХІДНІ ДАНІ

У камері розміщені - батареї акумуляторів і перетворювальна підстанція.

Тип акумуляторної батареї - 112ТЖН-350

Число одночасно установлених батарей даного типу - 8.

Температура повітря у виробці перед камерою в найбільш теплий період року, град -23.

РЕЗУЛЬТАТ РОЗРАХУНКУ

Витрати повітря для провітрювання зарядної камери $Q_з = 2.56 \text{ м}^3 / \text{с}$.

Таблиця 2.19

Витрата повітря для провітрювання камер

Камери	Кол-во об'єктів	$Q_k, \text{ м}^3/\text{с}$	$Q_k, \text{ м}^3/\text{мин}$
Склади ВМ	1	0.67	40.2
Зарядные	1	2.56	153.6
Итого		3.23	193.8

Розрахунок витоків повітря

РОЗРАХУНОК ВИТОКІВ ЧЕРЕЗ ГЛУХІ ПЕРЕМИЧКИ

Тип перемички - шлакоблочна.

Герметизуючи покриття не застосовуються.

Площа перемички 8.2 м² Перепад тиску на перемичці 50.0 даПа

Перемичка розташована в магістральних виробках шахти.

Кількість перемичок даного типу, штук - 26

Витоку повітря через 26 глухих перемичок $Q_{пер} = 11.24 \text{ м}^3 / \text{с}$

РОЗРАХУНОК ВИТОКІВ ЧЕРЕЗ ПЕРЕМИЧКИ З ДВЕРЕЙ

Тип перемичок і дверей - неавтоматична двостулкові.

Герметизуючи покриття застосовуються.

Площа дверей (ляди) 6.0 м²

Перепад тиску на перемичці з дверима 50.0 даПа

Перемичка з дверима розташована в приствольному дворі.

Кількість перемичок з дверима даного типу, штук - 3

Витоку повітря через 3 перемички з дверима $Q_{двер} = 8.92 \text{ м}^3 / \text{с}$

РОЗРАХУНОК ВИТОКІВ ЧЕРЕЗ ШЛЮЗ

Тип перемичок і дверей - неавтоматична двостулкові.

Герметизуючи покриття застосовуються.

Площа дверей (ляди) 5.0 м²

Перепад тиску на шлюзі 50.0 даПа

Перемичка з дверима розташована в дільничних виробках шахти.

Кількість перемичок з дверима даного типу в шлюзі, штук - 2

Кількість шлюзів даного типу - 10 штук.

Витоку повітря через 10 шлюзів $Q_{шлюз} = 13.29 \text{ м}^3 / \text{с}$

РОЗРАХУНОК ВИТОКІВ ЧЕРЕЗ ШЛЮЗ

Тип перемичок і дверей - неавтоматична двостулкові.

Герметизуючи покриття застосовуються.

Площа дверей (ляди) 5.0 м²

Перепад тиску на шлюзі 50.0 даПа

Перемичка з дверима розташована в магістральних виробках шахти.

Кількість перемичок з дверима даного типу в шлюзі, штук - 2

Кількість шлюзів даного типу - 16 штук.

Витоку повітря через 16 шлюзів $Q_{шлюз} = 27.64 \text{ м}^3 / \text{с}$

РОЗРАХУНОК ВИТОКІВ ЧЕРЕЗ ШЛЮЗ

Тип перемичок і дверей - неавтоматична двостулкові.

Герметизуючи покриття застосовуються.

Площа дверей (ляди) 5.0 м²

Перепад тиску на шлюзі 50.0 даПа

Перемичка з дверима розташована в приствольному дворі.

Кількість перемичок з дверима даного типу в шлюзі, штук - 2

Кількість шлюзів даного типу - 8 штук.

Витоку повітря через 8 шлюзів $Q_{шлюз} = 15.95 \text{ м}^3 / \text{с}$

РОЗРАХУНОК ВИТОКІВ ЧЕРЕЗ ЗАВАНТАЖУВАЛЬНИЙ ПРИСТРІЙ

Тип споруди

Завантажувальні пристрої в приствольному дворі з бункером.

Перепад тиску на завантажувальному пристрої 50.0 даПа

Завантажувальний пристрій розташований в приствольному дворі.

Кількість завантажувальних пристроїв даного типу, штук - 2

Виток повітря через 2 завантажувальних пристрої $Q_{загр} = 7.50 \text{ м}^3 / \text{с}$

Таблиця 2.20

Виток повітря через вентиляційні споруди

Тип сооружений	Кол-во сооружений	Q _{ут} , м ³ /с
Двери (ляды)	3	8.9
Шлюзы	34	56.9
Загрузочные устройства	2	7.5
Итого утечек		73.3

Результати розрахунків витрати повітря

Таблиця 2.21

Результати розрахунку повітря по споживачах

Споживачі повітря	Кількість об'єктів	Витрата повітря, м ³ /с
Виїмкові ділянки	3	18,3
Тупикові виробки	5	20,5
Підтримувані вироблення	8	26,2
Камери: складів ВМ	1	0,7
гараж зарядних	1	2,6
Виток повітря через вентиляційні споруди: глухі перемички	26	11,3
двері	3	8,9
шлюзи	34	56,9
завантажувальні пристрої	2	7,5
Разом:		152,9

Загальний витрата повітря по шахті:

$$Q_{ш} = 1,1 \cdot 152,9 = 168,2 (\text{м}^3 / \text{с});$$

Статичний тиск вентиляційної установки

Депресія вентилятора визначається за формулою:

$$h_g = 1,2 \cdot h_{n.g} + h_{к.у}$$

де 1,2 - коефіцієнт, що враховує втрати тиску на місцевих опорах в шахтній вентиляційній мережі і в каналі вентиляційної установки; $h_{n.g}$ - депресія підземних виробок напрямки, Па; $h_{к.у}$ - депресія підтронагрівачів і каналу калориферної установки.

$$h_{к.у} = 0,1 \cdot h_{н.в}$$

Депресія $h_{н.в}$ знаходиться як сума депресій окремих послідовно з'єднаних виробок (гілок), що входять в напрямок:

$$h_{н.в} = h_1 + h_2 + \dots + h_n$$

Депресія окремої вироблення визначається по формулі: $h = R \cdot Q^2$

де R - аеродинамічний опір вироблення в цілому, $\frac{H \cdot c^2}{M^8}$;

Q - розрахункова витрата повітря по виробленню, M^3/c ;

$$R = \frac{\alpha \cdot K_{\phi} \cdot L}{S_{оч}^2}$$

де α - коефіцієнт аеродинамічного опору, $\frac{H \cdot c^2}{M^4}$; K_{ϕ} - коефіцієнт форми поперечного перерізу виробки; L - довжина вироблення, M ; S - площа поперечного перерізу виробки в просвіті, M^2 ;

Аеродинамічний опір лави:

$$R_{оч} = 0,01 \cdot r_{100} \cdot L_{оч} + \frac{0,6 \cdot (\xi_{вх} + \xi_{вых})}{S_{оч}^2};$$

де $\xi_{вх}$ и $\xi_{вых}$ коефіцієнти місцевого опору входу і виходу з лави;

r_{100} - питомий опір; $S_{оч}$ - площа перерізу у світлі;

$$R_{оч} = 0,01 \cdot 1 \cdot 170 + \frac{0,6 \cdot (2+3)}{2,0^2} = 2,45 \left(\frac{H \cdot c^2}{M^8} \right);$$

Результати розрахунку депресії підземних виробок зведені в таблиці 2.22.

$$h_g = 1,2 \cdot 2004,6 + 0,1 \cdot 2004,6 = 2607 \text{ (Па)};$$

Подача вентиляційної установки:

$$Q_g = Q_{ш} \cdot k_{ут.вн.};$$

де $Q_{ш}$ - витрата повітря, що надходить з шахти до вентилятора;

$k_{ут.вн.}$ - коефіцієнт, що враховує витоку повітря через надшахтні споруди і канали вентилятора;

$$Q_g = 168,2 \cdot 1,25 = 210,3 (M^3 / c);$$

Аеродинамічний опір шахтної мережі:

$$R_{ш} = \frac{h_g}{Q_g^2} = \frac{2607}{210,3^2} = 0,0589 \left(\frac{H \cdot c^2}{M^8} \right)$$

Для побудови аеродинамічної характеристики мережі, розрахуємо депресію, яка відповідає різним значенням витрати повітря.

$Q_{в}$	40	80	120	160	200	240
$h_{в}$	94	377	849	1509	2358	3395

Приймаємо вентилятор ВОД-30М

Фактичні витрати $Q_{\phi} = 213 M^3/c$.

Фактична депресія $h_{\phi} = 2680 \text{ Па}$.

Кут установки лопаток вентилятора -40 град.

ККД вентиляційної установки 0,67.

Внутрішні витоку складуть -78,3 M^3/c (42,8%)

Зовнішні витоку – 53,3 м³/с (25,0 %).

Таблиця 2.22

Результати розрахунку депресії

Найменування вироблення	Номери вузлів	Тип кріплення	$\alpha, \frac{h \cdot c^2}{m^4}$	S, m^2	K_{ϕ}	L, m	$R, \frac{h \cdot c^2}{m^8}$	$Q, m^3/c$	h, Pa	$V, m/c$
Клетьевий ствол	1-2	бетон	0,032	33,2	3,54	140	0,00250	168,2	70,65	5,07
Клетьевий ствол	2-3	—	0,032	33,2	3,54	25	0,00045	161	11,56	4,85
Клетьевий ствол	3-4	—	0,032	33,2	3,54	45	0,00080	149	17,82	4,49
Клетьевий ствол	4-5	—	0,032	33,2	3,54	40	0,00071	47,9	1,64	1,44
Клетьевий ствол	5-6	—	0,032	33,2	3,54	75	0,00134	42,6	2,43	1,28
Пор. в. кл. ств. 325м	6-7	—	0,0039	18,3	3,8	20	0,00021	37,6	0,29	2,05
Пор. в. кл. ств. 325м	7-8	—	0,0039	18,3	3,8	50	0,00052	35,2	0,64	1,92
МОШ пл. С1	8-9	СВП	0,02	11	3,8	80	0,01515	36,8	20,52	3,35
МОШ пл. С1	9-10	—	0,02	11	3,8	840	0,15908	34,7	191,54	3,15
МОШ пл. С1	10-11	—	0,02	11	3,8	90	0,01704	34,3	20,05	3,12
2 ЗМОШ пл. С1	11-12	—	0,02	11,7	3,8	30	0,00487	34,3	5,73	2,93
2 ЗМОШ пл. С1	12-13	—	0,02	11,7	3,8	80	0,01298	33,9	14,92	2,90
2 ЗМОШ пл. С1	13-14	—	0,02	11,7	3,8	140	0,02272	32,1	23,41	2,74
136 збірний штрек	14-15	—	0,02	8	3,8	70	0,02939	9,3	2,54	1,16
136 збірний штрек	15-16	—	0,025	8	3,8	950	0,49857	8,3	34,35	1,04
136 чава	16-17	ДМ	—	2,0	—	170	2,45000	5,8	84,77	2,42
136 бортовий штрек	17-18	СВП	0,02	8	3,8	190	0,07977	9,5	7,20	1,19
ЗМОШ пл. С1	18-19	—	0,02	11	3,8	400	0,07575	11,7	10,37	1,06
ЗМОШ пл. С1	19-20	—	0,02	13,7	3,8	20	0,00219	5,8	0,07	0,42
132 збірний штрек	20-21	—	0,02	8	3,8	20	0,00840	5,8	0,28	0,73
132 збірний штрек	21-22	—	0,02	8	3,8	1500	0,62977	11,7	86,21	1,46
Заїзд на 132 сб. штр.	22-23	—	0,02	8	3,8	50	0,02099	13,3	3,71	1,66
2 ЗМКШ пл. С1	23-24	—	0,025	11,7	3,8	200	0,04058	18,8	14,34	1,61
2 ЗМКШ пл. С1	24-25	—	0,025	11,7	3,8	200	0,04058	25,1	25,56	2,15
2 ЗМКШ пл. С1	25-26	—	0,025	11,7	3,8	200	0,04058	33,2	44,73	2,84
2 ЗМКШ пл. С1	26-27	—	0,025	11,7	3,8	140	0,02840	34,3	33,42	2,93
НКК пл. С1	27-28	—	0,025	11,7	3,8	550	0,11159	38	161,13	3,25
Конв. кв-г пл. С5	28-29	—	0,021	14	3,8	40	0,00435	72,5	22,88	5,18
Конв. кв-г пл. С5	29-30	—	0,021	14	3,8	600	0,06529	91,1	541,84	6,51
Конв. кв-г пл. С5	30-31	—	0,021	14	3,8	40	0,00435	92,8	37,48	6,63
Конв. кв-г пл. С5	31-32	—	0,021	14	3,8	60	0,00653	71,5	33,38	5,11
Конв. кв-г пл. С5	32-33	—	0,021	14	3,8	30	0,00326	75,5	18,61	5,39
Скиповий ствол	33-34	бетон	0,0299	28,3	3,54	45	0,00112	101,9	11,61	3,60
Скиповий ствол	34-35	—	0,0299	28,3	3,54	25	0,00062	104,9	6,83	3,71
Скиповий ствол	35-36	—	0,0299	28,3	3,54	5	0,00012	114,9	1,64	4,06
Скиповий ствол	36-37	—	0,0299	28,3	3,54	135	0,00335	168,2	94,88	5,94
Разом:	—	—	—	—	—	—	—	—	2004,6	—

Процедури контролю вентиляції

При перевірці склад повітря визначається зміст метану, вуглекислого газу, кисню, а в зарядній камері - водню.

Для контролю шахтної атмосфери застосовуються такі технічні засоби.

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

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

Як приладів вимірювання швидкості повітря застосовуються тахометрические анемометри: ручний анемометр крильчатий типу АСО-3М з межами вимірювання 0,3 - 6 м / с; Анемометр чашковий МС-13 та границю вимірювання 1 - 20 м / с; Анемометр індукційний Кві2 - електронний з межами вимірювань 0,2 - 20 м / с.

Температура і відносна вологість повітря визначаються аспіраційних психрометром. Для вимірювання тиску приймають мікрометри, по вітромірні трубки.

Для епізодна контролю атмосфери застосовують переносні шахтні інтерферометри ІШ-11, які дозволяють визначити зміст СН₄ і СО при їх одночасній присутності в шахтній атмосфері.

Зміст отруйних газів в повітрі визначатиметься з переносного експрес - аналізатора ГХ, в який входить набір вимірювальних індикаторних трубок і насос для протягування через них повітря. З його допомогою можна визначити концентрацію СО, Н₂S, NO₂, а так само і сірчистий газ.

2.7 Охорона праці

Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних виробничих факторів проєктованих робіт

Шкідливі виробничі фактори

Кліматичні умови - температура повітря в шахті коливається від 20 до 23°C, вологість повітря від 50% до 80%, швидкість руху повітря не перевищує ПБ і досягає максимуму: дільничні вироблення 6 м / с, магістральні 8 м / с.

Шкідливі і отруйні гази, що надходять з гірського масиву представлені CH_4 , H_2 , CO , CO_2 , H_2S і інші. Концентрація газу метану CH_4 виявлена у всіх виробках шахти, CO і CO_2 надходять з тупиків погашених виробок внаслідок горіння і гниття вугілля, дерева найбільша концентрація H_2 досягає в електромашинних камерах. Концентрація газів не перевищує допустимих ПБ.

Запиленість повітря. Розробляються пласти небезпечні за пилом. Вугільний пил вибухонебезпечна, що вміщують породи сілікозоносие. Питоме пиловиділення 30 г / т. Пил виділяється при веденні гірських робіт механізмами, БПР і ін.

Виробничий шум. Джерелами шуму є електродвигуни, працююче обладнання (конвеєр, комбайн, ВМП і ін.).

Вібрація. Найбільша вібрація досягає при веденні бурових робіт перфораторами, відбійними молотками - локальна вібрація передається через руки.

Небезпечні виробничі фактори

Газовий режим шахти. Шахта над категорійні по газу метан. Пласти Безпечні за Раптовий Викиди вугілля и породи, а також газу и гірничих ударів. Потенційні місця скупчення CH_4 - тупикові виробки, що погашаються ділянки, завали.

Пілов режим шахти. Вугільний пил вибухонебезпечних, вихід Летючий коливається від 40 до 44%.

Обвалені гірських порід. Безпосередньо покрівля в очисних вибоях характеризується як малостійка, управління покрівлею повне - обвалені.

Завісаємость покрівлі при обрушаємості 2-6 м. Потенційно небезпечні місця обвалені гірських порід - незакріплене простір, пару лави и штреку.

Вибухові роботи. Вробляються в основному на видобувна дільницях при посадці секцій кріплення на жорсткий, при відбуриванні помійніці.

Застосування електроенергії. Поразка Струм людини, замикання електромережі та виникнення пожеж и вибухів. Для живлення електроприймачів використовують напругу 127, 380, 660 В.

Високий тиск. До обладнання, що працює під високим тиском, відносять механізоване кріплення, відбійні молотки.

Пожежна небезпека. Виробництво віднесено до категорії А по вибуховій і пожежній небезпеці. Застосовувані в шахті матеріали по займистості поділяються на важкогорючі і горючі. Пожежа в шахті може виникнути при порушенні зварних робіт, БПР, курінні, вибуху вугільного пилу і СН₄. За ендогенної вогненебезпечна шахта віднесена до І категорії.

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 близькоствольного 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 проти шуми. 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 в'їзд 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 пилопридушення, що поставляються заводами-виробниками в комплекти 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 щодо боротьби з пилом в очисних вибоях.

1. У цьому підрозділі розроблено заходи щодо комплексного знепилювання очисних робіт.

Зробимо вибір заходів по боротьбі з пилом в очисних і підготовчих вибоях.

Питомий пиловиділення при роботі комбайна без засобів пилопопридушення:

$$q_n = q_{nn} \cdot v \cdot k_k = 30 \cdot 1,6 \cdot 1 = 48 \text{ г/т,}$$

де q_p - питомий пиловиділення шахтопласта, що характеризує сумарний вміст в зруйнованому вугіллі частинок розміром 70 мм, здатних переходити в взвешанній стан для умов виїмки вугілля з еталонним виконавчим органом, постійним режимом руйнування вугілля при будь-яких гірничотехнічних умовах і швидкості руху повітряного струменя рівній 1м/с;

v – швидкість руху повітря, м/с; k_k – коефіцієнт, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на освітлення і виділення пилу.

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

Оцінка очікуваного рівня запиленості повітря в очисних і підготовчих вибоях.

Залишкова запиленість повітря в очисних вибоях на відстані 5 - 8 м від місця роботи комбайна за ходом вентиляційного струменя при застосуванні комплексу

забезпечують заходів:

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

де $q_{п.оч}$ – питомий пиловиділення при роботі комбайна, г/т; $P_{оч}$ – продуктивність комбайна, т/хв; $Q_{оч}$ – витрата повітря через лаву, м³/хв; k_v – коефіцієнт, що враховує вплив швидкості руху вентиляційного струменя в очисному забої на запиленість повітря; k_c – коефіцієнт, що враховує ефективність комплексу заходів в очисному забої:

$$k_c = (1 - \varepsilon_1) \cdot \dots \cdot (1 - \varepsilon_n) = (1 - 0,83) \cdot (1 - 0,9) = 0,017,$$

де $\varepsilon_1 \dots \varepsilon_n$ – ефективність окремих заходів, частки од.

