

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:

«Будівництво шахти в умовах Саксаганського родовища з річною продуктивністю 2.5 млн. т на рік»

Магістрант: Федоріненко Д.А.  
Наук. керівник: кандидат технічних наук,  
доцент Кононенко В.В.

Кривий Ріг  
2024

КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНИЙ ФАКУЛЬТЕТ  
КАФЕДРА БУДІВЕЛЬНИХ ГЕОТЕХНОЛОГІЙ

ВИПУСКНА  
МАГІСТЕРСЬКА РОБОТА

Освітньо-кваліфікаційний рівень «магістр»

на тему:

«Будівництво шахти в умовах Саксаганського родовища з річною продуктивністю 2.5 млн. т на рік»

Виконав студент групи ГБ-24-1м  
Спеціальності 184 «Гірництво»  
ОПП «Шахтне і підземне будівництво»  
Федоріненко Д.А.  
Керівник кандидат технічних наук,  
доцент Кононенко В.В.

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 кафедрою БГТ  
д.т.н., проф. Андрєєв Б.М.

« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2024 р.

### ЗАВДАННЯ НА МАГІСТЕРСЬКУ РОБОТУ СТУДЕНТОВІ

гр. ГБ-23м Федоріненко Денис Анатолійович

1. Тема роботи: Будівництво шахти в умовах Саксаганського родовища з річною продуктивністю 2.5 млн. т на рік

Керівник кандидат технічних наук, доцент Кононенко Володимир Вікторович  
затверджено наказом «КНУ» № 201с від 06.03.2024 р.

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

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

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки:  
Загальні відомості. 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:  
Схеми поглиблення. Схема розкриття. План поверхні. Схема поглиблення. Порівняння варіантів. Технологія. Паспорт БВР. Циклограма організації робіт. Календарний графік будівництва.

## КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з\п	Назва етапів магістерської роботи	Термін виконання етапів роботи
1.	<i>Гірничо-геологічні та економічні характеристики залізорудних родовищ</i>	<i>10.03.2024- 20.04.2024</i>
2.	<i>Визначення оптимальних параметрів рудної шахти</i>	<i>21.05.2024- 19.09.2024</i>
3.	<i>Визначення основних параметрів вскриваючого ствола</i>	<i>20.10.2024- 05.11.2024</i>
4.	<i>Оформлення методичної та графічної частин</i>	<i>06.11.2024- 02.12.2024</i>

Дата видачі завдання 6 березня 2024 року

Керівник роботи \_\_\_\_\_

(підпис)

В.В. Кононенко

Магістрант \_\_\_\_\_

(підпис)

Д.А. Федоріненко

## ЗМІСТ

ВСТУП .....	5
1.1 Гірничо-геологічні характеристики та перспективи розробки залізорудних родовищ України.....	8
1.2. Геологічна характеристика району Саксаганського родовища .....	11
1.3. Відробка містороджень комбінованим способом з використанням геотехнологічної системи «Кар'єр-шахта» .....	17
<b>РОЗДІЛ 2. ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ РУДНОЇ ШАХТИ.....</b>	<b>19</b>
2.1. Оптимальна потужність рудної шахти .....	19
2.2. Обґрунтування схеми розкриття.....	24
2.3. Обґрунтування схеми підготовки .....	30
2.4. Розкриття та підготовка нового горизонту.....	34
<b>РОЗДІЛ 3. ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ВСКРИВАЮЧОГО СТВОЛА.....</b>	<b>39</b>
3.1. Розрахунок та вибір перерізу ствола.....	39
3.2. Обґрунтування матеріалу і розрахунок постійного кріплення ствола. ....	41
3.3. Визначення параметрів буровибухових робіт при проходці ствола. ....	44
3.4. Визначення продуктивності навантажувальних машин. ....	48
3.5. Розрахунок вентиляції при проходженні ствола. ....	52
3.6. Розрахунок обсягів і трудомісткості робіт прохідницького циклу.....	55
3.7. Розрахунок часу і побудова графіка організації робіт прохідницького циклу.....	59
<b>ВИСНОВКИ.....</b>	<b>63</b>
<b>СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ .....</b>	<b>65</b>

					<b>КНУ РМ 184 24 05.06</b>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>		<i>Федоріненко Д.</i>			<b>ЗМІСТ</b>	<i>Літ.</i>	<i>Арк.</i>	<i>Акрушів</i>
<i>Перевір.</i>		<i>Кононенко В.В.</i>				5	2	
<i>Реценз.</i>		<i>П.І.Б.</i>				<b>ГБ-23-1м</b>		
<i>Н. Контр.</i>		<i>П.І.Б.</i>						
<i>Затверд.</i>		<i>Андрєєв Б.М.</i>						

## ВСТУП

Актуальність роботи. Під час освоєння крутопадаючих родовищ комбінованим способом за граничними контурами кар'єрів залишаються запаси, ефективно доопрацювання яких, як правило, здійснюється відкрито-підземним і підземним способами. При цьому більша частина підкар'єрних запасів (60-65%) розташовується нижче дна кар'єра, 15-20% - у бортах кар'єра і до 25% - у віддалених від кар'єра, окремо розташованих покладах або ділянках родовища. Під час освоєння підкар'єрних запасів підземним способом для видачі рудної маси на поверхню використовують транспортні засоби та виробки кар'єрів і підземних рудників. Завершальний у загальному циклі гірничих робіт процес переміщення видобутої руди від місця її відбирання до рудного складу характеризується високим рівнем трудомісткості, експлуатаційних витрат (витрати сягають понад 50% від загальних) і, як наслідок, багато в чому зумовлює кінцеві показники роботи рудника.

Під кар'єрні запаси характеризуються складністю залягання, роз'єднаністю в просторі, значним розкидом за об'ємами, сортами і вмістом корисних компонентів, широким діапазоном віддаленості покладів від граничного контуру кар'єра і розкритих виробок рудника. Схеми транспортування рудної маси на збагачувальну фабрику вирізняються багатоваріантністю та мінливістю внаслідок розмаїття транспортних засобів, що використовуються, та виробіток, що видобувають руду, і їхньої адаптації до складних гірничотехнічних умов розроблення під кар'єрними запасами.

Тому формування і вибір раціональних систем видачі видобутої руди з приконтурної зони та обґрунтування сфери їх застосування під час підземного розроблення під кар'єрними запасами родовищ є актуальним завданням.

Метою роботи є обґрунтування технологічних схем вскриття та підземного розроблення підкар'єрних запасів родовищ, що забезпечують зниження експлуатаційних витрат, стабілізацію обсягів і якості рудопотоків.

Ідея полягає у використанні технологічних схем з урахуванням закономірностей розподілу підкар'єрних запасів за обсягом та якістю і їхнього розташування відносно рудовидавальних виробок.

					<i>КНУ РМ 184 24 05.06</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>		<i>Федоріненко Д.</i>			<i>ВСТУП</i>	<i>Літ.</i>	<i>Арк.</i>	<i>Акрушів</i>
<i>Перевір.</i>		<i>Кононенко В.В.</i>					5	2
<i>Реценз.</i>		<i>П.І.Б.</i>				<i>ГБ-23-1м</i>		
<i>Н. Контр.</i>		<i>П.І.Б.</i>						
<i>Затверд.</i>		<i>Андрєєв Б.М.</i>						

Основні завдання дослідження: вивчення та узагальнення досвіду формування технологічних схем під час освоєння родовищ, які відпрацьовуються комбінованим способом;

- формування базових схем відпрацювання підкар'єрних запасів крутопадаючих родовищ;

- дослідження впливу гірничо-геологічних, гірничотехнічних чинників на параметри технологічних схем транспортування рудної маси;

- техніко-економічне обґрунтування та оцінка надійності технологічних схем транспортування рудної маси, і розробка методики вибору раціонального варіанта;

- розробка рекомендацій за результатами наукових досліджень розрахунків їх економічної ефективності.

Об'єкт досліджень - технологічний процес транспортування рудної маси, видобутої під час підземної розробки підкар'єрних запасів родовищ.

Предмет досліджень - склад і параметри технологічних схем видачі відбитої руди на рудний склад під час відпрацювання підкар'єрних запасів.

Положення, що розглядаються в роботі:

1. Підвищення ефективності освоєння підкар'єрних запасів досягається використанням раціональної комбінації технологічних схем транспортування рудної маси, диференційованих за характером розподілу обсягів видобутих запасів, схемами мережі підземних виробок та станом кар'єрного простору.

2. Мінімізація транспортних витрат під час відпрацювання прибортових запасів забезпечується використанням технологічних схем транспортування рудної маси, які передбачають видачу руди підземним самохідним устаткуванням через штольню з перевантаженням на кар'єрний транспорт; у разі закладення штольні вище за рівень прибортових запасів на висоту 30 м і більше, економічно доцільним є транспортування руди клітьовим шахтним підіймачем.

3. У разі підземного відпрацювання придонних запасів і різниці відміток концентраційних горизонтів клітьового і скіпового шахтних підіймань понад 150 м кращою є технологічна схема клітьового підіймання з електровозним відкочуванням, у разі меншої різниці відміток доцільним є скіповий підіймання.

4. Встановлені раціональні поєднання технологічних схем транспортування рудної маси з коефіцієнтом готовності в діапазоні 0,5-0,8 забезпечує ступінь стабілізації рудопотоку не менш як 85% протягом усього періоду підземного розроблення підкар'єрних запасів.

					ВСТУП	Арк.
						6
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Методи досліджень.

У роботі прийнято комплексний метод досліджень, що охоплює узагальнення досвіду роботи підприємств, виробничі експерименти, економіко-математичне моделювання процесу видачі рудної маси на поверхню, а також аналіз і систематизацію результатів досліджень і промислової апробації рекомендацій.

Новизна магістерської роботи.

- Класифікація технологічних схем транспортування рудної маси під час підземного відпрацювання підкар'єрних запасів, що вирізняється врахуванням стану кар'єрного простору, типом транспортних виробок на кінцевому етапі транспортування рудної маси, видом транспортних засобів, які використовуються по всьому маршруту.

- Залежності вартісних показників технологічних схем транспортування рудної маси від основних чинників, що впливають на них: розподіл обсягів і якості запасів у приконтурній зоні кар'єра, параметри їхнього просторового розташування відносно рудовидавальних виробок для схем, що відрізняються кількістю та видом функціональних елементів.

- Методика вибору раціональних технологічних схем транспортування рудної маси із заданими параметрами рудопотоку, що ґрунтується на використанні змінюваних сполучень технологічних схем і встановлених залежностей зміни вартісних показників їх застосування.

Достовірність положень, висновків і результатів забезпечується репрезентативністю та надійністю вихідних даних; використанням апробованих методик розрахунку параметрів технологічних схем і техніко-економічних показників; підтверджується порівняльністю результатів математичного моделювання, аналітичних розрахунків, з позитивними результатами використання рекомендацій у промислових умовах.

Практична значущість роботи полягає в розробленні технологічних схем видачі рудної маси на поверхню та обґрунтуванні їхніх параметрів і сфери застосування під час освоєння запасів підкар'єрних зон крутопадаючих родовищ.

					<i>ВСТУП</i>	Арк.
						7
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



## РОЗДІЛ 1. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ ТА ЕКОНОМІЧНІ ХАРАКТЕРИСТИКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ

### 1.1 Гірничо-геологічні характеристики та перспективи розробки залізорудних родовищ України

Різке розширення відкритого видобутку залізистих кварцитів зумовлює максимальне вилучення їхніх запасів аж до глибини 1000 м шляхом створення надпотужних кар'єрів нового типу, де можливе застосування прогресивної технології, максимальної спеціалізації різних виробництв, що дасть змогу різко підвищити продуктивність праці.

Криворізький залізорудний басейн (Кривбас) є однією з найбільш вивчених і промислово освоєних територій з видобутку залізних руд у межах залізорудних покладів Українського щита. Він практично повністю розміщений у межах Дніпропетровської області. Розвідані запаси всіх залізних руд басейну становлять 21,8 млрд тонн. Прогнозні ресурси оцінюються більш ніж у 19 млрд тонн [3].

У Кривбасі залізисті кварцити (неокислені й частково окислені) видобувають відкритим способом на 11 родовищах і переробляють на п'яти ГЗК: Інгулецькому, Південному, Арселорміттал Кривий Ріг, Центральному та Північному (табл. 1.1).

На п'яти родовищах їх видобувають підземним способом поряд із багатими рудами. Забезпеченість запасами залізистих кварцитів цих підприємств становить від 32 до 85 років. Значна частина запасів, розвіданих ще в 1955-1975 роках, міститься в охоронних ціликах промбудівель під річкою Інгулець, міською забудовою, відвалами ГЗК і шахт, хвостосховищами, а також розташовується на глибинах 500-800 м, де їх видобуток утруднений унаслідок складних гірничо-геологічних умов.

Криворізькій серії належить Саксаганська свита, з якою пов'язані основні рудоносні товщі. Вона підрозділяється на п'ять підсвітів у такому порядку: перша сланцева - K2<sup>1</sup> ; перша залізиста - K2<sup>2</sup> ; друга залізиста - K2<sup>3</sup> ; друга сланцева - K2<sup>4</sup> і третя залізиста - K2<sup>5</sup> [3].

					<i>КНУ РМ 184 24 05.06</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>		<i>Федоріненко Д.</i>			<i>ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ ТА ЕКОНОМІЧНІ ХАРАКТЕРИСТИКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ</i>	<i>Літ.</i>	<i>Арк.</i>	<i>Акрушів</i>
<i>Перевір.</i>		<i>Кононенко В.В.</i>					<i>8</i>	<i>10</i>
<i>Реценз.</i>						<i>ГБ-23-1м</i>		
<i>Н. Контр.</i>								
<i>Затверд.</i>		<i>Андрєєв Б.М.</i>						

На п'яти родовищах їх видобувають підземним способом поряд із багатими рудами. Забезпеченість запасами залізистих кварцитів цих підприємств становить від 32 до 85 років. Значна частина запасів, розвіданих ще в 1955-1975 роках, міститься в охоронних ціликах промбудівель під річкою Інгулець, міською забудовою, відвалами ГЗК і шахт, хвостосховищами, а також розташовується на глибинах 500-800 м, де їх видобуток утруднений унаслідок складних гірничо-геологічних умов.

Таблиця 1.1

Показники балансових запасів залізородних родовищ України

Підприємство, родовище, тип залізистих кварцитів	Середній вміст заліза, %	Балансові запаси за категоріями, млн.т	
		A+B+C1	C2
<b>Південний гірничо-збагачувальний комбінат</b>			
<i>Скелеватське Магнетитове</i>	35,7	2573,0	11,7
-магнетитові	35,3	2235,1	-
-окислені	38,2	337,9	11,7
з них у цілику під проммайданчиком кар'єра №3 НКГЗК	35,6	534,3	-
<b>Ново-Криворізький гірничо-збагачувальний комбінат ("АрселорМіттал Кривий Ріг")</b>			
<i>Ново-Криворізьке (кар'єр №2-біс)</i>	32,5	1226,1	133,2
-магнетитові, у т.ч.		310,7	118,7
в охоронному цілику під р. Інгулець	36,0	2620,3	1037,5
<i>Валявкінське (ділянка кар'єру №3)</i>		2188,7	56,8
-магнетитові		1280,2	41,9
-окислені		908,5	14,9
<i>Резервні, розвідані</i>			
<i>Східно-Валявкінська ділянка</i>	37,0	1253,1	781,9
-магнетитові		478,1	144,7
-окислені		775,0	637,2
<i>Шимановське</i>			
-магнетитові	31,3	228,1	126,9

Криворізькій серії належить Саксаганська свита, з якою пов'язані основні рудоносні товщі. Вона підрозділяється на п'ять підсвітів у такому порядку: перша сланцева - K2<sup>1</sup> ; перша залізиста - K2<sup>2</sup> ; друга залізиста - K2<sup>3</sup> ; друга сланцева - K2<sup>4</sup> і третя залізиста - K2<sup>5</sup> [3].

Сировинною базою ВАТ "Південний гірничо-збагачувальний комбінат" (Південний ГЗК) є Скелеватське Магнетитове родовище залізистих кварцитів, що розташоване в південній частині басейну на замиканні Західно-Інгулецької синкліналі головної Криворізького синклінорю, занурюваного на північ під кутом 18-20°.

Основні запаси магнетитових кварцитів приурочені до четвертого залізистого горизонту, що має горизонтальну потужність 400-600 м на крилах складки і близько 1000 м у замковій її частині. Потужність окисленої зони непостійна і збільшується на східному крилі від 10 (на півдні) до 130 м (на півночі). На західному крилі зона окислення поширюється на глибину до 50 м і більше.

Межі кар'єра на поверхні визначаються контурами рудного тіла, що виходить під покривні породи, а також наявністю на півдні річки Інгулець, яка протікає в безпосередній близькості від кар'єра, і на півночі - положенням чинного кар'єра №3 НКГЗК - у складі гірничозбагачувального комплексу ВАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг" (АМКРГЗК). Кар'єр ПГЗК є унікальним. Площа кар'єра і геологічна будова родовища дали змогу проводити відпрацювання із застосуванням переважно залізничного транспорту. Наразі на нижніх горизонтах застосовується автомобільний транспорт.

Межа між Скелеватським Магнетитовим і Валявкінським родовищами проходить по одинадцятому розвідувальному профілю. Оскільки ці два родовища відпрацьовуються двома самостійними кар'єрами, між ними залишено цілик з транспортними комунікаціями. На балансі підприємства числиться 2222,5 млн.т руди, зокрема 1811,2 млн.т магнетитових і 238,2 млн.т - окислених кварцитів. З них 534,3 млн.т (у т.ч. 471,4 млн.т магнетитових кварцитів) знаходяться в охоронному цілику на північному кордоні під проммайданчиком. Основні проєктні параметри кар'єра ПГЗК: горизонтальна потужність рудних покладів - 150-400 м; кут падіння покладів - 40-70 градус; глибина кар'єра за проєктом - 615 м; довжина кар'єра в плані на поверхні - 3000 м; ширина кар'єра в плані на поверхні - 2550 м; довжина кар'єра в плані на дно - 300 м; ширина кар'єра в плані на дно - 150 м.

