

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

Інститут природокористування  
(інститут)

Кафедра гірничої інженерії та освіти  
(повна назва)

### ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

кваліфікаційної роботи ступеню бакалавра  
(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студент Зобнін Ігор Едуардович  
(П.І.Б.)  
академічної групи 184-17ск-3 ГФ  
(шифр)  
спеціальності 184 Гірництво  
(код і назва спеціальності)  
за освітньо-професійною програмою Гірництво  
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології  
видобування руди в поверсі 840-940м шахти «Експлуатаційна»  
ПрАТ «Запорізький ЗРК»  
(назва за наказом ректора)

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

Рецензент				
-----------	--	--	--	--

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

Дніпро  
2020

**ЗАТВЕРДЖЕНО:**

завідувач кафедри

Гірничої інженерії та освіти

(повна назва)

проф. Бондаренко В.І.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«\_\_\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2020 року

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

(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студенту Зобнін І.Е.  
(прізвище та ініціали)академічної групи 184-17ск-3 ГФ  
(шифр)спеціальності 184 Гірництво  
(код і назва спеціальності)за освітньо-професійною програмою Гірництво  
(офіційна назва)на тему Розробка параметрів технології  
видобування руди в поверсі 840-940м шахти «Експлуатаційна»  
ПрАТ «Запорізький ЗРК»,

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»

від \_\_\_\_\_ № \_\_\_\_\_

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

Завдання видано \_\_\_\_\_  
(підпис керівника)Руських В.В.  
(прізвище, ініціали)Дата видачі 06.04.2020 р.Дата подання до екзаменаційної комісії 16.06.2020 р.Прийнято до виконання \_\_\_\_\_  
(підпис студента)Зобнін І.Е.  
(прізвище, ініціали)

## Зміст

	стр.
<b>Реферат</b>	<b>4</b>
<b>Вступ</b>	<b>5</b>
<b>1 Характеристика гірничого підприємства</b>	<b>6</b>
1.1 Місце розташування підприємства	6
1.2. Гірничо-геологічна характеристика	6
1.3 Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт	12
1.4 Висновки	15
1.5 Вихідні дані на проект	15
<b>2. Технологічна частина</b>	<b>16</b>
2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень	16
2.2 Розрахунок параметрів буро-підривних робіт в камері	20
2.3 Технологія виконання прийнятих рішень	27
2.4 Організація робіт на виробничій ділянці	29
2.5 Технологічна схема транспорту	30
2.6 Вентиляція виробничої ділянки	36
2.7 Охорона праці	40
2.8 Розрахунок собівартості 1т видобутку руди	54
2.9 Висновки	60
<b>Висновки</b>	<b>61</b>
<b>Перелік посилань</b>	<b>62</b>

## Реферат

Пояснювальна записка: 63с., 9 рис., 9 табл., 16 літературних джерел.

Об'єкт розробки – видобувна камера в поверсі 840-940м в умовах шахти «Експлуатаційна» ПрАТ «Запорізький ЗРК».

У проєкті вивчені гірничо-геологічні та організаційно-технічні умови підприємства, проведено аналіз діяльності шахти з основних показників за 2019 рік.

У першому розділі на підставі існуючих схем розкриття і підготовки дан аналіз механізації очисних та підготовчих робіт. У якості механізації на підприємстві працює самоходне обладнання навантажувально доставочні машини PNE-2500, Toro-400, бурові верстати Simba-1352, НКР-100М для буріння експлуатаційних свердловин, Boomer-251,252 для проведення виробок. Висвітлено також питання підземного транспорту, підйому, вентиляції, водовідливу і електропостачання. Розглянуто технологічний комплекс поверхні, якість видобувасмого вугілля та його споживачі.

У другому розділі дано обґрунтування застосування сучасної бурової установки Simba M4, для буріння експлуатаційних свердловин. Розроблено технологічну схему відпрацювання камер, яка вклбчає в себе окрім бурової установки віброполок ПШВ-6 для навантаження відбитої руди від проведення масового вибуху в вагонетки ВГ-9,0, які транспортуються контактним електровозом К-14. Виконано розрахунок дільничного транспорту, вентиляції та ряд аспектів охорони праці. Визначена собівартість видобутку 1т руди.

**ЕКСПЛУАТАЦІЙНІ СВЕРДЛЛОВИНИ, КАМЕРНА СИСТЕМА РОЗРОБКИ, САМОХОДНА БУРОВА МАШИНА, БУРОВИЙ ВЕРСТАТ.**

## Вступ

Одним з провідних напрямків розвитку світової гірничої промисловості є спосіб підземної розробки корисних копалин, який забезпечує високу продуктивність і стабільні економічні показники. Підземний або шахтний спосіб видобутку застосовується для видобутку руд золота, міді, поліметалів, заліза, вольфраму, кам'яного вугілля.

Багатство підземних запасів України може забезпечити безперебійну роботу українських шахт ще на 100 років. За найоптимістичнішими науковим оцінками, в Україні загальні розвідані запаси залізних руд становлять 32,5 млрд.т. З них на частку промислових запасів припадає близько 28 млрд.т. Для порівняння в Криворізькому залізорудному басейні за 130-річний період промислової розробки вилучено понад 2 млрд. т. корисних копалин. В Україні налічується понад 80 родовищ, з яких 70% розвіданих запасів і 80% видобутих доводиться на Криворізький залізорудний басейн. Разом з рудними районами Запорізької, Кіровоградської та Полтавської областей вони становлять велику залізорудну провінцію-Великий Кривий Ріг. Виробничі потужності, які мають гірничорудні підприємства України, дозволяють не тільки забезпечити сировиною вітчизняні металургійні заводи, а й експортувати до 60% залізорудної сировини, що становить близько 23 млн. т.

Одним з основних технологічних процесів, що впливають на якість видобутої руди, є процес буріння і підривання експлуатаційних свердловин. Широкий спектр застосовуваного бурового обладнання і типів вибухових речовин часто призводить до їх нерационального взаємо застосування. Ефективна експлуатація Південно-Білозерського родовища залізних руд також неможлива без удосконалення технології буро-підривних робіт, а саме без повного використання енергії масиву руди на великих глибинах в процесі відбою експлуатаційних свердловин.

Дипломна робота присвячена визначенню раціональних параметрів буро-підривних робіт в камерах поверху 840-940м ПрАТ «Запорізький ЗРК».

## **1 Характеристика гірничого підприємства**

### **1.1 Місце розташування підприємства**

Запорізький залізорудний комбінат розташовується в південній частині Василевського і Веселівського районів запорізької області в 25 км від міста Запоріжжя.

У Кам'янсько-Дніпровському районі розташовані теплова та атомна електростанції-джерела електроенергії для виробництва.

Транспортні умови району благополучні, в східній частині його з півночі на південь проходить залізниця Токмак-Нова Каховка. Район покритий густою мережею шосейних і ґрунтових автодоріг.

Рельєф місцевості представлений горбистою рівниною степової зони, пересічений балками і ярами.

Кліматичні умови району помірні з частими сухими вітрами, зміна пори року відбувається поступово, зима м'яка і малосніжна, влітку часті посухи.

### **1.2 Гірничо-геологічна характеристика**

**Геологічна характеристика.** В геологічній будові кристалічного фундаменту району беруть участь метаморфізовані осадові породи, еффузивні і інтрузивні Консько-Верховцескої серії верхнього архею. Ці породи подстилаються гнейсами і магнітними об'єднаними в Дніпровську групу.

У Південно-Білозерському родовищі з трьох типів руди переважає дисперсно-гематитові і мартитові руди. Середній вміст заліза в руді 62%.

Південно-Білозерське родовище складається з «Головного» покладу. Цей поклад має субмеридіальне простягання і круте падіння на схід під кутом 60-80°. Лежачій бік родовища представлений кварцево-серіцитовими сланцями; висячій-серпентинітами.

Горизонтальна потужність «Головного» покладу змінюється від 230м на півдні, на півночі потужність зменшується до 80 м. На півдні поклад обмежений «Прикордонним» скиданням.

**Гідрогеологія шахти.** Гідрогеологічні умови району Білозерських аномалій визначається перекриттям кристалічного масиву докембрію товщею піщано-глинистих відкладень, в яких міститься 8 водоносних горизонтів. Верхні водоносні горизонти, що залягають в інтервалі глибин 5-120м, відокремлені від водоносних пластів нижнього гідродинамічного комплексу потужною товщею слабопроницаємих глин, що досягають 100 м.

Найбільш водообільним з верхніх горизонтів над шахтним полем є сарматський горизонт, що залягає на глибині 70-80 м, складений вапняками потужністю до 14 м. З високою проникністю-14-70 м/доб.

Буцацький горизонт, що входить в нижній водоносний комплекс, майже повсюдно поширений в межах шахтного поля та є одним з найбільш водообільних на родовищі. Буцацький водоносний горизонт складається з різнозернистих пісків потужністю 15 - 20 м, що залягають на глибині 200-250 м. від поверхні. Коефіцієнти фільтрації знаходяться в межах від 0,8 до 20 м/доб. Осушення Буцацького водоносного горизонту призвело до формування асиметричної депрессионної воронки, витягнутої у вигляді поломи уздовж рудного тіла.

Рудно-кристалічний горизонт, поширений у всій товщі докембрійського комплексу порід, також характеризується нерівномірною водообільністю як по площі, так і по глибині. Коефіцієнт фільтрації змінюється в межах водоносного горизонту від 0,0007 м/доб. для серпентінітів, до 6 м/доб. - для залізної руди.

Зі збільшенням глибини ведення гірничих робіт відбувся перерозподіл складових водотоку. В останні 10 років практично весь шахтний водоприток, що перевищує 2100 м<sup>3</sup>/рік, забезпечувалася підземною системою осушення.

**Тектоніка.** Залягання залізистих кварцитів і згодних з ними залізних руд, як показують дані гірничо-експлуатаційних робіт і розвідувальних свердловин, значно ускладнене складчатістю четвертого і більш високих порядків. Розривних порушень на заляганні порід і руд не спостерігається.

Встановлено гірничо-експлуатаційними роботами та розвідувальними свердловинами широке поширення по всій площі рудного тіла тріщинуватості окремо-вертикальних і пологих з кутами залізисті кварцити розбиті на блоки.

**Гірнична характеристика.** "Головний" поклад поширен до 2,5 км і має пластообразную форму. Потужність рудного тіла на півночі 45 ÷ 60 м, на півдні-до 120 м. Падіння рудного тіла складає в середньому 70 °. Вертикальна висота поверху складає 100 м.

**Технічні показники.** Проектна потужність шахти становить 4,5 млн. т руди на рік. Очисні і підготовчі роботи ведуться з позначки 740 м до відмітки 1140 м.

Руди Південно-Білозерського родовища не самозайманні, не є небезпечними по виділенню газів, гірничі роботи ведуться на глибинах, де не спостерігаються викиди і гірські удари. Найбільш висока температура повітря при 90% -ної вологості була відзначена на горизонті 940 м і склала 26 ° С.

**Схема розкриття.** Південно-Білозерське родовище, на базі якого побудований Запорізький залізорудний комбінат, розкриті вертикальними стволами і поверховими квершлагами горизонтів 340, 400, 480, 560, 640, 740, 840, 940,1040 м.

Тип околоствольних дворів скіповий, скіпоклетьовий, для електровозної відкатки.

Вантажний ствол №1, вантажний ствол №2, допоміжний ствол пройдені в лежачому боці родовища на відстані 1км від рудного покладу. Глибина цих стволів (висота підйому): №1 - 960м (940м); №2 - 740м (740м); допоміжний - 740м (740м).

Дренажний ствол пройдений в центрі покладу у висячому боці родовища, глибина - 660м, висота підйому 640м, ствол круглого перетину, діаметром в світлі 6м.

Південний і Північний вентиляційні стволи пройдені в лежачому боці родовища у флангів покладу, глибина - 400 м, висота підйому 400м.

Центральний сліпий ствол (ЦСС) служить для розкриття нижчих горизонтів, з гор.480м до гор.740м.

Ліфтової (сліпий ствол) пройдений не далеко від рудного покладу, з гор.480м до гор.740м.



Південний сліпий вентиляційний ствол служить для провітрювання південного крила родовища, для видач вихідного струміню, є також запасним виходом з шахти, для того ж служить і Північний сліпий вентиляційний ствол, для провітрювання північного крила.

Вентиляційний горизонт 340м розкритий ухилом, пройденим до гор.480м під кутом 25°.

Похилий з'їзд для самохідної техніки пройдений з гор.440м до гор.740м, кут нахилу 15°.

Вантажний ствол №1 - призначений для рудо-породного підйому; вантажний №2 - для рудного підйому скіпа і матеріально-людського підйому кліттю; допоміжний - для матеріально-людського підйому з можливістю видачі клітями породи. Всі стволи круглого перетину з діаметром в світлі 7м. Закріплені стволи в верхній частині залізобетонним кріпленням, до гор.480м комбіновано - всередині металевим тубінговим кріпленням з зовнішньої бетонною «сорочкою», а нижче бетонним кріпленням товщиною 440мм.

Південний вентиляційний і Північний вентиляційний стволи - круглого перетину діаметром в світлі 6м, закріплені також як і вантажні №1, №2 та допоміжний. (Також закріплені і дренажний вентиляційний ствол).

Сусіднє Перев'язевське родовище, що прилягає з півдня до Південно-Білозерського, зараз розкривається одним північним вентиляційним стволом, з боку лежачого боку родовища.

**Вентиляція.** Спосіб провітрювання шахти всмоктуючий. На Запорізькому ЗРК прийнято флангове провітрювання, яке здійснюється за рахунок вентиляційних установок, розташованих на Північному, Південному та дренажні вентиляційних стволах. Тип вентиляторів відповідно: ВЦД-3,3; ВЦД-3,3; ВЦД-3,2 м. Фактичний режим роботи ГВР наступний:

1) подача, м<sup>3</sup>/с, відповідно: 273, 220, 220; 2) депресія, Па, відповідно: 2180, 2850, 3290.

Прохідницькі вибої провітрюються вентиляторами місцевого провітрювання СМВ-6 м і СМВ-5 м і діаметрами трубопроводів 600 і 500 мм.

Для визначення кількості і складу повітря використовується наступна апаратура: анемометри, секундоміри, пиломіри і експрес-апаратура для визначення вмісту в повітрі вуглекислого газу, сірчистих сполук, окису вуглецю та окислів азоту.

**Шахтний підйом.** Кожен ствол центральної групи обладнаний двома підйомними машинами типу БЦК 8,5 × 2,7. На вантажному стволі №1 підвищені два скіпи з доним розвантаженням типу 2СН-1, вантажопідйомністю 25 т для підйому руди і один породний скіп вантажопідйомністю 20 т з противагою. На вантажному стволі №2 навішені два скіпи 2СН-1 вантажопідйомністю 25 т для руди і двоповерхова кліть для підйому людей в кількості 60 осіб з противагою типу ПГС.

Південний і Північний вентиляційні стволи, в якості шахтних запасних виходів обладнані одноповерховими одноклітьовими підйомами МК2,1×4, які встановлені на баштових копрах.

Центральний сліпий ствол, Допоміжний сліпий ствол, а також ухили (людський і вантажний), обладнані підйомними машинами типу БМ - стволи з клітьми, а ухили - з людськими вагонетками ВЛ-30/15.

**Транспорт.** На поверхні Запорізького ЗРК застосовується автомобільний, залізничний і конвеєрний транспорт.

1. Автомобільний:

машинами «Камаз» транспортують ВМ, пісок і інший будматеріал, запасні частини;

- машинами «Белаз» транспортують породу у відвал;
- автобуси «Ікарус» транспортують людей на робоче місце з м Дніпрорудне;

2. Залізничний:

для транспортування людей з м.Дніпрорудне до Запорізького ЗРК;

для доставки ВМ на поверхневий склад;

для відправки руди одержувачу;

для доставки дрібних компонентів на закладний цех.

3. Конвеєрний: для доставки руди з дробарки бункера стволів на дробильно-сортувальну фабрику.

