

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

ФАКУЛЬТЕТ БУДІВНИЦТВА

Кафедра будівництва, геотехніки і геомеханіки

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
кваліфікаційної роботи ступеня бакалавр

студента Собко Михайла Андрійовича
(ПІБ)
академічної групи 184-18зск-1 ФБ
(шифр)
спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)
за освітньо-професійною програмою Будівельні геотехнології та геомеханіка
(офіційна назва)
на тему «Проект спорудження підготовчих виробок для умов ш. «Прохідницька» ПрАТ "Запорізький ЗРК"»
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Халимендик О.В.	85	добре	
розділів:				
1. Основні положення проекту будівництва	Халимендик О.В.	85	добре	
2. Проект спорудження об'єкту	Халимендик О.В.	85	добре	
3. Охорона праці та промислова безпека	Радчук Д.І			
4. Техніко-економічні показники	Вигодін М.О.	75	добре	
Рецензент	Бабець Д.В.	75	добре	
Нормоконтролер	Кулівар В.В.	80	добре	

Дніпро
2021

ЗАТВЕРДЖЕНО:
завідувач кафедри
будівництва, геотехніки і геомеханіки

_____ Гапєєв С.М.
(підпис) (прізвище, ініціали)

«04» травня 2021 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу
ступеня бакалавр

студенту Собко Михайлу Андрійовичу академічної групи 184-18зск-1 ФБ
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво

за освітньо-професійною програмою Будівельні геотехнології та геомеханіка
(офіційна назва)

на тему «Проект спорудження підготовчих виробок для умов ш. Прохідницька
ПрАТ "ЗРК"»

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від 30.04.2021 р. №244-с

Розділ	Зміст	Термін виконання
1. Основні положення проекту будівництва	Геолого-промислова характеристика родовища. Розкриття та підготовка поля. Загальні гірничотехнічні характеристики	04.05-14.25.2021
2. Проект спорудження об'єкту	Технологія і організація будівництва. Паспорта проведення та кріплення. Склад та об'єми робіт для розробки ПКД.	15.05-24.05.2021
3. Охорона праці та промислова безпека	Аналіз основних аспектів охорони праці та промислової безпеки.	25.05-04.06.2021
4. Техніко-економічні показники	Проектно-кошторисна документація; основні техніко-економічні показники.	05.06-20.06.2021

Завдання видано _____
(підпис керівника)

О.В. Халимендик
(прізвище, ініціали)

Дата видачі: 04.05.2021 р

Дата подання до екзаменаційної комісії: 25.06.2021 р.

Прийнято до виконання _____
(підпис студента)

М.А. Собко
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота: 89 с., 15 табл., 16 Рисунок , 4 дод., 17 джерел.

БУРО-ВИБУХОВІ РОБОТИ, ГІРНИЧА ВИРОБКА, ЗАЛІЗНА РУДА, КРІПЛЕННЯ

Об'єкт роботи – підготовча гірничча виробка – орт 12пн.

Мета роботи – розробити проєкт спорудження підготовчих виробок для умов ш. Прохідницька ПрАТ "ЗЗРК.

Методи та інструментарій – Згідно ДБН А.2.2-3-2014, ДБН А.3.1-5-2016, ДСТУ Б Д.1.1-1:2013, ДСТУ Б Д.2.2-35:2012. Графічна частина виконана за допомогою програми AutoCAD.

Отримані результати і новизна – дана загальна характеристика родовища, гірничо-геологічним і гірничотехнічним умовам; розраховано параметри буро-вибухової технології при проведенні підготовчих виробок; розроблено паспорт проведення і кріплення гірничої виробки; розраховано основні техніко-економічні показники; пророблено питання охорони праці та технологічної безпеки.

Взаємозв'язок з іншими роботами – продовження інноваційної діяльності кафедри будівництва, геотехніки і геомеханіки НТУ «Дніпровська політехніка» в сфері гірництва.

Інформація щодо умов розповсюдження результатів роботи – згідно п. 2.4.2 «Положення про організацію атестації здобувачів вищої освіти НТУ «Дніпровська політехніка» – дана робота містить інформацію з обмеженим доступом, оприлюднення даної кваліфікаційної роботи, має здійснюватися у відповідності до вимог чинного законодавства.

ABSTRACT

Qualifying work: 89 pp., 15 tables, 16 Figure, 4 supplement, 17 sources.

DRILLING AND BLASTING, MINING, IRON ORE, FASTENERS

Object of work - preparatory mining - ort 12pn.

The purpose of the work - to develop a project for the construction of preparatory workings for the conditions of w. Prokhodnytska PJSC "ZZRK.

Methods and tools - According to DBN A.2.2-3-2014, DBN A.3.1-5-2016, DSTU B D.1.1-1: 2013, DSTU B D.2.2-35: 2012. The graphic part is made using AutoCAD.

The obtained results and novelty - the general characteristic of a deposit, mining-geological and mining conditions is given; the parameters of drilling and blasting technology during the preparatory workings are calculated; the passport of carrying out and fastening of mining is developed; the main technical and economic indicators are calculated; the issues of labor protection and technological safety have been worked out.

Relationship with other works - continuation of innovative activity of the Department of Construction, Geotechnics and Geomechanics of Dnipro University of Technology in the field of mining.

Information on the conditions of dissemination of results – according to paragraph 2.4.2 "Regulations on the organization of certification of higher education Dnipro University of Technology - this work contains information with limited access, publication of this qualification work, must be carried out in accordance with applicable law.

ЗМІСТ

ВСТУП	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	11
1.1 Геолого-промислова характеристика родовища.....	11
1.2 Розкриття родовища.....	13
1.3 Підготовка поверху	18
1.4 Вживані системи розробки на підприємстві	19
1.5 Транспортування гірничої маси	21
1.6 Вентиляція шахти.....	22
2 ПРОЄКТ СПОРУДЖЕННЯ ОБ'ЄКТУ	29
2.1 Вибір форми і визначення поперечного перетину виробки у світлі	29
2.2 Визначення ширини виробки у світлі	29
2.3 Визначення висоти виробки.....	30
2.4 Визначення площі поперечного перетину виробки у світлі.....	30
2.5 Вибір типу кріплення, розрахунок і складання паспорту кріплення	31
2.6 Визначення площі поперечного перетину виробки начорно	40
2.7 Розрахунок та складання паспорту БВР	41
2.9 Техніко-економічні показники БВР	49
2.10 Розрахунок провітрювання виробки	50
2.11 Організація прохідницьких робіт	56
2.12 Техніка безпеки при виконанні прохідницьких робіт.....	63
2.13 Річний і добовий режим роботи діляниці.....	64
2.14 Графік виходів робітників.....	67
2.15 Техніко-економічні показники проходки.....	68
3 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ПРОМИСЛОВА БЕЗПЕКА	69
3.1 Загальні положення.....	69
3.2 Заходи по охороні праці при проходці	69
3.3 Боротьба з пилом і газами	72
3.4 План ліквідації аварії на ділянці.....	73

	6
4 ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ	76
4.1 Визначення змінної заробітної плати робітників	76
4.2 Розрахунок фонду заробітної плати робітників.....	77
4.3 Розрахунок вартості матеріалів та енергії.....	78
4.4 Розрахунок амортизаційних відрахувань на проходку вибою	79
4.5 Розрахунок собівартості 1 тони руди по вибою	80
4.6 Техніко-економічні показники відробки камери.....	81
ВИСНОВКИ.....	84
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ ТА ДОВІДКОВОЇ ЛІТЕРАТУРИ	85

ВСТУП

Україна - одна з найбагатших країн світу за запасами залізної руди. У вітчизняних гірників є всі можливості, в тому числі величезний потенціал інженерно-технічного персоналу, щоб у повному обсязі забезпечити потреби металургів.

За останні роки техніка і технологія гірського виробництва зазнали великі зміни. При підземній здобичі на прохідницьких і очисних роботах набуло нового поширення високопродуктивне, малошумне бурове, навантажувальна доставка і допоміжне устаткування, зроблене зарубіжними підприємствами. При прибиранні породи використовуються самохідні навантажувально-транспортні машини і комплекси на пневмошиному ходу вітчизняного і зарубіжного виробництва. Для буріння шпурів, при проведенні горизонтальних виробок, широке застосування знайшли самохідні бурові установки на пневмошиному ходу з пневматичним і дизельним приводом. На магістральному транспорті в копальнях впроваджені потужні локомотиви, великовантажні вагонетки місткістю 15м³, високопродуктивний конвеєрний транспорт, самохідні транспортні машини, дистанційне і автоматичне керування роботою комплексів системи СЦБ, диспетчеризація.

Широко впроваджуються засоби механізації допоміжних робіт: укладання рейкових шляхів, очищення і ремонту відкотних виробок, ремонту машин і механізмів.

Впровадження нової техніки і технологічних схем, проведення підготовчих виробок вже зараз дозволяє мати в одному вибої стійку швидкість проходки: близько 150÷200 м/міс., особливо при самохідному прохідницькому устаткуванні.

У зв'язку з впровадженням потужних вибійних механізмів, засобів автоматизації і телемеханіки міняється вигляд самих шахт, змінюються системи розробки і створюються нові їх варіанти, відбувається концентрація гірських робіт, інтенсифікація виїмки шахтних полів. Так значно

розширилося застосування систем розробок із закладкою виробленого простору при скороченні долі систем шарового обвалення, з кріпленням очисного простору і магазинування руди.

Для повнішого і комплексного витягання корисних компонентів з руд, забезпечення рентабельної розробки бідних і складних родовищ розвиваються нові гірничотехнічні методи видобутку корисних копалин. При веденні гірських робіт велика увага приділяється облиште витягання корисних копалини в процесі здобичі, збільшенню якості (скорочення розубожування) руд, що добуваються.

У сучасних умовах упор робиться на проектування, будівництво і експлуатацію підприємств високого технологічного і організаційного рівня і відповідну рекомендацію діючих шахт, що забезпечує значно вищий рівень технологічних показників роботи.

За час роботи комбінату (49 років) гірничі роботи опустилися більше ніж на 800 метрів, з 340 до 1156 м (проводиться відвантаження породи з пороперепуску). В даний час для забезпечення нормальної роботи комбінату з видобутку готується до розтину поверх 1040м. Слід зазначити, що зі збільшенням глибини розробки ускладнюються умови відпрацювання рудних тіл за рахунок зниження стійкості порід висячого і лежачого боків, а також оголення руди в очисних камерах, зростає температура порід. Досить сказати, що температура порід на тільки на гор. 840м становить $+30^{\circ}$, що вимагає технічних рішень щодо поліпшення вентиляції робочих місць і доведення температури в вибіях до санітарних норм ($+24^{\circ}$).

В даний час гірники комбінату за рахунок застосування високопродуктивної гірничої техніки при проходці гірничих виробок для розкриття нових горизонтів та підготовки до відпрацювання очисних камер, навіть при скороченні рудних площ, вважають за можливе видобуток в межах 4,5-4,65 млн. т. руди на рік. Розрахунки показують, що при таких обсягах виробництва запасів руди до глибини 1200 м на Південно-Білозерському родовищі вистачить ще на 25-30 років. Однак стан стволів

центральної групи і їх армування не дозволяє впевнено заявити, що в ці 25-30 років не будуть потрібні значні ремонтні роботи по відновленню кріплення стволів (вузлів піддатливості кріплення) і заміни армування, які будуть пов'язані зі значним скороченням можливості шахтних підйомів і видобутку руди.

Інститутом «УкрНІПроект» ще в 80-х роках минулого століття було розроблено ТОВ доцільності спільного відпрацювання багатих руд Південно-Білозерського і Переверзевського родовищ.

Виконуючи проект розтину на гор.740, 840м через великий обсяг робіт щодо розкриття та відсутності достатніх запасів вище гор.640м, комбінат був змушений вводити в експлуатацію горизонти по черзі: гор.740м у 2000 році, а гор.840м в 2004 році, а гор. 940 м у 2012 році.

Якщо об'єми по розкриттю гор. 1040 м і 1140 м не скоротяться, то швидше за все, комбінат здійснюватиме розкриття гор. 1040 м і 1140 м традиційним способом, здійснюючи в першу чергу роботи по розкриттю гор. 1140 м, а потім гор. 1040 м, як концентраційного.

Необхідність на початок видобутку руди на гор. 940 м виникла вже в 2016 році.

У економічній частині ТОВ вартість робіт по розкриттю нових горизонтів до глибини 1200 м по запропонованому варіанту складає 360 млн. грн. Що ж до витрат коштів, необхідних для розкриття горизонтів Південно-Білозерського родовища і освоєння запасів багаті руди Переверзевського родовища, то вони, можливо, значно знижені.

Як видно з календарного плану погашення запасів руди при спільному відпрацюванням ЮБМ і Переверзевського родовища, комбінат буде забезпечений запасами руди на значний період.

Комбінат, напевно, єдине гірниче підприємство в світі, яке видобуває залізну руду системою із закладкою виробленого простору, залишаючись рентабельним підприємством.

Положення, коли з пониженням гірничих робіт на 100 м, собівартість

здобичі однієї тони руди збільшується на 10%, примушує шукати шляхи зниження собівартості не лише за рахунок підвищення обсягів виробництва. Одним з шляхів зниження собівартості руди є зниження на закладні роботи, які в калькуляції собівартості складають 20-25%. Копальні кольорової металургії за кордоном (Швеція, Ірландія, Канада) в якості закладки досить успішно використовують хвости збагачення.

Між Південно-Білозерським і Переверзевським родовищами руд розташоване родовище магнетитових кварцитів. Там в двох рудних тілах із загальною площею до 100 тис. м² від гор. 340 м до гор. 640 м залягає 122 млн. тон магнетитових кварцитів. А загальні запаси магнетитових кварцитів на цій ділянці складають 226 млн. тон.

Виконання ТЕО інститутом «Кривбаспроект» викликане тим, що в умовах ринкової економіки при відробітку залізної руди із закладкою виробленого простору, не маючи матеріалів для закладки (гранульований шлак, інертні заповнювачі) поблизу промплощадки, комбінат несе великі затрати по перевезенню закладних матеріалів, особливо інертних складових. Матеріалом для закладки, як показують дослідження інституту біологічної хімії, можуть з успіхом служити хвости збагачення магнетитових кварцитів.

Можна припустити, що надалі, у пошуках виходу з положення, підприємства, що створилися, з відкритою розробкою магнетитових кварцитів поступово переходитимуть на підземний відріток магнетитових кварцитів за наявності у металургів попиту на цю сировину.

Виходячи з вище сказаного, концентрат комбінату буде конкурентоздатним, а з урахуванням використання хвостів у закладку при видобутку, як багатих руд, так і кварцитів, приносить комбінату прибуток. При певній технології відрітку магнетитових кварцитів підземним способом, маючи досить великі площі рудних тіл і запаси, підземна здобич кварцитів конкурентоздатна з їх відкритим відрітком.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Геолого-промислова характеристика родовища

Південно-Білозерське залізорудне родовище складається з покладу «Головний» та «Східний».

Поклад «Головний» поширений на всьому родовищі, протяжністю до 2,5 км та має плаstopодібну форму. Найбільша потужність покладу 115 м на південному крилі, на півночі потужність покладу зменшується до 10 м, вона набуває складну будову, виклинюючись на півночі. На півдні поклад обмежений «Прикордонним» скидом. Поклад підсічений на глибині 1 100 м.

Родовище розвідано на глибину в середньому 940 м від денної поверхні. Максимальна глибина розробки рудного покладу складає 1 500 м, поклад має субмеридіональне простягання й круте падіння на схід під кутом $65^{\circ} - 80^{\circ}$.

Кут падіння «Головного» покладу $56^{\circ} - 77^{\circ}$, найчастіше $65^{\circ} - 70^{\circ}$.

Руди, в загальній своїй масі, міцні, кускові з коефіцієнтом міцності 6-10. Залізні руди родовища приурочені до західного крила загальної синклінальної структури залістих кварцитів 150 – 300 м. Лежачий бій родовища представлений кварцево – серецитовими сланцями.

Запаси руди на Південно-Білозерському родовищі оцінені в 287 млн.т з середнім вмістом заліза 62%. Руди відносяться в переважній більшості до мартенівських руд. Інша частина запасів представлена доменними рудами, що не потребують збагачення.

На Запорізькому залізорудному комбінаті добувають чотири сорти руди:

- руда агломераційна, з крупністю шматка 0...20 мм та вмістом заліза 61%;
- руда доменна рядова, з крупністю шматка 0...250 мм та вмістом заліза 54%;

- руда доменна сортована, з крупністю шматка 0...100 мм та змістом заліза 54%;

- руда мартенівська, з крупністю шматка 0...100 мм та змістом заліза 58%.

Бортовий склад заліза в руді 48%.

За зовнішніми ознаками та фізичними властивостями руди відрізняються наступним чином:

1. Мартитові – темно-сірі з синюватим відливом, вельми міцні $f = 14-18$;

2. Дисперсногематит-мартитові – з червоним відтінком, менш міцні $f = 10-14$, міцні $f = 10$, середньої міцності $f = 8$;

3. Мартитдисперсногематитові – буро-червоні, не міцні або рихлі $f < 4$, масивні або шаруваті.

Понад 40% руд мають міцність більше 300 кг/см²; руди середньої міцності більше 100-300 кг/см² складають 55,8% запасів і тільки 3,5% руд відносяться до малої міцності та рихлості. Питома вага руди 4 т/м³.

Південно-Білозерське родовище характеризується вельми складними горно-геологічними умовами залягання. Рудний поклад «Головний» розташовується під потужною товщею (в середньому 350 м) перешаровуючих осадочних порід, що залягають горизонтально, та представлені в основній масі нестійкими різновидами, що по своїм властивостям наближаються до пливунів.

Вся товщина мезокайнозойських осадочних порід та сам руднокристалічний комплекс сильно обводнений. В товщі осадочних порід потужністю 220-250 м є 7 водоносних горизонтів, найбільш багатоводні з них Сарматський та Бучакський, які розділені між собою на два комплекси: нижній та верхній потужною товщею мергелястих глин та мергелей. Основним джерелом обводнення рудних покладів є нижній комплекс водоносних горизонтів, які мають між собою гідравлічний зв'язок.

Бучакський водоносний горизонт складається з різнозернистих пісків

потужністю 15-20 м, гідростатичний натиск 190-200 м, коефіцієнт фільтрації 1-14 м³/добу.

Сарматський водоносний горизонт має потужність в середньому 14 м, від рудних покладів він відділений потужною товщею пластичних водотривких глин.

Перед початком гірничих робіт було виконано осушення та зниження гідростатичного натиску нижнього комплексу водоносних горизонтів шляхом відкачки води за допомогою водознижуючих свердловин, що розташовані на поверхні по контуру шахтного поля та гірничими виробками з бурінням з них дренажно-розвантажувальних свердловин, що безпосередньо осушують рудний масив. Розробка осушених запасів руди родовища здійснюється системою відкритих камер з подальшою закладкою відпрацьованого простору сумішшю, що твердіє.



Рисунок 1.1 – Гірничий відвід ПрАТ «ЗЗРК»

1.2 Розкриття родовища

Білозерський залізорудний район, до складу якого входять Південно-Білозерське, Переверзевське і Північно-Білозерське родовища, витягнутий в субмеридіональному напрямку на 40 км від Каховського водосховища на

півночі до села Веселе на півдні, розташовуючись на території Василівського, Михайлівського та Веселівського районів Запорізької області. Площа району близько 1200 км². В даному районі на базі Південно-Білозерського родовища споруджений Запорізький залізорудний комбінат, що експлуатується з 1970 року.

Розтин рудного тіла Південно-Білозерського родовища здійснено шістьма вертикальними стволами. Три стволи - Вантажний № 1 (ВС-1), Вантажний № 2 (ВС-2) і Допоміжний (ДС), утворюючи центральну групу стволів (ЦГС). Всі три стволи пройдені: ВС-1 до гор. 1140 м, ВС-2 до позначки 950 м, і ДС до позначки 1156 м. Два флангові: Південний вентиляційний (ПдВС) та Північний вентиляційний стволи (ПнВС), Дренажний вентиляційний ствол (ДВС), розташований з висячого боку рудного тіла.

Крім того на руднику є ще 3 сліпих ствола, обладнаних підйомними установками. Сліпий допоміжний ствол в лежачому боці родовища в маркшейдерській осі 2ю використовується для доставки людей в поверхах від гор. 480 м до гор. 840 м, Центральний сліпий ствол гор.400-940м і Сліпий поглиблюючий ствол, розташований в районі ЦГС, використовувався для поглиблення центральної групи стволів в поверсі гор. 480-840 м, в даний момент не експлуатується. З гор. 840 м на гор. 940 м пройдено Ліфтовий підняттевий, введення його в експлуатацію намічене в найближчому майбутньому.

Від Північного і Південного вентиляційних стволів, Північного і Південного сліпих вентиляційних стволів, а також Дренажного ствола, пройдені вентиляційні квершлагги для вихідного струменя повітря. Так від центральної групи стволів до рудного тіла пройдені відкотні квершлагги по горизонтах 400 м, 480 м, 560 м, 640 м, 740 м, 840 м, 940 м і в стадії проходки знаходиться квершлаг гор. 1040 м.

Вентиляційний горизонт 340 м розкритий ухилом, пройденим з гор. 480 м під кутом 26°, висота поверху спочатку була прийнята 80 м, а потім 100м.

Нижні горизонти розкриті за рахунок поглиблення центральної групи стволів (за допомогою сліпого углубочного ствола), Центрального сліпого ствола, а також Північного і Південного вентиляційних стволів.