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

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

Передбачаємо забезпечення гірників протипиловими респіраторами.

3. Пилопридушення зрошенням в очисному забої.

В якості розрахункової частини наводиться визначення витрати води на зрошення і необхідного числа форсунок для комбайна УКД300.

Добовий витрата води для проведення комплексного знепилювання:

$$Q_{сум} = 10^{-3} \cdot k \cdot \sum V \cdot q = 10^{-3} \cdot 1,1 \cdot 1000 \cdot 30 = 33 \text{ м}^3/\text{доб},$$

де k – коефіцієнт на невраховані витрати води і витоку;

V - добовий обсяг робіт по окремим виробничим процесам, т / добу;

Q - питома витрата води по окремим виробничим процесам, л / т.

Необхідна кількість форсунок для зрошення:

$$n = \frac{Q_{сум}}{3,13 \cdot a \cdot \sqrt{p}} = \frac{33}{3,13 \cdot 1,6 \cdot \sqrt{2}} = 3,8 \text{ шт},$$

де Q – витрата води на зрошення, л/хв; a - коефіцієнт витрати води у форсунках; p - тиск води в форсунки, Мпа.

Остаточо встановлюємо 4 форсунки КФ 1,6 – 75.

Для боротьби з пилом застосовують високонапірна зрошення і зрошення з подачею води в зону різання. На комбайні УКД300 встановимо форсунки КФ 1,6-75 з витратою води 33,0 м³ / добу.

На рис. 2.4 представлена технологічна схема пилопридушення зрошенням в виробках виїмкової ділянки.

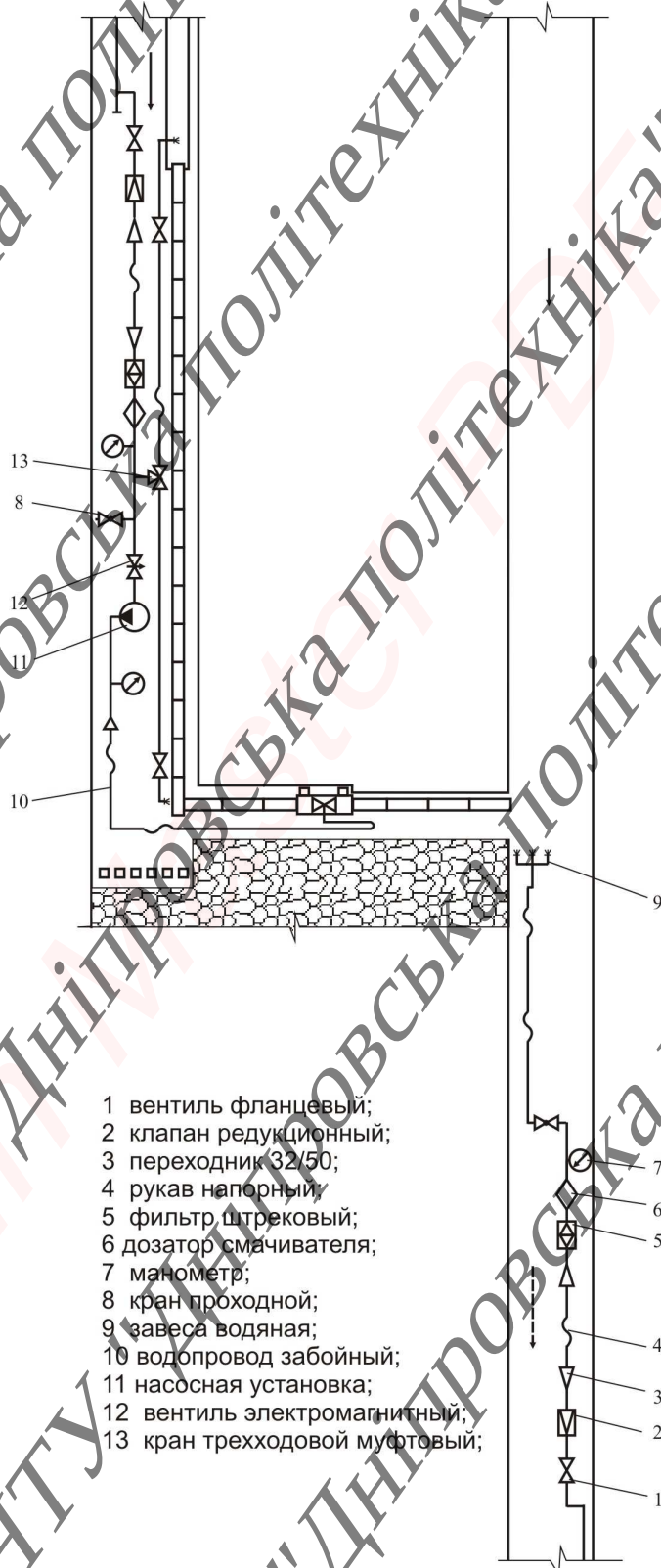


Рис. 2.4. - Технологічна схема пилопридушення в виїмковій ділянці

Заходи щодо попередження та локалізації вибухів вугільного пилу

Для локалізації вибуху вугільного пилу на конвеєрних штреках і проектом передбачена установка водяних заслонів на протязі всієї вироблення через 250м.

Розрахунок параметрів водяних заслонів для збірного штреку.

Довжина проектованої конвеєрної виробки $\ell = 1000\text{м}$, перетин вироблення $S_{\text{св}} = 8,0\text{ м}^2$,

1) Витрата води на водяній заслін визначається за формулою:

$$2) Q = 1.1 \cdot q_0 \cdot S,$$

де S - площа поперечного перерізу виробки в просвіті, в місці встановлення заслону, м^2 ;

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

$$Q = 1.1 \cdot 400 \cdot 8,0 = 3520(\text{кг});$$

3) Необхідна кількість судин для заслону:

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

де Q_c - місткість посудини, кг . Приймається не більше 80кг (для стандартних пластмасових судин), для судин розміром $640 \times 370 \times 253\text{мм}$ - 40кг .

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

4) Кількість полук с судинами (рядів) в заслоне:

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

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

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

Приймаємо кількість рядів в заслін $m = 29$.

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

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

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

б) Довжина заслону визначається за формулою:

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

де a - ширина судини, м ; для стандартного судини дорівнює $0,37\text{м}$;

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

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

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

Судини заповнюються водою від протипожежно-зрошувального трубопроводу, обладнаного пунктами водозабору, і в міру її випаровування періодично

доливаються. Періодичність доливання приймається в залежності від відносної вологості і швидкості руху повітря і становить 10 діб.

Визначаємо кількість заслонів на збірному штреку:

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

де ℓ - довжина вироблення, м;

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

ℓ_3 - довжина водяного заслону, м;

$$n_{\text{засл}} = \frac{1000}{250 + 33,13} = 3,5$$

Приймається кількість заслонів $n_{\text{засл}} = 4$.

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

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

$$Q_{\text{обц}} = 4 \cdot 3480 = 13920 (\text{кг});$$

Схема установки водяного заслону на збірному штреку приведена на рис. 2.5.

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

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

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

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

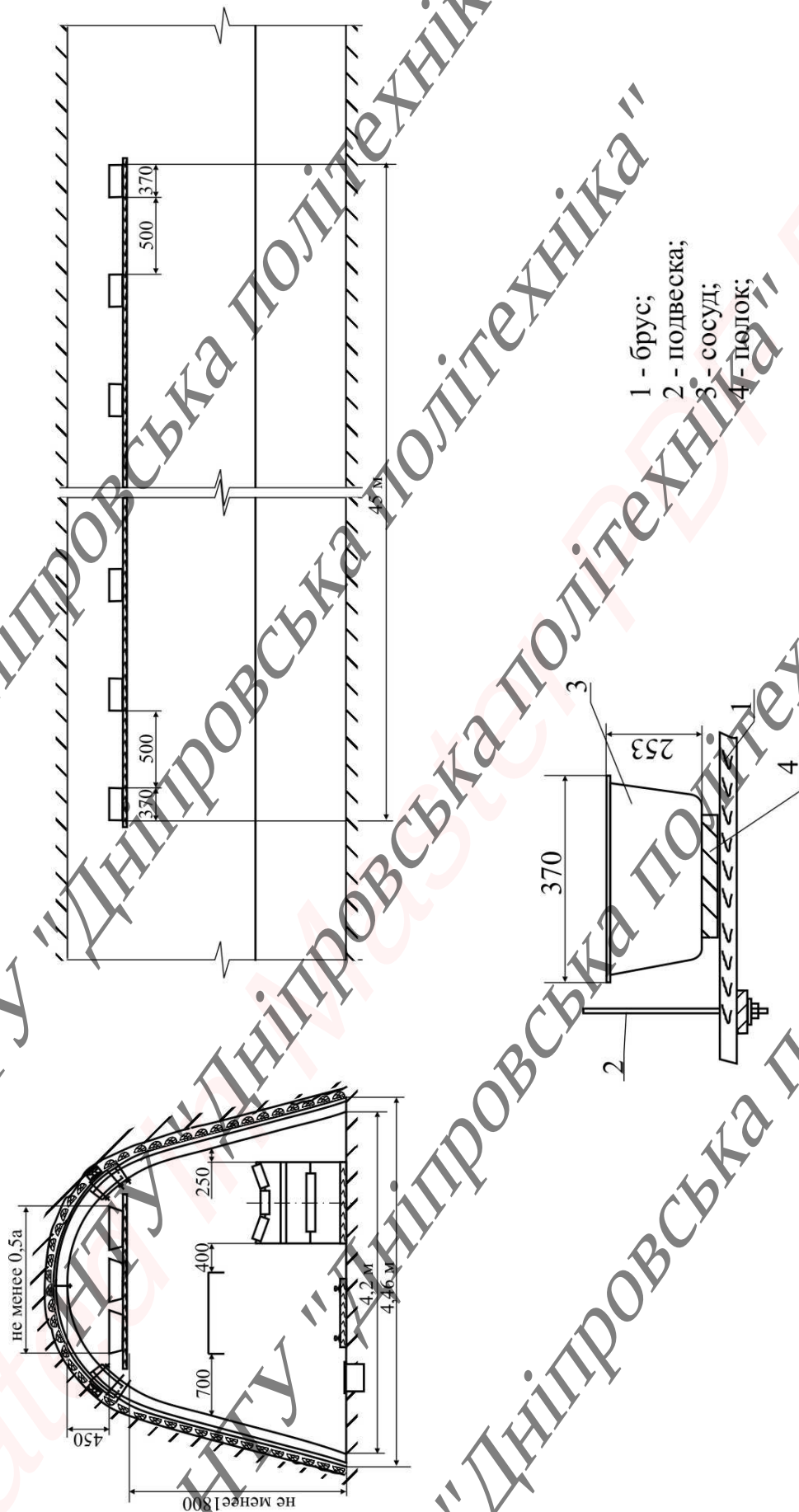


Рис. 2.5. - Схема установки водяного заносу

Заходи щодо протипожежного захисту включають: розміщення первинних засобів пожежогасіння, пожежно-зрошувальний трубопровід, застосування негорючий кріплення. З метою пожежної безпеки до виробленню прокладається пожежно-зрошувальний трубопровід діаметром 150 мм.

При проведенні магістральних виробок трубопровід розрахований на витрату води з витратою 80 м³ / доб, дільничних - 50 м³ / рік. Трубопровід на кожному сполученні виробок обладнується пожежними гайками. Розстановка протипожежного обладнання проведена на рис. 2.6. У забої у комбайна встановлюється пункт ВПК.

Нарощування пожежно-зрошувального трубопроводу проводиться в ремонтну зміну ланками довжиною 8-10 метрів. Ланки з'єднуються між собою фланцями за допомогою болтів і гайок. Пожежно-зрошувальний ставши підвішується біля борту вироблення на висоті 600 - 800 мм за допомогою дроту діаметром 6 - 8 мм в 2 скручування або на ланцюгах СП202 або гаках Д = 16мм. Відставання става від забою не більше 40 метрів. В кінці става монтується пожежний кран і манометр.

Трубопровід по збірному штреку розрахований на витрату води, необхідний на пожежогасіння, пристрій пилопридушення і УВПК. Витрати води не менше 100м³ \ год. Трубопровід по бортовому штреку розрахований на витрату води не менше 50м³ \ год.

Трубопровід збірного штреку через кожні 50м по довжині виробки обладнується пожежними гайками, через кожні 100 м - двома вогнегасниками (ОПШ-10 і ОХП-10).

Трубопровід бортового штреку обладнується пожежними гайками через кожні 200м; двома вогнегасниками через кожні 300м (ОПШ-10 і ОХП-10).

РП обладнується двома вогнегасниками і ящиком з піском. По обидва боки приводів стрічкових конвеєрів (по 10м) вироблення обладнується пожежними гайками, пожежними рукавами зі стволем, двома вогнегасниками, ящиком з піском, телефоном.

Вироблення в районі установки приводних головок стрічкових конвеєрів і 5м в обидві сторони повинна бути закріплена негорючим кріпленням.

Для забезпечення безпечної експлуатації та запобігання займанню стрічки на приводній і кінцевій станціях конвеєрів і для виявлення та ліквідації пожеж в початковій стадії встановлюються пристрої УПЗ-1А, приводні головки обладнуються установками пожежогасіння УВПК. Наявність води в протипожежному трубопроводі під тиском не менше 6 атм. Для контролю за зниженням тиску в ППТ (менше 6 атм), недопущення води при роботі конвеєрів на ППТ встановлюються ЕКМ. Наявність і справність всіх видів захисту конвеєрів апаратури АУК-1; КТВ-2, ДС, ДВ. Наявність і справність телефонів на голівках конвеєрів.



Рис. 2.6. - Схема протипожежного захисту ділянки

3 ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА ТРАНСПОРТУ

3.1. Аналіз шахтних вантажопотоків

Проект підземного транспорту складено на період відпрацювання засбросової частини пласта С1.

Для транспорту вугілля при відпрацюванні запасів прийнято збереження системи повної конвейеризації від очисних вибоїв до завантажувального пристрою головного стовбура.

За лаві відбитий вугілля транспортується скребковим конвеєром КСД26В до збірного штреку. З очисного забою по пласту С1 вугілля транспортується по конвеєрному штреку конвеєрами 2ЛТ80П і 2Л80П до 4-му східному польовому конвеєрному штреку, за яким конвеєром 1Л1000 подається на головний конвеєрний штрек пл.С1. З очисного забою по пласту С1 вугілля транспортується конвеєрами 2ЛТ80П і 2Л80П до 4-му західному польовому конвеєрному штреку, за яким конвеєром 1Л100У-01 подається на головний конвеєрний штрек пл.С1, 4-е східний і західний польовий конвеєрні штреки.

На головному конвеєрному штреку пласта С1 послідовно встановлені конвеєри 1Л1000 (4 шт.). З цих конвеєрів по 2-му конвеєрному квершлягу пласта з1 (конвеєром 1Л1000) транспортується на 1-й західний магістральний конвеєрний штрек, де встановлений стрічковий конвеєр 1Л1000КСП. Потім потік вугілля (2320т / сут.) Надходить на існуючу конвеєрну лінію і до завантажувального пристрою головного стовбура гор.210.

Основні технічні параметри прийнятого до установки обладнання наведені в таблиці 2.4.

Виконання всіх транспортних операцій по відкатці породи, доставки обладнання і матеріалів, прийнято збереження локомотивної відкатки акумуляторними електровозами.

Вагова норма поїзда (без урахування маси вагонеток) з електровозом АМ8Д становить 43 т, що відповідає 8-9 вагонеток ВГ-3,3 в складі з породою.

У разі відкатки у виробленні із завищеним ухилом $i = 0.031-0.04$ вагова норма скорочується на 80% і швидкість поїзда зменшується до 2м / с (головний відкаточний штрек пл.С1).

На 4-му східному і західному відкатних та дренажних штреках пл.С1 № 1 та №2 відкочування здійснюється акумуляторними електровозами АМ8Д (свіжіше струмені повітря) і АРВ7 (з вихідним струменем повітря і в тупикових виробках).

Обслуговування електровозів і зарядка акумуляторних батарей здійснюється існуючої гараж-зарядної гор.210м. Проектом прийнято обладнання зарядного пункту акумуляторних електровозів, розміщеного на 4-му західному панельному відкатувальному штреку.

Виконання допоміжних транспортних операцій по горизонтальних виробках прийнято збереження локомотивної відкатки електровозами.

Для виконання всіх транспортних операцій по головні відкатні штреку пл.С1 ($i = 0.062$), передбачається обладнати вироблення канатної напочвенної дороги типу ДКНУ.1. Таблиця 2.4

Характеристика транспортного обладнання.

Наименование	Тип	Кол.	Место установки	Позиция
Конвейер ленточный длиной 520 м	1ЛУ120	1	Конвейерный квершлаг пл.с 5	1 *
то же 470м	2Л100У	1	то же	2 *
" 490м	1ЛУ120	1	Магистральный конвейерный штрек пл.с 5	3 *
" 620м	2Л100У	1	Конвейерный квершлаг на пл.с 4	4 *
" 540м	2Л100У	1	то же	5 *
" 100м	1Л1000КСП	1	1-й западный магистральный конвейерный штрек	6
" 650м	1Л1000	2	Главный конвейерный штрек пл. с 1	7
" 550м	1Л1000	2	то же	8
" 750м	1Л1000	1	4-й восточный конвейерный штрек пл.с 1	9
" 750м	1Л1000	1	то же	10**
" 730(750м)	1Л100У01	1	4-й западный конвейерный штрек пл. с 1	11
" 750м	1Л100У01	1	то же	12
" 550м	1Л1000	1	"	13**
" 700м	1Л1000	1	"	14**
" 500м	2ЛТ80П	1	Выемочный конвейерный штрек	15 #
" 500м	2Л80П	1	то же	16 #
" 550м	2ЛТ80П	1	Выемочный конвейерный штрек	17 #
" 550м	2Л80П	1	то же	18 #
Канатная напочвенная дорога длиной 1200 м	ДКНЛ-1	1	Главный конвейерный штрек пл. с 1	20
то же 1100м	ДКНЛ-1	1	то же	21
" 1100м	ДКНУ1	1	Главный откаточный штрек пл. с 1	22
" 750м	ДКНЛ-1	1	4-й западный конвейерный штрек пл. с 1	23
" 1000м	ДКНЛ-1	2	Выемочный конвейерный и вентиляционный штреки	24#
" 1100м	ДКНЛ-1	2	Выемочный конвейерный и вентиляционный штреки	25#
Лебедка	ЛВ25	1	2-й конвейерный квершлаг на пл. с 1	26

Розрахунок дільничного стрічкового конвеєра

Вследствие заміни комплексу в проектному варіанті навантаження на очисний вибій пласта С4 збільшується. Перевіримо дільничний конвеєр за умови навантаження на лаву рівній 1020 т / добу.