У підземних умовах застосовується кільцеве електровозне відкочування за схемою: від вантажних пунктів добувних ділянок Північного і Південного крила складу з рудою по відкатувальному штреку лежачого боку прямують до перевантажувальних станцій рудоперепусков, пройдених в умовах рудного тіла і обладнаних перекидачами, що дозволяють робити розвантаження складів без відчеплення локомотива. Після розвантаження порожні склади по відкаточному штреку висячого боку їдуть за новою партією руди до навантажувальних пунктів добувних ділянок; руда завантажується в вагонетки через ВВДР, ВПУ - які встановлені в днищах камер на відкотних ортах.

Руда і порода потрапляє в дозаторний комплекс (після проходження дроблення), дозується в скіпи і видається на поверхню. Далі порода відвантажується в вантажні машини і вивозитися у відвал. А руда по конвеєру завантажується у вагони (думпкари) і відвозиться тепловозами.

У шахті застосовуються наступні марки: електровозів - 14КР; 10КР; К-14; К-10 та ін.; вагонетки - ВГ-4,0; ВГ-4,5; ВГ-9; рейки - Р-33; Р-38 (тимчасові Р-24 і Р-18).

Для транспортування людей застосовують вагонетки типу ВЛ-18, на ухилі замість електровозів використовуються лебідки з вагонетками ВЛ-30.

Також на комбінаті застосовують самохідну техніку - машини "Мультівен" фінської фірми "Норман" і МВК-5 виробництва КЗТМ. Мультівен для перевезення вантажів, устаткування, людей та вибухівки. Також для перевезення вантажів використовуються машини РNE-2500 шведського виробництва.

**Вимоги до якості руди.** Руда Запорізького ЗРК, в основній своїй масі, міцна, кусковата з коефіцієнтом міцності  $3 \div 5$  за шкалою Протодьяконова. За висновком Інституту чорної металургії АН УРСР, руда належить до мартенівської. Решта запасів представлена доменними рудами. Руди не вимагають збагачення.

Основний вид продукції Запорізького ЗРК - руда залізна не агломерована.

Таблиця 1.1 – Якісні показники руди

Сорт руди	Fe, %	Вологість, %	Кремнезем, %
Руда залізна:			
- доменна	54	3,5	
- шматками	59	до 3,5	до 12,2
-агломерірована	61	до 5,5	до 10,5

Руда з вмістом Fe не менше 60,02% йде на експорт в певній кількості в країни ближнього і далекого зарубіжжя, а решта руди реалізується металургійними заводами України - Запоріжсталь, ДМЗ, ім. Петровського та іншими.

### 1.3 Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

#### Спосіб підготовки та порядок відпрацювання запасів у шахтному полі.

На Запорізькому ЗРК прийнята поверхова підготовка запасів шахтного поля. Підготовчі роботи здійснюються за допомогою проходки поверхових і підповерхових горизонтів. Перші - в основному виконують функцію концентраційних, другі - допоміжних горизонтів, які використовуються в основному для обурівання рудного масиву. Для відпрацювання запасів проводяться також польові штреки лежачого й висячого боків на відстані до 30 м від рудного тіла. Ці штреки з'єднані між собою ортами, які проводяться через кожні 30 м.

Отбойка руди в камерах підповерхового вертикальними шарами в одній площині або з випередженням верхніх поверхів. Отбойка проводиться на попередньо оброблену щілину, розташовану поперек камери.

**Система розробки.** На Запорізькому ЗРК прийнята поверхово-камерна система розробки з підповерховою отбойкою руди і з подальшим штучним підтриманням виробленого простору за допомогою твердіючої закладки. Камери відпрацьовуються через цілик руди або закладки шириною 30 м (ширині камери). Порядок відпрацювання поверхів по вертикалі застосовують як висхідний, так і спадний. Камери, що відпрацьовуються в суміжних поверхах повинні завжди знаходитися за межами зон загального впливу очисного простору цих камер.

**Очисні роботи.** При очисній виїмці підсікання камери траншейне з розбурювання верстатами НКР-100 м і Simba 1352. Відпрацювання проводиться шарами за допомогою висхідних або низхідних віялових комплектів свердловин діаметром 105 мм.

Випуск руди з камери проводиться віброустановкј. ПШВ-6 і ПШВ-6 по торцевій схемі.

Вібровипуск, на відміну від інших видів примусового випуску, відрізняється тим, що віброживильники забезпечують не тільки переміщення руди, але і її вібрацію. Випуск руди відбувається по всьому перетину випускного отвору.

**Проведення підготовчих і нарізних виробок.** Нарізні виробки (штреки, орти, підгяттеві), також як і підготовчі, проводяться із застосуванням установок бурильних шахтних УБШ, Boomer, Ахега, Simba, навантажувальних машин ППН-3 PNE-2500, Toro 400, прохідницьких комбайнів для проведення висхідних виробок Robbins 73RH C , вагонів ВПК-7,5, ВПК-10 і електровозів К-10 і К-14.

Проведення відрізних штреків, збійок, заходок, заїздів, бурових ортов, вентиляційних штреків, підсічних ортів за допомогою бурильних установок УБШ, Boomer, Ахега, Simba, прибиранням гірської маси машинами ПТ-4, PNE-2500, Toro 400.

Швидкість посування підготовчого вибою коливається в межах від 2,5 до 7м/добу.

**Технологія проведення підняттевого.** При проходці підняттевих, на Запорізькому ЗРК застосовують спосіб секційного підривання глибоких свердловин. Проходка підняттевих виробок глибокими свердловинами здійснюється шляхом буріння комплекту певним чином розташованих свердловин однакового або різного діаметра.

Секційна отбойка гірської маси при проходці підняттевого полягає в бурінні свердловин між двома горизонтальними виробками зверху вниз або знизу вгору. Заряджання нижній частині свердловин здійснюється з верхнього горизонту секціями висотою від 2 до 5 м. Якщо породи міцні, то висота секції не повинна перевищувати 3 м.

**Енергопостачання шахти.** Основний вид енергії на Запорізькому ЗРК - електрична. На головну знижувальну підстанцію (ДПП) 154/36/6 кВт електроенергія подається за двома ЛЕП-154 кВт від системи "Дніпроенерго". На ДПП встановлено два трёхобмоточних трансформатора. Заявлена потужність електроспоживачів комбінату 4200 кВт. Річна витрата енергії 209 млн.кВт/год.

Інший поширений вид енергії - пневматична. На центральній компресорній станції встановлені три турбокомпресора К-500-61-6, продуктивністю 525 м<sup>3</sup>/хв і один турбокомпресор К-250-61-6, продуктивністю 250 м<sup>3</sup>/хв.

Підземними споживачами стисненого повітря є перфоратори, вантажні машини ШПН-3А, ПТ-4, ШПН-1С, верстати НКР-100М, бурові каретки УБШ-207.

**Організація роботи на шахті.** Число робочих днів для спеціальностей: прохідники, бурильники, слюсарі становить 264 дні в році, з розрахунку 5 робочих днів в тиждень. Для видобувних дільниць число робочих днів становить 5 на тиждень, але видобувні бригади працюють по змінному графіку, що дозволяє працювати 357 днів з видобутку руди. Число робочих змін становить 3 зміни на добу. Тривалість робочої зміни на підземних роботах 7 годин 12 хвилин зі зміною 48 хвилин, на поверхні - 8 годин 15 хвилин.

На Запорізькому залізорудному комбінаті для підготовки запасів до виїмки, а саме при проходці відрізного підняттевого застосовується метод секційного підривання глибоких свердловин. Який є технологічно складним:

- вимагає значних витрат часу для проведення, так як посування вибою проводиться на 2-3 м/зм.;
- великі витрати вибухових матеріалів;
- швидкий знос бурових коронок і бурової стали при бурінні глибоких свердловин;
- тривалі паузи на провітрювання і приведення забою в робочий стан після вибуху;
- можливе відхилення свердловин або виробки від заданого напрямку.
- вплив вибуху свердловин на гірничі виробки, а так само на сусідні камери.

Дипломна робота присвячена вирішенню проблеми проведення відрізних підприємств для прискорення вводу камери в експлуатацію і раціоналізації розвитку гірничих робіт на підприємстві.

#### **1.4 Висновки**

Для ритмічної роботи шахти і інтенсифікації буро-підривних робіт в експлуатаційних камерах необхідно:

- провести розрахунок і вибір нової раціональної технологічної схеми;
- впроваджувати у виробництво новітні досягнення науки і техніки;
- ввести в експлуатацію нове обладнання яке дозволить механізувати процес проведення експлуатаційних свердловин;
- провести заміну застарілого обладнання на нове, більш досконале;

#### **1.5 Вихідні дані на проект**

Глибина ведення гірничих робіт - поверх 840-940 м;

Руда - гматит-мартитова;

Стійкість - середня;

Тріщинуватість - середня;

Міцність руди - 8;

Система розробки - підповерхового камерна із закладкою виробленого простору твердіючими сумішами;

## 2. Технологічна частина

### 2.1 Обґрунтування технологічних та технічних рішень

Для руйнування руд середньої міцності і міцних найбільш ефективним є вибуховий спосіб відбою. Завдяки відносно малій енергоємності та технологічній простоті цей спосіб буде широко застосовуватися в майбутньому [1,2].

Трудомісткість вибухового руйнування досягає 50% загальної трудомісткості очисної виїмки руди. Відмінними рисами ведення буропідривних робіт в підземних умовах є: різноманітність гірничо-геологічних умов залягання і способів розробки рудних тіл; нерозривний зв'язок буропідривних робіт з технологією відпрацювання родовищ і з застосуванням гірничим обладнанням; різноманітність методів ведення буропідривних робіт; суттєва зміна фізико-технічних властивостей розроблюваних гірських порід, проектування вибухових робіт з урахуванням підтримки або обвалення порід при мінімально можливих втратах і збіднення руди.

У вітчизняній гірничій промисловості та за кордоном отбойка руди здійснюється зарядами вибухової речовини, розміщеної в свердловинах, шпурах і мінних камерах.

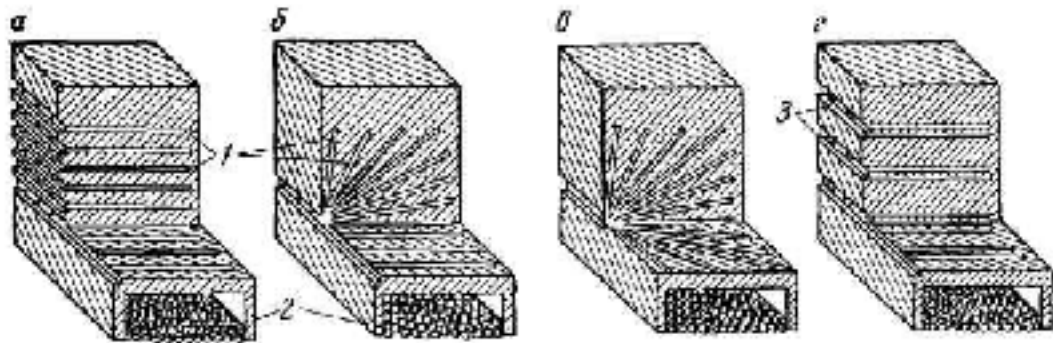
**Мінна отбойка** має головним чином допоміжне призначення. Вона застосовується для масового обвалення ціликів, порушених під впливом гірського тиску і вибухів, в яких неможливо забезпечити збереження вибухових свердловин.

**Шпурова отбойка** застосовується при невеликій (до 5 - 8м) потужності покладів, будь-якого кута падіння, а також при необхідності присутності людей в очисному просторі, коли збереження стійкості масиву, в першу чергу покрівлі, набуває великого значення. Крім того, шпурова отбойка краще при розробці руд середньої стійкості і нестійких системами зі штучним підтриманням очисного простору; при отбойке цінних руд, особливо в рудних тілах зі складною морфологією; при необхідності забезпечити якісне дроблення руди.

**Свердловинна отбойка** використовується, як правило, в рудних тілах потужністю понад 5 - 8 м, що містять корисну копалину не вище за середню цінність, при великих обсягах разової отбойки і відсутності людей в очисному просторі.



Розрізняють паралельне, віялове, ярусное і пучкове розташування свердловинних зарядів в масиві (рис. 2.1).



а - паралельне; б - віялове; в - ярусное; г - пучкове;

1 - свердловини; 2 - відбита руда; 3 - бурові орт.

Рисунок 2.1 – Розташування свердловинних зарядів

Паралельні свердловини застосовують при низькій вартості підготовчо-нарізних робіт, високих вимогах до якості дроблення відбитої гірничої маси, при необхідності чіткого оконтуривання масиву, високої вартості буріння свердловин, великій висоті блоку, що підривається. Таке розташування свердловин застосовується рідко через велику трудомісткість підготовки бурового горизонту і частих перестановок бурових верстатів в процесі буріння блоку.

Віялове розташування свердловин найбільш широко застосовують в вертикальних (крутонахилених) або горизонтальних площинах. У порівнянні з паралельними свердловинами віялова схема характеризується деяким зниженням виходу руди з 1м свердловини, збільшенням питомої витрати ВР на відбій і великим виходом негабариту. Однак витрати на підготовку і нарізку блоку або камери, а також на операції з перестановці і транспортуванні бурового обладнання значно нижче, ніж при паралельних свердловинах.

Ярусне розташування свердловин характеризується значним виходом негабариту, в зв'язку, з чим воно застосовується рідко. Зазвичай ця схема застосовується при виймці тріщинуватих, добре подрібнюваних руд, при використанні важких бурильних машин, щоб забезпечити мінімальне число їх перестановок, а також при високій вартості підготовчо-нарізних робіт.

Пучкове розташування свердловин займає проміжне положення між віяловим і паралельним. Фізична сутність процесів, що відбуваються в руйнованому масиві, істотно відрізняється від розглянутих вище варіантів отбойки. Свердловини розташовують в комплекті по п'ять і більше штук. Відстань між ними приймають рівним трьом - п'яти діаметрам заряду вибухової речовини, що забезпечує при їх одночасному підриванні інтерференцію хвиль напружень і з'єднання вибухових порожнин в одну, з якою газоподібні продукти діють на масив. Подальше руйнування масиву можна розглядати як його дроблення потужними одиничними зарядами складної конфігурації, форма якої обумовлена взаємним розташуванням свердловин в комплекті.

Сумарний вихід руди з 1м свердловини і питома витрата ВР при пучковому розташуванні свердловин приблизно такий же, як при віяловому розташуванні, вихід негабариту знижується в 1,2 - 1,5 рази, зменшується трудомісткість операції буріння і збільшується можлива висота бурових підповерхів. У ряді випадків представляється можливим перейти на поверхову отбойку блоків без наявності підповерхів, що підвищує концентрацію гірничих робіт і інтенсивність відпрацювання родовищ.

На ПрАТ «Запорізькому ЗРК» переважаючим є варіант методу отбойки руди глибокими свердловинами вертикальних шарів руди на камеру.

При проектуванні масового вибуху проводиться визначення і вибір основних параметрів відбійки:

- схеми розташування глибоких свердловин;
- глибини свердловини;
- діаметра свердловини;
- питомої витрати ВР на відбій;
- лінії найменшого опору;
- інтервалу уповільнення;
- максимально допустимої кількості одночасного заряду, ВР (при системах з закладкою).

Системам розробки з твердіючою закладкою властиве відпрацювання камер в певному порядку. Порядок відпрацювання визначається часом твердіння штучного масиву.

При відпрацюванні потужних і вельми потужних покладів камери розташовуються по простяганню і примикають між собою довгою стороною. В цьому випадку, особливо при відпрацюванні камер другій стадії, що розташовуються між штучним масивом, вплив отбойки проявляється на весь період відпрацювання камери.

Вплив схем розташування свердловин і методів отбойки на разубоживание руди. В результаті очисної виїмки схеми розташування свердловин і методи отбойки роблять основний вплив на показники втрат і збіднення руди. Найбільш важливо витримати проектні розміри очисного простору первинних камер, від яких буде залежати якість видобутих запасів в наступних камерах.

Особливо великого значення набувають схеми розташування свердловин в зв'язку з відпрацюванням камер другій стадії. Наявність поруч з відпрацьовується камерним запасом штучних масивів вимагає всебічного підходу до вибору способу проведення комплексу БПР.

**Вибір схеми розбурювання рудного масиву.** Перспективним напрямом вдосконалення технології є застосування віялового способу розбурювання.