У всьому і лежачому боках рудних покладів виділяються кварцити зі зниженим вмістом заліза, що утворюють так звані перехідні пачки до вміщуючих кристалічних сланців. Середня потужність перехідних пачок першого залізистого горизонту 17 м (висячий бік) і 44 м (лежачий бік), другого залізистого горизонту - 5-6 м. З поверхні залізисті кварцити окислені. Потужність зони окислення від 1 до 45 м, середня 15 м, максимальна глибина поширення окислених залізистих кварцитів до позначки -15,0 м.

Породами, що вміщують, є кристалічні сланці першого, другого, третього і четвертого горизонтів; некондиційні кварцити перехідних пачок із вмістом заліза магнітного менш як 10% і жильні діабазы; покриваючими - глини, піски, вапняки неогену і суглинки четвертинного віку. У складі порід розкриву переважають кристалічні сланці третього і четвертого горизонтів, складені кварц-біотитовими, хлорито-біотитовими і кварц-хлорито-амфіболітовими

					РОЗДІЛ 1	Арк.
						10
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

сланцями з прошарками безрудних кварцитів.

## 1.2. Геологічна характеристика району саксаганського родовища

Рудоуправління імені Ф. е.. Дзержинського (укр. Рудоуправління імені Ф. Є. Дзержинського) — колишнє підприємство гірничодобувної галузі з видобутку та переробки залізняку на базі Криворізького залізорудного басейну.

Знаходилося у місті Кривий Ріг, Дніпропетровська область, УРСР, СРСР.

Історія. Найстаріша копальня Кривого Рогу. Початок видобутку покладено 1881 року з відкриттям Саксаганського рудника [1] Олександра Поля.

На копальні «Саксаганський», що у Дубовій Балці, за 1881 р. видобуто 555 тисяч пудів руди. Ціна за пуд 2 копійки. Руду купує «Новоросійське суспільство Юза». Основний і єдиний вид доставки - коні та воли. Відстань від Кривого Рогу до заводу Юза 400 верст.

- З повідомлення А. Н. Поля в Париж.

Видобуток вели відкритим способом — кар'єрами, першу шахту рудника закладено 1908 року.

У 1926 році, після смерті Фелікса Дзержинського, на прохання працівників копальні 'Дубова Балка, рудоуправління присвоєно його ім'я [2].

У радянські роки входить до складу тресту «Дзержинськруд», після його реорганізації — у виробниче об'єднання «Кривбасруд».

Від назви рудоуправління названо місцевість Дзержинка - місце проживання працівників рудника. У 1936 році новий район міста отримав назву - Дзержинського.

1929 року зав'язується дружба між гірниками рудника імені Ф. е.. Дзержинського та німецького Мансфельдського гірського округу. Було зроблено прапор і, на знак дружби, подаровано гірникам Мансфельда. Під час війни прапор був захований від нацистів сім'єю німецького антифашиста Отто Брозовського [3]. На знак 60-річчя дружби Кривого Рогу та Мансфельда в 1989 році на території рудоуправління ім. Ф. е.. Дзержинського було споруджено

					РОЗДІЛ 1	Арк.
						11
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

пам'ятник.

Характеристика. Рудоуправління розроблялося родовище багатих залізних руд, розташоване в південній частині Криворізького залізорудного басейну. З 1978 року починають залучатися до розробки та залістих кварцитів.

Багаті руди здебільшого гетит-гематит-мартитові (70%) із вмістом Fe 46—69% (балансові запаси на 1984 рік — 28,7 млн. тонн). Залісті кварцити здебільшого магнетитові, гематит-магнетитові та карбонат-магнетитові різновиди із середнім вмістом Fe 32,5 % (балансові запаси на 1984 рік у контурі шахтних полів — 516,5 млн тонн).

На базі копальні вироблялася агломераційна, доменна, мартенівська руда, залізорудний концентрат та інше.

Родовище копальні переважно розробляється підземним способом — 91%. Розкрито чотирима рудопідйомними, двома допоміжними та шістьма вентиляційними стволами на глибину 700—800 метрів. Розробка багатих руд велася за системою поверхового та підповерхового обвалення з відбійкою руди глибокими свердловинами; залістих кварцитів - за поверхнево-камерною системою із залишенням тимчасових ціликів та відбійкою руди глибокими свердловинами.

Дрібні рудні тіла поблизу поверхні та частина раніше втрачених руд відпрацьовуються кар'єром (глибина 150 метрів). Розтин кар'єру – виізною траншеєю з відвалами зовнішнього закладення. Система розробки – транспортна тупиковими заїздами. Відбійка руди проводиться буровибуховим способом з навантаженням екскаваторами циклічної дії та транспортуванням автосамоскидами. Багата залізна руда дробиться та сортується за класами, магнетитові кварцити збагачуються.

На 1986 річний видобуток сирої руди становив 5,5 млн тонн (у тому числі магнетитових кварцитів - 2 млн тонн).

Структура. До складу рудоуправління входило чотири рудопідйомні, дві допоміжні, шість вентиляційних шахт, кар'єр «Північний», збагачувальна фабрика, ремонтно-механічний цех та інші цехи.

					РОЗДІЛ 1	Арк.
						12
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Шахти:

- "Гігант";
- "Саксагань";
- "Перемога" ("Комунар");
- "Центральна";
- "Вентиляційна № 4" ("В-4");

Шахта «Саксагань» - залізорудна шахта у м. Кривий Ріг, Дніпропетровська область, Україна. Входила до складу рудоуправління ім. Держинського виробничого об'єднання «Кривбасруд». Закрита у 1997 році.

У травні 1881 року з ініціативи А. М. Поля створюється «Анонімне товариство Криворізьких залізняка». У серпні того ж року видає першу руду Копальня Саксаганський. За 1881 видобуто 555 тис. пудів руди, наступного року 150 робітників рудника видобули 1 мільйон пудів залізної руди. На Криворіжжі розпочалася «залізна лихоманка». В 1883 на руднику «Саксаганський» сотнею робітників було видобуто 1,5 мільйона пудів руди.

1991 року видобуток руди припинено у зв'язку з відпрацюванням її запасів. Надалі на шахті видобували граніти для виробництва будівельного щебеню.

1 серпня 1995 року шахта «Саксагань» виділена до самостійного державного підприємства.

1996 року, у зв'язку з відсутністю платоспроможних споживачів, роботу шахти зупинено, а 1997 року ухвалено рішення про ліквідацію шахти.

2004 року ДП «Кривбасреструктуризація» продало частину майна шахти «Саксагань» ВАТ «Центральний гірничо-збагачувальний комбінат». На сьогодні (2007) із чотирьох шахтних стволів два ліквідовані, а два належать ВАТ «ЦГЗК».

Сировинною базою ВАТ «Центральний гірничо-збагачувальний комбінат» (ЦГЗК) є родовища залізистих кварцитів Велика Глієвка, Петрівське та Артемівське Ділянка №6 у 1992 році відпрацьована кар'єром №2 до глибини 260 м і служить в даний час для складування порід в покрівлі. кар'єрі №1.

Родовище Велика Глієватка експлуатується кар'єром №1 (рис. 1.1).

					РОЗДІЛ 1	Арк.
						13
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



Рис. 1.1. Кар'єр Центрального гірничо-збагачувального комбінату (родовище Велика Глеєвка)

Розташоване у центральній частині Криворізького басейну в межах гірських відводів копалин ім. К.Лібкнехта, ім. Комінтерну та ім. Фрунзе, присвячене західному крилу антиклінальної частини Саксаганської синклінально-антиклінальної структури. У геологічному будові родовища беруть участь породи нижньої, верхньої та середньої Саксаганської початку метаморфічних порід.

Промисловий інтерес представляє середня оточення, складена першим, другим, четвертим і п'ятим залізистими обр'ями, розділеними другим, третім, четвертим і п'ятим обр'ями кварц-хлоритових і кварц-хлорит-слюдистих сланців.

На родовищі інтенсивно розвинені майданна та лінійна кори вивітрювання, в межах яких неокислені силікат-карбонат-магнетитові кварцити перетворені на

мартитові, лимоніт-мартитові та інші окислені різниці. Глибина поширення лінійної кори вивітрювання понад 700 м-коду. Комплекс метаморфічних порід перекритий третинними та четвертинними відкладеннями, представленими суглинками, глинами та пісками потужністю 25-35 м.

Як рудну сировину відпрацьовуються другий і четвертий залізисті горизонти. Перший та п'ятий залізисті горизонти за своїми технологічними показниками віднесені до порожніх пород. У висячому боці четвертого залізистого горизонту знаходяться породи п'ятого сланцевого горизонту, що вміщують, і в незначній кількості окислені залізисті кварцити. У лежачому боці залягають сланці третього та четвертого горизонтів. Напрямок відмінювання рудних тіл на південний захід з кутом падіння 55-70°.

Горизонтальна потужність рудних тіл другого горизонту від 15 до 140 м-коду, четвертого – від 60 до 240 м-коду. Щільність залізистих кварцитів відповідно дорівнює 3,38 та 3,34 т/м<sup>3</sup>. Коефіцієнт фортеці за шкалою проф. М.М. Протодіяконова 13. За даними інституту Кривбаспроект загальні балансові запаси залізистих кварцитів родовища становлять 1145,9 млн. тонн, у тому числі магнетитових – 662,1 та окислених – 483,8.

Основні проектні параметри кар'єру №1: горизонтальна потужність рудних покладів – 30–50 до 600 м; кут падіння покладів - 55-70 град; глибина кар'єру за проектом -500 м; довжина кар'єру в плані на поверхні – 4290 м; ширина кар'єру в плані на поверхні – 1630 м; довжина кар'єру у плані дном – 200 м; ширина кар'єру в плані дном – 70 м.

Петровське родовище залізистих кварцитів розташоване в Кіровоградській області за 1,5 км на південний схід від районного центру Петрово. Геологічними межами родовища є: півдні – замикання синклінальної складки, півночі – Петровський субширотний розлом. Довжина родовища простягається близько 4 км, ширина 0,38 км, площа 1,52 км<sup>2</sup>.

Родовище знаходиться за 30 км на північний захід від основного проммайданчика ЦГЗК і експлуатується кар'єром №3 з 1976 року. Нині глибина кар'єру 240 м (горизонт –120 м). Залізорна товща є асиметричною

					РОЗДІЛ 1	Арк.
						15
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



синклінальною складкою субмеридіонального простягання. Замикання крил складки у південній частині родовища відзначається на глибині 30-850 м від поверхні. Основні проектні параметри кар'єру: потужність пластів залізистих кварцитів у замиканні складки сягає 190-350 м, довжина – 400 м; шарнір складки занурюється північ під кутом 75-80°; горизонтальна потужність східного крила коливається від 100 до 220 м, довжина – 2200 м, західного – від 15 до 120 м, довжина – 1800 м. Внутрішня будова залізорудної товщі ускладнена численними дайками пегматиту потужністю від 2-3 до 40 м-коду.

На родовищі широко розвинені майданна та лінійна кори вивітрювання. Потужність майданної кори вивітрювання змінюється від 5-8 до 30-40 м. Нижня межа поширення кори вивітрювання сягає глибини 80-100 м-коду. Рудна товща представлена в основному магнетитовими та гематит-магнетитовими залізистими кварцитами. У підлеглий кількості відзначаються карбонат-магнетитові та силікат-магнетитові кварцити.

Артемівське родовище залізистих кварцитів знаходиться за 45 км на північний захід від промислового майданчика ЦГЗК і за 13-15 км на північ від райцентру Петрово на території Кіровоградської області. Площа родовища становить 3,5 км<sup>2</sup>, довжина – 2,5 км, глибина – 500-600 м. Рельєф земної поверхні представлений – степовою рівниною, порізаною ярами та

балками, що тяжіють до долини річки Зелена. Річкова мережа представлена річкою Зеленою, що протікає на схід від родовища і влітку, що пересихає, утворюючи ланцюжок ставків. Промисловий видобуток магнетитових кварцитів родовища ведеться кар'єром №4 з 1995 року. Нині глибина кар'єру досягла 150 м (горизонт –15 м).

Родовище розташоване у південній частині Правобережних магнітних аномалій України – у центральній частині Криворізько-Кременчуцької структурно-фаціальній зоні. У геологічному будові цієї зони беруть участь метаморфічні та інтрузивні утворення архейського та протерозойського віку, перекриті з поверхні осадовими відкладеннями. Безпосередньо у будові родовища беруть участь два комплекси порід: нижньопротерозойські

					<i>РОЗДІЛ 1</i>	Арк.
						16
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

метаморфічні та ультраметаморфічні гірські породи, що утворюють кристалічний фундамент; пухкі кайнозойські відкладення, що залягають субгоризонтально та повсюдно перекривають породи докембрійського віку.

Товща осадових порід представлена глинистими пісками, червоно-бурими глинами та суглинками. Загальна потужність цих відкладень змінюється від 9 до 54 м-коду і в середньому становить 30,4 м-коду.

### 1.3. Відробка містороджень комбінованим способом з використанням геотехнологічної системи «кар'єр-шахта»

Відпрацювання залізорудних родовищ України на сьогоднішній день здійснюється двома способами відкритим або підземним. м і більше), у зоні охоронних ціликів та в прикордонній близькості з житловими масивами робить її дорогою, а в ряді випадків не доцільною. У даній ситуації підземний спосіб може бути використаний як засіб для підвищення ефективності відкритих робіт, а також для забезпечення необхідної повноти вилучення запасів родовища при одночасному зниженні експлуатаційних витрат.

Аналіз досвіду роботи гірничорудних підприємств із відкритим способом розробки свідчить про наявність у світовій практиці сталої тенденції до доопрацювання ділянок родовищ у сприятливих з геотехнологічної точки зору умовах підземним способом. Так, наприклад, австралійське мідно-золоте родовище Озборн (Osborne), розташоване в Квінсленді, відпрацьовувалося до 1996 року. відкритим способом, рис. 1.2. З 1996 р. даної родовище відпрацьовується комбінованим відкрито-підземним методом [1].

					РОЗДІЛ 1	Арк.
						17
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

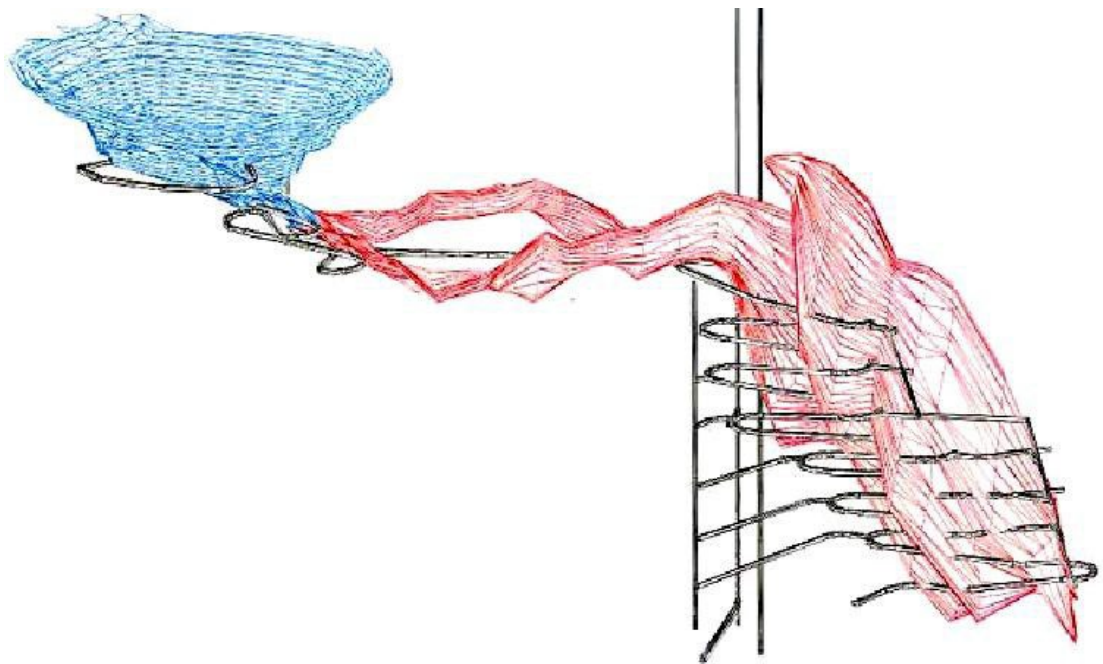


Рис. 1.2. Схема відпрацювання родовища Озборн

Розтин ділянки підземних робіт здійснюється через похилу штольню з порталом на гір. 80 м у борту кар'єру та вертикальними стовбурами. Очисна виїмка ведеться системою відкритих камер, витяг становить 90 % камерних запасів.

Комбінований відкрито-підземний спосіб відпрацювання привертає до себе пильну увагу багатьох вчених родовищ, особливо при застосуванні для доопрацювання запасів бідних руд. Професором В.А. Щелкановим було розроблено класифікація методів комбінованої розробки родовищ [2].

Зокрема, за безпосередньою участю авторів цієї статті було розроблено методи визначення безпечних параметрів бар'єрних ціликів між кар'єром та підземними виробками, запропоновано варіанти систем розробки запасів як під дном, так і в бортах кар'єру. , і навіть ряд технічних рішень [3-5].

Існують геотехнологічні системи «кар'єр-шахта» що дозволяють суттєво знизити обсяги розкривних робіт, розміщувати скельний розкрив у зонах обвалення ділянок підземних гірничих робіт або у відпрацьованих камерах, розташованих під дном кар'єру. Крім того, наявність ділянок підземних гірничих робіт (ПГР) безпосередньо в кар'єрі дозволяє ефективно використовувати для

					РОЗДІЛ 1	Арк.
						18
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

підземної розробки потужну кар'єрну техніку та транспортну мережу кар'єру. Проте, поєднання підземної копальні з кар'єром, зокрема визначення транспортної системи " кар'єр-шахта " до сьогодні чітко не позначено.

В Україні існує низка залізорудних родовищ, які успішно відпрацьовуються відкритим способом, до таких можна віднести Полтавський ГЗК (м. Комсомольськ), Інгулецький ГЗК, Центральний ГЗК та Північний ГЗК (м. Кривий Ріг). Однак, через низку технологічних технічних, а також економічних факторів, частина запасів, родовищ які відпрацьовують перераховані вище гірничо-збагачувальні комбінати тимчасово, законсервовані.