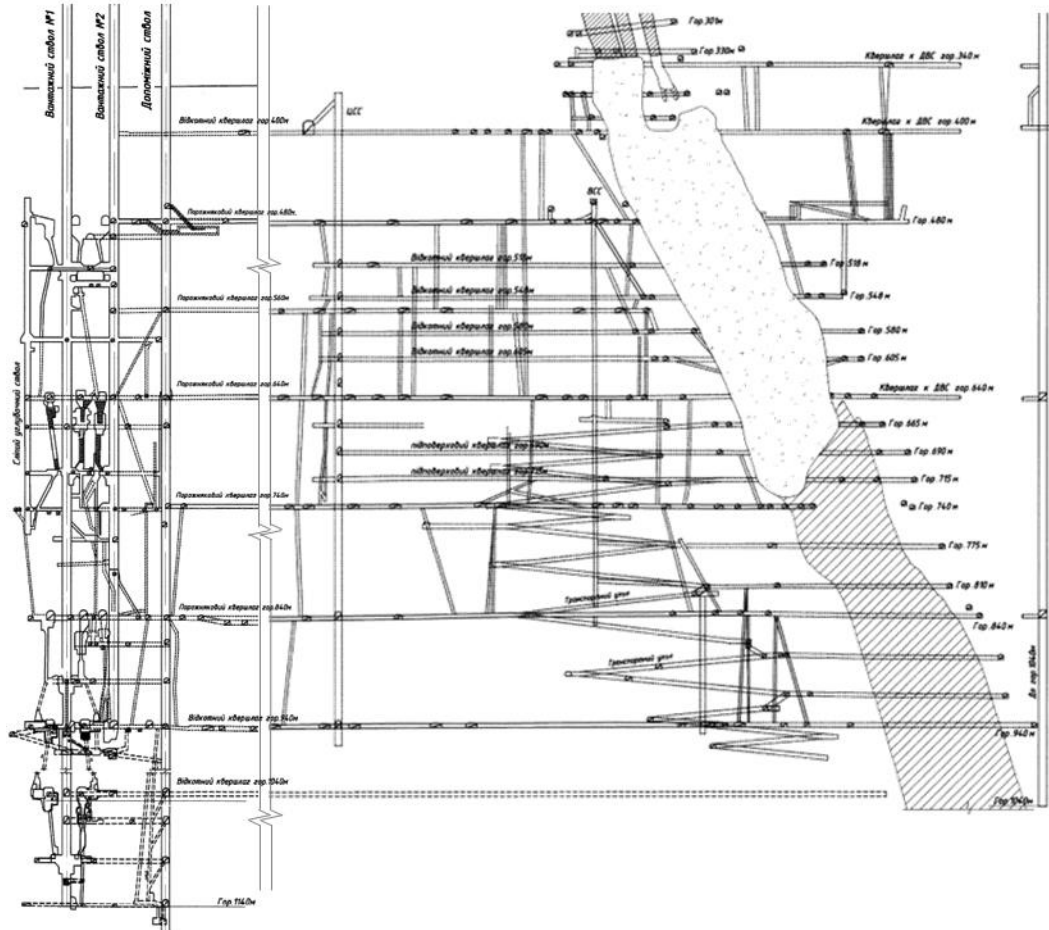


Рисунок 1.2 – Схема розкриття

Ухили з гор. 740 м на гор. 640 м, а також з гор. 840 м на гор. 740 м і з гор. 940 м на гор. 840 м пройдені під кутом від 7° до 10° і служать для доставки самохідною технікою устаткування, матеріалів, робітників на підповерхи гор. 910, 875, 810, 775,

Глибина стволів на сьогоднішній час:

1. Вантажний ствол № 1 – 1140 м;
2. Вантажний ствол № 2 – 950 м;
3. Допоміжний ствол – 1156 м;
4. Дренажний ствол – 1040 м;

5. Центральний сліпий ствол 400-940 м, висота підйому 540 м;
6. Вентиляційний сліпий ствол 480-840 м, висота підйому 360 м.

Вантажний № 1, Вантажний № 2 і Допоміжний стволи пройдені в лежачому боці родовища на відстані 1 км від рудного покладу. Вантажний ствол № 1 обладнаний трьома 25-тонними скіпами, два з яких служать для видачі мартенівської руди, а один для видачі породи. Вантажний ствол № 2 обладнаний двома 25-тонними скіпами для видачі доменної руди і однією кліттю з противагою, що служить для спуску матеріалів, допоміжних операцій, спуску-підйому людей.

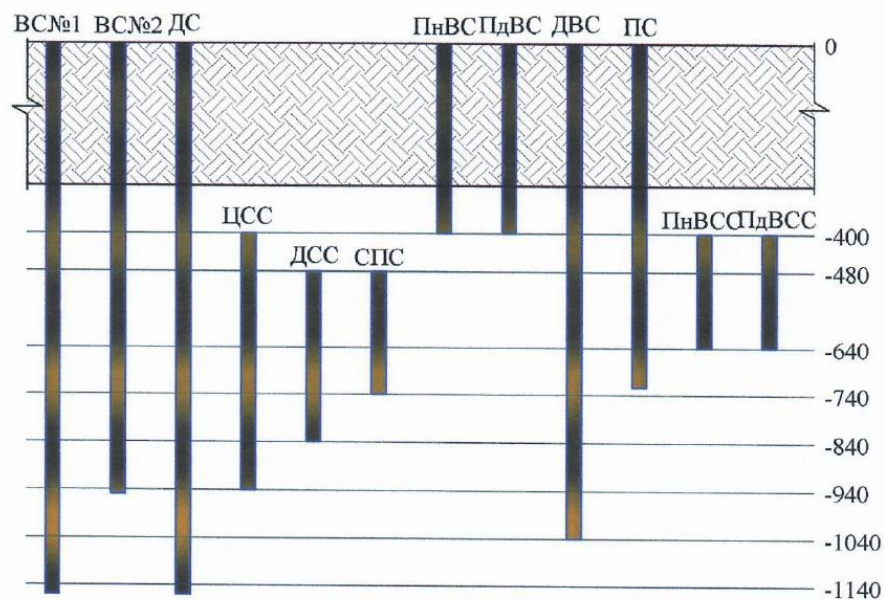


Рисунок 1.3 – Схема до визначення довжини шахтних стволів

Допоміжний ствол обладнаний двома клітями для спуску-підйому людей, устаткування, видачі мокрої руди у вагонетках.

Дренажний ствол пройдений навпроти центру покладу у висячому боці родовища, обладнаний кліттю з противагою, служить для спуску матеріалів і устаткування.

ЦСС служить для розкриття гор. 560 м, 640 м, 740 м, 840 м і 940 м, а також підповерхових горизонтів 518 м, 548 м, 580 м, 605 м, 690 м, 715 м і 810 м. ЦСС обладнаний 2-х барабанною підйомною машиною з двома клітями і служить для спуску людей і матеріалів (кліть типу 1КН4, 5×1, підйомна

машина типу 2Ц-4×2,3).

Північний і Південний вентиляційні стволи пройдені в лежачому боці родовища у флангів покладу. Стволи обладнані кліттю з противагою і служать для спуску матеріалів і устаткування, і як запасні виходу.

Південний вентиляційний ствол обладнаний однокінцевою підйомною установкою типу МК2, 1×4р-6п і служить для провітрювання південного крила родовища (відкотний струмінь). Північний вентиляційний ствол обладнаний такою ж підйомною установкою, що і ПдВС і служить для провітрювання північного крила родовища (витікаючий струмінь).

Людських ухил призначений для підйому людей на гор. 340-480 м. Кут нахилу 26° , обладнаний однокінцевою підйомною установкою типу БМ3000/2030, тип людської вагонетки ВЛ-30/15.

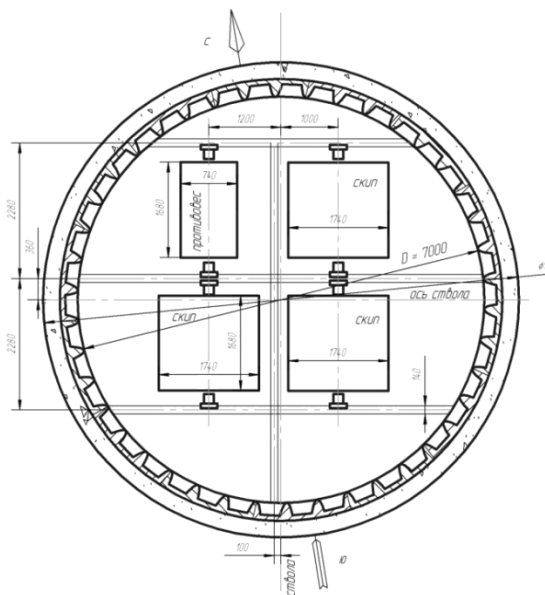


Рисунок 1.4 – Переріз вантажного ствола №1

Всі стволи Центральної групи круглого перетину з діаметром в світлі 7 м. Закріплені стволи в верхній частині (комір) залізобетонним кріпленням, до гор. 480 м комбінованим: всередині металевого тьюбінговим кріпленням з зовнішньої бетонною «сорочкою», а нижче бетонним кріпленням товщиною 440 мм.

Південний вентиляційний і Північний вентиляційний стволи – круглого

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

Всі стволи розташовані за зоною небезпечних зрушень гірських порід, яка визначається кутами зрушення порід: в корінних - 50° , в осадовій товщі - 25° . Виникає необхідність розташування стволів не більше, ніж на 750 м до проекції на поверхню виходу рудного покладу, в той час як стволи закладені на відстані 1300 м.

Дренажний ствол передбачений для водовідливу і вентиляції висячому боці рудного покладу.

1.3 Підготовка поверху

На залізорудних родовищах при виїмці дуже потужних крутопадаючих рудних тіл застосовується підготовка кільцевими ортами з польовими штреками в лежачому і висячому боках. Цим створюються сприятливі умови для електровозної відкатки з великим вантажопотоком здобутої руди.

Підготовка основних відкотних горизонтів полягає в проведенні польових відкотних штреків висячого і лежачого боків. Для збільшення інтенсивності відкатки і спрощення схеми провітрювання польові штреки сполучають між собою навантажувальними ортами (через 30 метрів) і створюють кільцеву схему відкатки.

Розглянута схема підготовки ефективна при розкритті потужних крутопадаючих родовищ. При кільцевих ортах покращуються умови маневрових робіт і підтримка польових штреків, оскільки вони можуть проходитися однопутними. Ця схема забезпечує можливість кільцевого руху транспорту, а також покращує умови вентиляції. Для видачі витікаючого потоку повітря із видобувних ортів на горизонтах випуску під штреком висячого боку (не менше 5 м) проводяться польові вентиляційні штреки колектори, які збиваються з ортами вентиляційними збійками.

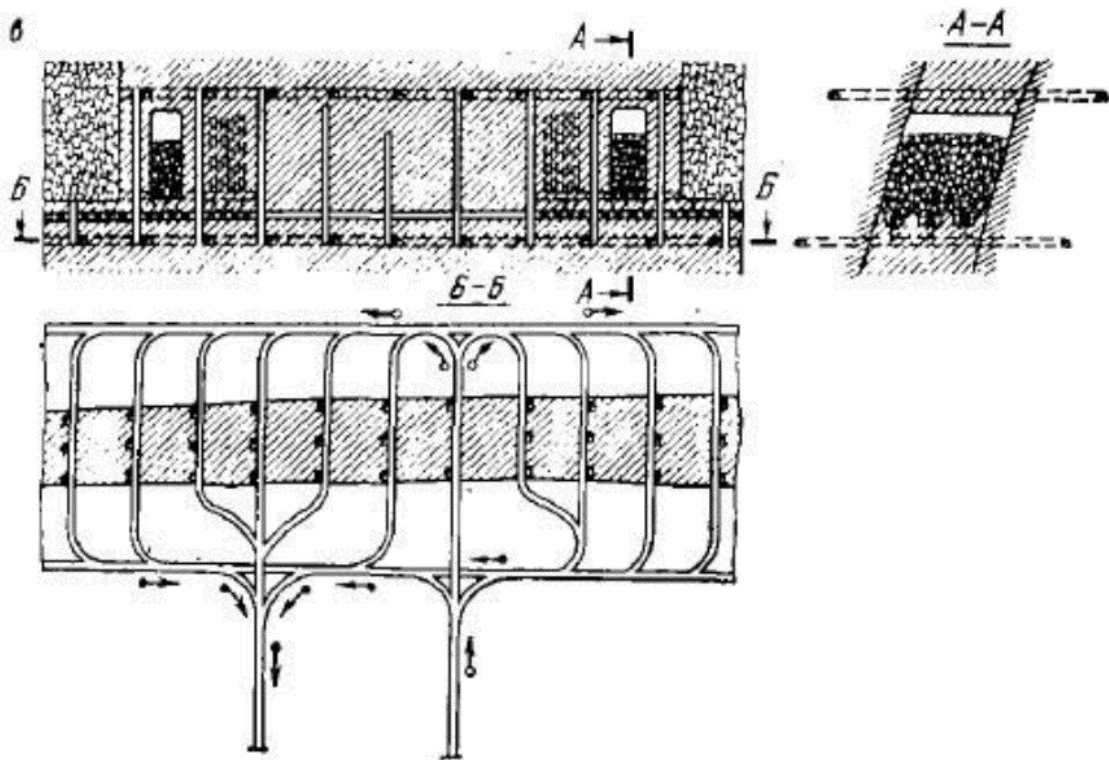


Рисунок 1.5– Підготовка основних відкотних горизонтів

Оскільки в нашому випадку застосовується камерна система розробки з наступною закладкою усадка і деформація навколишніх гірських порід є мінімальною. Відкотні штреки на усіх горизонтах проводяться за зоною деформації порід (10 м), на відстані 30 м від рудного тіла, забезпечуючи нормальні радіуси кривих для з/д транспорту.

1.4 Вживані системи розробки на підприємстві

За первинним проектом відпрацювання родовища передбачалася системами поверхново- і підповерхового-примусового обвалення з проходкою підповерховими штреками.

У зв'язку з ускладненнями, пов'язаними з осушенням порід, що знаходяться над рудним тілом, які не вдалося повністю осушити, було прийнято рішення перейти на камерну систему відпрацювання із закладкою виробленого простору сумішами на шлако-цементній основі.

Для відпрацювання родовища найбільш прийнятними є 9-ти, 6-ти та 4-

х камерні ділянки. Відпрацювання покладу ведеться в напрямку від висячого боку до лежачого. Форма камер прямокутна з похилим днищем, що забезпечує стійкість камер великих розмірів, що дозволяє поліпшити техніко-економічні показники.

Спочатку був прийнятий комбінований спосіб відпрацювання Південно-Білозерського родовища. Очисну виїмку почали на Південній ділянці родовища. Порядок відпрацювання був розрахований таким чином, щоб в стадії очисної виїмки одночасно знаходилася певна кількість камер, які могли б забезпечити продуктивність шахти.

Відпрацювання камери починається з розширення відрізного підняттевого в відрізню щілину, шляхом відбивання на нього паралельних свердловин. Випуск відбитої гірничої маси ведеться через віброполки ПШВ-6. На концентраційному горизонті, де ведеться завантаження руди в вагони і здійснюється доставка до ствола за допомогою електровозів внутрішньошахтного транспорту.

Потім проводиться відбивання комплектів свердловин діаметром 105мм, пробурених буровими установками НКР-100М і діаметром 102 (89) мм самохідними БУ «SIMBA» з підповерхових виробок на вертикальні або похилі відрізні щілини. Відпрацювання підсічки, відрізки і вібивання віял свердловин проводиться за типовими проектами на масові вибухи з розпорядком їх проведення.

Очисні роботи в камерах, що межують із закладкою, повинні проводитися тільки після придбання закладкою її розрахункової міцності.

Для відпрацювання потолочини, потужністю 15-30м, вище гор. 340 м під запобіжним цілком в осях 11с-26ю, застосовують камерну систему відпрацювання і відвантажують руду за допомогою ПДМ в рудоперепуски.

Очисні роботи в даній час ведуться в тій чи іншій мірі, практично на всіх розкритих горизонтах, при основному навантаженні на поверхи 640-940 м. Розробка родовища ведеться поверхово-камерною системою з повною закладкою виробленого простору твердіючими матеріалами. Середні

параметри очисних камер: ширина 15-30 м, висота 80-100 м, довжина 40-50 м. Руда транспортується в вагонетках місткістю 4,5 і 9,0 м³ до центральної групи стволів, або до ЦРП-2 з гор 640м на гор.840м.

Пройшовши через підземний дробильний комплекс, руда видається на поверхню.

1.5 Транспортування гірничої маси

У гірничорудній промисловості при підземній розробці застосовуються в основному рейковий транспорт, рідше конвеєрний і самохідний.

Рейковий транспорт є одним з найбільш поширених, що пояснюється високою продуктивністю і можливістю застосування його в різноманітних умовах.

На ПрАТ «ЗЗРК» підготовка відкотних виробок виконана для кільцевої схеми відкатки зі знаходженням електровоза в голові потягу. Порожні потяги від ЦГС по порожняковому квершлягу виїжджають на штрек лежачого боку, по проїзному орту переїжджають на штрек висячого боку, заїжджають в навантажувальні орти і стають під навантаження. Навантажені потяги виїжджають на штрек лежачого боку і по вантажному квершлягу слідує до ЦГС для розвантаження. Схема відкатки електровоза обладнана засобами СЦБ і зв'язку.

Основними відкаточними горизонтами є гор. 640м, 740м, 840м, 940. Вони підготовлені ортами через 30 м, які в лежачому і висячому боці з'єднані штреками для організації кільцевої відкатки гірської маси.

Відбита вибухом руда випускається через дучки за допомогою віброустановок ПШВ-6, встановлених в днищах камер на відкотних ортах, вантажиться в рудничні вагони ВГ-9, ВГ-4,5, і електровозами К-14 доставляється до дробильних комплексів у Центральні групі стволів.

При проходці підготовчих виробок для відкатки гірської маси застосовуються електровози К-10, К-14 і глухі вагонетки ВГ-4.5, УВГ-4, а

також вагони ВПК-7, ВПК-10 ємністю 7 і 10 м³. При проходці самохідним транспортом використовуються вантажно-транспортні машини LH-307, LH-409, Wagner-3.5 EST.

Навантаження руди з камери 3/3пд на гор.825м проводиться ПДМ TORO-400E з доставкою руди до РП 4пд і подальшим перепуском руди на відкотний горизонт 840м.

Випуск руди з РП 4пд здійснюється віброустановкою ПШВ-6, розташованою з висячого боку в вантажному орту 4пд+15м. Відкатка руди з РП проводиться за наступною схемою: порожні потяги від ЦГС по порожняковому квершлягу виїжджають на штрек лежачого боку, по орту 0 переїжджають на штрек висячого боку, направляються на південь до орту 4пд+15м і стають під навантаження; навантажені склади виїжджають на штрек лежачого боку, рухаються на північ і далі по вантажному квершлягу слідує до ЦГС для розвантаження.

1.6 Вентиляція шахти

Провітрювання шахти прийнято флангове, котре здійснюється за рахунок вентиляційних установок, які знаходяться на Північному вентиляційному стволі, Південному вентиляційному стволі, Дренажному вентиляційному стволі.

На Дренажному та Південному вентиляційних стволах встановлені вентилятори ВЦД-31.5 (один в роботі, один в резерві), на Північному вентиляційному стволі вентилятори ВО-42.5 (2,6 МВт) (один в роботі, один в резерві).

Управління вентиляторами дистанційне з пульта управління диспетчера шахти. При виникненні аварії передбачається реверс вентиляційного потоку вентиляційними установками Північного та Південного вентиляційних стволів. Реверс виконується перемкненням ляд в обводних каналах вентиляційних установок. Спосіб провітрювання шахти всмоктуючий.

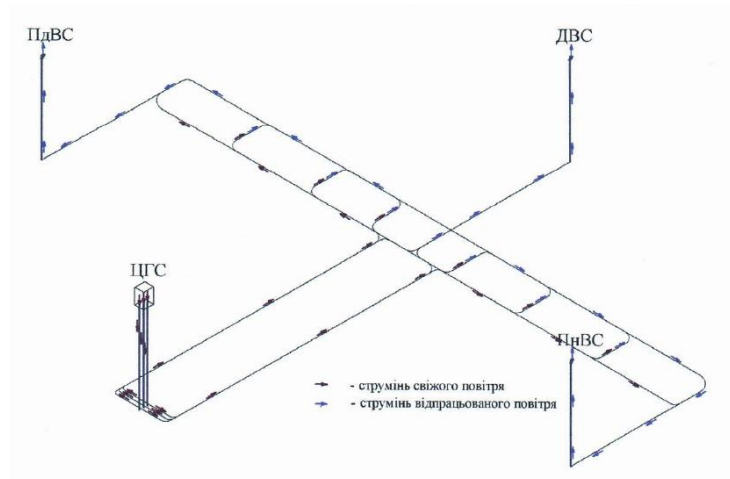


Рисунок 1.6 – Схема всмоктуючого способу провітрювання

Подача свіжого повітря на провітрювання гірничих робіт здійснюється по стволам шахти: Допоміжному, Вантажному №1, Вантажному №2 .

Забруднене повітря видається по Північному та Південному вентиляційним стволам, пройденим до гор.400м, та Дренажному вентиляційному стволі, пройденому до гор. 1040 м.

Підвищена температура рудного тіла, вмістових порід и твердіючої закладки нагрівають повітря в вибіях до 26 °С, що потребує інтенсивного обміну повітря на робочих місцях и збільшення подачі повітря в шахту.

Фактичний режим роботи ГВУ наступний:

- 1) подача, відповідно: 273, 220, 220 м³/с;
- 2) депресія, відповідно: 2180, 2850, 3290 Па.

Нарізні та підготовчі вибої провітрюються вентиляторами місцевого провітрювання ВМ-6, ВМЕО-8 за допомогою вентиляційних труб діаметром 600, 800 і 1000 мм.

Провітрювання очисних блоків здійснюється за рахунок загальношахтної депресії.

Провітрювання горизонтів відбувається за такою схемою: свіже повітря по центральній групі стволів ЦГС надходить на гор. 400, 480, 640, 740, 840, 940 м і по квершлягу йде до рудного тіла, далі в гірничі виробки, звідки по вентиляційним підняттевим і через відкритий очисний простір камер

піднімається на горизонт 840м, 740м, 640 м, 480 м, 400 м, 340 м і по вентиляційним стволам ЮВС, СВС, ДВС на поверхню. Інша гілка струменя йде на гор. 740м, на транспортний ухил, на гор. 715 м, 690 м, 666 м, провітрює їх і по підняттях виходить на гор. 640 м, і далі виходить через ПдВС і ПнВС.