В умовах Південно-Білозерського родовища при  $f$  руди 6 бурові виробки необхідно розташовувати таким чином, щоб в період зарядки свердловин (згідно «Тимчасової інструкції з визначення параметрів очисної виїмки при системах з твердіє закладкою на ЗЗРК і Кривбасі») вони перебували за межами зони можливих руйнувань. Так, наприклад, при ширині камер 30м, в масиві руди зі середньозваженими коефіцієнтом міцності  $f = 6$ , виробки паралельно шару, що підривають можна розташовувати не ближче 2,5 м, при  $f = 4$  це відстань становить 8 - 9 м, що практично не дозволяє застосувати паралельне розбурювання. Тому в камері шириною а 30м, при середньозваженому коефіцієнті міцності руд  $f = 6$  можливі загальновідомі схеми розташування бурових виробок.

## 2.2 Розрахунок параметрів буро-підричних робіт в камері

Технологічна схема проведення буро-підричних робіт в камері включає в себе бурові установки Simba M4 два віброполки ПШВ-6, вагонетки ВГ-9 та контактний електровоз К-14.

Simba M4 (рис. 2.2) - це гідравлічна видобувна бурова установка для буріння глибоких свердловин діаметром від 51 до 178 мм. Установка може бути обладнана різними буровими перфораторами та зануреними пневмоударниками для виконання різноманітних завдань. Simba M4 може бути ще більш ефективною, якщо оснащена системою автоматичного буріння однієї свердловини або цілого віяла свердловин. Управління установкою можна здійснювати дистанційно для підвищення продуктивності, а також безпеки і зручності оператора.



Рисунок 2.2 – Бурова установка Simba M4

Технічна характеристика бурової установки Simba M4 виробництва компанії Еріос наведена в таблиці 2.1

Для відпрацювання, в роботі приймаємо камерну систему розробки з подальшим заповненням очисного простору сумішами, що твердіють. Це дозволить зменшити витрати на осушення, зменшити втрати руди, зберегти земну поверхню і підвищити безпеку ведення гірничих робіт під водоносними горизонтами. Застосування закладки дає переваги при порівнянні з системою з відкритим очисним простором: по-перше, спостерігаються значно менші втрати і збіднення руди, а по-друге, при її застосуванні зберігається екологічна обстановка в районі розміщення комбінату (збереження поверхні, водних горизонтів і т.п.), і це дозволяє відпрацьовувати родовище з досить високою ефективністю [6, 11].

Таблиця 2.1 - Технічна характеристика Epiroc Simba M4

Показник	Значення
Ширина	2386 мм
Высота	3100 мм
Длина	10500 мм
Дорожний просвет	265 мм
Радиус поворота наружный/внутренний	6900/3800 мм
Общий вес	17800 кг

Відповідно до рекомендацій НіГрі і «Типової інструкції з визначення параметрів очисної виїмки при системах з твердіючою закладкою на гірничорудних підприємствах Минчермета УРСР» (НіГрі) розрахуємо параметри очисного простору камери.

Вихідні дані:

1. Глибина розробки  $H_{ср} = 882\text{м}$ ,  $H_{кр} = 840\text{м}$
2. Питома вага бічних порід і закладки =  $2,6 \text{ т / м}^3$  і  $2,0 \text{ т / м}^3$
3. Висота камери  $h_k = 90 \text{ м}$

#### **Визначення параметрів очисного простору камери**

1. Визначення розміру камери в хрест простягання (довжина камери) по допустимому вертикальному оголенню.

Допустимий еквівалентний вертикальний проліт визначається за формулою:

$$L_b = \pi^2 \sqrt[3]{3f_s} \cdot \sqrt{\frac{R_1}{\gamma H_{ср}}}, \text{ м} \quad (2.1)$$

- де  $R_1$  – межа міцності закладки при одноосьовому стисканні,  $\text{тс/м}^2$ ;  
 $f$  – коефіцієнт міцності закладки за шкалою проф. Протод'яконова;  
 $H_{ср}$  – середня глибина ведення гірничих робіт, м;  
 $\gamma$  – об'ємна вага закладки,  $\text{м}^3/\text{т}$ .

$$L_b = 3,14^2 \sqrt{3 \cdot 5,6} \cdot \sqrt{\frac{4950}{2,6 \cdot 782}} = 42,2\text{м}$$

Гранично-допустима довжина камери визначається за виразом:

$$b = \frac{h_k \cdot L_b}{\sqrt{h_k^2 - L_b^2}}, \text{ м} \quad (2.2)$$

де  $h_k$  – висота камери при похилому оголенні, м;

$$b = \frac{110 \cdot 42,2}{\sqrt{110^2 - 42,2^2}} = 48,6 \text{ м}$$

2. Визначення розміру камери за простяганням (ширина камери) по допустимому похилому оголенню.

Допустимий еквівалентний проліт  $L_n$  визначається:

$$L_n = \frac{\pi^2}{\pi - 2 \sin \beta} \sqrt{\frac{R^2}{\gamma \cdot H_{cp}}}, \text{ м} \quad (2.3)$$

де  $\beta$  - кут падіння порід лежачого боку, град.

$R_c$  - межа міцності порід лежачого боку при одноосьовому стисканні, тс/м<sup>2</sup>;

$f$  - коефіцієнт міцності порід лежачого за шкалою проф. Протод'яконова.

$$L_n = \frac{3,14^2}{3,14 - 2 \cdot \sin 70^\circ} \sqrt{\frac{18000}{2,6 \cdot 782}} = 24,9 \text{ м}$$

$$a = \frac{h_k \cdot L_n}{\sqrt{h_k^2 - L_n^2}}, \text{ м} \quad (2.4)$$

$$a = \frac{110 \cdot 24,9}{\sqrt{110^2 - 24,9^2}} = 33,8 \text{ м}$$

Прийнята до обурювання ширина камери становить 30 м.

**Визначення параметрів буро-підричних робіт.** Розрахунок параметрів буро-підричних робіт виконуємо згідно [15].

1. Визначаємо приведенний діаметр заряду, м:

$$d_{np} = d \cdot K_a \cdot \sqrt{\rho_o}, \quad (2.5)$$

де  $d$  - діаметр заряду, 0,102 м;

$K_a$  - відносна справність вибухової речовини,

$$K_a = \sqrt[3]{\frac{A_{es}}{A_a}} = 1, \quad (2.6)$$

де  $A_{es}$  – справність вибухової речовини, табл.2 [15], м;

$A_a$  - справність амоніту №6ЖВ, прийнятого в якості еталонного, м;

$\rho_o$  - відносна щільність заряджання глибоких свердловин

$$\rho_o = \frac{\rho_{es}}{\rho_a} = 1 \text{ г/см}^3, \quad (2.7)$$

де  $\rho_{вв}$  - щільність заряджання грамоніту 79/21, г/см<sup>3</sup>;  
 $\rho_a$  - щільність заряджання амоніту №6ЖВ, г/см<sup>3</sup>;

## 2. Визначаємо показник вибуховості з урахуванням фортеці руди:

$$C_o = K_o \cdot (20 + 56 \cdot e^{-0,28}), \quad (2.8)$$

де  $K_o$  - коефіцієнт відбивання, комплексно що характеризує умови отбойки,

$$K_o = K_{зж} \cdot K_{\delta}, \quad (2.9)$$

де  $K_{зж}$  - коефіцієнт, що враховує умови отбойки в затиску;

$K_{\delta}$  - коефіцієнт, що враховує напружений стан масиву;

$$K_{\delta} = \frac{1}{\sqrt[3]{1,5 + \frac{0,4 \cdot e^{-\frac{B_o}{W_f}} \cdot K_k \cdot S \cdot \sqrt{H_p}}{q_f \cdot 10^4}}}}, \quad (2.10)$$

де  $B_o$  - менший горизонтальний розмір в площині оголення (ширина камери), м;

$W_f$  - лінія найменшого опору зарядів, м

$q_f$  - питома витрата вибухової речовини на відбій, визначена з урахуванням тільки коефіцієнта міцності гірських порід, що обвалюються;

$K_k$  - коефіцієнт, що враховує форму компенсаційного простору, при вертикальній відрізній щілині;

$$K_k = \sqrt{\frac{\mu}{1-\mu}} = \sqrt{\frac{0,33}{1-0,33}} = 0,702, \quad (2.11)$$

де  $\mu$  - коефіцієнт Пуассона;

$S$  - площа рудного масиву в площині віяла свердловин, м<sup>2</sup>;

$$S = \frac{b_k \cdot h_n}{2} = \frac{30 \cdot 25}{2} = 375 \text{ м}^2, \quad (2.12)$$

де  $h_n$  - висота підповерхи, м;

$$W_f = 114 \cdot K \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta B}{f \cdot \Delta q \cdot m}}, \text{ м} \quad (2.13)$$

де  $K$  - коефіцієнт, що залежить від міцності руди і напрямку відбійки;

$d$  - діаметр свердловин, м;

$\delta$  - щільність заряджання вибухової речовини, т/м<sup>3</sup>;

$\Delta B$  - коефіцієнт відносної потужності вибухової речовини;

$m$  - коефіцієнт зближення зарядів;

$\Delta q$  - коефіцієнт рівномірності розподілу вибухової речовини в шарі, що відбивається;

$$\Delta q = \sqrt[3]{\frac{d}{0,085}} = \sqrt{\frac{0,102}{0,085}} = 1,063, \quad (2.14)$$

$$W_f = 114 \cdot 1,0 \cdot 0,102 \cdot \sqrt{\frac{1,1 \cdot 0,875}{7 \cdot 1,063 \cdot 1}} = 4,2 \text{ м},$$

$$q_f = 0,1 \cdot 7,0 \cdot \frac{1,063}{0,875} = 0,85,$$

$$K_\delta = \frac{1}{\sqrt[3]{1,5 + \frac{0,4 \cdot e^{-\frac{-30}{4,2}} - 0,702 \cdot 375 \cdot \sqrt{673}}{7 \cdot 10^4}}}{0,85}} = 0,897$$

$$K_o = 1 \cdot 0,897 = 0,897,$$

$$C_o = 0,897 \cdot (20 + 56 \cdot e^{-0,2 \cdot 7}) = 30,33,$$

3. Визначаємо лінію найменшого опору зарядів у віялі свердловин, м:

$$W = K \cdot C_o \cdot d_{np}, \quad (2.15)$$

де  $K = 0,9$  - коефіцієнт неоднорідності масиву;

$$W = 0,9 \cdot 30,33 \cdot 0,102 = 2,8 \text{ м},$$

4. Визначаємо коефіцієнт зближення свердловинних зарядів:

$$m = 0,02 \cdot (C_o + 20), \quad (2.16)$$

$$m = 0,02 \cdot (30,33 + 20) = 1,0066 \approx 1,0,$$

5. Визначаємо відстань між зарядами ВР в торці свердловин віяла, м:

$$a = m \cdot W, \quad (2.17)$$

$$a = 1,0 \cdot 2,8 = 2,8 \text{ м},$$

6. Визначаємо вихід руди з 1 метра свердловини, т/м:

$$\lambda = \frac{a \cdot W \cdot \gamma}{K_{рв}}, \quad (2.18)$$

де  $\gamma_r$  - щільність руди, т/м<sup>3</sup>;

$K_{рв}$  - коефіцієнт, що враховує спосіб розбуривання масиву;

$$\lambda = \frac{2,8 \cdot 2,8 \cdot 4,0}{2} = 15,68 \text{ т/м},$$

7. Питома витрата вибухової речовини на відбій, кг/т:

$$q = \frac{K_u \cdot U}{\lambda}, \quad (2.19)$$

де  $K_u$  - коефіцієнт недозаряд глибоких свердловин;



$U$  - маса вибухової речовини на 1 метр свердловини, кг/м, табл.3 [15];

$$q = \frac{0,75 \cdot 8,96}{15,68} = 0,429 \text{ кг/т,}$$

8. Визначаємо кількість вибухової речовини, необхідної для здійснення вибуху, кг:

$$Q = I_{\text{зар}} \cdot q, \quad (2.20)$$

$$Q = 508446 \cdot 0,43 = 218632 \text{ кг,}$$

9. Визначаємо сумарну довжину свердловин, необхідну для розбурювання блоку, м:

$$\Sigma L_{\text{сскв}} = \frac{Q}{K_n \cdot U_i}, \quad (2.21)$$

$$\Sigma L_{\text{сскв}} = \frac{218632}{0,75 \cdot 8,96} = 32535 \text{ м,}$$

10. Визначаємо кількість віял глибоких свердловин при розбурюванні, од:

$$N_s = 0,6 + \frac{(L_s - b_{\text{ом}})}{W}, \quad (2.22)$$

отримане число округляємо до найближчого цілого значення:

$$N_s = 0,6 + \frac{50 - 3}{2,8} = 17,38 \approx 18 \text{ од,}$$

11. Визначаємо довжину свердловин в віялі, м:

$$L_{\text{сскв}} = \frac{\Sigma L_{\text{сскв}}}{N_s}, \quad (2.23)$$

$$L_{\text{сскв}} = \frac{32535}{18} = 1808 \text{ м,}$$

12. Визначаємо довжину свердловин в віялі, що заряджається, м:

$$L_{\text{зар}} = L_{\text{сскв}} \cdot K_n, \quad (2.24)$$

$$L_{\text{зар}} = 1808 \cdot 0,75 = 1356 \text{ м,}$$

13. Визначаємо кількість свердловин в шарі, що відбивається, од:

$$N_{\text{ссквсл}} = \frac{P_{6840} + P_{6875} + P_{6910}}{a_i}, \quad (2.25)$$

где  $P_{6840} = 56\text{м}$  - периметр зони обурівання для одного віяла, що буриться з гор.840 м;

$P_{6875} = 82\text{м}$  - периметр зони обурівання для одного віяла, що буриться з гор. 875 м;

$P_{6910} = 122$  - периметр зони обурівання для одного віяла, що буриться з гор. 910 м, м.

$$N_{\text{сверст}} = \frac{56+82+122}{2,8} = 122 \text{ шт,}$$

14. Визначаємо загальну кількість свердловин для розбурювання камерного запасу, од:

$$\Sigma N_{\text{свер}} = N_{\text{сверст}} \cdot N_{\text{в}}, \quad (2.26)$$

$$\Sigma N_{\text{свер}} = 122 \cdot 18 = 2196 \text{ од,}$$

Отримані результати розрахунку параметрів БПР зводимо в таблицю 2.2.

Таблиця 2.2 – Показники параметрів буро-підривних робіт в камері

Показник	Значення
Показник вибуховості	30,33
Лінія найменшого опору зарядів, м	2,8
Відстань між торцями свердловин в віялі, м	2,8
Вихід руди з 1 м свердловини	15,68
Маса вибухової речовини на 1м свердловини, кг	8,96
Питома витрата вибухової речовини, кг/т	0,429
Кількість вибухової речовини на відбій, кг	218632
Сумарна довжина свердловин, м	32535
Кількість віял, од.	18
Довжина свердловин в віялі, м	1808
Заряджасма довжина свердловин в віялі, м	1356
Загальна кількість свердловин, од.	2196
Середня глибина свердловин, м	14,8
Балансовий запас камери, т	508446

### 2.3 Технологія виконання прийнятих рішень

Обсяги гірничих робіт (очисних і підготовчих) щорічно плануються на комбінаті при узгодженні з органами Держгірпромнагляду України. На шахті складаються річні графіки відпрацювання та закладки камер. Фактичне їх виконання розглядається щомісячно керівництвом комбінату.

Розбурювання рудного масиву камери проводиться висхідними і спадними віялами свердловин, пробурених з підповерхових ортов і штреків буровою установкою «Simba M4» діаметром 102мм. ЛНС між віялами глибоких свердловин в віялі становить 2,8м.

Техніко-економічні показники БПР розраховані в п. 2.2 і представлені в таблиці 2.2.

Підсікання масиву утворюється:

а) північною воронкою, шляхом вибуху віял на розширення відрізного підняттевого;

б) південній воронки, шляхом вибуху решт (до рівня воронки) свердловин відрізки, пробурених-них з гор.910м вниз, на розширення відрізного підняттевого в відрізну щілину, з подальшою відбійкою на неї решт свердловин (також до рівня воронки) до створення випускної воронки.

