

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
КАФЕДРА БУДІВЕЛЬНИХ ГЕОТЕХНОЛОГІЙ

ВИПУСКНА  
МАГІСТЕРСЬКА РОБОТА

з спеціальності 184 «Гірництво»  
ОПП «Шахтне і підземне будівництво»

тема роботи:

«Спорудження камери дозатора підземного дробильно-бункерного  
комплексу в умовах Криворізького басейну»

Магістрант: Настасюк О.В.  
Наук. керівник: доктор технічних наук,  
професор Андрєєв Б.М.

Кривий Ріг  
2024

КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНИЙ ФАКУЛЬТЕТ  
КАФЕДРА БУДІВЕЛЬНИХ ГЕОТЕХНОЛОГІЙ

ВИПУСКНА  
МАГІСТЕРСЬКА РОБОТА

Освітньо-кваліфікаційний рівень «магістр»

на тему:

«Спорудження камери дозатора підземного дробильно-бункерного  
комплексу в умовах Криворізького басейну»

Виконав студент групи ГБ-23м  
Спеціальності 184 «Гірництво»  
ОПП «Шахтне і підземне будівництво»  
Настасюк О.В.

Керівник доктор технічних наук,  
Професор Андрєєв Б.М.

Кривий Ріг  
2024

## Криворізький національний університет

Факультет гірничо-металургійний  
Кафедра будівельних геотехнологій  
Освітньо-кваліфікаційний рівень IV  
Спеціальність 184 «Гірництво»  
ОПП Шахтне і підземне будівництво

**ЗАТВЕРДЖУЮ**

Завідувач кафедри БГТ  
д.т.н., проф. Андреев Б.М.

« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2024 р.

### ЗАВДАННЯ НА МАГІСТЕРСЬКУ РОБОТУ СТУДЕНТОВІ

гр. ГБ-23м Настасюк Олександр Володимирович

1. Тема роботи: «Спорудження камери дозатора підземного дробильно-бункерного комплексу в умовах Криворізького басейну»

Керівник доктор технічних наук, професор Андреев Борис Миколайович  
затверджено наказом КНУ від 06.03.2024 р. № 201с

2. Термін здачі студентом закінченої роботи 10 грудня 2024 р.

3. Вихідні дані до роботи: Геологічна характеристика порід. Дані для розрахунку шахти Новокриворізького родовища

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки:  
Загальні відомості. Огляд літератури Вихідні дані для будівельного проектування. Технічне забезпечення будівництва об'єкту. Обґрунтування і вибір технологічної схеми . Обґрунтування технічних засобів для спорудження об'єкту. Технологія будівництва .

5. Перелік графічного матеріалу:  
Схема розкриття. План горизонту 527м. Головка перекидача. Камера дробарки. Камера транспортера. Камера дозатора. Календарний графік. Дозатор А-А.

## КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з\п	Назва етапів магістерської роботи	Термін виконання етапів роботи
1.	<i>Огляд літератури</i>	<i>06.03.2024- 28.03.2024</i>
2.	<i>Гірничо-геологічні та економічні характеристики . Технічне забезпечення об'єкту будівництва</i>	<i>01.04.2024 - 01.06.2024</i>
3.	<i>Вибір технологічної схеми спорудження камери дозатора. Розрахунок параметрів буровибухових робіт.</i>	<i>02.06.2024- 22.09.2024</i>
4.	<i>Організація процесів прохідницького циклу. додатки</i>	<i>25.09.2024- 11.11.2024</i>
	<i>Оформлення методичної та графічної частин</i>	<i>22.11.2024- 09.12.2024</i>

Дата видачі завдання 06 березня 2024 року

Керівник роботи

\_\_\_\_\_

(підпис)

Б.М.Андреев

Магістрант

\_\_\_\_\_

(підпис)

О.В. Настасюк

## ЗМІСТ

	Вступ	7
1	Огляд літератури	8
1.1	Типізація дробильно-бункерних комплексів на підземних рудниках	9
1.2	Схеми будівництва дозаторних камер	15
2	Вихідні дані для проектування	19
2.1	Геологічна характеристика вміщуючих гірських порід	19
2.2	Гідрогеологічні умови району будівництва	25
2.3	Стволи шахт і їх призначення.	29
2.4	Дробильний-бункерний комплекс гор. 527-607м ш. ім. Колачевського.	33
2.5	Поверхневий технологічний комплекс шахти ім. Колачевського.	33
3	Технічне забезпечення будівництва	36
3.1	Енергопостачання	36
3.2	Водовідлив	38
3.3	Повітряпостачання	39
3.4.	Водопостачання	39
4	Вибір технологічної схеми спорудження	41
4.1	Вибір технологічної схеми спорудження об'єкту будівництва на основі техніко-економічного порівняння	41
4.2	Характеристика основних гірничих робіт	42
4.3	Розрахунок прохідницького підйому і вибір підйомної машини.	44
4.3.1	Визначення продуктивності прохідницького підйому.	44
4.3.2	Вибір системи підйому та визначення місткості бадді	44
4.3.3	Вибір типу підйомної машини	45
4.3.4	Вибір органу навивки підйомної машини	46
4.3.5	Розташування підйомної машини відносно ствола шахти.	47
4.3.6	Кінематика і продуктивність підйомної машини.	49
5	Технічне обладнання для спорудження	55
5.1	Вибір обладнання для ведення прохідницьких робіт	55
5.2	Обладнання для енергозабезпечення робіт	56
5.3	Постачання прохідницьких робіт стислим повітрям і технічною водою	57

					<i>КНУРМ 184 23. 03. 03</i>		
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>Дата</i>					
<i>Розроб.</i>	<i>Настасюк О.В.</i>				<i>Стадія</i>	<i>Арк.</i>	<i>Архивів</i>
<i>Перевір.</i>	<i>Андреев Б.М.</i>					5	2
<i>Н. Контр.</i>					<i>ГБ-23м</i>		
<i>Затверд.</i>	<i>Андреев Б.М.</i>						

6	Розрахунок параметрів прохідницького циклу	60
6.1	Буровибухові роботи	60
6.2	Електровибухова мережа	64
6.3	Обґрунтування вибору кріплення	65
6.4	Визначення чисельного складу бригади	68
6.5	Вибір засобів провітрювання	73
	Висновки	79
	Список використаної літератури	80

					<i>Зміст</i>	Арк.
						6
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

## ВСТУП

Будівництво, реконструкція і технічне переозброєння шахт пов'язані з виконанням великого обсягу робіт із проведення гірничих виробок, у тому числі комплексів виробок складної конфігурації, камер великих розмірів поперечного перерізу та приствольних виробок, розташованих, як правило, на великій глибині у складних гірничо-геологічних умовах.

На рудниках близького зарубіжжя загальний об'єм будівництва виробок і камер спеціального призначення, розташованих у підземних бункерних комплексах, наприкінці минулого століття зазвичай складав кілька тисяч кубічних метрів на рік. Тому їхнє будівництво завжди вважалося складною і відповідальною задачею, обумовленою необхідністю створення надійного підземного комплексу виробок, термін служби якого, як правило, дорівнює терміну служби одного – двох, а в деяких випадках і більше робочих горизонтів шахти.

У теперішній час обсяги прохідницьких робіт значно менші, однак питання, пов'язані з проектуванням і спорудженням комплексів виробок довгострокового користування є дуже важливими й актуальними. Від їхнього правильного рішення багато в чому залежать раціональна організація і тривалість будівництва та реконструкції шахти в цілому.

При виконанні даного проекту з метою поліпшення основних техніко-економічних показників спорудження виробок дозуючих пристроїв підземних бункерних комплексів залізородних шахт виконаний аналіз та узагальнення вітчизняного і закордонного передового досвіду спорудження подібних об'єктів, про що у записці наведені стислі відомості. Враховуючи особливості експлуатації та технічний потенціал шахти ім. Колачевського ПРАТ "ЦГЗК", розглянута можливість використання двох варіантів технології спорудження камери дозатора підземного дробильно-бункерного комплексу шахти у поверсі 527 – 680 м.

					<i>КНУ РМ 184 23. 03. 03</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>			<i>Дата</i>	<i>Вступ</i>	<i>Стадія</i>	<i>Арк.</i>	<i>Аркушів</i>
<i>Розроб.</i>	<i>Настасюк О.В.</i>						7	
<i>Перевір.</i>	<i>Андреев Б.М.</i>							
<i>Н. Контр.</i>								
<i>Затверд.</i>	<i>Андреев Б.М.</i>							
						<i>ГБ-23м</i>		

## 1. ОГЛЯД ЛІТЕРАТУРИ

На вітчизняних і зарубіжних копальнях розповсюджені системи з масовим відбоєм руди свердловинними зарядами або з самообрушенням руди. Ефективність їх полягає в :

зниженні обсягу підготовчо-нарізних і буропідривних робіт;  
інтенсифікації відпрацювання рудних покладів і збільшенні фронту очисного виймання;

забезпеченні стійких теп і ритмічності видобутку ;

можливості механізації основних і допоміжних робіт;

у загальному поліпшенні санітарно-гігієнічних умов праці .[5]

Для поліпшення теп розроблення родовищ необхідно:

- забезпечити більш дрібне і рівномірне дроблення руди під час відбою;
- збільшити розмір кондиційного шматка руди під час випуску її з блоку з подальшим подрібненням у підземних дробильних установках.

Для забезпечення дрібнішого й рівномірнішого дроблення руди під час відбою необхідне вдосконалення параметрів буропідривних робіт. Зазвичай для цього підвищується насиченість масиву, що відбивається, буровими виробками і свердловинними зарядами. Однак за сучасного рівня розвитку техніки згущення і концентрація зарядів ВВ ефективні лише до певних меж, зумовлених міцністю і структурою відбиваного масиву.[5]

Збільшення розміру кондиційного шматка руди призводить до різкого підвищення ефективності відбирання, випуску, доставки і навантаження руди в транспортні засоби шляхом перенесення значного обсягу робіт із вторинного дроблення руди з виїмкових шматків у підземний дробильний комплекс. Застосування підземних дробильних комплексів знижує трудомісткість і підвищує інтенсивність очисної виїмки.

					<i>КНУ РМ 184 23. 03. 03 Е1</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>			<i>Дата</i>	<i>Огляд літератури</i>	<i>Стадія</i>	<i>Арк.</i>	<i>Аркушів</i>
<i>Розроб.</i>	<i>Настасюк О.В.</i>						8	
<i>Перевір.</i>	<i>Андреев Б.М.</i>							
<i>Н. Контр.</i>								
<i>Затверд.</i>	<i>Андреев Б.М.</i>							
						<i>ГБ-23м</i>		



Перевагу ПДК мають на шахтах, що розробляють міцні бідні руди, які за умовами збагачення або подальшої переробки піддаються дробленню і подрібненню. У цьому разі зникає необхідність у будівництві корпусу крупного дроблення на збагачувальній фабриці.[4.5]

Умова економічної доцільності застосування підземних дробильних комплексів уперше була сформульована Л.І. Бароном і А.С. Воронюком.

Аналіз роботи понад 200 зарубіжних копалень показує, що підземні дробильні установки експлуатують під час видобутку практично всіх видів твердої мінеральної сировини незалежно від фізико-механічних властивостей, глибини і параметрів залягання родовища, технології та масштабу виробництва.

Застосування підземного механічного дроблення руди сприяло істотному поліпшенню техніко-економічних показників на зарубіжних рудниках. Підвищилися надійність і ефективність роботи підйомно-транспортного обладнання. [5]

### **1.1. Типізація дробильно-бункерних комплексів на підземних рудниках**

Дробильний комплекс є найбільшим і найскладнішим об'єктом не тільки біляствольного двору шахти, а й усього концентраційного горизонту у зв'язку з великими розмірами і різноманітною конфігурацією виробок.

Залежно від призначення і виконуваних функцій виробки дробильного комплексу підрозділяються на основні та допоміжні. До основних виробок належать камери дробарки, монтажного крана і живильника.[4]

До об'єму камери дробарки входять камера, обмежена за висотою рівнем підкранових колій, а за довжиною - залізобетонною балкою приймального бункера, ніші електропривода дробарки, пульта, напряду і виїмки під фундамент установки.

Камера монтажного крана обмежується зверху склепінням, знизу рівнем підкранових колій.

					<i>Розділ I</i>	Арк.
						9
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

Слід зазначити, що такий підрозділ основних камерних виробок вельми умовний, оскільки всі вони формують єдину камеру - камеру дробарки, в якій розміщується основне технологічне (дробарка, живильник, кран) та допоміжне (підймальні талі, маслостанція, маневрова лебідка, пульт керування) обладнання. [4.5]

З камерою дробарки конструктивно або функціонально пов'язані допоміжні виробки, до яких відносяться: камера аспірації, монтажньо-транспортні та ходові виробки, камера розподільного пункту, камера ремонтної майстерні та запасних частин. Іноді для незалежного постачання дробильної установки електроенергією на транспортному горизонті біля розвантажувального пункту споруджується камера електропідстанції.

Об'єм і форма виробок дробильної установки визначаються габаритами і компоновальною схемою основного технологічного обладнання.

Загальний об'єм виробок дробильного комплексу залежно від укомплектованості камери дробарки електромеханічним обладнанням, її конструкції та схеми розташування монтажньо-кодових виробок змінюється від 1100 до 22000 м<sup>3</sup>. [4.5]

Залежно від оснащення основним технологічним обладнанням розрізняють дробильні комплекси з однією і з двома дробарками.

Дробильні комплекси з однією дробаркою за конструктивним оформленням поділяються на три типи камер дробарок: закриті, відкриті, комбіновані (відкрито-закриті).

Закриті камери дробарок споруджуються ізольовано від камери перекидача і пов'язані з відкатним горизонтом приймальним бункером і вертикальними або похилими транспортно-ходовими виробками. Доставка обладнання в камеру здійснюється з рудопідйомного або допоміжного клітьового ствола по горизонтальних монтажних виробках, пройдених на рівні ґрунту камери дробарної установки, або похилими виробками, пройденими з відкочувального горизонту в приствольних дворах у камеру дробарки. [5.6]

					<i>Розділ I</i>	Арк.
						10
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

Камери закритого типу характерні для залізорудних шахт Кривбасу. Камери дробарок оснащуються щокочними дробарками з розмірами приймального отвору 900x1200 мм, пластинчастими живильниками, як правило, полегшеного типу довжиною 3-4,5 м, ручними таями або електричними монтажними кранами. Можливість застосування пластинчастих живильників завдовжки до 4,5 м зумовлена надходженням порівняно дрібною легко подрібнюваною руди.[13]

До переваг камер закритого типу належать порівняно невеликі площі оголення покрівлі та степ виробки в процесі її проведення, що зумовило поширення таких камер у Кривбасі, де переважають слабкі нестійкі породи. При спорудженні камер цього типу є можливість застосування будь-якого обладнання для розвантаження вагонеток.

До недоліків камер закритого типу слід віднести певні технічні труднощі проведення виробок складної форми. [5]

Відкриті камери дробарок конструктивно об'єднані з розмірами розвантаження вагонеток і приймальними бункерами. Такі камери споруджують на шахтах, що застосовують вагонетки з бічним розвантаженням типу УВБ.

До переваг камер дробарок відкритого типу належать зручність доставки і монтажу обладнання, а також виконання ремонтних і профілактичних робіт, відсутність спеціальних транспортно-ходових виробок, простота конструктивного оформлення камери.

До недоліків слід віднести значні площі оголення покрівлі та стін, що зумовлює великі труднощі проходки камери в слабких нестійких породах; невелику місткість приймального бункера, яка в цьому випадку визначається конструктивно і створює пряму залежність роботи дробарки від роботи підземного транспорту. [5]

Комбіновані камери дробарок займають проміжне положення між відкритими і закритими камерами. Конструкція камер зумовлена застосуванням на підземному транспорті вагонеток із глухим кузовом, які

					<i>Розділ I</i>	Арк.
						11
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

розвантажуються круговими перекидачами. У зв'язку з цим з метою зниження об'єму виробки і збільшення місткості приймального бункера покрівлю камери дробарки (камери монтажного крана) розташовують на рівні ґрунту відкотного горизонту або на 1,5-2 м вище за нього.

Технологічна схема розміщення обладнання в камері дробарки комбінованого типу істотної відмінності від попередніх камер не має .

Перевагою комбінованих камер дробарок є їхня універсальність, можливість спорудження в будь-яких породах, застосування для розвантаження транспортних засобів будь-якого обладнання, спорудження приймальних бункерів підвищеної місткості.

До недоліків слід віднести порівняно великі обсяги прохідницьких робіт, що досягають 5000-6000 м<sup>3</sup>. [8]

Суттєвим недоліком комбінованих камер дробарок із монтажною щілиною є складність монтажу та ремонту обладнання через відсутність у камері монтажного майданчика та обмеженість зони дії кранового візка. Для переміщення вантажів у поперечному напрямку камери дробарки в її покрівлі встановлюють додатковий електричний кран вантажопідйомністю 10-15 т.

Іншим недоліком конструктивного оформлення камер дробарок з монтажною щілиною є велика їхня висота.

За місцем розташування і призначенням підземні дробильно-бункерні комплекси підрозділяються на централізовані та дільничні (блокові, панельні).

Централізовані дробарно-бункерні комплекси споруджують на концентраційних горизонтах або на рівні граничної глибини відпрацювання родовища; призначені вони для перероблення руди, що видобувається в блоках, розташованих вище концентраційного горизонту, або з усього родовища.

Централізовані дробарно-бункерні комплекси, своєю чергою, підрозділяються на приствольні та польові комплекси. [5.8]

					<i>Розділ I</i>	Арк.
						12
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

Централізовані біляствольні дробильно-бункерні комплекси споруджують у безпосередній близькості від рудопідйомного ствола шахти. Доставка крупнокускової руди до дробильних установок здійснюється системою рудоспусків, пройдених біля рудопідйомного ствола, або електровозним (рідше автомобільним) транспортом по концентраційному горизонту.

У першому варіанті відкочування руди проводиться на всіх проміжних горизонтах. Такі схеми широко поширені на вітчизняних рудниках. Доставлення крупнокускової руди до дробарної установки електровозним транспортом по концентраційному горизонту застосовують здебільшого на великих зарубіжних копальнях (наприклад, залізний рудник «Кіруна» гор. 775 м, Швеція). Добуту руду в цьому разі доставляють на концентраційний горизонт по рудоспусках, пройдених у межах виїмкових блоків. Подрібнена руда з бункера завантажується в скіпи або на конвеєр, що видає її на поверхню.[5]

Централізовані польові дробильно-бункерні комплекси споруджують біля рудного покладу. Доставка руди до дробильних установок цих комплексів здійснюється системою рудоспусків або різними транспортними засобами по концентраційному горизонту. Подрібнена руда конвеєрним (рідше електровозним) транспортом доставляється до рудопідйомного ствола. Такі схеми найбільш широко поширені на зарубіжних рудниках. У вітчизняній практиці вони мають обмежене застосування.