У перспективі планується відпрацювання даних запасів відкритим способом після виходу комбінатів на проектні річні продуктивності та отримання додаткових коштів для їх вкладення в безперспективні ділянки. Також розглядаються варіанти, на рівні науково-дослідних робіт, відпрацювання комбінованим відкрито-підземним способом даних запасів за єдиною геотехнологічною системою "кар'єр-шахта", рис. 1.3.

Одним із показників дозволяють знизити собівартість гірничих робіт на підземних та наблизити її до відкритих це вдосконалення систем розробки, а також застосування потужної імпоротної високопродуктивної техніки зарубіжних фірм, таких як "Atlas Copco" або "Sandvik Tamrock".

Для буріння віял глибоких свердловин діаметром 87-127 мм і глибиною до 51 м приймаються бурові машини Simba MUC, Simba H4450 або Colo 1520ЦР/Ф. Підсікання камери проводиться шляхом підривання на відрізну щілину вертикальних віял глибоких свердловин. Навантаження відбитої руди передбачається здійснювати двома способами: здвоєними віброживителями ВДПУ-4ТМ або ВВДР, навантажувально-доставковими машинами ST 14 або

					РОЗДІЛ 1	Арк.
						19
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

TORO 1250 з ємністю ковша 6,0 м<sup>3</sup> 50-тонні підземні автосамоскиди МТ 5010.

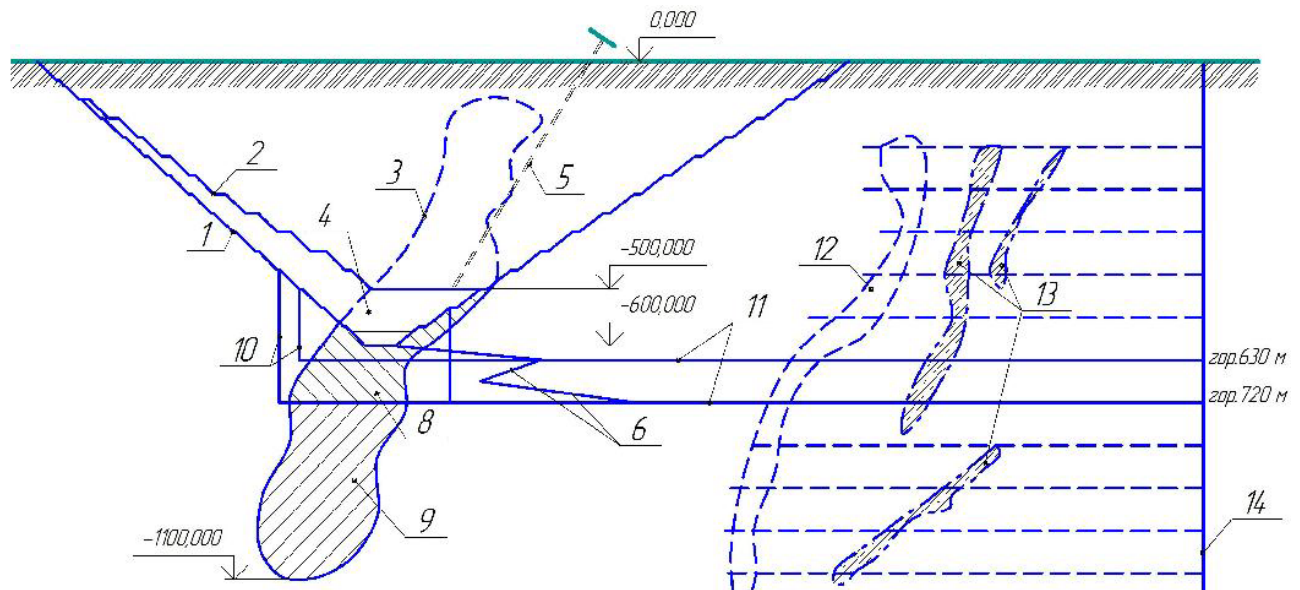


Рис. 1.3. Схема розтину запасів родовища комбінованим способом: 1,2 - контур кар'єру відповідно граничний та робочий; 3,12 - відпрацьовані запаси відповідно відкритим та підземним способами; 4, 8, 9 - запаси, що підлягають відпрацюванню відповідно відкритим, комбінованим та підземним способами; 5 - тракт ЦПТ; 6 - похилий спіральний з'їзд; 10 - вентиляційні вироблення; 11 - відкатний горизонт; 13 - поклади залізистих кварцитів

Комбінована відкрито-підземна технологія дозволить протягом тривалого часу не лише підтримувати виробничі потужності гірничодобувного підприємства, а також залучити до інтенсивної експлуатації ділянки родовищ, які вважалися раніше безперспективними.

В рамках зазначеної геотехнологічної системи слід вести з дотриманням принципів взаємно ув'язування основних технологічних операцій та гірничотранспортних потоків підземних та відкритих гірничих робіт, що дозволить підвищити інтенсивність відпрацювання родовища, підтримати її на стабільному рівні в міру поглиблення кар'єру, а також забезпечити поступовий перехід до розробки запасів за межами кордонів відкритих гірничих робіт. У зв'язку з цим, було вдосконалено класифікацію комбінованої розробки родовищ, запропоновану проф. В.А. Щелкановим, табл. 1.1.

										Розділ 1	Арк.
											20
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата							

Класифікація комбінованої розробки родовищ з урахуванням  
транспортної системи "кар'єр-шахта"

Схемарис. 2	Поєднання ОГР та ПРГ	Характеристика	
		технологічного взаємозв'язку	транспортної системи "кар'єр- шахта"
<i>a</i>	Без суміщення робіт	Гірські роботи безпосередньо не пов'язані	Відсутня
<i>б</i>	З повним або частковим поєднанням та одночасним веденням відкритих та підземних робіт	Гірські роботи безпосередньо не пов'язані	Відсутня
<i>в</i>	З повним поєднанням та одночасним веденням відкритих та підземних робіт	Гірські роботи взаємопов'язані окремими елементами технології	Реверсивна
<i>г</i>	З повним поєднанням та одночасним веденням відкритих та підземних робіт	Гірські роботи взаємопов'язані окремими елементами технології	Комбінована
<i>д</i>	З повним або частковим поєднанням і одночасним веденням відкритих і підземних них робіт	Гірські роботи взаємопов'язані окремими елементами технології	Пряма

Схеми комбінованого відкрито-підземного відпрацювання запасів ділянок ПРГ із підземним транспортним комплексом системи "кар'єр-шахта" представлені на рис. 1.4.

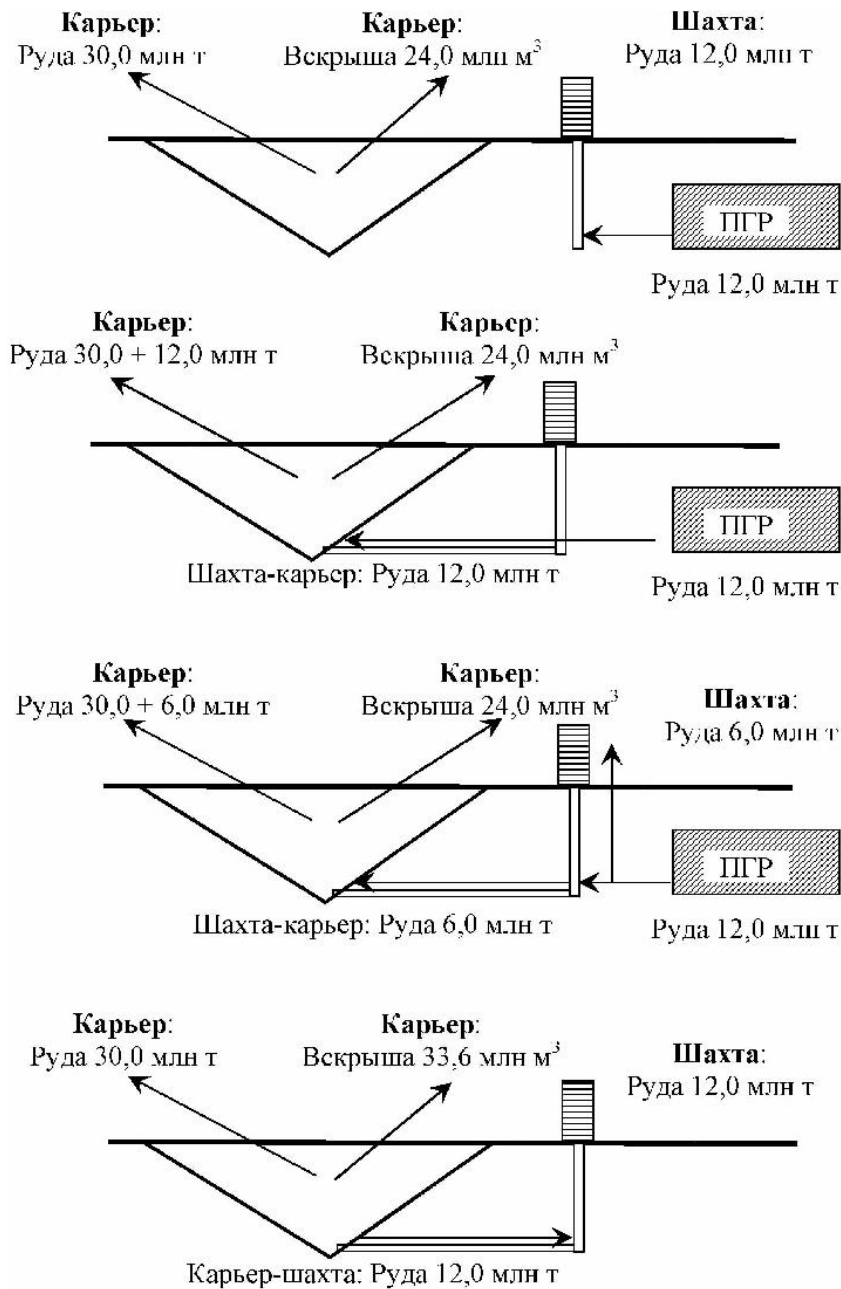


Рис. 1.4. Технологічні транспортні схеми при комбінованому відпрацюванні родовищ

Аналізуючи схеми, наведені на рис. 1.4 можна сказати, що до технологічного комплексу "кар'єр-шахта" включаються такі елементи підземної технології: на стадії відпрацювання запасів - використання високопродуктивних систем розробки з обваленням руди та налягаючих; на стадії доставки та навантаження руди - використання високопродуктивних та безпечних (за рахунок виключення операцій з ліквідації зависань) варіантів випуску з

					РОЗДІЛ 1	Арк.
						22
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

екскаваторним навантаженням руди безпосередньо в транспортні засоби (підземні автосамоскиди) або із застосуванням вантажно-доставочних машин у ланці технологічного ланцюжка випускний отвір - акумуліру. ; на стадії транспортування руди та видачі її на поверхню - використання концентраційних горизонтів з високопродуктивною електровозною відкаткою від навантажувальних пунктів під акумулюючими рудоспусками та вертикального підйому, або самохідної автотранспортної техніки з видачею руди по штольнях відкрито-підземного транспортного комплексу на перевантажувальні склади в кар'єрі.

При даних схемах, кар'єрний простір та ствол шахти поєднуються виробленнями підземного транспортного комплексу на концентраційному горизонті із залишенням охоронного цілика.

Згідно із запропонованою класифікацією, спрощується вибір транспортної системи "кар'єр-шахта" при відкрито-підземній розробці залізрудних родовищ. Формування геотехнологічних систем «кар'єр-шахта» призведе до можливості значно підвищити продуктивність підприємства за рахунок паралельного відпрацювання експлуатаційних площ.

					РОЗДІЛ 1	Арк.
						23
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



## РОЗДІЛ 2. ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ РУДНОЇ ШАХТИ

### 2.1. Оптимальна потужність рудної шахти

Економічно доцільну виробничу потужність рудної шахти визначають за мінімальними питомими приведеними витратами на видобуток 1 т руди

$$Z_{np} = E_n K_y + K_\delta + C_e = E_n K_y + C_\delta \rightarrow \min, \quad (2.1)$$

де  $K_y$  - питомі капітальні вкладення, грн, які дорівнюють:  
для шахт чорної металургії:

$$K_y = 37,1 \cdot A_i^{-0,272};$$

для шахт кольорової металургії:

$$K_y = 41,69 \cdot A_i^{-0,314},$$

де  $E_n$  - нормативний коефіцієнт ефективності капітальних витрат, який дорівнює 0,1;  $K_\delta$  - величина погашення капітальних витрат, грн/т;  $C_e$  - експлуатаційні витрати на видобування 1 т руди, грн.;  $C_\delta$  - повна собівартість здобичі 1 т руди з урахуванням погашення капітальних витрат, дорівнює  $C_\delta = K_\delta + C_e$ .

Орієнтовне значення економічно доцільної річної продуктивності від балансових запасів Абал

$$A'_o = 0,1 \cdot Z_{\text{абал}}^{0,77}, \text{ млн. т/рік.} \quad (2.2)$$

Визначаємо можливі межі зміни річної продуктивності

$$A_{\min} = 0,5 \cdot A'_o;$$

$$A_{\max} = 1,5 \cdot A'_o; \quad (2.3)$$

$$0,5 \cdot A'_o \leq A_i \leq 1,5 \cdot A'_o, \text{ млн. т/рік.}$$

У вказаних межах обирають 11 значень річної продуктивності (згідно умови 2.3), починаючи з  $A_1 = A_{\min}$  та інтервалом вимірювань млн. т

$$\Delta A = \frac{A_{\max} - A_{\min}}{N - 1} = \frac{A'_o}{10} = 0,1 \cdot A'_o, \text{ млн. т,} \quad (2.4)$$

де  $N$  - кількість варіантів, що розраховуються, тобто  $N = 11$ .

					КНУ РМ 184 24 05.06			
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата				
Розроб.		Федоріненко Д.			ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ РУДНОЇ ШАХТИ	Літ.	Арк.	Акрушів
Перевір.		Кононенко В.В.					19	19
Реценз.						ГБ-23-1м		
Н. Контр.								
Затверд.		Андрєєв Б.М.						

Чергове значення річної продуктивності

$$A_i = A_{i-1} + \Delta A, \text{ млн. т.} \quad (2.5)$$

Визначають загальну суму капітальних витрат

$$K_i = K_y \cdot A_i, \text{ млн. грн.} \quad (2.6)$$

Визначають величину погашення капітальних витрат на 1 т балансових запасів руди

$$K_{\delta} = \frac{K_i}{Z_{\text{бал}}}, \text{ грн./т.} \quad (2.7)$$

Визначають повну собівартість видобутку 1 т руди залежно від використовуваної системи розробки

$$C_{\delta} = \left( \left| 1 - \frac{A_0'}{A_i} \right|^{\frac{A_i}{A_0'}} + 1 \right) \cdot C_{\delta}', \text{ грн.,}$$

де  $C_{\delta}$  - орієнтовна собівартість видобутку 1 т руди даної системи розробки, застосовується за даними практики шахт, грн., (див. табл. 2.1).

На підставі отриманих розрахунків будують графік залежності  $Z_{np} = f(A_i)$ , за яким визначають економічно доцільну виробничу потужність рудної шахти  $A$ , яка відповідає мінімальним питомим приведеним витратам.

Визначимо орієнтовне значення економічно доцільної річної продуктивності

$$A_0' = 0,1 \cdot Z_{\text{бал}}^{0,77} = 0,1 \cdot 190,8^{0,77} = 5,7 \text{ млн. т/рік.}$$

Визначаємо можливі межі зміни річної продуктивності

$$A_{\text{min}} = 0,5 \cdot A_0' = 0,5 \cdot 5,7 = 2,85 \text{ млн. т/рік;}$$

$$A_{\text{max}} = 1,5 \cdot A_0' = 1,5 \cdot 5,7 = 8,55 \text{ млн. т/рік;}$$

$$2,9 \leq A_i \leq 8,6 \text{ млн. т/рік.}$$

У вказаних межах обирають 11 значень річної продуктивності (згідно умови 2.3), починаючи з  $A_1 = A_{\text{min}}$  та інтервалом вимірювань млн. т

$$\Delta A = \frac{A_{\text{max}} - A_{\text{min}}}{N - 1} = \frac{A_0'}{10} = 0,1 \cdot A_0' = 0,1 \cdot 5,7 = 0,57 \text{ млн. т.}$$

Визначаємо чергове значення річної продуктивності використавши формулу 2.5

									Розділ 2.	Арк.
										20
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата						

$$\begin{aligned}
A_1 &= A_{\min} = 2,85 \text{ млн. т;} \\
A_2 &= A_1 + \Delta A = 2,85 + 0,57 = 3,42 \text{ млн. т;} \\
A_3 &= A_2 + \Delta A = 3,42 + 0,57 = 3,99 \text{ млн. т;} \\
A_4 &= A_3 + \Delta A = 3,99 + 0,57 = 4,56 \text{ млн. т;} \\
A_5 &= A_4 + \Delta A = 4,56 + 0,57 = 5,13 \text{ млн. т;} \\
A_6 &= A_5 + \Delta A = 5,13 + 0,57 = 5,7 \text{ млн. т;} \\
A_7 &= A_6 + \Delta A = 5,7 + 0,57 = 6,27 \text{ млн. т;} \\
A_8 &= A_7 + \Delta A = 6,27 + 0,57 = 6,84 \text{ млн. т;} \\
A_9 &= A_8 + \Delta A = 6,84 + 0,57 = 7,41 \text{ млн. т;} \\
A_{10} &= A_9 + \Delta A = 7,41 + 0,57 = 7,98 \text{ млн. т;} \\
A_{11} &= A_{10} + \Delta A = 7,98 + 0,57 = 8,55 \text{ млн. т}
\end{aligned}$$