Порядок відпрацювання камерних запасів наступний: спочатку проводиться обробка відрізної щілини в поверсі 815-910м, розташованої поперек камери, шляхом отбойки свердловин відрізки; після цього проводиться послідовна отбойка віял гор.840-910м.

Отбойка камерних запасів руди виробляється за технічними розрахунками на масовий вибух (шифр ДГ) на підставі типового проекту №2 масового вибуху, закладка камери - по проекту на закладку (шифр ПЗ-Д).

Руда з камери завдяки двом віброустановкам ПШВ-6 випускається на гор.940м в відкатувальні орти безпосередньо в вагони ВГ-4,5 та ВГ-9,0,що сформовані в потяг з електровозом К-14.

На гор.940м трасування відкатних виробок передбачає кільцеву схему відкати з перебуванням електровоза в голові складу. Порожні потяги від

центральної групи стволів по порожняковому квершлягу подаються на штрек лежачого боку і по орту «0» переїжджають на штрек висячого боку, направляються в відкочувальні орти і стають під навантаження. Навантажені потяги виїжджають на штрек лежачого боку, далі по вантажному квершлягу слідує до центральної групи стволів для развантажування. Управління електровозною відкаткою проводиться оператором СЦБ з диспетчерської, розташованої в АБК ш. «Експлуатаційна».

Після відпрацювання камера здається під закладку, на що виконується окремий проект на закладку камери, виходячи вже з її фактичних параметрів і пустот, які підлягають заливці закладної сумішшю, із зазначенням фактичного місця установки закладочних перемичок. Після установки закладних перемичок на гор.815-940м виконаних по типовим проектам, подача закладної суміші в очисний простір камери буде здійснюватися по закладному трубопроводу, прокладеному зі штреку висячого боку гор.815м і підведеному до очисного простору камери.

Термін затвердіння закладки, при якому досягається її нормативна міцність  $70-80 \text{ кгс/см}^2$ , становить 90 діб. Підготовка камери до заповнення твердіючою сумішшю, вибір складу закладки, її транспортування і розміщення в камері, контроль міцності закладного масиву регламентується «Технологічною інструкцією виробництва закладних робіт на Запорізькому залізничному комбінаті», Кривий Ріг, ДП НіГрі, 27.03.2010г.

Для забезпечення безпеки ведення гірничих робіт систематично проводяться маркшейдерське спостереження і вимірювання в підземних гірничих виробках і на земній поверхні по наглядним станціям. Для цих робіт при маркшейдерському відділі спеціально створена лабораторія зрушення гірських порід. При відпрацюванні камери проводиться, відповідно до інструкції НіГрі «Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки на рудниках Кривбасу» п.3. 1987р., звукометричний контроль стану гірського масиву.

## 2.4 Організація робіт на виробничій ділянці

Очисні роботи і проходка виробок здійснюються гірничими машинами, що серійно випускаються. Буріння свердловин в камері проводиться буровими установками «Simba-M», заряджання свердловин - доставочно-зарядними машинами МТЗ-3.

Випуск камерної руди здійснюється віброустановками ПШВ-6. Відкатка руди - залізничними потягами з вагонеток ВГ-4,5, ВГ-9, контактними електровозами К14 зі зчіпним вагою 14 і 28 (спарені) тонн. При проходці виробок буріння шпурів здійснюється буровими установками «Boomer-251», «Ахега D05». Для навантаженні гірської маси використовуються породонавантажувальні машини ПНЕ-1700 (2500), TORO-400E, ППН, ПТ-4. На доставці вантажів - самохідна доставочна машина «Normet». На проходці підняткових застосовується прохідницький комбайн «Robbins-73RM-AC», проходка підняткових також може здійснюватись методом секційного підривання. Кріплення виробок - торкретбетон виконується методом вологого торкретування, здійснюється установками «Sprautec-6050W», методом сухого торкретування - при застосуванні установок СБ-67.

Для здачі камери в експлуатацію повинні бути пройдені передбачені проектом підготовчі та нарізні виробки, а також виробки, що забезпечують провітрювання очисних робіт, повністю сформована відрізна щілина і всі віяла свердловин в обидві сторони від неї; перед початком очисних робіт до камери повинен бути підведений закладний трубопровід. Повинно бути виконане кріплення горизонту випуску і виробок по маршруту відкатки, змонтовані і забетоновані віброустановки на гор.940м.

Камери аварійного повітропостачання (КАВС) з запасними виходами повинні бути вказані в «Плані ліквідації аварій» (ПЛА), який складається на шахті раз в півріччя, в якому розглядаються можливі види аварій, порядок їх ліквідації та заходи з порятунку людей, які працюють в районі камери.

Для оповіщення працівників про аварії передбачається використовувати світлову та звукову сигналізацію, телефонний зв'язок, СУБР.

Для цілей протипожежного захисту використовуються всі діючі магістралі водопроводів, які підходять до очисної камері. На всіх підповерхах, на штреках з лежачого і висячого боку повинні бути встановлені гайки Богданова. Пожежні рукави з пожежними стволами і інший пожежний інвентар зберігаються в складах протипожежних матеріалів та на гор. 840 і 940м.

## 2.5 Технологічна схема транспорту

Від вантажних пунктів добувних ділянок горизонту 940 м північного і південного крила потяги з рудою по відкатувальному штреку лежачого боку прямують по двошляховому вантажному квершлягу до блока перекидання, що дозволяють робити розвантаження вагонеток без розчеплення локомотива. Технологічна схема транспорту відкочувального горизонту представлена на рис. 2.3.

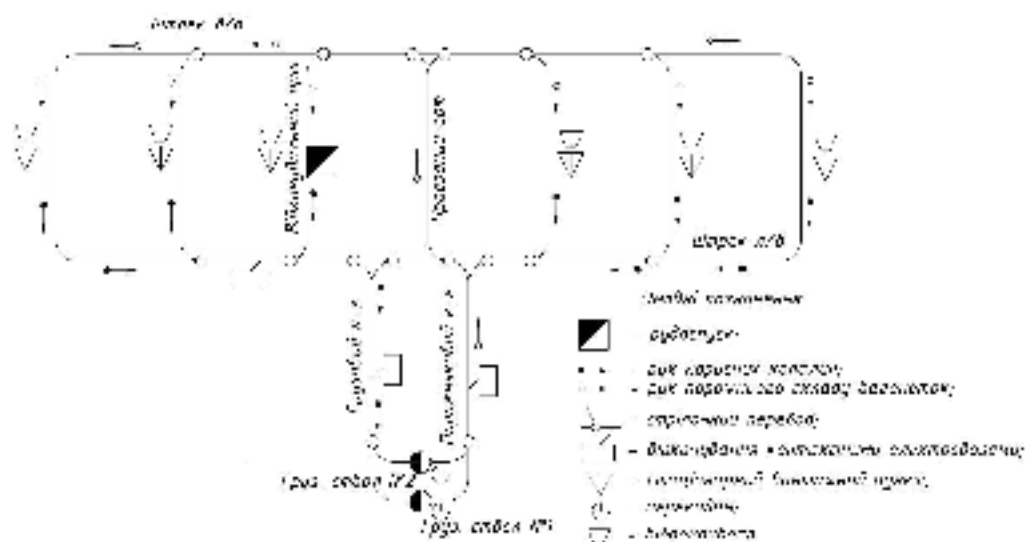


Рисунок 2.3 – Технологічна схема транспорту

Основними відкатувальними горизонтами шахти є 740,840,940м. Відбита вибухом руда випускається через Дучки і за допомогою віброживильників ПШВ-6 встановлених в днищах камер на відкотних ортах, вантажиться в рудні вагони ВГ-9 і електровозами К-14 доставляється до дробильним комплексам у центральній

групи стволів. По центральній групі стволів руда в скіпах вантажопідйомністю 25 т видається на земну поверхню і транспортується на дробильно-сортувальну фабрику, де і відбувається поділ руди за якістю і крупністю.

Технічні характеристики електровозів К-10 і К-14 (рис. 2.4) представлені в табл. 2.3.



Рисунок 2.4 – Контактний електровоз К-14

Таблиця 2.3 – Технічна характеристика електровозів К-10 та К-14

Параметр	Одиниця виміру	Значення	
		К-10	К-14
Зчіпна маса	т	10	14
Ширина колії	мм	900	900
Потужність	кВт	66	90
Сила тяги	кН	19	25
Швидкість руху	км/ч	11,7	10,8
Довжина по буферам	мм	4800	5200
Ширина	мм	1350	1350
Висота	мм	1650	1650

Технічні характеристики вагонеток ВГ-4,5 і ВГ-9 (рис. 2.5) представлені в табл.2.4.



Рисунок 2.5 – Вагонетка ВГ-4,5

Таблиця 2.4 – Технічні характеристики вагонеток ВГ-4,5 і ВГ-9

Параметр	Одиниця виміру	Значення	
		ВГ-4,5	ВГ-9
Ємність	м <sup>3</sup>	4,5	9
Ширина колії	мм	900	900
Вантажопідйомність	кг	11000	27000
Довжина по буферам	мм	3950	7850
Ширина	мм	1350	1350
Висота	мм	1550	1550
Жорстка база	мм	1250	4000
Маса тари	кг	3660	91000
Висота осі сцепки	мм	335	335

**Розрахунок електровозною відкатки.** Виконаємо розрахунок електровозною відкатки на відкаточному горизонті 940 м за допомогою електровозів К-14 і вагонеток ВГ-9.

Визначення допустимого числа вагонеток у потязі за умови забезпечення зчеплення коліс електровоза з рейками.

Вага потягу за умовою зрушення з місця:



Порожнього потягу на підйом:

$$Q_n = \frac{1000 \cdot G \cdot \psi}{\omega_{on} + i_c + 110 \cdot a_{min}} - G = \frac{1000 \cdot 140 \cdot 0,17}{8 + 0,003 + 110 \cdot 0,03} - 140 = 1966 \text{ Н} \quad (2.27)$$

де  $G$  – зчїпна вагу локомотива, кН;

$\psi$  – коефіцієнт зчеплення колїс з рейками,  $\psi = 0,17$ ;

$\omega_{on}$  – основний питомий опїр руху порожньої вагонетки,  $\omega_{on} = 8 \text{ Н/кН}$ ;

$i_c$  – середній ухил шляху,  $i_c = 0,003 \text{ ‰}$ ;

$a_{min}$  – мінімальне прискорення поїзда на початку руху з місця,  $a_{min} = 0,03 \text{ м/с}^2$ ;

Навантаженого потягу на спуск:

$$Q_r = \frac{1000 \cdot G \cdot \psi}{\omega_{or} - i_c + 110 \cdot a_{min}} - G = \frac{1000 \cdot 140 \cdot 0,17}{6 - 0,003 + 110 \cdot 0,03} - 140 = 2420 \text{ Н} \quad (2.28)$$

де  $\omega_{or}$  – основний питомий опїр руху порожньої вагонетки,  $\omega_{or} = 6 \text{ Н/кН}$ ;

Для сталого руху:

Порожнього потягу на підйом

$$Q_n = \frac{1000 \cdot G \cdot \psi}{\omega_{on} + i_p} - G = \frac{1000 \cdot 140 \cdot 0,17}{8 + 0,008} - 140 = 2832 \text{ Н} \quad (2.29)$$

де  $i_p$  – регульований нахил шляху,  $i_c = 0,008 \text{ ‰}$ ;

Навантаженого потягу на спуск

$$Q_r = \frac{1000 \cdot G \cdot \psi}{\omega_{on} - i_p} - G = \frac{1000 \cdot 140 \cdot 0,17}{8 - 0,008} - 140 = 2838 \text{ Н} \quad (2.30)$$

Навантаженого потягу на підйом

$$Q_r = \frac{1000 \cdot G \cdot \psi}{\omega_{on} - i_o} - G = \frac{1000 \cdot 140 \cdot 0,17}{8 - 0,01} - 140 = 2839 \text{ Н} \quad (2.31)$$

де  $i_o$  – ухил рейкового шляху в напрямку основного вантажопотоку,  $i_o = 0,01 \text{ ‰}$ ;

Приймасмо допустиму вагу потягїв навантаженого і порожнього по мінімальних значеннях  $Q_{n \text{ min}} = 1966 \text{ Н}$  и  $Q_{r \text{ min}} = 2420 \text{ Н}$ .

Визначення числа вагонеток у складї

У порожньому

$$Z_n = \frac{Q_{n \text{ min}}}{m_o \cdot g} = \frac{1966}{9,1 \cdot 9,81} = 22 \text{ од.} \quad (2.32)$$

де  $m_o$  – маса порожньої вагонетки,  $m_o = 9,1 \text{ т}$ ;

$g$  – прискорення вільного падіння,  $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ ;

У завантаженому

$$Z_r = \frac{Q_{r \min}}{(m_o + m) \cdot g} = \frac{2420}{(9,1 + 35,1) \cdot 9,81} = 5,6 \text{ од}, \quad (2.33)$$

де  $m$  – грузопод'ємність вагонетки, т;

$$m = V \cdot \gamma = 9 \cdot 2,7 = 24,3 \text{ т}, \quad (2.34)$$

$V$  – ємність вагонетки,  $V = 9 \text{ м}^3$ ;

$\gamma$  – насипна щільність вантажу,  $\gamma = 2,7 \text{ т/м}^3$ ;

приймасмо  $Z_1 = 6$  вагонеток.

Визначаємо вагу потяга по прийнятому числу вагонеток порожнього

$$Q_n = Z_1 \cdot g \cdot m_o = 6 \cdot 9,81 \cdot 9,1 = 536 \text{ кН}, \quad (2.35)$$

навантаженого

$$Q_r = Z_1 \cdot g \cdot (m_o + m) = 6 \cdot 9,81 \cdot (9,1 + 24,3) = 1966 \text{ кН} \quad (2.36)$$

Перевірка ваги поїзда по нагріванню тягових двигунів

Умова забезпечує нормальну в тепловому режимі роботу тягових двигунів

$$I_{\text{еф}} \leq I_{\text{тр}}$$

де  $I_{\text{еф}} \leq I_{\text{тр}}$  – струми двигуна відповідно ефективний і тривалий за рейс, А;

$$I_{\text{еф}} = \alpha \cdot \sqrt{\frac{I_r^2 \cdot t_r + I_n^2 \cdot t_n}{T_p}} = 1,2 \cdot \sqrt{\frac{130^2 \cdot 43 + 50^2 \cdot 101}{175}} = 90 \text{ А} \quad (2.37)$$

де  $\alpha$  – коефіцієнт що враховує додатковий нагрів двигунів при маневрах,  $\alpha = 1,15 \dots 1,3$ ;

$I_n$  и  $I_r$  – струми електродвигуна електровоза при русі відповідно порожнього і навантаженого поїздів, А;

$t_n$  и  $t_r$  – час руху порожнього і навантаженого поїздів, хв;

$T_p$  – час рейсу, хв.

$$T_p = t_n + t_r + \theta = 101 + 43 + 31 = 175 \text{ хв.}, \quad (2.38)$$

де  $\theta$  – сумарна пауза за рейс,  $\theta = 30 \dots 35$  хв.

Величина струму електродвигунів і час його дії під час руху поїзда в вантажному і порожняковому напрямку визначаються за відповідними силам тяги електровоза.

$$F'_r = (G + Q_r) \cdot (\omega_{ог} - i_c) = (140 + 1966) \cdot (6 - 0,003) = 12630 \text{ Н} \quad (2.39)$$

$$F'_n = (G + Q_r) \cdot (\omega_{он} + i_c) = (140 + 536) \cdot (8 + 0,003) = 5410 \text{ Н} \quad (2.40)$$

Сила тяги, що припадають на один електродвигун, буде дорівнює

$$F_r = K \cdot F'_r; \text{ Н} \quad (2.41)$$

$$F_n = K \cdot F'_n; \text{ Н} \quad (2.42)$$

$$F_r = K \cdot F'_r = 0,5 \cdot 12630 = 6315 \text{ Н}$$

$$F_n = K \cdot F'_n = 0,5 \cdot 5410 = 2705 \text{ Н}$$

де  $K = 0,5$  т. к. 2 електродвигуна на електровозі;

За електромеханічної характеристики визначасмо, що  $I_c = 130 \text{ А}$ ,

$$I_n = 50 \text{ А}; \text{ и } v_c = 7 \text{ км/ч}, v_n = 3 \text{ км/ч}$$

час руху  $t_r$  и  $t_n$

$$t_r = \frac{60 \cdot L}{0,75 \cdot v_r} = \frac{60 \cdot 3,8}{0,75 \cdot 7} = 43 \text{ хв}, \quad (2.43)$$

$$t_n = \frac{60 \cdot L}{0,75 \cdot v_n} = \frac{60 \cdot 3,8}{0,75 \cdot 3} = 101 \text{ хв}, \quad (2.44)$$

Так, як  $I_{дт} > I_{эф}$ , ( $112 \text{ А} > 90 \text{ А}$ ) то умова виконується.