Дільничні (блокові, панельні) дробильно-бункерні комплекси споруджують у межах окремої ділянки шахти або під кожним виїмковим блоком. Термін служби таких комплексів відповідає тривалості відпрацювання дільниці (блоку) і не перевищує 3-5 років. Доставка крупнокускової руди до дробильної установки здійснюється зазвичай самохідною технікою (автосамоскидами, вантажно-доставочними машинами). Подрібнена руда транспортується до рудопідіймача. Подрібнену руду транспортують до рудопідйомного ствола конвеєрами або у вагонетках

					<i>Розділ I</i>	Арк.
						13
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

електровозами. Дільничні дробильні установки експлуатуються на зарубіжних рудниках, на вітчизняних рудниках не застосовуються.[5]

На вітчизняних шахтах застосовують переважно централізовані приствольні (рідше польові) дробильно-бункерні комплекси.

У період освоєння вітчизняними рудниками підземного механічного дроблення руди дробарно-бункерні комплекси будували на кожному експлуатаційному горизонті. Запаси залізної руди, які перероблялися дробильною установкою, становили 4- 20 млн т. Надалі дробильно-бункерні комплекси споруджували через 2-3 поверхи, а запаси руди, що припадають на дробильну установку, збільшилися до 30-40 млн т і більше.

У 1949 році за проектом інституту «Кривбаспроект» на руднику (м. Кривий Ріг) в було споруджено перший підземний дробильно-бункерний комплекс, обладнаний щоковою дробаркою з розмірами приймального отвору 600х900 мм.

Пропускна спроможність дробильного комплексу оцінюється кількістю руди, що переробляється за одиницю часу. Вона еквівалентна продуктивності дробарки, якщо руда з пластинчастого живильника потрапляє одразу в дробарку. У разі встановлення між живильником і дробаркою грохота пропускна спроможність комплексу відрізняється від продуктивності дробарки, оскільки частина руди (під колосниковий продукт) надходить безпосередньо в бункер подрібненої руди, а в дробарку скочується по грохоту тільки велика фракція рудної маси.[5,9]

Збільшення обсягів гірничих виробок дробильних комплексів пояснюється наступним:

- останнім часом переважного застосування набули великовантажні вагони з круговими перекидачами, що спричинило зміну конструкції камери дробарки і збільшення її об'єму.

- збільшення місткості приймального бункера під час використання на підземному транспорті вагонів з бічним розвантаженням дещо знизило залежність роботи дробарки від транспорту руди до приствольного двору,

					<i>Розділ I</i>	Арк.
						14
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

але спричинило різке збільшення об'єму камери подрібнення за рахунок підвищеної її висоти.

- будівництво дробильних комплексів для обслуговування декількох поверхів підвищує термін їхньої служби, а це призводить до необхідності посилення низки вузлів і механізмів, поліпшення забезпеченості профілактичних і ремонтних робіт завдяки будівництву комор і слюсарних майстерень. крупністю менш як 200 м близько 90~95 %). Обсяг камери дробарки при цьому знижується на 100-120 м<sup>3</sup>

- прагнення до поліпшення умов праці та техніки безпеки призвело до вдосконалення аспіраційних систем, що розміщуються в камерах підвищеного об'єму. Одночасно збільшено вільні проходи і майданчики для монтажу обладнання.[5,8]

## 1.2. Схеми будівництва дозаторних камер

Будівництво дозаторних камер проводиться за послідовною та паралельною схемами. У першому випадку будівництво камери здійснюється після закінчення поглиблювальних робіт, у другому-будівництво її технологічно пов'язане з поглибленням ствола. [11]

Будівництво дозаторної камери за послідовною схемою ведеться заходками зверху вниз з використанням підвісного прохідного полку. Залежно від стійкості порід висота заходки становить 4—6 м. Оскільки ствол закріплений постійним кріпленням, особлива увага приділяється буровибуховим роботам у перших заходках, які виконуються з прохідницького полку із застосуванням невеликих шпурових зарядів, що вибухають серіями по кілька штук. Перед підриванням шпурів полк піднімається на безпечну відстань.[11]

Подальша виїмка породи здійснюється бурінням і вибухом низхідних шпурів безпосередньо з камери. Відбита порода забирається за допомогою скреперної лебідки, яка змонтована на нижньому поверсі полку. Камеру кріплять монолітним бетоном (залізобетоном) за допомогою дерев'яної

					<i>Розділ I</i>	Арк.
						16
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

опалубки. Для підтримки опалубки та постійного кріплення камери застосовується анкерне кріплення. Бетонна суміш до місця укладання подається в такий спосіб. З горизонту (земної поверхні) суміш надходить

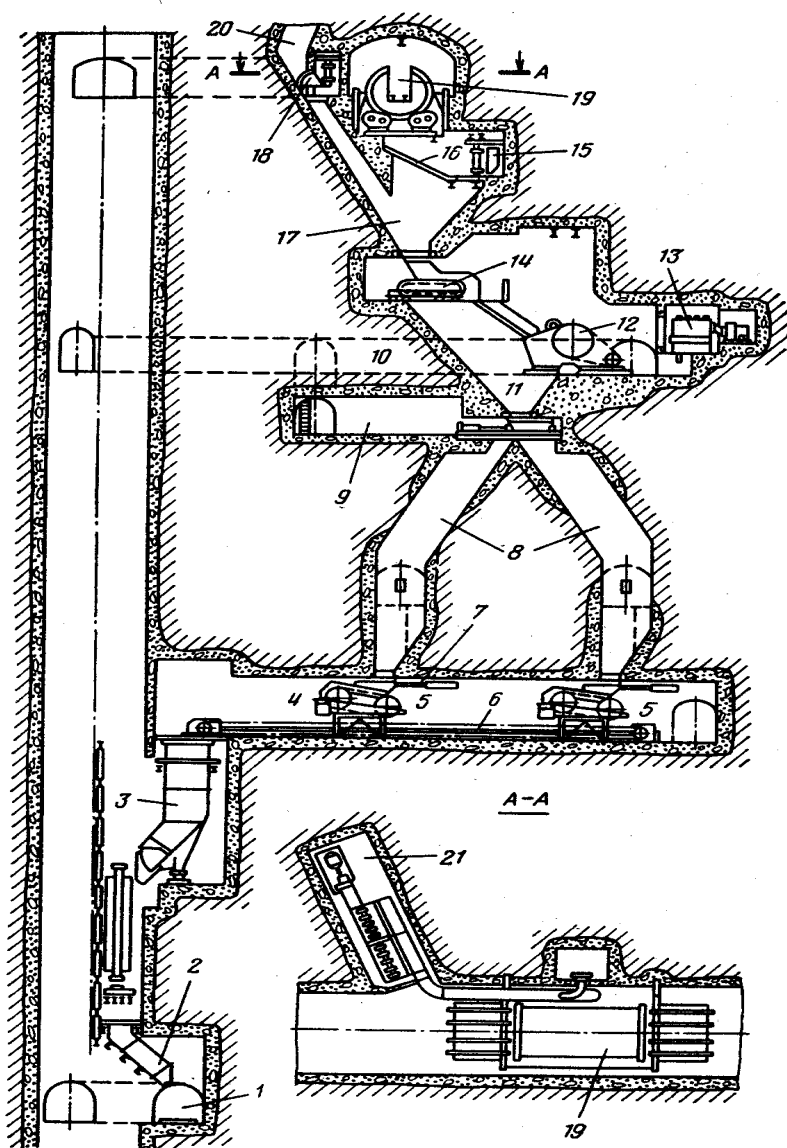


Рисунок 1.1 - Комплекс камер дробарно-бункерного пристрою для рудників :

3-камера дозатора , 4- камера випускного пристрою , 8- оперативні (що акумулюють) бункери , 9- камера пересувної завантажувальної воронки , 10- монтажне вироблення 11- випускний отвір, 12- камера дроблення руди з дробаркою , 13- камера аспірації для пилоподавлення, 15- камера бутобоя, 16- з гуркотом, 17- приймальний бункер, 19- камера розвантаження з перекидачем.

											Розділ 1	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата								16



трубами в приймальний бункер на стаціонарному полиці, спорудженому одному з нижніх ярусів армування чи стволі на 15—20 м вище камери дозаторів.[11] З бункера за допомогою гнучкого ставу або телескопічного пристрою та розвідного жолоба, що застосовувалися при поглибленні ствола, суміш виходить за опалубку. За даними практики, описана технологія дозволяє будувати дозаторні камери зі швидкістю 500-600 м<sup>3</sup>/міс при продуктивності праці прохідників 2-2,5 м<sup>3</sup>/чел.-зміну. [11]

Гідність послідовної схеми полягає у простоті організації робіт, оскільки проходка ствола та камери здійснюється незалежно один від одного. Недоліки схеми-необхідність будови в стволі додаткових полків, що збільшують вартість і трудомісткість будівництва камери, а також мінімальне використання механізмів і обладнання, що застосовуються при поглибленні ствола. Проведення дозаторних камер одночасно з поглибленням ствола набуло найбільшого поширення. Залежно від міцності та стійкості гірських порід кріплення камери може здійснюватися після повного завершення робіт з її проходки або за виїмкою кожного шару (рис. 1.2).

Будівництво камери у міцних стійких породах здійснюється за наступною технологією. Після заглиблення ствола на 2—2,5 м нижче покрівлі камери поглиблення його припиняють і приступають до виїмки першого шару породи по всій ширині камери з підтримкою її покрівлі тимчасовим анкерним кріпленням. Надалі проходка ствола та дозаторної камери ведеться одним вибоєм. Після закінчення робіт у камері ствол заглиблюється ще на 3-4 м, після чого приступають до одночасного зведення постійного кріплення в камері та стволі у напрямку знизу вгору. Паралельно з кріпленням монтується опорні та монтажні балки.

Проведення дозаторних камер у нестійких породах складніше, вимагає завчасного (не доходячи 5-6 м до покрівлі камери) розширення вибою ствола у бік камери на ширину її в нижній частині, пов'язане з установкою тимчасового кріплення з металевих кілець або з кріпленням склепіння та стін камери залізобетон. Будівництво дозаторних камер одночасно з проходкою

					<i>Розділ I</i>	Арк.
						17
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

ствола дозволяє максимально механізувати основні гірничопрохідні процеси, спрощує виробництво робіт з видачі породи, зведення постійного кріплення, завдяки чому збільшується продуктивність праці та знижується вартість спорудження камер .

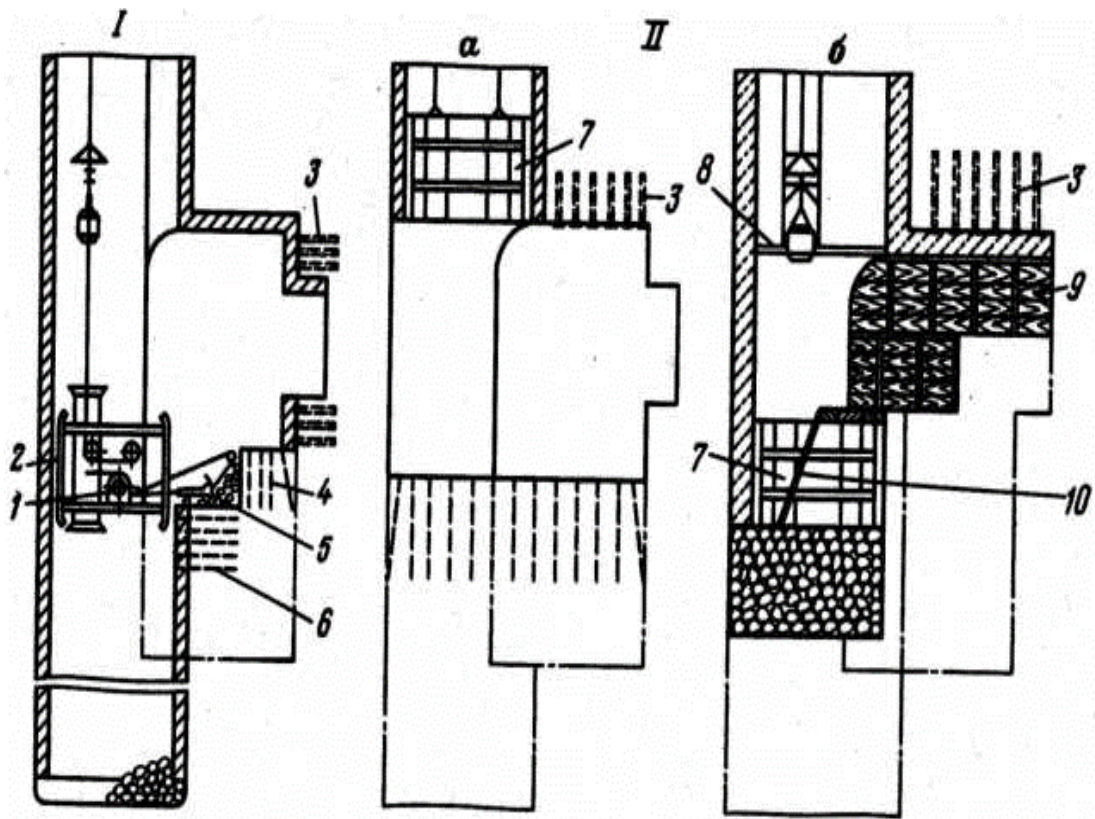


Рисунок 1.2. Технологічні схеми будівництва дозаторних камер після поглиблення (I) і одночасно з поглибленням (II) ствола: а-кріплення камери після її проходки; б-кріплення за виїмкою кожного шару; 1-скреперна лобідка; 2-підвісний прохідницький полок; 3-анкерне кріплення; 4, б- відповідно вертикальні та горизонтальні шпури; 5-скребок; 7-привибійна секційна опалубка; 8-натяжна рама; 9-дерев'яна опалубка; 10-сходи

## 2. ВИХІДНІ ДАНІ ДЛЯ ПРОЕКТУВАННЯ

### 2.1. Геологічна характеристика вміщуючих гірських порід

В даній роботі розглядається будівництво підземного бункерного комплексу, призначеного для функціонування шахти ім. Колачевського при розширенні її сировинної бази за рахунок запасів, розташованих в південній частині шахтного поля і які є частиною міжрудникової ділянки № 4.

Пошукові і геологорозвідувальні роботи проводилися в 1974-1979 роках. Запаси залізистих кварцитів оцінювалися в межах 280 м.в. до глибини 1000-1500м при масових долях  $Fe_{\text{магн.}}$  10,16 і 20%. Запаси класифіковані по категоріях С<sub>1</sub> і С<sub>2</sub>. розвідана площа складала близько 2км<sup>2</sup> (довжина 4,5 км, ширина – 0,44 км).

Поверхня ділянки представляє слабкохолмисту рівнину з абсолютними відмітками від плюс 50м до плюс 120м, істотно порушену кар'єрами, зонами обвалення і відвалами порожніх порід. На північній околиці його є балка “Північна – Червона” з постійним водоймищем атмосферних опадів. Південно-західна частина родовища забудована житловими будинками і промисловими об'єктами. [1.2]

Об'єктом геолого-економічної оцінки є запаси магнетитових кварцитів шостого залізистого пласта в межах маркшейдерських осей (мінус 85к) – (мінус 125к) шахти ім. Колачевського вище за горизонт 447м.

Поклад магнетитових кварцитів з'являється на глибині 35-60м від поверхні.

Межа зони окислення має складну форму. Параметри покладу магнетитових кварцитів, в межах вказаних вище меж, приведені в таблиці 2.1.

					<i>КНУ РМ 184 23. 03. 03 Е2</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>			<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>	<i>Настасюк О.В.</i>				<i>Вихідні дані для проектування</i>	<i>Стадія</i>	<i>Арк.</i>	<i>Аркушів</i>
<i>Перевір.</i>	<i>Андрєєв Б.М.</i>						19	
<i>Н. Контр.</i>						<i>ГБ-23м</i>		
<i>Затверд.</i>	<i>Андрєєв Б.М.</i>							

Таблиця 2.1 - Параметри покладу магнетитових кварцитів

Параметри рудного покладу	Горизонти відробітку, м				
	170	267	327	387	447
Довжина по простяганню, м	300	390	440	520	630
Горизонтальна потужність, м	180	170	70 - 180	40 - 190	20 - 200
Горизонтальна площа, м <sup>2</sup>	46000	59600	59800	64000	65120

Поклад залягає згідно з породами, що вміщують його: простягання північно-східне по азимуту 20 – 25°, падіння північно-західне під кутами 55 – 60°.

Вміщуючими породами є мартитові, гетит-гематит-мартитові, магнетит-мартитові кварцити  $sx^{5f}$ ,  $sx^{6f}$  і  $sx^{6s}$  і кварц-біотитові сланці  $sx^{3-4-5s}$  пластів.

Масові долі заліза в породах висячого і лежачого боків покладу магнетитових кварцитів дані в таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 - Масові долі заліза у вміщуючих породах

Породи			
Висячого боку		Лежачого боку	
Масові долі заліза %			
Загального	магнетитового	загального	магнетитового
39,7	6,5	40,2	7,5

Коефіцієнти міцності магнетитових кварцитів за шкалою проф. Протодьяконова змінюються від 16 – 18 до 19 – 20. щільність магнетитових кварцитів в масиві – 3,4 т/м<sup>3</sup>, вміщуючих порід – 3,45т/м<sup>3</sup>

Для відпрацювання запасів шахти призначений дослідно-промисловий блок магнетитових кварцитів шахти імені Колачевського, він розташований в північній частині Кривбаса . До дослідно-промислового блоку відносяться запаси магнетитових кварцитів п'ятого і шостого залізистих пластів Саксаганської свити південної частини родовища (маркшейдерські осі мінус

32к – плюс 53 до) в інтервалі глибин 267, 607м. Вище за горизонт 267м п'ятий і шостий залістисті пласти окислені.

Магнетитові кварцити дослідно-промислового блоку шахти імені Колачевського приурочені до п'ятого і шостого залістистим пластам східної смуги Саксаганської моноклінальної структури Кривбаса, в геологічній будові якої бере участь комплекс глибоко метаморфізованих порід докембрія, перекритий з поверхні осадовими відкладеннями неогену і четвертинної систем.

Докембрійській комплекс порід Криворізької серії залягає серед архейського масиву гранитоїдів і представлений п'ятьма свитами: новокриворізькою - nk, скелеватською - Sk, саксаганською - Sx, глеуватською - gl і гданцевською - gd.