Розрахункова продуктивність конвеєра

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

$t_{cym} = 16$ год – тривалість роботи конвеєра в добу;

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

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

Вихідні дані:

- довжина транспортування $L = 1000$ м,

- кут нахилу траси $\beta = 3$ град.,

- напрям транспортування (дільничний штрек по повстанню).

Попередньо вибираємо конвеєр типу 2ЛТ80П з наступними технічними характеристиками: швидкість руху стрічки - 2,0 м/с; максимальна продуктивність - 420 т/год; приймальня здатність - 8,2 м³/мин; сумарна потужність приводу (для одного конвеєра) - 55x2 кВт; стрічка - 2Шх800х4хТК; довжина доставки (для одного конвеєра) - 650 м; кількість приводних барабанів - 2; зв'язок між барабанами - з самостійними двигунами; кути обхвату приводних барабанів - 240; тип двигунів - ЕДКОФ43 - 4; Турбомуфти - ГПЕ - 400; діаметр приводних барабанів - 500 сталева поверхня без футіровки; діаметр роликів - 89 мм;

маса вращаючихся частин роликкоопор:

навантажений гілки - 14,7 кг;

порожньої гілки - 11,62 кг;

відстань між роликкоопорами:

завантаженої гілки - 1400 мм;

порожньої гілки - 2800 мм;

маса 1м² стрічки - 17,6кг;

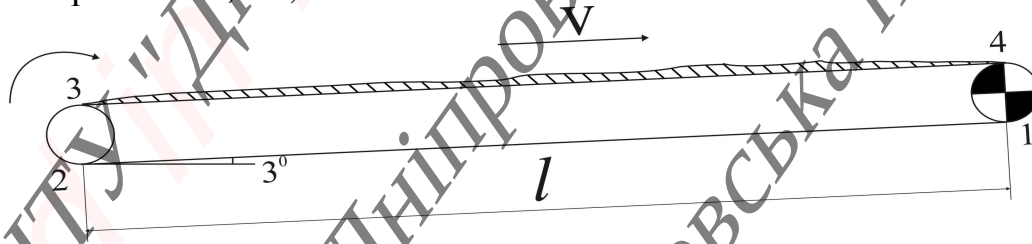


Рис. 2.1. - Розрахункова схема дільничного конвеєра

Погонні маси рухомих частин
верхніх роликкоопор

$$q_{p1}^1 = \frac{m_p^1}{l_p^1} = \frac{14,7}{1,400} \approx 10,5 (кг / м);$$

нижніх роликкоопор

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

Стрічки

$$q_1 = m \cdot B = 17,6 \cdot 0,8 = 14,08 (\text{кг} / \text{м});$$

Вантажу

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

m_p^1, m_p^{11} - маси обертових частин верхньої і нижньої роликкоопор;

l_p^1, l_p^{11} - відповідно відстані між роликкооперами;

m - маса 1м^2 ленту; B - ширина стрічки;

Сила тяги для переміщення гілок

Нижньої

$$F_{1-2} = L \cdot q_l \cdot g \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos \beta - \sin \beta) + c_2 \cdot L \cdot q_p^{11} \cdot g \cdot \omega$$

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

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

$$F_{1-2} = 1000 \cdot 14,08 \cdot 9,81 \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^\circ - \sin 3^\circ) + 1,1 \cdot 1000 \cdot 4,15 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 631 (\text{Н});$$

Верхньої

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

$$F_{4-3} = 1000 \cdot 9,81 \cdot (17,79 + 14,08) \cdot (1,1 \cdot 0,04 \cdot \cos 3^\circ + \sin 3^\circ) + 1,1 \cdot 1000 \cdot 10,5 \cdot 9,81 \cdot 0,04 = 34632 (\text{Н})$$

Тягове зусилля на приводних барабанах при роботі конвеєра:

$$F_{\text{кр}} = F_0 = F_{\text{нб.сб}} = F_{4-1} = F_{1-2} + F_{4-3} = 631 + 34632 = 35263 (\text{Н});$$

Мінімальна початковий натяг стрічки:

За умовою зчеплення на приводі:

$$F_{1\text{min}} = F_{\text{су.мін}} = \frac{F_{\text{нб.сб}} \cdot k_t}{e^{f\alpha 2} - 1} = \frac{35263 \cdot 1,3}{2,85 - 1} = 24779 (\text{Н});$$

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

f - коефіцієнт тертя зчеплення стрічки і барабана; з [12] знаходимо $e^{f\alpha 2} = 2,85$;

Сила натягу стрічки за умовою провисання вантажний гілки

$$F_{\text{вр.мін}} = F_{3\text{мін}} = (3000 - 4000)B = 3500 \cdot 0,8 = 2800 (\text{Н});$$

Діаграми натяжений стрічки при роботі конвеєра під навантаженням приведена на рис 2.2.

Максимальний натяг стрічки

$$F_{\text{max}} = F_{1-2} + F_{4-3} + F_{1\text{мін}} = 631 + 34632 + 24779 = 60042 (\text{Н});$$

Визначаємо руйнує натяг стрічки

$$F_{\text{разр}} = 1000 \cdot B \cdot i \cdot \sigma_{\text{вр}} = 1000 \cdot 0,8 \cdot 800 = 6,4 \cdot 10^5 (\text{Н});$$

$\sigma_{\text{вр}} = 800$ н/мм - межа міцності стрічки;

Число конвеєрів на задану довжину транспортування

$$n = \frac{F_{\text{max}} \cdot m}{F_{\text{разр}}} = \frac{60042 \cdot 8}{6,4 \cdot 10^5} = 0,75 (\text{шт});$$

$m = 6-8$ - запас міцності для гумотканинних стрічок;

Потужність двигуна

$$N_{расч} = \frac{F_{н-с} \cdot V_{ном} \cdot k_{реж}}{1000\eta} = \frac{35263 \cdot 2 \cdot 1.15}{1000 \cdot 0.82} = 98,9(\text{кВт});$$

$k = 1,1 - 1,2$ - коефіцієнт режиму, що враховує нерівномірність роботи конвейера.



Рис. 2.2. - Діаграма натягу стрічки конвейера

Оскільки розрахунковий потужність двигуна трохи менше номінальної, то остаточно на дільничній виробленні до установки приймаємо конвеєр типу 2Л80У з довжиною транспортування $L = 1000$ м.

3.2. Проект відкатки породи горизонту 325 м

1. Обробка вихідних даних.

Вантажопотоки відкатувального горизонту. Довжина маршруту (рис. 2.3.).

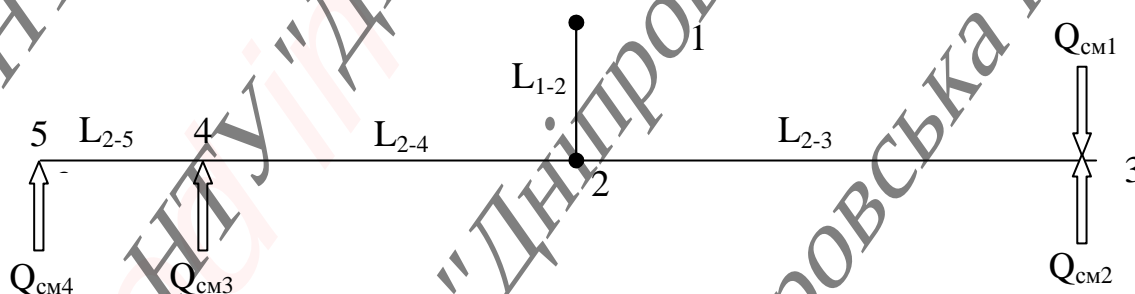


Рис. 2.3. - Розрахункова схема локомотивної відкатки гір. 325 м.

$$L_1 = l_{1-2} + l_{2-3} = 0,45 + 3,08 = 3,53 \text{ км};$$

$$L_2' = l_{2-4} + l_{1-2} = 3,4 + 0,45 = 3,85 \text{ км};$$

$$L_2'' = l_{1-2} + l_{2-5} = 4,1 + 0,45 = 4,55 \text{ км}.$$

де L_2' и L_2'' - довжини маршрутів при транспортуванні породи з третього і четвертого відповідно підготовчих вибоїв. Так як, вантаж надходить з цих підготовчих вибоїв транспортується по східному вентиляційному штреку гор.300 м з різницею між пунктами навантаження рівній 700 м, то в подальших розрахунках приймаємо середньозважену довжину для маршрутів 2-4 і 2-5.

$$L_2=(l_2'+l_2'')/2=3,85+4,55=4,2 \text{ км}$$

Середній ухил маршруту:

$$i_{cp,1}=(i_{1-2}*l_{1-2}+i_{2-3}*l_{2-3})/l; i_{cp,1}=(5*3,08+5*0,45)/3,53=5 \text{ ‰};$$

$$i_{cp,2}=(i_{1-2}*l_{1-2}+i_{2-5}*l_{2-5})/l_2=(5*4,02+5*0,45)/4,47=5 \text{ ‰};$$

Таблиця 2.6. - Вантажопотоки відкатувального горизонту

Кількість вантажів в зміну	Навантажувальні пункти				Горизонт в цілому
	1	2	3	4	
Порода, т	72,0	72,0	72,0	144	360
Всього насипних вантажів, т	72,0	72,0	72,0	144	360

Таблиця 2.7 - Характеристика траси

Показник	Елемент траси			
	L ₁₋₂	L ₂₋₃	L ₂₋₄	L ₂₋₅
Довжина траси, км	0.45	3.08	3.4	4.1
Середній ухил, ‰	5	5	5	5
Керівний ухил, ‰	7	7	8	8

Оскільки профіль шляхів нормальний: спуск в вантажному напрямку з ухилом рівним нормативному (5‰), а організацію руху приймаємо без закріплення електровозів за маршрутами, то розрахунок ведемо за середньозваженими показниками. Середньозважена довжина відкатки:

$$L_{cp,вз.в.}=(l_1*Q_{зм.1}+l_2*Q_{зм.2})/Q_{см}; L_{cp,вз.в.}=3,53*144+4,2*216/360=3,93 \text{ км.}$$

де $Q_{зм.1}$ - змінний вантажопотік, що надходить на західний вентиляційний штрек, $Q_{зм.1}=q_1+q_2=72+72=144$ т/ зміну; $Q_{зм.2}$ - змінний вантажопотік, що надходить на східний вентиляційний штрек, $Q_{зм.2}=q_3+q_4=72+144=216$ т/ зміну; $Q_{см}$ - змінний вантажопотік надходить на транспортну систему гір. 300 м;

Середньозважений ухил:

$$i_{cp,вз.в.}=(i_{cp,1}*Q_{зм.1}+i_{cp,2}*Q_{зм.2})/Q_{см}; i_{cp,вз.в.}=(5*144+5*216)/360=5 \text{ ‰};$$

Керівний ухил приймаємо за найбільшим значенням - $i_p=8 \text{ ‰}$;

На даному маршруті перевезення людей не передбачена.

Варіант I. Із застосуванням акумуляторних електровозів АМ8Д.

2. Визначення числа вагонеток у складі.

Граничну масу поїзда визначаємо для двох варіантів: рушанні порожнього поїзда вгору на середньому ухилі і усталений рух порожнього складу вгору на керівному ухилі.

Маса порожнього поїзда при рушанні:

$$m_n=1000*P_{c.}*\phi/w+i_{c.в.}+108*a_{xв}; m_n=1000*0,09*8/(9+5+108*0,05)=37,1 \text{ т.}$$

де $P_{\text{сц}}$ - сцепная сила електровоза, $P_{\text{сц}}=8$ т; φ - коефіцієнт зчеплення, $\varphi=0,09$ даН/м – за даними; w – основне питомий опір руху, $w=9$; $a_{\text{хв}}$ – норматив прискорення, вводиться для того, щоб не відбувалося затягування розгону, $a_{\text{хв}}=0,04-0,05$ м/с² [23].

Маса порожнього поїзда при сталому русі, де $a=0$:

$$m_n = 1000 * P_{\text{сц}} * \varphi / w + i_p; \quad m_n = 1000 * 0,09 * 8 / (9 + 8) = 45 \text{ т.}$$

Допустима кількість порожніх вагонеток:

$$Z = (m_{\text{п.п.}} - P) / (m_0 + m * c_m); \quad Z = (37,1 - 8) / (1,2 + 0,1 * 5) = 17,11 \text{ вагонів.}$$

де $m_{\text{п.п.}}$ – маса порожнього поїзда, $m_{\text{п.п.}} = 37,1$ т; P - маса електровоза, $P=8$ т; m_0 - тара вагонетки, $m_0=1,2$ т; $c_m=0,1-0,15$ – коефіцієнт, що враховує перевезення в порожньому складі матеріалів і залишок гірської маси; m - вантажопідйомність вагонетки, $m=5$ т.

Приймаємо $Z=17$ вагонів.

Дійсна маса порожнього поїзда:

$$m_{\text{п.п.}} = P + Z * (m_0 + c_m * m); \quad m_{\text{п.п.}} = 8 + 17 * (1,2 + 0,1 * 5) = 36,9 \text{ т.}$$

Оскільки на даному маршруті приймаємо перевезення тільки породи, то масу завантаженого поїзда визначаємо з урахуванням того, що всі вагонетки будуть перевозити породу. З цієї умови визначаємо приведену вантажопідйомність вагонетки $m_{\text{пр.}}$, По якій вважається маса всього навантаженого складу:

$$m_{\text{пр.}} = m = 5 \text{ т.}$$

де m - вантажопідйомність вагонетки за умовою місткості вантажу, що перевозиться,

$m = V_v * \rho_n / k_p = 3,3 * 2,29 / 1,5 = 4,99 \text{ т}$, $V_v = 2,5 \text{ м}^3$ – обсяг вагонетки за технічною характеристикою; $\rho_n = 2,29 \text{ т/м}^3$ - щільність породи в циліндрі; $k_p = 1,5$ – коефіцієнт розпушення.

Дійсна маса навантаженого змішаного поїзда

$$m_{\text{н.з.}} = P + Z * (m_{\text{пр.}} + m_0); \quad m_{\text{н.з.}} = 8 + 17 * (5 + 1,2) = 113,4 \text{ т.}$$

Прийняту масу поїзда перевіряємо за умовою гальмування завантаженого поїзда при спуску на середньозважений ухил. Акумуляторний електровоз АМ-8Д має чотирьох колідкові механічний гальмо з ручним приводом на обидва напівскатів і реостатним дистанційним гальмуванням. Максимальна сила гальмування:

$$B_k = 1000 * P * \varphi; \quad B_k = 1000 * 8 * 0,09 = 7200 \text{ Н.}$$

Уповільнення поїзда:

$$a = (w - i_{\text{с-в}} + B_k / m_{\text{н.з.}} * g) / 108; \quad a = (9 - 5 + 7200 / 113,4 * g) / 108 = 0,095 \text{ м/с}^2.$$

Час підготовки гальм до дії:

$$t_n = 1,4 + t_x; \quad t_n = 1,4 + 1,7 = 3,1 \text{ с.}$$

де t_x - час холостого ходу, рівне 1,7 с для реостатного гальмування.

Допустима швидкість руху при $l_T = 40$ м.:

$$V_{\text{дон.}} = \sqrt{(a * t_n)^2 + 2 * a * l_m - a * t_n};$$

$$V_{\text{дон.}} = \sqrt{(0,095 * 3,1)^2 + 2 * 0,095 * 40 - 0,095 * 3,1} = 2,47 \text{ м/с (8,89 км/час).}$$

Сила тяги поїзда при сталому русі по середньозваженому ухилу: з вантажем вниз (робочий хід)

$$F_{\text{к.р.}} = m_{\text{н.з.}} * (w - i_{\text{с-в}}) * g; \quad F_{\text{к.р.}} = 113,4 * (7 - 5) * g = 2268 \text{ Н.}$$

де w_r - - питомий опору руху завантажених вагонеток $w_r=7$ даН/т
з порожняком наверх (холостий хід)

$$F_{к.х.}=m_{н.н.}*(w+i_{с.в.})*g; \quad F_{к.х.}=36,9*(9+5)*10=5166 \text{ Н};$$

На один двигун відповідно доводиться сила тяги $F_p=1136$ Н и $F_x=2583$ Н. За електромеханічної характеристики двигуна ДРТ-12 знаходимо при робочому ході ток $I_p=55$ А, швидкість руху $V_p=12$ км / год; при холостому ході $I_x=65$ А, швидкість руху $V_x=10$ км/час.

З порівняння V_p и V_x с $V_{доп}$ впливає, що швидкість вибрана за технічною характеристикою двигуна вище допустимої. Приймаємо для подальших розрахунків $V_p=8,89$ км/год.

Прийняте число вагонеток перевіряємо також по нагріванню двигунів. Час робочого ходу:

$$t_p=60*l_{с.в.}/k_c*V_p; \quad t_p=60*3,93/0,75*8,89=35,2 \text{ хв.}$$

де k_c – коефіцієнт швидкості, що враховує періоди пуску і гальмування, зміни швидкості при переході з одного елемента траси на інший $k_c = 0,75$

Час робочого ходу

$$t_x=60*l_{с.в.}/k_c*V_x; \quad t_x=t_p=32 \text{ хв.}$$

Час рейсу

$$T=t_p+t_x+\theta_p; \quad T=35,2+32+30=100,4 \text{ хв.}$$

де θ_p сумарна нормативна пауза за цикл на причеплення і відчеплення судин, на їх завантаження і розвантаження, маневри на кінцевих пунктах і т.д., хв, $\theta_p=30$ хв;

Еквівалентна сила струму:

$$I_3=\gamma*\sqrt{(I_p^2*t_p+I_x^2*t_x)/T}; \quad I_3=1,15*\sqrt{(55^2*35,2+65^2*32)/100,4}=56 \text{ А};$$

Тривалий струм двигуна

$$I_{дл}=I_3*\rho=125*0,45=58 \text{ А.}$$

Оскільки $I_3 < I_{дл}$, то двигуни не перегріваються.

3. Визначення числа електровозів

Рейсові електровози перевозять породу, що надходить з прохідницьких вибоїв. Оскільки розрахунок ведеться за середньозваженими показниками, то для розрахунку приймаємо загальні показники для всієї відкатки в цілому.

Число рейсових електровозів:

$$n=(Q_{см}*k*T)/(60*Z*m_{np}*t_{см}*k_{в.м});$$

$$n=360*1,5*113,4/60*17*6*0,7*5=2,52 \text{ електровоза};$$

де k – коефіцієнт нерівномірності, $k = 1,5$; $k_{в.м} = 0,7$ - коефіцієнт використання змінного часу акумуляторного електровоза.

Приймаємо 3 електровози.

Для виконання допоміжних робіт приймаємо додатково $n_{доп}=2$ електровози, тоді число робочих електровозів

$$N_{раб}=n_{рейс}+n_{доп}=3+2=5.$$

Інвентарна кількість електровозів

$$N_{инв}=n_{раб}*k_{инв}=5*1,15=5,75;$$

Приймаємо інвентарна кількість електровозів рівним 6.