1.7 Водовідлив шахти

На ПрАТ «ЗЗРК» вода з шахти відкачується сьома водовідливними станціями:

- водовідливні станції ЦГС (гор. 480 м, 840 м, 940 м, 1140 м);
- водовідливна станція СВС (гор. 400 м);
- водовідливна станція ЮВС (гор. 400 м);
- водовідливна станція ЦСС (гор. 640 м).

Вода з шахти відкачується сьома водовідливними установками за ступінчастою схемою. Водопривив в шахті складає близько 1 981 м³/год.

На гор. 400 м – в приствольних дворах СВС та ЮВС є дві водовідливні установки, обладнані СВС – 6-а насосами ЦНС-300-600, ЮВС – 4-а насосами ЦНС-300-600, які розташовані в камері на висоті 0,5 м вище за рівень руддвора та трьома ставами діаметром по 400 м, для відкачування води на поверхню. Продуктивність кожної установки складає відповідно 1 200 м³/год та 1 800 м³/год (в аварійному режимі 1 800 м³/год та 2 400 м³/год відповідно), на сьогодні ці установки перекачують сумарний приплив в розмірі 664 м³/год, який складається з 110 м³/год припливу, що поступає з власного горизонту (гор. 400 м), та 554 м³/год, що перекачується водовідливною установкою з гор. 640 м на гор. 400 м. На ЮВС водовідливна станція має 3 водозбірники (загальний об'єм 4 200 м³), на СВС – 2 водозбірника об'ємом 3 280 м³ та 2 200 м³.

На гор. 480 м в приствольному дворі ЦГС змонтована водовідливна установка продуктивністю 2 100 м³/год (в аварійному режимі 2 700 м³/год),

обладнана 6-а насосами ЦНС-300-600 та одним насосом НСШ-315-560, відкачує на поверхню з гор. 480 м власний водоприлив в розмірі 284 м³/год, та водоприлив, що поступає з гор. 840 м в розмірі 473 м³/год. Насосна має два водозбірники ($V_1 = 2\,350$ м³, $V_2 = 2\,000$ м³).

На гор. 640 м насосна продуктивністю 2 400 м³/год (в аварійному режимі 3 300 м³/год), обладнана насосними агрегатами ЦНС-300-360 в кількості 8 шт., що видає воду з гор. 640 м на гор. 400 м та гор. 480 м, водоприлив в розмірі 554 м³/год.

Для збору води влаштовані 2 водозбірники, загальний об'єм яких 5 600 м³.

На гор. 840 м – змонтована водовідливна установка продуктивністю 1 900 м³/год (в аварійному режимі 2 700 м³/год), обладнана 5-а насосними агрегатами: НСШ-500-990 – 2 шт., ЦНС-300-600 – 2 шт., ЦНС-500-1000 – 1 шт., що видає воду з гор. 840 до гор. 480 м та на поверхню по трьом ставам. Є три водозбірники загальною місткістю 8 800 м³.

На гор. 940 м продуктивність водовідливної установки 1 300 м³/год (в аварійному режимі 1 800 м³/год), обладнана 2-а насосними агрегатами НСШ-500-273У, 1-им насосним агрегатом ЦНС-300-300, видає на гор. 840 власний водоприлив в розмірі 629 м³/год та воду з гор. 1140м. Насосна має три водозбірники загальною місткістю 5 800 м³.

На гор. 1140 м – відкачування води робиться станцією допоміжного водовідливу, що обладнана одним насосом типу НСШ-300-300, що розрахована на прилив до 300 м³/год (в аварійному режимі 600 м³/год), та перекачує воду на гор. 940 м. Насосна має два водозбірники загальною місткістю 540 м³. Крім робочих насосних агрегатів в кількості 34 штуки, водовідлив шахти має 14 насосів в резерві та 7 – в ремонті. На випадок різкого збільшення водоприливу на шахті є достатні засоби водовідливу для відкачування шахтних вод. Відпрацьована в технології та від життєдіяльності персоналу комбінату вода поступає на очисні споруди для механічного та біологічного очищення.

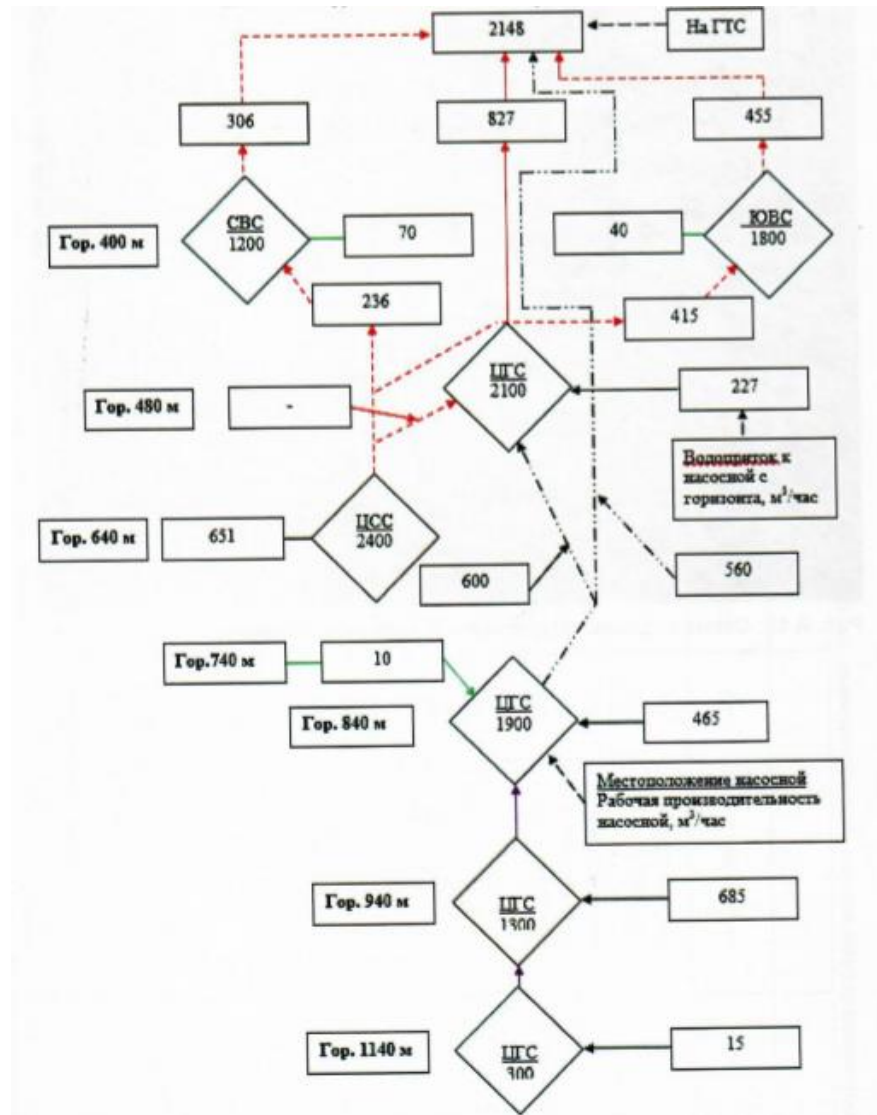


Рисунок 1.7 – Схема відкачування рудникових вод насосними станціями шахтного водовідливу ПрАТ «ЗРК»

1.8 Шахтний підйом

Стволи центральної групи виконують всі операції з видачі руди, породи, спуску - підйому людей, спуску обладнання та матеріалів. Стволи обладнані потужними підйомними установками по дві підйомні установки на кожен ствол.

Всі шість підйомних установок обладнані шахтними підйомними машинами типу БЦК 8/5×2,7 - біциліндроконічні, діаметр великого барабана – 8 м, діаметр малого барабана - 5м, ширина великого барабана - 2,7 м.

Вантажний ствол №1 обладнаний двухскіповим підйомом для видачі руди і односкіповим підйомом з противагою для видачі породи. Висота підйому 940 м копер чотиристійковий, висота копра 7,5 м.

Вантажний ствол № 2 обладнаний двухскіповим підйомом для видачі руди і однієї кліттю для спуску матеріалів, допоміжних операцій, спуску-підйому людей, чищення зумпфа; висота підйому 940 м копер чотиристійковий.

Допоміжний ствол обладнаний однією кліттю з противагою (для допоміжних робіт, спуску і підйому людей, вантажів і матеріалів) і цебром для видачі породи. Висота підйому 1040 м копер чотиристійковий.

Так само для допоміжних робіт, спуску і підйому людей, вантажів і матеріалів з поверхні використовуються Дренажний ствол (підйомна машина 2Ц-3,5×1,7), Північний і Південний вентиляційні стволи(підйомна машина МК2, 1×4р-6п).

Сліпі стволи, призначені для допоміжного підйому, обладнані наступними установками: ЦСС – машиною 2Ц-4×2,3 і двома клітлями 1КН 4,5-1; ВСС –Ц-2,5×2 з кліттю 1НВ2,5-2; людських ухил – підйомна машина БМ 3000-2030 з людською вагонеткою.

1.9 Пневматичне господарство

Енергія стислого повітря використовується для роботи механізмів видобутку та підготовчо-нарізних робіт шахти, перекидачів, завантажувальних пристроїв, комплексу обміну вагонеток, зумпфових водовідливів та на поверхні в майстернях, складах цементу, тормозних системах підйомних машин та інших механізмах.

Місячна потреба в повітрі шахтою залежить від планових завдань по видобутку руди та в середньому складає 40-41,5 млн.м³.

До будівництва Повітряної Компресорної станції № 2 потреби підприємства в стислому повітрі забезпечувалися від Центральної

компресорної станції (ЦКС). Центральна компресорна станція була введена в експлуатацію в 1969 р., до її складу входили три турбокомпресори К-500-61-1 продуктивністю по 525 м³/хв. кожен та один турбокомпресор К-250-61-1, продуктивністю 250 м³/хв.

Центральна компресорна станція забезпечувала робочу витрату в об'ємі 1 500 м³/хв, максимально 1 750 м³/хв., при введені в роботу резервного компресора К-250-61-1.

Компресори К-500-61-1 і К-250-61-1 морально і фізично застарілі, мали високі питомі енерговитрати на виробництво стислого повітря, мали нижчий діапазон регулювання порівняно з сучасним компресорним устаткуванням.

З метою підвищення експлуатаційної надійності і сумарної продуктивності компресорного устаткування, зниження грошових витрат на виробництво стислого повітря і повного забезпечення споживачів підприємства гарячою водою виконана модернізація компресорного господарства і гарячого водопостачання.

Нині для забезпечення роботи ПрАТ «ЗЗРК» потрібне стисле повітря значної якості робочим тиском $P = 6,2$ барів сумарною продуктивністю 2 100 м³/хв.

Компресорна станція № 2 розташовується в новій будівлі. У приміщенні компресорної встановлено шість повітряних компресорних агрегатів типу Polaris700, продуктивністю по 353 м³/хв. Окрім забезпечення потреби у стислому повітрі, устаткування ЦКС бере участь в процесі нагріву води для гарячого водопостачання підприємства.

Від Повітряної компресорної станції № 2 до ЦГС прокладені трубопроводи Ø150 мм і Ø300 мм; до ПнВС і ПдВС – Ø300 мм; до свердловини 4 т біс – Ø400 мм; до свердловини 3к – Ø300 мм.

Для подання стислого повітря в шахту в стволах прокладені наступні трубопроводи: ГС № 2 – Ø 219 мм, ВС – Ø245 мм, ЦСС – Ø 219 мм і Ø 245 мм, ВСС і СУС – по одному Ø 150 мм, ПнВС, ПдВС і ПдВСС – Ø426 мм.

2 ПРОЄКТ СПОРУДЖЕННЯ ОБ'ЄКТУ

2.1 Вибір форми і визначення поперечного перетину виробки у світлі

Згідно завдання, розроблено заходи з організація проходки підготовчої виробки орт 12пн.

Вибір форми поперечного перетину виробки залежить від фізико-механічних властивостей гірських порід, призначення виробки і терміну її служби. У нашому випадку: капітальна виробка з тривалим терміном служби, пройдена в стійких породах (кварцит), середньої тріщинуватості, міцністю $f = 14 \div 15$. Виробка в першу чергу призначена для подальшого видобутку корисних копалин способом відпрацювання камери. За даних умов на практиці набувають склепінчастої форми виробки. Довжина виробки 200 м. Кут нахилу виробки 6° .

Розміри поперечного перетину виробки визначаються виходячи з раціонального розміщення в ній необхідного транспортного або прохідницького устаткування з дотриманням проміжків і відстаней до Правил безпеки.

2.2 Визначення ширини виробки у світлі

Ширину виробки визначаємо з умови переміщення в ній будь-якого гірничо-шахтного устаткування, що працює на Південно-Білозірському родовищі з дотриманням проміжків і габаритів.

Для транспортного ухилу ширина дорівнює:

$$B = a + b + c$$

де $a = 1000$ – вільний прохід для людей при роботі самохідної техніки, мм; $b = 2500$ – ширина навантажувально-доставної машини TORO-400E (найширше устаткування), мм; $c = 500$ – проміжок між кріпленням та транспортним засобом, мм.

Тоді ширина виробки у світлі складає:

$$B = 1000 + 2500 + 500 = 4000 \text{ мм}$$

2.3 Визначення висоти виробки

Для склепінчастої форми виробки висоту визначаємо за формулою:

$$h = h_1 + h_0$$

де $h_1 = 1800$ – мінімальна висота вертикальної стінки (з урахуванням підвіски кабелів і дотримання вертикальних проміжків, приймаємо $h_1 = 2267$ мм); h_0 – висота зведення

$$h_0 = \frac{B}{3} = \frac{4000}{3} = 1333 \text{ мм}$$

$$h = 2267 + 1333 = 3600 \text{ мм}$$

2.4 Визначення площі поперечного перетину виробки у світлі

Перетин виробки у світлі при склепінчастому зведенні складає:

$$S_{\text{св}} = B \cdot (h_1 + 0,26 \cdot B)$$

$$S_{\text{св}} = 4,0 \cdot (2,267 + 0,26 \cdot 4,0) = 13,2 \text{ м}^2$$

Розрахований розмір поперечного перетину виробки у світлі перевіряємо за швидкістю руху повітря, необхідного для провітрювання:

$$V = \frac{Q}{S} \leq V_{\text{max}} \text{ м/с} \quad V = \frac{100}{13,2} = 7,57 \text{ м/с} < 8 \text{ м/с} \text{ – умова витримується}$$

де $Q = 100$ – кількість повітря необхідна для провітрювання Південно-Білозерського родовища при першій черзі будівництва (за проектними даними), м³/с;

V_{max} – допустима швидкість руху повітряного струменю, м/с (для транспортного ухилу $V_{\text{max}} \leq 8$).

Радіуси осьової та бокової дуги в світлі, мм.

$$R = 0,692 \cdot B = 0,692 \cdot 4000 = 2768 \text{ мм}$$

$$r = 0,262 \cdot B = 0,262 \cdot 4000 = 1048 \text{ мм}$$

2.5 Вибір типу кріплення, розрахунок і складання паспорту кріплення

Гірські породи всередині земної кори знаходяться в стані напруженої рівноваги, яка називається стисканням кожної частини породи під дією ваги вищезалягаючих товщ. При проведенні виробок така напруга рівноваги порід порушується. Навколо виробок починається деформації породи, що проявляється в прогинанні та розтріскуванню їх і в обваленні. Щоб не допустити розвитку значних деформацій та обваленню породи, в виробці яка проводиться буде возводиться комбіноване кріплення: штанги та набризг-бетон. Кріплення буде перешкоджати обваленню породи, перебуваючи під тиском гірських порід.

Величина гірського тиску залежить головним чином від фізико-механічних властивостей гірської породи, форми и розмірів поперечного перетину виробки, а також від глибини розташування виробки від поверхні.

Питання визначення міцних розмірів кріплення є вельми важливим питанням горнопрохідницької справи.

Паспорт кріплення повинен забезпечувати максимальну безпеку та найбільшу стійкість виробки при найменшій витраті матеріалів і робочої сили.

Кріплення гірських виробок при їх проведенні возводиться відповідно з паспортом кріплення, який складається начальником дільниці та затверджується головним інженером шахти.

1. Розраховуємо параметри стійкості для вибору типу кріплення за формулою:

$$P_y = \frac{10 \cdot \gamma \cdot H}{\sigma_{ст}}$$

де γ – щільність вміщуючих порід; H – глибина закладення виробки; $\sigma_{ст}$ – межа міцності гірських порід на стиснення:

$$\sigma_{ст} = 10^7 \cdot f = 10^7 \cdot 14 = 140 \text{ МПа}$$

де f – міцність порід

$$P_y = \frac{10 \cdot 3150 \cdot 400}{140 \cdot 10^6} = 0,09$$

Приймаємо набризг-бетонне кріплення.

Розраховуємо межу міцності на розтягнення:

$$\sigma_p = 0,1 \cdot \sigma_{ст} = 0,1 \cdot 140 = 40 \text{ МПа}$$

2. Розраховуємо межу міцності масиву за формулами:

а) межа міцності масиву на довготривале стиснення

$$R_{ст} = \sigma_{ст} \cdot K_c \cdot \xi$$

де K_c – коефіцієнт структурного ослаблення, $K_c = 0,2$; ξ – коефіцієнт довготривалої міцності, $\xi = 0,85$

$$R_{ст} = 140 \cdot 0,2 \cdot 0,85 = 23,8 \text{ МПа}$$

б) межа міцності порід масиву на довготривале розтягнення:

$$R_p = \sigma_p \cdot K_c \cdot \xi$$

$$R_p = 40 \cdot 0,2 \cdot 0,85 = 6,8 \text{ МПа}$$

3. Коефіцієнт та кут внутрішнього тертя породи розраховуємо за формулою:

$$tg\varphi = \frac{\sigma_{ст} - \sigma_p}{\sigma_{ст} + \sigma_p} = \frac{140 - 40}{140 + 40} = 0,5556$$

$$\varphi = 29^\circ 4'$$

4. Оцінюємо напружений стан порід на контурі виробки за формулами:

$$\sigma_{max} = K_1 \cdot \gamma \cdot H$$

$$\sigma_{min} = K_2 \cdot \lambda_1 \cdot \gamma \cdot H$$

$$\lambda_1 = \frac{\mu}{1 - \mu}$$

де σ_{max} – максимально стискуюча (для боків) напруга; σ_{min} – мінімально розтягуюча напруга в кривлі; K_1 , K_2 – коефіцієнти концентрації стискуючих та розтягуючих напруг; $K_1 = 2$, $K_2 = 0,4$, μ – коефіцієнт Пуассона, $\mu = 0,25$

$$\lambda_1 = \frac{0,25}{1 - 0,25} = 0,33$$

$$\sigma_{max} = 2 \cdot 3150 \cdot 400 = 25,2 \cdot 10^5 \text{ кгс/м}^3 = 25,2 \text{ МПа}$$

$$\sigma_{min} = 0,4 \cdot 0,33 \cdot 3150 \cdot 400 = 1,66 \text{ МПа}$$

Розраховуємо запаси міцності рудного масиву в боках та кривлі виробки за формулами:

$$n_{\sigma} = \frac{R_{ст}}{\sigma_{max}} = \frac{23,8}{25,2} = 0,94 < 1$$

$$n_{\kappa} = \frac{R_p}{\sigma_{min}} = \frac{6,8}{1,66} = 4,1 > 4$$

Контур виробки можна вважати стійким, якщо діючі на контурі напруги не перевищують міцність масиву на стискання $R_{ст}$ та розтягування R_p .

Тобто повинні дотримуватися умови:

$$n_{\sigma} > 1$$

$$n_{\kappa} > 1$$

Для виробки, де можна не ставити несуче кріплення, запас міцності масиву повинен бути

$$n \geq 4$$

Розраховуємо параметри для вибору кріплення за формулами:

$$P_y = \frac{10 \cdot \gamma \cdot H}{\sigma_{ст}}$$

$$P_y = \frac{10 \cdot 3150 \cdot 400}{140 \cdot 10^6} = 0,09$$

$$P = \frac{P_y}{\xi} = \frac{0,09}{0,85} = 0,105$$

За табл. 4 – набризг-бетонне кріплення, а за табл. 5 –анкерне або комбіноване кріплення [2, стор. 32].

5. Розраховуємо нормативні навантаження за розрахунковою схемою № 4 (табл. 6) [2, стор. 37] за формулами П.М. Цимбаревича табл. 9 [2, стор. 40] (для $1 < n_{\sigma} < 4$; $n_{\kappa} > 4$) з поправками на запаси міцності і кут нахилу виробки;

висота зводу обвалення при

$$a = \frac{B_1}{2} = \frac{4100}{2} = 2050 \text{ мм}$$

де B_1 – ширина виробки начорно.

$$B_1 = B + 2\sigma = 4000 + 2 \cdot 50 = 4100 \text{ мм}$$

σ – товщина набризг-бетону кріплення, $\sigma = 50$ мм.