Перевірка допустимої ваги поїзда за умовою забезпечення гальмівного шляху при заданій швидкості руху.

Допустима швидкість руху навантаженого поїзда

$$v_{дон} = \sqrt{0,24 \cdot l_T \cdot (b_T + \omega_{ог} - i_p)} = \sqrt{0,24 \cdot 40 \cdot (9,8 + 6 - 0,008)} = 12 \text{ км/г} \quad (2.45)$$

де  $l_T$  – довжина нормативного гальмівного шляху,  $l_T = 40 \text{ м}$ ;

$b_T$  – питома гальмівна сила, Н/кН;

$$b_T = \frac{1000 \cdot G \cdot \psi}{G + Q_r} = \frac{1000 \cdot 140 \cdot 0,17}{140 + 1966} = 11,2 \text{ Н/кН} \cdot \text{т} \quad (2.46)$$

Визначення інвентарної кількості електровозів

$$N_u = N_p + N_{рез} = 2 + 1 = 3 \text{ од}; \quad (2.47)$$

де  $N_p$  – кількість робочих електровозів;

$N_{рез}$  – кількість резервних електровозів;

$$N_p = \frac{\tau_p}{\tau} = \frac{4}{2} = 2, \text{ од}; \quad (2.48)$$

де  $\tau_p$  – необхідне число рейсів за зміну;

$\tau$  – число можливих рейсів в смену для перевезки грузів;

$$\tau_p = \tau_{пл} + \tau_{рг} = 1 + 3 = 4 \quad (2.49)$$

де  $\tau_{пл}$  – необхідне число рейсів в зміну для перевезення людей,  $\tau_{пл} = 1$ ;

$\tau_{рг}$  – необхідне число рейсів в зміну для перевезення вантажів;

$$\tau_{рг} = \frac{K_n \cdot A_{см}}{Z \cdot m} = \frac{1 \cdot 480}{6 \cdot 24,2} = 3,3 \quad (2.50)$$

де  $K_n$  – коефіцієнт нерівномірності видачі вантажу,  $K_n = 1,0$ ;

$A_{см}$  – змінна продуктивність відкатки в цілому;

$$\tau = \frac{60 \cdot T_o}{T_p} = \frac{60 \cdot 6,7}{175} = 2 \quad (2.51)$$

де  $T_o$  – чистий час роботи електровозної відкатки в зміну, год;  $T_o = 6,7$  год (при тризмінному робочому дні).

приймаємо  $N_p = 2$ , при  $N_p \leq 6$ ,  $N_{рез} = 1$ .

## 2.6 Вентиляція виробничої дільниці

Схема вентиляції шахти залежить від конфігурації родовища, застосовуваних систем розробки, кількості одночасно розроблюваних поверхів, продуктивності шахти. При складаній схемі вентиляції першорядне значення мають умови безпеки і економічності. Схема повинна забезпечувати надійну вентиляцію як при нормальних, так і при аварійних режимах провітрювання. Вона повинна мати мінімально-можливу кількість діагоналей, які характеризуються нестійким режимом руху повітря, і вентиляційних споруд (з метою зниження величини витоків повітря).

**Основні споживачі повітря в шахті.** Основними споживачами повітря в шахтній вентиляційній мережі (ШВС) є видобувні орти, підготовчі вибої (штреки висячого і лежачого боків, орт і підготовчі вибої підповерхів).

Вентиляція очисних виробок здійснюється за рахунок загальношахтної депресії з видачею вихідного струменя по вентиляційних підняткових на основний

вентиляційний горизонт. Для посилення режиму вентиляції в очисних виробках, після вибухових робіт, провітрювання додатково здійснюється за рахунок встановлених там вентиляторів місцевого провітрювання (ВМП), що створює додаткову тягу повітря. Нарізні та підготовчі вибої провітрюються вентиляторами місцевого провітрювання типу ВМ-5М і СВМ-6М за допомогою вентиляційних труб діаметром 500, 600 мм.

Провітрювання очисних блоків здійснюється за рахунок загальношахтної депресії. У зв'язку з тим, що родовище відпрацьовується поверхово-камерної системою з твердіючою закладкою виробленого простору, повністю виключається витік повітря через зону обвалення.

Провітрювання підземних гірничих виробок здійснюється головними вентиляторами установками Північного і Південного крила, а також дренажними вентиляційними стволом.

**Розрахунок витрати повітря для провітрювання дільниці.** Кількість повітря для провітрювання дільниці (рис. 2.6) визначається за п'ятьма факторами:

- по витраті вибухової речовини;
- за пиловим чинником;
- по розрідженню вихлопних газів при застосуванні дизельного обладнання;
- по людям;
- по мінімальній швидкості руху повітря.

**Кількість повітря при посиленому провітрюванні,** необхідне для провітрювання блоку після масового вибуху:

$$Q_{\text{бвв}} = \frac{N}{T} \sqrt{A_y V_3} = \frac{40,3}{480} \sqrt{2479 \cdot 28303} = 703 \frac{\text{м}^3}{\text{хв}}; \quad (2.52)$$

де  $N$  – коефіцієнт пропорційності, який дорівнює 40,3 для систем підповерхового обвалення і камерної системи з пошаровою відбійкою руди глибокими свердловинами;

$V_3$  – обсяг загазованих виробок, який визначається з виразу:

$$V_3 = V_{\text{всх}} + A_y \cdot b_a^3 = 26072 + 2478,5 \cdot 0,9 = 28302,6 \text{ м}^3, \quad (2.53)$$

де  $V_{\text{всх}}$  – обсяг виробок в сторону вихідного струменя, приймаємо рівним  $26072 \text{ м}^3$ ;

$b_{\text{в}}$  – обсяг всіх газів, що утворюються при підірванні 1 кг ВВ, що дорівнює  $0,9 \text{ м}^3/\text{кг}$ .

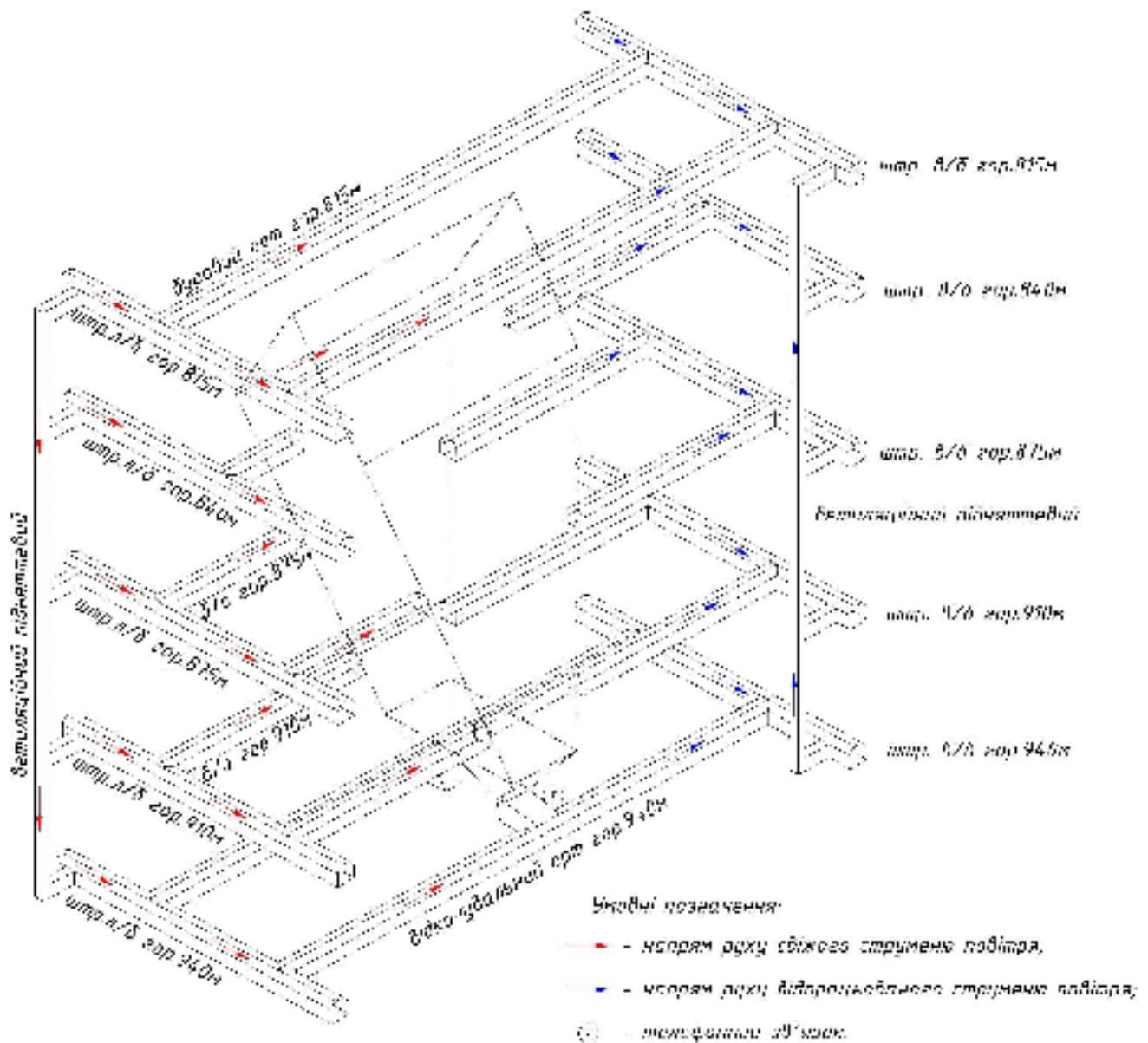


Рисунок 2.6 – Схема вентиляції виробничої ділянки

$A_y$  – величина умовного заряду визначається з виразу:

$$A_y = i \cdot B = 0,155 \cdot 21552 = 2478,5\text{кг} \quad (2.54)$$

де  $B$  – заряд вибухової речовини, що підривається в блоці при масовому вибуху, приймасмо рівним 21552 кг (з розрахунку 3 шари на один вибух);

$i$  – коефіцієнт що враховує фактичний обсяг газовиділення у виробки рудника; приймаємо рівним 0,115 при пошаровій отбойке руди глибокими свердловинами;

$t$  – час провітрювання при підриванні у вихідні дні, приймаємо рівним 8 годин.

**Визначення витрати повітря за пиловим чинником при безперервному процесі пилоутворення:**

$$Q_{\text{бп}} = q_{\text{оч}} \cdot m \cdot K_{10} \cdot K_{20} \cdot K_{\text{ГДК}} = 156 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,6 \cdot 0,99 = 92,7 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.55)$$

де  $q_{\text{оч}}$  – норматив повітря на одну машину, приймаємо рівним 156 м<sup>3</sup>/хв при використанні вібропогрузочних установок;

$m$  – кількість одночасно працюючих в даній виробці установок, приймаємо рівним 1;

$K_{10}$  – коефіцієнт, що враховує спосіб провітрювання місця розташування машини, приймаємо рівним 1, тому що установка розташована в наскрізній виробці;

$K_{20}$  – коефіцієнт, що враховує застосування засобів зниження пилоутворення, приймаємо рівним 0,6, тому що застосовують зрошувач типу Мак МІІ;

$K_{\text{ГДК}}$  – поправочний множник, що враховує значення гранично-допустимої концентрації пилу:

$$K_{\text{ГДК}} = \frac{1,4}{\sqrt{n}} = \frac{1,4}{\sqrt{2}} = 0,99 \quad (2.56)$$

де  $n$  – ГДК пилу, мг/м<sup>3</sup>, приймаємо 2 мг/м<sup>3</sup>, тому що зміст вільної двоокису кремнію в породах даного рудника становить 40%.

Кількість повітря, необхідне для провітрювання очисного вироблення по максимальній кількості людей:

$$Q_{\text{бл}} = 6 \cdot n_{\text{б}} = 6 \cdot 5 = 30 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.57)$$

де  $n_{\text{б}}$  – найбільша кількість людей, які перебувають в виробці одночасно, приймаємо 5 чол.

**Визначення витрати повітря по мінімально-допустимій швидкості руху повітря:**

$$Q_{\text{бс}} = 60 \cdot S_{\text{св}} \cdot V_{\text{min}} \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.58)$$

де  $S_{\kappa}$  – перетин видобувного орта, приймаємо 12,4 м<sup>2</sup>;

$V_{\min}$  – мінімальна швидкість руху повітря по виробці, приймаємо рівним 0,15 м/с.

Остаточно для провітрювання очисних виробок приймаємо кількість повітря, яке виявилось найбільшим з порохованих за всіма чинниками, тобто  $Q_{\text{гвв}} = 703$  м<sup>3</sup>/хв.

## 2.7 Охорона праці

### Аналіз умов праці, шкідливих і небезпечних виробничих факторів

#### Шкідливі виробничі фактори

1. Кліматичні умови. Температура повітря на флангах родовища для гор. 840м і 940м становить 24,6 і 25,4 градуса. Максимальне значення температур в центрі закладеної камери 2/0 склала 34,5 град. Розрахунки значень температур були виконані при складанні технічного проекту «Розкриття і підготовка горизонтів 560 і 740м ЗЗРК №1» інститутом ВНІБТГ, однак, дослідження показали, що підвищення температури явище тимчасове і протягом 2-3 місяців спостерігалось значне зниження температури. До місць з несприятливими кліматичними умовами, де можливий перегрів організму, можна віднести прохідницькі вибої на глибоких горизонтах, а до місць, де можливе переохолодження - виробки в центрі родовища і виробки околоствольного двору в районі центральної групи стволів на всіх горизонтах. Фактична швидкість руху повітря в основних гірничих виробках наступна: на відкаточному квершлагу г.940м - 7,9м/с, на порожняковому квершлагу г.840м - 6,2м/с, на відкаточному штреку лежачого боку г.840м - 1,7м/с, відкаточний орт г.840м - 0,6 м/с, відкаточний штрек висячого боку г.840м - 1,7 м/с, квершлаг до південного сліпому стовбура вентиляційного ствола г.840м - 2,2 м/с, вентиляційна збійка з ПівдВС з південним вентиляційним стволом - 9,0 м/с.

2. Шкідливі і отруйні гази, що надходять в гірничу атмосферу, джерела їх утворення. На руднику до отруйних газів відносяться продукти розпаду вибухових матеріалів, що утворюються після масового вибуху (один раз на тиждень, а саме, в



суботу в ранкову зміну) і після вторинного дроблення негабариту або опускання зависань руди і після вибуху на прохідницьких роботах.

3. Запиленість повітря. Основні джерела пилоутворення наступні: очисні вибої (навантаження руди в вагони або перепуск руди в перепускний піднятковий); пункт опрокиду в районі центральної групи стволів; свердловини в нарізних і бурових виробках при їх продуванні; сполучення всіх виробок, що межують з відпрацьовуваними камерами, під час здування рудної маси з ґрунту виробки в камеру; прохідницькі вибої. До професій, схильних до дії цього фактора відносяться: прохідник, машиніст бурової установки, машиніст ВПУ, машиніст навантажувальних машин, машиніст електровоза, підрильник, опрокідник і т.д. Найбільший рівень запиленості відзначений на прохідницьких роботах при скреперуванні і навантаженні гірської маси - до  $4,5 \text{ мг/м}^3$ , а також при кріпленні виробок торкретбетон - до  $5,0 \text{ мг/м}^3$ .