4. Визначення числа батарей і зарядних столів

Число робочих батарей:

$$S_{раб} = n_{раб} * s = 5 * 2 = 10;$$

де $S=2$ норматив числа батарей на один робочий електровоз, який встановлюється практикою експлуатації.

Інвентарна кількість батарей:

$$S_{инв} = S_{раб} / k_{инв} = 10 * 1,15 = 11,5 \text{ — приймаємо } S_{инв} = 12 \text{ батарей.}$$

Число одночасно установлених батарей:

$$S_{зар} = S_{раб} - n_{раб} = 10 - 5 = 5.$$

Кількість столів в зарядній камері:

$$S_{ст} = n_{инв} + 4 = 6 + 4 = 10 \text{ столів.}$$

Таблиця. 2.8. - Відомості про локомотивної відкатки (Варіант 1)

Маршрут	довжина маршруту, км	Змінний вантажопотік за маршрутом, т		Режим роботи локомотивної відкатки, змін	Тип локомотива	Число локомотивів на маршруті	Тип вагонетки	Коеф. зчеплення на маршруті	Тривалість маневрових операцій, хв		Ісlo вагонеток складі
		города	матеріали						у навантажувального пункту	у обмінного пункту	
З.В.Ш. Г. 290 м	3,08	144	9	4	AM8Д	2	ВГ-3,3	0,09	15	15	17
2- й В.В.Ш. г. 300 м	4,1	216	20	4	AM8Д	2	ВГ-3,3	0,09	15	15	17
вентиляційний ходок	0,45	360	29	4	AM8Д	2	ВГ-3,3	0,09	15	15	17

Варіант II. Розрахунок канатної вантажолюдський надгрунтовій дороги ДКНП 1.6 на основі серійних надгрунтових доріг типу ДКН

1. Розрахунок допустимої ваги складу дороги під час перевезення вантажів.

Вихідні дані:

Довжина дороги	3000
Кут нахилу рейкового шляху, градус	До 3
Швидкість руху канату (складу дороги)	До 2,7
Тягове зусилля, кН	До 60
Ширина колії рейкового шляху, мм	900
Тип рейки	Р34
Тяговий канат діаметром 22,5мм.	22,5-ГД-В-Ж-Н-1670(170)

2. Відповідно до "Інструкція з безпечної експлуатації рейкових надгрунтових доріг у вугільних шахтах" (Макіївка - Донбас, 1986 р.) (Далі по тексту "Інструкція ..."), розрахункова статичне навантаження S_p визначиться за формулою:

$$S_p = Q(\sin \alpha + 0,02 \cos \alpha) + q_k 1(\sin \beta + 0,3 \cos \beta) + 0,1 \cdot L_k,$$

Де: Q - максимальна вага вантажного потягу, даН;

$\alpha = 3^\circ$ - найбільший кут нахилу виробки, градус;

$\beta = 3^\circ$ - середньозважений кут нахилу виробки, градус;

$L_k = 3000$ м - довжина дороги;

$q_k = 1,85$ егс/м = 1,81 даН/м - - погона вага канату;

0,02 - коефіцієнт опору руху складу;
 0,3 - коефіцієнт опору переміщенню канату;
 0,1 - коефіцієнт, що враховує опір обертанню блоків і роликів на трасі дороги, даН / м;

$$\sin \alpha = \sin \beta = \sin 3^\circ = 0,0523$$

$$\cos \alpha = \cos \beta = \cos 3^\circ = 0,9986$$

Загальна вага складу дороги під час перевезення вантажів з умови $S=F=60\text{кН}=60000\text{Н}=6000\text{даН}$ (тягове зусилля приводу) и $P_p = 314500$ визначається з формули:

$$Q_2 = \frac{S \cdot [q_k \cdot L_k (\sin \beta + 0,3 \cos \beta) + 0,1 L_k]}{\sin \alpha + 0,02 \cos \alpha}$$

$$Q_2 = \frac{6000 \cdot [1,85 \cdot 3000(0,0523 + 0,3 \cdot 0,9986) + 0,1 \cdot 3000]}{0,0523 + 0,02 \cdot 0,9986} = \frac{6000 - 2432}{0,0723} = 49351\text{даН} = 50307\text{кгс}.$$

Вага причіпного вантажного складу визначається:

$$Q'_2 = Q_2 - Q_n$$

де $Q_n = Q_{\delta.m.} + Q_{m.m.} + 3Q'_n$ Тут: $Q_{\delta.m.} = 1100\text{кгс}(985\text{даН})$ - вага буксировочної візки; $Q_{m.m.} = 960\text{кгс}(940\text{даН})$ - вага гальмівний візки; 3 - допустима кількість людей під час перевезення вантажу, з них один супроводжуючий склад (кондуктор), 2 людини супроводжують вантаж;

$Q'_n = 90\text{кгс}(88\text{даН})$ - розрахунковий вага людини.

$$Q_n = 1100 + 960 + 3 \cdot 90 = 2330\text{кгс}(2286\text{даН}).$$

Розрахункова вага причіпного вантажного складу визначається:

$$Q'_2 = 50307 - 2330 = 47977 \text{ кгс}.$$

3. Перевірка міцності тягового канату.

Відповідно до вимог ПБ і "Інструкціями ..." тяговий канат нагрунтовій дороги повинен мати при навішуванні запас міцності по відношенню до розрахункової статичної не нижче:

- 5-кратний при перевезенні вантажів;

- 6-кратний в режимі перевозив людей;

Як тягового канату в дорозі застосовується вантажолюдський канат ГОСТ 2688-80 діаметром 22,5 мм. - 22,5-ГЛ-В-Ж-Н-1670 (170) з розривним зусиллям всіх дротів канату.

$$P_p = 314500\text{Н}.$$

Запас міцності канату під час перевезення вантажів:

$$n_2 = \frac{P_p}{S} = \frac{314500}{60000} = 5,24 > 5$$

Умова міцності канату під час перевезення вантажів виконується.

Величина розрахункової статичного навантаження при перевезенні людей визначається за виразом:

$$S_{pn} = Q_n (\sin \alpha + 0,02 \cos \alpha) + q_k L_k (\sin \beta + 0,3 \cos \beta) + 0,1 L_k,$$

де: Q_n - найбільший розрахунковий вага складу під час перевезення максимальної кількості людей.

$$Q_n = (2Q_T + Q_{\delta.m.} + 5Q_{1П} + Q_{2П}) + (6+12)Q'_n + Q'_2;$$

де: 2 - кількість гальмових візків під час перевезення людей;

$Q_{1л} = 1100 \text{ кгс}$ - вага пасажирської візки (без обмежувача швидкості)

$Q_{2л} = 1200 \text{ кгс}$ - вага пасажирської візки;

6 - найбільша кількість пасажирських візків в складі дороги;

12 - кількість посадкових місць в пасажирській візку. $Q_n = (2 \cdot 960 + 1100 + 5 \cdot 1100 + 1200) + 72 \cdot 90 + 90 = 16280 \text{ кгс} = 15980 \text{ даН}$.

$S_{пл} = Q_n (\sin \alpha + w \cdot \cos \alpha) + q_k L_k (\sin \beta + 0,3 \cos \beta) + 0,1 L_k = 15980(0,0523 + 0,02 \cdot 0,9986) + 1,81 \cdot 3000(0,0523 + 0,3 \cdot 0,9986) + 0,1 \cdot 3000 = 3587 \text{ даН} = 35870 \text{ Н}$.

Запас міцності канату під час перевезення людей:

$$n_n = \frac{P_p}{S_{пл}} = \frac{314500}{35870} = 8,77 > 6$$

Перевірка параметрів аварійного гальмування складу дороги під час перевезення вантажів

3. Умова необхідної міцності тягового при перевезенні максимальної кількості людей (72 чел.) Виконується..

Розрахункова величина гальмівного шляху при зупинці складу дороги визначається за формулою:

$$S_{T2} = \frac{Q_2 V_T^2}{2g [P_T - Q_2 (\sin \alpha - 0,02 \cos \alpha)]}; \text{ м.}$$

де: Q_2 - розрахунковий вага вантажного потягу, кгс;

V_T - швидкість складу при гальмуванні, м /с;

P_p - гальмівне зусилля, що створюється гальмівний візком, кгс;

$g = 9,81 \text{ м/с}^2$ - прискорення сили тяжіння (вільного падіння).

Швидкість складу при гальмуванні визначається за формулою

$$V_T = V_0 + g (\sin \alpha - 0,02 \cos \alpha) t_{x.x}$$

Тут: V_0 - швидкість складу, при якій відбувається спрацьовування обмежувача швидкості, $V_0 = 3,5 \text{ м/с}$.

$t_{x.x} = 0,2 \text{ с}$ - час холостого ходу механізму уловлювачів

$$V_T = 3,5 + 9,81(0,0523 - 0,02 \cdot 0,9986)0,2 = 3,56 \text{ м/с}$$

Гальмівне зусилля, що розвивається гальмівний візком ДКНУ 1.05, що входить до складу дороги.

$$P_T = P_{лм} \cdot n_n$$

де: $P_{лм} = 1400 \text{ кгс}$ - гальмівне зусилля, що розвивається одним уловлювачем гальмівний візки; $n_n = 4$ - кількість уловлювачів

$$P_T = 1400 \cdot 4 = 5600 \text{ кгс}$$

Розрахункова величина гальмівного шляху при аварійній зупинці вантажного складу гальмівної візком визначиться

$$S_T = \frac{50307 \cdot 3,56^2}{2 \cdot 9,81 [5600 - 50307(0,0523 - 0,0199)]} = 8,18 \text{ м.}$$

Розрахункова величина $S_{T2} = 8,18 < 15 \text{ м}$.

Вимоги безпеки при аварійній зупинці вантажного складу виконуються.

Розрахункова величина уповільнення при аварійній зупинці вантажного складу.

$$J_{T2} = \frac{V_T^2}{2S_{T2}}$$

$$J_{T2} = \frac{3,56^2}{2 \cdot 8,18} = 0,77 \text{ м/с}^2 < 35 \text{ м/с}^2$$

Перевірка параметрів аварійної зупинки складу дороги під час перевезення людей.

розрахункова величина шляху гальмування

$$S_{T1} = \frac{Q_2 V_T^2}{2g[2P_T - Q_1(\sin \alpha - w \cos \alpha)]} \cdot \text{м.}$$

де: $Q_1 = 16280$ кгс - вага складу під час перевезення людей;

2 - кількість гальмових візків в складі дороги під час перевезення людей.

$$S_{T1} = \frac{16280 \cdot 3,56^2}{2 \cdot 9,81[2 \cdot 5600 - 16280(0,0523 - 0,0199)]} = \frac{206326}{209404} = 0,98 \text{ м} < 15 \text{ м}$$

Розрахункова величина уповільнення при аварійній зупинці складу дороги під час перевезення людей

$$J_{T2} = \frac{V_T^2}{2S_{T1}} = \frac{3,56^2}{2 \cdot 0,98} = 6,46 \text{ м/с}^2 < 35 \text{ м/с}^2$$

Розрахункова величина шляху гальмування і уповільнення менше допустимих, вимоги при аварійній зупинці складу з людьми виконуються.

$$S_{T1} = \frac{16280 \cdot 3,56^2}{2 \cdot 9,81[2 \cdot 5600 - 16280(0,0523 - 0,0199)]} = \frac{206326}{209404} = 0,98 \text{ м} < 15 \text{ м.}$$

Розрахункова величина уповільнення при аварійній зупинці складу дороги під час перевезення людей:

$$J_{T2} = \frac{V_T^2}{2S_{T1}} = \frac{3,56^2}{2 \cdot 0,98} = 6,46 \text{ м/с}^2 < 35 \text{ м/с}^2$$

Розрахункова величина шляху гальмування і уповільнення менше допустимих, вимоги при аварійній зупинці складу з людьми виконуються.

Таблиця. 2.9 - Відомості про канатну відкатці (Варіант 2)

Маршрут	Довжина маршрута, км	Змінний вантажопотік за маршрутом, т		Режим роботи канатної відкатки змін	Тип канатної дороги	Число ДКН на маршруті	Тип вагонетки	Швидкість руху складу	Розрахунковий кут нахилу виробки	Число вагонеток в складі
		порода	матеріали							
З.В.Ш. Г. 290 м	3,08	144	9	4	ДКНП1,6	1	ВДК-2,5	2,85	0,005‰	17
2- й В.В.Ш. г. 300 м	4,1	216	20	4	ДКНП1,6	2	ВДК-2,5	2,85	0,005‰	10

5. Вказівки щодо організації і порядку виконання робіт з перевезення людей і вантажів..

Перевезення людей

Робота надгрунтовою дороги з перевезення людей виробляється, як правило, на початку і кінці зміни, робота дороги з перевезення вантажів здійснюється в проміжку часу, не пов'язаному з перевезенням людей.

Одночасне перевезення людей і вантажів забороняється.

Вироблення і рухомий склад дороги повинні бути оснащені засобами сигналізації та знаками безпеки відповідно до "Єдиними вимогами до сигналів і знаків у підземних виробках і на шахтному транспорті вугільних і сланцевих шахт".

Обов'язки супроводжувача (кондуктора) надгрунтовою дороги:

а) стежити за правильністю посадки людей, не допускаючи перевищення кількості перевезених людей;

б) перебувати в кабіні передньої по напрямку руху складу візки і спостерігати за станом рейкового шляху і вироблення;

в) зупиняти склад ручним включенням уловлювачів гальмівний візки, якщо на шляху руху складу є перешкоди або несправності рейкового шляху і вироблення;

г) аварійно зупиняти привід дороги при раптовому спрацюванні уловлювачів гальмівний візки;

д) в разі виявлення будь-яких несправностей заявити про це особу нагляду.

Супроводжувачу забороняється: передавати супровід складу особам, які не мають посвідчення на право обслуговування надгрунтовою дороги; перевозити інструменти, які виступають за габарити пасажирської візки; перевозити великогабаритне устаткування без участі особи технічного нагляду.

При експлуатації дороги машиністу забороняється:

а) виробляти реверсування приводу при повному обсязі зупиненому складі;

б) залишати без нагляду працюючий привід, а так само допускати в камеру сторонніх осіб;

в) виробляти підсипку піску, вугілля, і ін. матеріалів між канатом і шківом тертя при ковзанні канату;

г) працювати за відсутності необхідної кількості протипожежних засобів в камері приводу (вогнегасників, ящиків з піском і ін.);

д) працювати при несправності окремих механізмів, пускової апаратури, заземлення.

Перевезення вантажів

Склад включає постійну частину складу (не відключається від тягового каната), в яку входить буксировочная візок і зчеплена з нею гальмівна візок і причіпну (змінну) частину складу - вантажні вагонетки (платформи), що з'єднуються з постійною частиною складу з обов'язковим встановленням канатної контрцепки. Канатна контрцепка змонтована на буксировочной і гальмівній візках постійної частини складу.

Перевезення вантажів і осіб у складі дороги рекомендується проводити в режимі тяги. Маневрові роботи під час перевезення вантажів і матеріалів надгрунтовою дорогою виконуються за прийнятою на шахті технології та заходам, затвердженим головним інженером шахти.

3.3 Оперативне забезпечення виробництва в очисних і підготовчих вибоях

Структура взаємодії елементів внутрішньо шахтного транспорту

Динамічність вантажопотоків і відсутність оперативних засобів передачі інформації обмежують час для планування поставок вантажів споживачеві в термін. У зв'язку з цим важливим інструментом у підвищенні ефективності доставки вантажів є оптимізація проектування вантажопотоків.

Оптимізація внутрішньо шахтних основних і допоміжних вантажопотоків передбачає:

- **планування транспортно-переміщують робіт;**
- **керування роботою транспортно-технологічних систем;**
- **диспетчерський контроль за переміщенням вантажів.**

Таким чином, матеріальний потік на всіх етапах свого руху є предметом праці учасників логістичного процесу, а сама праця має продуктивний характер.

Слід також зазначити, що на шахтах з повною конвеєризацією маршрути основного вантажопотоку залишаються постійними тривалий період часу.

Маршрути допоміжних вантажопотоків і компоновка транспортно-переміщують комплексів машин і пристроїв постійно коригується з урахуванням зміни гірничо-геологічних і виробничих умов. Більш того, для кожного вантажопотоку шахти індивідуально формується комплекс логістичних завдань, який включає завдання планування, управління і контролю. планування, управління і контролю.



Условные обозначения:

⇒ - Материальный поток

→ - Информационный поток

Рис. 3.4. - Логістична система управління шахтними вантажопотоками

Роль і сучасний стан допоміжного транспорту в забезпеченні процесів гірничого виробництва

Слід зазначити, що для своєчасного забезпечення фронту очисних робіт необхідно вести планомірну підготовку нових виїмкових стовпів. Цей процес пов'язаний з проведенням і кріпленням гірських виробок, а також оснащенням їх відповідними комунікаціями. Тому **на етапі забезпечення процесів підготовки запасів до очисної виїмки матеріальні потоки представляється у вигляді потоку матеріалів, обладнання та комплектуючих виробів.**

Найбільш характерними вантажами для даного етапу відносяться:

- лісоматеріали (стійки, з'ягування, дошки, шпали та ін.);
- металеві кріплення (стійки, верхняки, швелери, двотаври і т.д.);
- сипучі матеріали (щебінь, глина, пісок, цемент, інертний цил, вапно, баласт і ін.);
- довгомірні матеріали (рейки, металеві труби, деталі кріплення камер і ін.);
- залізобетонні вироби (з'яжки, бетоніти, шпали, лотки);
- рідку паливно-мастильні матеріали (емульсії, масла та ін.);
- інші матеріали (запчастини, канати та ін.);
- обладнання, в тому числі вузли гірських машин.

Основними факторами, що визначають обсяг і види перевезень матеріалів і устаткування, є: тип кріплення і з'ягування, перетин виробок, прийнята технологія і гірничо-геологічні умови їх проведення.

Найбільшого поширення при доставці вантажів по підземних гірничих виробках отримали надгрунтові види допоміжного транспорту.

Оперативне забезпечення процесів гірничого виробництва полягає у своєчасній доставці матеріалів, обладнання та людей до місць ведення гірничих робіт.

На вугільних шахтах переміщення матеріалів, обладнання та перевезення людей по підземних гірничих виробках здійснюється за допомогою допоміжного транспорту, який в транспортно-технологічній системі шахти, представляє самостійний процес.

Сформувався допоміжний транспорт в результаті широкого впровадження конвеєрів для транспортування вугілля і породи. Те, що сталося при цьому поділ вантажопотоків на основний (вугілля, гірська маса) і допоміжний зумовило необхідність створення більш мобільних засобів доставки матеріалів і людей, а також розвиток технології допоміжного транспорту.

Трудомісткість допоміжного транспорту в середньому становить близько 30 чоловік на 1000т. добового видобутку. Крім того на виконання ПРТС робіт позичаються робочі очисних і підготовчих забоїв. Частка цих робіт в загальній трудомісткості очисних і підготовчих робіт сягає 18%.

Транспортування матеріалів та обладнання в підземних умовах є одним з найбільш складних і трудомістких процесів.