Новокриворізька свита (nk) складена в основному амфіболітами, серед яких зустрічаються останці сланців, метапіщаників і інших порід. Породи цієї свити залягають в східній частині родовища на сірих плагіоклазових гранітах і магматитах. Горизонтальна потужність амфіболітів в межах родовища досягає 1800-1900м.

Залістисті пласти в зоні окислення представлені мартитовими, гетит-гематит-мартитовими, а в не окисленій частині - магнетитовими, карбонат-хлорит-амфіболіт-магнетитовими і іншими різновидами кварцитів. Горизонтальна потужність залістистих пластів змінюється від 10 до 500м. Сланцеві пласти складені графіт-хлорит-серіцитовими, біотит-гранат-хлорит-амфіболовими сланцями з прослоями гетит-гематит-мартитових кварцитів.

Горизонтальна потужність сланцевих пластів коливається від перших десятків до 300м.

Загальна потужність порід саксаганської звито близько 1500м.

Породи гданцевської (qd) і глееватської (q/) свит ( піщаники, кварцити, графітитові сланці) залягають у всячому боці залізородної товщі.

Загальна потужність порід цих свит близько 3000м.

					<i>Розділ 2</i>	Арк.
						21
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

Породи метаморфічного комплексу зібрані в складноскладчсті антиклинально-синклінальні структури вищих порядків, ускладнені подовжніми (Західний, Саксаганський, Східний надвиги), діагональними і поперечними розломами, що створюють блокову структуру родовища. Простягання пластів, структурних форм і їх залягання північно-східне по азимуту 15-25°, падіння — північно-західне під кутами 50-70°.

На родовищі широко розвинені площадкова і лінійна кора вивітрювання. Зони вивітрювання мають складну морфологію і різне розповсюдження як по простягання, так і на глибину. Площадкова кора вивітрювання розповсюджується на глибину до 150м. Глибина розповсюдження і потужність лінійної кори вивітрювання залежить як від складу, так і характеру розвитку розривних порушень. У грубошарових і тріщिनчатих пластах залізистих кварцитів наявність її встановлена на глибинах більш 2500м. У тонкошарових сланцевих пластах вона розповсюджується на глибину 300-450м.

У зонах вивітрювання магнетитові, карбонат-магнетитові і інші первинні різновиди перетворюються в мартитові, гетит-мартитові, лімонітові окислені кварцити.

На розмитій і вивітрений поверхні кристалічних порід, залягає осадових відкладень, представлених пісками, глинами, суглинками і ґрунтово-рослинним шаром.

Потужність цих відкладень змінюється від 10 до 40м.

Із зонами вивітрювання залізистих пластів пов'язані поклади природно багатих залізистих руд. На ділянках, не зачеплених процесами вивітрювання, поширені поклади не окислених (магнетитових) кварцитів.[1,2]

На ділянці дослідно-промислового блоку шахти імені Колачевського магнетитові кварцити відомі в першому, в другому, в п'ятому і шостому залізистих пластах у вигляді окремих рудних тіл серед тих, що оточують і вміщують їх окислених мартитових кварцитів.

					<i>Розділ 2</i>	Арк.
						22
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

Поклад розташований в південній частині родовища в межах 53к – мінус 63к маркшейдерських осей і складається з двох рудних тіл, приурочених до п'ятого і шостого залізистим пластам.

Поклад з'являється на горизонті 267м в шостому залізистому пласті у вигляді невеликої ділянки, яка від горизонту до горизонту збільшує свої розміри. Максимальна глибина розповсюдження покладу більш 1500м.

У плані поклад має пластообразну форму з складними заливовидними контурами, обумовленими характером розвитку зони вивітрювання.

До горизонту 607м рудні тіла покладу відносяться до типу стовповидними. Нижче вони переходять в пластовидні. Контакти рудних тіл з породами, що вміщують їх, як правило, нечіткі і встановлюються тільки за наслідками випробування.

Поклад залягає згідно з породами, що вміщують його: простягання північно-східне по азимуту 20 – 25°, падіння північно-західне під кутом 55 – 60°.

Вміщуючими породами є мартитові, гетит-гематит-мартитові, магнетит-мартитові кварцити SX<sup>5f</sup>, Sx<sup>6f</sup> і Sx<sup>6s</sup> і кварц-хлорит-біотитові сланці – Sx<sup>3-4-5s</sup> пластів.

Запаси магнетитових кварцитів ділянки дослідно-промислового блоку шахти імені Колачевського детально розвідані до глибини 607м та підготовлені для промислового використання.

Промислова добич магнетитових кварцитів блоку почалася в 1981 році. До теперішнього часу блок розкритий гірськими виробками на горизонтах 267, 387, 447 і 527м (завдовжки більше 9500м) і розбурений 15 розвідувальними свердловинами (7766,3м).

Фактичні відстані між опорними гірськими виробками і свердловинами коливається від 20 до 200м. Вихід керна по свердловинах до 94% від довжини. Середня довжина інтервалів випробування керна свердловин складає 6,4м. Гірські виробки випробувані 5 метровими інтервалами.

					<i>Розділ 2</i>	Арк.
						23
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Якісна характеристика руд визначена за наслідками випробування 701 рядові і 119 групових проб. У рядових пробах визначалися  $Fe_{\text{общ.}}$ ,  $Fe_{\text{магн.}}$ ,  $FeO_{\text{раст.}}$  і п.п.п.; групові проби аналізувалися на  $Fe_{\text{общ.}}$ ,  $Fe_{\text{магн.}}$ ,  $SiO_2$ ,  $Al_2O_3$ ,  $CaO$ ,  $MgO$ ,  $K_2O$ ,  $Na_2O$ ,  $S$  і  $P$ .

Технологічні властивості залізорудної сировини і вміщуючих порід вивчені по 14 пробам, відібраним з керна розвідувальних свердловин і гірських виробок на горизонтах 387 і 447м. Маса проб від 113 до 3000кг.

Гідрогеологічні умови розробки магнетитових кварцитів блоку встановлені по фактичних притоках підземних вод в гірські виробки горизонтів 267,327,447, 527 і 607м.

Хімічний склад підземних вод визначений по пробах, відібраних з підземних гірських виробок горизонтів 327, 447 і 607м.

Рівневий режим підземних вод у вміщуючих породах висячого боку магнетитових кварцитів блоку спостерігається тільки по 1 свердловині. У проекті реконструкції горизонту 527м шахти імені Колачевського (арх. № 27169) передбачалося буріння 13 гідроспостерігальних свердловин на всі водоносні горизонти осадових і метаморфічних порід.

Фізико-механічні властивості гірських порід охарактеризовані по 75 пробам, відібраним з керна розвідувальних свердловин в інтервалі глибин 35-1352м.

Кількість і якість цих сортів руди й за даними статистичного підрахунку приведено в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3. Кількість і якість мінералогічних різновидів магнетитових кварцитів

Найменування мінералогічного різновиду руди	Кількість мінералогічних різновидів рудий %	Масова частка, Fe %	
		$Fe_{\text{общ.}}$	$Fe_{\text{магн.}}$
Магнетитова	22,0	37,8	33,1
Силікат-магнетитова	19,0	39,2	26,0
Силікат-гематит-магнетитова	59,0	38,2	27,3
Разом	100	38,3	28,2



Розрахунковий хімічний склад здобутих магнетитових кварцитів приведений в таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 - Розрахунковий хімічний склад магнетитових кварцитів

Найменування хімічних компонентів	Масова частка хімічних компонентів %
Fe <sub>общ.</sub>	36,9
Fe <sub>магн.</sub>	26,9
FeO	17,94
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	32,77
SiO <sub>2</sub>	41,19
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,64
MgO	1,73
CaO	1,57
K <sub>2</sub> O	0,41
Na <sub>2</sub> O	0,32
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,17
інші	3,26
у тому числі:	
CO <sub>2</sub>	2,39
SO <sub>3</sub>	0,21
H <sub>2</sub> O	0,66
оксидів	100

## 2.2. Гідрогеологічні умови району будівництва

За даними попередньої розвідки гідрогеологічні умови району будівництва аналогічні гідрогеологічним умовам родовищ шахт «Тернівська» та «Козацька» АТ «КЗРК».

На території ділянки підземні води поширені в кайнозойських відкладеннях і метаморфічних породах докембрія.

У кайнозойських відкладеннях водоносними є лісовидні четвертинні суглинки і неогенові піски.[1,2]

Води в суглинках залягають на глибинах 1,0 – 7,0м. Потужність водоносного горизонту змінюється від 0,5 до 6,85м. Коефіцієнти фільтрації складають 0,7 – 1,3 м/доб. По хімічному складу води суглинків відносяться до сульфатно-хлоридним натрієвий-магнієво-кальцієвим. Мінералізація їх змінюється від 2,0 до 7,0 г/дм<sup>3</sup>.

Водоносний горизонт в пісках розвинений у вигляді окремих локальних лінз, що залягають в знижених ділянках рельєфу корінних порід. Глибина залягання водоносного горизонту складає 1,0 до 12,0м. По хімічному складу води пісків відносяться до сульфатно-хлоридним кальцієво-магнієвим. Вони є солонуватими, жорсткими. Мінералізація їх складає 3,0 – 5,0г/дм<sup>3</sup>.

Води суглинків і пісків володіють сульфатною агресією ( $SO_4 > 250 \text{ мг/дм}^3$ ) по відношенню до звичайних бетонів.

Основним джерелом обводнення гірничих виробок залізородних родовищ, що розробляються, є підземні води водоносних комплексів порід криворізької метаморфічної серії. У розрізі цих порід виділяють наступні водоносні комплекси і горизонти:

- арказових пісковиків і сланців новокриворізької і скелеватської звитий;
- покладів природно багатого залізняку, залізистих кварцитів і сланців саксаганської звити;
- сланців, пісковиків, кварцитів і конгломератів гданцевської і глеєватської звитий. [1,2]

Параметри властивостей фільтрації метаморфічних порід визначалися шляхом проведення досвідчених і пробних відкачувань води і пласто-випробувань в свердловинах і приведені в таблиці 2.5.

За наслідками відкачувань виявлено, що водоносність порід гданцевської і глеєватської звити в порівнянні з іншими породами ділянки відносно висока. Водоносність сьомого залізистого пласта ( $Sx^{7f}$ ) нерівномірна і декілька нижче, ніж водоносність порід гданцевської і глеєватської свити, а водоносність порід сьомого сланцевого пласта ( $Sx^{7s}$ ) до глибини 600м порівняно не велика. Водоносність п'ятого і шостого залізистих пластів ( $Sx^{5-6f}$ ) вельми не однорідна. Не окислені залізисті кварцити слабководосні. Водоносність порід скелеватської свити порівняно

					<i>Розділ 2</i>	Арк.
						26
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

невелика. Найбільш водорясні, в основному, породи у верхній вивітрової зоні кристалічного масиву. З глибиною водоносність їх значно зменшується. Воду притоки в гірські виробки формується як за рахунок спрацьованих статичних запасів, так і динамічних притоків, що поступають з порід висячого і лежачого боків. Часткове поповнення запасів підземних вод здійснюється також за рахунок інфільтрації атмосферних опадів через зони обвалення шахт, кар'єрів і відвалів. Гідрогеологічними роботами встановлено, що водоносність продуктивної товщі і вміщуючих порід не висока і з глибиною мало змінюється. [1,2]

Таблиця 2.5 - Параметри фільтрацій водоносних порід

Геологічний індекс породи	Глибина випробування, м	Питома витрата, м <sup>3</sup> /год	Коефіцієнт фільтрації за даними відкачування, м/добу	Коефіцієнт фільтрації за даними пластового випробування, м/добу	Водопроникність м <sup>3</sup> /добу	Примітки
gd – gl	300-500	0,016-0,52	0,0022-0,057			
Sx <sup>7f</sup>	До 600	0,02-0,26	0,0016-,015			
Sx <sup>7s</sup>	До 400	0,0067-0,02	0,0022-0,007			
	До 600			0,0001	0,02	
Sx <sup>5-6f</sup>	600-700	0,018-0,024	0,0013-0,0016			
	600-1500			0,005	2,0	не окисленні
	600-1500			0,0025-0,012	2,0-6,0	окислені
Sx <sup>5s,2f,2s,1f</sup>	До 400	0,011-0,059	0,001-0,0074			
	До 1100			0,00006	0,012	
Sk	До 550	0,026-0,03	0,0018-0,004			
діабазова дайка	До 155	0,0025	0,00075			

Діабазова дака є вододілом між північною і південною частинами ділянки. На північ від даки водоносний комплекс метаморфічних порід

докембрія дренується гірськими виробками шахт ім. Колачевського і Тернівської, на південь від даки – гірськими виробками шахти Козацька. У полі шахти Тернівська рівень підземних вод максимально понижений до глибини горизонту 1200м, у шахті ім.Колачевського – до глибини горизонту 527м.

Результати багаторічних режимних спостережень показують, що рівень підземних вод в породах  $sx^{5,6,7f}$  горизонтів в північній частині залягають глибше, ніж в його південній частині, де режим цього водоносного комплексу знаходиться, практично, в природному стані. Зниження рівня в породах лежачого боку  $sx^{3,4,5}$  с горизонтів і магнетитових кварцитів  $sx^{1-2f}$  горизонтів майже не спостерігалось, що говорить про непорушений режим підземних вод в цих породах. Породи глеюватської і гданцевської свит характеризується високим положенням рівнів підземних вод (40 – 60м).

Підземні води верхньої частини товщі метаморфічних порід на території родовища характеризуються хлоридно-сульфатним натрієвий-кальцієво-магнієвим складом.

Підземні води агресивні до металів і нессульфатостойких бетонів.

Захист гірничих виробок від поверхневих вод проводиться за допомогою нагірних каналів, гребель обвалування, систем організованих стоків і інших гідротехнічних споруд.

Будівництво підземного бункерного комплексу шахти ім. Колачевського у поверсі 527-680 м здійснюватиметься в умовах практично осушених порід, оскільки дільниця знаходиться у воронці депресії від розробки природно багатого залізняку до горизонту 1250м шахти Тернівська.

На горизонті 607м пробурені 4 горизонтальних розвідувальних свердловин завглибшки 387 - 450м. При розкритті магнетитових кварцитів розвідувальними свердловинами на горизонті 607м притоки підземних вод склали 11м<sup>3</sup>/ч.

Фактичні водопитоки в гірських виробках горизонтів і в цілому по шахті ім. Колачевського приведені в таблиці 2.6.

					<i>Розділ 2</i>	Арк.
						28
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

Таблиця 2.6 - Притоки підземних вод по горизонтах шахти

Горизонт гірничих робіт, м	Водоприток, м <sup>3</sup> /ч
447 і вище	18,5
527	11,0
607	2,5
Разом	32

Води шахти ім. Колачевського за системою водоперепускних свердловин перепускаються у водозбірник горизонту 750м шахти Тернівська.

### 2.3. Стволи шахт і їх призначення.

*Ствол шахти ім. Колачевського.*

Ствол пройдений в лежачому боці родовища з поверхні до гор. 680м круглого перерізу діаметром в світлі 5,5м з товщиною кріплення 250мм. Армування ствола металеве. Відстань між ярусами розстрілів 4,0м. У перерізі ствола розташовані кліть, противагове, скіпове, сходове, трубні і кабельне відділення. Сходові полки влаштовуються через 4,0м. Провідники зварні коробчасті перетином 160x160мм для скіпового і клітьового підйомів і рейкові з Р-38 - для противаги.

Підйом кліті оснащений підйомною машиною МК5x2 (4 канатна) і кліттю двоповерховою типу 899М-310000СБ і противагою на вагонетку типу ВГ-4М вантажопідйомністю 5 т. Скіповий підйом оснащений підйомною машиною ЦР-1Ч5Ч4, 6/0, 6 і скіпами типу 8147Н - 1000000Б з донним розвантаженням вантажопідйомністю 13,2т.

Основним призначенням ствола шахти є спуск (підйом) людей, видача руди, пустих порід, подача чистого повітря і виконання допоміжних операцій.

Армування ствола (розстріли, провідники) частково підлягають заміні, а кріплення ствола - перекріпленню, тампонажу закріпного простору, видаленню заколів.

					Розділ 2	Арк.
						29
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

*Ствол шахти «Північна - Вентиляційна».*

Ствол пройдений в лежачому боці родовища з поверхні до гор. 1125м круглого перерізу діаметром в світлі 4,5м до гор. 387м і 5,0м — нижче за гор. 387м. У стволі є кліть, противагове, сходове і поглиблювальне (нижче за гор. 387м) відділення. Ствол закріплений монолітним бетоном. Товщина стінки кріплення рівна 250мм. Армування ствола змішане: розстріли металеві, виконані з двотаврових балок і швелерів, провідники дерев'яні з розмірами в плані 160×160мм. Відстань між ярусами армування рівна 2,5м.

Ствол шахти обладнаний підйомом кліті з машиною типу 1х6х3,2/0, 5 і служить запасним механізованим виходом на денну поверхню.

*Ствол шахти «Флангова».*

Ствол пройдений в лежачому боці родовища з поверхні до гор. 1050м круглої форми перерізу діаметром в світлі 6,5м з товщиною бетонного кріплення 100мм. Армування ствола металеве. У стволі розташовані: кліть, противагове-кабельне, сходове і кабельне для бадді відділення. Сходові полки влаштовуються через 3,126м. Провідники металеві з рельсів Р-43. Ствол шахти обладнаний одноклітьовою багатоканатною машиною типа МК 4х4 і використовується для видачі витікаючого струменя повітря з південного крила поля шахти ім. Колачевського, що поступає по квершлягу гор. 387м.

*Приствольні двори.*

До експлуатації передбачені наступні приствольні двори шахти ім.Колачевського:

1. Клітьовий приствольний двір гор. 527м;
2. Скіповий приствольний двір гор. 527м;
3. Клітьовий приствольний двір гор. 607м;
4. Клітьовий приствольний двір гор. 680м.

Скіповий приствольний двір гор. 527 м приймається таким, як передбачено робочою документацією з реконструкції гор. 527м шахти ім.

					<i>Розділ 2</i>	Арк.
						30
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

Колачевського і розташований на діагональній сбийці квершлягу і камери електropідстанції ДБК.

Скіповий двір включає камеру перекидача на один вагон вантажопідйомністю 10т, камеру вентилятора, камеру електроустаткування перекидача, камеру монтажної лебідки, камери матеріальної комори і лабораторії визначення якості руди, підводячи виробки для руди і доставки крана і деталей дробарки. На рівні головок рейок передбачається гірничавиробка, обладнана конвеєром, вантажною і розвантажувальною камерами, в яких розташовані натяжні і приводні механізми, монтажні кран-балки. До виробки конвеєра примикають камери вентилятора і електropідстанції, а також ніші (приводу живильника, електроустаткування) допоміжного призначення. Довжина виробки для конвеєра складає 160м.