буде:

$$h_2 = \frac{h_1}{\cos\alpha} = \frac{2,267}{\cos 6^\circ} = \frac{2,267}{0,9945} = 2,28 \text{ м}$$

$$h_c = \frac{h_0}{\cos\alpha} = \frac{1,383}{\cos 6^\circ} = \frac{1,383}{0,9945} = 1,39 \text{ м}$$

де h_1 – вертикальна висота стінки, $h_1 = 2267$ мм, h_0 – висота зведення, $h_0 = 1383$ мм.

$$b'_k = \frac{a + h_2 \cdot \operatorname{ctg}(45^\circ + \varphi/2)}{n_k \cdot \operatorname{tg}\varphi} - h_c$$

$$b'_k = \frac{2,05 + 2,28 \cdot \operatorname{ctg}(45^\circ + 29^\circ 4'/2)}{4,1 \cdot \operatorname{tg} 29^\circ 4'} - 1,39 = 0,1 \text{ м}$$

$$\operatorname{ctg}(45^\circ + 29^\circ 4'/2) = \operatorname{ctg} 59^\circ 34' = 0,5875$$

$$\operatorname{tg} 29^\circ 4' = 0,5556$$

Висота зводу рівноваги (можливого обрушення) від вертикальної стіни:

$$b'_1 = b'_k + h_c = 0,1 + 1,39 = 1,49 \text{ м}$$

Інтенсивність бокового тиску біля покрівлі:

$$q'_2 = b'_k \cdot \gamma = 0,1 \cdot 3150 = 3,15 \cdot 10^2 \text{ кгс/м}^2 = 3,15 \text{ кПа}$$

Інтенсивність бокового тиску біля ґрунту виробки при

$$\lambda_2 = \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right) = 0,345$$

$$q'_n = (b'_k + h_2) \cdot \gamma \cdot \lambda_2$$

$$q'_n = (0,1 + 2,28) \cdot 3150 \cdot 0,345 = 25,86 \text{ кПа}$$

Інтенсивність бокового тиску на висоті вертикальної стінки:

$$q'_c = b'_1 \cdot \gamma \cdot \lambda_2$$

$$q'_c = 1,49 \cdot 3150 \cdot 0,345 = 16,19 \text{ кПа}$$

Боковий тиск:

$$D'_1 = 0,5 \cdot (q'_c + q'_п) \cdot h_2$$

$$D'_1 = 0,5 \cdot (16,19 + 25,86) \cdot 2,28 = 47,94 \text{ кН/м}$$

В випадку застосування анкерного кріплення тиск з боку кривлі на ряд анкерів (якщо відстань між рядами $L=1$ м) буде дорівнювати:

$$Q' = 2 \cdot a \cdot q'_2 \cdot L$$

$$Q' = 2 \cdot 2,05 \cdot 3,15 \cdot 1 = 12,92 \text{ кН}$$

6. Найбільша інтенсивність бокового тиску біля ґрунту виробки, приймаємо бетон М500:

Товщина набризг-бетону для боків

$$\delta_6 = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{q_n \cdot n_{п}}{m_6 \cdot [\sigma_6] \cdot n_6}}$$

де q_n – інтенсивність бокового тиску біля ґрунту виробки, $q_n = q_{п}' = 25,86$ кПа;

$n_{п}$ – коефіцієнт перенавантаження; $n_{п} = 1,2$;

m_6 – коефіцієнт умов праці, $m_6 = 1$ (для армованого набризг-бетону);

$[\sigma_6]$ – розрахунковий опір набризг-бетону розтягненню, $[\sigma_6] = 1,6$ МПа

$$\delta_k = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{25869 \cdot 1,2}{1 \cdot 1,6 \cdot 10^6 \cdot 0,94}} = 0,05 \text{ м}$$

Для капітальної виробки і тривалому терміні існування приймаємо товщину торкретбетону $\delta = 50$ мм.

При заданій міцності породи приймаємо залізобетонний анкер, у якого несуча здатність не більше 200-250 кН.

Таким чином орту 12пн приймаємо спосіб підтримки: на період проходки - надання виробці склепінної форми.

На період експлуатації – торкретбетон.

Для сполучення штрек л/б з ортом 12пн – комбіноване кріплення.

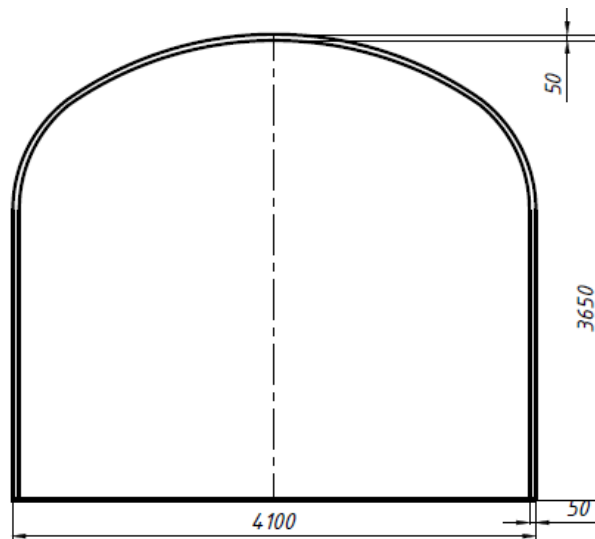


Рисунок 2.1 – Паспорт кріплення транспортного ухилу

7. Розробляємо паспорт кріплення для сполучення штрек л/б з ортом 12пн

Глибина проходки $H = 400\text{ м}$ в однорідних породах з коефіцієнтом міцності $f=14\div 15$, щільність вміщуючих порід $\gamma = 3\ 150\ \text{кг/м}^3$. Характеристика породи: коефіцієнт Пуассона $\mu = 0,25$; межа міцності гірських порід на стиснення $\sigma_{ст} = 140\ \text{МПа}$, межа міцності гірських порід на розтягнення $\sigma_{р} = 40\ \text{МПа}$.

Виробка має прямокутно-склепінну форму та наступні розміри: висота вертикальної стінки $h_1 = 2\ 267\ \text{мм}$, висота коробового склепіння $h_0 = 1333\ \text{мм}$ (в світлі, начорно – $1383\ \text{мм}$). Найбільша довжина оголення $B_1=7800\ \text{мм}$

Виходячи з попередніх розрахунків приймаємо залізобетонний анкер: стрижень $d_s = 0,016\ \text{м}$ з сталі класу А-III $R_p = 360\ \text{МПа}$

питоме зчеплення бетону М500 зі стрижнем $\tau_1 = 12\ \text{МПа}$,

розрахункова довжина закладення $l_z = 0,35\ \text{м}$,

поправочний коефіцієнт на довжину закладення $k_1 = 0,58\ \text{м}$,

питоме зчеплення бетону марки М500 з породою $\tau_2 = 1\ \text{МПа}$

діаметр шпуру $d_{ш} = 0,043\ \text{м}$

m – коефіцієнт умов роботи стрижня анкеру, який в звичайних умовах роботи можна прийняти $0,9$.

m_1 – коефіцієнт умов роботи замка, значення якого приймаються при сухих свердловинах 0,8.

Розрахункова несуча здатність стрижня анкера з умов його міцності на розрив:

$$P_c = \frac{\pi \cdot d_c^2}{4} \cdot R_p \cdot m$$

$$P_c = \frac{3,14 \cdot 0,016^2}{4} \cdot 360 \cdot 10^6 \cdot 0,9 = 65,1 \text{кН}$$

Розрахункова несуча здатність стрижня анкера з умов міцності його закріплення в бетоні:

$$P_3 = \pi \cdot d_c \cdot \tau_1 \cdot l_3 \cdot k_1 \cdot m_1$$

$$P_3 = 3,14 \cdot 0,016 \cdot 12 \cdot 10^6 \cdot 0,35 \cdot 0,58 \cdot 0,8 = 97,9 \text{кН}$$

Розрахункова несуча здатність стрижня анкера з умов його зсуву відносно стін шпуру:

$$P'_3 = \pi \cdot d_{ш} \cdot \tau_2 \cdot l_3 \cdot m_1$$

$$P'_3 = 3,14 \cdot 0,043 \cdot 10^6 \cdot 0,35 \cdot 0,8 = 37,8 \text{кН}$$

В якості розрахункової несучої здатності анкера P_a приймається найменше із значень P_c , P_3 або P'_3 .

$$P_a = P'_3 = 37,8 \text{кН}$$

Оскільки крім анкерів застосовується покриття з набризг-бетону, розрахунок анкерів ведемо за формулою 3.14 [9]:

$$l_a = \frac{B}{\sqrt{f}} + K$$

де $B=4,0$ м – ширина виробки у світлі;

K – коефіцієнт запасу (при ширині виробки більше 3,5 м $K=0,7$)

$$l_a = \frac{4,0}{\sqrt{14}} + 0,7 = 1,77 \text{ м}$$

Приймаємо довжину анкера 1,8 м.

Щільність розставлення анкерів в покрівлі виробки (шт/м²) визначаємо

за формулою 3.5:

$$S = \frac{q_H \cdot n_{\Pi}}{P_a}$$

де q_H – нормативний тиск з боку кривлі ($q_H = q'2 = 25,86$ кПа);

n_{Π} – коефіцієнт перенавантаження; $n_{\Pi} = 1,2$;

P_a – розрахункова несуча здатність анкера ($P_a = P'3 = 37,8$ кН)

$$b_K = \frac{a_1 + h_2 \cdot \operatorname{ctg}(45^\circ + \varphi/2)}{n_K \cdot \operatorname{tg}\varphi} - h_c$$

$$a_1 = B_1/2 = 7,8/2 = 3,9 \text{ м}$$

$$b_K = \frac{3,9 + 2,28 \cdot 0,5875}{4,1 \cdot 0,5556} - 1,39 = 0,91 \text{ м}$$

$$q_H = b_K \cdot \gamma$$

$$q_H = 0,91 \cdot 3150 = 28,67 \cdot 10^2 \text{ кгс/м}^2 = 28,67 \text{ кПа}$$

$$S = \frac{28,67 \cdot 1,2}{37,8} = 0,91 \approx 1 \text{ шт/м}^2$$

Відстань між анкерами в кривлі при розташуванні їх по квадратній сітці:

$$a = \sqrt{\frac{1}{S}} = \sqrt{\frac{1}{1}} = 1 \text{ м}$$

Приймаємо установку анкерів 1×1 м.

Число анкерів в кривлі виробки (при $L = a1 = 1$ м)

$$n = \frac{q_H \cdot n_{\Pi} \cdot B \cdot a}{P_a}$$

$$n = \frac{28,67 \cdot 1,2 \cdot 7,8 \cdot 1}{37,8} = 7$$

Приймаємо кількість анкерів в покрівлі виробки $n = 7$ шт.

Приймаємо установку анкерів в покрівлі та боках виробки по сітці 1×1 м.

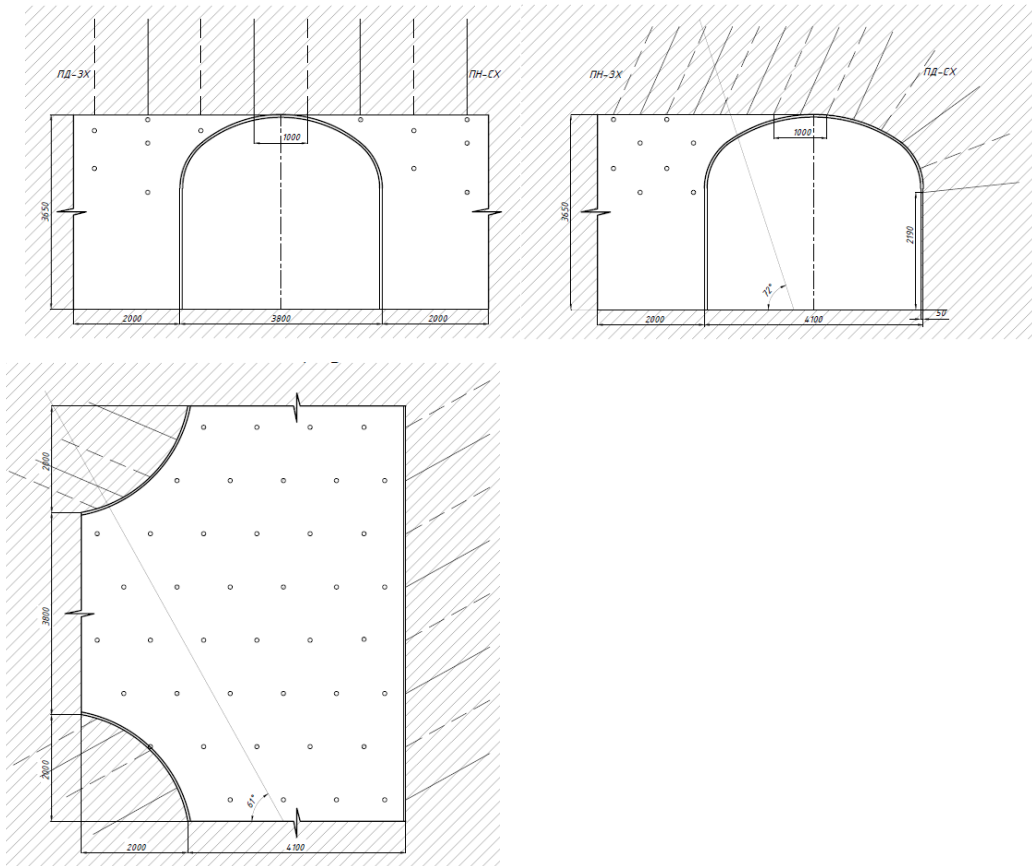


Рисунок 2.2 – Паспорт кріплення для сполучення штрек л/б з ортом 12пн

8. Розрахунок матеріалів для кріплення сполучення штрек л/б з ортом 12пн.

а) Сталь класу А-III: діаметр стрижня $d_s = 0,016$ м;

$$L_c = 72 \cdot 1,8 = 129,6 \text{ п.м.}$$

де 72 – загальні кількість арматури на кріплення сполучення

маса 1 п.м. арматури = 2,8 кг, загальна вага арматури складає $129,6 \cdot 2,8 = 363$ кг.

б) Цемент

1,12 кг – витрати цементу на 1м арматури;

$$129,6 \cdot 1,12 = 145 \text{ кг}$$

в) Пісок

1,3 кг – витрати піску на 1 м арматури.

$$129,6 \cdot 1,3 = 168,5 \text{ кг}$$

9. Розрахунок матеріалів для кріплення транспортного ухилу торкретбетоном.

Витрати торкретбетону М 500 на 1 п.м. виробки з урахуванням втрат при відскоці 15 %

$$V_6 = 1,15 \cdot (2 \cdot h_1 + 1,33 \cdot B_1) \cdot \delta_k$$

$$V_6 = 1,15 \cdot (2 \cdot 2,267 + 1,33 \cdot 4,1) \cdot 0,05 = 0,57 \text{ м}^3/\text{м}$$

Витрати торкретбетону М 500 на 200 м транспортного ухилу:

$$V_6 = 0,57 \cdot 200 = 114 \text{ м}^3$$

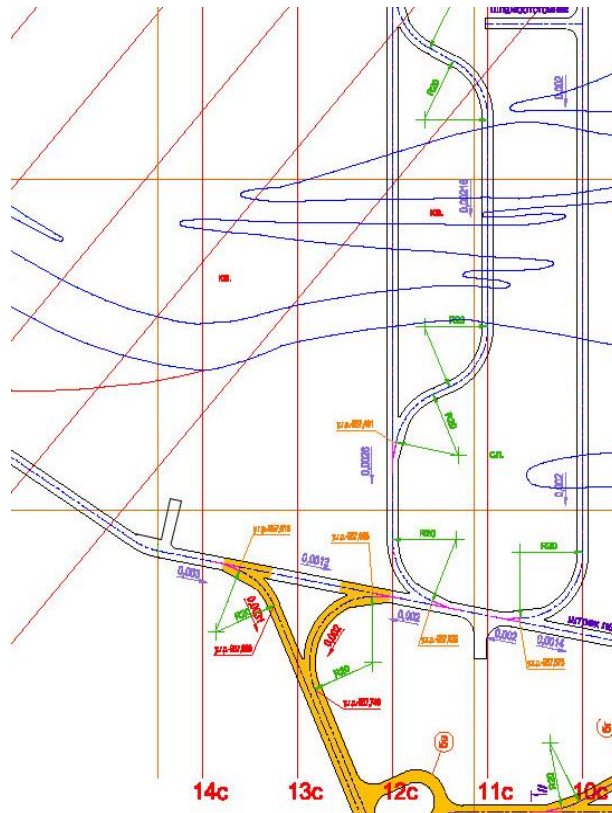


Рисунок 2.3 – Сполучення Штрек л/б з ортом 12пн 1040м

2.6 Визначення площі поперечного перетину виробки начорно

Ширина виробки в проходці:

$$B_{пр} = B + 2\delta$$

де: B – ширина виробки в світлі, $B = 4000$ мм; δ – товщина кріплення набризг-бетоном, $\delta = 50$ мм

$$B_{пр} = 4000 + 2 \cdot 50 = 4100 \text{ мм}$$

Висота виробки в проходці:

$$h_{0\text{пр}} = h_0 + \delta = 1333 + 50 = 1383 \text{ мм}$$

$$h_{1\text{пр}} = h_1 = 2267 \text{ мм}$$

$$H_{\text{пр}} = h_{0\text{пр}} + h_{1\text{пр}} = 1383 + 2267 = 3650 \text{ мм}$$

Перетин виробки начорно (в проходці) при склепінчастому зведенні складає:

$$S_{\text{пр}} = B_{\text{пр}} \cdot (h_{1\text{пр}} + 0,26 \cdot B_{\text{пр}})$$

$$S_{\text{пр}} = 4,1 \cdot (2,267 + 0,26 \cdot 4,1) = 13,7 \text{ м}^2$$

Площа перетину виробки начорно 13,7 м².

Площа перетину виробки в світлі 13,2 м².

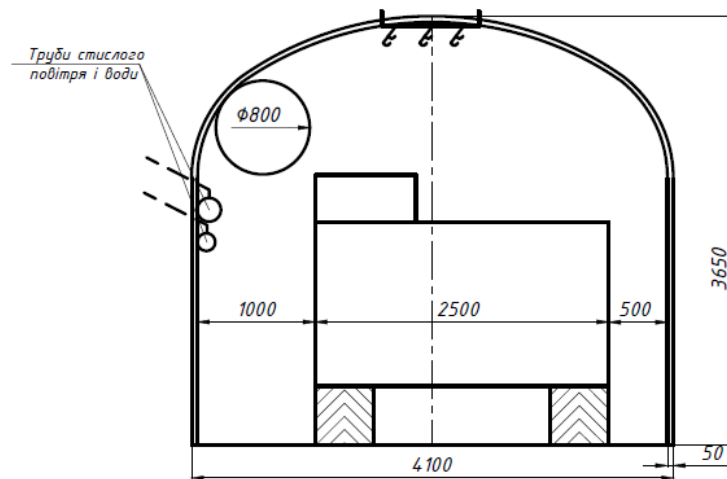


Рисунок 2.4 – Перетин транспортного ухилу

2.7 Розрахунок та складання паспорту БВР

Ширина виробки в проходці:

$$B_{\text{пр}} = B + 2\delta$$

$S = 13,7 \text{ м}^2$ – площа поперечного перетину штреку начорно

$f = 14-15$ –міцність порід

$L = 200 \text{ м}$ – довжина виробки

$t_{\text{міс}} = 1,4$ місяця – термін проведення виробки

$d = 51$ мм, $d = 43$ мм, – діаметри шпурів

1. В якості основного ВР застосовуємо Україніт ПС Ø 32мм, Ø 42мм.

2. Визначаємо питому витрату ВВ:

$$q = q_{\text{табл}} \cdot k$$

де $q_{\text{табл}} = 3,5$ при коефіцієнті міцності породи $f = 14-15$ [9, стор. 125],

k – поправочний коефіцієнт, згідно отриманої площі перетину $k = 0,8$

$$q = 3,5 \cdot 0,8 = 2,8 \text{ кг/м}^3$$

3. Визначаємо кількість шпурів:

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S}{\Delta \cdot d^2 \cdot K_3}$$

де: Δ – щільність ВР в патроні, Україніта ПС $\Delta = 1100$ кг/м³;

d – діаметр патрону, $d = 0,042$ м;

K_3 – коефіцієнт заповнення шпурів, $K_3 = 0,65$ згідно табл. 31 [2].

$$N = \frac{1,27 \cdot 2,8 \cdot 13,7}{1100 \cdot 0,042^2 \cdot 0,65} = 39 \text{ шпурів}$$

Приймаємо $N = 39$ штук – кількість шпурів на перетин забою.

4. Визначаємо глибину шпурів за формулою:

$$l_{\text{шп}} = \frac{L}{21 \cdot t_{\text{м}} \cdot n_{\text{зм}} \cdot n_{\text{ц}} \cdot \eta}$$

де L – довжина виробки, $L = 200$ м; 20 – кількість робочих днів в місяці; $t_{\text{м}}$ – термін проведення виробки, $t_{\text{м}} = 1,4$ місяця; $n_{\text{зм}}$ – кількість змін за добу, $n_{\text{зм}} = 3$; $n_{\text{ц}}$ – кількість циклів за зміну, $n_{\text{ц}} = 1$; η – (КВШ) коефіцієнт використання шпурів, $\eta = 0,87$.

$$l_{\text{шп}} = \frac{200}{20 \cdot 1,4 \cdot 3 \cdot 1 \cdot 0,87} = 2,7 \text{ м}$$

5. При складанні схеми розташування шпурів в вибої враховують характеристику порід, умови їх залягання, напрям тріщинуватості, розміри вибою, потужність застосовуваного ВР і необхідне посування вибою за вибух.

Вибираємо тип врубу: прямий центральний. Співвідношення між кількістю врубових, допоміжних та контурних шпурів приймаємо 1:0,8:1,4.

Визначаємо кількість врубових шпурів:

$$N_{\text{вр}} = \frac{N}{1 + 0,8 + 1,4} \cdot 1 = \frac{39}{3,2} = 12 \text{ шпурів}$$

Вибираємо вруб з компенсаційними шпурами, що дозволить отримати додаткову площу оголення. Діаметр врубових шпурів приймаємо $\varnothing 51$ мм.

Визначаємо об'єм компенсаційного шпуру:

$$V_0 = \frac{\pi \cdot d^2 \cdot l_{\text{шп}}}{4} = \frac{3,14 \cdot 5,1 \cdot 270}{4} = 5513 \text{ см}^3$$

Визначаємо кількість компенсаційних шпурів:

$$N_0 = \frac{(\eta \cdot l_{\text{шп}}/A)^3}{V_0}$$

η – (КВШ) коефіцієнт використання шпурів, $\eta = 0,87$

$A=8,57$ – масштабний коефіцієнт

$$N_0 = \frac{(0,87 \cdot 270/8,57)^3}{5513} = 3,73 \approx 4 \text{ шпура}$$

Приймаємо вруб, що має 8 шпурів, що заряджаються та 4 компенсаційних.

Визначаємо кількість допоміжних шпурів:

$$N_{\text{доп}} = \frac{N}{1 + 0,8 + 1,4} \cdot 0,8 = \frac{39}{3,2} \cdot 0,8 = 9,75 \approx 10$$

Діаметр допоміжних шпурів приймаємо $\varnothing 51$ мм.

Визначаємо кількість контурних шпурів:

$$N_{\text{кон}} = \frac{N}{1 + 0,8 + 1,4} \cdot 1,4 = \frac{39}{3,2} \cdot 1,4 = 17,06 \approx 17$$

Діаметр контурних шпурів приймаємо $\varnothing 43$ мм.