Найвужчими місцями транспортування допоміжних вантажів в ланцюзі «постачальник-шахтний забій» є численні перевантаження на поверхні і особливо в підземних умовах, а також доставка вантажів в привибійні зони дільничних виробок.

З розрахунку на одиницю ваги трудовитрати при доставці матеріалів та обладнання в 36 разів вище, ніж при транспортуванні вугілля, і в 17 разів вище, ніж при транспортуванні породи.

Технологічний процес в системі допоміжний транспорт можна розділити на 3 взаємопов'язаних етапи:

1. Транспорт на поверхні від постачальників і складів до стовбурів шахт;
2. Транспорт по стовбурах і капітальним виробках (квершлягу, штреку, бремсбергами);
3. Транспорт по дільничним виробках (вентиляційні і конвеєрні штреки, ходки і ін.)

На допоміжному транспорті близько 50% трудових витрат припадає на ручні вантажно-розвантажувальні роботи.

Допоміжні вантажі перевантажуються:

- на поверхні, на шляху від постачальника до матеріального складу шахти до **6 разів**;

- в шахті, на шляху від стовбура до вибою до **8 разів**.

При цьому в підземних умовах перевантаження, розвантаження в кінцевому пункті і доставка в привибійні зони здійснюється в основному поштучно вручну на відстань від **20 до 90м**.

Аналіз роботи транспортних систем вугільних шахт показав, що приблизно **50%** трудових витрат на допоміжному транспорті доводиться на ручні вантажно-розвантажувальні роботи.

Застосовувані і розробляються засоби механізації допоміжних робіт, в тому числі і засоби механізації вантажно-розвантажувальних і транспортно-складських робіт, в більшості випадків передбачають тільки часткову механізацію. При частковій механізації ПРТС робіт зберігається існуючий поділ операцій і практично не змінюються традиційні технологія і організація з багаторазовими ручними вантажно-розвантажувальними операціями. Значного зниження трудомісткості і поліпшення техніко-економічних показників можна досягти шляхом переходу до комплексної механізації ПРТС робіт. Тобто, необхідно докорінна зміна технології допоміжного транспорту на основі:

- впровадження методів логістики в систему планування, управління і контролю поточними процесами;

- загального скорочення і поєднання операцій в технологічному циклі;

- забезпечення синхронної і без перевантажувальної роботи при доставці матеріалів, обладнання та людей з поверхні шахти до вибоїв;

Головним напрямком розвитку допоміжного транспорту з поверхні (в деяких випадках від заводів-виготовлювачів) до робочих місць слід вважати створення системи пакетно-контейнерного транспорту на основі комплексів обладнання для перевезення вантажів в контейнерах і пакетах при максимальній механізації ПРТС робіт. Схема такої системи наведена на аркуші 4.

Система «ПАКОД» передбачає приведення вантажів, що транспортуються до виду, що полегшує замінити поштучний вручну перевантаження допоміжних

матеріалів механізованої перевантаженням укріплених одиниць (пакетів і контейнерів).

Функціональне призначення системи «ПАКОД»

Комплекс пакетно-контейнерному доставці "ПАКОД" передбачає механізацію вантажно - розвантажувальних і транспортно - такелажні роботи і служить для формування і навантаження матеріалів і виробів в пакети на заводі - виробнику, доставки на шахту, спуску і транспортування гірничими виробками безпосередньо до робочому місцю. Дана система передбачає вирішення питань механізації навантаження, розвантаження і доставки в першу чергу широко застосовуваних матеріалів і обладнання, а також організацію навантаження, розвантаження і складування вантажів на всьому шляху їх пересування з розробкою оптимальних транспортно-технологічних ланцюжків для кожного виробу.

У вугільній промисловості зона дії пакетно-контейнерному доставці допоміжних вантажів (ПКД) в загальному випадку повинна починатися після останньої технологічної операції з виготовлення виробу на заводі-виробнику, на груповому лісовому складі, в ЦЕММ і т.д. і закінчуватися першою технологічною операцією по застосуванню виробу в шахті або на її поверхні.

Розміри вантажних одиниць відповідно до вимог загальнодержавної контейнерної транспортної системи (КТС) повинні бути кратними міжнародному одиничного модулю - **400x600** мм, а відповідно до основною вимогою ПКД - вписуватися в прийняті перетину гірничих виробок з дотриманням зазорів, передбачених правилами безпеки. В даний час у вугільній промисловості все різноманіття вантажних одиниць може бути зведено з деякими відхиленнями до двох типорозмірів (в поперечному перерізі): для колії **600** мм - **600x800** мм (перший типорозмір); і для колії **900** мм - **800x1200** мм (другий типорозмір).

Перший типорозмір придатний також для шахт з колією 900 мм і тому є універсальним. У міру відновлення шахтного фонду з урахуванням тенденції до збільшення перерізу виробок стане можливим повний перехід на другий типорозмір вантажних одиниць.

Вантажні одиниці з такими розмірами повинні формуватися на заводі-виробнику. Переформування вантажних одиниць в транспортно-технологічної ланцюга «постачальник - робоче місце в шахті» може мати місце тільки для виробів, які потребують проміжної технологічної переробки з попередніми розформуванням вантажній одиниці (оброблення рудничного долготья на групових лісових складах УМТС об'єднання, приварка фланців до труб і їх фарбування на базі УМТС або на шахті і т.д.). В цьому випадку вантажні одиниці до пункту проміжної переформування можуть мати розміри, що відповідають тільки вимогам ХТО і не вписуються в перерізі гірничих виробок.

Процес розробки і освоєння системи пакетно-контейнерному доставці, як одного з елементів допоміжного транспорту на вугільних шахтах, зводиться до наступних основних заходів:

- *аналіз вантажопотоків і визначення видів вантажу, що підлягають першочерговому переводу на пакетно-контейнерну доставку до встановлення*

черговості перекладу інших видів вантажу на пакетно-контейнерну відвантаження;- встановлення черговості перекладу постачальників даного виду вантажу на пакетно-контейнерну його відвантаження;

- розробка оптимальної форми і структури вантажних одиниць даного виду вантажу, засобів скріплення для неї;

- розробка для даного виду вантажу організаційної та технологічної схем доставки вантажних одиниць від постачальника до місця безпосереднього використання в шахті;

- розробка положення (інструкції) про порядок придбання та експлуатації засобів пакування (для даного виду вантажу і постачальника);

- масове виготовлення даних засобів пакування і оснащення ними постачальників у встановленій черговості;

- розробка та освоєння механізованої лінії по збірці пакетів у постачальника;

- розробка і введення в дію змін до технічних умов на виготовлення даного виду вантажу по розділах «Упаковка», «Транспортування і зберігання».

Першочергові об'єкти (матеріали) розробки до освоєння пакетно-контейнерному доставці регламентовані «Технологічними схемами допоміжного транспорту». До цих вантажів належать:

- лісоматеріали (стіжки, затикування, дошки, шпали та ін.);

- металеві кріплення (стіжки, верхняки, шнеллером, двутаври і т. д.);

- сипучі матеріали (щебінь, глина, пісок, цемент, інертний пил, вапно, баласт і ін.);

- довгомірні матеріали (рейки, металеві труби, деталі кріплення камер і ін.);

- залізобетонні вироби (затяжки, бетоніти, шпали, лотки);

- обладнання, в тому числі вузли машин;

- рідкі паливно-мастильні матеріали (емульсії, масла та да.);

- інші матеріали (запчастини, канати та ін.).

Найбільшого поширення в загально шахтного грузопотоке допоміжним матеріалів отримали лісові матеріали - 73,5-84% за обсягом, 51,7-73,8% за вагою, 50,5% по трудовитратах на доставку в межах шахти; а також кріплення відповідно - 2,7 - 6,5%, 5,5 - 6,3% і 19,3%; залізобетонні вироби - 2,1 - 4%, 5,4 - 7% і 7,9%.

Засоби комплексної механізації контейнерної доставки матеріалів в шахту

Класифікація матеріалів, виробів і обладнання.

У плануванні і управлінні народним господарством використовується єдина система класифікації та кодування техніко-економічної інформації. Центральне місце в цій системі займає класифікація матеріально-технічних ресурсів. Під цією класифікацією розуміють всі роботи, які здійснюють підприємства та організації по систематизації матеріалів, виробів і обладнання.

Основною метою класифікації є забезпечення інформаційного сполучення різних рівнів управління. В особливій мірі це відноситься до матеріалів, виробів і обладнання, які надходять від позавідомчих постачальників.

Для обліку, контролю і управління матеріально-технічним постачанням всередині промислових районів і виробничих об'єднань створюються локальні класифікатори. Важливою вимогою при їх оформленні є збіг структури побудови кодів і орієнтація на єдине математичне забезпечення.

Підприємства та організації вугільної промисловості отримують понад 50 тисяч найменувань матеріалів. У той же час для виробництва гірських робіт потрібно обмежене число найменувань матеріалів і виробів, обсяг яких становить 80-90% від усіх вантажів, що транспортуються в шахту. У зв'язку з таким становищем для обліку, контролю і планування класифікація цих вантажів виконується для виробничого об'єднання або промислового району з застосуванням ЕОМ. Матеріали, вироби та обладнання, які використовуються для виконання гірських робіт діляться на наступні класи:

1. Кріплення гірничих виробок.
2. Прокат і труби.
3. Залізобетонні вироби.
4. Дерев'яні вироби.
5. Будівельні матеріали.
6. Рідкі, в'язкі і аморфні матеріали.
7. Сталеві канати і кабелі.
8. Гумові вироби.
9. Гірські машини й устаткування.
10. Вибухові матеріали.
11. Інші матеріали.
12. Запчастини.

Відповідно до загальноприйнятої структури побудови кодів кожен клас ділиться на підкласи, підкласи на групи, на підгрупи, а підгрупи на види. Наприклад, клас **«Кріплення гірничих виробок»** має шість підкласів:

- «Кріплення зі спеціального профілю»; - «Кріплення з двотаврових балок і швелерів»;

- «Кріплення зі збірних залізобетонних елементів»;

- «Кріплення комбінована з металу і залізобетону»;

- «Кріплення комбінована з металу і дерева»;

- «Кріплення дерев'яна».

Подальше поділ на групи розглянемо на прикладі підкласу **«Кріплення зі спеціального профілю»**.

Цей підклас має чотири групи:

- «Кріплення арочна»;

- «Кріплення кільцева»;

- «Кріплення еліптична»;

- «Кріплення арочна з вписаним зворотним склепінням».

Група **«Кріплення арочна»**

має дві підгрупи:

- «Кріплення арочна трехзвенна»;

- «Кріплення арочна п'ятизвенная».

Кожна підгрупа ділиться на види, наприклад: «**Кріплення арочна трехзвенна для виробок площею $S = 8 \text{ м}^2$** » і т.д. За даним принципом будується класифікація за всіма іншими видами матеріалів, виробів і обладнання. У кожному конкретному випадку можуть доповнюватися підкласи, групи, підгрупи і види.

При такій класифікації легко виконати кодування матеріалів, виробів і обладнання і розробити систему обліку, контролю і планування із застосуванням ЕОМ.

Передбачено, що код кожного виду матеріалів, виробів і обладнання, що поставляються на шахту, повинен мати шість знаків.

Застосування ЕОМ дозволить оперативно вирішувати питання матеріально-технічного забезпечення, скорочувати запаси матеріалів і простої робочих.

Вантажні одиниці системи «ПАКОД»

Механізацію вантажно-розвантажувальних робіт і складських робіт можливо здійснити тільки тоді, коли вантажі будуть певним чином упаковані. Для цього з матеріалів, виробів і обладнання створюються вантажні одиниці тобто вантажі, що мають строго певну форму з обмеженими розмірами і масою. Вантажна одиниця завжди повинна містити одне і те ж кількість даного виду матеріалів.

Для визначення оптимальних форм, габаритів і маси вантажних одиниць вивчають технологію вантажно-розвантажувальних робіт на підприємстві-виробнику, шахтному складі і на робочому місці, а також встановлюють найбільш прийнятні розміри і масу. Особливу увагу звертають на процеси використання матеріалів і виробів на робочому місці. На робоче місце матеріали та вироби повинні поставлятися в такому вигляді і кількості, щоб забезпечувалися мінімальні трудовитрати на їх розвантаження, перевантаження та підношення.

У зв'язку з цим при транспортуванні вантажних одиниць від постачальників на шахтні склади висуваються вимоги щодо забезпечення максимального завантаження транспортних засобів, стійкості і збереження габаритів.

Вид і форма вантажних одиниць повинні визначатися, виходячи з умов:

- стабільного збереження приданого вантажній одиниці форми на всьому шляху проходження від постачальника до місця використання в шахтах;
- габаритів горизонтальних і похилих гірничих виробок, по яких переміщається вантажна одиниця рейковим, монорейковим і безрейковим транспортом;
- складування і зберігання вантажних одиниць;
- технології виробництва робіт у постачальника і на робочому місці в шахті;
- рівня механізації і автоматизації ПТРС - робіт;
- безпеки виробництва ПТРС робіт.

У зв'язку з різноманіттям габаритів матеріалів, виробів і обладнання і з обмеженими розмірами підйомних посудин і гірничих виробок виникає ряд труднощів при визначенні виду вантажних одиниць.

Вибір виду вантажних одиниць.

Вантажна одиниця являє собою вантаж, завжди складається з певної кількості одного і того ж матеріалу, виробу або обладнання і утворює із заданими розмірами стабільно зберігає при доставці форму, пристосовану для механізованого завантаження, розвантаження і складування, а також транспортування різними видами транспорту без попереднього перепакування від постачальника до робочого місця на шахті.

Вантажні одиниці матеріалів, виробів і обладнання, що використовуються для гірських робіт, повинні відповідати наступним вимогам:

- габарити і маса повинні забезпечувати максимальне використання транспортних засобів, підйомних посудин стовбурів і вантажопідйомність підйомно-транспортного обладнання;
- розміри по висоті і ширині повинні узгоджуватися з вимогами правил безпеки при транспортуванні вантажів гірничими виробками;
- бути стійкими при ударах, які мають місце при маневрових роботах, а також при транспортуванні по похилих виробках;
- забезпечувати зручність при навантаженні і розвантаженні на робочому місці;
- бути пристосованим для механізованого завантаження і розвантаження окремих елементів вантажів на робочому місці;
- забезпечувати транспортування рейковим, монорейковим і безрейковим транспортом.

Для створення вантажних одиниць можуть застосовуватися пакети, піддони або контейнери.

Пакет - це вантажна одиниця, завжди містить задану кількість одного виду матеріалу або виробів однакових розмірів. Освічена шляхом обв'язки або укладання на піддоні.

Для забезпечення механізованого завантаження і розвантаження пакет повинен мати опорні бруси з метою освіти зазору між опорною площиною і виробом. Пакети формують за допомогою сталевих стрічок, катанки або іншого м'якого матеріалу. Пакети не завжди є стійкими вантажними одиницями.

При пакетуванні вантажів повернення пакувальних стрічок і опорних брусків не передбачають.

Якщо пакет утворюють за допомогою спеціальних скоб, строп, то вони підлягають поверненню постачальнику.

Вантажна одиниця, сформована за допомогою піддонів, є більш стійкою. У промисловості і будівництві використовуються піддони різних типів і конструкцій: плоскі, що складаються ящикового типу.

Піддони можуть бути дерев'яними, металевими, пластиковими та комбінованими.

Вантажна одиниця, утворена, за допомогою **контейнера**, є найбільш стійкою і призначена для доставки різних вантажів, які не можуть стабільно зберігати форму в пакеті або коли їх формування в пакеті не ефективно.

Вантажні одиниці в контейнерах, піддонах або пакетах визначаються видом матеріалу або виробу, його габаритами і масою. Деякі матеріали і вироби можна

формувати в вантажні одиниці в пакети, на піддонах або в контейнерах. В експлуатацію вводиться вантажна одиниця, найбільше відповідає вимогам доставки вантажів на робочі місця в шахті.

Випробування і документування вантажних одиниць.

На основі отриманих при обстеженні даних попередньо вибирається вантажна одиниця, в яку необхідно комплектувати матеріал, виріб або обладнання. Якщо за даними обстежень неможливо однозначно вибрати тип засобів, для освіти вантажній одиниці, то попередньо вибирають два типи (наприклад, пакет і піддон або піддон і контейнер). Коли для даного матеріалу або виробу визначено тип засобів, для освіти вантажній одиниці, приступають до пробного формування. Як правило, пробне формування вантажних одиниць виконуватися вручну.

Після отримання вантажної одиниці з заданими геометричними розмірами і масою, виробляють її випробування. Попередні випробування можуть виконуватися на стендах. При задовільних результатах попередніх випробувань вантажну одиницю відчують у важких виробничих умовах доставки вантажів гірничими виробками.

Стендові і виробничі випробування вантажних одиниць ведуть за програмами з урахуванням всіх вимог, що пред'являються при доставці вантажів гірничими виробками на робочі місця. За результатами виробничих випробувань складають акт встановленої форми.

Якщо вантажна одиниця прийнята в експлуатацію, на неї складають паспорт вантажній одиниці (табл. 3.1).

Паспорт вантажній одиниці (ПГЕ) є керівним документом при формуванні її, транспортуванні, навантаження, розвантаження і складування.

Таблиця 3.1

ПАСПОРТ ВАНТАЖНИЙ ОДИНИЦІ

Транспортується виріб		Залізобетонна з'ятування довгою 1 метр		Код
Постачальник		Завод залізобетонних виробів		
1	Характеристика виробу	основні розміри		мм 200x40x1000
2		маса		кг 24
3		щільність		т/м ³ 2,2
4	Характеристика засоби формування доставочной одиниці	найменування		контейнер універсальний
5		тип		УК9.2
6		№ документа		УК9.2-000
7		основні розміри		мм 1640x1100x1050
8		маса		кг 325
9		обсяг		м ³ 1,3
10	Характеристика доставочной одиниці	основні розміри		мм 1640x1100x1050
11		маса	брутто	кг 3205
12			нетто	кг 2880
13		товарна місткість		шт 120

14	Умови зберігання	відкрите		да	
15		під навісом		да	
16		закре	неопалюване		
17			опалювальне		
18		пожежонебезпеку		немає	
19		вибухонебезпечність		немає	
20	Умови складування	число постачальних одиниць по висоті		шт 2	
21		висота постачальних одиниць в штабелі		мм 2075	
22		навантаження додаткової одиниці	на опорну поверхню		Па 5,3x10 ⁵
23			на опорну поверхню в штабелі		Па 10,6x10 ⁵

Спеціалізовані шахтні контейнери

Система "ПАКОД" заснована на принципах логістики і призначена для доставки в шахту стандартних вантажів (елементів аркового кріплення, залізобетонних затяжок, шпал, рейок, труб, прогонів і роликів стрічкових конвеєрів та ін.) Упакованих на заводі-виробнику в спеціальні контейнери, касети і піддони.