Приствольні двори шахти «Флангова» гор. 387 і 527м – двосторонні з перестановочною платформою на вагонетки вантажопідйомністю 2,5т і обгінною виробкою біля ствола. У приствольних дворах розташовані ніші і камери сигнальної апаратури, обміну вагонеток, прийому і видачі длінноміра.

Приствольні двори шахти «Північна – Вентиляційна» - двосторонні, двопутні з обхідною виробкою біля ствола, нішею сигнальної апаратури, нішею лебідок для обміну вагонів в кліті.

					<i>Розділ 2</i>	Арк.
						31
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

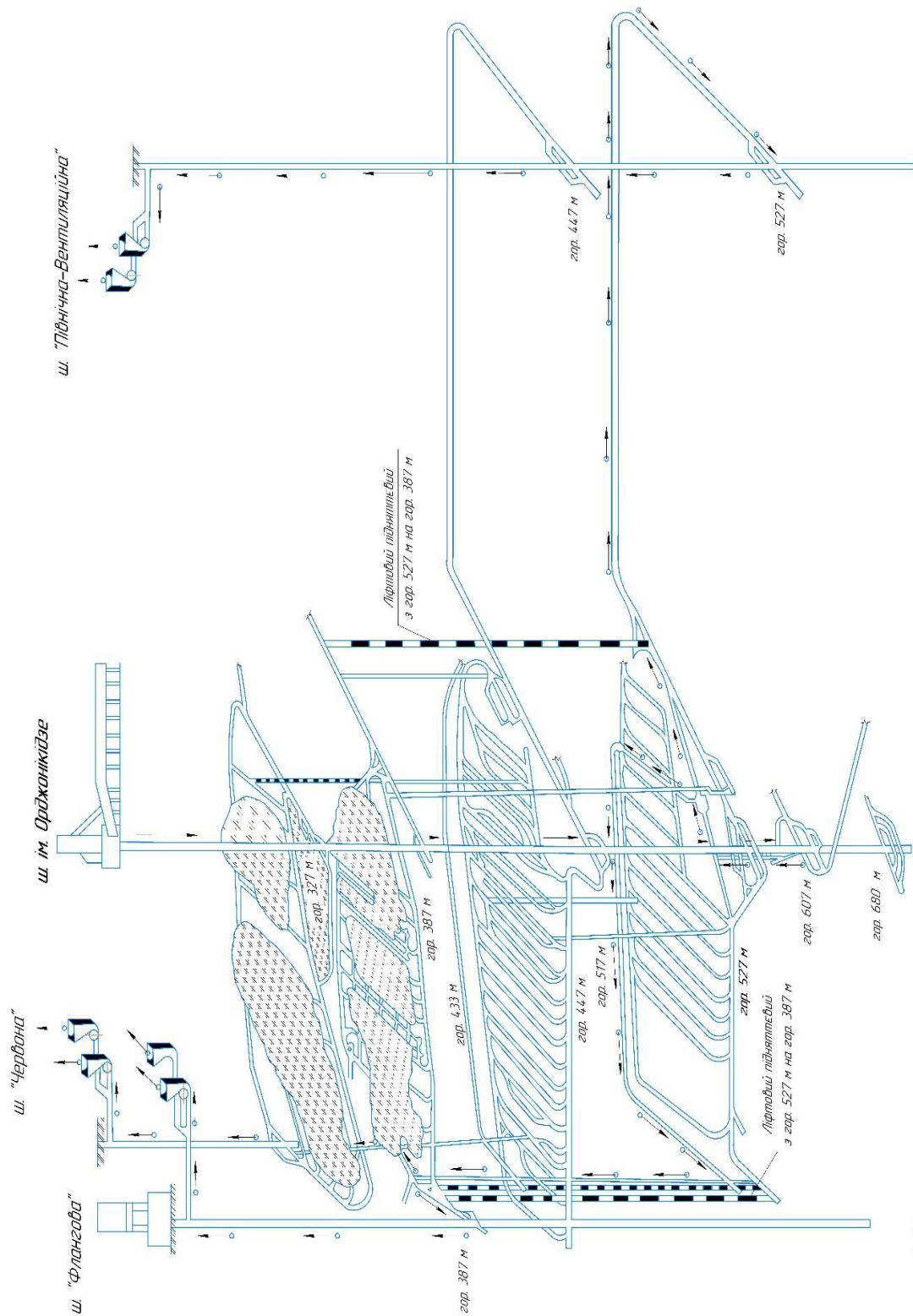


Рисунок 2.1. – Схема розкриття

Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата



#### **2.4. Дробильний-бункерний комплекс гор. 527-607м ш. ім. Колачевського.**

ДБК гор. 527-607м шахти призначений для видачі руди в кількості 1,6млн.т у рік і породи в кількості 50 тис.т в рік.

ДБК складається з камери перекидача, камери живильника дробарки, камери дробарки, рудної місткості, виробки конвеєра на гор. 607м (опис дивися в розділі приствольних дворів), а також допоміжних виробок (матеріальних камер, камер електроустаткування, вентиляторів) доставок, камерних і ніш. Доставка устаткування (деталі дробарки, електроустаткування, конвеєр і його приводи) проводиться по спеціальних виробках гор. 527 і 607м вертикальний монтажний підняттєвий, обладнаний монтажною лебідкою. Знепилювання ДБК проводиться вентиляторами, встановленими в місці виникнення пилу і далі по аспіраційним підняттєвим в камеру накопичення, звідки пил у міру накопичення, видаляється. Руда (порода) конвеєром подається в існуючий дозатор шахти гор. 607м.

Чищення просипу руди з-під завантаження скіпів здійснюється комплексом чищення зумпфа, що діє (підйомною машиною, розташованою в камері поглиблювальної лебідки на горизонті 680м).

#### **2.5. Поверхневий технологічний комплекс шахти ім. Колачевського.**

Поверхневий технологічний комплекс шахти ім. Колачевського призначений для прийому і передачі на наземний резервний склад магнетитових кварцитів, звідки здійснюється відвантаження екскаватором в залізничні вагони, що транспортують їх для подальшої переробки на збагачувальній фабриці ЦГЗК в кількості 1400 тис.тон на рік.

Пуста порода в об'ємі 25,0 тис.тон на рік автотранспортом вивозиться у відвал.

					<i>Розділ 2</i>	Арк.
						33
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

До складу об'єктів поверхневого комплексу шахти ім. Колачевського входять наступні споруди:

- надшахтна будівля;
- будівля підйомних машин;
- перевантажувальні вузли № 1<sup>а</sup>, 2<sup>а</sup>, 3<sup>а</sup>, 1<sup>в</sup>;
- галереї № 2<sup>а</sup>, 3<sup>а</sup>, 4<sup>а</sup>, 5<sup>а</sup>, 1<sup>в</sup>;
- резервний склад руди, місткістю 48тис.т;
- будівлі допоміжного призначення.

Магнетитові кварцити крупністю 0 - 300мм, видані скіповим підйомом в приймальний бункер надшахтної будівлі ствола шахти ім. Колачевського, пластинчастим живильником типу 2-15-30 і конвеєром № 2<sup>а</sup> передаються в бункер перевантажувального вузла № 1<sup>в</sup>.

З бункера магнетитові кварцити розвантажуються пластинчастим живильником на стрічковий конвеєр № 3<sup>а</sup> і системою послідовно встановлених конвеєрів № 4<sup>а</sup>, 5<sup>а</sup> і 1<sup>в</sup> транспортуються на резервний склад, де за допомогою катучого реверсивного конвеєра № 2<sup>а</sup> формується штабель відвантажуваної рудної маси. Відвантаження споживачеві магнетитових кварцитів проводиться екскаватором ЕКГ-5Н.

Наведений вище опис поверхневого комплексу шахти вміщує об'єкти, що діють на даний час.

Окрім того, з метою підтримання потужностей шахти передбачається її реконструкція, яка потребує будівництва нових надземних будівель і споруд:

1. Прохідницький копер (тип III);
2. Будівля для підйомної машини типа ЦЗ,5х2,4.

#### *Прохідницький копер (тип III)*

По класифікації копрів, даний копер відноситься до копрів шатрової системи, рознесення ніг копра 12х12 метрів. Відмітка верху підшківного майданчика складає плюс 17,546м, розмір підшківного майданчика 6,5х6,5 метра. Над підшківним майданчиком влаштовується надбудова - монтажний пристрій, обладнаний монтажними балками для монтажу шківів.

					<i>Розділ 2</i>	Арк.
						34
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

*Будівля для підйомної машини Типу ЦЗ,5х2,4.*

По сукупності ознак капітальної і експлуатації якостей будівля відноситься до II класу. Будівля одноповерхова, з підвалом і розмірами в плані 15х18м; заввишки до низу випускаємих будівельних конструкцій 7,4м.

Колони - збірні залізобетонні.

Балки - сталеві.

Ферми - сталеві.

Захищаючі конструкції - збірні залізобетонні панелі з керамзитобетону.

Перекриття - збірний-монолітні по металевих балках.

Вікна, двері, ворота - металеві.

Підлоги - мозаїчні, керамічні.

Фундаменти - збірний-монолітні.

Передбачені заходи щодо освітленості робочих місць, зниження виробничих шумів і вібрації, побутового, медичного і громадського харчування.

Будівля відноситься до категорії Д.

					<i>Розділ 2</i>	Арк.
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		35

### 3. ТЕХНІЧНЕ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ БУДІВНИЦТВА

#### 3.1. Енергопостачання

Електропостачання споживачів шахти Колачевського при розкритті і розробці прирошуваних запасів магнетитових кварцитів здійснюється по існуючій схемі, додаткового устаткування не передбачається. Гірничою і технологічною частиною проекту поглиблення ствола шахти «Червона», видачі порожніх порід і другого запасного (механізованого) виходу на поверхню передбачається реконструкція поверхневого комплексу шахта «Червона». Споживачами електроенергії будуть існуюча установка вентилятора і проєктований баддявий підйом, які відносяться до I категорії. Для цих установок в ТЕП передбачається будівництво одного РП 6/0,4кВ, вбудованого в машинну будівлю, з двома трансформаторами одиничною потужністю 250кВА.

#### *Електропостачання поверхні*

Основними споживачами електроенергії шахти ім. Колачевського є:

- підйом кліті;
- скіповий підйом;
- ЦПП гор. 447м.

Як джерело електропостачання використовується існуюча підстанція 6/0, 4кВ при машинній будівлі шахти ім. Колачевського. ЛЭП 6 і 0. 4кВ. Зовнішнє освітлення.

Лінії електропередачі виконані відповідно до схеми електропостачання і згідно вимог ПУЕ ЛЕП і 0,4кВ виконані кабельними. Кабелі прокладаються в траншеї з покриттям цеглиною, на перетині з інженерними комунікаціями – в асбестоцементних трубах.

					<i>КНУРМ 184 23. 03. 03 ЕЗ</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>			<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>	<i>Настасюк О.В.</i>				<i>Технічне забезпечення будівництва</i>	<i>Стадія</i>	<i>Арк.</i>	<i>Аркушів</i>
<i>Перевір.</i>	<i>Андрєєв Б.М.</i>						36	
<i>Н. Контр.</i>						<i>ГБ-23м</i>		
<i>Затверд.</i>	<i>Андрєєв Б.М.</i>							

Для прокладки кабелів між ПС 6/0,4кВ при машинній будівлі шахти ім. Колачевського і надшахтною будівлею передбачений кабельний канал.

У кабельному каналі кабелі прокладаються по конструкціях.

Зовнішнє освітлення майданчика поверхневих об'єктів виконане світильниками РКУ з лампами ДРЛ, встановлених на ж.б. опорах 1СНВ2, 9-10АУ1 дротом А-25.

#### *Підземне електропостачання*

Всі підземні енергоспоживачі ділянки будівництва живлять від проєктованих дільничних підстанцій гор. 447, 527, 607 і 680 м. Дільничні ПП у свою чергу живлять від підстанції "Тернівська-2" РУ-6 кВ по двох незалежних введеннях.

У зв'язку з використанням існуючих ПП для освітлення відкотних, вентиляційних виробок і камер допоміжного призначення, даним проєктом передбачається освітлення тільки знов проєктованих виробок і камер. Живлення контактної мережі виконане в даному проєкті не розраховується.

Підстанція головного водовідливу також існує.

Основними споживачами електроенергії підземних об'єктів є:

- споживачі очисних і нарізних робіт;
- відкатка електровоза;
- підземний бункер і приствольний двір;
- камери допоміжного призначення;
- освітлення гірських виробок.

Живлять підземні споживачі об'єкту від ПП гор. 527, 607, 680 м.

Мережі всієї напруги змінного струму прийняті з ізольованою нейтраллю, в мережах 380В і 127В змінного струму і 275В постійного струму передбачений захист (на відключення) від витоків струму.

Електроустаткування прийняте в рудничне виконання. У електротехнічних камерах електроустаткування, яке серійно не виготовляється в рудничному виконанні, прийняте в захищеного виконання.

					<i>Розділ 3</i>	Арк.
						37
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

Розподільні пристрої 6 кВ комплектуються шафами КРПУН-6А, силові трансформатори 6/0,4кВ прийняті типу ТСВ.

Як розподільні пристрої 0,4кВ і 0, 275кВ прийняті щити дистанційного керування ЩРДУ, що дозволяють телемеханізувати електропостачання споживачів і шафи ШР-11.

Для тягових агрегатів застосовані тиристорні перетворювачі типу В-ТПЕ-500 - 275 У5 в комплекті з пристроєм захити відключення.

Розташовуються підземні підстанції у відособлених камерних виробках, закріплених кріпленням, що не згорає, і мають 2 виходи.

У зв'язку з тим, що основними навантаженнями є споживачі II категорії по надійності електропостачання, живлення підземних підстанцій здійснюється по двох незалежних введеннях.

Всі силові і контрольні кабелі прийняті з оболонками, що не поширюють горіння.

По стволу шахти прокладаються кабелі типу ЦААСПи-6, ВЭВПШ-6. По горизонтальних виробках прокладаються кабелі ЛАШв-6; АВБШв-1: АВРБГ-0,4. У освітлювальних мережах для передачі електроенергії на стороні 127 В і 36 В застосовуються марки КПГСН і ВВГз.

У підземних виробках влаштовується загальна мережа заземлення до якої приєднується все належне заземленню електроустаткування, а також місцеві і головні заземлювачі.

Заземлення виконують для металевих частин електроустановок і устаткування, які не знаходиться під напругою.[22]

### 3.2. Водовідлив

Очікуваний приток шахтної води при відпрацюванні запасів магнетитових. кварцитів складає:

- нормальний - 33,3м<sup>3</sup>/год;
- максимальний - 40м<sup>3</sup>/год.

Шахтна вода по водовідливних канавках відкотних виробок горизонтів 267, 437, 447 і 527 м прямує до приствольного двору шахти ім.

					<i>Розділ 3</i>	Арк.
						38
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

Колачевського, звідки по водоперепускних свердловинах діаметром 105мм потрапляє у водозбірник гор. 1050 м шахти Тернівська і по існуючій схемі водовідливу відкачується на поверхню.

### 3.3. Повітропостачання

Загальна витрата стислого повітря для гірничих робіт визначається з кількості споживачів на горизонті, кількості повітря, спожитого одним механізмом з урахуванням коефіцієнта загальношахтних втрат (  $Do = 1,45$ ). [6]

Витрата стислого повітря на експлуатаційні роботи з урахуванням коефіцієнта загальношахтних втрат:

$$124 \times 1,45 = 180 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

де: 1,45 – коефіцієнт загальношахтних втрат.

Витрати стислого повітря на гірничокапітальні роботи складають 30% від експлуатаційних витрат:

$$180 \times 30\% = 54 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Загальна витрата стислого повітря:

$$180 + 54,0 = 234,0 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Постачання стислим повітрям здійснюється від централізованого повітрозабезпечення КСЦВ №1 по стволам шахти ім. Колачевського та «Північна-Вентиляційна» трубопроводами діаметром 300 – 200 мм. По відкаточним виробкам трубами діаметром 250, 200, 100 мм.

### 3.4. Водопостачання

Постачання питної води до споруд які проектуються здійснюється від існуючого водопроводу, який розташований в трубному каналі біля корпусу сортування ДСФ шахти.

Система господарського питного водопроводу прийнята сумісною з протипожежною. Водопровідна мережа обладналася пожежним гідрантом, який встановлюється в окремому водопровідному колодці

					<i>Розділ 3</i>	Арк.
						39
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

Водопостачання бурових робіт передбачується від існуючої водопровідної мережі шахти. Труби діаметром 100мм прокладені по стволу шахти ім. Колачевського до гор. 527м.

Існуючим ТЕП враховуються витрати на прокладку труб водопостачання по гор. 267 і 447м діаметром 100мм по відкотному штреку в лежачому боці покладу.

У ортах - заїздах передбачаються труби діаметром 50мм.

Згідно проведеним розрахункам витрата води на 1т магнетитових кварцитів складає 0,078 м<sup>3</sup>.

Витрата води питної якості в зміну:

$$\frac{4 \times 95}{1000} = 0,38 \text{ л}$$

де:

4 - санітарний норми витрати води на одну людину в зміну, л;

95 – кількість робочих в зміну, чол.

					<i>Розділ 3</i>	Арк.
						40
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		



## 4. ВИБІР ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ СПОРУДЖЕННЯ

### 4.1. Вибір технологічної схеми спорудження об'єкту будівництва на основі техніко-економічного порівняння

Будівництво дозаторних камер проводиться по послідовній і паралельній схемах. По послідовній схемі будівництво камери здійснюється після закінчення поглиблювальних робіт, а при паралельній схемі будівництво її технологічно пов'язане з поглибленням ствола. [9]

Будівництво дозаторної камери по послідовній схемі ведеться заходками зверху вниз з використанням підвісного прохідницького полку. Залежно від стійкості порід висота заходки складає 4 – 6м оскільки ствол закріплений постійним кріпленням, особлива увага приділяється буропідривному роботам в перших заходках, які проводяться з прохідницького полку із застосуванням невеликих шпурових зарядів, що підриваються серіями по декілька штук. Перед підриванням шпурів полк піднімається на безпечну відстань.[9,14]

Подальша виїмка породи здійснюється бурінням і підриванням низхідних шпурів безпосередньо з камери. Відбита порода забирається за допомогою скреперної лебідки, змонтованої на нижньому поверсі полку. Камеру кріплять монолітним бетоном (залізобетоном) за допомогою дерев'яної опалубки. Для підтримки опалубки і постійного кріплення камери застосовується анкерне кріплення. Бетонна суміш до місця укладання подається таким чином. З горизонту (земної поверхні) суміш поступає по трубах в приймальний бункер на стаціонарному полку, спорудженому на одному з нижніх ярусів армування або в стволі на 15, – 20м вище за камеру дозаторів. З бункера за допомогою гнучкого ставу або телескопічного пристрою і розлучного жолоба, що застосовувалися при поглибленні ствола,

					<i>КНУ РМ 184 23. 03. 07 Е4</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>			<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>	<i>Настасюк О.В.</i>				<i>Вибір технологічної схеми спорудження</i>	<i>Стадія</i>	<i>Арк.</i>	<i>Архивів</i>
<i>Перевір.</i>	<i>Андреев Б.М.</i>						41	
						<i>ГБ-23м</i>		
<i>Н. Контр.</i>								
<i>Затверд.</i>	<i>Андреев Б.М.</i>							

суміш поступає за опалубку.