Визначаємо питомі капітальні вкладення для шахт чорної металургії

$$\begin{aligned}
K_y &= 37,1 \cdot A_1^{-0,272} = 37,1 \cdot 2,85^{-0,272} = 23,84 \text{ грн./т;} \\
K_y &= 37,1 \cdot A_2^{-0,272} = 37,1 \cdot 3,42^{-0,272} = 22,69 \text{ грн./т;} \\
K_y &= 37,1 \cdot A_3^{-0,272} = 37,1 \cdot 3,99^{-0,272} = 21,76 \text{ грн./т;} \\
K_y &= 37,1 \cdot A_4^{-0,272} = 37,1 \cdot 4,56^{-0,272} = 20,98 \text{ грн./т;} \\
K_y &= 37,1 \cdot A_5^{-0,272} = 37,1 \cdot 5,13^{-0,272} = 20,32 \text{ грн./т;} \\
K_y &= 37,1 \cdot A_6^{-0,272} = 37,1 \cdot 5,7^{-0,272} = 19,75 \text{ грн./т;} \\
K_y &= 37,1 \cdot A_7^{-0,272} = 37,1 \cdot 6,27^{-0,272} = 19,24 \text{ грн./т;} \\
K_y &= 37,1 \cdot A_8^{-0,272} = 37,1 \cdot 6,84^{-0,272} = 18,79 \text{ грн./т;} \\
K_y &= 37,1 \cdot A_9^{-0,272} = 37,1 \cdot 7,41^{-0,272} = 18,39 \text{ грн./т;} \\
K_y &= 37,1 \cdot A_{10}^{-0,272} = 37,1 \cdot 7,98^{-0,272} = 18,02 \text{ грн./т;} \\
K_y &= 37,1 \cdot A_{11}^{-0,272} = 37,1 \cdot 8,55^{-0,272} = 17,68 \text{ грн./т}
\end{aligned}$$

Визначаємо загальну суму капітальних витрат за формулою 2.6

$$\begin{aligned}
K_1 &= K_y \cdot A_1 = 23,84 \cdot 2,85 = 67,94 \text{ млн. грн.;} \\
K_2 &= K_y \cdot A_2 = 22,69 \cdot 3,42 = 77,60 \text{ млн. грн.;} \\
K_3 &= K_y \cdot A_3 = 21,76 \cdot 3,99 = 86,82 \text{ млн. грн.;} \\
K_4 &= K_y \cdot A_4 = 20,98 \cdot 4,56 = 95,67 \text{ млн. грн.;} \\
K_5 &= K_y \cdot A_5 = 20,32 \cdot 5,13 = 104,24 \text{ млн. грн.;}
\end{aligned}$$

					Розділ 2.	Арк.
						21
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$K_6 = K_y \cdot A_6 = 19,75 \cdot 5,7 = 112,58 \text{ млн. грн.};$$

$$K_7 = K_y \cdot A_7 = 19,24 \cdot 6,27 = 120,63 \text{ млн. грн.};$$

$$K_8 = K_y \cdot A_8 = 18,79 \cdot 6,84 = 128,52 \text{ млн. грн.};$$

$$K_9 = K_y \cdot A_9 = 18,39 \cdot 7,41 = 136,27 \text{ млн. грн.};$$

$$K_{10} = K_y \cdot A_{10} = 18,02 \cdot 7,98 = 143,80 \text{ млн. грн.};$$

$$K_{11} = K_y \cdot A_{11} = 17,68 \cdot 8,55 = 151,16 \text{ млн. грн.}$$

7. Визначаємо повну собівартість видобутку 1 т руди залежно від використовуваної системи розробки

$$C_{\partial 1} = \left( \left| 1 - \frac{A'_0}{A_1} \right| \frac{A_1}{A'_0} + 1 \right) \cdot C'_\partial = \left( \left| 1 - \frac{5,7}{2,85} \right| \frac{2,85}{5,7} + 1 \right) \cdot 150 = 300 \text{ грн.};$$

$$C_{\partial 2} = \left( \left| 1 - \frac{A'_0}{A_2} \right| \frac{A_2}{A'_0} + 1 \right) \cdot C'_\partial = \left( \left| 1 - \frac{5,7}{3,42} \right| \frac{3,42}{5,7} + 1 \right) \cdot 150 = 268 \text{ грн.};$$

$$C_{\partial 3} = \left( \left| 1 - \frac{A'_0}{A_3} \right| \frac{A_3}{A'_0} + 1 \right) \cdot C'_\partial = \left( \left| 1 - \frac{5,7}{3,99} \right| \frac{3,99}{5,7} + 1 \right) \cdot 150 = 233 \text{ грн.};$$

$$C_{\partial 4} = \left( \left| 1 - \frac{A'_0}{A_4} \right| \frac{A_4}{A'_0} + 1 \right) \cdot C'_\partial = \left( \left| 1 - \frac{5,7}{4,56} \right| \frac{4,56}{5,7} + 1 \right) \cdot 150 = 200 \text{ грн.};$$

$$C_{\partial 5} = \left( \left| 1 - \frac{A'_0}{A_5} \right| \frac{A_5}{A'_0} + 1 \right) \cdot C'_\partial = \left( \left| 1 - \frac{5,7}{5,13} \right| \frac{5,13}{5,7} + 1 \right) \cdot 150 = 171 \text{ грн.};$$

$$C_{\partial 6} = \left( \left| 1 - \frac{A'_0}{A_6} \right| \frac{A_6}{A'_0} + 1 \right) \cdot C'_\partial = \left( \left| 1 - \frac{5,7}{5,7} \right| \frac{5,7}{5,7} + 1 \right) \cdot 150 = 150 \text{ грн.};$$

$$C_{\partial 7} = \left( \left| 1 - \frac{A'_0}{A_7} \right| \frac{A_7}{A'_0} + 1 \right) \cdot C'_\partial = \left( \left| 1 - \frac{5,7}{6,27} \right| \frac{6,27}{5,7} + 1 \right) \cdot 150 = 161 \text{ грн.};$$

$$C_{\partial 8} = \left( \left| 1 - \frac{A_o'}{A_8} \right| \frac{A_8}{A_o'} + 1 \right) \cdot C_{\partial}' = \left( \left| 1 - \frac{5,7}{6,84} \right| \frac{6,84}{5,7} + 1 \right) \cdot 150 = 167 \text{ грн.};$$

$$C_{\partial 9} = \left( \left| 1 - \frac{A_o'}{A_9} \right| \frac{A_9}{A_o'} + 1 \right) \cdot C_{\partial}' = \left( \left| 1 - \frac{5,7}{7,41} \right| \frac{7,41}{5,7} + 1 \right) \cdot 150 = 172 \text{ грн.};$$

$$C_{\partial 10} = \left( \left| 1 - \frac{A_o'}{A_{10}} \right| \frac{A_{10}}{A_o'} + 1 \right) \cdot C_{\partial}' = \left( \left| 1 - \frac{5,7}{7,98} \right| \frac{7,98}{5,7} + 1 \right) \cdot 150 = 176 \text{ грн.};$$

$$C_{\partial 11} = \left( \left| 1 - \frac{A_o'}{A_{11}} \right| \frac{A_{11}}{A_o'} + 1 \right) \cdot C_{\partial}' = \left( \left| 1 - \frac{5,7}{8,55} \right| \frac{8,55}{5,7} + 1 \right) \cdot 150 = 179 \text{ грн.}$$

#### 8. Визначаємо питомі приведенні витрати

$$Z_{np1} = E_n K_y + C_{\partial 1} = 0,1 \cdot 23,84 + 300 = 302,4 \text{ грн.};$$

$$Z_{np2} = E_n K_y + C_{\partial 2} = 0,1 \cdot 22,69 + 268 = 270,3 \text{ грн.};$$

$$Z_{np3} = E_n K_y + C_{\partial 3} = 0,1 \cdot 21,76 + 233 = 235,2 \text{ грн.};$$

$$Z_{np4} = E_n K_y + C_{\partial 4} = 0,1 \cdot 20,98 + 200 = 202,1 \text{ грн.};$$

$$Z_{np5} = E_n K_y + C_{\partial 5} = 0,1 \cdot 20,32 + 171 = 173,0 \text{ грн.};$$

$$Z_{np6} = E_n K_y + C_{\partial 6} = 0,1 \cdot 19,75 + 150 = 152,0 \text{ грн.};$$

$$Z_{np7} = E_n K_y + C_{\partial 7} = 0,1 \cdot 19,24 + 161 = 162,9 \text{ грн.};$$

$$Z_{np8} = E_n K_y + C_{\partial 8} = 0,1 \cdot 18,79 + 167 = 168,9 \text{ грн.};$$

$$Z_{np9} = E_n K_y + C_{\partial 9} = 0,1 \cdot 18,39 + 172 = 173,8 \text{ грн.};$$

$$Z_{np10} = E_n K_y + C_{\partial 10} = 0,1 \cdot 18,02 + 176 = 177,8 \text{ грн.};$$

$$Z_{np11} = E_n K_y + C_{\partial 11} = 0,1 \cdot 17,68 + 179 = 180,8 \text{ грн.}$$

9. На підставі отриманих розрахунків будуємо графік залежності  $Z_{np}=f(A)$  (рис. 2.1) за яким визначаємо економічно доцільну виробничу потужність рудної шахти А, яка відповідає мінімальним питомим приведеним витратам.

					Розділ 2.	Арк.
						23
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



Рис. 2.1. Графік залежності питомих приведених витрат від виробничої потужності рудної шахти

Висновок з графіку, який наведено на рис. 2.1 видно, що оптимальна виробнича потужність рудної шахти буде 5,7 млн. т/рік.

## 2.2. Обґрунтування схеми розкриття

За вихідними гірничо-геологічними даними обирають методом відбору варіантів 2-3 ймовірних варіантів схем розкриття родовища, а потім техніко-економічним порівнянням обирають найкращий. Оптимальний варіант схеми розкриття родовища визначається за мінімальними питомими витратами

$$Z_{уд} = \frac{E_n \sum K_z}{A} + \frac{\sum E_z}{Z_{бал}} \rightarrow \min, \text{ грн.}, \quad (2.8)$$

де  $E_n$  - нормативний коефіцієнт ефективності капітальних вкладень, який дорівнює 0,12 - 0,15;  $\sum K_z$  - сумарні капітальні витрати на будівництво, грн.;  $\sum E_z$  - сумарні експлуатаційні витрати, грн.;  $A_{бал}$  - балансові запаси родовища, т

$$Z_{бал} = L_{прост} \cdot (H_{zn} - H_n) \cdot m_z \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (2.9)$$

де  $L_{прост}$  - довжина родовища за простяганням, м (див. табл. 2.1);  $H_{zn}$  - глибина покладу від поверхні, м (див. табл. 2.1);  $H_n$  - глибина наносів, м (див. табл. 2.1);  $m_z$  - горизонтальна потужність покладу, м (див. табл. 2.1);  $\gamma_p$  - щільність руди, т/м<sup>3</sup> (див. табл. 2.1);  $A$  - річна продуктивність шахти, т/рік

Обґрунтування схеми розкриття

$$A = 0,1 \cdot Z_{бал}^{0,77}, \text{ млн. т/рік}, \quad (2.10)$$

де  $Z_{бал}$  - балансові запаси родовища, млн. т.

Розрахунок капітальних витрат проводиться на підставі:

- проведення головних і допоміжних розкривних виробок (стволів, штолень, квершлагів, виробок пристовбурного двору, капітальних рудоспусків і підняткових);
- устаткування поверхні шахти (копри, естакади і т.д.);
- установки гірничого і електромеханічного устаткування.

Капітальні витрати на устаткування поверхні

$$K_{\text{пов}} = (6,6 + 1,8 \cdot A) \cdot K_{\text{уе}}, \text{ грн.}, \quad (2.11)$$

де  $K_{\text{уе}}$  - курс у.о. в грн.

Капітальні витрати на установаження гірничого і електромеханічного устаткування

$$K_{\text{обор}} = (1,3 + A) \cdot K_{\text{уе}}, \text{ грн.} \quad (2.12)$$

Капітальні витрати на проведення головних і допоміжних розкривних виробок

$$K_{\text{ес.в}} = K_{\text{ств}} + K_{\text{кв}} + K_{\text{о.д.}} \quad (2.13)$$

де  $K_{\text{ств}}$  - капітальні витрати на проведення ствола

$$K_{\text{ств}} = C_{\text{ств}} \cdot S_{\text{ств}} \cdot K_{\text{уе}} \frac{H + h_{\text{ств}}}{\sin \alpha_{\text{ств}}}, \text{ грн.}, \quad (2.14)$$

де  $C_{\text{ств}}$  - собівартість проведення ствола, у.о./м<sup>3</sup>, дорівнює вертикальний ствол - 650 у.о./м<sup>3</sup>, похилий стовбур - 400 у.о./м<sup>3</sup>;  $S_{\text{ств}}$  - площа поперечного перетину ствола в проходці, м<sup>2</sup>;  $H$  - глибина ведення гірничих робіт, м;  $h_{\text{ств}}$  - висота (глибина) нижча за останній горизонт, яка дорівнює 10 м;  $\alpha_{\text{ств}}$  - кут нахилу ствола від горизонту, град;  $K_{\text{кв}}$  - капітальні витрати на проведення квершлагів

$$K_{\text{кв}} = C_{\text{кв}} \cdot S_{\text{кв}} \cdot L_{\text{кв}} \cdot n \cdot K_{\text{уе}}, \text{ грн.}, \quad (2.15)$$

де  $C_{\text{кв}}$  - собівартість проходки квершлягу, дорівнює 300 у.о./м<sup>3</sup>;  $S_{\text{кв}}$  - площа поперечного перетину квершлягу в проходці, м<sup>2</sup>;  $L_{\text{кв}}$  - довжина квершлягу, м;  $n$  - число основних відкотних горизонтів;  $K_{\text{уе}}$  - капітальні витрати на проведення виробок пристоволового двору, які дорівнюють

$$K_{\text{о.д.}} = C_{\text{о.д.}} \cdot V_{\text{о.д.}} \cdot n \cdot K_{\text{уе}}, \text{ грн.}, \quad (2.16)$$

де  $C_{\text{о.д.}}$  - собівартість проведення виробок пристоволового двору, які дорівнюють 450 у.о./м<sup>3</sup>;  $V_{\text{о.д.}}$  - об'єм виробок пристоволового двору:

при застосуванні контактних електровозів (вертикальний ствол)

$$V_{\text{о.д.}} = 13,5 + (4,6 + 0,9 \cdot \omega_o) \cdot A, \text{ тис. м}^3. \quad (2.17)$$

при застосуванні акумуляторних електровозів

$$V_{\text{о.д.}} = 12,5 + (4,9 + 0,9 \cdot \omega_o) \cdot A, \text{ тис. м}^3. \quad (2.18)$$

при похилому стволі

					Розділ 2.	Арк.
						25
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$V_{o.d.} = 6\sqrt{A} + \frac{A}{200}, \text{ тис. м}^3, \quad (2.19)$$

де то - коефіцієнт насиченості води.

Розрахунок експлуатаційних витрат:

Витрати на ремонт (підтримання) стволів

$$E_c = q_c \cdot H_{ств} \cdot K_{ye}, \text{ грн./рік}, \quad (2.20)$$

де qc - витрати на ремонт і підтримання вертикального ствола, які дорівнюють 45 - 55 у.о./м-рік; Нств - глибина ствола, м.

Витрати на ремонт і підтримку квершлагів

$$E_{кв} = q_{кв} \cdot L_{кв} \cdot K_{ye}, \text{ грн./рік}, \quad (2.23)$$

де чкв - витрати на ремонт і підтримку квершлагів, які дорівнюють 30-35 у.о./м-рік; Ькв - сумарна довжина квершлагів, м.

Витрати на відкатку руди

$$E_o = q_o \cdot A \cdot L_{cp} \cdot K_{ye}, \text{ грн./рік}, \quad (2.24)$$

де qo, - витрати на відкатку гірничої маси по квершлагах, які дорівнюють 0,00008 у.о./м-т; Lcp - середня довжина відкатки, м.

Витрати на підйом руди

$$E_n = q_n \cdot A \cdot H_{cp} \cdot K_{ye}, \text{ грн./рік}, \quad (2.25)$$

де qn - витрати на підйом гірничої маси по вертикальному стоволу, які дорівнюють 0,0004 у.о./м-т, по похилому стволу - 1,1 у.о./м-т; Нсп - середня висота підйому, м.

Витрати на водовідлив по вертикальному стволу

$$E_{e.o.} = q_{e.o.} \cdot A \cdot w_o \cdot H_{ств} \cdot K_{ye}, \text{ грн./рік}, \quad (2.26)$$

де qe.o. - витрати на водовідлив по вертикальному стволу, які дорівнюють 0,0003 у.о./м-т; wo - приток води на 1 т гірничої маси, ч. од.

Витрати на провітрювання

$$E_{ве} = q_{ве} \cdot A \cdot (H_{cp} + L_{cp}) \cdot K_{ye}, \text{ грн./рік}, \quad (2.27)$$

де чве - витрати на вентиляцію по вертикальному стволу і квершлагу, які дорівнюють 0,0003 у.о./м-т.

Балансові запаси родовища за формулою 2.2

$$Z_{бал} = L_{прост} \cdot (H_{zn} - H_n) \cdot m_e \cdot \gamma_p = 800 \cdot 810 \cdot 80 \cdot 4 = 190,9 \text{ млн. т.}$$

Річна продуктивність шахти за формулою 2.3

$$A = 0,1 \cdot Z_{бал}^{0,77} = 0,1 \cdot 190,9^{0,77} = 5,7 \text{ млн. т/рік.}$$

Для розкриття родовища можуть бути використані наступні схеми (рис. 2.1):

										Розділ 2.	Арк.
											26
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата							



- схема розкриття за допомогою вертикального ствола, який розташовується в лежачому боці родовища;
- схема розкриття похилим (скіповим) стволом, який розташовується в лежачому боці родовища.