Таблиця 2.5 – Фактичний рівень запиленості робочих місць

№ п/з	Види робіт і виробничих процесів	Рівень вмісту пилу, $\text{мг/м}^3$
1	Видобувні	2,2
2	Прохідницькі:	
	- при бурінні шпурів	2,3
	- при скреперуванні	2,4
	- під час навантаження	2,5
3	Кріпильні:	
	- при торкретуванні	2,4
	- при бетонуванні	2,6
4	Зарядження ВР машиністом ЗМБС	2,5

4. Виробничий шум. До джерел шуму відноситься все механічне обладнання: ВВДР -5, СВМ-6, ПП-50В1, вантажні машини ППН-3А і ПТ-4, бурові верстати НКР-100М і ін. До основних професій, схильним до дії підвищеного шуму, відносяться: прохідник, бурильник, машиніст ВПУ, кріпильник, машиніст

перекидача.

Заміри були зроблені лаборантами санітарно-технічної лабораторії. Відповідно до ГОСТу 12.1.003-83 допустимий рівень шуму становить 80 дБА.

Таблиця 2.6 – Фактичний рівень підвищеного шуму на робочих місцях

№ п/з	Найменування робіт і виробничих процесів	Рівень шуму, дБ
1	Прохідницькі:	
	- буріння шпурів	115
	- навантаження гірничої маси	112
2	Бурові:	
	- буріння свердловин	105
3	Видобувні:	
	- випуск відбитої руди установкою ПШВ-6	96
4	Кріпильні: при торкретуванні	105
5	Відкатка гірської маси електровозами	95
6	Перекидання вагонеток	91

5. Вібрація. До основних професій, схильних до дії максимальної і загальної вібрації відносяться: прохідник, бурильник, машиніст електровоза, машиніст ПШВ-6. Перелік обладнання і робочих місць, де персонал піддається впливу локальної та загальної вібрації, відповідно, наступний:

1) перфоратор ПП-50БВ1 на проходці; верстат для ПрАТочування штирьових коронок в майстерні;

2) ПШВ-6 при навантаженні руди в вагони і в рудоперепуск; ППН-3А і ТП-4 на прохідницьких роботах при навантаженні рудної маси на ґрунті і в вагони; електровози при відкатці рудної маси.

Таблиця 2.7 – Фактичний рівень вібрації за видами робіт і виробничих процесів

№ з/п	Найменування робіт і виробничих процесів	Рівень вібрації, дБ
1	Прохідницькі роботи: при навантаженні на ПТ-4	112
2	Бурові роботи: буріння верстатом НКР-100М	114
3	Відкатка рудної маси і породи: машиніст електровоза	110

Заміри були зроблені лаборантами санітарно-технічної лабораторії. У відповідність з ГОСТом 12.1.012-90 гранично допустимий рівень вібрації становить 101дБ.

### **Небезпечні виробничі фактори**

1. Обвалення гірських порід. Травми і удари найчастіше відбуваються в підготовчих забоях, в нарізних забоях, у випускних ортах при навантаженні руди і усунення зависань в дучках, при проходці підняттевих буропідривним способом. Травми і удари також відбуваються при падінні шматків породи і руди на людину при оборці покрівлі і стін нарізних і підготовчих виробках на підповерхах. Особливу небезпеку становлять бурові виробки, які розташовані в зоні інтенсивного впливу очисного простору камери - це близько 2-6м від кордону камери. Під час проведення масових вибухів відбувається порушення цілісного стану гірського масиву, що спричиняє утворення і обвалення заколов. В основному стан гірського масиву стійкий, що дозволяє застосовувати такі види кріплення, як торкретбетон, анкерне кріплення разом з сіткою «рабиця».

2. Гірничі машини і транспорт. Під час руху складу вагонеток з електровозом людина може бути ПрАТиснутий між бортом вагонетки і бортом виробки; при роботі скреперної лебідки можна травмуватися при знаходженні в зоні дії скрепера і троса, а також при переході через трос; при навантаженні руди за допомогою ПШВ-6 не виключені виліт з лобовини дучки шматків, якщо лобовина відкрита, і «плавання» рудної маси, якщо вона обводнена, а також, при навантаженні в

рудоперепуск, під час ліквідації зависання і знаходження людини на віброполке можливість різкого осідання зависання; при експлуатації вантажно-постачальних машин можливі травмування при управлінні машинами з не призначених для цього місць; при перевезенні в кабіні електровоза будь-яких негабаритних предметів може привести до травмування машиніста. До видів робіт, виконання яких пов'язане з підвищеною небезпекою для обслуговуючого персоналу, можна віднести наступне: демонтаж електродвигунів від ПШВ-6, навантаження руди в вагонетки і ліквідація сміття і віброполка і з вагонів, буріння підняткових, транспортування і відкочування гірничої маси.

3. Вибухові роботи. Місця проведення підривних робіт наступні: прохідницькі вибої (підготовчі, нарізні), вторинне дроблення і ліквідація зависань в дучке при навантаженні руди в вагони і рудоперепускі. Фактори, що ускладнюють ведення вибухових робіт: обов'язковість виконання підривних на прохідницьких роботах за передбаченим для цього графіку; виникнення зависань на недосяжній висоті від рівня віброполка; виробництво вибухових робіт на віброполке, в вагонетках і на підшві виробок; залишення відмов і неправильна їх ліквідація.

4. Застосування електроенергії. Електропостачання підземних струмоприймачів - відокремлених з двох взаємозамінних кабельних лініях від різних секцій поверхневих підстанцій. Прийнято наступні ступені напруги: 6000В - для живлення водовідливних і підйомних установок, пересувних підстанцій; 380В - для стаціонарних установок околоствольних дворів, забійних та інших механізмів; 275В - постійного струму - для контактної мережі електровозної відкатки; 127В - для ручних електромашин, інструменти та освітлення; 36В - для освітлення привибійних виробок. У підземних виробках застосовані електричні машини, трансформатори, апаратура управління у рудниковому виконанні.

Для передачі і розподілу електроенергії прийняті кабелі з алюмінієвими і мідними жилами, броньованої оболонкою і захисним покривом, що не поширюють горіння. Небезпечні фактори, пов'язані з поширенням електричного струменю в шахті наступні: обслуговування електроустановок напругою більше 1000В без

захисних засобів (діелектричних рукавичок, бот і ін.); обслуговування електроустановок напругою нижче 1000 В без діелектричних рукавичок; ремонт електрообладнання та мереж, які перебувають під напругою; експлуатація несправних електрообладнання та кабелів; залишення під напругою електричних мереж, що не використовуються.

5. Затоплення гірничих виробок. Родовище належить до розряду складних в гідрогеологічному відношенні. Складність полягає в тому, що рудно-кристалічний масив перекритий потужним шаром осадових відкладень, в якому міститься 7 водоносних горизонтів. Найнижчий водоносний горизонт - Бучацький, залягає безпосередньо на руді. Мінімальний і максимальний добовий приплив води, відповідно  $2100\text{м}^3/\text{год}$  і  $2490\text{м}^3/\text{год}$  або  $50400\text{м}^3/\text{добу}$  і  $59760\text{м}^3/\text{добу}$ . У межах шахтного поля є достатня кількість виробок, в яких рівень води досягає краю чобіт, а в деяких випадках виробки віднесені до ПрАТоплених; є також обводнена зона (рудне тіло) на північ від осі 36с; досить на всіх горизонтах і погашених свердловин, через які постійно з різною витратою і напором тече вода, капає зі стінок і покрівлі виробок. При повному відключенні електроенергії існує можливість ПрАТоплення гірничих виробок.

6. Пожежна безпека. Можливі причини і найбільш ймовірні місця виникнення екзогенних пожеж наступні: куріння і користування відкритим вогнем в надшахтних будівлях і в приміщеннях, в яких є мастильні та обтиральні матеріали, а також в електромашинних камерах, електропідстанції та електровозних депо незалежно від виду їх кріплення; спалювання ганчірок і обтиральних матеріалів; огляд виробок, люків і бункерів, кидання в них запалених горючих матеріалів; куріння і використання відкритим вогнем на складі ВМ; недбале ставлення з ВМ.

### **Заходи з виробничої санітарії**

1. Нормалізація мікроклімату робочих місць. Дані, щодо нормалізації мікроклімату робочих місць, а саме Оптимальні значення швидкості руху повітря, що забезпечує нормальний стан теплообміну організму в залежності від

температури повітря наведенні в таблиці 2.8.

Таблиця 2.8 – Оптимальні значення швидкості руху повітря, що забезпечує нормальний стан теплообміну організму в залежності від температури повітря

Температура повітря, t	20	22	24	26	28
Швидкість руху повітря, м/с	0,25	0,5	1,0	1,5	2,5

Проектні швидкості руху повітря в гірничих виробках знаходяться в діапазоні від 0,6 (мінімальне значення) до 9,01 (максимальне значення), причому домінують значення від 1,1 м/с до 7,8 м / с.

За результатами обстеження вентиляційної системи ЗЗРК №1 Криворізьким ВГРЗ ВПС було встановлено, що максимальні значення температур не перевищують 25 град. і розташовані вище г.400 м. Отже, оптимальні по тепловому фактору швидкості руху повітря в більшості випадків нижче проектних швидкостей. Основними способами зниження температури рудникового повітря є збільшення швидкості руху повітря або штучне охолодження його за допомогою кондиціонерів. З огляду на, що в окремих гірничих виробках температура повітря може збільшуватися понад 30°C, проектом передбачається при підвищенні температури під час проходження цих виробок застосування штучного охолодження рудникового повітря за допомогою пересувних шахтних кондиціонерів типу КПШ. Однак, підтримання нормальної температури повітря в межах всієї шахти, проектом передбачається за рахунок збільшення швидкості руху повітря.

2. Заходи боротьби з шкідливими і отруйними газами. Типи вентиляційних установок головного провітрювання на стволах південному, північному і дренажному, відповідно, такі: ВЦД-3,3, ВЦД-3,3, ВЦД-3,3. Способи провітрювання і засоби провітрювання тупикових виробок наступні: нагнітальний - при проходці гірничих виробок, ВМ-6М; всмоктуючий - при провітрюванні очисних вибоїв після вторинного дроблення, ВМ-6М, ДУШ-2 (нагнітальний), ежектори. Відокремлено провітрювані камери (склад ВМ, депо контактних електровозів, центральні

підземні підстанції та ін.) Провітрюються за рахунок загальношахтної депресії. На провітрювання рудника після масового вибуху виділяється ціла зміна (в цій же зміні і проводять масовий вибух). Відпрацьований простір камери заповнюється закладної сумішшю, а виробки, що підходять до них, заперемичують шлакоблоком або кріпильним лісом. Для недопущення продуктів розпаду ВМ від вибухових робіт, виробки в одній із сусідніх бурових заходок, з'єднаних ходком, між покрівлею і підшвою заходки встановлюється вентиляційне вітрило. На сполученні відкотних ортів, де ведуться роботи по вторинному дробленню, зі штреком висячого блоку встановлюються вентиляційні штори. На руднику застосовується саморятівник типу ШСМ-30. Камери аварійного повітропостачання (КАВС) розміщуються, як правило, в приствольному дворі ЦГС, всіх сліпих стволів (СУС, ЦСС, ВСС, ПівдВСС, ПівнВСС) на всіх горизонтах, також на флангах родовища і в місцях можливого скупчення людей. КАВС має наступні характеристики: площа перетину (в основному 2,5х3м) різна; кріплення - торкретбетон, без кріплення; на вході в камеру встановлюється вентштора; всередині камери є одна-три лавочки (уздовж стінок камери), телефон, інструкція по правилам поведінки при аваріях, трубопровід з перфорованою ділянкою труби на кінці і з вентиляем біля входу в камеру, кінець труби знаходиться на відстані 1-1,5 м від протилежної стінки . Довжина камери від 3 до 5м.

3. Заходи щодо зниження запиленості рудничного повітря. Для боротьби з пиловиділенням і поширенням пилу при завантаженні, переробки руди на дробильному комплексі і рудоперепусках, при пересипанню руди на транспортери, а також при завантаженні скіпів рудою і породою передбачаються наступні заходи:

- 1) Герметизація всього тракту подачі руди на дроблення;
- 2) Окожушіваніє обладнання в місцях пилоутворення суцільними емними укриттями (кругової опрокиду, пластинчастий живильник, дробарка, місця пересипання і перевантаження);
- 3) Пристрій місцевих відсмоктувачів від укриттів і місць пилоутворення;
- 4) Пристрій системи аспірації;

5) Мокра двоступенева очистка аспірируемого повітря від пилу в кутових фільтрах і швидкісних промивачі типу СИОТ, до допустимої концентрації. У підземних камерах ремонту обладнання і депо електровозів на зварювальних постах передбачається місцева витяжна вентиляція з механічним спонуканням.

Заходи по боротьбі з пилом в очисних і підготовчих вибоях наступні:

- 1) Установка вентиляторів СВМ-6 і ежекторів;
- 2) Проходження додаткових вентиляційних повстають у висячому боці;
- 3) Установка пристрою ДУШ-2;
- 4) Зрошення водою рудної маси при навантаженні породи машиною ППН-3А;
- 5) Зрошення і побілка магістральних виробок і виробок із свіжим струменем;
- 6) Застосування індивідуальних засобів захисту - пелюстки. Для боротьби з пилом при навантаженні руди з ПШВ-6 в вагони проектом передбачається установка системи знепилювання віброустановок (рис. 2.7).

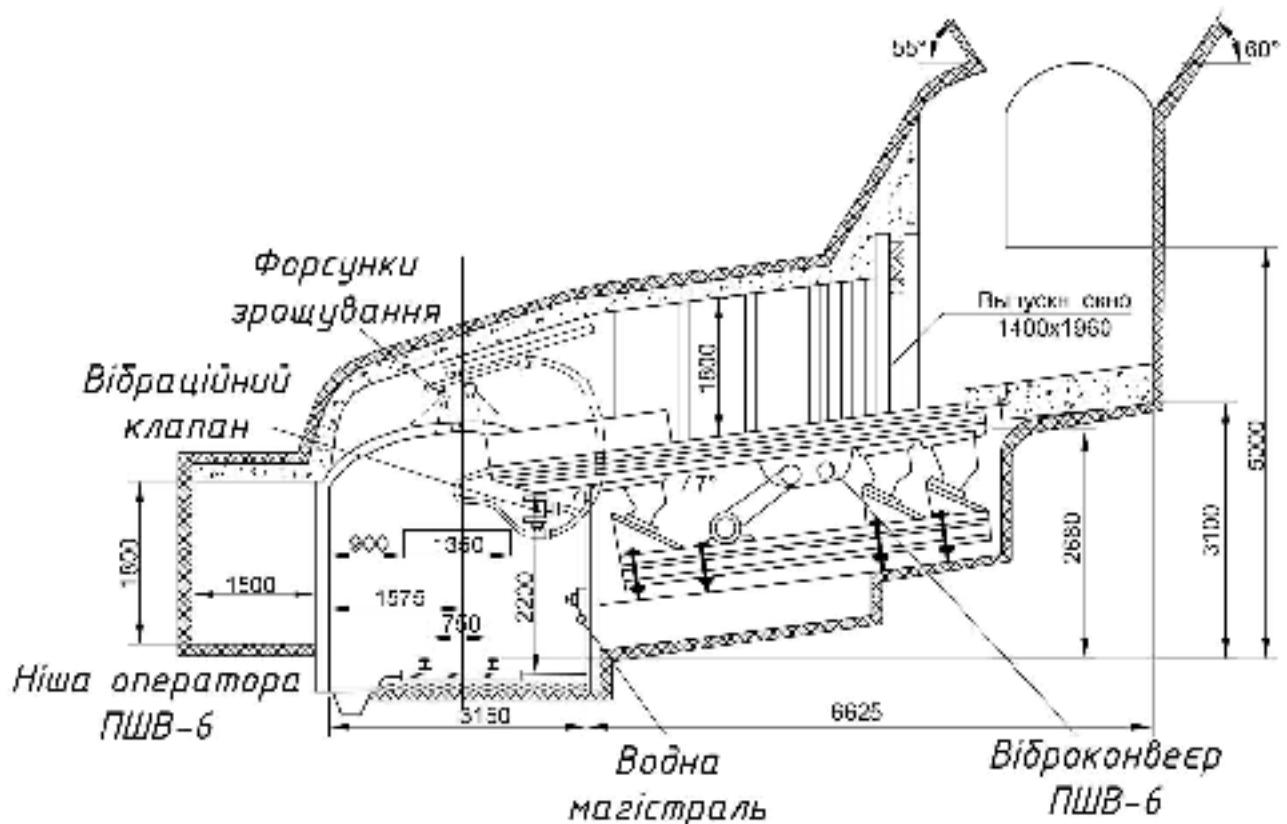


Рисунок 2.7. Схема розташування обладнання системи знепилювання віброустановок

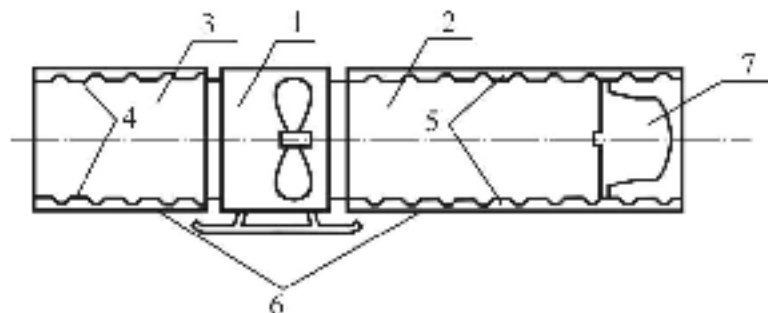


### Технічна характеристика системи знепилювання віброустановки:

Витрата води, л / хв	20-40
Тиск води, МПа:	
мінімальне	0,4
максимальне	2
Прохідні діаметри напірних рукавів для води, мм	15
Кількість напірних рукавів	3
Зниження запиленості, раз	3-5
Маса вузлів, кг:	
вібраційного клапана	24
зволожувача	14

#### 4. Заходи по боротьбі з виробничим шумом. наступні:

- 1) установка на вентиляторах ВМ-6М глушників шуму типу ГШ6 (рис. 2.8);
- 2) впровадження самохідної техніки; 3) засоби індивідуального захисту - навушники у підричників і операторів, і машиністів самохідного устаткування, «беруші».