Згідно даним практики, описана технологія дозволяє будувати дозаторні камери із швидкістю 500 – 600м<sup>3</sup>/мес. при продуктивності праці прохідників 2 – 2,5м<sup>3</sup>/чол.-зміну.[8,9]

Переваги послідовної схеми полягають в простоті організації робіт, оскільки проходка ствола і камери здійснюються незалежно один від одного.

Недоліки схеми - необхідність пристрою в стволі додаткових полків, що збільшують вартість і трудомісткість будівництва камери, а також мінімальне використання механізмів і устаткування, вживаних при поглибленні ствола.

Проведення дозаторних камер одночасно з поглибленням ствола набуло найбільшого поширення. Залежно від міцності і стійкості гірських порід кріплення камери може проводитися після повного завершення робіт по її проходці або услід за виїмкою кожного шару.

Оскільки ствол шахти ім. Колачевського пройдений до гор. 710м, а нова камера дозатора проектується на гор. 680м, то проектом передбачається проходка камери дозатора по послідовній схемі.

Для техніко-економічного порівняння проходки камери дозатора приймаємо наступні варіанти:

- проходку камери дозатора вертикальними шпурами;
- проходку камери дозатора горизонтальними шпурами.

#### **4.2. Характеристика основних гірничих робіт**

Проектом ведення гірничих робіт передбачені технічні рішення , пов'язані з експлуатацією покладу магнетитових кварцитів на гор.527 шахти ім. Колачевського за умовами максимального використання діючих гірничих виробок та технологічного комплексу на поверхні.

До проекту прийняті запаси магнетитових руд у поверсі 447-527 м категорії В+С<sub>1</sub> у кількості 24156,00 тис.т середньою площею 88550 м<sup>2</sup>.

					<i>Розділ 4</i>	Арк.
						42
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

У якості рудопідйомного стволу використовується ствол шахти ім. Колачевського.

Для розробки потужної крутопадаючого сліпого покладу магнетитових кварцитів застосована високоефективна система розробки поверхово-примусового обвалення з відбійкою глибокими скважинами вертикальних слоїв руди на компенсаційну щілину. Обрушення товщі намічаючих пород здійснюється методом керованого самообрушення.

Транспортування руди з очисних блоків до стволу шахти проводиться електровозним транспортом с застосуванням вагонів ВГ-4 та електровозів К-14.

Провітрювання гірничих робіт здійснюється по всмоктуючому методу. Свіже повітря поступає по стволу шахти ім. Колачевського, відпрацьоване повітря видається по стволу шахти «Флангова» та «Червона».

Провітрювання гірничих виробок шахти входить до загальної схеми вентиляції рудника, забезпечуючий провітрювання гірничих робіт як по добичі магнетитових кварцитів шахтою ім. Колачевського, так і по добичі багатих руд шахтою Тернівська.

Підземний бункер гор.527 м пристосований для видачі магнетитових кварцитів та порожніх порід с гор.447 – 527м. Зараз здійснюється будівництво камери дозатору, поточного конвеєру та живильників безпосередньо на гор.680 м.

У об'єм робіт по підземному дробарко-бункерному комплексу входять також проходка монтажно-ходового підняттевого с гор.607 м на рівень горизонту установки дробарки, підхід від востаючого до камери живильника дробарки, розкіски камери опрокидувачів, будівництво розвантажувальних ям та фундаментів під опрокидувачи.

Чистка просипу руди з під загрузки скіпів здійснюється діючим комплексом чистки зумпфа підйомної машини, розташованій у камері поглиблюючої лебідки на гор.680 м.

					<i>Розділ 4</i>	Арк.
						43
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

### 4.3. Розрахунок прохідницького підйому і вибір підйомної машини.

#### 4.3.1. Визначення продуктивності прохідницького підйому.

Сучасна технологія проходки передбачає наступні функції прохідницького підйому: підйом породи, спуск і підйом людей, спуск і підйом устаткування, спуск ВР.

Підйом породи розраховують залежно від величини вантажопотоку, визначуваного продуктивністю засобів навантаження породи.[8]

Сумарна продуктивність підйомних установок, м<sup>3</sup>/год:

$$\sum P_{\Pi} = 1,15 P_{\text{ПОГР}}. \quad (4.1)$$

де

$P_{\text{погр}}$  – продуктивність вантаження породи, м<sup>3</sup>/год.

Для навантаження породи вибираємо скреперну лебідку ЛС – 17, з місткістю скрепера 0,2 м<sup>3</sup>, продуктивність навантаження дорівнює 23,9 м<sup>3</sup>/год

$$\sum P_{\Pi} = 1,15 \times 23,9 \times 0,6 = 16,49 \text{ м}^3/\text{год}$$

0,6 – коефіцієнт тривалості роботи по прибиранню породи.

#### 4.3.2. Вибір системи підйому та визначення місткості бадді [9]

Для видачі породи і спуску, підйому людей через сліпий – поглиблювальний ствол вибираємо баддю БПС – 2, місткість бадді 2 м<sup>3</sup>, число підйомів на годину складає  $n=15$ , швидкість руху бадді  $V=5\text{ м/с}$ .

Вибираємо причіпний пристрій

$$M_n = M_{\text{б}} + M_{\text{ср}} + M_{\text{рам.}}, \text{ кН} \quad (4.2)$$

де

$M_n$  – маса причіпного пристрою, кН;

$M_{\text{б}}$  – маса бадді, кг;

$M_{\text{ср}}$  – маса вантажу, кг;

$M_{\text{рам}}$  – маса направляючої рамки, кг .

					Розділ 4	Арк.
						44
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$M_n = 730 + 3600 + 590 = 4920 \text{ кг} = 49,2 \text{ кН}$$

#### 4.3.3 Вибір типу підйомної машини [9]

Навантаження на канат знаходимо з виразу, Н

$$Q_0 = 9,81(Q_a + Q_{ad}),$$

де

$Q_b$  – маса бадді, причіпного пристрою і направляючої рамки, кг;

$Q_{гр}$  – маса вантажу в бадді, що складається з гірської маси і води, що заповнює порожнечі в бадді, кг

$$Q_{gp} = V_b \gamma_p + (V_b - \frac{V_b}{K_p}) \gamma_v K_z, \quad (4.3)$$

$V_b$  – місткість бадді, м<sup>3</sup>;

$Q_{гр}$  – щільність гірської маси в розпушеному стані, кг/м<sup>3</sup>.

$$\gamma_p = \frac{\gamma}{K_p}, \quad (4.4)$$

$Q_{гр}$  – щільність гірської породи в масиві,  $Q_{гр} = 3450$  кг/м<sup>3</sup>;

$K_p$  – коефіцієнт розпушування породи,  $K_p = 1,6$ ;

$\gamma_v$  – щільність шахтної води,  $\gamma_v = 1020$  кг/м<sup>3</sup>;

$K_z$  – коефіцієнт заповнення порожнеч водою в завантаженій бадді, приймається рівним 0,5.

$$\gamma_p = \frac{3,450}{1,6} = 2,156 \text{ кг/м}^3$$

$$Q_{gp} = 2 \times 2,156 + (2 - \frac{2}{1,6}) 1020 \times 0,5 = 4694,5 \text{ кг}$$

$$Q_0 = 9,81(1453 + 4694,5) = 60306,98 \text{ Н}$$

По кінцевому навантаженню розраховують вагу 1 м каната, Н

$$P = \frac{Q_0}{\frac{\sigma_v}{v_{cp}} - H_0}, \quad (4.5)$$

$\sigma_v$  – розрахунковий тимчасовий опір розриву дротів, Па;

$v_{cp}$  – фіктивна питома вага каната, Н/м<sup>3</sup>;

					Розділ 4	Арк.
						45
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$m$  – коефіцієнт запасу міцності ( $m = 7,5$ );

$H_0$  – максимальна довжина вертикальної ділянки каната, м.

$$H_0 = H_c + h_k,$$

$H_c$  – кінцева глибина ствола, м

$$h_k = 20\text{м}$$

$$H_0 = 420 + 20 = 440\text{м}$$

Для прохідницьких підйомів рекомендується застосовувати канати закритої конструкції  $\sigma_B = 1568$  МПа і  $v_{cp} = 100000$  н/м<sup>3</sup>.

$$P = \frac{60306,98}{\frac{1568 \times 10^6}{100000 \times 7,5} - 440} = 36,23\text{ Н}$$

По розрахунковій вазі 1м каната за ГОСТ 10506 – 76 або за ГОСТ 16828 – 81 підбираємо діаметр підйомного каната.

Вага 1м каната

$$\frac{P}{9,81} = \frac{36,23}{9,81} = 3,69\text{ кг}$$

Розрахункова вага 100м каната рівна 369 кг.

Вибираємо канат діаметром 27мм.

Дійсний запас міцності прийнятого каната повинен бути рівний або перевищувати регламентований за правилами безпеки:

$$m_\partial = \frac{Q_z}{Q_0 + PH_0} \geq m \quad (4.6)$$

$$m_\partial = \frac{778500}{60306,98 + 36,23 \times 440} = 10,21 \geq m = 7,5$$

#### 4.3.4 Вибір органу навівки підйомної машини

Відповідно до правил безпеки діаметр барабана прохідницьких підйомних машин при використанні канатів закритої конструкції вибирають із співвідношення :[9]

					<i>Розділ 4</i>	Арк.
						46
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$D_{\sigma} \geq 60d_k \quad (4.7)$$

де

$d_k$  – діаметр каната

$$D_{\sigma} = 60 \times 27 = 1620 \text{ мм}$$

Необхідна ширина барабана підйомної машини, мм:

$$B_T = \left( \frac{H_C + h_P + h_B}{\pi D_B} + 3 \right) \left( \frac{d_k + \varepsilon}{m_C} \right), \quad (4,8)$$

де

$h_P$  – висота розвантаження, м;

$h_B$  – резервна довжина каната для випробувань, м, приймається  $h_B = 30$ м;

$e$  – зазор між витками каната, мм, приймається  $e = 2$ мм;

$m_C$  – число шарів навивки каната, для прохідницьких машин допускається тришарова навивка каната на барабан.

$$B_T = \left( \frac{440 + 7 + 30}{3,14 \times 2,16} + 3 \right) \left( \frac{0,027 + 0,002}{3} \right) = 0,711 \text{ м}$$

Обчисливши діаметр і ширину барабана, за даними практики вибираємо відповідну підйомну машину з електродвигуном.

Типорозмір підйомного шківа – ШК – 2,5

#### 4.3.5 .Розташування підйомної машини відносно ствола шахти. [9,11]

Відстань від підйомної машини до ствола шахти визначаємо за формулою Я.В.Бровмана

$$v \geq 0,6 \cdot H_K + 3,5 \cdot D_{\sigma}$$

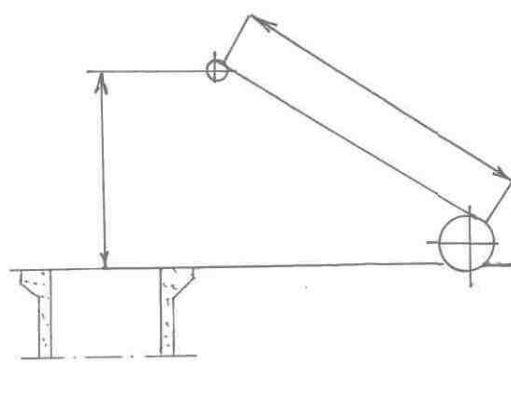
$$v \geq 0,6 \cdot 19 + 3,5 \cdot 1,6 = 17 \text{ м}$$

Приймаємо 25 м.

Довжину струни канату визначаємо із виразу

$$L_S = \sqrt{v^2 + (H_K - C)^2} = \sqrt{25^2 + (19 - 0,5)^2} = 31,1 \text{ м.}$$

					Розділ 4	Арк.
						47
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



Визначаємо кут девіації канату

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{\ell}{L_s} \quad (4.9)$$

де

$\ell$  - лінійне відхилення канату на барабан для граничної глибини шахти, м;

$L_s$  - довжина струни канату, м.

Лінійне відхилення канату на барабані буде дорівнювати

$$\ell = \frac{Bc}{2} - a \quad (4.10)$$

де

$a$  - ширина барабану, яка зайнята витками тертя і витками запасної довжини канату;

$Bc$  - будівельна ширина барабану, м.

$$a = (Z_{mp.} + Z_3) \cdot (d_k + \varepsilon)$$

$$a = (3 + 5,9) \cdot (20 + 3) = 195,8 \text{ мм}$$

$$\text{Тоді } \ell = \frac{1,2}{2} - 0,1958 = 0,404 \text{ м.}$$

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{0,404}{31,1} = 0,0129$$

$$\alpha = 0^{\circ} 45'$$

Відповідно § 39.2 ЄПБ значення  $\alpha$  не повинно перевищувати допустиме  $1^{\circ} 30'$ .

Вимоги ЄПБ виконуються.

					Розділ 4	Арк.
						48
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



#### 4.3.6 .Кінематика і продуктивність підйомної машини. [9,11]

Розрахункова схема проходка ствола і шлях, який повинна пройти баддя в окремі періоди руху відповідно ЄПБ і ПТЕ устанавлюються наступними значеннями швидкостей і прискорень на різних ділянках ствола:

1. Підйом бадді над вибоєм для заспокоєння:

Час розгону: 
$$t_1(I) = \frac{V}{a} = \frac{0,3}{0,075} = 4с.$$

Час уповільнення: 
$$t_3(I) = \frac{V}{a} = \frac{0,3}{0,075} = 4с.$$

Шлях, який проходить баддя за час  $t_1(I)$  :

$$h_1(I) = \frac{Vt_1(I)}{2} = \frac{0,3 \cdot 4}{2} = 0,6м.$$

Шлях, який проходить баддя за час  $t_3(I)$ :

$$h_3(I) = \frac{Vt_3(I)}{2} = \frac{0,3 \cdot 4}{2} = 0,6м.$$

Шлях рівномірного ходу бадді:

$$h_2(I) = h - h_1(I) - h_3(I) = 4,0 - 0,6 - 0,6 = 2,8м.$$

$h$  - шлях, пройдений канатом і баддею при виборі канату і підйомі бадді під вибоєм, м;

Час рівномірного ходу:

$$t_2(II) = \frac{h_2(I)}{V} = \frac{2,8}{0,3} = 9,33с.$$

2. Рух бадді після заспокоєння до прохідницького помосту і прохід прохідницького помосту:

Час розгону: 
$$t_1(II) = \frac{V'}{a'} = \frac{1}{0,25} = 4с.$$

Час уповільнення

$$t_3(II) = \frac{V'' - V'}{U''} = \frac{1 - 0,5}{0,125} = 4с.$$

					Розділ 4	Арк.
						49
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Шлях, який проходить баддя за час розгону:

$$h_1(II) = \frac{V' \cdot t_1(II)}{2} = \frac{1 \cdot 4}{2} = 2 \text{ м.}$$

Шлях, який проходить баддя за час заспокоєння:

$$h_3(II) = \frac{(V'' - V') \cdot t_3(II)}{2} = \frac{(1 - 0,5) \cdot 4}{2} = 1 \text{ м.}$$

Шлях рівномірного ходу бадді:

$$h_2(II) = h_1 - h_1(II) - h_3(II) = 8,5 - 2 - 1 = 5,5 \text{ м.}$$

$h_1$  - відстань руху бадді після заспокоєння до направляючих канатів,

(  $h_1 = 8 \dots 10$  м);

Час рівномірного ходу у II періоді:

$$t_2(II) = \frac{h_2(II)}{V'} = \frac{5,5}{1} = 5,5 \text{ с.}$$

Час руху бадді через розтруб із швидкістю 0,5 м/с:

$$t_4(II) = \frac{h_p}{V''} = \frac{6,8}{0,5} = 13,6 \text{ с.}$$

$h_p$  - відстань руху бадді через розтруб,  $h_p = 6,8$  м.

**3. Рух бадді від прохідницького помосту до нульової рами:**

$$V_{\max.} = 4 \text{ м/с.}$$

Значення  $V_{\max}$  не повинно перевищувати 12 м/с відповідно ЄПБ.

Час розгону від швидкості 0,5 м/с до 5 м/с:

$$t_1(III) = \frac{V_{\max} - V''}{a_1} = \frac{4 - 0,5}{0,5} = 7 \text{ с.}$$

Час заспокоєння від швидкості 5 м/с до 1,5 м/с:

$$t_3(III) = \frac{V_{\max} - V'''}{a_3} = \frac{4 - 1,5}{0,5} = 5 \text{ с.}$$

Шлях, який проходить баддя за час розгону:

$$h_1(III) = \frac{V_{\max} + V'''}{2} t_1(III) = \frac{0,5 + 4}{2} 7 = 24,5 \text{ м.}$$

					Розділ 4	Арк.
						50
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Шлях, які проходить баддя за час заспокоєння:

$$h_3(III) = \frac{V_{\max} + V'''}{2} t_3(III) = \frac{4 + 1,5}{2} 5 = 13,75 \text{ м.}$$

Шлях рівномірного ходу бадді:

$$h_2(III) = h - h_1(III) - h_3(III)$$

$$h_2(III) = 112 - 24,25 - 13,75 = 73,75 \text{ м.}$$

Час рівномірного ходу:

$$t_2(III) = \frac{h_2(III)}{V_{\max}} = \frac{73,75}{4} = 18,4 \text{ с.}$$

4. Рух бадді через нульову раму до зупинки.