Відстань між контурними зарядами:

$$a_0 = m \cdot w$$

де $m=1$, w – лінія найменшого супротиву між відбійними та контурними зарядами:

$$w = \left[\frac{p}{q \cdot m} \right]^{\frac{1}{2}} = \left[\frac{\pi \cdot d^2 \cdot \Delta}{4 \cdot q \cdot m} \right]^{\frac{1}{2}}$$

$$w = \left[\frac{3,14 \cdot 0,043^2 \cdot 1100}{4 \cdot 2,8 \cdot 1} \right]^{\frac{1}{2}} = 0,755 \text{ м}$$

Враховуючи різну ступінь складності роботи зарядів в кривлі та ґрунті виробки шпури розташовуємо на відстані: в кривлі через 1000 мм, в боках 670 мм, біля ґрунту 950 мм, між допоміжними шпурами 760 мм.

Таким чином приймаємо: центральні компенсаційні шпури Ø 51 мм – 4 шт., врубіві Ø 51 мм – 8 шт., допоміжні Ø 51 мм – 10 шт., контурні Ø 43 мм – 17 шт. (з них контурні бокові – 8 шт., контурні ґрунтові – 5 шт., контурні кровельні – 4 шт.).

Врубіві шпури № 1-8 Ø 51 мм та допоміжні шпури № 9-18 Ø 51 мм заряджаються патронами Україніт П-С Ø 42 мм, контурні шпури № 19-35 Ø 43 мм заряджаються патронами Україніт П-С Ø 32 мм.

Фактичну витрату ВР розраховуємо виходячи з цілої кількості патронів. Кількість ВР на цикл робимо графічним шляхом (див. Рис. 2.7).

$$Q_{\phi} = 3,5 \cdot 18 + 1,8 \cdot 17 = 93,6 \text{ кг}$$

Вибираємо засіб підривання: капсуль-детонатор засіб неелектричного ініціювання (КД ЗНІ), тип УНС-ШК-5, з розташуванням патрона бойовика першим від дна шпуру, що забезпечить найкраще дроблення породи в вибії та високий коефіцієнт використання шпурів.

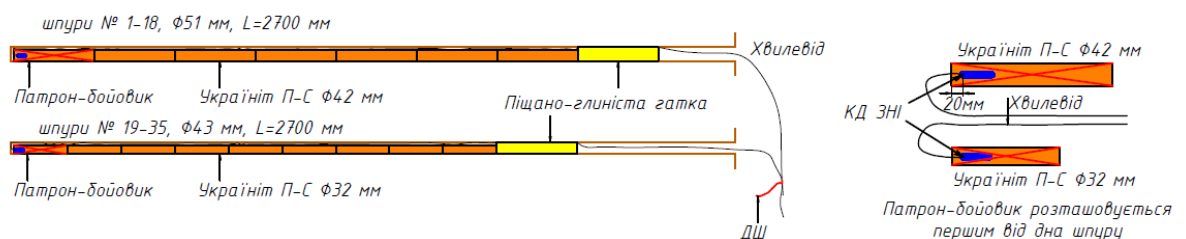


Рисунок 2.6 – Конструкція заряду та патрона-бойовика.

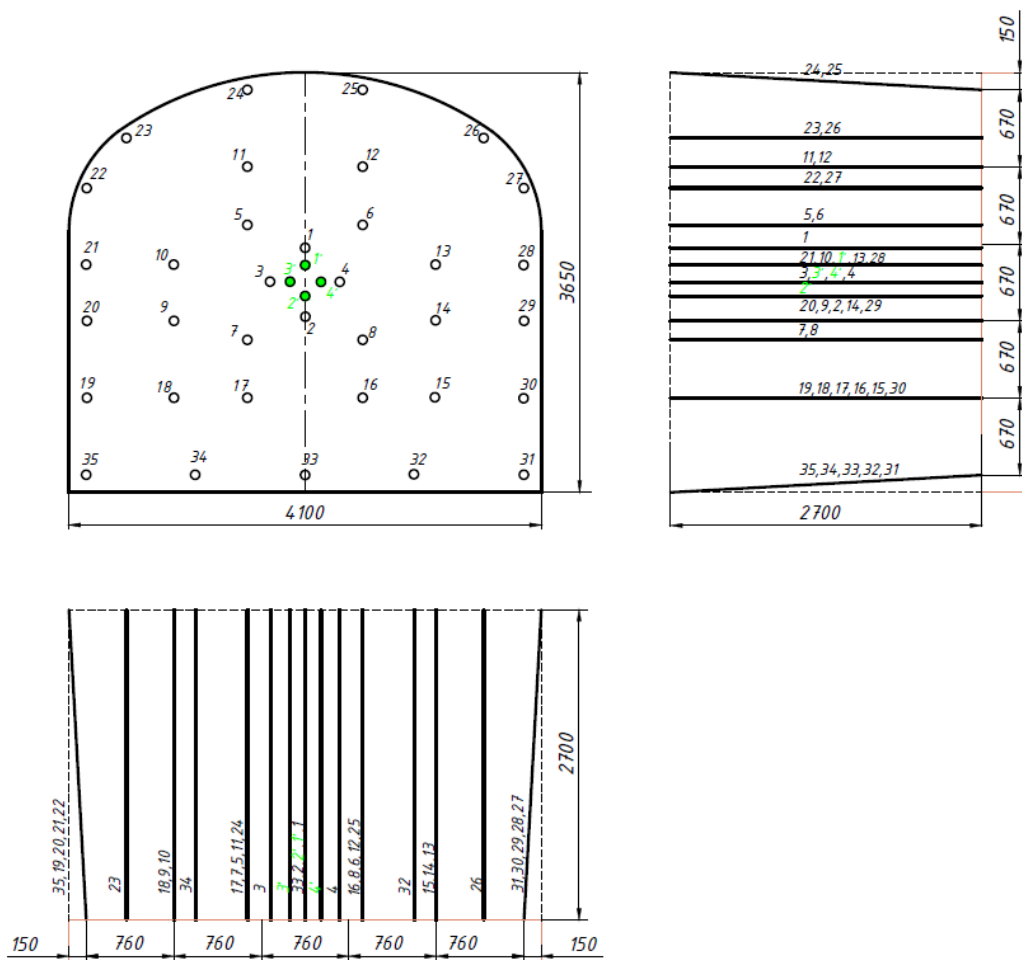


Рисунок 2.5 – Схема розташування шпурів

Таблиця найменування та черговості підривання шпурових зарядів:

№	Найменування (призначення) шпурів	Кількість, шт.	№ шпуру за схемою	Ø шп., мм	глибина шп., м.	Нахил шпурів		Вага заряду в шпурі, кг			Вага заряду в шпурах, кг.	діаметр пат., мм.	Довжина гатки, мм.	Черговість підривання
						до верг. площ.	до гор. площ.	Патронований	гранульований	всього				
1	Врубіві	2	1 - 2	51	2,7	90	90	3,5	-	3,5	7,0	42	300	I
		2	3 - 4	51	2,7	90	90	3,5	-	3,5	7,0	42	300	II
		2	5 - 6	51	2,7	90	90	3,5	-	3,5	7,0	42	300	III
		2	7 - 8	51	2,7	90	90	3,5	-	3,5	7,0	42	300	IV
2	Врубіві холості	4	1' - 4'	51	2,7	90	90	Не заряджаються						
3	Допоміжні	10	9 - 18	51	2,7	90	90	3,5	-	3,5	35	42	300	V
4	Контурні	8	19 - 22	43	2,7	85	90	1,8	-	1,8	14,4	32	300	VI
5	Контурні	4	23 - 26	43	2,7	85	85	1,8	-	1,8	7,2	32	300	VI
6	Ґрунтові	6	31 - 35	43	2,7	90	85	1,8	-	1,8	9,0	32	300	VII
	Загалом:	39									93,6			

2.8 Розрахунок вибухової мережі

Вибираємо засоби підривання і розраховуємо вибухову мережу.

Приймаємо спосіб підривання – неелектричний, детонатори ЗНІ ДШ, що ініціюються, з ЕД.

Детонуючий шнур приймаємо ДШЕ-6 завдовжки 15 м.

Електродетонатор ЕДКЗ в кількості 1 шт.

Розрахунок інтервалів уповільнення ведемо згідно з рекомендаціями [9].

Застосовуємо детонатори ЗНІ типу УНС-ШК-5 і УНС-Н-5 наступних серій: у врубових шпурах № 1-2 – I серія уповільнення; у врубових шпурах № 3-4 – II серія уповільнення; у врубових шпурах № 5-6 – III серія уповільнення; у врубових шпурах № 7-8 – IV серія уповільнення; у допоміжних шпурах № 9-18 – V серія уповільнення; у контурних шпурах № 19-30 – VI серія уповільнення; у ґрунтових шпурах № 31-35 – VII серія уповільнення.

Спосіб монтажу:

- електровибухової мережі – паралельний;
- хвилеводів ЗНІ – обв'язуванням пучків ДШ.

Місце укриття підричника знаходиться в 80 м від вибію. В якості магістрального дроту застосовуємо дріт ВП 2× 0,7 перетином 0,7 мм², довжина магістрального дроту 130 м. Для збереження магістрального дроту передбачаємо дільничні дроти завдовжки 12 м, використовуючи дріт ВМВ2-0,51, перетином 0,5 мм².

Тип джерела струму: вибухова машинка (типу КПМ-3У1).

Тип контрольно вимірювального приладу: ІВС-01, ХН-2575.

Зарядне устаткування: зарядник УЗП-2А, ЗЕП-10, зарядний трубопровід типу ЗТ-25 завдовжки 7 м.

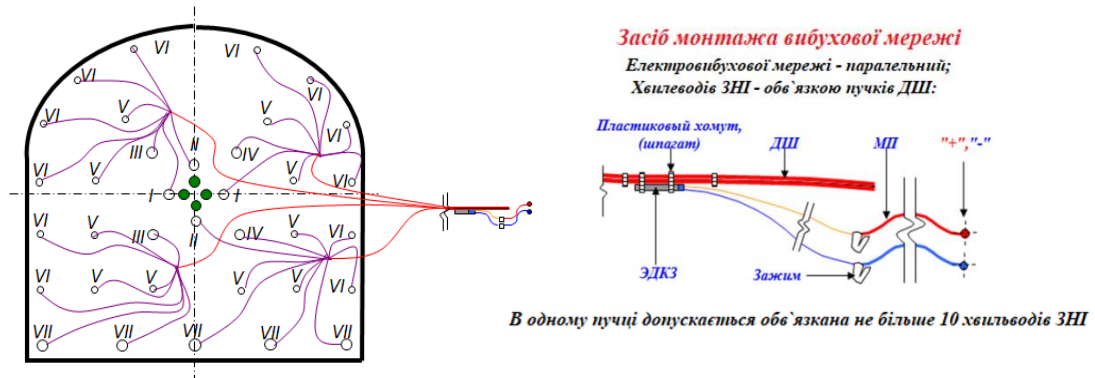


Рисунок 2.7 – Схема монтажу вибухової мережі

Визначаємо загальний опір електровибухової мережі

$$R_{\text{заг}} = R_{\text{ед}} + R_{\text{маг}}$$

де $R_{\text{заг}}$ – загальний опір ЕВМ, Ом;

$R_{\text{ед}}$ – загальний опір електродетонаторів, Ом;

$R_{\text{маг}}$ – опір магістрального дроту, Ом;

$$R_{\text{ед}} = r_{\text{ед}} = 3,6 \text{ Ом}$$

де $r_{\text{ед}} = 3,6 \text{ Ом}$ – опір електродетонатора

$$R_{\text{маг}} = \frac{L_{\text{маг}} \cdot \rho_{\text{маг}}}{S_{\text{маг}}}$$

де $L_{\text{маг}} = 260 \text{ м}$ – довжина магістрального дроту (при застосуванні двожильного, множиться на 2); $\rho_{\text{маг}}$ – питомий опір для тимчасової вибухової лінії (для $Cu=0,0184 \text{ Ом.мм/м}$);

$S_{\text{маг}}$ – площа перетину магістрального дроту, мм^2

$$S_{\text{маг}} = \frac{\pi \cdot d^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,7^2}{4} = 0,38 \text{ мм}^2$$

де $d = 0,7 \text{ мм}$ – діаметр магістрального дроту

$$R_{\text{маг}} = \frac{260 \cdot 0,0184}{0,38} = 12,44 \text{ Ом}$$

$$R_{\text{заг}} = 3,6 + 12,44 = 16,04 \text{ Ом}$$

Повинна дотримуватися умова:

$$R_{\text{заг}} < R_{\text{п}}$$

де $R_{\text{п}}$ – допустимий паспортний опір (для КІМ-3У1 = 45 Ом)

$$16,04 \text{ Ом} < 45 \text{ Ом}$$

Розрахунок сили струму електровибухової мережі:

$$I_{\text{ед}} = \frac{U}{R_{\text{заг}}}$$

де U – напруга джерела струму (для КПМ-3У1 = 1600 В)

$$I_{\text{ед,кпм}} = \frac{U_{\text{кпм}}}{R_{\text{заг}} + R_{\text{дод}}}$$

де $I_{\text{ед,кпм}}$ – сила струму електровибухової мережі для КПМ;

$U_{\text{кпм}}$ – напруга джерела струму (для КПМ-3У1 = 1600 В);

$R_{\text{дод}}$ – додатковий опір (для КПМ-3У1 = 220 Ом)

$$I_{\text{ед,кпм}} = \frac{1600}{16,04 + 220} = 6,8 \text{ А}$$

Повинна дотримуватися умова:

$$I_{\text{ед}} > I_{\text{гар}}$$

де $I_{\text{гар}}$ – гарантійний струм спрацьовування (для ЕДКЗ = 1)

$$6,8 \text{ А} > 1 \text{ А}$$

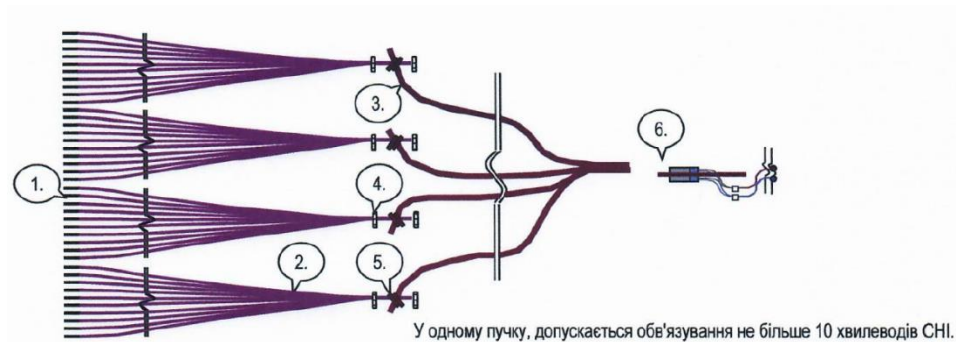


Рисунок 2.8 – Схема з'єднання детонаторів

Умовні позначення:

- 1 – КД ЗНІ
- 2 – хвилевід ЗНІ
- 3 – ДШ
- 4 – пластиковий хомут (шпагат)
- 5 – подвійний вибленочний вузол
- 6 – ЕДЗН, ЕДЗК

2.9 Техніко-економічні показники БВР

Розраховуємо основні показники буро-вибухових робіт:

Просування вибію за цикл:

$$l_{yx} = l_{шп} \cdot \eta = 2,7 \cdot 0,87 = 2,35 \text{ м}$$

Об'єм гірської маси, відірваної за вибух:

$$V = S \cdot l_{yx} = 13,7 \cdot 2,35 = 32,2 \text{ м}^3$$

Витрата шпурометрів на:

а) цикл

$$L_{шп} = l_{шп} \cdot N = 2,7 \cdot 39 = 105,3 \text{ шпм/цикл}$$

б) 1м проходки:

$$L_{шп} \text{ 1п. м.} = \frac{L_{шп}}{l_{yx}} = \frac{105,3}{2,35} = 44,8 \text{ шпм/1п. м}$$

в) 1м³ гірської маси:

$$L_{шп} \text{ 1м}^3 = \frac{L_{шп}}{V} = \frac{105,3}{32,2} = 3,27 \text{ шпм/1м}^3$$

Витрата ВР:

а) на цикл

Врубкові шпури № 1-8 Ø 51 мм та допоміжні шпури № 9-18 Ø 51 мм заряджаються патронами Україніт П-С Ø 42 мм, контурні шпури № 19-35 Ø 43 мм заряджаються патронами Україніт П-С Ø 32 мм.

Фактичну витрату ВР розраховуємо виходячи з цілої кількості патронів. Кількість ВР на цикл робимо графічним шляхом (див. рис. 6.7.).

$$Q_{\phi} = 3,5 \cdot 18 + 1,8 \cdot 17 = 93,6 \text{ кг}$$

б) 1м проходки

$$Q_{\text{1п.м.}} = \frac{Q_{\phi}}{l_{yx}} = \frac{93,6}{2,35} = 39,83 \text{ кг/п. м.}$$

в) 1м³ гірської маси – фактична питома витрата ВР

$$q_{\phi} = \frac{Q_{\phi}}{V} = \frac{93,6}{32,2} = 2,91 \text{ кг/м}^3$$

Складаємо таблицю техніко-економічних показників БВР.

№	Показники	Одиниця виміру	Величина
1	Площа перетину: у світлі начорно	м ²	13,2
		м ²	13,7
2	Коефіцієнт міцності порід	f	14-15
3	Бурова установка AXERA-D05	шт	1
4	Діаметр шпурів	мм	43, 51
5	Число шпурів на цикл	шт	39
6	Глибина шпурів	м	2,7
7	Число шпурометрів на цикл	м	105,3
8	Коефіцієнт використання шпуру		0,87
9	Витрата ВВ на цикл	кг	93,6
10	Витрата ЕД ЗІН на цикл	шт	35
11	Просування вибію за цикл	м	2,35
12	Вихід породи за цикл	м ³	32,2
13	Витрата коронок на 1 м виробки	шт/м	0,082
14	Витрата бурової сталі на 1 м виробки	кг/м	0,0192
15	Тип вибухового приладу		КПМ-3У1
16	Тип контрольно-вимірювального приладу		ІВС-01

2.10 Розрахунок провітрювання виробки

В атмосферу гірничої виробки, яка знаходиться в стані проходки, надходять різні шкідливі гази, особливо при буро-підривному способі. Для забезпечення нормальних санітарно - гігієнічних умов праці прохідників в кожному випадку складається проект провітрювання виробки на період її проведення.

Перед допуском людей у виробку після виробництва буро-вибухових робіт вміст шкідливих газів необхідно знизити шляхом її провітрювання не менше, ніж до 0,008% за об'ємом при перерахунку на умовний оксид вуглецю.

Вміст кисню у виробленні, де знаходяться люди, повинно бути не менше 20%.

Шляхом провітрювання виробок з них видаляється, крім того, пил, яка може стати причиною професійного захворювання або бути вибухонебезпечною (пил вугільна, сірчана, колчедана і ін.).

Необхідна кількість повітря для провітрювання підземних виробок повинно розраховуватися відповідно до різних факторів: по найбільшій кількості людей, зайнятих одночасно на підземних роботах, за оксидом вуглецю, по отруйним і вибухонебезпечним газам і пилу, по запиленню гірничих виробок, кількості газів, що виділяються при вибухових роботах.

Виробки при їх проведенні провітрюють завдяки загальношахтній депресії або вентиляторами місцевого провітрювання в поєднанні з вентиляційними трубами.

Для провітрювання транспортного уклону приймаємо нагнітальний спосіб провітрювання, що має найбільше поширення. Нагнітальний спосіб провітрювання полягає в інтенсивному перемішуванні повітря впривибійному просторі і розбавленні його свіжим повітрям, що поступає з кінця повітропроводу.

Струмінь, що виходить із забою, рухається по виробці до гирла, захоплюючи по дорозі усі шкідливі газоподібні домішки. При цьому способі вентиляційні труби підводяться як можна ближче до вибію (вони повинні відставати від вибію не більше ніж на 10 м), з тим, щоб в привибійній зоні завжди було діяльне перемішування повітря.