За визначенням Комітету з вантажним контейнерів (ТК-104) Міжнародної організації зі стандартизації (ISO) вантажний контейнер є елементом транспортного обладнання, що володіє:

- *постійною характеристикою і достатню міцність* для багаторазового використання;
- *спеціальною конструкцією*, що забезпечує перевезення вантажів одним або декількома видами транспорту без проміжного вивантаження з контейнера;
- *пристроями*, що забезпечують швидку навантаження, розвантаження і перевантаження з одного виду транспорту на інший;
- *конструкцією*, яка дозволяє легко завантажувати і розвантажувати його;
- *внутрішнім об'ємом 1 м³ і більше*.

Транспортні ємності об'ємом менше 1 м або які не відповідають хоча б одному з перерахованих вище умов відносяться не до контейнерів, а до піддонів - скриньовим (відкритим і закритим) стоїчним і інших типів.

Контейнери мають два виконання по ширині колії сполучається платформи, три виконання за вантажопідйомністю, чотири виконання за призначенням і три виконання за габаритами.

Структура умовного позначення контейнерів параметричного ряду розшифровується так:

Виконання по колії: 1 - 600 мм; 2 - 900 мм.

Виконання за вантажопідйомністю: 2 - 2 т; 4 - 4 т; 5 - 5 т.

Виконання, характеризує конструкцію або призначення:

Б - бортовий;

Я - Планшетний;

З - складаний;

М - для металевого кріплення.

Виконання за габаритами: без індексів (базове); 01; 02.

Контейнери класифікуються буквено-цифровими індексами в залежності від ширини рейкової колії і вантажопідйомності спеціальних вагонеток (платформ) і візків.

Розглянемо прийняті позначення на прикладі класифікації *контейнерів 1К2,5 и 2К5:*

- *буквенний індекс К* - контейнер;
- *цифри перед індексом К* - ширина рейкової колії для якої призначений даний контейнер (1 - для колії 600 мм і 2 - для 900 мм);
- *цифри 2,5 і 5 після індексу К* - вантажопідйомність платформ в тоннах.

Приклад умовного позначення при замовленні контейнера на колію 900 мм, вантажопідйомністю 5 т, бортового, шириною 1000 мм записується в такий спосіб: - **контейнер 2К5-Б-01 ТУ 12 УРСР 2-1 10-82.**

Комплекс обладнання системи "ПАКОД" передбачає перевезення вантажів в універсальних транспортних платформах і пристроях:

- в платформах ПУТ900 транспортують упаковки (пакети) рейок Р24 в касетах Ка24 і рейок Р33 в касетах Ка33

- в пристроях УДГ9 транспортують пакети труб в касетах КАТ1;

- елементи аркового кріплення доставляються в забій в контейнерах на платформах, розроблених на базі вагонеток з глухим кузовом.

Проектування транспортно-технологічних ланцюгів (ТТЦ) і процесів контейнерної доставки вантажів в шахту

Розрахунок кількості платформ і контейнерів для системи "Пакод".

Обсяг допоміжних вантажів на ділянку при відпрацюванні запасів зворотним ходом:

$$A_i = K_n \gamma A_{\text{сум}} + 0,05L, \text{ т/доб};$$

де: K_n – витрата лісоматеріалів; γ – об'ємна маса дерева, т/м³; L – довжина транспортування.

$$A_i = 0,05 * 0,5 * 815 + 0,05 * 1100 = 10 \text{ т/доб.}$$

Обсяг допоміжних вантажів для підготовки чергового стовпа:

$$A_e^{н.б} = \sum A_i + L_T(q_m + q_n) / t_n + KZf_n / t_n, \text{ т/доб}$$

де: q_m і q_n – витрата матеріалів і вихід породи на 1 м.; Z – число підготовлених стовпів; K – число проведених виробок

$$A_e^{н.б} = 5 * 10 * 8640 / 19300 (15,883) + 6 * 180 * 6 * 15,883 / 19300 = 300 \text{ т/доб}$$

Річний обсяг:

$$A = 300 * 300 = 90000 \text{ т/рік.}$$

Необхідна кількість контейнерів та платформ:

$$m_k = AK_n K_p / q_{zp} n K_1, \text{ шт.}$$

$$m_n = AK_n K_p / q_{zp} n K_2, \text{ шт.}$$

де m_k і m_n – відповідно необхідне число контейнерів і платформ; q_{zp} – вантажопідйомність контейнерів і платформ, т; K_n і K_p – коефіцієнт резерву і ремонту; K_1 і K_2 – число нормативних оборотів на добу для контейнерів і платформ;

$$m_k = 90000 * 1,3 * 1,1 / 2 * 300 * 10 = 21 \text{ шт}$$

$$m_n = 90000 * 1,3 * 1,1 / 2,5 * 300 * 10 = 17 \text{ шт}$$

Приймаємо 21 контейнер типу 1К20 вантажопідйомністю 2,0 т, довжиною 2100мм, шириною 600 мм, висотою 1100 мм.

Приймаємо 17 платформ, для доставки контейнерів, типу П2,5, вантажопідйомністю 2,5 т, довжиною 2400 мм., Шириною 850 мм., Висотою 400 мм.

Технологічна схема контейнерної доставки довгомірів.

Принципова схема комплексної механізації доставки довгомірів пристроєм КПК1 приведена на аркуші 4.

Формування пакетів довгомірів виробляють на базі. Для цього дві касети укладають краном на відстані 5,8 м один від одного і завантажують їх відповідною кількістю рейок або труб. Після затяжки затискачів контейнер з довгоміром вантажать в автомашину і доставляють на шахтний склад.

Кількість перевезених пакетів залежить від вантажопідйомності транспортних засобів. При довжині рейок (труб) 8 м, максимальна маса матеріалу складає 3,2 т, а маса контейнера з матеріалом 4,0 т.

На шахтному складі розвантаження пакетів (контейнерів) доцільно проводити козловим краном безпосередньо на платформи КПК1. При відсутності вільних платформ пакети складають на майданчику складу.

Після установки і кріплення контейнера на платформу на передній торець пакету довгомірів монтують роликову підвіску, а запобіжний строп, який охоплює контейнер, кріплять по периметру.

Транспортування КПК1 до стовбура виробляють локомотивами, лебідками і т.п.

Для спуску пристрою по стовбуру висота перепідйому кліті над рівнем головок рейок нульовий майданчики повинна прийматися з умови:

$$H_{кл} \geq L_k + l_n + h_T \quad (1)$$

де $L_k=8730$ мм - довжина контейнера з роликовою підвіскою (табл.2);

$l_n=2000$ мм - висота направляючої (табл.2);

$h_T=200...300$ мм - технологічний зазор між контейнером і нульовий майданчиком.

Таким чином, висота пере підйому повинна бути не менше 10900... 11000 мм.

Висота шахтного копра до під шківного майданчики

$$H_k \geq h_{кл} + h_n + L_k + l_n + h_T \quad (2)$$

де $h_{кл}$ - висота кліті, мм;

$h_n=975$ мм - висота пери підйому кліті, згідно ПБ.

Для кліті 1КНЗ,6 ($h_k=5470$ мм) висота копра $H_k \geq 17500$ мм.

і радіуси заокруглення повинні бути регламентованої величини (останні згідно ПБ повинні мати радіуси $R = 20$ м).

Якщо радіуси заокруглень виробок менше регламентованої величини, допустиму довжину контейнера з довгоміром визначають з умови:

а) для випадку коли людський прохід розташований на зовнішній стороні кривої

$$L_{kc} \leq 2\sqrt{(R_B + a - m)^2 - (R_B + c + n + b_k)^2} \quad (3)$$

б) для випадку, коли прохід розташований на внутрішній стороні кривої

$$L_{kc} \leq 2\sqrt{(R_B + c - n)^2 - (R_B + a + m + b_k)^2} \quad (4)$$

де L_{kc} - довжина контейнера з двома симетричними, щодо поперечної осі бази візків, консолями довгомірів.

Довжина КПК1, що є несиметричним контейнером, дорівнює $L_K = L_{KC} - l_k$,

де l_k - довжина консолі довгомірів у передній візки, м;

R_B - радіус осі рейкової колії, м;

b_k - ширина контейнера, м;

n - ширина людського проходу, м;

t - ширина зазору, м;

a - відстань від осі колії до кріплення з боку людського проходу, м;

c - відстань від осі колії до кріплення з боку зазору t , м.

Одним з факторів, що визначають можливість транспортування пристрою КПК1 по закругленій, є база платформи, тобто відстань між осями візків.

Для виробок з радіусами заокруглення $R_B < 20$ м допустима база платформи ($B_{пл}$) складе:

а) для випадку, коли людський прохід знаходиться на внутрішній стороні кривої

$$B_{пл} = 2\sqrt{R_B^2 - (R_B - c + n + 0,5b_k)^2} \quad (5)$$

б) для випадку, коли людський прохід знаходиться на зовнішній стороні кривої

$$B_{пл} = 2\sqrt{R_B^2 - (R_B - a + t + 0,5b_k)^2} \quad (6)$$

Використовуючи вирази (3), (4), можна визначити допустимий радіус заокруглення (R_B) для фактичних значень контейнера і виробитку. Аналогічним чином можна визначити R_b з виразів (5), (6).

Для спуску пристрою КПК1 по стовбуру прикопрове будівлю навколостовбурні двір біля сполучення повинні мати маневрову лебідку вантажопідйомністю 2 ... 3 т. Канат лебідки необхідно орієнтувати по осі кліті. Крім того, спуск КПК1 можливий тільки в тому випадку, коли введення в копер в висновок зі стовбура в навколостовбурні двір здійснюється в одну і ту ж сторону від кліті.

Перед введенням КПК1 в стовбур канат лебідки з'єднують з задньої зчіпкою платформи.

Введення КПК1 в стовбур роблять у наступній послідовності. Пристрій підкочують до стовбура, після чого кліть піднімають над нульовою майданчиком так, щоб вісь розтрубі напрямних збіглася з віссю роликів підвіски. Шляхом подачі пристрої до кліті вводять ролик в розтруб направляє на глибину 300 ... 400 мм. Потім, піднімаючи зі швидкістю не більше 0,2 ... 0,5 м / с, вводять пристрій в копер, при цьому ролик, скочуючись по направляючої, займають поминальне положення. Після повного введення КПК1 в копер хвостовий канат лебідки від'єднують і починають спуск КПК1 по стовбуру.

Швидкість спуску по стовбуру залежить від конструкції проводні-ков і типу підйомної установки. Досвід випробувань КПК1 на шахтах Донбасу показав, що швидкість спуску може бути в межах 2 ... 4 м / с.

Висновок пристрої КПК1 в навколостовбурні двір роблять у такий спосіб. Спускатися на горизонт кліть зупиняють в такому положенні, щоб нижня візок КПК1 перебувала на висоті 0,3 ... 0,5 м над рівнем головок рейок горизонту,

спеціальним гаком довжиною 2,5 ... 3,5 м з'єднують канат лебідки з нижньої візком.

Шляхом одночасного спуску кліті (зі швидкістю 0,3 ... 0,6 м / с) і натягу каната лебідкою встановлюють нижню, а потім верхню візок на рейковий шлях і відкочують КПК1 від стовбура.

За виробках шахти пристрій КПК1 транспортують локомотивами, лебідками і т.п.

Швидкість руху по прямолінійним виробках до 10 км / год; на заокругленні і при переходах через стрілочні переводи не більше 3 км / год,

Виробки, якими транспортують пристроєм КПК1, повинні мати типові перетину і регламентовані ПБ зазори.

В одноколійних типових виробках перерізом 7,1 м² і в двоколійних - перетином 13,7 м² у світлі з радіусами заокруглення $R_B \approx 20$ м транспортування КПК1 з рейками і трубами завдовжки 8м проводиться з дотриманням необхідних ПБ зазорів і проходів.

Розвантаження довгомірів у виробленні необхідно проводити вантажопідіймальними засобами: самохідними креном, крепеукладальники, талями, лебідками і т.п.

Після розвантаження матеріалу візки КПК1 з'єднують спеціальної жорсткої зчіпкою. Довжина платформи в такому вигляді становить 2380 мм, що дозволяє транспортувати і видавати її на поверхню в кліті, як звичайну вагонетку.

На шахтному складі з платформи знімають касети і відправляють в автомашині на базу за черговою партією довгомірів.

Організація робіт при доставці довгомірів.

На аркуші 4 наведено графік організації робіт при доставці рейок пристроєм КПК1 з бази до забою шахти. Витрати часу і трудомісткість окремих операцій і процесів визначені на підставі існуючих ЕНіР і розрахункових карт трудовитрат.

У складі бригад, які здійснюють постачання, навантаження і розвантаження введено два такелажника, а також відповідні місця роботи оператори, машиністи кранів, локомотивів, підйомних установок, стовбурові та ін.

Відстані доставки рейок на поверхні і в шахті прийняті умовно. Швидкість автомашин прийнята 30 км / год, а локомотивів - відповідно до існуючих норм я правилам. Швидкість спуску контейнера по стовбуру - 2 м / с, а видача кліті з платформою - 5 м / с.

Загальна трудомісткість виконання контейнерного циклу доставки 12 рейок Р-33 склала 7 люд.-год, а витрати часу - 171 хв (2,86 год).

Розрахунки показують, що витрати часу на виконання циклу робіт в основному залежать від відстаней доставки на поверхні і в шахті. При відстані доставки в шахті до 1 км розрахункові витрати часу становлять 2 ... 3 год, а практично-1 зміну.

Організація робіт при доставці труб з бази на шахту аналогічна.

Витрати часу на цикл робіт при доставці 12 труб 0100мм згідно з розрахунками становлять 180 хв (3,0 ч), а трудомісткість - 7,5 чол.-год

4 ЗАХОДИ З ОХОРОНИ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

Екологічна оцінка проектних рішень

Забруднення атмосферного повітря на шахті проводиться в поверхневому комплексі, при вивантаженні вугілля на вугільний склад і навантаження його в вагони, а в шахті - при веденні очисних і підготовчих робіт.

Подальший розвиток гірських робіт вплине негативно на навколишнє середовище, а саме:

- зміна рельєфу місцевості, геологічної структури гірського масиву, пошкодження будівельних об'єктів і споруд, що призведе до просідання земної поверхні, зміни русла р. Самара, зникнення лісового масиву;

- зміна рівня підземних вод і напрямки їх руху, що призводить до затоплення поверхні шахтного поля, проникнення води у виробки і їх затоплення. Шахтні води забруднюються пилом, мінералізуючи в шахті, внаслідок впливу кисню, що тягне за собою значні капіталовкладення для спорудження очисних споруд, відстійників і їх експлуатації,

- збільшення запиленості повітря внаслідок розсіювання пилу по поверхні;

- забруднення повітря отруйними і шкідливими газами, які надходять в атмосферу з шахти, горіння відвалів і вугільних складів, вітрової ерозії відвалів; збільшення вмісту радіонуклідів в атмосфері, випадання кислотних дощів. *Заходи з охорони навколишнього середовища*

Основними тенденціями до зменшення забруднення земної поверхні є створення навколо породних відвалів і на поверхні шахтного поля санітарно-захисних зон і проведення рекультивації земель, вивільнених від гірських робіт.

Проектом передбачаються наступні заходи щодо захисту навколишнього середовища:

- застосування безводних технологій; технологій із замкнутим водооборотом;
- використання шахтних вод для систем технічного водопостачання (охолодження, зрошення, заслони);

- захоронення вельми забруднених вод до відповідних геологічної структури;
- контроль і екологічна експертиза шахтних вод, повітря і пилу, що міститься в атмосфері;

- застосування технологій гірничих робіт, що скорочують або виключають видачу породи на поверхню (часткова і повна закладка);

- оснащення стаціонарних джерел викиду ефективними системами пилогазоочищення, очищення вихідного струменя;

- застосування критих складів вугілля, покриття вугілля на складах зв'язують розчинами для запобігання вітрової ерозії;

- вдосконалення технологій по спалюванню палива;

- пересипання відвалів глиною для запобігання їх горіння, покриття змочувально-зв'язують розчинами. *Заходи з охорони навколишнього середовища виконуються на шахті*

Утилізація відходів проводиться згідно заходів, узгоджених з регіональної

екологічної інспекцією. Очищення повітря, що викидається з шахти обезпилюється в шахті, з виробничих цехів за допомогою циклонів, фільтрів.

Відновлення підроблених територій проводиться рекультивацією земель. Цим займається спеціальне управління, що входить до складу ВАТ «Павлоградвугілля».

Шахтна вода надходить з шахти збирається в поверхневий горизонтальний відстійник, де проводиться її хлорування, Після чого вона перекачується насосами ЦНС300X180 в балку «Свидівок», де вона відстоюється, після випускається в річку Самара.

Чистка водозбірників проводиться з вивезенням мулу на поверхневі відвали рекультивації підроблених земель.

Утилізація побутових відходів шахти проводиться за загальноприйнятими правилами.

5. ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ПРИЙНЯТОГО РІШЕННЯ

5.1. Розрахунок калькуляції виробництва робіт по транспортному ділянці

Розглянемо два варіанти транспортування породи і людей:

варіант 1 – за допомогою локомотивної відкатки в складі локомотивів АМ-8Д в кількості 6 шт; тип вагонеток - ВДК-2,5, загальне число вагонеток 51 шт;

варіант 2- за допомогою канатної вантажолюдською надгрунтовою дороги ДКНП1,6 в кількості 3 шт; тип вагонеток – ВДК-2,5, загальне число вагонеток 27 шт.

Для кожного з варіантів розрахуємо калькуляцію собівартості транспортування 1 м³ породи.

Розрахунок економічних показників за варіантом 1

Вихідні дані для розрахунку витрат на використання локомотивної відкатки в складі локомотивів АМ8Д в кількості 6 шт; тип вагонеток - ВДК-2,5, загальне число вагонеток 51 шт;

$N_T = 60$ м³/ч, продуктивність складу;

$m = 6$, число складів;

$T_K = 365$ днів, число календарних днів в році;

$T_{PP} = 57$ днів, регламентовані перерви і простої складу;

$n = 3$, число робочих змін на добу;

$t = 6$ год, тривалість робочої зміни;

$C = 840 + 510 = 1\ 350$ тис.грн., Загальна вартість локомотивів АМ8Д і вагонеток – ВДК-2,5, відповідно;

$B = 0,54$ грн/кВт*ч, усереднений добовий тариф за спожити електроенергію.

Розрахунок виробничої потужності капітальних і експлуатаційних витрат.

Розрахунок виробничої програми.

Базова продуктивність:

$$Q = \sum_{i=1}^m A * (T_K - T_{PP}) * t * n * N_T, \text{ м}^3/\text{ГОД}$$

$A = 6$, число однотипних працюють складів; $T_K = 365$ - число календарних днів у році; $T_{PP} = 57$ - регламентовані перерви; $n = 3$ число робочих змін на добу; $t = 6$ год, тривалість робочої зміни; $N_T = 60$ м³/ч, продуктивність складу;;

$$Q = 6 * (365 - 57) * 6 * 3 * 60 = 1996 \text{ тис. м}^3/\text{год}$$

Розрахунок капітальних вкладень.