Час заспокоєння від швидкості 1,5 м/с до 0 м/с:

$$t_3(IV) = \frac{V'''}{a'_3} = \frac{1,5}{0,25} = 6 \text{ с.}$$

Шлях, який проходить баддя за час заспокоєння:

$$h_3(IV) = \frac{V''' \cdot t_3(IV)}{2} = \frac{1,5 \cdot 6}{2} = 4,5 \text{ м.}$$

Шлях рівномірного ходу бадді:

$$h_3(IV) = h_{зуп.} - h_3(IV) = 8,6 - 4,5 = 4,1 \text{ м.}$$

$h_{зуп.}$  - відстань від нульової рами до зупинки .

Час рівномірного ходу

$$t_2(IV) = \frac{h_2(IV)}{V'''} = \frac{4,1}{1,5} = 2,73 \text{ с.},$$

5. Рух бадді при перекиданні:

Час розгону до швидкості 1 м/с:

$$t_1(V) = \frac{V'}{a'} = \frac{1}{0,25} = 4 \text{ с.}$$

Час заспокоєння від швидкості 1 м/с до 0 м/с:

$$t_3(V) = \frac{V'}{a'} = \frac{1}{0,25} = 4 \text{ с.},$$

6. Рух розвантаженої бадді:

Час розгону:

$$t_1(IV) = \frac{V'}{a'} = \frac{1}{0,25} = 4c.$$

Час заспокоєння:

$$t_3(IV) = \frac{V'}{a'} = \frac{1}{0,25} = 4c.$$

Шлях, який проходить канат підйомної машини при розвантаженні і підйомі порожньої бадді:

$$h(V) = \frac{1}{2}t_1(V) + t_3(V) \cdot V' = \frac{1}{2}(4 + 4) \cdot 1 = 4m.$$

7. При розрахунку діаграми швидкості спуску порожньої бадді враховується та обставина, що баддя після проходу прохідницького помосту зупиняється на відстані 5 м від вибою. Після паузи тривалістю 10 с баддя опускається на вибій і робиться напуск канату для причеплення бадді.

$$t_{3c} = \frac{V'}{a_c} = \frac{0,5}{0,125} = 4c.$$

Шлях, який проходить баддя за час заспокоєння:

$$h_{3c} = \frac{V' \cdot t_{3c}}{2} = \frac{0,5 \cdot 4}{2} = 1m.$$

Баддя після прохідницького помосту проходить шлях 5 м:

Шлях рівномірного ходу бадді:

$$h_{4c}^2 = 5 - h_{3c} = 5 - 1 = 4m.$$

$$t_{2c}^2 = \frac{h_{2cn}^2}{V} = \frac{4}{0,5} = 8c.$$

8. Після паузи, яка дорівнює 10 с, баддя опускається на вибій. Величину прискорення приймаємо  $0,075 \text{ м/с}^2$ , при швидкості руху  $0,3 \text{ м/с}$ .

Час розгону і заспокоєння:

$$t_{4c}^1 = t_{6c}^3 = \frac{V}{a} = \frac{0,3}{0,075} = 4c.$$

					<i>Розділ 4</i>	Арк.
						52
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

Шлях, який проходить баддя за час розгону і заспокоєння:

$$h_{6c}^1 = h_{6c}^3 = \frac{V \cdot t_{4c}^1}{2} = 0,6 \text{ м.}$$

Шлях, який проходить канат з урахуванням напуску:

$$h_4 = 5 + 2,5 = 7,5 \text{ м.}$$

Шлях рівномірного руху:

$$h_{5c} = h_4 - h_{4c} - h_{6c} = 7,5 - 0,6 - 0,6 = 6,3 \text{ м.}$$

Час рівномірного руху:

$$t_{5c} = \frac{h_{5c}}{V} = \frac{6,3}{0,3} = 21 \text{ с.}$$

Із діаграми швидкості встановлено, що тривалість циклу складає:

$$T = 17,33 + 15 + 27,6 + 30,4 + 8,73 + 10 + 8 + 5 + 8 + 10 + 8,73 + \\ + 30,4 + 27,6 + 12 + 10 + 21 = 248,79 \text{ с}$$

$$T_{\text{ц}} = 248,79 \text{ с.}, \text{ тривалість пауз } \sum v = 50 \text{ с.}$$

- Для заспокоєння бадді – 15 с (підйом);
- Від моменту зупинки до початку перекидання бадді – 10 с;
- Від моменту повного перекидання до початку підйому розвантаження бадді – 5 с;
- Від моменту зупинки до початку спуску порожньої бадді – 10 с;
- Від моменту зупинки бадді над вибоєм до початку руху для посадки бадді на вибій – 10 с.

Уточнюємо часову продуктивність підйому:

$$A_{\text{нр}} = \frac{3600 \cdot V_{\sigma} K_3}{T_{\text{ц}} K_H} = \frac{3600 \cdot 1,5 \cdot 0,9}{248,79 \cdot 1,5} = 13,02 \text{ м}^3 / \text{год.}$$

$K_3$  - коефіцієнт заповнення бадді,  $K_3 = 0,9$ ;

$K_H$  - коефіцієнт нерівномірності роботи підйому,  $K_H = 1,5$ .

					Розділ 4	Арк.
						53
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

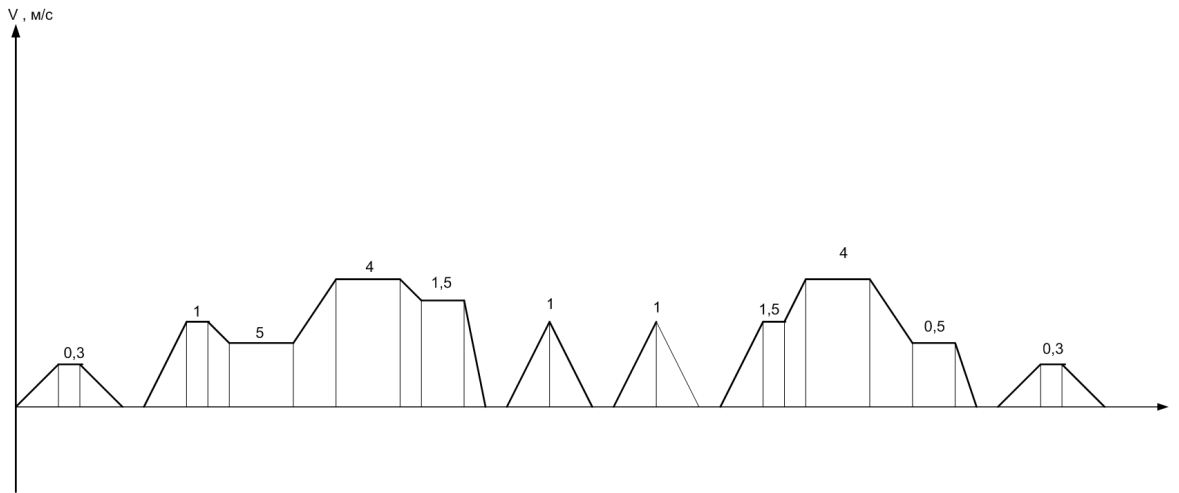


Рисунок 4.1 - Діаграма швидкостей

					<i>Розділ 4</i>	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		54

## 5. ТЕХНІЧНЕ ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ СПОРУДЖЕННЯ

### 5.1. Вибір обладнання для ведення прохідницьких робіт

Покращення ТЕП спорудження камери дозатора багато в чому залежить від рівня механізації гірничопрохідницьких робіт: буріння шпурів, навантаження, транспортування і видачі породи на робочий горизонт, зведення постійного кріплення.

У загальному об'ємі робіт по проведенню камери дозатора буровибухові роботи складають близько 45%. Для їх механізації застосовують ручні перфоратори ПП-54В. Вони мають наступну технічну характеристику:

Маса	25,0 кг
Потужність	2,29 кВт
Енергія одиничного удару	5,8 кгс/м
Кількість ударів в 1 мин.	2300-2600
Крутний момент	18 Нм
Робочий тиск стислого повітря	0,5 МПа/м <sup>2</sup>
Витрата стислого повітря	3,5 м <sup>3</sup> /хв

Для навантаження породи застосовується скреперна лебідка ЛС-17.

Вона має наступну технічну характеристику:

Місткість скрепера	0,2 м <sup>3</sup>
Потужність електродвигуна	20 кВт
Продуктивність	23,9 м <sup>3</sup> /год
Максимальний кут нахилу виробки	25°
Основні розміри:	
довжина	6,2 м
ширина	1,3 м
висота	1,85 м
Маса	4,5 т

					<i>КНУ РМ 184 23. 03. 03 Е5</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>			<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>	<i>Настасюк О.В.</i>				<i>Технічне обладнання для спорудження</i>	<i>Стадія</i>	<i>Арк.</i>	<i>Аркушів</i>
<i>Перевір.</i>	<i>Андрєєв Б.М.</i>						55	
<i>Н. Контр.</i>						<i>ГБ-23м</i>		
<i>Затверд.</i>	<i>Андрєєв Б.М.</i>							

Для транспортування породи застосовується бадявий підйом, порода транспортується скрепером по збійці між основним стволем і сліпим-поглиблювальним, порода потрапляє в похилий металевий лоток і завантажує баддю.

## 5.2. Обладнання для енергозабезпечення робіт

Обираємо тип і розрахуємо інтенсивність трансформатора пересувної підстанції або трансформатора.

Необхідна потужність трансформатора для пересувної підстанції визначається по коефіцієнту попиту:

$$S_{mp} = \frac{K_{II} \sum P_H}{\cos \varphi_{сep}}, \text{кВА} \quad (5.1)$$

де:

$\sum P_H$  – сумарна встановлена потужність всіх підключених до трансформатора токоприймачів, кВт

$\cos \varphi_{сep}$  – середнє значення коефіцієнта потужності групи приймачів

$K_{II}$  – коефіцієнт попиту.

Середнє значення коефіцієнта потужності групи приймачів:

$$\cos \varphi_{сep} = \frac{\sum_{i=1}^n P_i \cos \varphi_i}{\sum_{i=1}^n P_i} \quad (5.2)$$

Скреперна лебідка ЛС – 17,  $P_H=20\text{кВт}$ .  $\cos \varphi = 0,7$

Вентилятор ВМ – 6,  $P_H=25\text{кВт}$ ,  $\cos \varphi = 0,8$

Підйомна машина Ц-1,6x1,2  $P_H=320\text{кВт}$ .  $\cos \varphi = 0,7$

Середнє значення коефіцієнта потужності:

$$\cos \varphi_{сep} = \frac{20 \times 0,7 + 25 \times 0,8 + 320 \times 0,7}{365} = 0,70$$

Коефіцієнт попиту:  $K_n = 0,65$

					Розділ 5	Арк.
						56
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



Необхідна потужність трансформатора

$$S_{\text{об}} = \frac{0,65 \times 365}{0,70} = 338,92 \text{ кВА}$$

Розрахункове значення електричних навантажень

$$I_{\text{роз.}} = \frac{\sum P_H}{\sqrt{3} U_H \cos \varphi_{\text{сер}}}, \text{А} \quad (5.3)$$

$U_H$  – номінальна напруга,  $U_H=6$  кВ

$$I_{\text{роз.}} = \frac{365}{\sqrt{3} \times 6 \times 0,70} = 50,14 \text{ А}$$

Вибираємо шахтний кабель ЕВТ 6 кВ площею перетину 16 мм<sup>2</sup>, струмове навантаження на кабель рівне 65 А.

### **5.3. Постачання прохідницьких робіт стислим повітрям і технічною водою**

*Схема повітря забезпечення [6,7]*

Постачання бурових та інших гірничопрохідницьких робіт стисненим повітрям передбачається по існуючому магістральному трубопроводу діаметром 0,3 м, який прокладений по стволу шахти ім. Колачевського до гор. 527м і має відгалуження на горизонтах 267 і 447м.

Відповідно до розрахунків, по основним відкотним виробкам здійснена прокладка труб діаметром 0,25 м, у ортах – заїздах, а також у виробках підземного дробарно-бункерного комплексу передбачаються труби діаметром 0,1 м.

Розрахунок потреби стислого повітря [6,7]

Загальна витрата стислого повітря для гірничих робіт визначається з кількості споживачів на горизонті, кількості повітря, спожитого одним механізмом з урахуванням коефіцієнта загальношахтних втрат ( $D_o = 1,45$ ).

Кількість споживачів і кількість стислого повітря на гірничопрохідницькі, а також експлуатаційні роботи по гор. 267 і 447 м наведені в табл. 5.1.

					Розділ 5	Арк.
						57
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таблиця 5.1 - Розрахунок потреби стислого повітря

Споживачі стислого повітря	Тип	Витрата стисненог повітря одним механізмом	Коеф. одно-врем.	кількість	Витрата стислого повітря на роботи, м <sup>3</sup> /хв
Перфоратори	ПТ-48	10,2	0,7	4	28,6
Пневмозарядчики	ЗМК-1	10,2	0,3	5	15,3
Ручні перфоратори	ВВС-16W	6,65	0,6	5	19,96
Бурові верстати	НКР-100М	7	0,6	8	33,6
	КПН-4А	10	0,66	1	6,6
Гідропневмоочищувачі шпурів	УПШ-1	1	0,4	5	2
Зарядна машина	МТЗ-3,0	4,8	0,4	1	1,92
Шахтні пневмопили	ПШЛ-25	3	0,3	4	3,6
Гидрофорсунки	Э230	3,7	0,4	4	5,92
Лебідка	ШВ	7,2	0,3	3	6,5
Разом					124,0

Витрата стислого повітря на гірничоексплуатаційні роботи з урахуванням коефіцієнта загальношахтних втрат становить:

$$124 \times 1,45 = 180 \text{ м}^3/\text{хв}$$

де:

1,45 – коефіцієнт загальношахтних втрат.

Витрати стислого повітря на гірничо-капітальні роботи складають 30% від експлуатаційних витрат:

$$180 \times 30\% = 54 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Загальна витрата стислого повітря становить:

$$180 + 54,0 = 234,0 \text{ м}^3/\text{хв}$$

#### *Водопостачання.*

Водопостачання бурових робіт передбачається від існуючої водопровідної мережі шахти. Труби діаметром 0,1 м прокладені по стволу шахти ім. Колачевського до гор. 527м.

По основних горизонтальних виробках гор. 267, 447м і 527 м прокладка труб водопостачання здійснена діаметром 0,1 м.

					Розділ 5	Арк.
						58
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

У виробках підземного дробарно-бункерного комплексу, що будується, а також у ортах – заїздах для водопостачання передбачаються труби діаметром 0,05 м.

Згідно проведеним розрахункам, витрати води на 1 м<sup>3</sup> гірничих порід складають 0,078 м<sup>3</sup>.

Загальношахтні витрати води питної якості на зміну складають:

$$\frac{4 \times 95}{1000} = 0,38 \text{ л,}$$

де:

4 - санітарний норми витрати води на одну людину в зміну, л;

95 – кількість робочих в зміну, чіл.

					<i>Розділ 5</i>	Арк.
						59
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

## 6. РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ПРОХІДНИЦЬКОГО ЦИКЛУ

### 6.1. Буровибухові роботи

Проходка камери дозатора із застосуванням вертикальних шпурів.

Вертикальні шпури бурять в уступах будь-якої висоти в стійких міцних породах.

Розташування вертикальних шпурів приймають з клиновим і трапецієвидним врубом або безврубове. Перші два типи врубу застосовують в міцних і вельми міцних породах, безврубове підривання використовують в однорідних породах середньої міцності.

Розрахунок маси заряду:

$$Q_c = qbWH_{уст} \text{ кг} \quad (6.1)$$

де:

$H_{уст}$  – висота уступу, м

$q$  – нормативна витрата ВВ,  $q=0,9$ .

Число шпурів в ряду при розробці уступу:

$$N = \frac{B}{b} \text{ шт.} \quad (6.2)$$

де:

$B$  – ширина виробки, м

$b$  – відстань між шпурами в ряду, м

$$b = mW \text{ м}$$

де:

$m$  – коефіцієнт зближення, приймається рівним 0,9.

Розрахункова лінія найменшого опору:

$$W = ad_3 \text{ м}$$

$a$  – коефіцієнт, що приймається залежно від властивостей порід, рівний

30.

					<i>КНУ РМ 184 23. 03. 03 Е6</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>			<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>	<i>Настасюк О.В.</i>				<i>Розрахунок параметрів прохідницького циклу</i>	<i>Стадія</i>	<i>Арк.</i>	<i>Аркушів</i>
<i>Перевір.</i>	<i>Андреев Б.М.</i>						60	
<i>Н. Контр.</i>						<i>ГБ-23м</i>		
<i>Затверд.</i>	<i>Андреев Б.М.</i>							

$$W = 30 \times 0.042 = 1.26 \text{ м}$$

$$b = 1.26 \times 0.9 = 1.13 \text{ м}$$

$$N = \frac{6.4}{1.13} = 5.66 \approx 6 \text{ шт.}$$

$$Q_c = 0.9 \times 1.13 \times 1.26 \times 3.755 = 4.81 \text{ кг}$$

Величина перебуру може бути прийнята за даними практики залежно від  $W$ , тобто  $l_{\text{пер}} = 0,3W$ . Тоді довжина шпурів:

$$l_B = H_{\text{уст}} + 0.3W \quad (6.3)$$

$$l_B = 3.755 + 0.3 \times 1.26 = 4.13 \text{ м}$$

Число шпурів на уступ 25шт., загальна вага ВР на уступ 120,25кг.

Проходка камери дозатора із застосуванням горизонтальних шпурів.

Глибину шпурів приймаємо рівною 2,5м.

При проходці виробок застосовують ефективнішу конструкцію зарядів зворотною ініціацією (патрон-бойовик розташований першим від забою шпура).

У якості ВР використовують патроновані вибухові речовини.

Незаряджена частина шпура заповнюється забійкою: піщано-глинистою, піщаною, гідрозабійкою та ін. В деяких випадках забійка не використовується

Число шпурів на забій для всіх видів виробок варто визначати по формулі (СНІП 3.02.03.84):

$$N = 12,7 \frac{q \cdot S_{\text{із}}}{K_3 \cdot \Delta d^2}, \quad (6.4)$$

де:

$q$  - питомий заряд ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$S_{\text{вч}}$  - площа перетину вироблення начорно, м<sup>2</sup>;

$d$  - діаметр заряду ВВ, см;

$\Delta$  - щільність ВВ в патронах, г/см<sup>3</sup>

$K_3$  - коефіцієнт заповнення шпурів.

Питомий заряд може бути розрахований по формулі:  $q = q_1 f_1 v_e$

					Розділ 6	Арк.
						61
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$q_1$ - еталонний питомий заряд ВР, кг/м<sup>3</sup>;

$$q_1 = 0,1 \left( \frac{f}{3} + \sqrt{\frac{10f}{3}} \right) \quad (6.5)$$

$f_1$ - коефіцієнт текстури порід (1,1).