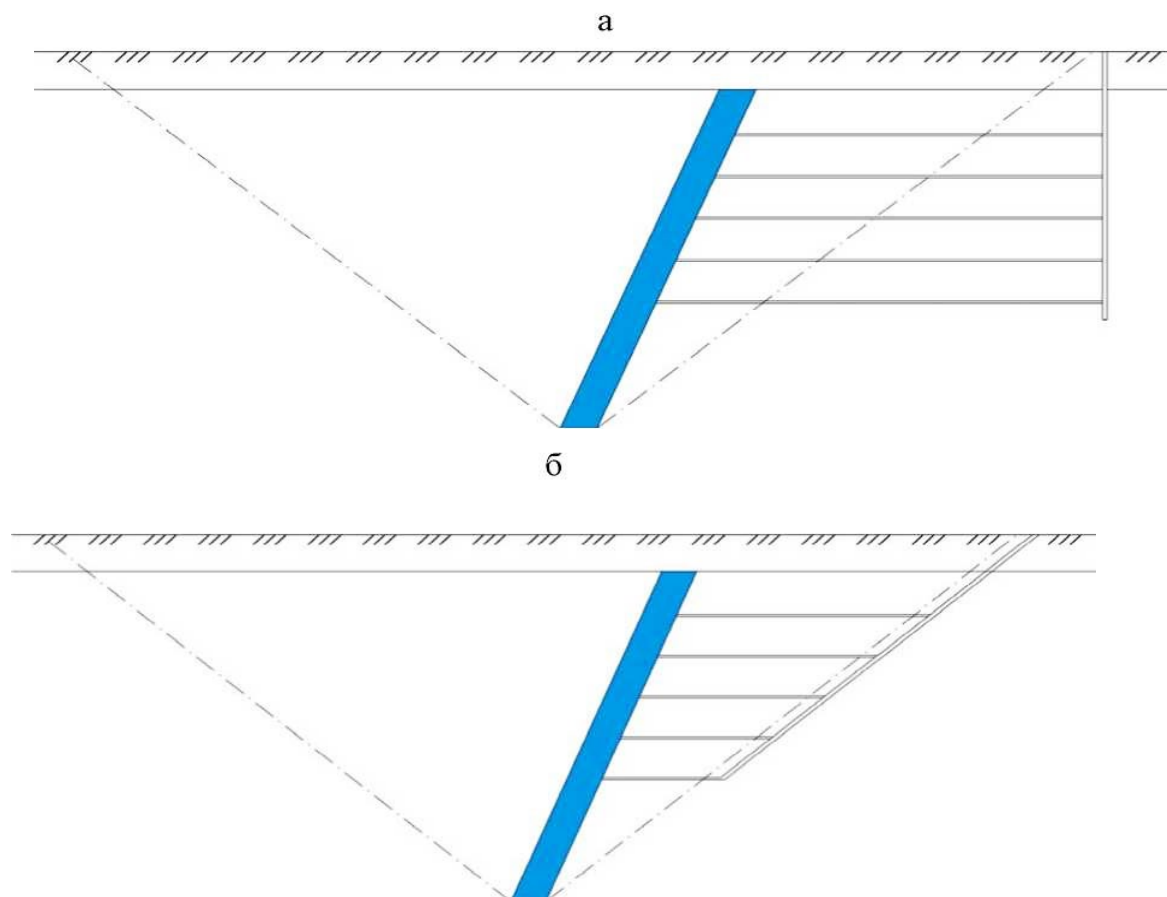


Рис. 2.1. Схеми розкриття родовища: а - схема розкриття вертикальним стволом; б - схема розкриття похилим (скіповим) стволом

1. Розрахунок капітальних і експлуатаційних витрат для схеми розкриття вертикальним стволом.

Капітальні витрати на устаткування поверхні

$$K_{нов} = (6.6 + 1.8 \cdot A) \cdot K_{ye} = (6.6 + 1.8 \cdot 5.7) \cdot 8 = 134880000 \text{ грн.}$$

Капітальні витрати на установку гірничого і електромеханічного устаткування

$$K_{обор} = (1.3 + A) \cdot K_{ye} = (1.3 + 5.7) \cdot 8 = 56000000 \text{ грн.}$$

Капітальні витрати на проведення вертикального ствола

$$K_{ств} = C_{ств} \cdot S_{ств} \cdot K_{ye} \frac{H + h_{ств}}{\sin \alpha_{ств}} = 650 \cdot 28.3 \cdot 8 \cdot \frac{630 + 10}{\sin 90^\circ} = 94182400 \text{ грн.}$$

										Розділ 2.	Арк.
											27
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата							

Капітальні витрати на проведення квершлагів

$$K_{кв} = C_{кв} \cdot S_{кв} \cdot L_{кв} \cdot n \cdot K_{ye} = 300 \cdot 15 \cdot 880 \cdot 5 \cdot 8 = 158400000 \text{ грн.}$$

Об'єм виробок пристовбурного двору при застосуванні контактних електровозів (вертикальний ствол)

$$V_{o.d.} = 13,5 + (4,6 + 0,9 \cdot \omega_o) \cdot A = 13,5 + (4,6 + 0,9 \cdot 0,001) \cdot 5,7 = 39725 \text{ м}^3.$$

Капітальні витрати на проведення виробок пристоволового двору

$$K_{o.d.} = C_{o.d.} \cdot V_{o.d.} \cdot n \cdot K_{ye} = 450 \cdot 39725 \cdot 5 \cdot 8 = 715050000 \text{ грн.}$$

Капітальні витрати на проведення головних і допоміжних розкривних виробок

$$K_{ес.в} = K_{ств} + K_{кв} + K_{o.d.} = 94182400 + 158400000 + 715050000 = 967632400 \text{ грн.}$$

Визначимо сумарні капітальні витрати на будівництво

$$\sum K_3 = K_{нов} + K_{обор} + K_{ес.в} = 134880000 + 56000000 + 967632400 = 11588512400 \text{ грн.}$$

Експлуатаційні витрати на ремонт (підтримку) стволів

$$E_c = q_c \cdot H_{ств} \cdot K_{ye} = 50 \cdot 640 \cdot 8 = 256000 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на ремонт і підтримку квершлагів

$$E_{кв} = q_{кв} \cdot L_{кв} \cdot K_{ye} = 30 \cdot 4400 \cdot 8 = 1056000 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на відкатку руди

$$E_o = q_o \cdot A \cdot L_{cp} \cdot K_{ye} = 0,00008 \cdot 5700000 \cdot 8400 \cdot 8 = 30643200 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на підйом руди

$$E_n = q_n \cdot A \cdot H_{cp} \cdot K_{ye} = 0,0004 \cdot 5700000 \cdot 630 \cdot 8 = 11491200 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на водовідлив по вертикальному стволу

$$E_{в.о.} = q_{в.о.} \cdot A \cdot w_o \cdot H_{ств} \cdot K_{ye} = 0,0003 \cdot 5700000 \cdot 0,11 \cdot 630 \cdot 8 = 948024 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на провітрювання

$$E_{ве} = q_{ве} \cdot A \cdot (H_{cp} + L_{cp}) \cdot K_{ye} = 0,0003 \cdot 5700000 \cdot (630 + 8400) \cdot 8 = 123530400 \text{ грн./рік.}$$

Сумарні експлуатаційні витрати

$$\sum E_3 = E_c + E_{кв} + E_o + E_n + E_{в.о.} + E_{ве} = 256000 + 1056000 + 30643200 + 11491200 + 948024 + 123530400 = 167924824 \text{ грн.}$$

Питомі витрати за варіантом №1 (схема розкриття вертикальним стволом)

$$z_{y\partial} = \frac{E_n \sum K_3}{A} + \frac{\sum E_3}{Z_{бал}} = \frac{0,15 \cdot 11588512400}{5700000} + \frac{167924824}{190771200} = 31,37 \text{ грн./т.}$$

2. Розрахунок капітальних і експлуатаційних витрат для схеми розкриття похилим стволом.

Капітальні витрати на устаткування поверхні

$$K_{нов} = (6,6 + 1,8 \cdot A) \cdot K_{ye} = (6,6 + 1,8 \cdot 5,7) \cdot 8 = 134880000 \text{ грн.}$$

									Розділ 2.	Арк.
										28
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата						





$$Z_{\text{бал.нов.}} = L_{\text{прост}} \cdot h_{\text{нов.}} \cdot m \cdot \gamma_p, \text{ Т}, \quad (2.31)$$

де  $h_{\text{нов.}}$  - висота поверху, м.

Тривалість відпрацювання запасів руди в поверхсі

$$T_{\text{нов.}} = \frac{Z_{\text{бал.нов.}} \cdot K_{\text{вид}}}{A \cdot (1 - R_p)}, \text{ РОКІВ}. \quad (2.32)$$

Витрати на проведення штрека

$$Z_{\text{пров}} = C_{\text{штпр}} \cdot S_{\text{штпр}} \cdot L_{\text{штпр}} \cdot K_{\text{yo}}, \text{ ГРН.}, \quad (2.33)$$

де  $C_{\text{штпр}}$  - собівартість проведення штрека, 250 - 300 у.о./м<sup>3</sup>;  $S_{\text{штпр}}$  - площа поперечного перетину штрека, однопутьового - 10 - 12 м<sup>2</sup>, двопутьового - 12–16 м<sup>2</sup>;  $L_{\text{штпр}}$  - довжина штрека, м.

Витрати на підтримку штреку за період відпрацювання поверху

$$Z_{\text{під}} = C_{\text{под.штпр}} \cdot L_{\text{штпр}} \cdot T_{\text{нов.}} \cdot K_{\text{yo}}, \text{ ГРН.}, \quad (2.34)$$

де  $C_{\text{подштпр}}$  - витрати на підтримку і ремонт штреку, які дорівнюють 200-220 у.о./м-рік.

Витрати на транспортування руди по штреку

$$Z_{\text{тр}} = C_{\text{тр}} \cdot L_{\text{штпр}} \cdot Z_{\text{бал.нов.}} \cdot K_{\text{yo}}, \text{ ГРН.}, \quad (2.35)$$

де  $C_{\text{тр}}$  - витрати на транспортування руди по штреку, які дорівнюють 0,00008 у.о./м-т.

Витрати на вентиляцію штреку

$$Z_{\text{вент}} = C_{\text{вент}} \cdot L_{\text{штпр}} \cdot Z_{\text{бал.нов.}} \cdot K_{\text{yo}}, \text{ ГРН.}, \quad (2.36)$$

де  $C_{\text{тр}}$  - витрати на вентиляцію штреку, які дорівнюють 0,0003 у.о./м-т.

Визначаємо відшкодування витрат від попутно видобутої руди при проведенні рудного штреку

$$Z_{\text{відш}} = 1,15 \cdot C_o \cdot S_{\text{штпр}} \cdot L_{\text{штпр}} \cdot \gamma_p \cdot K_{\text{yo}}, \text{ ГРН.}, \quad (2.37)$$

де 1,15 - коефіцієнт, що враховує 15% прибутку від продажу руди;  $C_o$  - собівартість 1 т руди, від попутного видобування, у.о.

Для підготовки рудного покладу можуть бути використані наступні схеми підготовки (рис. 2.1):

- схема підготовки за допомогою тупикових ортів і рудних штреків, проведених у лежачому боці родовища;
- схема підготовки за допомогою тупикових ортів і польових штреків, проведених у лежачому боці родовища.

Кількість блоків, що знаходиться в одночасному відпрацюванні

$$n_{\text{бл}} = \frac{1,3 \cdot A}{12 \cdot P_{\text{бл}}} = \frac{1,3 \cdot 5700000}{12 \cdot 100000} = 6 \text{ шт.}$$

Число блоків, що можуть розміститися в поверху

$$n_{\text{бл. max}} = \frac{L_{\text{прост}}}{L_{\text{бл}}} = \frac{900}{60} = 15 \text{ шт.}$$

Балансові запаси руди в поверхі

$$Z_{\text{бал. пов.}} = L_{\text{прост}} \cdot h_{\text{пов}} \cdot m \cdot \gamma_p = 900 \cdot 75 \cdot 30 \cdot 4 = 8100000 \text{ т.}$$

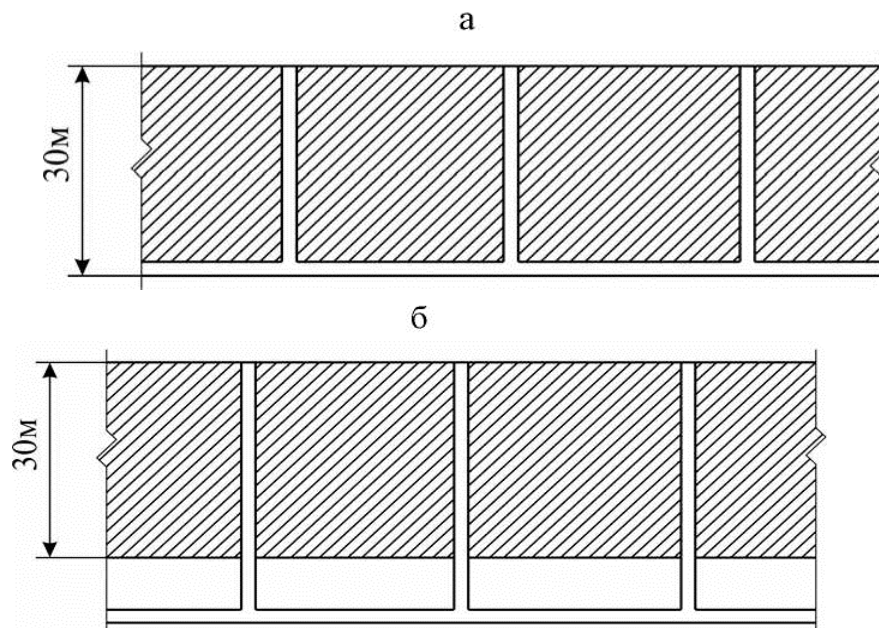


Рис. 2.2. Схеми підготовки рудного покладу: а - схема підготовки тупиковими ортами і рудним штреком лежачого боку; б - схема підготовки тупиковими ортами і польовим штреком лежачого боку

Тривалість відпрацювання запасів руди в поверхі

$$T_{\text{пов}} = \frac{Z_{\text{бал. пов.}} \cdot K_{\text{вид}}}{A \cdot K_p} = \frac{8100000 \cdot 0,95}{5700000 \cdot (1 - 0,088)} = 1,5 \text{ роки.}$$

1. Розрахунок питомих сумарних витрат для варіанта №1 схеми підготовки тупиковими ортами і рудним штреком лежачого боку

Витрати на проведення штрека

$$Z_{\text{пров}} = C_{\text{штр}} \cdot S_{\text{штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot K_{\text{yo}} = 280 \cdot 15 \cdot 900 \cdot 8 = 30240000 \text{ грн.}$$

					Розділ 2.	Арк.
						32
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Витрати на підтримку штреку за період відпрацювання поверху

$$Z_{\text{під}} = C_{\text{під.штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot T_{\text{нов}} \cdot K_{\text{yo}} = 200 \cdot 900 \cdot 1,5 \cdot 8 = 2160000 \text{ грн.}$$

Витрати на транспортування по штреку за період відпрацювання поверху

$$Z_{\text{тр}} = C_{\text{тр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot Z_{\text{бал.нов}} \cdot K_{\text{yo}} = 0,00008 \cdot 900 \cdot 8100000 \cdot 8 = 4665600 \text{ грн.}$$

Витрати на вентиляцію штрека

$$Z_{\text{вент}} = C_{\text{вент}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot Z_{\text{бал.нов}} \cdot K_{\text{yo}} = 0,0003 \cdot 900 \cdot 8100000 \cdot 8 = 17496000 \text{ грн.}$$

Розмір відшкодування витрат від попутно видобування при проведенні підготовчого штрека по руді

$$Z_{\text{відш}} = 1,15 \cdot C_o \cdot S_{\text{штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot \gamma_p \cdot K_{\text{yo}} = 1,15 \cdot 20 \cdot 15 \cdot 900 \cdot 4 \cdot 8 = 9936000 \text{ грн.}$$

Питомі сумарні витрати на 1 т видобутої руди для схеми підготовки за варіантом №1

$$C_{\text{пит.тиск}} = \frac{(30240000 + 2160000 + 4665600 + 17496000) - 9936000}{8100000 \cdot \frac{0,95}{(1 - 0,088)}} = 5,29 \text{ грн./т.}$$

За отриманими результатами розрахунку питомих сумарних витрат зробимо висновок, що для підготовки відкотного горизонту підходить схема підготовки тупиковими ортами і рудним штреком лежачого боку.

2. Розрахунок питомих сумарних витрат для варіанта №2 схеми підготовки тупиковими ортами і польовим штреком лежачого боку

Витрати на проведення штреку

$$Z_{\text{пров}} = C_{\text{штр}} \cdot S_{\text{штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot K_{\text{yo}} = 280 \cdot 15 \cdot 900 \cdot 8 = 30240000 \text{ грн.}$$

Витрати на підтримання штрека за період відпроцювання поверху

$$Z_{\text{під}} = C_{\text{під.штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot T_{\text{нов}} \cdot K_{\text{yo}} = 200 \cdot 900 \cdot 1,5 \cdot 8 = 2160000 \text{ грн.}$$

Витрати на транспортування по штреку за весь період відпроцювання поверху

$$Z_{\text{тр}} = C_{\text{тр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot Z_{\text{бал.нов}} \cdot K_{\text{yo}} = 0,00008 \cdot 900 \cdot 8100000 \cdot 8 = 4665600 \text{ грн.}$$

Витрати на вентиляцію штрека

$$Z_{\text{вент}} = C_{\text{вент}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot Z_{\text{бал.нов}} \cdot K_{\text{yo}} = 0,0003 \cdot 900 \cdot 8100000 \cdot 8 = 17496000 \text{ грн.}$$

Питомі сумарні витрати на 1 т видобутої руди для схеми підготовки за варіантом №2

$$C_{\text{пит.тиск}} = \frac{(30240000 + 2160000 + 4665600 + 17496000)}{8100000 \cdot \frac{0,95}{(1 - 0,088)}} = 6,47 \text{ грн./т}$$

										Розділ 2.	Арк.
											33
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата							

За отриманими результатами розрахунку питомих сумарних витрат зробимо висновок, що для підготовки відкотного горизонту підходить схема підготовки тупиковими ортами і рудним штреком лежачого боку.

#### 2.4. Розкриття та підготовка нового горизонту

Балансові запаси руди в поверсі

$$Z_{\text{бал.нов}} = L_{\text{прост}} \cdot m_z \cdot h_{\text{нов}} \cdot \gamma_p, \text{ МЛН. Т,} \quad (2.38)$$

де  $L_{\text{прост}}$  - довжина родовища за простяганням, м;  $m_z$  - горизонтальна потужність покладу, м;  $h_{\text{нов}}$  - висота поверху, дорівнює 60 - 120 м;  $\gamma_p$  - щільність руди, т/м<sup>3</sup>.