Капітальні витрати у споживача:

$$K = K_1 + K_2 + K_3$$

K_1 – балансова вартість складу, грн.; K_2 – вартість необхідних виробничих площ, грн; K_3 - інші капітальні вкладення, грн.

$$K_1 = Ц + ТЗР + М,$$

Ц = 225 тис.грн., Ціна складу; ТЗВ - транспортно-заготівельні витрати (приймаються як 8% від ціни складу), грн; М - витрати на будівельно-монтажні роботи (приймаються як 40% від вартості складу),

$$\text{грн. } ТЗР = \frac{Ц * 8}{100} = \frac{225000 * 8}{100} = 18000 \text{ грн.}$$

$$М = 225000 * 0,4 = 90000 \text{ грн.}$$

$$K_1 = 6 * (225000 + 18000 + 90000) = 1998000 \text{ грн.}$$

Вартість необхідних виробничих площ $K_2 = 0$ грн.

Інші капітальні вкладення приймаємо як 20% від балансової вартості складу:

$$K_3 = K_1 * 0,2 = 1998000 * 0,2 = 399 \text{ тис.грн.}$$

$$\text{Разом: } K = 1998000 + 399000 = 2397 \text{ тис.грн.}$$

Розрахунок експлуатаційних витрат

Поточні витрати розраховуються по змінюваним калькуляційним статтям

$$U = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6$$

C_1 – заробітна плата технічного персоналу, грн.; C_2 – вартість матеріальних ресурсів, грн.; C_3 – вартість енергії на технологічні потреби, грн.; C_4 – вартість витрат на відтворення основних засобів, грн.; C_5 – витрати на монтаж, грн.; C_6 – інші невраховані витрати.

Розрахунок витрат по елементу «Заробітна плата технічного персоналу».

$$C_1 = \Phi_{ЗП} + C_{\text{н}}, \text{ грн}$$

$\Phi_{ЗП}$ – Фонд заробітної плати, грн; $C_{\text{н}}$ – нарахування на соціальне страхування, грн:

$$\Phi_{ЗП} = \left[N_{\text{сп}} \cdot \left(\frac{\sum_{i=0}^n K_i \cdot R_i}{\sum_{i=0}^n R_i} \right) \cdot D_i \cdot K' \cdot T_p'' \cdot \left(1 + \frac{\alpha}{100} \right) \right] \cdot K_{\text{н}}$$

$N_{\text{сп}}$ - списковий штат обслуговуючого персоналу, чол.

$$N_{\text{сп}} = K_{\text{сп}} \cdot N_{\xi}, \text{ чел}; N_{\xi} = m \cdot H \cdot c$$

$m = 6$, кількість одиниць устаткування, яке обслуговує; $H = 6$, норма обслуговування, чол / од. обладнання; $c = 3$, число робочих змін; $K_{\text{сп}} = 1,18$ коефіцієнт облікового складу:

$$N_{\xi} = 6 * 6 * 3 = 108 \text{ чол.}$$

$$N_{\text{сп}} = 1,18 * 108 = 127 \text{ чол.}$$

Таблиця 5.1 - Чисельність обслуговуючого персоналу

Професії	Чисельність працюючих в зміну	Явочний склад робітників	Коефіцієнт облікового складу	Обліковий склад робітників
Машиніст ел.-воза	12	36	1,18	42
Слюсари	24	72	1,18	85
Разом:	36	108	1,18	127

Таблиця 5.2 - Порозрядне розділення обслуговуючого персоналу

Обслуговуючий персонал	Обліковий склад	Розряди
------------------------	-----------------	---------

Машиніст електровоза	14	V
Слюсарі	29	IV

K_i – тарифний коефіцієнт i -го розряду прийнятої тарифної сітки

Таблиця 5.3 - коефіцієнтний ставки

коефіцієнтний ставки	Розряди					
	I	II	III	IV	V	VI
тарифний коефіцієнт	1,44	1,57	1,73	1,95	2,23	2,59
Тарифна ставка	8,64	9,42	10,38	11,7	13,38	15,54

$K' = 2.5$ – галузевої коефіцієнт; R_i – кількість працюючих i -го розряду;

D_i - тарифна ставка 1-го розряду прийнятої тарифної сітки; T_p'' - номінальний фонд робочого часу одного робітника, ч:

$$T_p'' = \frac{T_k}{m} * n * t$$

m - кількість бригад, які обслуговують роботу ділянки при безперервному режимі роботи

$$m = 3 + 1 = 3 + 1 = 4$$

$C = 3$ - кількість робочих змін на добу

$t = 6$ год - тривалість робочої зміни

$$T_p'' = \frac{365}{4} * 1 * 6 = 548 \text{ ч}$$

$\alpha = 75\%$ - розмір доплат; $K_n = 1,2$ - коефіцієнт додаткової зарплати; $R_n = 50,06$ - коефіцієнт відрахувань на соціальне страхування; n - число розрядів.

$$\Phi_{3п} = \left[42 * \left(\frac{2,23 * 36}{36} \right) + 85 * \left(\frac{1,95 * 72}{72} \right) \right] * 6 * 2,5 * 548 * \left(1 + \frac{75}{100} \right) * 1,2 = 3920 \text{ тис.грн.}$$

$$C_n = \Phi_{3п} * \frac{R_n}{100} = 3920000 * \frac{50,06}{100} = 1470000 \text{ грн.}$$

$$C_1 = 3920 + 1470 = 5390 \text{ тис.грн.}$$

Експлуатаційні витрати на матеріальні ресурси

$$C_2 = \sum_{i=1}^n C_i * q_i * b_i, \text{ грн.}$$

C_i – ціна 1-го виду матеріальних ресурсів, грн/ед.; q_i – питома розмір i -ого виду матеріальних ресурсів; b_i – річна продуктивність; $v = 1996000 \text{ м}^3/\text{год}$.

Як матеріальних ресурсів приймаються масло мастильна і електроенергія: - ціна масла И40: 12 грн/л, витрата: 0,0042 л/ м^3

- ціна на солідол: 20 грн/л, витрата: 0,0026 л/ м^3

$$C_2 = 1996000((12 * 0,0042) + (20 * 0,0026)) = 20200 \text{ .грн.}$$

Розрахунок витрат по елементу «Електроенергія».

$$C_3 = v * W * n, \text{ грн}$$

$v = 0,54 \text{ грн / кВт * год}$ - усереднений добовий тариф за спожиту електроенергію; W - кількість споживаної електроенергії, кВт * год / рік; $N = 1,1$ коефіцієнт, що враховує витрати на утримання підстанцій.

Споживана електроенергія

$$W = \frac{\sum P * K_3 * K_0 * t}{2 \cos \varphi}, \text{кВт*ч / рік}$$

$\Sigma P = 90$ кВт – потужність електродвигуна електровоза; $K_3 = 0,85$ - коефіцієнт завантаження електродвигунів; $K_0 = 1$ - коефіцієнт одночасної роботи електродвигунів; $\eta = 0,9$ - КПД електромережі; $\cos \varphi = 0,92$ - КПД електродвигунів; t – номінальний фонд робочого часу обладнання, ч.

$$t = (T_k - T_{рп}) * n * t = (365 - 57) * 3 * 6 = 5544 \text{ч}$$

$$W = \frac{6 * 90 * 0,85 * 1 * 5544}{0,9 * 0,92} = 3,07 \text{ млн. кВт*ч/рік}$$

$$C_3 = 0,54 * 3078000 * 1,1 = 1,14 \text{ млн. грн / рік}$$

Розрахунок річних витрат на відтворення основних засобів.

$$C_4 = \frac{K_1 * H_1}{100}, \text{ грн.}$$

$H_1 = 15\%$ - норма амортизації на реновацію

$$C_4 = (1998000 * 15) / 100 = 299700 \text{ грн.}$$

Витрати на ремонт і утримання

$$C_5 = 0,05 * K = 0,05 * 2397000 = 119850 \text{ грн.}$$

Інші витрати на виробничі потреби.

$$C_6 = k * \Phi \text{ЗП, грн.}$$

$k = 0,2$ - коефіцієнт інших неврахованих виробничих витрат

$$C_6 = 0,2 * 3920000 = 784000 \text{ грн.}$$

Аналіз економічної характеристики використання локомотивної відкатки в складі локомотивів АМ8Д в кількості 6 шт; тип вагонеток - ВДК-2,5, загальне число вагонеток 51 шт.

Питомі капітальні витрати.

$$Z_{\text{ук}} = \frac{K}{Q} = \frac{2397000}{1996000} = 1,2 \text{ грн/ м}^3$$

Питомі експлуатаційні витрати

- питомі витрати по зарплаті:

$$c_1 = \frac{C_1}{Q} = \frac{5390000}{1996000} = 2,7 \text{ грн/м}^3$$

- питомі витрати з матеріальних ресурсів:

$$c_2 = \frac{C_2}{Q} = \frac{20200}{1996000} = 0,01 \text{ грн/ м}^3$$

- питомі витрати на електроенергію:

$$c_3 = \frac{C_3}{Q} = \frac{1140000}{1996000} = 0,59 \text{ грн/ м}^3$$

- питомі витрати на відтворення основних ресурсів:

$$c_4 = \frac{C_4}{Q} = \frac{299700}{1996000} = 0,15 \text{ грн/ м}^3$$

- питомі витрати на монтаж і ремонт:

$$c_5 = \frac{C_5}{Q} = \frac{119800}{1996000} = 0,06 \text{ грн/ м}^3$$

- питомі витрати на невраховані потреби:

$$c_6 = \frac{C_6}{Q} = \frac{784000}{1996000} = 0,39 \text{ грн/ м}^3$$

Калькуляція собівартості транспортування 1 м³ породи за першим варіантом приведена в кінці даного розділу в табл. 5.7.

Розрахунок економічних показників за варіантом 2

Вихідні дані для розрахунку витрат на використання проекрованої канатної вантажолюдської надгрунтовою дороги ДКНП1,6 в кількості 3 шт; тип вагонеток - ВДК-2,5, загальне число вагонеток 27 шт.

$N_T = 360$ м³/ч, продуктивність канатної дороги;

$m = 1$, число паралельних канатних доріг;

$T_K = 365$ днів, число календарних днів в році;

$T_{рп} = 57$ днів, регламентовані перерви і простої складу;

$n = 3$, число робочих змін на добу;

$t = 6$ год, тривалість робочої зміни;

$\text{Ц} = 720 + 270 = 990$ тис.грн., Загальна вартість канатних доріг ДКНП1,6 і вагонеток ВДК-2,5, відповідно;

$B = 0,54$ грн/кВт*ч, усереднений добовий тариф за спожиту електроенергію.

Розрахунок виробничої потужності капітальних і експлуатаційних витрат

Розрахунок виробничої програми.

Проектна продуктивність:

$$Q = \sum_{i=1}^m A * (T_K - T_{рп}) * t * n * N_t, \text{ м}^3/\text{рік}$$

$A = 1$, число паралельних канатних доріг; $T_K = 365$ - число календарних днів у році; $T_{рп} = 57$ - регламентовані перерви; $n = 3$ число робочих змін на добу; $t = 6$ год, тривалість робочої зміни; $N_T = 360$ м³/ч, продуктивність канатної дороги;

$$Q = 1 * (365 - 57) * 6 * 3 * 360 = 1996 \text{ тыс. м}^3/\text{рік}$$

Розрахунок капітальних вкладень.

Капітальні витрати у споживача:

$$K = K_1 + K_2 + K_3$$

K_1 – балансова вартість складу, грн.; K_2 – вартість необхідних виробничих площ, грн.; K_3 – інші капітальні вкладення, грн.

$$K_1 = \text{Ц} + \text{ТЗР} + \text{М}$$

$\text{Ц} = 990$ тис.грн., Загальна ціна канатної дороги; ТЗВ - транспортно-заготівельні витрати (приймаються як 8% від ціни складу), грн; М - витрати на будівельно-монтажні роботи (приймаються як 40% від вартості складу), грн.

$$\text{ТЗР} = \frac{\text{Ц} * 8}{100} = \frac{990000 * 8}{100} = 79200 \text{ грн.}$$

$$\text{М} = 792000 * 0,4 = 316000 \text{ грн.}$$

$$K_1 = 1 \cdot (990000 + 79200 + 316000) = 1385000 \text{ грн.}$$

Вартість необхідних виробничих площ $K_2=0$ грн.:

Інші капітальні вкладення приймаємо як 20% від балансової вартості складу:

$$K_3 = K_1 \cdot 0,2 = 1385000 \cdot 0,2 = 277 \text{ тис.грн.}$$

$$\text{Разом: } K = 1385000 + 277000 = 1662 \text{ тис.грн.}$$

Розрахунок експлуатаційних витрат

Поточні витрати розраховуються по змінюваним калькуляційним статтям

$$U = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6$$

C_1 – заробітна плата технічного персоналу, грн.; C_2 – вартість матеріальних ресурсів, грн.; C_3 – вартість енергії на технологічні потреби, грн.; C_4 – вартість витрат на відтворення основних засобів, грн.; C_5 – витрати на монтаж, грн.; C_6 – інші невраховані витрати.

Розрахунок витрат по елементу «Заробітна плата технічного персоналу». $C_1 = \Phi_{ЗП} + C_H$, грн

$\Phi_{ЗП}$ – фонд заробітної плати, грн; C_H – нарахування на соціальне страхування, грн:

$$\Phi_{ЗП} = \left[N_{\text{сп}} \cdot \left(\frac{\sum_{i=0}^n K_i \cdot R_i}{\sum_{i=0}^n R_i} \right) \cdot D_i \cdot K' \cdot T_p'' \cdot \left(1 + \frac{\alpha}{100} \right) \right] \cdot K_{\text{н}}$$

$N_{\text{сп}}$ – обліковий штат обслуговуючого персоналу, чол.

$$N_{\text{сп}} = K_{\text{сп}} \cdot N_{\xi}, \text{ чел}; \quad N_{\xi} = m \cdot H \cdot c$$

$m = 3$, кількість одиниць устаткування, яке обслуговує; $H = 8$, норма обслуговування, чол / од. обладнання; $c = 3$, число робочих змін; $K_{\text{сп}} = 1,18$ коефіцієнт облікового складу:

$$N_{\xi} = 3 \cdot 8 \cdot 3 = 72 \text{ чол.}$$

$$N_{\text{сп}} = 1,18 \cdot 72 = 85 \text{ чол.}$$

Таблиця 5.4 - Чисельність обслуговуючого персоналу

Професії	Чисельність працюючих в зміну	Явочний склад робітників	Коефіцієнт облікового складу	Обліковий склад робітників
Слюсарі	24	72	1,18	85
Разом:	24	72		85

Таблиця 5.5 - Порозрядне поділ обслуговуючого персоналу

Обслуговуючий персонал	Обліковий склад	Розряди
Слюсарі	29	IV

K_i - тарифний коефіцієнт і-го розряду прийнятої тарифної сітки

Таблиця 5.6 - коефіцієнтний ставки

коефіцієнтний ставки	Розряди					
	I	II	III	IV	V	VI
Тарифний коефіцієнт	1,44	1,57	1,73	1,95	2,23	2,59
Тарифная ставка	8,64	9,42	10,38	11,7	13,38	15,54

$K' = 2.5$ – галузевої коефіцієнт; R_i - кількість працюючих n -го розряду; D_i - тарифна ставка 1-го розряду прийнятої тарифної сітки; T_p'' - номінальний фонд робочого часу одного робітника, ч.

$$T_p'' = \frac{T_k}{m} * n * t$$

m - кількість бригад, які обслуговують роботу ділянки при безперервному режимі роботи

$$m = 3 + 1 = 3 + 1 = 4$$

$c = 3$ - кількість робочих змін на добу

$$t = 8 \text{ год} - \text{тривалість робочої зміни} \quad T_p'' = \frac{365}{4} * 1 * 6 = 548 \text{ ч}$$

$\alpha = 75\%$ - розмір доплат; $K_n = 1,2$ – коефіцієнт додаткової зарплати; $R_n = 50,06$ - коефіцієнт відрахувань на соціальне страхування; n - число розрядів.

$$\Phi_{зп} = \left[85 * \left(\frac{1,95 * 72}{72} \right) * 6 * 2.5 * 548 * \left(1 + \frac{75}{100} \right) \right] * 1.2 = 2303 \text{ тис.грн.}$$

$$C_n = \Phi_{зп} * \frac{R_n}{100} = 2303000 * \frac{50,06}{100} = 863855 \text{ грн.}$$

$$C_1 = 2303 + 863 = 3166 \text{ тис.грн.}$$

Експлуатаційні витрати на матеріальні ресурси

$$C_2 = \sum_{i=1}^n C_i * q_i * b_i, \text{ грн.}$$

C_i – ціна на i -ий вид матеріальних ресурсів, грн/од.; q_i – питомий розмір i -го виду матеріальних ресурсів; b_i – річна продуктивність; $v = 1996000 \text{ м}^3/\text{год}$.

Як матеріальних ресурсів приймаються масло мастильна і електроенергія:

ціна масла И40: 12 грн/л, витрата: 0,0042 л/ м^3

ціна на солідол: 20 12 грн/л, витрата: 0,0026 л/ м^3

$$C_2 = 1996000((12 * 0,0042) + (20 * 0,0026)) = 20200 \text{ .грн.}$$

Розрахунок витрат по елементу «Електроенергія».

$$C_3 = v * W * n, \text{ грн}$$

$v = 0,34 \text{ грн/кВт} * \text{рік}$ - усереднений добовий тариф за спожитую електроенергію; W - кількість споживаної електроенергії, кВт*ч/рік; $N = 1,1$ коефіцієнт, що враховує витрати на утримання підстанцій.

споживана електроенергія

$$W = \frac{\sum P * K_3 * K_0 * t}{2 \cos \varphi}, \text{ кВт*ч/рік}$$

$\Sigma P = 132 \text{ кВт}$ – потужність електродвигуна; $K_3 = 0,85$ - коефіцієнт завантаження електродвигунів; $K_0 = 1$ - коефіцієнт одночасної роботи електродвигунів; $\eta = 0,9$ - КПД електромережі; $\cos \varphi = 0,92$ - КПД електродвигунів; t - номінальний фонд робочого часу обладнання, ч.

$$t = (T_k - T_{рп}) * n * t = (365 - 57) * 3 * 6 = 5544 \text{ ч}$$

$$W = \frac{3 * 132 * 0,85 * 1 * 5544}{0,9 * 0,92} = 2,25 \text{ млн. кВт*ч/рік}$$

$$C_3 = 0,54 * 2250000 * 1,1 = 840 \text{ тис. грн / рік}$$

Розрахунок річних витрат на відтворення основних засобів.

$$C_4 = \frac{K_1 * H_1}{100}, \text{ грн.}$$

$H_1 = 15\%$ - норма амортизації на реновацію

$$C_4 = (1385000 * 15) / 100 = 207000 \text{ грн.}$$

Витрати на ремонт і утримання

$$C_5 = 0,05 * K = 0,05 * 1662000 = 83100 \text{ грн.}$$

Інші витрати на виробничі потреби.

$$C_6 = k * \Phi ЗП, \text{ грн.}$$

$k = 0,2$ - коефіцієнт інших неврахованих виробничих витрат

$$C_6 = 0,2 * 2303 = 460600 \text{ грн.}$$

Аналіз економічної характеристики використання проекрованої канатної грузолодської напочвенної дороги ДКНП1,6 з вагонеткою - ВДК-2,5.