$v$  - коефіцієнт затиску. При двох голих поверхнях  $v=1.1-1.4$ ;

$e$  - коефіцієнт відносної працездатності ВР.

$$q_1 = 0,1 \left( \frac{18}{3} + \sqrt{\frac{10 \times 18}{3}} \right) = 1,37 \text{ кг/м}^3$$

$$q = 1,375 \times 1,1 \times 1,1 \times 1 = 1,66 \text{ кг/м}^3$$

$$N = 12,7 \frac{1,66 \times 24,03}{0,75 \times 0,95 \times 4,2^2} = 40,3 \approx 40 \text{ шт.}$$

Число оконтурюючих шпурів, в кривлі і стінках вироблення

$$N'_{ок} = \frac{P - B}{\alpha_{ок}} - 1 \quad (6.6)$$

де:

$P$  - периметр виробки, м

$a_{ок}$ - відстань між оконтурюючими шпурами, в кривлі і стінах виробки,

$a_{ок}=0,7-0,9$ м.

$$N'_{ок} = \frac{20,31 - 6,4}{0,8} - 1 = 17 \text{ шт.}$$

Число оконтурюючих шпурів в підшві виробки визначається відстанню між ними, яка дорівнює 0,6-0,8м:

$$N''_{ок} = \frac{B_{нач}}{\alpha''_{ок}} + 1 \quad (6.7)$$

$$N''_{ок} = \frac{6,4}{0,7} + 1 = 9 \text{ шт.}$$

Число відбійних шпурів

$$N_{від} = N - (N_{ep} + N'_{ок} + N''_{ок}) \quad (6.8)$$

де:

$N_{вр}$  - число шпурів у врубі.

$$N_{від} = 40 - (5 + 17 + 9) = 9 \text{ шт.}$$

					<i>Розділ 6</i>	Арк.
						62
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Витрати ВР за цикл.

Витрата ВР за цикл визначаються по формулі:

$$Q = q \cdot S_{нач} \cdot l_{ун} \cdot \eta \quad (6.9)$$

$$Q = 1.66 \times 24.03 \times 2.5 \times 0.85 = 84.77 \text{ кг}$$

Маса заряду для шпурового комплексу розраховується в такій послідовності:

1) визначається середня маса заряду шпура  $Q_1 = \frac{Q}{N}$

$$Q_1 = \frac{84.77}{40} = 2.12 \text{ кг}$$

2) масу заряду у врубових шпурах приймаємо на 20% більше маси середнього заряду

$$Q_{BP} = 1.2 \times 2.12 = 2.54 \text{ кг}$$

3) масу заряду верхніх оконтурюючих шпурів зведення, і стін приймають на 20% менше, а нижніх на 20% більше середньої маси заряду:

$$Q'' = 1,2Q_1; Q'_{ок} = 0,8Q_1$$

$$Q''_{ок} = 2.54 \text{ кг}$$

$$Q'_{ок} = 1.7 \text{ кг}$$

4) масу заряду у відбійних шпурах приймають рівній середній масі заряду;

$$Q_{OT} = 2.12 \text{ кг}$$

5) при застосуванні патронуванних ВР розраховується число цілих патронів в шпуре:

$$t = \frac{Q^*}{Q_{патр}}$$

$Q^*$  - маса заряду шпура даної групи;

$Q_{патр}$  - маса патронів ВР

$$t_{BP} = \frac{2.54}{0.2} = 13 \text{ шт.}$$

					<i>Розділ 6</i>	Арк.
						63
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$t'_{OR} = \frac{1.7}{0.2} = 9 \text{ шт.}$$

$$t''_{OR} = \frac{2.54}{0.2} = 13 \text{ шт.}$$

$$t_{OT} = \frac{2.12}{0.2} = 11 \text{ шт.}$$

б) уточнюються витрати ВР.

$$Q_{\phi} = (N_{ep} t_{ep} + N'_{ok} t'_{ok} + N''_{ok} t''_{ok} + N_{eid} t_{eid}) Q_{напр}$$

$$Q_{IA} = (5 \times 13 + 17 \times 13 + 9 \times 9 + 9 \times 11) \times 0,2 = 93,2 \text{ кг}$$

## 6.2. Електровибухова мережа

Розрахунковий опір мережі за послідовною схемою

$$R_c = R_m + R_d + nr_d \quad (6.10)$$

де

$R_m, R_y$  - опір відповідно магістрального і дільничного дротів;

$r_d$  - опір ЕД (4,2 Ом.)

$$R_N = 172,07 \text{ Ом}$$

Для розрахунку електровибухової мережі використовуємо формулу:

$$I = \frac{U}{R_c} \text{ А} \quad (6.11)$$

$U$  – напруга мережі, 380В

$$I = \frac{380}{172,07} = 2,21 \text{ А}$$

Розрахункова сила струму повинна бути менше або рівна гарантійній силі струму.

$$I_p \leq I_r = 2,21 \leq 2,5 \text{ А}$$

					<i>Розділ 6</i>	Арк.
						64
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



### 6.3. Обґрунтування вибору кріплення

Виходячи із геологічних умов, міцності і поведінки порід, приймаємо як тимчасове кріплення анкера на пісчано-цементній суміші з навіскою металічної сітки. Як постійне кріплення в камері дозатора використовують монолітний бетон (залізобетон), який укладають за допомогою дерев'яної опалубки. Товщина постійного бетонного кріплення складає 0,15...0,2 м. Для підтримки опалубки застосовується анкерні болти. Бетонна суміш до місця укладання подається таким чином. З робочого горизонту суміш поступає по трубах в приймальний бункер на стаціонарному полку, спорудженому в стволі на 15–20 м вище за камеру дозатора. З бункера за допомогою гнучкого ставу або телескопічного пристрою і розлучного жолоба, що застосовувалися при поглибленні ствола, суміш поступає за опалубку.

Для укладання бетону приймаємо машину БМ-60 .

Нижче приводиться розрахунок анкерного кріплення першої заходки камери дозатора. За даними практики, як затяжку між анкерами приймаємо сталеву сітку з розмірами 100×100×5мм.

Визначення параметрів анкерів

1. Несуча здатність анкера за опором розриву, кН.:

$$P_3 = F_c R_s, \text{кН.},$$

$F_c$  - площа найбільш ослабленого поперечного перерізу стержня, м<sup>2</sup>;

$$F_c = \frac{\pi d_c^2}{4} = \frac{3.14 \cdot 0.016^2}{4} = 0.0002 \text{ м}^2, \quad (6.12)$$

$d$  - діаметр стержня, ( $d = 0,016\text{м}$ );

$R_s$  - розрахунковий опір матеріалу анкера розтягненню для граничного стану першої групи. Для гаряче-катанної арматурної круглої сталі класу А-I,  $R_s = 225 \text{ МПа}$  (2300 кгс/см<sup>2</sup>).

$$P_c = 0.0002 \cdot 225 \cdot 10^6 = 45 \text{кН.},$$

Із умови міцності закріпленого стержня у бетоні несуча здатність анкера, кН.:

					Розділ 6	Арк.
						65
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$P_3 = d_c \pi \tau_a K_e$$

$d_c$  - діаметр стержня анкера, ( $d_c = 0,016$ м);

$\ell_3$  - глибина забивання стержня у бетони, ( $\ell_3 = 0,4$  м);

$\tau_a$  - питомий опір зсуву стержня відносно бетону, ( $\tau_a = 6,7$  МПа);

$K_e$  - поправочний коефіцієнт на довжину забивання анкера, ( $K_e = 0,55$ ).

$$P_3 = 3,14 \cdot 0,016 \cdot 0,4 \cdot 6,7 \cdot 10^6 \cdot 0,55 = 74,1 \text{кН.},$$

2. Міцність закріплення анкера із умови його нерухомості відносно стінок шпура, кН.:

$$P_{сд.} = \pi \cdot d_{ш} \tau_{зс.} \ell_3, \text{кН.},$$

$d_{ш}$  - діаметр шпура, ( $d_{ш} = 0,042$  м);

$\tau_{зс.}$  - питомий опір зсуву бетону або полімер бетону відносно стін шпура,  $\tau_{зс.} = 1500$  кПа;

$$P_{сд.} = 3,14 \cdot 0,042 \cdot 1,5 \cdot 10^6 \cdot 0,4 = 79,16 \text{кН.},$$

Нормативне значення несучої здатності залізобетонних і сталевих полімерних анкерів приймаємо як менше із трьох Р:

Приймаємо  $P_n = P_c = 45 \text{кН.}$

Для раціонального використання матеріалу стержня анкера виконується умова:

$$P_{сд.} \geq P_3 \geq P_c$$

$$79,16 \geq 74,1 \geq 45$$

3. Глибина забивання замка анкера в стійку зону перевіряється із умови вириву породи по конусу, яка утворює з його основою кут  $45^0$ :

$$\ell_3 = 0,67 \sqrt{\frac{P_n}{R_p}}, \text{м}$$

$P_n$  - нормативна несуча здатність анкера, кН.;

$R_p$  - розрахунковий опір породи розриву, кПа;

$$R_p = 0,1 \cdot R_{ст.} = 0,1 \cdot 160000 = 160000 \text{кПа},$$

					Розділ 6	Арк.
						66
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$l_3 = 0,67 \sqrt{\frac{45}{16000}} = 0,036 \text{ м.},$$

4. Довжина анкера для кріплення покрівлі першої заходки складає:

$$l_c = e + l_3 + l_e, \text{ м}$$

$l_e$  - довжина виступаючої із шпура частини анкера, ( $l_e = 0,05 \text{ м}$ );

$e$  - глибина зони можливого обвалення порід, м;

$$e = \frac{B_{нач.}}{B_o} \left[ 7,4 \frac{\gamma H}{R_{ст.}} - 0,25 \right], \text{ м} \quad (6.13)$$

$B_{нач.}$  - ширина виробки начорно,  $B_{нач.} = 9 \text{ м}$ ;

$B_o$  - середня ширина виробок,  $B_o = 3,2 \text{ м}$ ;

$\gamma$  - відстань до поверхні,  $\gamma = 24 \text{ кН/м}$ ;

$H$  - об'ємна вага порід,  $\text{кн./м}^3$   $H = 1225 \text{ м}$ .

$$e = \frac{9}{3,2} \left[ 7,4 \frac{24 \cdot 1225}{160 \cdot 10^3} - 0,25 \right] = 3,121 \text{ м.},$$

$$l_c = 3,121 + 0,036 + 0,05 = 3,21 \text{ м.}$$

5. Із умови, що навантаження на кріпленні складає вага відшарування порід у порушеній зоні, визначають щільність розміщення анкерів:

$$P_a = \frac{e \cdot \gamma \cdot P_n \cdot K_n}{P_n m_y}, \text{ м}^{-2};$$

$P_n$  - коефіцієнт перевантаження,  $P_n = 1,25$ ;

$K_n$  - коефіцієнт надійності,  $K_n = 1$ ;

$m_y$  - коефіцієнт умови роботи,  $m_y = 0,8$ ;

$$P_a = \frac{3,212 \cdot 24 \cdot 1,25 \cdot 1,1}{45 \cdot 0,8} = 2,861 \text{ м}^{-2},$$

6. Відстань між анкерами:

$$a = P_a^{-0,5} = 2,861^{-0,5} = 0,6 \text{ м.},$$

					Розділ 6	Арк.
						67
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

#### 6.4. Визначення чисельного складу бригади

Кількісний склад прохідницької ланки розраховуємо по трудомісткості виконуваних процесів прохідницького циклу. З довідника "Галузеві норми виробки і часу на гірничокапітальні роботи при будівництві шахт і рудників чорної металургії" по формулі

$$H_i^* = H_i \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \quad (6.14)$$

$H_i^*$  - відкоректована норма виробки;

$H_i$  - норма виробки (по довіднику);

$k_1$  - коефіцієнт, який враховує 7-годинну зміну, 1,2;

$k_2$  - коефіцієнт, який залежить від глибини закладки виробки, 0,9;

$k_3$  - поправочний коефіцієнт для кожного виду роботи;

Трудомісткість кожного виду роботи визначається діленням об'єму робіт на встановлену норму виробки і підсумовується по всіх операціях, що входить в прохідницький цикл.[15]

Трудомісткість роботи дорівнює:

$$\varepsilon_i = \frac{V_i}{H_i^*} \quad (6.15)$$

Чисельний склад прохідників, необхідних для виконання циклу робіт, визначається округленням  $\sum \hat{a}_i$  в меншу сторону до цілого числа. При цьому в розрахунках варто враховувати коефіцієнт перевиконання комплексної норми виробки:

$$k_H = \frac{\sum \hat{a}_i}{n} \quad (k_H = 1,02 - 1,06)$$

Визначення об'єму робіт на проходку камери дозатора вертикальними шпурами

1. Прибирання породи скреперною лебідкою:

$$V_{y.l.} = 110.09 \text{ м}^3$$

2. Буріння шпурів ручними перфораторами:

$$V = 103.25 \text{ шп.м}$$

					Розділ 6	Арк.
						68
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

3. Кріплення бетонне:

$$V_{кр.} = 16.43 \text{ м}^3$$

4. Заряджання і підривання:

$$V = 103.25 \text{ шп.м}$$

5. Доставка ВР:

$$V = 120.25 \text{ кг}$$

6. Монтаж запобіжних полків:

$$V_{м.з.л.} = 23.75 \times 2 \text{ м}^2$$

7. Демонтаж запобіжних полків:

$$V_{д.з.л.} = 23.75 \times 2 \text{ м}^2$$

8. Монтаж і демонтаж скреперної лебідки:

$$V_{с.л.} = 1 \text{ шт.}$$

Визначення об'єму робіт на проходку камери дозатора горизонтальними шпурами.

1. Прибирання породи скреперною лебідкою:

$$V_{у.л.} = 110.09 \text{ м}^3$$

2. Буріння шпурів ручними перфораторами:

$$V = 122.5 \text{ шп.м}$$

3. Кріплення бетонне:

$$V_{кр.} = 16.43 \text{ м}^3$$

4. Заряджання і підривання:

$$V = 103.25 \text{ шп.м}$$

5. Доставка ВР:

$$V = 120.25 \text{ кг}$$

6. Монтаж запобіжних полків:

$$V_{м.з.л.} = 23.75 \times 2 \text{ м}^2$$

7. Демонтаж запобіжних полків:

$$V_{д.з.л.} = 23.75 \times 2 \text{ м}^2$$

8. Монтаж робочого полку:

$$V_{м.р.л.} = 23,75 \text{ м}^2$$

9. Демонтаж робочого полку:

$$V_{д.р.л.} = 23,75 \text{ м}^2$$

10. Монтаж і демонтаж скреперної лебідки:

$$V_{с.л.} = 1 \text{ шт.}$$

					Розділ 6	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		69

*Тривалість прохідницьких операцій при проходці камери дозатора*

Для побудови графіка організації роботи необхідно знати кількісний і якісний склад бригади і час, що витрачається на виконання кожної операції.

Розрахунок трудовитрат на кожну з нормованих операцій необхідно визначити виходячи з об'єму робіт, тривалість зміни і норми виробки на дану операцію: [16]

$$t = \frac{B_i \cdot t_{см}}{n \cdot k} \quad (6.16)$$

$t$  - тривалість нормованих операцій, мін.;

$B_i$  - трудомісткість робіт, м<sup>3</sup>/чол./змін;

$n$  - число робочих, зайнятих на виконанні операції

$t_{ні}$  - тривалість зміни, 7 годин.12 хв.

*Тривалість прохідницьких операцій при проходці камери вертикальними шпурами.*

1. Прибирання породи:

$$H_{у.л.} = 23,9 \times 1,2 \times 0,9 = 25,81 \text{ люд.-год.}$$

$$B_{у.л.} = \frac{110,09}{25,81} = 4,27 \text{ м}^3/\text{чол./змін}$$

$$T_{у.л.} = \frac{4,27 \times 432}{2 \times 1,1} = 838,47 \text{ хв.}$$

2. Буріння шпурів:

$$H_{бур.} = \frac{13,27 \times 1,2 \times 0,9}{0,79} = 18,14 \text{ чол.-год.}$$

$$B_{бур.} = \frac{103,25}{18,14} = 5,69 \text{ шп.м/чол./змін}$$

$$T_{бур.} = \frac{5,69 \times 432}{3 \times 1,1} = 744,87 \text{ хв.}$$

3. Зарядження і підривання:

$$H_{зар.} = 281,88 \text{ чол.-год.}$$

$$B_{зар.} = \frac{103,25}{281,88} = 0,37 \text{ шп.м/чол./змін}$$

$$T_{зар.} = \frac{0,37 \times 432}{3 \times 1,1} = 48,5 \text{ хв.}$$

										Розділ 6	Арк.
											70
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата							

4. Доставка ВР:

$$T_{\text{дост.}} = 70,63 \text{ хв.}$$

$$T_{\text{ц}} = T_{\text{бур.}} + T_{\text{дост.}} + T_{\text{зар.}} + T_{\text{пзбс}} + T_{\text{уб.}}$$

$$T_{\text{ц}} = 744,87 + 48,5 + 70,63 + 836,51 + 27,49 = 1728 \text{ хв.}$$

На проходку камери необхідно три цикли, що за часом складає

$$T = 5184 \text{ хв.} = 86,4 \text{ год.} = 12 \text{ змін.}$$

Тривалість прохідницьких операцій при проходці камери горизонтальними шпурами

1. Прибирання породи:

$$H_{\text{у.л.}} = 23,9 \times 1,2 \times 0,9 = 25,81 \text{ чол.-год.}$$

$$B_{\text{у.л.}} = \frac{51,07}{25,81} = 1,98 \text{ м}^3/\text{чол./змін}$$

$$T_{\text{у.л.}} = \frac{1,98 \times 432}{2 \times 1,1} = 388,8 \text{ хв.}$$

2. Буріння шпуров:

$$H_{\text{бур.}} = 16,49 \text{ чол.-год.}$$

$$B_{\text{бур.}} = \frac{122,5}{16,49} = 7,23 \text{ шп.м/чол./змін}$$

$$T_{\text{бур.}} = \frac{7,23 \times 432}{3 \times 1,1} = 946,47 \text{ хв.}$$

3. Зарядження і підривання:

$$H_{\text{зар.}} = 322,92 \text{ чол.-год.}$$

$$B_{\text{зар.}} = \frac{122,5}{322,92} = 0,38 \text{ шп.м/чол./змін}$$

$$T_{\text{зар.}} = \frac{0,38 \times 432}{3 \times 1,1} = 49,75 \text{ хв.}$$

4. Доставка ВР

$$T_{\text{дост.}} = 70,63 \text{ хв.}$$

					Арк.
					71
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	

5. Монтаж робочого полку:

$$H_{м.р.л.} = 20,25 \text{ чол.-год.}$$

$$B_{м.р.л.} = \frac{23,73}{20,25} = 1,17 \text{ м}^2/\text{чол./змін}$$

$$T_{м.р.л.} = \frac{1,17 \times 432}{4 \times 1,1} = 114,87 \text{ хв.}$$

6. Демонтаж робочого полку:

$$H_{д.р.л.} = 20,25 \text{ чол.-год.}$$

$$B_{д.р.л.} = \frac{23,73}{20,25} = 1,17 \text{ м}^2/\text{чол./змін}$$

$$T_{д.р.л.} = \frac{1,17 \times 432}{4 \times 1,1} = 114,87 \text{ хв.}$$

$$T_{ц} = T_{бур.} + T_{дост.} + T_{зар.} + T_{пзбс} + T_{уб.} + T_{м.р.л.} + T_{д.р.л.}$$

$$T_{ц} = 388,8 + 946,47 + 49,75 + 70,63 + 114,87 + 114,87 + 43,2 = 1728 \text{ хв}$$

На проходку камери необхідно три цикли, що за часом складає

$$T = 10368 \text{ хв.} = 172,8 \text{ год} = 24 \text{ зміни.}$$

З розрахунків видно, що проходка камери дозатора вертикальними шпурами проводиться в два рази швидше, ніж проходка горизонтальними шпурами.