Визначаємо необхідну кількість повітря для провітрювання виробки за різними чинниками

№	Найменування	Од.вим.	
1	Довжина виробки	м2	200
2	Перетин виробки	м	3,7
3	Довжина вентиляційного трубопроводу	м	200
4	Кількість ВР	кг	93,6
5	Кількість люде в вибії	чол.	4
6	Час провітрювання	хв.	30
8	Максимальна температура	°С	24
9	Міцність		14-15
10	Водоприток	м3/год	1,5

1. Розрахунок кількості повітря за розрідженням отруйних газів від вибухових робіт:

$$Q_{\text{вп}} = \frac{2,3 \cdot \sqrt[3]{A \cdot S^2 \cdot L^2 \cdot b \cdot \varphi}}{t}$$

де $A = Q_{\text{вп}} = 93,6$ кг – кількість одночасно висаджуваного в повітря ВР;

$S = 13,7$ м² – площа поперечного перетину виробки начорно;

$L = 200$ м – максимальна довжина провітрюваної частини виробки;

$b = 33$ л/кг – фактична газовість ВР;

$\varphi = 0,8$ – коефіцієнт, що враховує обводненість виробки;

$t = 1800$ с, максимально допустимий час провітрювання вибію у міжзмінну перерву

$$Q_{\text{вп}} = \frac{2,3 \cdot \sqrt[3]{93,6 \cdot 13,7^2 \cdot 200^2 \cdot 22 \cdot 0,8}}{1800} = 3,38 \text{ м}^3/\text{с}$$

2. Розрахунок кількості повітря за мінімально-допустимою швидкістю руху повітряного струменю:

$$Q_{\text{min}} = V_{\text{min}} \cdot S = 0,25 \cdot 13,7 = 3,43 \text{ м}^3/\text{с}$$

де $V = 0,25$ м/с – мінімально-допустима швидкість повітряного струменю

3. Розрахунок кількості повітря за найбільшою кількістю людей, що знаходяться в вибії:

$$Q_{\text{max}} = 0,1 \cdot N = 0,1 \cdot 4 = 0,4 \text{ м}^3/\text{с}$$

де $0,1 = 0,25$ м/с – мінімально-допустима швидкість повітряного струменю;

$N = 4$ – максимальне число людей у виробці, чол.;

4. Розрахунок кількості повітря за тепловим фактором:

$$Q_{\text{тепл}} = k \cdot 0,02 \cdot (t - 17)^2 \cdot S$$

де $k = 0,3$ – коефіцієнт засобів інтенсифікації місцевого провітрювання в вибійній зоні;

$t = 24$ °С – температура повітря в вибії

$$Q_{\text{тепл}} = 0,3 \cdot 0,02 \cdot (24 - 17)^2 \cdot 13,7 = 4,03 \text{ м}^3/\text{с}$$

5. Розрахунок кількості повітря за пиловим чинником:

$$Q_{\text{пил}} = q \cdot n_{\text{п}} \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4$$

де q – норматив витрат повітря на одну бурову машину (для бурової установки Boomer-251 $q = 1,5$ м³/с);

$n_{\text{п}} = 1$ – кількість одночасно працюючих перфраторів, шт;

$t = 24$ °С – температура повітря в вибії;

$k_1 = 1$ – коефіцієнт, що враховує умови буріння шпурів;

k_2 – коефіцієнт, що враховує способи провітрювання (при нагнітальному $k_2 = 1$);

k_3 – коефіцієнт, що враховує застосування засобів, що попереджають дисперсування шламу (при застосуванні цих засобів $k_3 = 0,5$);

k_4 – коефіцієнт, що враховує ефективність змочування пилу (при промиванні шпурів водою $k_4 = 1,0$)

$$Q_{\text{пил}} = 1,5 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,5 \cdot 1 = 0,75 \text{ м}^3/\text{с}$$

Результати розрахунків необхідної кількості повітря для провітрювання виробки за всіма факторами для порівняльного аналізу та вибору найбільшого Q заносимо до таблиці

Фактор	$Q_{\text{вр}}$	Q_{min}	Q_{max}	$Q_{\text{тепл}}$	$Q_{\text{пил}}$
Результат розрахунку	3,38	3,43	0,4	4,03	0,75

6. Визначаємо необхідну продуктивність вентилятора за найбільшим з отриманих значень кількості повітря:

$$Q_{\text{вен}} = Q_{\text{max}} \cdot K_{\text{ут}}$$

де Q_{max} – найбільше з отриманих значень кількості повітря; $K_{\text{ут}}$ – коефіцієнт, що враховує витоки повітря в вентиляційному трубопроводі

$$K_{\text{ут}} = \frac{\exp(0,69 \cdot L_{\text{max}} \sqrt[3]{\alpha \cdot K_{\alpha} \cdot K^2})}{d}$$

де L_{max} – максимальна довжина вентиляційного трубопроводу;

$$L_{\text{max}} = L_{\text{тр}} + 20 \cdot n_1 \cdot d + 10 \cdot n_2 \cdot d$$

де $L_{\text{тр}} = 200$ м – довжина вентиляційного трубопроводу; $n_1 = 1$ – кількість поворотів на 90°; $n_2 = 2$ – кількість поворотів на 45°; $n_1 = 1$ – кількість поворотів на 90°;

$d = 0,8$ м – діаметр трубопроводу, що приймається

$$L_{max} = 200 + 20 \cdot 1 \cdot 0,8 + 10 \cdot 2 \cdot 0,8 = 232 \text{ м}$$

α – коефіцієнт аеродинамічного опору трубопроводу (для $\emptyset 0,8 = 0,00015 \text{ Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^4$);

$K\alpha=1$ – коефіцієнт старіння металевих трубопроводів (для гнучких текстovinитових приймаємо $K\alpha=1$);

K – коефіцієнт питомої стикувальної повітропроникності (для рукава $\emptyset 0,8 = 0,0001$)

$$K_{yt} = \frac{\exp(0,69 \cdot 232 \cdot \sqrt[3]{0,00015 \cdot 1 \cdot 0,0001^2})}{0,6} = 1,27$$

$$Q_{вен} = 4,03 \cdot 1,27 = 5,12 \text{ м}^3/\text{с}$$

7. Визначаємо депресію вентилятора

$$H_{розр} = K_{нт.тр.} \cdot Q_{вен}^2 \cdot R_{тр}$$

де $K_{нт.тр.}=1$ – коефіцієнт натягнення вентиляційного трубопроводу (для нормально натягнутих труб $K_{нт.тр.}=1$);

$R_{тр}$ – опір гнучкого вентиляційного трубопроводу (при $L_{max} = 232$ м і діаметрі $0,8$ м $R_{тр} = 12 \text{ Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^8$)

$$H_{розр} = 1 \cdot 5,12^2 \cdot 12 = 315 \text{ мм. вод. ст.}$$

На підставі отриманих значень $H_{розр}$ і $Q_{вен}$ вибираємо тип вентилятора і трубопроводу.

Тип прийнятого вентилятора – ВМ-8М, трубопровід текстovinитовий $\emptyset 800$ мм.

8. Визначаємо кількість вентиляторів для підтримки розрахункової депресії:

$$N_{вен} = \frac{H_{расч}}{H_{табл}} = \frac{315}{470} = 0,67 < 1$$

де $H_{табл} = 470$ мм.вод.ст. – депресія вентилятора ВМ-8М при довжині вентиляційного трубопроводу 232 м і діаметрі $0,8$ м.

Для провітрювання виробки беремо один вентилятор місцевого провітрювання ВМ-8М та текстovinитовий трубопровід $\emptyset 800$ мм.

Технічні характеристики вентилятора ВМ-8М

Показники	Тип вентилятора
	ВМ-8М
Діаметр робочого колеса, мм	800
Номінальна подача, м ³ /с	10
Тиск, Па	3200
Потужність електродвигуна, кВт	50
Частота обертання, хв-1	3000
Маса, кг	600

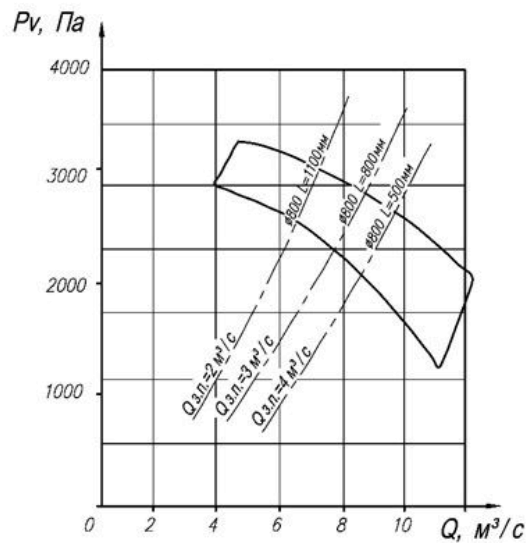


Рисунок 2.9 – Аеродинамічна характеристика

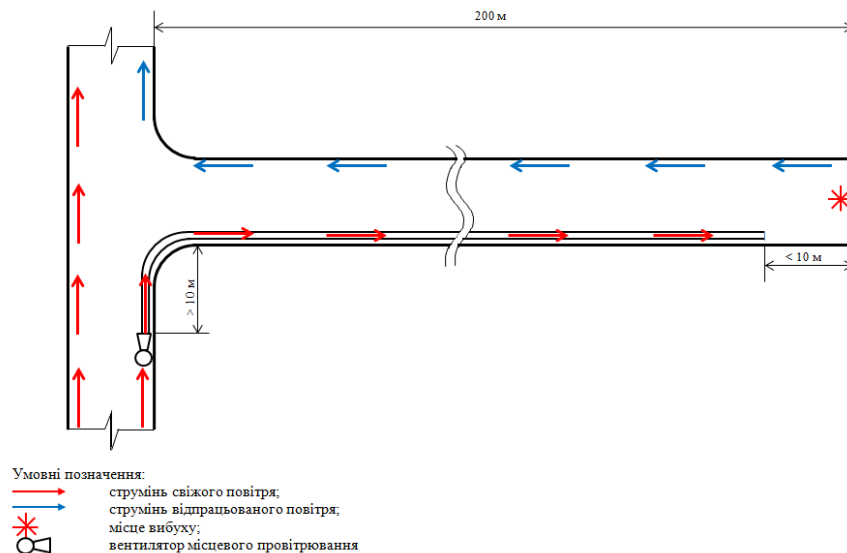


Рисунок 2.10 – Схема провітрювання гірничих виробок вентилятора ВМ-8М

2.11 Організація прохідницьких робіт

Умови проходки:

Переріз виробки : $S = 13,7 \text{ м}^2$

Міцність породи : $f = 14-15$.

Вживане устаткування: бурова установка AXERA-D05, навантажувальна машина TORO-400E, зарядка робиться вручну, тип вживаної ВР Україніт П-С Ø 42 мм, Україніт П-С Ø 32 мм. Кріплення, згідно з типовим паспортом: кріплення комбіноване – з/б штанги и торкретбетон, завтовшки шару 50 мм.

Кріплення виробки здійснюється з відставанням від вибою 20 м спеціалізованою бригадою комплексом «Sprautec».

1. Визначаємо норму виробки машиніста бурової установки:

Ø43 мм $N_{\text{бур1}} = N_{\text{дов1}} \cdot 1,2 = 145,68 \cdot 1,2 = 174,82 \text{ мшп/зм}$

де $N_{\text{дов1}} = 145,68$ – довідкова норма виробки на буріння шпурів Ø43 мм, м/ч.зм. [1] т.14.15

Ø51 мм $N_{\text{бур2}} = N_{\text{дов2}} \cdot 1,2 = 121,92 \cdot 1,2 = 146,3 \text{ мшп/зм}$

де $N_{\text{дов2}} = 121,92$ – довідкова норма виробки на буріння шпурів Ø51 мм, м/ч.зм. [1] т.14.15

Визначаємо змінну норму виробки бурильника на обурювання вибію:

Ø43 мм

$$N_{61} = \frac{N_{\text{бур1}}}{L_{\text{шп43}}} = \frac{174,82}{27 \cdot 2,7} = 2,4 \text{ м/зм}$$

Ø51 мм

$$N_{62} = \frac{N_{\text{бур2}}}{L_{\text{шп51}}} = \frac{146,3}{12 \cdot 2,7} = 4,52 \text{ м/зм}$$

Визначаємо відсоток буріння шпурів різними діаметрами:

Ø43 мм

$$\eta_1 = \frac{n_{43} \cdot 100\%}{N_{\text{шп}}} = \frac{27 \cdot 100\%}{39} = 69,2\%$$

Ø51 мм

$$\eta_2 = \frac{n_{51} \cdot 100\%}{N_{\text{шп}}} = \frac{12 \cdot 100\%}{39} = 30,8\%$$

де n_{43} , n_{51} – кількість шпурів відповідного діаметру в вибії, шт.

Визначаємо середню норму виробки на буріння вибію:

$$N_{\text{бур}} = \frac{N_{61} \cdot \eta_1 + N_{62} \cdot \eta_2}{100\%}$$

$$N_{\text{бур}} = \frac{2,4 \cdot 69,2 + 4,52 \cdot 30,8}{100} = 3,05 \text{ м/зм}$$

2. Визначаємо норму виробки машиніста навантажувальної машини:

$$N_{\text{пдм}} = \frac{N_{\text{дов}} \cdot 1,2}{S}$$

де $N_{\text{дов}} = 53,4$ – довідкова норма виробки машиніста навантажувальної машини при відстані відкатки до 200 м, м³/зм [1] т.14.11

$$N_{\text{пдм}} = \frac{53,4 \cdot 1,2}{13,7} = 4,68 \text{ м/зм}$$

3. Для буріння шпурів під анкера використовуємо бурову установку Boomer-251, діаметр шпуру 43 мм.

Число анкерів в перетині виробки на 1 п.м. – $n = 7$; довжина шпурів під анкера $l = 1,7$ м (довжина анкера 1,8 м); відстань між рядами анкерів по довжині виробки 1 м.

Визначаємо норму виробки машиніста бурової установки для буріння шпурів під анкера:

$$N_{\text{бур}} = N_{\text{дов}} \cdot 1,2$$

де $N_{\text{дов}} = 145,68$ – довідкова норма виробки на буріння, м/ч.зм. [1] т.14.15

$$N_{\text{дов}} = 145,68 / (7 \cdot 1,7) = 12,24 \text{ м/зм.}$$

$$N_{\text{бур}} = 12,24 \cdot 1,2 = 14,69 \text{ м/зм.}$$

4. Визначаємо норму на кріплення виробки залізобетонними анкерами:

$$N_{\text{кр}} = N_{\text{дов}} \cdot 1,2$$

де $N_{\text{дов}} = 38,2$ – довідкова норма на кріплення залізобетонними анкерами, м/ч.зм.

$$H_{\text{дов}} = 38,2/7 = 5,46 \text{ м/зм.}$$

$$H_{\text{кр}} = 5,46 \cdot 1,2 = 6,55 \text{ м/зм.}$$

5. Визначаємо норму на навішування вентиляційних труб:

$$H_{\text{вент}} = H_{\text{дов}} \cdot 1,2$$

де $H_{\text{дов}} = 100$ – довідкова норма на навішування вентиляційних труб, м/зм.

$$H_{\text{вент}} = 100 \cdot 1,2 = 120 \text{ м/зм.}$$

6. Визначаємо норму виробки на заряджання шпурів вручну, виходячи з норми часу:

$$H_{\text{зар}} = \frac{T_{\text{зм}}}{H_{\text{дов}} \cdot k}$$

де $T_{\text{зм}} = 7,2$ - тривалість зміни, ч;

$H_{\text{дов}} = 0,032$ – довідкова норма часу на заряджання шпурів вручну, чол.-год;

$k = 0,83$ – поправочний коефіцієнт на комутацію електровибухової мережі.

$$H_{\text{зар}} = \frac{7,2}{0,032 \cdot 0,83} = 271,1 \text{ шп. м/зм}$$

Результати заносимо в таблицю.

Визначення комплексної норми виробки

№ п/п	Найменування робіт	Одиниці виміру	Норма виробки, м/зм.	Трудомісткість на 1м, чол.-зм	Об'єм робіт на цикл, м	Трудоємність на цикл, чол.-зм
1	Вантаження породи	м/зм	4,68	0,214	2,35	0,502
2	Буріння вибію	м/зм	3,05	0,328	2,35	0,770
3	Навіш вент. рукавів	м/зм	120	0,008	2,35	0,020
4	Заряджання	шп.м/зм	271,1	0,129	2,35	0,303
	Разом			0,679		1,596
5	Інші роботи (20%)			0,136		0,319
	Всього			0,815		1,915

8. Визначаємо комплексну норму виробки:

$$H_{\text{к}} = \frac{1}{\sum T_p 1\text{м}} = \frac{1}{0,815} = 1,227 \text{ м/зм}$$

Необхідний явочний склад ланки згідно трудомісткості на проходку виробки складає – 2 людини: прохідники IV і V розрядів.

9. Визначаємо коефіцієнт виконання норми виробки:

$$K_H = \frac{T_{\text{ц}}}{n_{\text{я}}} = \frac{1,915}{2} = 0,957$$

10. Визначаємо витрати часу на виконання окремих операцій прохідницького циклу по формулі:

$$t = \frac{T_{\text{ц}} \cdot T_{\text{зм}}}{n_{\text{я}} \cdot K_H}$$

де $T_{\text{ц}}$ – трудомісткість операції на цикл, чол.-зм;

$n_{\text{я}}$ – кількість робітників, чол.;

Результати заносимо в таблицю.

Циклограма проходки

№	Найменування робіт	К-сть	Час	1	2	3	4	5	6	7	8
1	Пзбс	2	0,5								
2	Вантаження породи	1	2,2								
3	Інші роботи	1	2,2								
4	Навішування вент.рук.	2	0,2								
5	Буріння вибію	1	3,1								
6	Інші роботи	1	1,7								
7	Доставка ВР	1	1,4								
8	Зарядження та підривання	2	1,2								
9	Провітрювання	-	0,5								

11. Визначаємо трудомісткість проходки ухилу

$$T = \frac{T_{\text{ц}}}{l_{\text{ух}}} = \frac{1,915}{2,35} = 0,815 \text{ чол. зм/м}$$

де $l_{\text{ух}} = 2,35$ – просування вибію за цикл, м.

Кріплення виробки здійснюється з відставанням від вибою 20 м спеціалізованою бригадою, у складі 3 кріпильників IV розряду, комплексом «Spraymec».

Визначаємо норму виробки на кріплення виробки:

$$N_{кр} = \frac{N_{дов} \cdot 1,2}{S_{торк.}}$$

де $N_{дов} = 30,89$ – довідкова норма виробки на торкретування, м²/чол.-зм;

$S_{торк.}$ – площа торкретування, м:

$$S_{торк.} = 2 \cdot h + 1,33 \cdot B = 2 \cdot 2,267 + 1,33 \cdot 4,1 = 9,99 \text{ м}^2$$

h – висота стінки до п'яти зведення виробки, м;

B – ширина виробки, м.

$$N_{кр} = \frac{30,89 \cdot 1,2}{9,99} = 3,71 \text{ м/зм}$$

Визначаємо час на кріплення одного метру виробки:

$$t = \frac{T_{зм}}{N_{кр}} = \frac{7,2}{3,71} = 1,9 \text{ ч}$$

Організація роботи

На початку зміни вибій приводиться в безпечний стан. Після чого один прохідник відвантажує гірську масу вибію, інший тим часом нарощує комунікації, проводить техогляд бурової машини, надалі прохідники разом навішують вентиляційні рукави, після чого другій прохідник приступає до буріння вибію, перший тим часом обслуговує обладнання після виконання робіт та доставляє ВВ, потім удвох заряджають вибій і роблять вибух. Провітрювання проводиться в міжзмінну перерву.

Витрата матеріалів та енергії

1. Визначаємо питому витрату електроенергії [1] ф.16:

$$q_{ел} = \sum \frac{N_{дв} \cdot t \cdot k_{вик}}{l_{yx}}$$

$$q_{ел} = \sum \frac{(55 \cdot 5,4 + 75 \cdot 4,2) \cdot 0,9}{2,35} + 65 \cdot 1,9 \cdot 0,9 = 346 \text{ кВт} \cdot \text{год/м}$$

де $N_{бур} = 55$ - потужність двигуна AXERA-D05, кВт; $N_{уб} = 75$ - потужність двигуна TORO-400E, кВт; $N_{кр} = 65$ - потужність двигуна Spraymes, кВт; t – час роботи, година; $k_{вик} = 0,9$ – коефіцієнт використання установки, долі од.

2. Визначаємо питому витрату ВР на проходку:

$$Q_{1п.м.} = \frac{Q_{\phi}}{l_{yx}} = \frac{93,6}{2,35} = 39,83 \text{ кг/м}$$

3. Визначаємо питому витрату електродетонаторів на проходку:

$$Q_{e.д.} = \frac{N_{e.д.}}{l_{yx}} = \frac{35}{2,35} = 14,9 \text{ шт/м}$$

4. Визначаємо питому витрату бурових коронок на буріння:

$$q_k = q'k \cdot S = 0,006 \cdot 13,7 = 0,082 \text{ шт/м}$$

де $q'k = 0,006$ – норма витрати бурових коронок, шт/м³, за даними практики.

5. Технологічна норма витрати бурової сталі за даними практики:

$$q_{шт} = 0,0014 \cdot 13,7 = 0,0192 \text{ кг/м.}$$

Визначення комплексної норми виробки для сполучення

№ п/п	Найменування робіт	Одиниці виміру	Норма виробки, м/зм.	Трудомісткість на 1м, чел.-зм	Об'єм робіт на цикл, м	Трудоємність на цикл, чел.-зм
1	Вантаження породи	м/зм	4,68	0,214	2,35	0,502
2	Буріння вибію	м/зм	3,05	0,328	2,35	0,770
3	Буріння під анкера	м/зм	17,14	0,058	2,35	0,137
4	Кріплення анкерами	м/зм	7,64	0,131	2,35	0,308
5	Навіш вент. рукавів	м/зм	120	0,008	2,35	0,020
6	Заряджання	м. шп./зм	271,1	0,129	2,35	0,303
	Разом			0,868		2,040
7	Інші роботи (20%)			0,174		0,408
	Всього			1,042		2,448

8. Визначаємо комплексну норму виробки:

$$N_k = \frac{1}{\sum T_p 1_m} = \frac{1}{1,042} = 0,96 \text{ м/зм}$$

Необхідний явочний склад ланки згідно трудомісткості на проходку виробки складає – 2 людини: прохідники IV і V розрядів.

9. Визначаємо коефіцієнт виконання норми виробки:

$$K_n = \frac{T_{ц}}{n_{я}} = \frac{2,448}{2} = 1,224$$

10. Визначаємо витрати часу на виконання окремих операцій прохідницького циклу по формулі:

$$t = \frac{T_{\text{ц}} \cdot T_{\text{зм}}}{n_{\text{я}} \cdot K_{\text{н}}}$$

де $T_{\text{ц}}$ – трудомісткість операції на цикл, чол.-зм; $n_{\text{я}}$ – кількість робітників, чол.;

Результати заносимо в таблицю.

Циклограма проходки

№	Найменування робіт	К-сть	Час	1	2	3	4	5	6	7	8
1	Пзбс	2	0,5								
2	Вантаження породи	1	1,5								
3	Інші роботи	1	1,5								
4	Навішування вент.рук.	2	0,2								
5	Буріння вибію	1	2,3								
6	Буріння під анкера	1	0,5								
7	Інші роботи	1	1,4								
8	Доставка ВР	1	1,4								
9	Кріплення анкерами	2	1,0								
10	Заряджання та підривання	2	1,2								
11	Провітрювання	-									

Організація роботи

На початку зміни вибій приводиться в безпечний стан.

Після чого один прохідник відвантажує гірську масу вибію, інший тим часом наращує комунікації, проводить техогляд бурової машини, надалі прохідники разом навішують вентиляційні рукави, після чого другий прохідник приступає до буріння вибію, та бурінню під анкерне кріплення, перший тим часом обслуговує обладнання після виконання вантажних робіт та доставляє ВВ, потім удвох проводять кріплення виробки, заряджають вибій і роблять вибух.

Провітрювання проводиться в міжзмінну перерву.