Питомі капітальні витрати

$$Z_{ук} = \frac{K}{Q} = \frac{1662000}{1996000} = 0,83 \text{ грн/м}^3$$

Питомі експлуатаційні витрати

- питомі витрати по зарплаті:

$$c_1 = \frac{C_1}{Q} = \frac{3166000}{1996000} = 1,58 \text{ грн/м}^3$$

- питомі витрати з матеріальних ресурсів:

$$c_2 = \frac{C_2}{Q} = \frac{20200}{1996000} = 0,01 \text{ грн/м}^3$$

- питомі витрати на електроенергію:

$$c_3 = \frac{C_3}{Q} = \frac{840000}{1996000} = 0,42 \text{ грн/м}^3$$

- питомі витрати на відтворення основних ресурсів:

$$c_4 = \frac{C_4}{Q} = \frac{207000}{1996000} = 0,1 \text{ грн/м}^3$$

- питомі витрати на монтаж і ремонт:

$$c_5 = \frac{C_5}{Q} = \frac{83100}{1996000} = 0,04 \text{ грн/м}^3$$

- питомі витрати на невраховані потреби:

$$c_6 = \frac{C_6}{Q} = \frac{460600}{1996000} = 0,23 \text{ грн/м}^3$$

Таблиця 5.7 - Основні техніко-економічні показники дипломного проекту при розрахунку транспортування 1 м^3 породи (варіант 1 і варіант 2)

Найменування витрат	Витрати				Відхилення	
	Варіант 1		Варіант 2		грн/м ³	%
	грн/рік	грн/м ³	грн/рік	грн/м ³		
Заробітня плата	5390000	2,07	3166000	1,58	0,49	23,67

Матеріали	20200	0,01	20200	0,01	0,00	0,00
Електроенергія	1140000	0,59	840000	0,42	0,17	28,81
Амортизація	299700	0,15	207000	0,10	0,05	33,33
Ремонт і обслуговування	119800	0,06	83100	0,16	0,1	166,67
Інші витрати	784000	0,39	460600	0,24	0,15	38,46
всього	7753700	3,27	4776900	2,51	0,76	23,24

Висновок:

На підставі виконаних розрахунків приймаємо до роботи варіант 2, при якому порода транспортується канатною вантажолюдською надгрунтовою дорогою ДКНП1,6 в кількості 3 шт; тип вагонеток - ВДК-2,5, загальне число вагонеток 27 шт. При цьому зниження витрат складе $7753700 - 4776900 = 2976$ тис. грн на рік

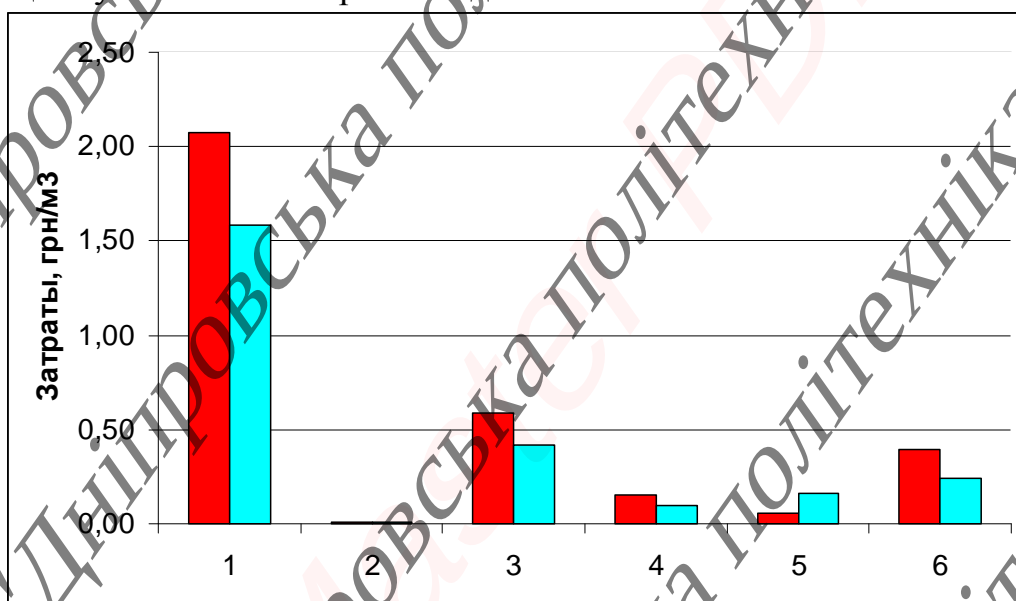


Рис. 5.1 – Доля витрат в собівартості транспортування 1 м^3 породи електровозами і канатною вантажолюдською надгрунтовою дорогою:
 1 заробітна плата технічного персоналу, грн. (C1);
 2-вартість матеріальних ресурсів, грн. (C2);
 3 вартість енергії на технологічні потреби, грн. (C3);
 4 вартість витрат на відтворення основних засобів, грн. (C4);
 5 витрати ремонт і обслуговування, монтаж, грн (C5);
 6 інші невраховані витрати. (C6).

ВИСНОВОК

У дипломному проекті розглянутий два варіанти транспортування породи і людей :

варіант 1 – за допомогою локомотивної відкатки в складі локомотивів АМ8Д в кількості 6 шт; тип вагонеток - ВДК-2,5, загальне число вагонеток 51 шт;

варіант 2 – за допомогою канатної вантажолюдський нагрунтовою дороги ДКНП1,6 в кількості 3 шт; тип вагонеток - ВДК-2,5, загальне число вагонеток 27 шт.

Для кожного з варіантів розрахована калькуляція собівартості транспортування 1 м³ породи.

На підставі виконаних розрахунків приймаємо до роботи варіант 2, при якому порода транспортується канатної вантажолюдський нагрунтовою дорогою ДКНП1,6 в кількості 3 шт; тип вагонеток - ВДК-2,5, загальне число вагонеток 27 шт.

У проекті також запропоновано впровадження комплексу пакетно-контейнерному доставки "ПАКОД" передбачає механізацію вантажно - розвантажувальних і транспортно - такелажні роботи і служить для формування і навантаження матеріалів і виробів в пакети на заводі - виробнику, доставки на шахту, спуску і транспортування гірничими виробками безпосередньо до робочого місця.

Система "ПАКОД" заснована на принципах логістики і *логістики* и *призначена для доставки в шахту стандартних вантажів* (Елементів аркового кріплення, залізобетонних з'язок, шпал, рейок, труб, прогонів і роликів стрічкових конвеєрів та ін.) *упакованих на заводі-виробнику в спеціальні контейнери, касети і піддони.*

Комплекс обладнання системи "ПАКОД" передбачає перевезення вантажів в універсальних транспортних платформах і пристроях:

- в платформах **ПУТ900** транспортують упаковки (пакети) рейок **Р24** в касетах **Ка24** і рейок **Р33** в касетах **Ка33**

- в пристроях **УДГ9** транспортують пакети труб в касетах **КаТ1**;

- елементи аркового кріплення доставляються в забій в контейнерах на платформах, розроблених на базі вагонеток з глухим кузовом;

- в пристроєм **КПК1** здійснюється комплексна механізація доставки довгомірів у шахту.

Економічний ефект за проектом складе 3 млн. грн. на рік.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах: НПАОП 10.0-1.01-10. – К.: Держнаглядохоронпраці, 2010. – 242 с. – (Державний комітет України з промислової безпеки, охорони праці та гірничого нагляду)
2. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – К.: Основа, 1994. – 311 с.
3. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. / Міністерство палива та енергетики України – К.: Основа, 2010.
 - Т.1. – 2010. – 425 с.
 - Т.2. – 2010. – 399 с.
4. Унифицированные типовые сечения горных выработок. – К.: Будівельник, 1971.
 - Т.1: Сечения выработок, закрепленных арочной крепью из взаимосвязываемого шахтного профиля, при откатке грузов в вагонетках емк. 1-4 м³. – 416 с.
 - Т.2: Сечения выработок, закрепленных железобетонными стойками и шарнирно-подвесным верхняком, при откатке грузов в вагонетках емк. 1-4 м³. – 284 с.
5. Горная графическая документация. Виды и комплектность: ГОСТ 2.850-75 – [Чинний від 1980-01-01] – М.: Изд. стандартов, 1983. – 200 с. – (Межгосударственный стандарт)
6. Горная графическая документация. Обозначения условные полезных ископаемых, горных пород и условий их залегания: ГОСТ 2.857-75 – [Чинний від 1980-01-01] – М.: Изд. стандартов, 1983. – 200 с. – (Межгосударственный стандарт)
7. Горно-инженерная графика / Г.Г.Ломоносов [и др.]. – М.: Недра, 1976 – 263с.
8. Единая система конструкторской документации. Общие требования к текстовым документам: ГОСТ 2.105-95. – К.: Госстандарт Украины, 1996 – 36 с. – (Державний стандарт України)
9. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт: ВНТП-86. – М.: МУП СССР, 1986. – 62с.
10. Прогрессивные схемы разработки пластов на угольных шахтах. – М.: МУП СССР, 1979.
 - Ч. 1: Технологические схемы. – 332 с.
 - Ч. 2: Технологические схемы – 246 с.
11. Технологические схемы разработки пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1982. – 256с.
12. Машины и оборудование для угольных шахт: справочник / под ред. В.Н. Хорина – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. – 424 с.

13. Задачник по подземной разработке угольных месторождений / под ред. К.Ф. Сапицкого. – М.: Недра, 1981. – 311 с.
14. Яцких В.Г. Горные машины и комплексы / В.Г. Яцких, Л.А. Спектор, А.Г. Кучеровский. – М.: Недра, 1984. – 400 с.
15. Гелескул М.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок: справочник / Гелескул М.Н. – М.: Недра, 1982.
16. Бурчаков А.С. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых: справочник / А.С. Бурчаков, А.С. Мадкин – М.: Недра, 1991. – 399с.
17. Воспроизводство вскрытых и подготавливаемых запасов угля на шахтах. – М.: Недра, 1990. – 352с.
18. Закладочные работы в шахтах: справочник / под ред. Д.М. Бронникова, А.С. Цыгалова. – М.: Недра, 1989. – 400с.
19. Подземный транспорт шахт и рудников: справочник / под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова – М.: Недра, 1985. – 565с.
20. Общесоюзные нормы технологического проектирования подземного транспорта на горнодобывающих предприятиях: ОНТП-1-86. – М.: МУП СССР, 1986. – 46с.
21. Основные положения по проектированию подземного транспорта для новых и действующих шахт. – М.: МУП СССР, 1986. – 356с.
22. Рудничная вентиляция: справочник. – М.: Недра, 1988. – 440с.
23. Охрана труда / под ред. К.С. Ушакова. – М.: Недра, 1986. – 624с.
24. Ищук И.Г. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий: справочник / И.Г. Ищук. – М.: Недра, 1991. – 253с.
25. Руководство по борьбе с пылью в угольных и сланцевых шахтах. – М.: Недра, 1979. – 319с.
26. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: Недра, 1987.
27. Красавин А.П. Защита окружающей среды в угольной промышленности / А.П. Красавин. – М.: Недра, 1991. – 221с.
28. Транспорт на гірничих підприємствах: підруч. для вузів / М.Я. Біліченко, Г.Г. Півняк, О.О. Ренгевич та ін. – 3-є вид. перероб. та доп. – Д.: НГУ, 2005. – 636 с.
29. Розрахунок шахтного локомотивного транспорту: навч. посіб. / О.О. Ренгевич, О.М. Коптовець, П.А. Дьячков, Є.А. Коровяка; М-во освіти і науки України. «Нац. гірн. ун-т». – Д.: НГУ, 2007. – 83 с.
30. Александров С.М. Охрана труда в угольной промышленности: навч. посіб. для студ. гірн. спец. вищ. навч. закл. / С.М. Александров, Ю.Ф. Булгагов, В.В. Яйло. – Донецк: РИА ДонНГУ, 2007 – 516 с.
31. Голінько В.І. Основи охорони праці / В.І. Голінько. – Д.: НГУ, 2008 – 265 с.
32. Моніторинг умов праці: навч. посіб. / В.І. Голінько, Чеберячко С.І., Шибка М.В., Яворська О.О. – Д.: ДВНЗ «НГУ», 2011 – 236 с.
33. Малецький М.О. Економіка організації: Навчальний посібник. – Д.: НГУ, 2009. – 360с. – Рос. Мовою.

Додаток А

Відомість матеріалів дипломного проекту

		Позначення	Назва	Кількість аркушів	Примітка
1					
2			Документація		
3					
4	*)	ТСТ.ПД.19.03.ПЗ.	Пояснювальна записка	104	*) А4
5					
6			Графічні матеріали		
7					
8	А1	ТСТ.ПД.19.03.01.ГЧ	Характеристика гірського підприємства	1	
9	А1	ТСТ.ПД.19.03.02.ГЧ	Перспектива розвитку гірничих робіт	1	
10	А1	ТСТ.ПД.19.03.03.ГЧ	Схема вентиляції шахти	1	
11	А1	ТСТ.ПД.19.03.04.ГЧ	Технологічна схема транспорту	2	

Додаток Б
Характеристика запасів вугілля

Символ пласта	Марка вугілля	Середня потужність пласта, м від до		Угол падіння пл., град.	будова пласта	Зольність, % від до середня		Масова частка загальної сірки, % від до Середня	Газоносність, м ³ / т	Ступінь викидів-небезпеки
		загальна	полезн			Чистого вугілля (вугільних пачок)	засміченого вугілля (100% засмічення прошарками)			
C ₁₁	Д	$\frac{0,65-1,0}{0,81}$	$\frac{0,65-1,0}{0,81}$	2-3°	Просте	$\frac{5,8-26,7}{15,4}$	$\frac{5,8-26,7}{16,1}$	$\frac{1,0-4,0}{2,4}$	5	не є небезпечними
C ₁₀ ⁺ C ₁₀ ^H	Д, ДГ	$\frac{0,70-1,10}{0,87}$	$\frac{0,70-1,10}{0,86}$	2-3°	Просте	$\frac{6,9-15,5}{10,1}$	$\frac{6,9-15,5}{10,1}$	$\frac{1,5-2,6}{1,8}$	10	не є небезпечними
C ₉	Д, ДГ	$\frac{0,75-1,3}{1,04}$	$\frac{0,75-1,3}{1,04}$	2-5°	Просте	$\frac{3,4-23,1}{9,5}$	$\frac{3,4-23,1}{9,6}$	$\frac{0,9-4,1}{2,1}$	10	не є небезпечними
C ₈ ⁺ C ₈ ^H	Д, ДГ	$\frac{0,70-1,20}{0,93}$	$\frac{0,65-1,20}{0,91}$	2-5°	Просте і складне (2-е пачки)	$\frac{5,0-21,3}{11,4}$	$\frac{5,1-29,1}{13,9}$	$\frac{0,5-3,7}{1,6}$	10-13,8	не є небезпечними
C ₇ ⁺ C ₇ ^H	Д, ДГ	$\frac{0,85-1,80}{1,15}$	$\frac{0,85-1,45}{1,14}$	2-5°	переважно просте	$\frac{2,1-22,3}{11,2}$	$\frac{2,1-26,8}{11,9}$	$\frac{0,3-3,7}{1,5}$	5-14,9	не є небезпечними
C ₅ ⁺ C ₅ ^B	Разд, ДГ	$\frac{0,60-1,57}{0,97}$	$\frac{0,60-1,40}{0,95}$	2-5°	Просте рідше складне	$\frac{2,7-19,2}{8,3}$	$\frac{2,7-27,5}{9,3}$	$\frac{0,4-4,9}{1,8}$	5-11,7	не є небезпечними
C ₄ ⁺ C ₄ ^H	ДГ	$\frac{0,70-1,20}{0,88}$	$\frac{0,70-1,10}{0,95}$	2-3°	Просте і складне	$\frac{3,2-28,8}{11,2}$	$\frac{3,2-28,8}{12,5}$	$\frac{1,2-5,0}{2,3}$	5-10	не є небезпечними
C ₁	ДГ	$\frac{0,62-1,0}{0,90}$	$\frac{0,54-1,0}{0,89}$	2-5°	Переважно але просте	$\frac{3,2-23,5}{10,2}$	$\frac{3,2-29,2}{11,0}$	$\frac{0,5-4,8}{1,4}$	10-16	не є небезпечними

Характеристика порід, що вміщують

Символ пласта потужністю більше 0,8м	Породи покрівлі		
	безпосередня покрівля	Основна покрівля	породи ґрунту
C ₁₁	аргіліт Б ₂	аргіліт А ₂	аргіліт П ₁
C ₁₀ + C ₁₀ ^H	аргіліт Б ₂	алевроліт А ₂	піщаник, алевроліт П ₁
C ₉	аргіліт Б ₂	Аргіліт А ₂	аргіліт П ₁
C ₈ + C ₈ ^H	аргіліт Б ₂	Аргіліт А ₁	Аргіліт алевроліт П ₁
C ₇ + C ₇ ^H	аргіліт Б ₃	Аргіліт А ₂	аргіліт П ₁
C ₅ + C ₅ ^B	піщаник, аргіліт Б ₃	Піщаник, А ₃	аргіліт П ₁
C ₄ + C ₄ ^H	аргіліт піщаник, алевроліт Б ₁ Б ₂	Алевроліт піщаник, А ₃	аргіліт алевроліт П ₁
C ₁	аргіліт піщаник, Б ₂	піщаник, А ₂	аргіліт алевроліт П ₁

Додаток В
Розподіл запасів шахти «Благodatна» по геологічній потужності вугільних пластів (станом на 01.01.2019 з)

індекс и вугіль них пластів	Затверджені кондиції		Всього балансових запасів в тис.т (Q1)	Розподіл запасів по геологічній потужності, м						Запаси вугілля у втрахах у великих геологічних порушеннях тис.тонн	Запаси вугілля під населеними пунктами в зоні підтоплення тис.тонн	Пром. запаси, реальні до відпрацювання (по ПТУ і ГТУ) тис.тонн
	За потужність пласта, М	За золотистість А4, %		До 0,8		0,8- 0,9		0,9 і більше				
				Кількість тис.т (Q2)	(Q2- Q1)%	Кількість тис.т (Q3)	(Q3- Q1)%	Кількість тис. Т (Q4)	(Q4- Q1)%			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
C11	0,6	30	2587	601	23	1986	77	-	-			-
C10н + C10	0,6	30	2704	355	13	1359	50	990	37			-
C9	0,6	30	6991	-	-	2744	3	4247	61		5800	4027
C8н+C8	0,6	30	7166	299	4	5496	77	1371	19		5900	4513
C7н+C7	0,6	30	12038	954	8	265	2	10819	90		9200	7097
C5В+C5	0,6	30	13201	5432	41	6725	51	1044	8		9800	8213
C4Н+C	0,6	30	5509	1015	18	4494	82	-	-			2024
C1	0,6	30	30896	6382	21	23626	76	888	3		4100	22385
Всього			81092	15038	19	46695	58	19359	24		46525	48259