*Розрахунок тривалості операцій для побудови календарного графіка на проходку камери дозатора.*

1. Монтаж запобіжних полків:

$$H_{м.п.л.} = 2,07 \text{ чол.-год.}$$

$$B_{м.п.л.} = 11,47 \text{ м}^2/\text{чол./змін}$$

$$T_{м.п.л.} = 3003,06 \text{ хв.}$$

2. Монтаж скреперної лебідки:

$$H_{м.с.л.} = 3,65 \text{ чол.-год.}$$

$$T_{м.с.л.} = 478,82 \text{ хв.}$$

3. Проходка:

					Розділ 6	Арк.
						72
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



$$T_{пр.} = 86,4 \text{ год.}$$

4.Кріплення:

$$H_{кр.} = 3,38 \text{ чол.-год.}$$

$$B_{кр.} = 4,86 \text{ м}^3/\text{чол./змін}$$

$$T_{кр.} = 636,22 \text{ хв.}$$

.5Демонтаж скреперної лебідки:

$$H_{д.с.л.} = 3,65 \text{ чол.-год.}$$

$$T_{д.с.л.} = 478,82 \text{ хв.}$$

6.Демонтаж запобіжних полків:

$$H_{д.п.п.} = 4,21 \text{ чол.-год.}$$

$$B_{д.п.п.} = 5,64 \text{ м}^2/\text{чол./змін}$$

$$T_{д.п.п.} = 1107,49 \text{ хв.}$$

Загальний час на спорудження камери дозатора:

$$T_{об.} = T_{м.п.п.} + T_{м.с.л.} + T_{пр.} + T_{кр.} + T_{д.с.л.} + T_{д.п.п.}$$

$$T_{об.} = 3003,06 + 478,82 + 5184 + 1908,66 + 478,82 + 1476,66 = 12530 \text{ хв.} = 208,8 \text{ год.}$$

Загальний час на спорудження камери дозатора складає 29 змін.

## 6.5. Вибір засобів провітрювання

Тупикові виробки гірничорудних шахт при проходці можна провітрювати за рахунок загально шахтної депресії (з використанням перегородок, вентиляційних труб, паралельних виробок) з використанням вентиляторів місцевого провітрювання й вентиляційних трубопроводів, за допомогою пневматичних секторів і повітряно-водяної суміші.[6]

					Розділ 6	Арк.
						73
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

При проходці камери суцільним вибоєм її провітрюють нагнітальними або комбінованими способами. Найбільше поширення взяла схема із застосуванням ВМП - комбінована. Оптимальний спосіб провітрювання прохідницьких виробок визначають її наступні основні категорії:

- а) ефективність провітрювання по газовому, пиловому або тепловому фактору;
- б) гірничопрохідницькими й організаційними параметрами провітрювання.

*Розрахунок витрат повітря, необхідного для провітрювання камери дозатора при її проходці [7]*

Згідно ПБ подачу необхідної витрати повітря для провітрювання необхідно розрахувати по найбільшій чисельності людей; по концентрації вуглекислоти, отрутих і вибухових газів і пилу; газів ВР; мінімальної швидкості руху повітря.

Найбільшу витрату повітря приймають для розрахунків параметрів засобів провітрювання: [6]

1. За найбільшою чисельністю людей:

$$Q_3 = q_l \cdot n \text{ , (6.17)}$$

$q_l = 0,1 \text{ м}^3/\text{с}$  – норма подачі повітря на одну людину;

$n_1 = 4$  – максимальне число людей, що одночасно перебувають у виробці.

$$Q_3 = 0,1 \cdot 4 = 0,4 \text{ (м}^3/\text{с)}$$

					<i>Розділ 6</i>	Арк.
						74
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

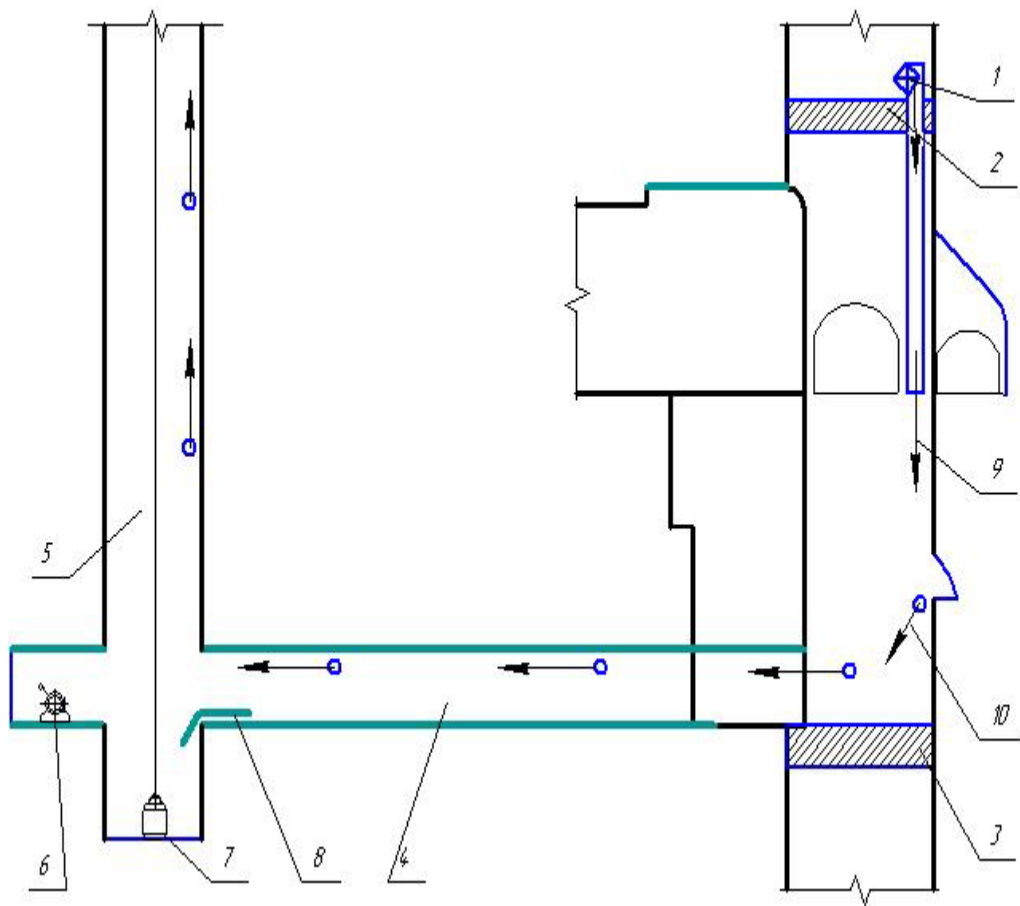


Рисунок 6.1. Схема провітрювання

2. За пиловиділенням:

$$Q_3 = q \cdot n \cdot k_1 \cdot k_{ГДК} \quad (6.18)$$

$q$  - норма подачі повітря на одну бурильну машину, 1,5 – для верстатів пневмоударного буріння;

$n$  - кількість одночасно працюючих машин, 3 шт.

$k_1$  - коефіцієнт, що враховує застосування засобів уловлювання бурового шламу;

$k_{ГДК}$  - коефіцієнт, що враховує ГДК пилу в робочому вибої.

$$Q_3 = 1,5 \cdot 3 \cdot 0,5 \cdot 0,9899 = 2,23 \text{ (м}^3\text{/с)}$$

3. За газовиділенням ВР для камерних виробок:

					Розділ 6	Арк.
						75
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$Q_{\kappa} = \frac{V_{\kappa}}{k_t \cdot t} \cdot 2,3 \cdot lq \frac{500 \cdot A}{V_{\kappa}}$$

$$V_{\epsilon} = S_{\epsilon\ddot{a}\ddot{a}} \cdot l = 31,36 \times 11,265 = 353,27 \text{ м}^3$$

$V_{\epsilon}$  - обсяг камери

$k_t$  - коефіцієнт турбулентної дифузії, визначається по таблиці.

$$\frac{al_k}{\sqrt{S}} = \frac{0,5 \cdot 11,265}{\sqrt{31,36}} = 1,01$$

$$k_T = 0,672$$

$t=30$  хв – тривалість провітрювання

$A=360,75$  кг - витрати ВР

$$Q_{\epsilon} = \frac{353,27}{0,672 \cdot 1800} \cdot 2,3 \cdot lq \frac{500 \cdot 360,75}{353,27} = 1,81 \text{ (м}^3/\text{с)}$$

4. За мінімальною швидкістю руху повітря:

$$Q_{\text{з.}} = V_{\text{min}} \cdot S$$

$V_{\text{min}}=0,25$  м/с – мінімальна швидкість повітряного потоку при  $t^{\circ}$  повітря 20°C.

При ширині виробки більше 5м можна приймати  $V_{\text{min}}=0,15$  м/с

$$Q_{\zeta} = 0,15 \cdot 31,36 = 4,70 \text{ (м}^3/\text{с)}$$

5. За тепловим чинником. При 100% відносній вологості:

$$Q_{\text{з.}} = V_t \cdot S = 0,006 \cdot (t - 17)^2 \cdot S$$

$V_t=0,006 \cdot (t - 17)^2$  - оптимальна по тепловій умові швидкість руху повітряного потоку, м/с

$t = 20^{\circ}\text{C}$  - температура на робочому місці.

$$Q_{\zeta} = 0,006 \cdot (20 - 17)^2 \cdot 31,36 = 1,69 \text{ (м}^3/\text{с)}$$

					Розділ 6	Арк.
						76
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Назва виробки	Витрата ВР	Довжина на виробки	Витрати повітря, м <sup>3</sup> /с				
			За найбільшим числом людей	За пиловиділенням	За газовиділенням	За мінімальною швидкістю руху повітря	За тепловим чинником
Камера дозатора	360,75	11,265	0,4	2,23	1,81	4,70	1,69

### Вибір типорозмірів вентиляційних трубопроводів. [6,7]

Існують гнучкі й жорсткі вентиляційні трубопроводи. Гнучкі застосовують в основному при нагнітальному способі провітрювання у виробках невеликої довжини. Тверді (металеві) трубопроводи застосовуються при тривалому часі їхньої експлуатації, як при нагнітальному так й всмоктуючому способах провітрювання.

Орієнтовний діаметр трубопроводу:

$$d = 2 \sqrt{\frac{Q}{\pi \cdot V_{opt}}} \quad (6.19)$$

$V_{opt} = 12$  м/с – оптимальна швидкість руху повітря в трубопроводі.

$$d = 2 \sqrt{\frac{4,70}{3,14 \cdot 12}} = 0,7 \text{ (м)}$$

### Аеродинамічний розрахунок трубопроводу

Продуктивність ВМП визначаємо за формулою:

$$Q_B = P_Q \cdot Q_3 \quad (6.20)$$

де:

$P_Q$  - табличний коефіцієнт

$$P_Q^{нас} = 1,0492$$

$$P_Q^{сас} = 1,064$$

$$Q_B^{нас} = 1,0492 \cdot 4,70 = 4,93 \text{ м}^3/\text{с} = 295,8 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

$$Q_B^{сас} = 1,064 \cdot 4,70 = 5,0 \text{ м}^3/\text{с} = 300 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$h_g = P_H \cdot R \cdot Q_3^2 \text{ даПа}$$

де:

$p_H$  - коефіцієнт резервування тиску.

$$P_H^{нас} = 1,0496; \quad P_H^{сса} = 1,056$$

$R$  - аеродинамічний опір трубопроводу,

$$R = 5,8 \text{ Нс}^2/\text{м}^9$$

$$h_{\sigma}^{нас} = 1,0496 \cdot 11,4 \cdot 4,70^2 = 264,32 \text{ даПа}$$

$$h_{\sigma}^{сса} = 1,056 \cdot 11,4 \cdot 4,70^2 = 265,93 \text{ даПа}$$

Вентилятор вибирають за критеріями необхідної продуктивності й депресії. Для вибору вентилятора досить нанести розрахунковий вентиляційний режим на графік характеристики ВМП.

По характеристиці вибираємо вентилятори ВМ - 6М

$$Q^H = 295,8 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

$$Q^{сc} = 300 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

$$h^H = 264,32 \text{ даПа}$$

$$h^{сc} = 265,93 \text{ даПа}$$

$$\eta = 75\% \text{ при } \theta = 0^\circ$$

$$\eta = 75\% \text{ при } \theta = 1^\circ$$

$$N=18\text{кВт}$$

$$N=19\text{кВт}$$

Після провітрювання камери дозатора відпрацьоване повітря надходить по трубопроводу за допомогою всмоктуючого вентилятора ВМ - 6М через збійку між стволами і далі по сліпому стволу видається на верхній горизонт.

					<i>Розділ 6</i>	Арк.
						78
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

## ВИСНОВКИ

При виконанні даної роботи з метою поліпшення основних техніко-економічних показників спорудження виробок дозуючих пристроїв підземних бункерних комплексів залізорудних шахт виконаний аналіз та узагальнення вітчизняного і закордонного передового досвіду спорудження подібних об'єктів, про що у записці наведені стислі відомості. Враховуючи особливості експлуатації та технічний потенціал шахти ім. Колачевського ПРАТ "ЦГЗК", розглянута можливість використання двох варіантів технології спорудження камери дозатора підземного дробильно-бункерного комплексу шахти у поверсі 527 – 680 м.

З розрахунків видно, що проходка камери дозатора вертикальними шпурами проводиться в два рази швидше, ніж проходка горизонтальними шпурами.

					<i>Висновки</i>	Арк.
						79
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

## СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Булава Л. Н. Физико-географический очерк Криворожского горнопромышленного района. Кривой Рог : КГПИ, 1990. 125 с.
2. Коптєва Т. С. Гірничопромислові ландшафти Криворізької ландшафтно-технічної системи. Людина та довкілля. Проблеми неоекології. 2021. № 35. С. 18–26. DOI: <https://doi.org/10.26565/1992-4224-2021-35-02>.
3. Бизов В. Ф. Проектування гірничих підприємств : в 14 т. : підручник для вузів за напрямком "Гірництво". Т. 14 / Бібліотека гірничого інженера. – Кривий Ріг : Мінерал, 2003. – 341 с.
4. Мостков В.М. Подземное сооружение большого сечения.- М.: Недра, 1974.- 320с.
5. Сооружение подземных дробильных комплексов на горнорудных предприятиях // В.С.Болкисев, В.Л.Колибаба, Н.Т.Шереметьев и др.М.: Недра, 1985.- 243с.
6. Справочник по рудничной вентиляции. Под ред. К.З. Ушакова. – М.: изд. Недра, 1977.
7. Аэрология горных предприятий / К.З. Ушаков, А.С. Бурчаков, Л.А. Пучков, И.И. Медведев. М.: Недра, 1987
8. Покровский Н.М. Комплексы подземных горных выработок и сооружений.- М.: Недра, 1987.- 248 с.
9. Справочник инженера-шахтостроителя: В 2 т. Т.1 / Под общ. ред. В.В.Белого - М.: Недра,1983.439с.
10. Фролов В.П. Сооружение горных выработок при разработке рудных месторождений.- М.: Недра, 1985.- 180 с.

					<i>КНУ РМ 184 23. 03. 03</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>			<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>	<i>Настасюк О.В.</i>				<i>Список використаної літератури</i>	<i>Стадія</i>	<i>Арк.</i>	<i>Аркушів</i>
<i>Перевір.</i>	<i>Андрєєв Б.М.</i>						80	
<i>Н. Контр.</i>						<i>ГБ-23м</i>		
<i>Затверд.</i>	<i>Андрєєв Б.М.</i>							



- 11.Веселов Ю. А., Задорожний А. М. Углубка стволов шахт//Справочник. -М.: Недра, 1989.- 239с.
- 12.Гордон С. Б. Классификационно-терминологическая характеристика подземных бункерных комплексов//Горн. Журн.- 1983.- №7.- с.30-33.
- 13.Проведение горных выработок на рудниках Кривбасса / П.С.Малый, А.А.Гуль, Ю.И.Чирков и др. - К.: Техника, 1975.- 216 с.
- 14.Верхотуров В.С., Сенников Г.Г., Петренко Е.В. Строительство подземных широкопролетных камер // Шахт.стр-во.-1988.-№ 11.- с. 11-13
- 15.Организация и управление горным предприятием. Под общей ред. Ганицкого. В.И. М. : Недра, 1991 .– 198 с.
- 16.Сурмило И.В. Организация и планирование строительства горных предприятий. М.: Высшая школа, 1970. – 251 с.
- 17.<https://metod.com.ua>. Методы разработки подземным способом. Энциклопедия МОТ т.3
- 18.<https://studopedia.com.ua>
- 19.<https://bibliograph.com.ua>
- 20.<https://bibliograph.com.ua/spravochnik-71/htm>
- 21.Семешин В.З., Лубенец В.А. Пособие подземного рабочего железорудной шахты. – К.: Техника , 1989.- 206с.
- 22.Сердюк Н.М. и др. Безопасность труда в горнорудных шахтах / Сердюк Н.М. , Инютин Е.И., Кузнецов В.С.- К.: Техника, 1989.- 176 с

					<i>Список використаної літератури</i>	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		81