До моменту переходу очисних робіт на новий горизонт на ньому повинні бути завершені капітальні гірничі роботи та проведені підготовчі виробки. Час розкриття та підготовки нового горизонту без урахування втрат і збіднення руди складає

$$t_{\text{рн}} = \frac{Z_{\text{бал.нов}}}{A \cdot K_o}, \text{ років,} \quad (2.39)$$

де  $A$  - річна продуктивність шахти, млн. т/рік;  $K_o$  - коефіцієнт випередження підготовчих робіт у залежності від ступеня розвіданої, обводненої та складності геологічної будови масиву порід, який дорівнює 1,21,5.

З умови відпрацювання 50 - 60% запасів руди в поверсі очисні роботи на

$$t_{\text{оч}} = \frac{(0,5 \dots 0,6) \cdot Z_{\text{бал.нов}}}{A}, \text{ років.} \quad (2.40)$$

Для забезпечення ритмічної роботи шахти між часом розкриття та підготовки нового горизонту і часом відпрацювання запасів руди на вище лежачому поверсі необхідно дотримуватися співвідношення

$$t_{\text{від}} = K_o \cdot t_{\text{рн}}, \text{ років.} \quad (2.41)$$

Календарний план розкриття і підготовки горизонту складають у вигляді лінійного або сітьового графіків. У графі 1 перераховуються всі виробки та види робіт, необхідні для розкриття та підготовки горизонту при прийнятій схемі (проведення виробок пристволового двору, квершлагів, штреків, ортів і т.д.).

					Розділ 2.	Арк.
						34
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



Технічна швидкість проведення виробок буропідривним способом, армування стволів, прокладання трубопроводів і навішування кабелів слід приймати не нижче норм, наведених в табл. 2.2. За відомими довжини виробки та її швидкості проведення, розраховують час її спорудження. Послідовність проходки виробок встановлюють з урахуванням забезпечення заданого (необхідного) часу розкриття та підготовки горизонту та нормального розвитку гірничих робіт.

У більшості випадків поглиблення стволів шахт виконують з випередженням на один-два поверхи паралельно з підготовкою верхніх горизонтів. В цьому випадку час виконання зазначених робіт не включають в загальний час підготовки горизонту.

При плануванні важливо встановити черговість і перелік виробок і робіт, які виконуються послідовно, щоб визначити загальний час підготовки горизонту. Наприклад, проведення частини пристволового двору, квершлягу, відкотного штреку більшої довжини.

За встановленою черговістю та переліком виробок складають календарний графік послідовно виконуваних робіт. Час їх виконання буде дорівнювати або трохи менше  $t_{pn}$  і  $t_{eid}$  за умови 2.4. Тому календарний план допрацьовують, включаючи інші роботи, які можна виконувати паралельно. Якщо загальний час послідовного виконання виробок, які проходяться, виявиться більше припустимого часу підготовки горизонту, то необхідно шукати шляхи зменшення загального часу проходки (швидкісна проходка окремих виробок, двостороння підготовка горизонту тощо).

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

Таблиця 2.1

## Нормативна швидкість проведення виробок

Тип гірничих виробок і вид робіт	Швидкість виконання робіт, м/міс
Стволи: вертикальні; похилі; поглиблення вертикальних стволів	55 50 25
Пристволові двори і камери (на один вибій) і сполосучення виробок (на одне сполосучення)	400
Квершлаги та польові штреки	70
Горизонтальні виробки по корисній копалині (штреки, орти)	110
Похилі виробки, які проходять знизу вверху: по корисній копалині; польові	95 70
Похилі виробки, які проходять зверху вниз: по корисній копалині; польові	80 60
Капітальні рудоспуски та підняття	45
Армування стволів: установка розстрілів та навішування жорстких провідників; навішування канатних провідників (в одну нитку)	300 5000
Прокладання трубопроводів (в одну нитку)	2000
Навішування кабелів (в одну нитку)	7000

Розрахунок календарного плану розкриття та підготовки нового горизонту здійснюють згідно розрахункової схеми нового горизонту, наведеній на рис. 2.2, на якій нанесені необхідні розміри та довжина виробок. Згідно розрахункової схеми визначають довжину всіх необхідних виробок. Загальну довжину ортів крила покладу

$$L_{\text{заг.орт}} = L_{\text{орт}} \cdot \left( \frac{L_{\text{штр.}}}{a_{\text{орт}}} + 1 \right), \text{ м}, \quad (2.42)$$

де  $L_{\text{орт}}$  - довжина орта, м;  $L_{\text{штр.}}$  - довжина штрека, дорівнює довжині родовищу за простяганням, м;  $a_{\text{орт}}$  - відстань між центрами ортів, м.

Після чого розраховують і складають календарний план розкриття та підготовки нового горизонту.

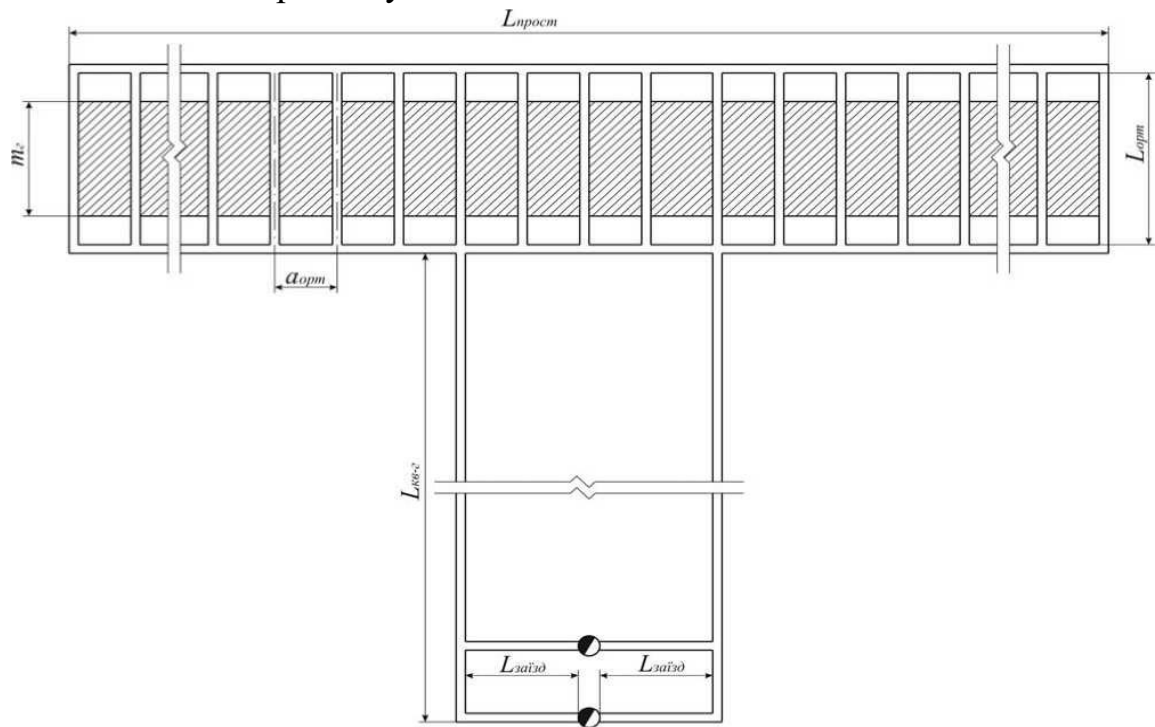


Рис. 2.3. Розрахункова схема для складання календарного плану розкриття та підготовки нового горизонту

Балансові запаси руди в поверхсі знаходимо за формулою 2.1

$$Z_{\text{бал.нов}} = L_{\text{прост}} \cdot m_{\text{г}} \cdot h_{\text{нов}} \cdot \gamma_{\text{р}} = 1000 \cdot 40 \cdot 100 \cdot 4,0 = 16 \text{ млн. т.}$$

Час розкриття та підготовки нового горизонту без урахування втрат і збіднення руди визначаємо за формулою 2.2

$$t_{\text{рн}} = \frac{Z_{\text{бал.нов}}}{A \cdot K_0} = \frac{16}{3,5 \cdot 1,3} = 3,5 \text{ роки.}$$

Визначимо через скільки років повинні розпочатися очисні роботи на новому горизонті за формулою 2.3

$$t_{\text{оч}} = \frac{(0,5 \dots 0,6) \cdot Z_{\text{бал.нов}}}{A} = \frac{0,6 \cdot 16}{3,5} = 2,7 \text{ року.}$$

Загальну довжину ортів крила покладу визначаємо за формулою 2.5

$$L_{\text{заг.орт}} = L_{\text{орт}} \cdot \left( \frac{L_{\text{штр.}}}{a_{\text{орт}}} + 1 \right) = 60 \cdot \left( \frac{1000}{20} + 1 \right) = 3060 \text{ м.}$$

За вихідними даними складаємо і розраховуємо календарний план розкриття та підготовки нового горизонту у вигляді таблиці, яка наведена на рис. 2.4.

										Розділ 2.	Арк.
											37
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата							

Найменування робіт	Площа поперечного перерізу, м <sup>2</sup>	Довжина, м		Об'єм, м <sup>3</sup>		Середня швидкість проходки, м/міс	Тривалість проходки, міс.	Квартали															
		По породі	По руді	По породі	По руді			2024				2025				2026				2027			
								1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
Проходка заїзду до головного стволу	15	100		1500		70	1,4	■															
Проходка заїзду до допоміжного стволу	15	100		1500		70	1,4		■														
Проходка квершлягу №1	15	800		12000		70	11,4	■	■	■	■												
Проходка квершлягу №2	15	800		12000		70	11,4		■	■	■	■											
Проходка штреку лежачого боку лівого крила	12	500		6000		70	7,1					■	■	■									
Проходка штреку лежачого боку правого крила	12	500		6000		70	7,1						■	■	■								
Проходка штреку висячого боку лівого крила	12	500		6000		70	7,1								■	■	■						
Проходка штреку висячого боку правого крила	12	500		6000		70	7,1												■	■	■		
Проходка ортів лівого крила	12		1530		18360	110	13,9								■	■	■	■					
Проходка ортів правого крила	12		1530		18360	110	13,9												■	■	■	■	

Рис. 2.4. Календарний план розкриття та підготовки нового горизонту

### РОЗДІЛ 3. ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ВСКРИВАЮЧОГО СТВОЛА

#### 3.1. Розрахунок та вибір перерізу ствола

В силу того, що флангові стволи виконують також побочну функцію допоміжних стволів (спуск – підйом людей, устаткування, матеріалів, видача певного обсягу породи), слід передбачати їх оснащення двухклітевим (одноклітевим) підйомом.

Спочатку визначається максимальна кількість робочих шахти, зайнятих в видобувній зміні:

$$M_{\max} = \frac{A_{\Gamma}}{N \cdot n_{\text{см}} \cdot P} = \frac{2100000}{300 \cdot 3 \cdot 7} = 333 \text{люд.}$$

де  $n_{\text{см}}$  – кількість змін по добичі корисних копалин,  $n_{\text{см}} = 3$ ;

$P$  - продуктивність 1-го підземного робочого,  $P=2 - 10$  т/зміну.

Спуск-підйом робочої зміни повинен бути проведений за нормативний час 30 - 40 хвилин. Кількість підйомів, яке може виконати підйомна машина за цей час, становить

$$n_{\text{под}} = \frac{60(30 \div 40)}{t_1 + \vartheta} = \frac{60 \cdot 30}{144 + 30} = 10 \text{підйомів.}$$

где  $t_1 + \vartheta = T$  - час циклу підйому кліті з людьми, с;

$t_1$  – час руху кліті, с;

					<i>КНУ РМ 184 24 05.06</i>			
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата				
Розроб.		Федоріненко Д.			ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ВСКРИВАЮЧОГО СТВОЛА	Літ.	Арк.	Акрушів
Перевір.		Кононенко В.В.					39	23
Реценз.					ГБ-23-1м			
Н. Контр.								
Затверд.		Андрєєв Б.М.						

$$t_1 = \frac{H \cdot k}{V_{\max}} = \frac{920 \cdot 1,25}{8} = 144 \text{с}$$

$k$  - коефіцієнт нерівномірності швидкості підйому,  $k = 1,25 - 1,5$ ;

$V_{\max}$  - максимальна швидкість руху кліті. Визначається характеристикою прийнятої підйомної машини, але не повинна перевищувати встановленої по ПБ - 12 м / с;

$\vartheta$  - тривалість посадки в кліть. Залежно від передбачуваної кількості робочих приймається: 30 с для 25 осіб.

Кількість робочих, що піднімаються (опускаються) однієї кліттю:

$$m = \frac{M_{\max}}{n_{\text{под}}} = \frac{333}{10} = 33 \text{люод.}$$

Відповідно до ПБ на 1 м<sup>2</sup> корисної площі кліті повинна розміщуватись 5 робочих. Тому проектна площа однієї кліті (при двухклетевом підйомі) складе:

$$F = 0,2 \cdot m = 0,2 \cdot 33 = 6,6 \text{м}^2$$

За отриманою площі підлоги кліті  $F$  приймається стандартна кліть з певними габаритними розмірами [3, 4].

Визначення площі поперечного перерізу клітьового стовбура (графічним способом) і його перевірка по максимальній швидкості повітряного струменя аналогічні скіпового стовбура. Для Скіп-клітьових стовбурів виконувати розрахунки як для скіпових, так і для клітьових, а підбір перерізу виробляти за габаритами двох вугільних скипів і кліті з противагою.

Площа поперечного перерізу ствола визначається за формулою:

$$S_{\text{св}} = \frac{\pi \cdot D_{\text{св}}^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 5^2}{4} = 20 \text{м}^2$$

Певне таким чином поперечний переріз стовбура перевіряється за умовою провітрювання [1, Пр.4, табл.3]. При цьому розрахункова (фактична) швидкість руху повітря по стовбуру не повинна перевищувати максимально допустиму по ПБ, рівну - 8 м / с для стовбурів, на яких виробляється спуск-підйом людей і вантажів (Клітьові, вентиляційні та подає повітря) .

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						40
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таким чином

$$V_{\text{розрах}} = \frac{A_{\text{сут}} \cdot q_{\text{CH}_4} \cdot k'}{864(d - d_0) \cdot S_{\text{св}} \cdot \mu} \leq V_{\text{max}}, \text{м/с}$$

$$V_{\text{розрах}} = \frac{700 \times 14 \times 1,5}{864(0,75-0) \times 20 \times 0,75} = 15 \text{м/с}$$

де  $A_{\text{сут}}$  добовий видобуток вугілля в шахті,  $A_{\text{сут}} = A_{\text{г}} / N = 1750000 / 300 = 5833 \text{т}$

$q_{\text{CH}_4}$  - метановиділення по шахті,  $\text{м}^3 / \text{т сут. д.}$ ;

$k'$  - коефіцієнт, що враховує втрати повітря в шахті,  $k' = 1,5$ ;

$d$  - допустима концентрація метану у вихідному струмені,  $d = 0,75\%$ ;

$d_0$  - допустима концентрація метану в струмені,  $d_0 = 0 - 0,5\%$ ;

$\mu$  - коефіцієнт зменшення корисної площі перетину стовбура за рахунок армування,  $\mu = 0,75 - 0,85$ .

Так як  $V_{\text{расч}} > V_{\text{max}}$ , я визначаю  $S_{\text{св}}$  по формулі:

$$S_{\text{св}} = \frac{A_{\text{сут}} \cdot q_{\text{CH}_4} \cdot k'}{864(d - d_0) \cdot v_{\text{max}} \cdot \mu} = \frac{7000 \cdot 1614 \cdot 1,5}{864 \cdot 0,75 \cdot 8 \cdot 0,75} = 37,8 \text{м}^2$$

а отримане значення округляється до найближчого типизированного.

### 3.2. Обґрунтування матеріалу і розрахунок постійного кріплення ствола.

Для кріплення стовбурів в звичайних гірничо-геологічних умовах застосовують в основному монолітну бетонну кріплення, яка характеризується великим терміном служби, низьким аеродинамічним опором, хорошою технологічністю зведення і відносно низькою вартістю.

Розрахунок бетонного кріплення вертикальних стволів круглої форми поперечного перерізу зводиться до визначення критичної глибини, починаючи з якої породи переходять в нестійкий стан, і товщини кріплення в районі цих нестійких порід.

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						41
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

За глибиною стовбура допускається приймати кріплення різної товщини. У міцних і стійких породах на глибині менше критичної  $H_{кр}$  товщина кріплення не розраховується, а приймається рівною мінімальної (з бетону проектної марки не нижче М150). Відповідно до конструктивними міркуваннями на протяжних ділянках стовбура мінімальна товщина кріплення з бетону приймається:

- при пологому й похилому заляганні гірничих порід
  - на глибині до 500 м .....200 мм
  - на глибині більше 500 м .....250 мм
- при крутому заляганні гірських порід
  - на глибині до 500 м .....250 мм
  - на глибині більше 500 м.....300 мм

Критична глибина, починаючи з якої породи переходять в нестійкий стан:

$$H_{кр} = \frac{k_{стр} \cdot \sigma_{сж}}{k_1 \cdot \gamma} = \frac{1 \cdot 12000}{6 \cdot 2,8} = 714 \text{ м}$$

де  $k_{стр}$  - коефіцієнт структурного ослаблення порід, який дорівнює для однорідних порід  $k_{стр} = 1,0$ ;

$\sigma_{сж}$  - межа міцності порід на одновісний, т/м<sup>2</sup>;

$k_1$  - коефіцієнт концентрації напружень на контурі стовбура, що залежить від форми поперечного перерізу і способу споруди стовбура. У разі круглої форми стовбура: - БПР при звичайному способі  $k_1 = 6,0$ ;

$\gamma$  - об'ємна вага породи, т/м<sup>3</sup>.