- 1 - вентилятор місцевого провітрювання СВМ-6М; 2 - корпус глушника вентилятора;  
 3 - корпус глушника на викиді вентилятора; 4 - внутрішній перфорований циліндр;  
 5 - звукопоглинач; 6 - зовнішній (суцільний) циліндр з листового металу;  
 7 - перфорований циліндричний елемент, заповнений звукопоглиначем.

Рисунок 2.8 – Глушник шуму ГШ-6 вентилятора місцевого провітрювання СВМ-6М

5. Захист від вібрації. Заходи щодо забезпечення віробезпечних умов праці наступні:

1) Дистанційне керування обладнанням, що володіє вібраційними властивостями;

2) Застосування комплексної механізації (по можливості) з використанням таких машин, як СБКНС-2М, СБУ, ППН-3А, ВПК-1 на прохідницьких роботах;

3) Проектом передбачається впровадження сучасної самохідної техніки (пні-1700, 2500, Boomer-251,252, Simba H-1 352);

4) Застосування на проходці підняткових установки «Robbins»;

5) Застосування індивідуальних засобів захисту - виброгасящие рукавиці і килимки, установка амортизаторів на обладнанні.

6. Освітлення виробок і робочих місць. На руднику застосовуються головні акумуляторні світильники типу СГД. Їх кількість на шахті 2050 штук. Для освітлення підземних виробок і камер використовуються рудничні світильники підвищеної надійності з лампами накалювання типу РП-100М. Для освітлення привибійних виробок, відкотних штреків і ортів на поверхах і підповерхах також використовуються лампи накалювання ( $U = 36V$ ), розташовані по борту виробок і над віброполком, а також в нішах з пусковим обладнанням. Робоче освітлення бурової установки Simba H-1352 наступне: 2x200Вт, 24В галогенні лампи на триногах з кабелем 12м.

7. Санітарно – побутове та медичне обслуговування. До основних приміщень санітарно побутового обслуговування відносяться: душові для ІТП, робітників шахт «Експлуатаційна», «Прохідницька»; роздягальні домашнього і робочого одягу для ІТП, робітників, жінок і керівництва; туалети на поверхні і під землею (два туалети); пральня; парилки; хімчистка; склад спецодягу; блок ошатних з залом зборів; лампова; склад миючих засобів; приміщення для мокрого знепилювання і сушки одягу та ін. Організація громадського харчування: є одна столова з залами трудящих в «чистом» одязі і в «брудному», три буфети; за кожну зміну платять за харчування 13грн.; видаються талони на молоко в розмірі 1 талон за 1 зміну.

### **Заходи з техніки безпеки**

1. Заходи щодо попередження падіння людей в гірничі виробки, травматизму від обвалення шматків гірської маси:

1) Усі діючі виробки і їх сполучення передбачається кріпити і приводити в безпечний стан в залежності від стійкості - анкерним кріпленням, анкерним кріпленням з торкретбетоном, анкерним кріпленням з сіткою «рабиця», торкретбетон і СВП;

2) Всі підходи до очисних камер або відкритими піднятковими захищаються металевими ґратами і дерев'яними огорожами, рудоперепускні підняткові захищаються запобіжними ґратами заввишки від 1,2 м (рис. 2.9);

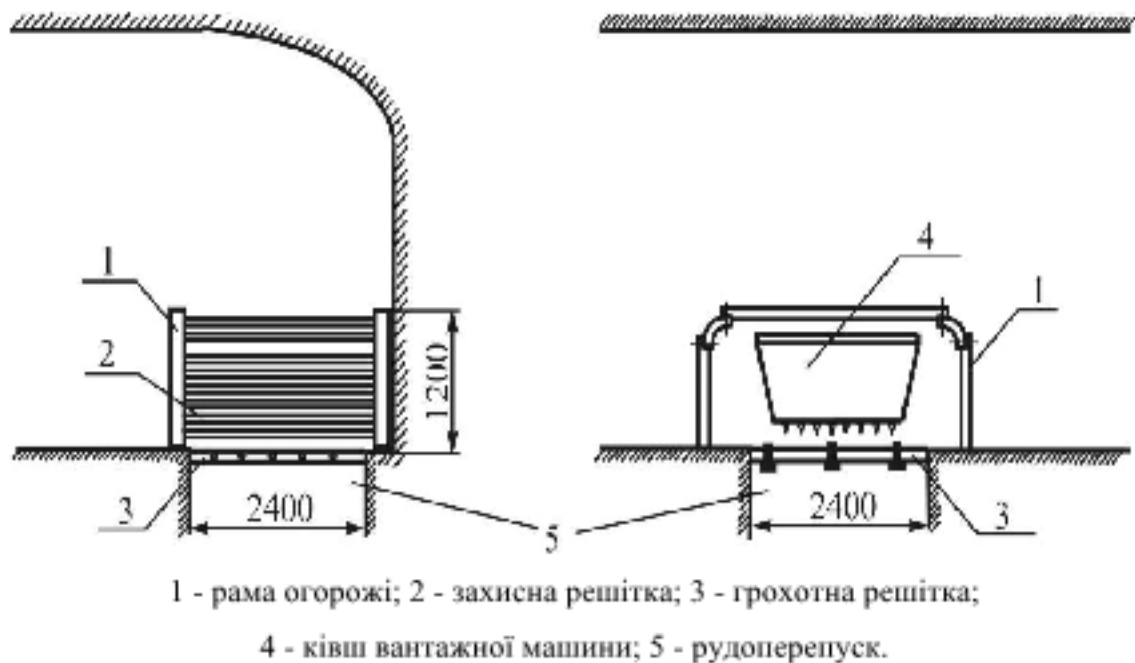


Рисунок 2.9 – Огорожа рудоперепускного підняткового

#### Технічна характеристика:

Габаритні розміри огорожі, мм	1200x3000x3000
Площа поперечного перерізу прохідного отвору, м <sup>2</sup>	3,2
Форма прохідного отвору	П-образна
Маса комплекту, кг, не більше	400

3) При випуску руди не допускати, щоб випускні отвори залишалися відкритими;

4) У разі, якщо доводиться вести відбойку камерних запасів або оброблення траншей виробляти на незаповнені отвори, то у випускних отворів повинні

споруджуватися запобіжні дерев'яні клітки з шпального бруса, круглого лісу і т.п. скріпленого між собою будівельними скобами, розкріплюватись в покрівлі і при необхідності засипати гірською масою;

5) Вібрустановки, що потрапляють в контури відпрацьовуємої камери на вищележачому горизонті (в покрівлі камери), перед початком відпрацювання необхідно демонтувати.

2. Заходи безпеки при експлуатації гірничих, транспортних машин і установок наступні:

1) Роботи з випуску руди з виробництвом вторинного дроблення вести відповідно до інструкції на ведення вибухових робіт з розбирання негабариту і ліквідації зависань рудної маси в випускних дучках і перепускних підняттявих;

2) На підходах до очисних вибоїв встановлюються звукові сирени для подачі сигналів при виробництві вибухових робіт і виставляються пости охорони;

3) При підриванні зарядів в камері при випуску руди (розбивка негабаритів і зависань) в ортах і інших виробках над відкатувальним горизонтом, люки, що виходять на відкатних виробках, повинні бути попередньо заповнені рудою не менше ніж на 3 м від люка ПрАТвора або випускного вікна ВВДР;

4) При проїзді електровозним потягом вентиляційних перемичок супроводжуючий повинен знаходитися попереду потягу, а машиніст електровоза перед проїздом перемички подати звуковий сигнал, що позначає рух «вперед», при відсутності супроводу машиніст перед проїздом зобов'язаний переконатися у відсутності за перемичкою людей і, подаючи сигнал, проїхати її;

5) З обох сторін вентиляційних перемичок повинні бути встановлені сигнали у вигляді світних написів «Бережіться електровоза»;

6) Під час навантаження рудної маси виключити перебування сторонніх осіб на маршруті руху;

7) Проведення вступних і повторних інструктажів з ТБ.

3. Безпека вибухових робіт. Вибухові роботи ведуться на проходці в кінці зміни (за графіком), при вторинному дробленні - при необхідності, 1 раз в тиждень масовий вибух (в суботу). Тип вибухових речовин: амоніт №6ЖВ і зерногрануліт

79/21В, А-6; тип засобів підривання - ДШ, ЗОШ, ЕДКЗ, КД, ЕЗОШ - М, ЗП - Б.

4. Електробезпека. Захист людей від ураження струмом здійснюється шляхом застосування загальношахтного захисного заземлення, а в мережах до 1000В - також реле витоку з автоматичним відключенням пошкодженої мережі. Відстань (крок) підвіски кабелю приймати не більш 3 м, а між кабелями не більше 5 см, при цьому підвіску здійснювати на висоті, що виключає можливість пошкодження його транспортними засобами. При роботі поблизу тролей, а також при зарядці ВР в зарядну машину тролів слід відключити і вивішувати знак з написом «Не включати працюють люди» і ін.

5. Заходи щодо попередження обводнення відбитої руди при її випуску:

- 1) Рудний масив, який підлягає відбійці і випуску, повинен бути осушений;
- 2) Не допускати випадків штучного замочування відбитої руди технічною водою, яка застосовується на руднику, або водою з водовідливних канавок;
- 3) При наявності мокрої руди в камері, випуск робити із застосуванням дистанційного управління засобами завантаження (ПШВ-6) за спеціальним проектом, розробленим на руднику.

**Заходи пожежної безпеки**

Проектом передбачаються наступні заходи:

- обладнується пересувний аварійний склад протипожежних матеріалів;
- вантажно-доставочні машини обладнуються електрозахистом, сухими вуглекислотними або порошковими вогнегасниками;
- монтується мережа протипожежних трубопроводів води з гайками Богданова;
- в очисних вибоях, де ведуться вибухові роботи по вторинному дробленню, обов'язкова наявність ящика для ВМ і ящика для піску (об'ємом 0,2 м<sup>3</sup>, лопати);

При пожежі, згідно ПЛА, персоналу необхідно: повідомити про пожежу гірничого майстра, спробувати загасити її засобами первинного пожежогасіння, якщо це не можливо, вирушити в найближчий КАВС (при необхідності включившись в саморятівник), звідки повідомити гірничому диспетчеру про пожежу (причину пожежі, горизонт, № орта), своє прізвище, горизонт і номер

КАВС. Камери аварійного повітропостачання є тупикові виробки  $2,5 \times 3$  м, довжиною 5 м і забезпечується повітрям від повітряного става шахти.

## 2.8 Розрахунок собівартості 1т видобутку руди

### Розрахунок норм виробок

Розрахунок норм виробок по процесах, пов'язаних з буропідривними роботами здійснюємо згідно [16].

1. Визначаємо змінну експлуатаційну норму виробітку на буріння свердловин буровою установкою "Simba":

$$H_{\text{бур}} = \frac{(T - T_{nz} - T_{pm} - T_o)}{(t_o + t_e) \cdot \left(1 + \frac{f}{100}\right)}, \text{ м/3М} \quad (2.59)$$

де  $T = 432$  - встановлена тривалість зміни, хв;

$T_{nz} = 42,1$  - норматив часу на підготовчо-заклучні операції, хв;

$T_{pm} = 18,6$  - час регламентованих перерв, хв;

$T_o = 85$  - норматив часу на обслуговування робочого місця, хв;

$t_o = 1,341$  - витрати основного часу на буріння 1 м свердловини, хв/м, табл.14.7 [16];

$t_e$  - час на виконання допоміжних операцій, що припадає на 1 м свердловини:

$$t_e = P \cdot (0,5 \cdot t_1 \cdot H + t_2) + \frac{t_3}{h} + \frac{t_4}{H} \text{ хв}, \quad (2.60)$$

де  $P = 0,008$  - число спусків і підйомів бурового інструменту, необхідних для заміни затуплених коронок при бурінні 1 м свердловини;

$t_1 = 0,075$  - час спуску і підйому бурових штанг, що припадає на 1 м свердловини, хв;

$H$  - середня глибина свердловин, м,

$$H = \frac{\sum L_{\text{сва}}}{\sum N_{\text{сва}}}, \text{ м} \quad (2.61)$$

Середня довжина свердловин при розбурюванні камери 14м.

$t_2 = 1,94$  - час заміни коронки, хв;

$t_3 = 2,1$  - час нарощування однієї штанги, хв;

$h = 1,22$  - довжина штанги, м;

$t_4 = 1,47$  - час на перехід до буріння чергової свердловини з забурюванням (за даними хронометражних спостережень), хв;

$$H = \frac{32535}{2196} = 14,8 \text{ м.}$$

Час виконання допоміжних операцій:

$$t_g = 0,008 \cdot (0,5 \cdot 0,075 \cdot 14,8 + 1,94) + \frac{2,1}{1,22} + \frac{1,47}{14,8} = 1,84 \text{ хв.}$$

$(1 + \frac{f}{100})$  - коефіцієнт, що враховує час періодичного відпочинку протягом зміни в залежності від міцності порід.

Змінна експлуатаційна норма вироблення на буріння свердловин:

$$H_{бур} = \frac{(432 - 421 - 186 - 85)}{(1,744 + 1,84) \cdot \left(1 + \frac{7}{100}\right)} = 85,5 \text{ м/зм.}$$

2. Визначаємо час на буріння свердловин:

$$T_{бур} = \frac{\Sigma L_{сва}}{n_{см} \cdot H_{бур}}, \text{ діб} \quad (2.62)$$

де  $n_{см} = 3$  - кількість робочих змін на добу відповідно до режиму підприємства;

$$T_{бур} = \frac{32535}{941} = 34,57 \approx 346 \text{ люд.-зм.} = 115 \text{ діб};$$

3. Визначаємо змінну норму виробітку на доставку вибухової речовини і завантаження бункера зарядної машини [16]:

$$H_{сдз} = \frac{(T - T_{пз} - T_{пн})}{(t_d + t_p) \cdot K_o}, \text{ т/зм} \quad (2.63)$$

де  $T_{пз} = 20$  - норматив часу на підготовчо-заклучні операції, хв;

$T_{пн} = 10$  - норматив часу на особисті потреби, хв;

$t_d$  - час на доставку мішків, люд.-хв./т,

$$t_d = \frac{L}{15} = 50 \text{ люд.-хв./т,} \quad (2.64)$$

де  $L = 750$  - відстань доставки, м;

$t_p = 40$  - час на розпакування мішків і засипку вибухової речовини в бункер зарядної машини, люд.-хв./т;

$k_0 = 1,27$  - коефіцієнт, що враховує час періодичного відпочинку протягом зміни;

$$H_{\partial 3} = \frac{(432 - 20 - 10)}{(50 + 40) \cdot 1,27} = 3,52 \text{ Т/ЗМ}$$

4. Визначаємо витрати часу на доставку і завантаження вибухової речовини:

$$T_{\partial 2} = \frac{Q_i}{H_{\partial 3}}, \text{ люд.-зм.} \quad (2.65)$$

$$T_{\partial 2} = \frac{218632}{3,87} = 56,5 \text{ чел.-см.} = 19 \text{ діб,}$$

5. Визначаємо норму виробітку на заряджання свердловин [16]:

$$H_s = \frac{T - T_{nz} - T_{zn}}{(t_{\text{ввб}} + t_{\text{ввб}} + t_{\text{взм}} + t_3) \cdot k_0 \cdot k_c}, \text{ кг/ЗМ} \quad (2.66)$$

Зарядка свердловин проводиться зарядною машиною МТЗ-3 ланкою з 3 чоловік. Введення патронів-бойовиків проводиться вручну.