2.12 Техніка безпеки при виконанні прохідницьких робіт

При інтенсивному заколоутворенні, прояві ознак обвалення (потріскування, сипучість і т.і.) негайно покинути небезпечну зону, прийняти заходи по недопущенню в неї людей, повідомити особу технічного нагляду.

В процесі ведення робіт, постійно слідкувати за станом кріплення, бортів та привибійного простору. Перед заряджанням шпурів, установкою з/б анкерів, а також після буріння шпурів під кріплення, необхідно проводити обстукування покрівлі та бортів привибійного простору, вести оборку шматків гірської маси, що відшарувалися, за допомогою СБУ у режимі «забурювання».

Проведення любых робіт без засобів індивідуального захисту заборонено.

Зону дії ПДМ та СБУ огородити аншлагами: «Стій! Працює самохідна техніка». При появі людей у зоні дії ПДМ або СБУ, машиніст зобов'язаний припинити рух, подати відповідний сигнал, активувати гальма стоянки, не проводити маніпуляції робочими органами та не відновлювати рух до їх виходу за межі небезпечної зони.

Ремонт самохідного обладнання проводити при відключеній пусковій апаратурі та в захисних окулярах.

Доставку ВР та ЗІ проводити в різних сумках, згідно норм переноски та окремо складеного ПОР.

При проходці гірничих виробок зустрічними вибіями та при виконанні збійок – вибухові роботи вести з виконанням вимог Розділу ІХ пункт 2.2. «ПБ при поводженні з ВМ промислового призначення».

Підривання вибію може проводитися лише після того, як буде отримано повідомлення про виведення людей з протилежного вибію та установки біля нього посту охорони або аншлагу: «Стій! Ведуться вибухові роботи! Дата..., час проведення вибуху...», за вказівкою особи технічного нагляду (керівника вибуховими роботами) в зміні.

Підривання збійок проводиться в присутності особи технічного нагляду (начальника дільниці або його заступника), після підтвердження про вивід людей за межі небезпечної зони та виробок, по яким поширюються отруйні продукти вибуху.

При досягненні цілику між зустрічними вибіями 7 м – роботи проводяться лише в одному з вибіїв. При цьому проводиться буріння випереджаючих шпурів, довжиною на 1 м більше довжини шпурів, що заряджаються. Відвантаження гірської маси проводиться за допомогою ПДМ в вагони. Проходку виробки вести згідно проектів та маркшейдерських ескізів. У міру продвигання вибію строго дотримуватися паспорту кріплення.

При проходці сполучень гірничих виробок, роботи починаються зі стадійної розкоски згідно маркшейдерських ескізів.

Після завершення проходки кожної із стадій сполучень, проводити перевірку відповідності перетину виробки маркшейдерським ескізам, з їх подальшим доведенням до проектних розмірів при необхідності.

При досягненні проектних розмірів сполучених перетинів гірничих виробок, стадійність робіт вважається завершеною, подальша проходка виробок проводиться в звичайному режимі. При проходці сполучень гірничих виробок забороняється перевищення глибини шпурів, що прийнята на кожній зі стадій при бурінні. Кріплення виробки проводиться відповідно з паспортом кріплення.

2.13 Річний і добовий режим роботи дільниці

Робочий час – це визначена законодавством тривалість робочого дня, тижня. У ст. 50 Кодексу законів про працю України запроваджено нормальну тривалість робочого часу, яка не повинна перевищувати 40 годин на тиждень. Підприємства та організації, укладаючи колективний договір, можуть запропонувати меншу норму тривалості робочого часу. За шкідливих умов праці, а саме на ПрАТ ЗЗРК, загальна норма робочого часу не може перевищувати 36 годин на тиждень.

Режим роботи – це встановлений порядок тривалості діяльності підприємства, підземних дільниць та цехів у часі (протягом доби і тижня). Режим роботи є суттєвою частиною організації виробництва і праці, тому, на одному і тому ж підприємстві, як правило, існує кілька режимів: один на очисних, інший на гірничо-капітальних і гірничо-підготовчих роботах, третій на підйомі, в допоміжних цехах, службах в залежності від змісту і характеру виконуваних робіт.

Режим роботи визначає розподіл в часі (протягом доби - по змінах, протягом тижня - по днях) основних і допоміжних виробничих процесів, пов'язаних з видобутком руди, проведенням виробок, виконанням транспортних і ремонтних робіт.

Кількісно режим характеризується числом робочих змін на добу, тривалістю змін, перерв між ними, тривалістю робочого тижня.

Розрізняють режими роботи:

- річний (тижневий);
- добовий.

Річний (тижневий) режим роботи з використання календарного часу може бути безперервним і переривчастим.

При безперервному режимі підприємство випускає продукцію протягом всіх днів тижня без вихідних. Цей режим роботи застосовується на шахтах і інших гірських підприємствах, де необхідність безперервності обумовлена гірничо-геологічними умовами або особливостями технології. При безперервному режимі робітники, що мають 2 вихідних в тиждень отримують їх за поточним графіком.

Цей режим має ряд недоліків:

1. Складність організації і проведення планово-попереджувальних ремонтів машин і устаткування.
2. Великі труднощі в проведенні ремонтів капітальних гірничих виробок, стволів, рейкових шляхів
3. Мінливість складу виробничих бригад.

4. Щоденна відсутність на роботі частини керівників та ІТР.

5. Труднощі в нормальній організації відпочинку та культурного обслуговування трудящих.

Все це призводить до зношування виробок, машин і обладнання.

Річний режим роботи шахти: безперервний - на основному виробництві, перериваний - на допоміжному. Режим роботи рудника (відповідно до «Норм технологічного проектування», пункт 3.6.2): число робочих днів для спеціальностей прохідник, бурильник, слюсар складе 264 дні на рік з розрахунку 5 робочих днів в тиждень. Для добувних ділянок число робочих днів в тиждень теж становить 5 днів, але так як бригади працюють по змінному графіку і видобуток ведеться щодня, це дозволяє працювати 357 днів в році з видобутку руди.

Кількість змін на добу з видачі руди становить три зміни. Тривалість робочої зміни на підземних роботах 7 годин 12 хвилин з міжзмінним періодом 48 хвилин. На поверхні тривалість робочої зміни становить 8 годин.

При виборі раціональних режимів роботи шахт треба враховувати велику кількість технологічних, організаційних, соціально-побутових та економічних факторів (вимог). Найважливішим технологічним вимогою є виділення достатнього часу для ремонтів і профілактики (3-4 години щодня), а також для здійснення заходів щодо безпечного ведення гірничих робіт. Організація виробництва слід за технікою. Сучасна організація (багато циклічна робота, комплексні бригади) не віддає переваги жодному з режимів. Однак слід передбачати максимальне завантаження устаткування за часом і за потужністю.

Основні вимоги соціально-побутових факторів - стабільність встановлених днів відпочинку, мінімальне використання праці в нічний час, розумна (раціональна) тривалість змін. При багатозмінній роботі слід змінювати виходаємість робітників у різні зміни, тобто правильно використовувати змінний графік для регулювання періодичності виходів протягом доби.

2.14 Графік виходів робітників

Виходячи з організації робіт на ділянці, режиму роботи, форми організації праці складається графік виходів робітників.

У календарному графіку відображені такі дані:

1. Число бригад, що виконують роботу - 3.
2. Режим роботи безперервний, з тривалістю зміни 7,2 години.
3. Підміна змін проводиться в міжзмінну перерву, вихідні дні у кожній бригаді визначаються за змінним графіком.
4. Тривалість щотижневого відпочинку залежить від змінного графіка виходів, але не повинна перевищувати робочого часу в тиждень, встановленого КЗпП.

Графік виходів робітників складається з урахуванням проведення масового вибуху в третю суботню зміну (зміна з 1600). Тому перша зміна в неділю за правилами ТБ заборонена (робота починається тільки після повного провітрювання).

Чисельність ІТР визначається згідно типового штатного розкладу в залежності від категорії дільниці по видобутку руди.

Дільниця, що проводить спорудження підготовчих виробок, комплексна: виконує нарізні та очисні роботи.

2.15 Техніко-економічні показники проходки

№	Показники	Одиниця виміру	Величина
1	Площа перетину:		
	у світлі	м ²	13,2
	у чорні	м ²	13,7
2	Коефіцієнт міцності породи	f	14-15
3	Довжина виробки	м	200
4	Діаметр шпурів	мм	43; 51
5	Число шпурів на цикл	шт	39
6	Глибина шпурів	м	2,7
7	Число шпурометрів на цикл	м	105,3
8	Коефіцієнт використання шпуру		0,87
9	Витрата ВР на цикл	кг	93,6
10	Витрата ЕД ЗІН на цикл	шт	35
11	Просування вибію за цикл	м	2,35
12	Вихід породи за цикл	м ³	32,2
13	Число циклів у зміну	шт	1
14	Трудомісткість	чол.зм/м	0,815
15	Швидкість проходки	м/міс	141
16	Термін проведення виробки	міс	1,4

3 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ПРОМИСЛОВА БЕЗПЕКА

3.1 Загальні положення

Основними нормативними документами, що регламентують діяльність пов'язану з охороною праці та промисловою безпекою, є:

- Закону України "Про охорону праці";
- Гірничий Закон України;
- Правил безпеки у вугільних шахтах.

Виробничі фактори залежно від наслідків, до яких може привести їх дія, прийнято підрозділяти на небезпечні та шкідливі.

Небезпечні фактори за своєю суттю можна умовно поділити на: фізичні; хімічні; біологічні; психофізіологічні.

3.2 Заходи по охороні праці при проходці

Заходи по безпечному проведенню гірничих виробок.

Проведення і кріплення гірничих виробок повинні здійснюватися відповідно до проекту, технологічних регламентів і паспортів кріплення і управління покрівлею в установленому порядку.

При зміні гірничо-геологічних і виробничих умов проведення виробок має бути призупинене до перегляду паспорта.

Допускається проходка виробок без кріплення в умовах стійких порід, коли технологічний термін служби виробки не перевищує час її стійкого стану.

Усі прохідницькі вибії повинні мати штучну вентиляцію.

Перед початком бурових робіт вибій має бути, перевірений на відсутність «відмов», а за наявності їх вони мають бути ліквідовані, а в залишки шпурів вставлені дерев'яні пробки.

Вибухові матеріали на ділянках зберігаються в спеціально обладнаних

ящиках, ключі від яких повинні знаходитися у підривника.

В усіх горизонтальних виробках, де застосовуються рейкові транспортні засоби, мають бути забезпечені вільні проходи для людей не менше 0,7 м між стінкою виробки, розміщеним устаткуванням і частинами рухливих засобів, що найбільше виступають. Ширина вільного проходу для людей має бути витримана по усій довжині виробки на висоті не менше 1,8 м. З протилежного боку виробки мають бути забезпечені проміжки не менше 0,25 м між стіною виробки і частинами рухливих засобів, що найбільше виступають.

Заходи по попередженню падіння людей в гірничі виробки, травматизму від обвалення шматків гірничої маси:

1) усі діючі виробки та їх сполучення передбачається кріпити та приводити у безпечний стан залежно від стійкості – анкерним кріпленням, анкерним кріпленням з торкретбетоном, анкерним кріпленням з сіткою «рабиця», торкретбетоном та СВП;

2) усі підходи до очисних камер або відкритих підняттяєвих захищаються металевими ґратами і дерев'яною огорожею, рудоперепускні підняттяєві захищаються запобіжними ґратами заввишки від 1,2 м;

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

4) у разі, якщо доводиться вести відбійку камерних запасів або оброблення траншей робити на незаповнені отвори, то у випускних отворув повинні споруджуватися запобіжні дерев'яні клітки з шпального бруса, круглого лісу і тому подібного, скріпленого між собою будівельними скобами, що розкріплюють в покрівлі і при необхідності засипають гірничою масою;

5) віброустановки, що потрапляють в контури відпрацювання камери на вище розміщеному горизонті (у покрівлі камери), перед початком відробітки необхідно демонтувати.

Заходи безпеки при експлуатації гірничих, транспортних машин і установок (і при вторинному дробленні руди) наступні:

1) роботи по випуску руди з виробництвом вторинного дроблення вести відповідно до інструкції на ведення вибухових робіт по обробленню негабариту і ліквідації зависань рудної маси у випускних дучках і перепускних підняттяєвих;

2) на підходах до очисних вибіїв встановлюються звукові сирени для подання сигналів при виробництві вибухових робіт і встановлюються пости охорони;

3) при підривання зарядів в камері при випуску руди (розбиття негабаритів і зависань) в ортах і інших виробках над відкотним горизонтом, люки, що виходять на відкотну виробку, мають бути заздалегідь заповнені рудою не менше чим на 3 м від люка затвору або випускного вікна ВВДР;

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

5) з обох боків вітрильних перемичок мають бути встановлені , що автоматично випереджають рух потягу, сигнали у вигляді написів, що світяться: «Бережися електровоза»;

6) при вантаженні рудної маси виключити знаходження сторонніх осіб на маршруті руху;

7) проведення ввідних та повторних інструктажів з ТБ.

Безпека вибухових робіт

Вибухові роботи ведуться на проходці у кінці зміни (по графіку), при вторинному дробленні – при необхідності 1 раз на тиждень масовий вибух (в суботу). Тип вибухових речовин: Амоніт № 6ЖВ та зерногрануліт 79/21В, А-6, Україніт ПП-2Б; тип засобів підривання ДШ, ЕДКЗ, КД.

До виробництва вибухових робіт допускаються особи не молодше 20 років, що мають освіту не нижче 10 класів, стаж підземної роботи не менше двох років, що склали іспити та «ЄКВ».

Доставка ВМ до місця роботи робиться підривниками або проінструкованими робітниками.

Вибухові роботи робляться відповідно до паспорта БВР. Перед початком ведення вибухових робіт встановлюють межу небезпечної зони та її охорону. При вибухах застосовують звукові сигнали, добре чутні з меж небезпечної зони.

Ліквідацію свердловинних зарядів, що відмовили, роблять повторним їх підриванням, якщо відмова викликана несправністю мережі або підриванням заряду нової свердловини, пройденої на відстані не менше 3 м від тієї, що відмовила.

Електробезпека

Захист людей від поразки електричним струмом здійснюється шляхом застосування загальношахтного захисного заземлення, а в мережах до 1 000 В – також реле витоку з автоматичним відключенням пошкодженої мережі.

Відстань(крок) підвіски кабелю приймати не більше 3 м, а між кабелями не менше 5 м, при цьому підвіску здійснювати на висоті, що унеможливило ушкодження його транспортними засобами.

При роботі зблизька тролєї, а також при зарядці ВР в зарядну машину тролєю слід відключити і вивішувати знак з написом «Не включати працюють люди» та ін.

3.3 Боротьба з пилом і газами

Гранично допустимі концентрації газів за об'ємом, % окислу азоту $\text{NO}_2 = 0,00025$ » окислу вуглецю $\text{CO} = 0,0017$.

Крім того у складі шахтного повітря допускається наявність вуглекислого газу CO_2 на робочому місці не більше 0,5%, у виробках із

загальним витікаючим струменем – 0,75%; O₂ – не менше 20%.

Зміст пилу в повітрі, що подається до місця постійного або тимчасового перебування працюючого в процесі трудової діяльності не повинно перевищувати 0,3 ГДК, встановленою для цих робочих місць.

Рух струменя повітря в очисних вибіях повинна складати не менше 0,5 м/с і в підготовчих не менше 0,25 м/с.

В очисних, підготовчих і нарізних виробках для пригнічення пилу і його виникнення застосовується зрошення та індивідуальні засоби захисту (пелюстки, респіратори). Буріння робиться з промиванням, а також встановлюють ВМП і за допомогою шахтної депресії провітрюють виробки.

Забороняється провітрювання глухих вибіїв струменем стислого повітря від загальної магістралі без ежектора.

Допускається провітрювання піднятєвих до 7 м легко-водяною сумішшю.

Установка ВМП повинна робитися за проектом, що затверджений головним інженером шахти. При цьому продуктивність вентилятора не повинна перевищувати 70% кількості повітря, що подається до його всосу за рахунок загальношахтної депресії. ВМП повинен встановлюватися на свіжому струмені повітря не менше 10 м від вихідного струменю для уникнення рециркуляції.

3.4 План ліквідації аварії на ділянці

План ліквідації аварії це документ, що визначає заходи і дії, необхідні для порятунку людей і ліквідації аварій в шахтах і копальнях в початковій стадії їх виникнення. Кожна його позиція діє з моменту сповіщення про аварію, що сталася, до повного виведення усіх людей з шахти на поверхню або у безпечні місця.

План ліквідації аварії розробляється відповідно до фактичного положення в шахті. Передбачені планом матеріальні і технічні засоби для

здійснення заходів по порятунку людей і ліквідації аварій мають бути в наявності, в справному стані і у необхідній кількості.

Перевірка стану цих засобів повинна здійснюватися працівниками шахти ті ВГСЧ перед узгодженням планів ліквідації аварії на нове півріччя.

Підповерхи камери 3/3пд зв'язуються транспортним ухилом гор.810-825м, ХП бпд+15м гор.740-840м, ВХП «0» гор.825-840м, які є запасними виходами. Камери аварійного повітропостачання (КАВС) з запасними виходами вказані в «Плані ліквідації аварій» (ПЛА), який складається на шахті раз в півріччя, в якому розглянуті можливі види аварій, порядок їх ліквідації та заходи щодо порятунку людей, що працюють в районі камери 3/3пд.

Місця розташування найближчих до камери 3/3пд КАВС:

гор.775м – КАВС №42 - штрек л/б в осі 10пд; гор.810м – КАВС №43 - штрек л/б в осі 10пд; гор.840м – КАВС №3 - штрек л/б в осі бпд.

Для сповіщення трудящих про аварію передбачається використати світлову (мигання серіями сигналів) і звукову сигналізацію, телефонний зв'язок, СУБР.

При восьмикратному миганні СУБРа і п'ятикратному загальношахтного освітлення необхідно по найближчих виробках і ходовим підняттевим, включивши саморятівник добратися до ЦГС.

При восьмикратному миганні СУБРа і трикратному загальношахтного освітлення необхідно по найближчих виробках і ходовим підняттевим, включивши саморятівник добратися до флангових стволів.

При безперервному миганні і при неможливості виходу на свіжий струмін повітря люди слідуєть в найближчий КАВП або тупикові виробки, відкривають магістраль стислого повітря, пристосовують тупикову виробку під тимчасоків КАВП і чекають допомоги рятувальників.

Обов'язки керівництва ділянки:

Начальник або помічник начальника ділянки, на якій сталася аварія:

- негайно повідомляє про своє місцезнаходження відповідального

керівника робіт особисто або через своїх підлеглих (у разі неможливості залишити ділянку) і приймає на місці міри по виведенню людей і ліквідації аварії;

- за вказівкою відповідального керівника робіт спускається в шахту, з'ясовує число людей, що залишилися на ділянці, і вживає заходів по їх виходу у безпечні місця або з шахти (як це передбачено планом ліквідації аварії для даного конкретного випадку), визначає характер, розміри і причини аварії і інформує про свої дії відповідального керівника робіт;

- один з помічників начальника ділянки або начальник ділянки при ліквідації аварій залишається при відповідальному керівникові робіт для інформації про стан виробки, устаткування.

Гірничі майстри аварійної ділянки:

- захоплені в шахті аварією приймають на місці міри по порятунку і виведенню людей з ділянок (відповідно до ПЛА) і негайно повідомляють про аварію, що сталася керівництво або диспетчера шахти.

4 ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ

4.1 Визначення змінної заробітної плати робітників

Середня змінна заробітна плата складається з тарифної ставки, відрядного приробітку (від годинної тарифної ставки), доплат та премії і визначається за формулою:

$$Z_{\text{змін}} = T_{\text{тс}} + C_{\text{п}} + D_{\text{доп}} + П$$

де $T_{\text{тс}}$ – годинна тарифна ставка; $C_{\text{п}}$ – відрядний приробіток (для забійної групи), опосередковано-відрядний приробіток (для іншої підземної групи); $D_{\text{доп}}$ – доплата за вечірні та нічні години (17% від годинної тарифної ставки); $П$ – премія, що нараховується на суму годинної тарифної ставки, відрядного приробітку та доплат.

Розрахунки зводимо в таблицю 4.1.

Таблиця 4.1. Розрахунок змінної заробітної плати робочих.

1	Найменування професії	Розряд	Тариф, грн.	Змінна тарифна ставка, грн.	Відрядний приробіток		вечірній та нічний час (17%), грн.	Премії		Всього змінна заробітна плата, грн.
					%	грн.		%	грн.	
Забійна група										
1	Прохідник	5	72,32	520,70	20	104,14	88,52	45	321,01	1034,38
2	Прохідник	4	62,96	453,31	20	90,66	77,06	45	279,47	900,50
3	Машиніст СБУ AXERA D05	5	72,32	520,70	20	104,14	88,52	45	321,01	1034,38
4	Кріпильник	4	62,96	453,31	20	90,66	77,06	40	248,41	869,45
5	Підривник	5	72,32	520,70	20	104,14	88,52	45	321,01	1034,38
6	Підривник	4	62,96	453,31	20	90,66	77,06	45	279,47	900,50
7	Машиніст ПДМ TORO	5	72,32	520,70	15	78,11	88,52	45	309,30	996,63
Інша підземна група										
8	Машиніст Normet	5	62,87	452,66		0,00	76,95	25	132,40	662,02
9	Машиніст Normet	4	54,77	394,34		0,00	67,04	25	115,35	576,73
10	Гірничий робітник	3	48,69	350,57		0,00	59,60	25	102,54	512,71
11	Слюсар	4	54,77	394,34		0,00	67,04	20	92,28	553,66
12	Слюсар	3	48,69	350,57		0,00	59,60	20	82,03	492,20

4.2 Розрахунок фонду заробітної плати робітників

Розрахунок фонду основної заробітної плати за кожною професією визначається, як помноження трудосможності робіт на середню заробітну плату за зміну:

$$\Phi ЗП_{\text{осн}} = T_{\text{п}} + ЗП_{\text{зм}}$$

Додатковий фонд заробітної плати становить 20% від основної заробітної плати. Єдиний соціальний внесок становить 22 % від суми основної та додаткової заробітної плати. Розрахунок фонду заробітної плати робітників за професіями зводиться у таблицю 4.2.