Товщина монолітної бетонної кріпелі протяжних ділянок стовбурів на глибині більше критичної (в нестійких породах) визначається за формулою Ляме:

$$d_{кр} = m_k \cdot R_{св} \left( \sqrt{\frac{m_6 \cdot R_{и}}{m_6 \cdot R_{и} - 2P_{max}} - 1} \right) =$$

$$= 1,5 \cdot 3,5 \left( \sqrt{\frac{0,9 \cdot 77}{0,9 \cdot 77 - 2 \cdot 0,228} - 1} \right) = 0,4 \text{ м}$$

де  $m_k$  - коефіцієнт умов роботи кріплення, що дорівнює 1,5 для послідовної

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						42
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



та паралельної технологічних схем проходки і 1,25 - для суміщеної;

$R_{св}$  - радіус ствола в світлі, м;

$m_б$  - коефіцієнт умов роботи бетону. Відповідно до СНиП  $m_б = 0,7 - 0,9$ ;

$R_{и}$  - розрахунковий опір бетону на стиск при згині.

$P_{max}$  - розрахункова максимальне навантаження на кріплення ствола, т / м<sup>2</sup>.

Для визначення останньої величини спочатку по табл.2.1 підбирається відповідна технологічною схемою і куту падіння порід середня нормативна навантаження  $P_{н}$ , т/м<sup>2</sup>

Середнє значення навантаження на кріплення, вибране з табл.1.1, відповідає стовбура з діаметром  $d_{св} = 6$  м. Якщо діаметр відмінний від 6 м, то за методикою Слухаючи проводиться перерахунок навантаження:

$$P = [1 + 0,1(R_{св} - 3)] P_{н} = [1 + 0,1(3,5 - 3)] 0,09 = 0,095 \text{ МПа}$$

Максимальне навантаження на кріплення ствола (з урахуванням нерівномірного розподілу середнього навантаження) складе:

$$P_{max} = P(1 + 3v) = 0,095(1 + 3 \cdot 0,7) = 0,266 \text{ МПа}$$

де  $v$  - коефіцієнт нерівномірності навантажень по контуру кріплення стовбура.

Приймається по табл.3.2.

Таблица 3.1.

Нормативні середні навантаження на кріплення ствола

Глибина ствола, м	Нормативна середнє навантаження,			
	При послідовної і паралельної технол. схемах проходки		При поєднаної технологічною схемою проходки	
	Кут падіння породи, град			
	До 30	Більше 30	До 30	Більше 30
До 400	5	6	7	9
401-700	7	9	11	13
701-900	9	11	13	19
Більше 900	12	14	17	23

Коефіцієнти нерівномірності розподілу навантажень

Кут падіння порід, $\alpha$ , град	коефіцієнт нерівномірності $\nu$	
	При послідовної і паралельної технологічних схемах проходки ствол	При поєднаної технологічною схемою проходки ствола
$0 < \alpha \leq 10$	0,4	0,3
$10 < \alpha \leq 30$	0,6	0,4
$\alpha > 30$	0,7	0,5

У разі, якщо за розрахунком товщина кріплення буде більше зазначених раніше мінімальних величин, то приймається розрахункова товщина кріплення.

Якщо товщина монолітної бетонної кріплення з розрахунку виявляється більше 500 мм, слід передбачати її зменшення за рахунок застосування більш міцних матеріалів (бетон більш високої марки або залізобетон).

На підставі відомих діаметра ствола  $d_{св}$  і товщини кріплення  $d_{кр}$  визначається діаметр і площа поперечного перерізу стовбура начорно  $D_{вч}$  і  $S_{вч}$ , а також площа поперечного перерізу стовбура в проходці  $S_{пр}$ . причому:

$$S_{пр} = (1,03 - 1,05)S_{вч} = 1,03 \cdot 50,2 = 51,8 \text{ м}^2$$

## 3.3. Визначення параметрів буровибухових робіт при проходці ствола.

У цьому розділі визначаються параметри буровибухових робіт: тип ВВ і засобів підривання, глибина і кількість шпурів, К.І.Ш., довжина заходки, діаметри шпурів і патронів ВР, маса заряду одного шпуру, витрата ВВ на 1 м<sup>3</sup> породи в масиві і на заходку, тип і кількість бурового обладнання.

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						44
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

За розрахованими параметрами складається паспорт буропідричних робіт, що включає в себе: схему розташування шпурів, дані про шпурах і зарядах, показники паспорта БВР, схему підривання і розташування постів. У розділі також слід описати виробництво буровибухових робіт.

При розрахунку параметрів, складанні паспорта і описі виробництва буровибухових робіт слід керуватися вимогами [1,2] і рекомендаціями [4,9]. Найкращі результати при проходці вертикальних стволів дає використання для БПР амоналу скельного № 1 пресованого в патронах діаметром 45 мм. Однак, з огляду на безліч причин, це ВВ в останні роки не проводиться, а для проходки стовбурів застосовується амоніт №6ЖВ в патронах діаметром  $d_p = 36$  мм, довжиною  $l_p = 0,3$  м, вагою  $q_p = 0,3$  кг і щільністю  $= 1200$  кг / м<sup>3</sup>.

Величина питомої витрати ВР визначається за формулою:

$$q = q_1 \cdot f_1 \cdot v \cdot l = 1,2 \cdot 1,4 \cdot 1,27 \cdot 1 = 2,1 \text{ кг / м}^3$$

де  $q_1$  - питома витрата ВР, залежить від міцності породи. Для розрахунків можна приймати  $q_1 = f/10$ ;

$f_1$  - коефіцієнт структури породи, що дорівнює:

- для вузьких, пружних, пористих порід  $f_1 = 2,0$ ;
  - для порід з неправильним заляганням і дрібною тріщиноватістю  $= 1,4$ ;
- $v$  - коефіцієнт затиску породи. При одній оголеною поверхні, що характерно

для прохідних стовбурів, визначається за формулою П. Я. Таранова:

$$v = \frac{3l_{\text{шп}}}{\sqrt{S_{\text{вч}}}} = \frac{3 \cdot 3}{\sqrt{50,2}} = 1,27$$

Де  $l_{\text{шп}}$  - глибина шпуру, м. Приймається за влучним висловом бурильного обладнання та передбачуваної величиною заходки;

$l$  - коефіцієнт, що враховує працездатність ВВ. Визначається за формулою:

$$l = \frac{380}{P} = \frac{380}{380} = 1$$

де 380 - працездатність еталонного ВВ, см<sup>3</sup>;

$P$  - працездатність застосовуваного ВР, см<sup>3</sup>.

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						45
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Кількість шпурів визначається за формулою:

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S_{вч} \cdot \eta}{a \cdot \Delta \cdot d_{п}^2} = \frac{1,27 \cdot 2,1 \cdot 50,2 \cdot 0,85}{0,5 \cdot 1200 \cdot 0,042^2} = 107 \text{ шт.}$$

де - коефіцієнт використання шпурів (КВШ);  $\eta = 0,85 - 0,95$ ;

а - коефіцієнт заповнення шпурів,  $a = 0,35 - 0,6$ ;

$\Delta$  - щільність патронування ВР, кг / м<sup>3</sup>;

дп - діаметр патронів ВР, м.

Для побудови схеми розташування шпурів визначається площа забою, яка припадає на один шпур:

$$S' = \frac{S_{вч}}{N} = \frac{50,2}{107} = 0,469 \text{ м}^2$$

Діаметр кола з площею  $S'$  буде усередненим відстанню між гірлами шпурів, тобто:

$$d = \sqrt{\frac{4S'}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,469}{3,14}} = 0,773 \text{ м}$$

Для мого розрахунку підходить чотири кола розташування шпурів

По внутрішньому колу (меншого діаметра) розташовуються врубові шпури, по зовнішньої - контурних, між ними - допоміжні (відбійні).

Вид вруба приймається в залежності від глибини шпурів, структури, фортеці та кута падіння порід [8]. У стовбурах розрізняють циліндричні, конічні, подвійні конічні і клинові вруби. Врубів шпури, як правило, на 10 -15% глибше середньої розрахункової глибини.

Співвідношення між числом кіл і їх діаметрами наступне:

$$D_1 = 8 - 2 \times 0,15 = 7,7 \text{ м}$$

$$D_2 = 8 - 2 \times 0,8 = 6,4 \text{ м}$$

$$D_3 = 8 - 2 \times 2,75 = 2,5 \text{ м}$$

$$D_4 = 8 - 2 \times 3,425 = 1,15 \text{ м}$$

Слід враховувати, що при поєднаній схемою проходки і використанні бурильної установки типу БУКС відстань між гирлом контурних шпурів і породної стінкою ствола не може бути менше 300 мм.

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						46
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Число шпурів в кожного кола визначається за формулою:

$$N_1 = 24,2 / 0,5 = 48 \text{ шт}$$

$$N_2 = 20,096 / 0,5 = 40 \text{ шт}$$

$$N_3 = 7,85 / 0,6 = 13 \text{ шт}$$

$$N_4 = 3,611 / 0,6 = 6 \text{ шт}$$

після чого уточнюється загальна кількість шпурів.

Обсяг обраних породи (в масиві) визначається за формулою:

$$V_{\text{ЗАХ}} = S_{\text{вч}} \cdot l_{\text{шп}} = 50,2 \cdot 3 = 150,7 \text{ м}^3$$

Кількість ВВ на заходку визначається по питомій витраті:

$$Q_{\text{ЗАХ}} = q \cdot V_{\text{ЗАХ}} = 2,1 \cdot 150,7 = 316,5 \text{ кг}$$

Середня кількість ВВ на один шпур дорівнюватиме:

$$Q_{\text{шп}}^{\text{ср}} = \frac{Q_{\text{ЗАХ}}}{N} = \frac{316,5}{107} = 2,95 \text{ кг}$$

Врубіві шпури заряджаються зарядами на 10-15% більше середнього значення. Остаточну масу зарядів всіх шпурів уточнюють з урахуванням розміщення в кожному шпурі цілого числа патронів.

$$Q_{\text{вр}} = 2,95 + 0,295 = 3,25 \text{ кг}$$

Остаточний (фактичний) витрата ВВ на заходку дорівнює:

$$Q_{\text{ЗАХ}}^{\text{ФАКТ}} = 6 \cdot 3,25 + 53 \cdot 2,95 + 48 \cdot 2,95 = 317,45 \text{ кг}$$

де  $N_{\text{вр}}$ ,  $N_{\text{всп}}$ ,  $N_{\text{ок}}$  - кількість відповідно врубових, допоміжних і контурних шпурів;  $Q_{\text{вр}}$ ,  $Q_{\text{всп}}$ ,  $Q_{\text{ок}}$  - заряд відповідно врубового, допоміжного та контурних шпурів.

Дані про шпурах і зарядах заносяться в табл.3.3.

					<i>РОЗДІЛ 3.</i>	Арк.
						47
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Форма таблиці даних о шпурах і зарядах

Номера шпурів окружності	Кількість шпурів в окружності	Діаметр окружності шпурів	Глиби-ну шпурів, м	Відста-нь між шпурами, м	Відстань між рельсами, м	Заряд одного шпура, кг	Кут нахилу шпуру, град.		Величина забій-ким	Тип електродетонатора	Величина уповільнення, мс
							до горизонталі	до вертикалі			
1-6	6	0,8	3,6	0,6	0,68	3,25	90	0	1,08	Э-Д-1- 3-Т	0
7-19	13	0,8	3	0,6	0,95	2,95	90	0	0,9	ЭД-8-Э	25
20-59	40	0,8	3	0,5	0,65	2,95	90	0	0,9	ЭД-8-Э	25
60- 107	48	0,8	3	0,5	0,15	2,95	86	4	0,9	ЭД-8-Э	25

## 3.4. Визначення продуктивності навантажувальних машин.

Обсяг породи І фази навантаження визначається якістю вибуху (величини коефіцієнта використання шпуру  $\eta$ ), властивостями породи, типом вантажної машини і характеризується коефіцієнтом

$$\alpha = \frac{V}{V} = \frac{l_{\text{шп}} \cdot \eta - h_{\text{IIФ}}}{l_{\text{шп}} \cdot \eta}$$

де:  $V_{\text{Iф}}$  - об'єм породи в першій фазі, м<sup>3</sup>;

$V$  - об'єм підірваної породи, м<sup>3</sup>;

$l_{\text{шп}}$  - глибина шпуру, м;

$h_{\text{IIФ}}$  - висота шару породи другої фази, що дорівнює: при навантаженні породи машиною КС-3 - 0,2 м; при навантаженні породи машиною КС-2у / 40 - 0,3 м; КС-1м - 0,45 м.

Значення коефіцієнта  $\alpha$  можна визначити розрахунком за формулою 4.2.1 або приймати по таблиці:

											Арк.
											48
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	РОЗДІЛ 3.						

### Значення коефіцієнта $\alpha$ для різних навантажувальних машин

навантажувальні машини	КС-3	КС-2У/40	КС-1М
Глибина шпурів, м	2; 3; 4	2; 3; 4	2; 3; 4
$\alpha$	0,9; 0,93; 0,95	0,85; 0,9; 0,93	0,78; 0,85; 0,9

Продуктивність навантаження породи характеризує інтенсивність прибирання всієї висадженої породи в першій і другій фазах. У першій фазі інтенсивність навантаження породи залежить в основному від типу вантажної машини і оснащення підйому. У другій фазі інтенсивність навантаження породи залежить від числа зайнятих робітників. В цей час вантажна машина і підйом повністю не завантажені і працюють зі значними простоями.

Продуктивність навантаження породи визначається за формулою:

$$P_n = \frac{V \cdot K_p}{T_n} = \frac{150,7 \cdot 2,2}{95,5} = 3,47$$

де:  $T_n$  - час навантаження всієї висадженої породи в першій  $T_{I\Phi}$  і другий  $T_{II\Phi}$  фазах навантаження (без підготовчо-заключних робіт)

$$T_n = T_{I\Phi} + T_{II\Phi}$$

$$T_n = 22,1 + 4,4 = 26,5 \text{ год.}$$

Час навантаження породи в першій фазі  $T_{I\Phi}$

$$T_{I\Phi} = \varphi(t_m + t_T) = 1,15(15,4 + 44,5) = 22,1 \text{ год.}$$

де:  $t_m$  - час роботи машини з навантаження породи в цебер;

$t_T$  - технологічні простої машини, пов'язані з маневрами бадді в забої;

$\varphi$  - коефіцієнт, що враховує нерівномірність роботи, регламентований відпочинок, простої з організаційних причин і т. д., що дорівнює 1,15-1,2.

$$t_m = \frac{\alpha V K_p}{n P_T K_0 K_n} = \frac{0,93 \cdot 150,7 \cdot 2,2}{3 \cdot 15 \cdot 0,6 \cdot 0,74} = 14,9$$

$$t_T = \frac{\alpha V K_p t_n}{V_0 K_3} = \frac{0,93 \cdot 150,7 \cdot 2,2 \cdot 0,013}{1 \cdot 0,9} = 4,3$$

де:  $\alpha$  - частка породи в першій фазі;

$V$  - об'єм підірваної породи, м<sup>3</sup>;

$K_p$  - коефіцієнт розпушення породи;

$n$  - кількість грейферів машини, шт.;

$P$  - технічна продуктивність машини, м<sup>3</sup> / год

$K_0$  - коефіцієнт одночасності роботи машин, рівний 1 при кількості грейферів 0,75-0,8 при кількості грейферів  $n=3$ ;

$K_{\Pi}$  - коефіцієнт, що враховує пробудження породи при розвантаженні грейфера в бадді,

$$K_n = \left( \frac{d_0}{0,8 d_r} \right)^2 = \left( \frac{1150}{0,8 \cdot 1670} \right)^2 = 0,74$$

де:  $d_0$  - діаметр бадді, м;

$d_r$  - діаметр грейфера з розкритими лопатями;  $V_B$  - місткість бадді, м<sup>3</sup>;

$K_3$  - коефіцієнт заповнення бадді, рівний 0,9-0,95, причому більше значення приймається для цебер великої місткості;

$t_{\Pi}$  - час простою вантажної машини через маневрів бадді в забої.

Значення  $t_{\Pi}$  залежить від типу і числа підйомів і співвідношення між часом навантаження бадді.  $t_{\Pi.б.}$  і часом циклу підйому.  $T_{\Pi.п.}$  В середньому при одноконцевому підйомі можна приймати  $t_{\Pi} = 0,012-0,015$  години, а при двуконцевому підйомі  $t_{\Pi} = 0,016-0,02$  години.

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						50
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



Час навантаження породи в II фазі:

$$T_{II\Phi} = \frac{\varphi V K_p (1 - \alpha)}{n_p P_y} = \frac{1,15 \cdot 150,7 \cdot 2,2 (1 - 0,93)}{6 \cdot 1} = 4,4 \text{ год.}$$

де:  $n_p = 4-6$  чол. - число робітників, зайнятих на навантаженні породи в II фазі;

$P_y$  - продуктивність одного робочого по навантаженню породи в другій фазі, залежить від типу і міцності порід і застосовуваних засобів малої механізації:

$P_y [m^3 / год]$	Сланці ( $f = 4-6$ )	пісковики вапняки ( $f = 7-11$ )	Міцні породи ( $f = 12-16$ )
Вручну	1,4-1,8	1,0-1,4	0,6-1,0
С пневмомонітором	2,5-3,0	2,0-2,5	1,0-1,8

Більше значення продуктивності навантаження в кожному стовпці відноситься до меншої міцності порід і навпаки. При проміжних значеннях міцності порід значення продуктивності знаходиться шляхом інтерполяції.

Значення входить до формули 4.2.5 і 4.2.7 коефіцієнта розпушення гірських порід  $K_p$  визначаються згідно з вказівками ЕНіР. СБ.Е36 і складають:

Для порід міцністю  $f = 10 - 20 K_p = 2,2$ .