де  $T_{nz} = 25$  - норматив часу на підготовчо-заклучні операції при заряджанні свердловин пневмозарядниками, хв;

$T_{zn} = 10$  - норматив часу на особисті потреби, хв;

$t_{\text{ввб}}$  - час виготовлення патронів-бойовиків, що припадає на 1 кг ВВ, хв;

$t_{\text{ввб}}$  - час введення патронів-бойовиків в свердловину, що припадає на 1 кг вибухової речовини, хв;

$t_{\text{взм}}$  - час введення зарядного трубопроводу в свердловину, що припадає на 1 кг вибухової речовини, хв;

$t_3 = 0,0075$  - час заряджання 1 кг ВВ зарядною установкою, хв;

$k_0 = 1,1$  - коефіцієнт, що враховує час періодичного відпочинку протягом зміни;

$k_c = 0,9$  - коефіцієнт, що враховує суміщення операцій безпосередньо по заряджання, виготовлення патронів-бойовиків і подачу їх в свердловину;

$$H_{s2} = \frac{432 - 25 - 10}{(0,015 + 0,004 + 0,026 + 0,0075) \cdot 1,1 \cdot 0,9} = 7638 \text{ кг/ЗМ,}$$

6. Визначаємо витрати часу на зарядку свердловин, люд.-зм:



$$T_{зар} = \frac{Q_{ВВ}}{H_{вир}} \text{ люд.-зм}, \quad (2.67)$$

$$T_{зар2} = \frac{218632}{8402} = 26 \text{ люд.-зм} = 9 \text{ діб}$$

Отримані результати розрахунку зводимо в таблицю 2.9.

Таблиця 2.9 - Технічні показники комплексу БПР

Найменування показника	Значення
Норма вироблення на буріння свердловин, м/зм	81,8
Норма вироблення на заряджання свердловин, кг/зм	7638
Витрати часу на буріння свердловин, днів	115
Витрати часу на зарядку камери, люд.-зм	26

### Розрахунок витрати матеріалів і енергії

1. Визначаємо питому витрату електроенергії:

$$q_{эл.зм} = \frac{Q_{эл.зм}}{B}, \text{ кВт}\cdot\text{год/т} \quad (2.68)$$

де  $Q_{эл.зм}$  - витрата електроенергії на буріння свердловин установкою "Simba", кВт·год;

$$Q_{эл.зм} = N_{simba} \cdot T_{бур} \cdot T_{см} \cdot k_{исп}, \text{ кВт}\cdot\text{год} \quad (2.69)$$

де  $N_{simba} = 55$  - потужність двигуна установки "Simba", кВт;

$k_{исп} = 0,66$  - коефіцієнт використання установки в часі;

$$Q_{эл.зм} = 55 \cdot 346 \cdot 7,2 \cdot 0,66 = 90431 \text{ кВт}\cdot\text{год.}$$

$$q_{эл.зм} = \frac{90431}{508446} = 0,18 \text{ кВт}\cdot\text{год/т.}$$

2. Визначаємо питому витрату ЕД, од/т:

$$q_{эдт} = \frac{Q_{эдт}}{B}, \text{ од/т} \quad (2.70)$$

$$Q_{эдт} = \sum N_{кспт} \cdot n_{эд} \cdot 1,1, \quad (2.71)$$

де  $Q_{эд}$  - загальна витрата електродетонаторів, од.;

$n_{\text{од}} = 1$  - кількість електродетонаторів СІН в свердловині, що заряджається, шт.;

$$Q_{\text{од}} = 2196 \cdot 2 \cdot 1,1 = 4831 \text{ шт.},$$

$$q_{\text{од}} = \frac{4831}{508446} = 0,01 \text{ шт./т},$$

3. Визначаємо питому витрату детонуючого шнура, м/т:

$$q_{\text{дш}} = \frac{Q_{\text{дш}}}{B}, \quad (2.72)$$

де  $Q_{\text{дш}}$  - загальна витрата детонуючого шнура, м,

$$Q_{\text{дш}} = \sum L_{\text{шт}} (1 - K_{\text{ш}}) + 2 \sum N_{\text{шт}}, \quad (2.73)$$

$$Q_{\text{дш}} = 32535 \cdot (1 - 0,75) + 2 \cdot 2196 = 12526 \text{ м},$$

$$q_{\text{дш}} = \frac{12526}{508446} = 0,025 \text{ м/т},$$

### Розрахунок техніко-економічних показників

1. Собівартість відбійки руди при очисній виїмці складається з наступних показників:

$$C_{\text{БВР}} = C_{\text{Б}} + C_{\text{ВВ}}, \quad (2.74)$$

де  $C_{\text{Б}}$  - витрати по бурінню глибоких свердловин, грн/т;

$C_{\text{ВВ}}$  - витрати вибухових речовин і заряджання свердловин, грн/т.

1. Визначаємо питому собівартість буріння свердловин:

$$C_{\text{Б}} = C_{\text{м.з}} + Z_{\text{б}} + A, \quad (2.75)$$

де  $C_{\text{м.з}}$  - питома вартість матеріалів і енергії по бурінню, грн/т;

$Z_{\text{б}}$  - питома зарплата бурильника, грн/т;

$A$  - витрати на амортизацію, грн/т;

$$C_{\text{м.з}} = q_{\text{бк}} \cdot Ц_{\text{бк}} + q_{\text{бс}} \cdot Ц_{\text{бс}} + q_{\text{р}} \cdot Ц_{\text{р}}, \quad (2.76)$$

де  $q_{\text{бк}}$ ,  $q_{\text{бс}}$ ,  $q_{\text{р}}$  - відповідно питома витрата окремого виду матеріалу і енергії, од./т;

$Ц_{\text{бк}}$ ,  $Ц_{\text{бс}}$ ,  $Ц_{\text{р}}$  - відповідно планова ціна одиниці окремого виду матеріалу (бурові коронки, бурова сталь) і енергії, грн./од.;

$$C_{\text{м.з}} = 0,000014 \cdot 1224,09 + 0,000042 \cdot 2368,49 + 0,18 \cdot 0,3022 = 1,7 \text{ грн/т},$$

$$Z_6 = 1,403 \cdot 1,35 \cdot Z_{cm} T_6 / B, \quad (2.77)$$

де 1,403 - коефіцієнт, що враховує нарахування на соц.страх (40,3 %);

$T_6$  - час на буріння свердловин, зм;

1,35 - коефіцієнт, що враховує додаткову зарплату (35%);

$Z_{cm} = 133,95$  - повна змінна зарплата бурильника, грн.

$$Z_6 = 1,403 \cdot 1,35 \cdot 133,95 \cdot 346 / 508446 = 1,17 \text{ грн/т;}$$

$$A = \frac{C_{oi} \cdot N_a \cdot T_i}{100 \cdot B}, \quad (2.78)$$

де  $C_{oi}$  - початкова вартість обладнання, грн;

$N_a = 24$  - річна норма амортизації заданого обладнання, %;

$T_i$  - термін служби даного виду обладнання (згідно часу виконання робіт), років;

$$T_i = \frac{T_{бурі}}{T_{р.еж}}, \quad (2.79)$$

де  $T_{р.еж}$  - річне число робочих днів підприємства;

$$T_{р.еж} = T_{кал} - T_в - T_{пр} = 251 \text{ діб} \quad (2.80)$$

$T_{кал} = 365$  - календарна кількість днів;

$T_в = 104$  - кількість вихідних днів;

$T_{пр} = 10$  - кількість святкових і неробочих днів в році;

$$T = \frac{115}{251} = 0,46 \text{ года,}$$

$$A = \frac{3506942 \cdot 24 \cdot 0,46}{100 \cdot 508446} = 7,6 \text{ грн/т,}$$

$$C_B = 1,7 + 1,7 + 7,6 = 11,0 \text{ грн/т,}$$

2. Визначасмо питомі витрати на ВМ і заряджання свердловин:

$$C_{вмі} = C_{вм} + Z_{сзр} + A, \text{ грн/т} \quad (2.81)$$

де  $C_{вмі}$  - питомі витрати на ВМ і енергію, грн/т;

$Z_{сзр}$  - питома зарплата ланки підрильників, грн/т;

$$C_{вм} = q_{вв} \cdot C_{вв} + q_{р\delta} \cdot C_{р\delta} + q_{мп} \cdot C_{мп} + q_{дш} \cdot C_{дш} + q_{сж.в} \cdot C_{сж.в}, \quad (2.82)$$

де  $q_{вв}$ ,  $q_{р\delta}$ ,  $q_{мп}$ ,  $q_{дш}$ ,  $q_{сж.в}$  - відповідно питома витрата окремих ВМ (ВР, ЕД, МП, ДШ) і енергії (стиснене повітря), од./т ;

$C_{\text{вп}}, C_{\text{эд}}, C_{\text{мп}}, C_{\text{дш}}, C_{\text{см.в}}$  – відповідно планова ціна одиниці окремого виду ВМ (ВР, ЕД, МП, ДШ) і енергії (стиснене повітря), грн/од.;

$$C_{\text{вм}} = 0,429 \cdot 3,5 + 0,01 \cdot 5,92 + 0,065 \cdot 0,49 + 0,025 \cdot 1,82 + 0,06 \cdot 0,25 = 16,5 \text{ грн/т,}$$

$$Z_{\text{ср}} = \frac{1,403 \cdot 1,35 \cdot 3_{\text{см}} \cdot T_{\text{зар}} \cdot n}{B}, \quad (2.83)$$

де  $T_{\text{зар}}$  - час на заряджання камери, змін;

$3_{\text{см}} = 730,1$  - повна змінна зарплата підривника, грн.;

$n = 3$  - кількість підривників в ланці, чел.

$$Z_{\text{ср}} = \frac{1,403 \cdot 1,35 \cdot 130,1 \cdot 28 \cdot 3}{508446} = 0,4 \text{ грн/т,}$$

$$T = \frac{28}{251} = 0,11 \text{ года,}$$

$$A = \frac{190258 \cdot 24 \cdot 0,11}{100 \cdot 508446} = 0,1 \text{ грн/т,}$$

3. Визначаємо собівартість БПР:

$$C_{\text{бпр}} = 31,1 \text{ грн/т,}$$

## 2.9 Висновки

В роботі були виконані розрахунки і обґрунтування параметрів буропідривних робіт в умовах поверху 840-940м ПрАТ «Запорізький ЗРК».

Проведені розрахунки електровозної відкатки, розрахована вентиляція шахти при введенні камери в експлуатацію, наведені заходи з техніки безпеки, протипожежної безпеки та виробничої санітарії.

З економічних розрахунків видно, що розрахункова собівартість відпрацювання експлуатаційної камери при бурінні віялов свердловин сучасними буровими установками Simba M4 становить 31,1 грн/т.

## Висновки

Дипломний проект присвячений питанням інтенсифікації виробництва за рахунок застосування обладнання нового технічного рівня.

У першому розділі викладено місце розташування підприємства, описана його географія та адміністративне підпорядкування, гірничо-геологічна характеристика, що включає опис будови масиву і його тектоніку, розкриття шахтного поля, його підготовку і систему розробки, приведено обладнання, що застосовується на підприємстві. Зроблено аналіз виробничої ситуації на підприємстві.

Другий розділ присвячений питанням пріоритетного напрямку вирішення технологічного завдання, в цій частині описується сама задача і можливі способи її вирішення. Проведено обґрунтування технологічних і технічних рішень. Представлена технічна характеристика застосовуваного в проекті обладнання, а також технологія його використання. У табличній формі наведено гірничотехнічні показники дільниці. Робота на дільниці організовується в три зміни тривалістю по 7 годин кожна. У пункті «Технологічна схема транспорту» проводяться розрахунки електровозного транспорту, що перевозить відбиту руду при проведенні підримних робіт в камері. У розділі «Вентиляція шахти» наведені розрахунки кількості необхідного повітря для провітрювання рудного блоку. В розділі «Охорона праці» виконаний аналіз шкідливих і небезпечних факторів, інженерно-технічні заходи і протипожежна безпека на шахті.

Дипломний проект присвячений дослідженню застосування бурового обладнання нового технічного рівня, яке дозволить підвищити швидкість проведення експлуатаційних свердловин і відпрацьовувати камеру з розрахунковою собівартістю 31,1 грн/т.

### Перелік посилань

1. Внедрение смесительно-зарядной и доставочной техники для эмульсионного взрывчатого вещества «украинит» на горнодобывающих предприятиях Украины / Зубко С.А., Русских В.В., Яворский А.В., Яворская Е.А. // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. — Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2013. — Вип. 111. — С. 37-48.
2. Исследование геомеханических процессов при отработке междукамерных целиков высотой в два этажа / В. Русских, С. Зубко, И. Карана, А. Яворский // Розробка родовищ. - 2013. - № 2013. - С. 247-254.
3. С.Г.Борисенко. Технология подземной разработки рудных месторождений. – К., Вища школа. Головне видавництво, 1987. – 262с.
4. Мартынов В.К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений. – К. –Д.: Вища школа. Головне видавництво, 1987. – 215 с
5. Гірниче обладнання для підземної розробки рудних родовищ: Хоменко О.Е., Кононенко М.М., Мальцев Д.В., Днепропетровск, НГУ 2010. – 310с .
6. Технично-економічне обґрунтування застосування нових технологій з використанням самоходного імпортного обладнання на ЗЖРК. К.: Укр НИИ проект, 1994.
7. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. – М.: Недра, 1977. – 223 с.
8. Единые правила безопасности при взрывных работах. – Киев, НИГРИ, 1992.
9. Матеріали методичного забезпечення «Проектування рудних шахт» Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Мальцев Д.В. - Д.: Национальный горный университет, 2012 – 56с.
10. Кваліфікаційні роботи випускників. «Загальні вимоги до дипломних проектів і дипломних робіт», О.В. Салов, О.М. Кузьменко, В.І. Прокопенко, НГУ 2004 – 52с.

11. Методические указания к практическим занятиям по предмету «Процессы при подземной разработке рудных месторождений». - Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Мальцев Д.В. - Д.: Национальный горный университет, 2011.

12. Методические указания к выполнению курсового проекта по предмету «Технологии подземной разработки рудных месторождений». - Хоменко О.Е., Кононенко М.Н. - Д.: Национальный горный университет, 2012.

14. Програма та методичні рекомендації до виконання кваліфікаційної роботи бакалавра спеціальності 184 Гірництво (освітньо-професійна програма «Гірництво», блок 1 «Підземна розробка родовищ» та блок 2 «Інжиніринг гірництва»), Фомичов В.В., Почепов В.М., Мамайкін О.Р., Лапко В.В. 2019 – 24с.

15. Методические указания к расчету параметров буровзрывных работ. / Сост. Ю.П. Капленко, В.А. Корж. – Кривой Рог: КГРИ, - 1989. – 20 с.

16. Тимчасова інструкція з визначення параметрів очисної виїмки при системах з твердіючою закладкою на Запорізькому ЗРК і Кривбасі. – ДНДГРІ, 2002р.