Таблиця 4.2. Розрахунок фонду заробітної плати робітників.

№	Найменування професії	Розряд	Трудосможність	Змінна заробітна плата, грн.	Всього основної заробітної плати, грн.
1	2	3	4	5	6
Забійна група					
1	Прохідник	5	133	1034,38	137 660
2	Прохідник	4	200	900,50	179 765
3	Машиніст СБУ AXERA D05	5	57	1034,38	58 942
4	Кріпильник	4	211	869,45	183 475
5	Підривник	5	37	1034,38	38 331
6	Підривник	4	25	900,50	22 247
7	Машиніст ПДМ TORO	5	140	996,63	139 483
Інша підземна група					
8	Машиніст Normet	5	88	662,02	58 390
9	Машиніст Normet	4	59	576,73	33 912
10	Гірничий робітник	3	219	512,71	112 318
11	Слюсар	4	131	553,66	72 774
12	Слюсар	3	88	492,20	43 130
	Разом:				1080427
	Додаткова зар. плата (35%)				378150
	Разом:				1458577
	Відрахування на соціальне страхування (22%)				320887
	Всього:		1388		1779464

4.3 Розрахунок вартості матеріалів та енергії

Для визначення витрати матеріалів необхідно знати об'єм робіт (м³, т) і норми витрати кожного виду матеріалів.

Для визначення вартості матеріалів крім загальних їх витрат необхідно знати ціну за одиницю матеріалів. Вартість матеріалів визначається за формулою:

$$C_M = Q_M + C_{пл}$$

де Q_M - витрати матеріалів по камері; $C_{пл}$ – планова ціна за одиницю матеріалів, грн.

Витрати матеріалів розраховуються на підставі даних нарізних робіт в м³ та очисних робіт в т з таблиці 2.3. Норми витрат матеріалів таблиця 5. Дані по витратам матеріалів на проходку виробки зведені в таблицю 4.3.

Таблиця 4.3. Розрахунок вартості матеріалів для проходки виробки

№	Найменування матеріалів	Од. вим.	Витрати на відпрацювання вибою	Ціна одиниці, грн.	Вартість, грн.
1	2	3	4	5	6
1	ВР Аммоніт 6ЖВ	кг	15 420	56,28	867 911
2	Граммоніт 79/21	кг	23 056	23,02	530 643
3	Електродетонатори	шт	8 668	14,13	122 503
4	Детонуючий шнур	м	4 078	6,02	24 537
5	Магістраль	м	7 296	1,41	10 260
6	Коронки АХЕРА Ø 43	шт	21	1 350,70	27 873
7	Сталь бурова Simba	кг	2,3	5 011,39	11 411
8	Бетон	м3	111	1 395,84	154 674
9	Ліс	м3	25,1	2 484,29	62 286
10	Пиломатеріали	м3	1,61	207,49	334
11	Арматура Ø 16 мм для анкерів	кг	8 104	21,09	170 920
12	Цемент	кг	3 243	1,74	5 626
13	Пісок	кг	3 763	0,16	610
	Вентиляційний рукав Ø 600 мм	м	204	74,90	15 314
	РАЗОМ:				2004902
	Невраховані матеріали (15%)				300735
	ВСЬОГО:				2305637

Вартість електроенергії визначається за формулою:

$$C_e = W \cdot b$$

де b – тариф за 1 кВт·год витраченої електроенергії, грн.

Вартість стислого повітря визначається множенням річної витрати на ціну 1 м³ стислого повітря.

Розрахунок вартості енергії

№	Вид енергії	Од. вим.	Витрати на відпрацювання вибою	Вартість одиниці, грн.	Вартість, грн.
1	Електроенергія	кВт·год	270 014	2,74	739 838
2	Пневмоенергія	м ³	818 698	0,27	224 323
	ВСЬОГО:				964 161

4.4 Розрахунок амортизаційних відрахувань на проходку вибою

Розмір амортизаційних відрахувань за місяць визначається за формулою:

$$A_{\text{міс}} = \frac{C_b \cdot N_a}{100}$$

де C_b – балансова вартість основних фондів, грн.;

N_a – місячна норма амортизації.

Розраховуємо амортизацію, виходячи з середнього терміну роботи устаткування

$$T_{\text{вик}} = 10 \text{ років}$$

$$N_{\text{а.річ}} = \frac{2 \cdot 100\%}{T_{\text{вик}}} = \frac{2 \cdot 100\%}{10} = 20\%$$

Тоді місячна норма амортизації для всіх видів устаткування $N_a = 1,67\%$.

Балансова вартість обладнання:

$$C_b = C_{\text{опт}} + Z_d + Z_m$$

де $C_{\text{опт}}$ – орієнтовна оптова ціна одиниці основних фондів;

Z_d – витрати на доставку, грн.; $Z_d = C_{\text{опт}} \cdot 0,05$;

Z_m – витрати на монтаж, грн.; $Z_m = C_{\text{опт}} \cdot 0,07$.

З огляду на те, що обладнання використовується у виробничому процесі не постійно, необхідно врахувати термін роботи кожного виду обладнання при нарахуванні амортизації.

$$A_{\text{кам}} = A_{\text{міс}} \cdot T_{\text{об}}$$

де $T_{\text{об}}$ – тривалість роботи обладнання, міс.

Тривалість роботи обладнання визначається на підставі заданого режиму роботи, термінів підготовки і проходки вибою і приналежності обладнання до виконання тих або інших робіт.

$$T_{\text{об}} = \frac{D_{\text{роб}}}{D_{\text{міс}}}$$

де $D_{\text{роб}}$ – кількість днів роботи обладнання;

$D_{\text{міс}}$ – кількість днів роботи обладнання в місяці.

$D_{\text{міс}} = 26$ для режиму $303 \times 3 \times 7,2$;

$D_{\text{міс}} = 30$ для режиму $365 \times 3 \times 7,2$

Річні витрати на ремонт обладнання розраховуються у розмірі 5,5% від сумарної вартості обладнання (таблиця 9), і 1,5% – на утримання.

Місячна норма витрат ремонт і утримання обладнання складає 0,58%.

Витрати на ремонт і утримання обладнання за час проходки вибою:

$$P_{\text{кам}} = P_{\text{міс}} \cdot T_{\text{об}}$$

Розрахунок амортизаційних відрахувань, балансової вартості обладнання і витрат на ремонт і утримання обладнання виконується в таблиці 4.4.

4.5 Розрахунок собівартості 1 тони руди по вибою

Собівартість 1 тони видобутої руди визначається сумою витрат за фондом заробітної плати робітників, основних матеріалів, енергії, амортизаційними відрахуваннями обладнання і з поточного ремонту та утримання його.

На підставі проведених вище розрахунків витрат на проведення всього обсягу робіт складаємо калькуляцію собівартості 1 тони руди

Загальні витрати на відпрацювання виїмкової одиниці зведені в таблицю 4.5

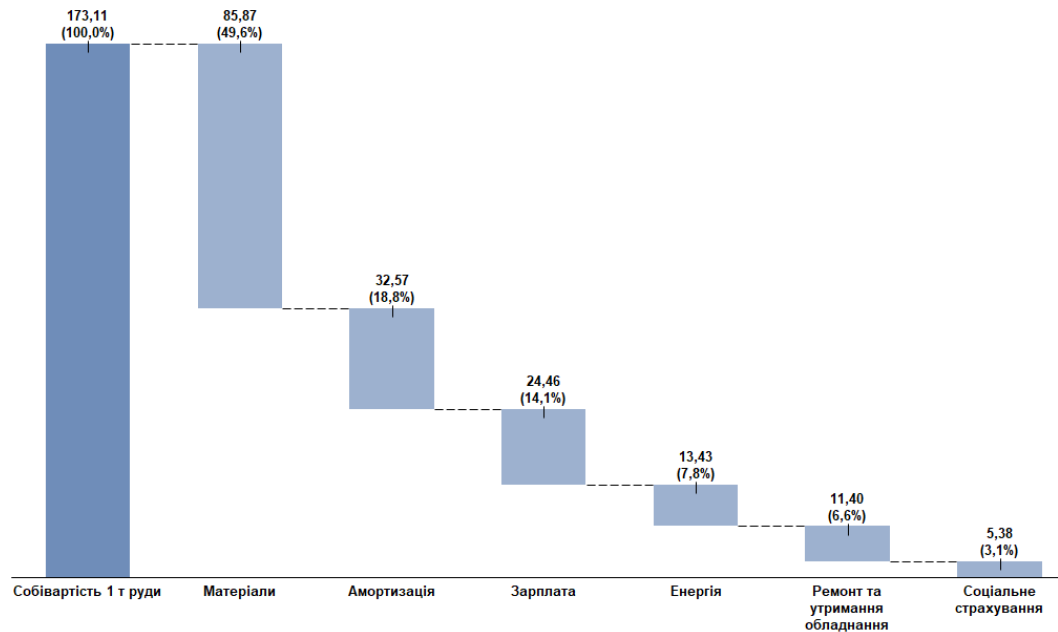
Таблиця 4.5. Калькуляція собівартості 1 т руди за системою розробки

№	Найменування елементів витрат	Джерело розрахунку	Витрати, грн.	
			на вибій	на 1 т руди
1	2	3	4	5
1	Заробітна плата робочих:			
	основна	табл. 4.2	1080427	15,01
	додаткова	табл. 4.2	378150	5,25
2	Єдиний соціальний внесок	табл. 4.2	320887	4,46
3	Матеріали	табл. 4.3	2305637	32,02
4	Енергія			
	електроенергія	табл. 4.3	739 838	10,28
	пневмоенергія	табл. 4.3	224 323	3,12
5	Амортизаційні відрахування	табл. 4.4	2162921	30,04
6	Поточний ремонт та обслуговування обладнання	табл. 4.4	751194	10,43
	Всього:		7963377	110,60

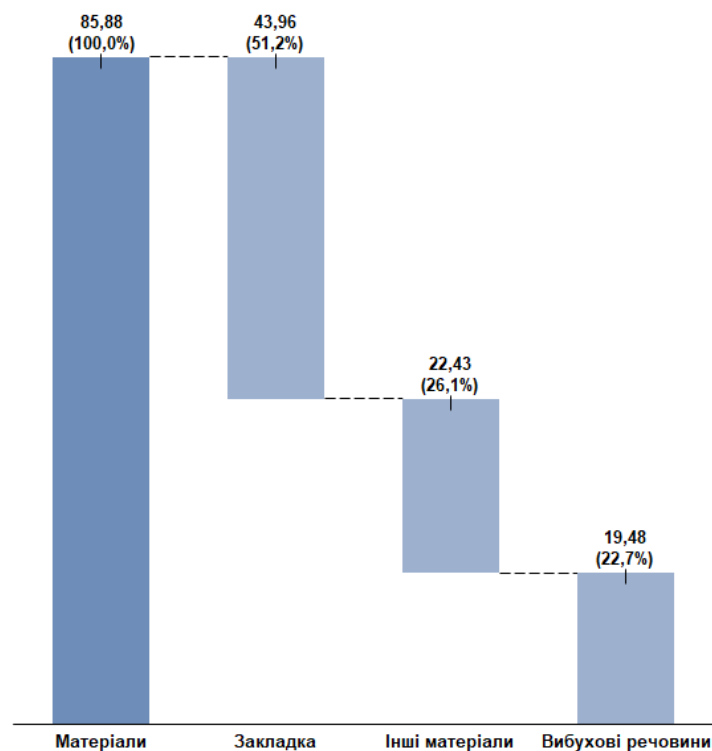
4.6 Техніко-економічні показники відробки камери

Таблиця 4.6. Техніко-економічні показники проходки вибою

№	Найменування	Одиниці виміру	Показники
1	2	3	4
1	Промисловий запас вибою	т	73127
2	Витягуваний запас руди з вибою	т	72012
3	Втрати руди	%	8,5
4	Розубожіння	%	4,2
5	Продуктивність: вибійного робітника	т/зм	186
	робітника за системою	т/зм	76
6	Питома витрата матеріалів за системою:		
	вибухові речовини	кг/т	0,54
	електроенергія	кВт·год/т	3,76
	пневмоенергія	м ³ /т	11,41
7	Вихід руди з 1 м свердловин	т/м	18
8	Повний час відпрацювання вибою	дні	92
9	Собівартість 1 т руди	грн./т	110,60



Факторний аналіз впливу витрат на собівартість 1 т руди.



Відсоток основних матеріалів в загальній кількості витрат на матеріали.

Найважливішими статтями витрат є матеріали, амортизація, заробітна плата, електро- та пневмоенергія, ремонт та утримання обладнання, відрахування на соціальне страхування.

Як видно з факторного аналізу впливу витрат на собівартість домінують витрати на: матеріали, їхня питома вага становить 49,6 %; амортизацію – 18,8 %, заробітну плату – 14,1 %, енергію -7,8 %.

Головним резервом зменшення витрат на матеріали та енергію є впровадження ресурсозберігаючих технологій та удосконалення системи мотивації персоналу на підприємстві.

Дані про витрати кожного виду матеріальних ресурсів є основою для встановлення ліміту матеріальних витрат й оцінки його дотримання.

Вплив техніко-економічних показників-факторів на рівень витрат визначається на основі: досягнутого рівня виконання завдань у попередні періоди часу; планів з виробництва продукції, праці, матеріально-технічного постачання; розрахунків економічної ефективності заходів, що передбачаються в планах технічного розвитку та удосконалення виробництва, впровадження нових техніки, технології й організації виробництва, поліпшення якості продукції та ін.

При аналізі й плануванні зниження собівартості продукції оцінюється вплив на її величину техніко-економічних факторів за такими групами: технічний рівень виробництва; організація виробництва і праці; структура та обсяг виробництва продукції; ефективність використання природних ресурсів; зовнішні фактори (попит, ціни, інфляція).

ВИСНОВКИ

1. Дана загальна характеристика родовища, гірничо-геологічним і гірничотехнічним умовам.
2. Розраховано параметри буро-вибухової технології при проведенні підготовчих виробок.
3. Розроблено паспорт проведення і кріплення гірничої виробки.
4. Розраховано основні техніко-економічні показники.
5. Пророблено питання охорони праці та технологічної безпеки.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ ТА ДОВІДКОВОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. «Технологія підземної розробки корисних копалини». Методичні вказівки до курсового проекту для студентів спеціальності 5.090309 «Технологія підземної розробки корисних копалини». Дніпрорудне, 2002 р.;
2. Довідник по технічному нормуванню підземних гірських робіт. М.Надра 1974.
3. Довідник у гірничорудній справі. Під ред. В. А. Гребенюка. М., Надра, 1983.
4. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств чорної металургії з підземним способом розробки. Ленінград, 1970 р.;
5. Агошков М. І., Борисов С. С., Боярський В. А. «Розробка рудних і нерудних родовищ», М., Надра, 1983 р.;
6. «Спорудження гірських виробок». Методичні вказівки по курсовому проектуванню для студентів спеціальності 5.090309 «Технологія підземної розробки корисних копалин», Дніпрорудне, 2002 р.;
7. Іменітов В. Р. «Процеси підземних гірських робіт при розробці рудних родовищ», М., Надра, 1984 р.;
8. Єдині норми виробки і часу на підземні роботи. НДІ ПРАЦІ, М. 1984 р.
9. Шехурдін В. Д. «Задачник по гірських роботах проведенню і кріпленню гірських виробок» М. Надра 1985 р.;
10. «Правила безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом», НАОП 0.00-1.77-16;
11. «Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення» вибухових роботах», НПАОП 0.00-1.66-13;
12. Методичні вказівки та рекомендації до виконання дипломного проекту студентами спеціальності 184 «Підземна розробка корисних копалин»/Шупеня В.І., Родіонов Б.С., Зімін О.Г. – Дніпрорудне: ДІК, 2018. – 22 с.;

13. Методичні вказівки та рекомендації до виконання економічної частини дипломного проекту з спеціальності 5.05030102 «Підземна розробка корисних копалин»/Новік Н.В., Шупеня В.І., Зімін О.Г. – Дніпрорудне: ДІТ, 2017. – 16 с.

14. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення: НПАОП 0.00-1.66-13 : затв. М-вом енергетики та вугіл. пром-сті України 12.06.2013. – Луганськ : Луганський ЕТЦ, 2013. – 194 с. (<http://bg.nmu.org.ua/ua/4stud/files-to-download/tbvvr/index2.php>)

15. Соболев В.В. Технологія та безпека виконання підривних робіт. Посібник для ВНЗ / В.В. Соболев, Р.М. Терещук, О.Є. Григор'єв. – Д.: Національний гірничий університет, 2017. – 314 с. (<http://bg.nmu.org.ua/ua/4stud/filesto-download/tbvvr/index2.php>)

16. Руйнування гірських порід вибухом: підруч. для ВНЗ / М.Р. Шевцов [та ін.]. – 4-е вид., переробл. і допов. – Донецьк : Лебідь, 2003. – 272 с.

17. Шахтное и подземное строительство. Технология строительства горизонтальных и наклонных выработок: Учеб. пособие/ Шахтинский ин-т ЮРГТУ. Новочеркасск: ЮРГТУ, 2002. 430 с.

ДОДАТКИ

Відомість матеріалів кваліфікаційної роботи

№	Формат	Позначення	Найменування	Кількість аркушів	Примітка
1					
2			Документація		
3					
4	A4	184-БГГМ.ОПП6.21.01.ПЗ	Пояснювальна записка	89	
5					
6			Графічні матеріали		
7					
8	A1	184-БГГМ.ОПП6.21.01.01.ГЧ	Креслення, схеми, таблиці	1	
9	A1	184-БГГМ.ОПП6.21.01.02.ГЧ	Креслення, схеми, таблиці	1	
10	A1	184-БГГМ.ОПП6.21.01.03.ГЧ	Креслення, схеми, таблиці	1	
11	A1	184-БГГМ.ОПП6.21.01.04.ГЧ	Креслення, схеми, таблиці	1	

Розташування насосів

№	Розташування насоса Горизонт відкачки	Висота м	Робочі характеристики			Насосні агрегати				Продуктивність насосної станції		Об'єм резервуарів	Напірні гідролінії (по вент. стволам та підняттям) м	
			Тип	Продуктивність, м ³ /год	Напір, м	Робочі	Резервні	Ремонтні	Всього	Робочий режим	Аварійний режим		Кількість	Діаметр труб, мм
1	гор. 400м, ЦВС на поверхню	400	ЦНС-300-600	300	600	4	2	1	7	1200	1800	5480 (2)	2	426
2	гор. 400м, ЮВС на поверхню	400	ЦНС-300-600	300	600	6	2	1	9	1800	2400	4200 (3)	3	426
3	гор. 480м, ЦГС на поверхню	480	ЦНС-300-600 9н. НСШ-315-560 1н.	300	600	7	2	1	10	2100	2700	4350 (2)	3	426
4	гор. 640м, ЦСС до гор.400,480м	240 160	ЦНС-300-600 12н.	300 500	360	8	3	1	12	2400	3300	5600 (2)	4	3-325 1-426
5	гор. 840м, ЦГС на поверхню до гор. 480 м	840 840 360	ЦНС-500-1000 2н. НСШ-500-990 2н. ЦНС-300-600 4н.	500 500 300	100 0 990 600	5	2	1	8	1900	2700	8800 (3)	3	3-426
6	гор. 940м, ЦГС до гор. 840 м	100	НСШ-500-273У 4н. ЦНС-300-300 2н.	500 300	300	3	2	1	6	1300	1800	5800 (3)	3	2-219 1-426
7	гор. 1140м, ЦГС до гор 940 м	200	ЦНС-300-300 3н.	300	300	1	1	1	3	300	600	540 (2)	2	2-219
8	Всього					33	14	7	55	11000	15000	35770 (17)	20	

Графік виходів

Безперервний графік виходів

Бригада	Числа місяця																													
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
А	В	1	1	1	1	В	2	2	2	2	В	3	3	3	3	В	В	1	1	1	1	В	2	2	2	2	В	3	3	3
Б	1	В	2	2	2	2	В	3	3	3	3	В	В	1	1	1	1	В	2	2	2	2	В	3	3	3	3	В	В	1
В	2	2	В	3	3	3	3	В	В	1	1	1	1	В	2	2	2	2	В	3	3	3	3	В	В	1	1	1	1	В
Г	3	3	3	В	В	1	1	1	1	В	2	2	2	2	В	3	3	3	3	В	В	1	1	1	1	В	2	2	2	2

Переривчастий графік виходів

Бригада	Числа місяця																													
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
А	1	1	1	1	1	В	В	2	2	2	2	2	В	В	3	3	3	3	3	В	В	1	1	1	1	1	В	В	2	2
Б	2	2	2	2	2	В	В	3	3	3	3	3	В	В	1	1	1	1	1	В	В	2	2	2	2	2	В	В	3	3
В	3	3	3	3	3	В	В	1	1	1	1	1	В	В	2	2	2	2	2	В	В	3	3	3	3	3	В	В	1	1

Таблиця 4.4. Розрахунок амортизаційних відрахувань на проходку вибою

№	Найменування обладнання	Кількість штук, шт	Оптова ціна, грн	Витрати на доставку (5%), грн	Витрати на монтаж (7%), грн	Балансова вартість, грн	Місячна амортизація (1,67%), грн	Витрати на поточний ремонт та утримання обладнання за місяць (0,58%), грн	Кількість місяців роботи	Амортизація за час проходки вибою, грн	Витрати на поточний ремонт та утримання обладнання, грн
1	СБУ AXERA D05	1	9263100	463155	648417	10374672	173257	60173	2,5	433143	150433
2	ПДМ TORO-400E	1	12631500	631575	884205	14147280	236260	82054	5	1181298	410271
3	Торкрет-установка "Spraymek"	1	7999950	399998	559997	8959944	149631	51968	3	448893	155903
4	Вібрустанова ПШВ-6	1	398594	19930	27902	446425	7455	2589	5	37277	12946
5	ПДМ Normet	1	1263150	63158	88421	1414728	23626	8205	2	47252	16411
6	Зарядна машинка КТЗ-3	1	178000	8900	12460	199360	3329	1156	2	6659	2313
7	Вентилятор ВМ-6	1	89824	4491	6288	100603	1680	583	5	8400	2917
	всього	7								2162921	751194