Підставляючи значення  $T_{I\Phi}$ ,  $T_{II\Phi}$ ,  $T_n$  та  $P_n$ , остаточно отримуємо: загальний час навантаження породи (без підготовчо-заклучних робіт)

$$T_n = \varphi V K_p \left( \frac{\alpha}{n P_T K_o K_n} + \frac{\alpha t_n}{V_o K_z} + \frac{1 - \alpha}{n_p P_y} \right).$$

$$T_n = 1,15 \cdot 150,7 \cdot 2,2 \left( \frac{0,93}{3 \cdot 15 \cdot 0,6 \cdot 0,74} + \frac{0,93 \cdot 0,013}{1 \cdot 0,9} + \frac{1 - 0,93}{6 \cdot 1} \right) = 26,6$$

і продуктивність навантаження розпушеному породи:

$$P_n = \frac{1}{\varphi \alpha \left( \frac{1}{n P_T K_o K_n} + \frac{t_n}{V_o K_z} \right) + \frac{(1 - \alpha) \varphi}{n_p P_y}}.$$

$$P_n = \frac{1}{1,15 \cdot 0,93 \left( \frac{1}{3 \cdot 15 \cdot 0,6 \cdot 0,74} + \frac{0,013}{1 \cdot 0,9} \right) + \frac{(1 - 0,93)1,15}{6 \cdot 1}} = 12,5.$$

### 3.5. Розрахунок вентиляції при проходженні ствола.

Основними параметрами при виборі вентиляційної установки для провітрювання стовбура є: кількість повітря, яке необхідно подати в забій, і натиск, який необхідно створити для подачі розрахункової кількості повітря в забій стовбура за прийнятою схемою провітрювання.

Витрата повітря для провітрювання стовбура визначається за такими чинниками:

а) за найбільшою кількістю працюючих в стовбурі людей:

$$Q_{\text{ЗАБ}}^{\text{Л}} = 6 \cdot n = 6 \cdot 6 = 36 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

де  $n$  - максимальне число робочих, зайнятих в зміну, чел.;  $6 \text{ м}^3 / \text{хв}$  - витрата повітря на 1 людину.

б) по мінімально допустимій швидкості руху повітря (за пиловим чинником):

$$Q_{\text{ЗАБ}}^{\text{С}} = 60 \cdot v_{\text{min}} \cdot S_{\text{СВ}} = 60 \cdot 0,15 \cdot 37,8 = 340,2 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

де  $v_{\text{min}}$  - мінімально допустима швидкість руху повітря, для стовбурів  $v_{\text{min}} = 0,15 \text{ м} / \text{с}$ .

в) з розрідження отруйних газів від ВВ:

$$Q_{\text{Заб}}^{\text{ВВ}} = \frac{2,25 \cdot S_{\text{СВ}}}{t} \sqrt[3]{\frac{B \cdot b \cdot \varphi}{\rho^2 \cdot S_{\text{СВ}}} \cdot L^2} =$$

$$= \frac{2,25 \cdot 37,8}{30} \sqrt[3]{\frac{317,45 \cdot 40 \cdot 0,5}{2,57^2 \cdot 37,8} \cdot 920^2} = 788,6 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

де  $t$  - максимальний час провітрювання стовбура після вибуху,  $t = 30$  хв.;  $B$  - кількість одночасно підривається ВВ, кг;

$b$  - газовий ВВ, л / кг. При вибухових роботах по породі  $b = 40$  л / кг, по вугіллю  $b = 100$  л/кг;

$\varphi$  - коефіцієнт обводнення стовола, що приймається по табл.3.4.

$L$  - довжина вироблення (стовбура), на якій відбувається розрідження отруйних газів від ВВ до допустимих по ПБ концентрацій:

$$L = \frac{12,5 \cdot B \cdot b \cdot k_T}{S_{\text{СВ}}} = \frac{12,5 \cdot 317,45 \cdot 40 \cdot 0,22}{37,8} = 923,796 \text{ м}$$

тут  $k_T$  - коефіцієнт турбулентної дифузії. Для призабойного простору можна приймати  $k_T = 0,22 - 0,32$ .

Таблиця 3.4

Коефіцієнт обводнення стовбура

Приток води м <sup>3</sup> /год	0-1	1-6	6-13	>13
коефіцієнт обводнення стовола, $\varphi$	0,8	0,5	0,3	0,15

В розрахунку довжина  $L$  виявилася більше кінцевої глибини стовбура  $H_{\text{СТВ}}$ , тому я подальших розрахунках буду використовувати значення  $H_{\text{СТВ}}$ .

$\rho$  - коефіцієнт витоків повітря з трубопроводу.

Визначається так:

$$\rho = \left( \frac{1}{3} d_T \cdot k_{yc} \cdot \frac{H_C}{l_T} \sqrt{R} + 1 \right)^2 =$$
$$= \left( \frac{1}{3} 0,6 \cdot 0,003 \cdot \frac{920}{6} \sqrt{19,225} + 1 \right)^2 = 2,57$$

де  $d_T$  - діаметр вентиляційного трубопроводу, м;

$k_{yc}$  - коефіцієнт питомої стикового повітропроникності, рівний при конопляних прокладках 0,003, а при гумових - 0,0006;

$H_C$  - довжина става труб, м;

$l_T$  - довжина ланки трубопроводу (однієї труби), м;

$R$  - аеродинамічний опір трубопроводу,

$$R = \frac{6,5 \cdot \alpha \cdot H_C}{d_T^5} = \frac{6,5 \cdot 0,00025 \cdot 920}{0,6^5} = 19,225 \text{ км}$$

де  $\alpha$  - коефіцієнт аеродинамічного опору вентиляційних труб. Для металевих труб діаметром від 0,6 м до 1,2 м слід приймати в інтервалі від 0,00036 до 0,00025 Па/с<sup>2</sup>/м<sup>4</sup>.

З усіх трьох отриманих значень,  $Q_{ЗАБ}^L$ ,  $Q_{ЗАБ}^C$ ,  $Q_{ЗАБ}^{BB}$ , вибирається найбільша кількість повітря, яка повинна бути подана в забій, а з урахуванням коефіцієнта витoku визначається подача вентилятора:

$$Q_{\text{вент}} = \rho \cdot Q_{\text{заб}} = 2,57 \cdot 788,6 = 2026,7 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

Для максимальної довжини трубопроводу (на кінцеву глибину) і його діаметра визначається потрібне тиск (напір) вентилятора:

$$h_{\text{вент}} = 9,8 \cdot R \cdot Q_{\text{вент}} \cdot Q_{\text{заб}} =$$
$$= 9,8 \cdot 19,225 \cdot 33,778 \cdot 13,143 = 83641,3 \text{ Па}$$

при цьому  $Q_{\text{вент}}$  і  $Q_{\text{заб}}$  підставляються в [м<sup>3</sup> / с].

За розрахунковими вентиляційним параметрами  $Q_{\text{вент}}$  і  $h_{\text{вент}}$  вибирається вентилятор місцевого провітрювання.

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						54
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Вибір вентилятора проводиться за графіками суміщених аеродинамічних характеристик вентилятора і трубопроводу [4]. Наводяться найменування й основні характеристики обраного вентилятора.

### 3.6. Розрахунок обсягів і трудомісткості робіт прохідницького циклу

Використовуючи раніше отримані розрахункові величини (довжину і кількість шпурів, площа поперечного перерізу ствола і в проходці, коефіцієнт використання шпурів), обсяги робіт одного циклу визначають з наступних виразів.

а) обсяг робіт з буріння шпурів:

$$W_{\sigma} = N_{ep} L_{ун.ер.} + (N_{всп} + N_{ок}) L_{ун}, \text{ шт.}$$

$$W_{\sigma} = 6 \cdot 3,6 + (53 + 48) \cdot 3 = 325, \text{ шт}$$

де  $N_{ep}, N_{всп}, N_{ок}$  - кількість відповідно врубових, допоміжних і контурних шпурів, шт;

$L_{ун.ер.}, L_{ун}$  - довжина відповідно врубових та інших шпурів.

б) обсяг робіт з навантаження породи:

$$W_{\Pi} = S_{np} L_{зах}, \text{ м}^3 \text{ в масиві,}$$

$$W_{\Pi} = 51,7 \cdot 2,55 = 131,8, \text{ м}^3 \text{ в масиві}$$

де - величина заходки, м.,  $L_{зах} = L_{ун} \eta = 3 \cdot 0,85 = 2,55$  м;

в) обсяг робіт зі зведення монолітного бетонного кріплення:

$$W_{кр} = L_{зах} * (S_{np} - S_{св}), \text{ м}^3$$

$$W_{кр} = 2,55 \cdot (51,7 - 37,8) = 35,445, \text{ м}^3$$

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						55
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

г) обсяг робіт по нарощуванню тимчасових технологічних трубопроводів:

$$W_{\text{в}} = N_{\text{в}} * L_{\text{зах}} = 3 \cdot 2,55 = 7,65, \text{ м}$$

$$W_{\text{бет}} = N_{\text{бет}} * L_{\text{зах}} = 3 \cdot 2,55 = 7,65, \text{ м}$$

$$W_{\text{сж}} = N_{\text{сж}} * L_{\text{зах}} = 3 \cdot 2,55 = 7,65, \text{ м}$$

де,  $W_{\text{в}}$ ,  $W_{\text{бет}}$ ,  $W_{\text{сж}}$ , - робіт по нарощуванню відповідно трубопроводів вентиляції, подачі бетону і стисненого повітря, м;

$N_{\text{в}}$ ,  $N_{\text{бет}}$ ,  $N_{\text{сж}}$  - кількість трубопроводів відповідно вентиляції, подачі бетону і стисненого повітря, шт.

Розрахунок кількісного складу бригади і тривалості циклу проводиться в такій послідовності.

Зазвичай для проходки вертикальних стволів формується комплексна бригада прохідників, що складається з чотирьох змінних ланок. Таку бригаду очолює бригадир, а ланки - ланкові бригадири. До складу бригади входять прохідники високої кваліфікації (V і VI розрядів), здатні виконувати весь комплекс прохідницьких робіт, результатом яких є готовий до експлуатації вертикальний ствол.

Розрахунок трудомісткості всіх робіт прохідницького циклу проводиться на підставі даних збірки [11] шляхом зведення всіх вихідних і розраховуються величин в табл.3.5.

У збірнику норм і розцінок виконання кожного процесу передбачає певний розряд прохідників, а тарифні ставки діють наступні:

VI розряд - 570 грн. / Вихід;

V розряд - 490 грн. / Вихід.

Комплексна норма вироблення визначається по формулі:

$$K_{\text{н.в.}} = \frac{L_{\text{зах}}}{\sum n_i}, \text{ м/чол-зм,}$$

$$K_{\text{н.в.}} = \frac{2,55}{84,17} = 0,03 \text{ м/чол-зм.}$$

де  $\sum n_i$  - сумарна трудомісткість робіт прохідницького циклу, чол-см.

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						56
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Розраховується за допомогою табл.3.5

Кількість прохідників у змінному ланці спрощено можна приймати, виходячи з площі поперечного перерізу стовбура, прийнятих технологічної схеми і комплексу обладнання по наступних рекомендацій:

- для суміщеної технологічної схеми - з розрахунку 6-7 м<sup>2</sup> площі поперечного перерізу стовбура на одного прохідника;
- для паралельно-щитової технологічної схеми - з розрахунку 3-4 м<sup>2</sup> площі поперечного перерізу стовбура на одного прохідника.

Тривалість циклу виконання гірничопрохідницьких робіт (прохідницького циклу) визначається за формулою:

$$T_{ц} = \frac{6 \sum n_i}{k_{п} b}, \text{ годин}$$

$$T_{ц} = \frac{6 \cdot 217,7}{1,05 \cdot 6} = 80,16, \text{ годин}$$

де  $k_{п}$  - коефіцієнт перевиконання норм виробітку,.

$b$  - кількість прохідників в одній ланці.

Шляхом інваріантного підбору значень коефіцієнта  $k_{п}$  досягається кратність тривалості циклу цілому числу змін при тривалості зміни 6 годин (наприклад: 18, 24, 30, 36 і т. д. годин).

Явочний склад бригади при 4-х змінному режимі роботи буде:

$$n_{яв} = 4 * b, \text{ чоловік}$$

$$n_{яв} = 4 \cdot 6 = 24, \text{ чоловік}$$

Обліковий склад бригади складе:

$$n_{сн} = n_{яв} * k_{сн}, \text{ чоловік}$$

$$n_{сн} = 24 \cdot 1,8 = 43, \text{ чоловік}$$

де  $k_{сн}$  - коефіцієнт облікового складу, який в свою чергу визначається зі співвідношення:

$$k_{сн} = \frac{T}{T_{раб}},$$

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						57
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$k_{en} = \frac{355}{195,8} = 1,8$$

де  $T$  - кількість днів роботи ділянки в році;

$T_{раб}$  - кількість днів роботи прохідника на рік;

$$T = 365 - t_{np}, \text{ днів}$$

$$T = 365 - 10 = 355, \text{ днів}$$

$$T_{раб} = 0,96(365 - t_{np} - t_{вых} - t_{отп}), \text{ днів}$$

$$T_{раб} = 0,96(365 - 10 - 85 - 66) = 195,8, \text{ днів}$$

де  $t_{np}$  - кількість святкових днів у році-10;

$t_{вых}$  - кількість вихідних днів на рік-85;

$t_{отп}$  - кількість календарних днів відпустки прохідника в році-66.

Комплексна розцінка проходки 1 м стовбура визначається так:

$$K_u = \frac{\sum a_i * n_i}{L_{зах}}, \text{ грн/м}$$

$$K_u = \frac{47763,3}{2,55} = 18730,7, \text{ грн/м.}$$

де  $\sum a_i * n_i$  - сумарна розцінка всіх робіт прохідницького циклу, грн.

Визначається розрахунком за допомогою табл. 6.1.

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						58
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



Розрахунок трудомісткості робіт прохідницького циклу.

Найменування Робіт прохідницького циклу	Од. ви м.	Обсяг робіт на цикл по процесам	норма Часу зі збірки	Коефіцієнт до норми часу на глибину і приплив води	Розрахунок норм виробки	Трудомісткість робіт на цикл	Тарифна ставка прохідника, грн., Вихід	Розцінка за процесам, грн.
		$W_i$	$H_{вр i}$	$K_i$	$H_i$	$n_i$	$a_i$	$a_i n_i$
Буріння шпурів	м	325	1,7	0,51	6,9	47	570	26790
Погрузка породи	м <sup>3</sup>	133,1	0,64 2	1,43	6,5	20,5	570	11685
Зведення постійного кріплення	м <sup>3</sup>	35,445	1,87	1,25	2,6	14	570	7980
Нарощування тимчасових трубопроводів:								
а) вентиляції	м	7,65	0,7	1	8,6	0,89	490	436,1
б) подачі бетона	м	7,65	0,7	1	8,6	0,89	490	436,1
в) стисненого повітря	м	7,65	0,7	1	8,6	0,89	490	436,1
<b>ВСЬОГО</b>						$\sum$ 84,17		$\sum$ 47763

3.7. Розрахунок часу і побудова графіка організації робіт прохідницького циклу.

На графіку організації робіт прохідницького циклу при поєднаній схемою проходки наносяться виконуються послідовно або з невеликим поєднанням в часі наступні процеси: буріння шпурів, прибирання породи, зведення постійного кріплення (поєднане і не сумісне з прибиранням породи час) і нарощування технологічних трубопроводів з урахуванням перевиконання норм виробітку. Для паралельної схеми проходки складаються графіки організації робіт на виїмку породи і зведення постійного кріплення. При складанні графіка враховуються витрати часу на ненормовані роботи, що входять до складу кожного

прохідницького процесу.

Стосовно до проходки ствола по поєднаною схемою розрахунок часу та складання графіка організації робіт проводяться в наступному порядку.

Залежно від обсягів робіт, трудомісткості виконання, кількості зайнятих прохідників і коефіцієнта перевиконання норм виробітку час на нормовані процеси визначається з наступного виразу:

$$t_i = \frac{n_i \cdot T_{cm} \cdot L}{b \cdot k_{II}} = \frac{n_i}{b} \cdot M, \text{ год},$$

де  $T_{cm}$  - тривалість зміни,  $T_{cm} = 6$  годин;

$L$  - коефіцієнт, що враховує час на ненормовані операції;

$$M = \frac{T_{cm} \cdot L}{k_{II}} = \frac{6 \cdot 0,94}{1,05} = 5,4 - \text{ умовна постійна величина.}$$

$$L = \frac{T_{II} - t_{HH} / 60}{T_{II}} = \frac{80,16 - 268 / 60}{80,16} = 0,94,$$

де  $t_{HH}$  - час на ненормовані операції, хв.;

$$t_{HH} = t_3 + t_{np} + t_{cn} + t_{em} + t_{ez} + t_{oc} + t_p, \text{ хв}$$

$$t_{HH} = 143 + 30 + 30 + 10 + 10 + 20 + 25 = 268, \text{ хв}$$

$t_3$  - час заряджання шпурів, хв:

$$t_3 = \frac{N \cdot t_3'}{n} = \frac{107 \cdot 8}{6} = 143, \text{ хв}$$

де  $N$  - кількість шпурів, шт;

$t_3'$  - час заряджання одного шпуру,  $t_3' = 8$  хв;

$n_3$  - число заряджаючих, людина;

$t_{np}$  - час провітрювання після підричних робіт,  $t_{np} = 30$  хв;

$t_{cn}$  - час, що витрачається на спуск-підйом змін при перезмінах,  $t_{cn} = 30$  хв;

$t_{em}$  - час спуску вибухових матеріалів (ВВ и СВ),  $t_{em} = 10$  хв.;

$t_{ez}$  - час виїзду підричника,  $t_{ez} = 10$  хв.;

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						60
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$t_{\delta c}$  - час приведення стовбура в безпечний стан після вибухових робіт,  
 $t_{\delta c}=20$ хв.;

$t_p$  - резервний час, рівне 20-30 хв

Час прохідницького циклу можна визначити як суму витрат часу на виконання окремих процесів:

$$T_{\text{ц}} = t_{\delta} + t_{\text{п}} + t_{\text{кр}} + t_{\text{мп}} + t_{\text{нн}} / 60, \text{ годин}$$

$$T_{\text{ц}} = 42,29 + 18,45 + 12,59 + 2,4 + 4,46 / 60 = 80,19, \text{ годин}$$

де  $t_{\delta}$  - час на буріння шпурів:

$$t_{\delta} = M \frac{n_{\delta}}{b} = 5,4 \frac{47}{6} = 42,29, \text{ годин}$$

$t_{\text{п}}$  - час на погрузку породи

$$t_{\text{п}} = M \frac{n_{\text{п}}}{b} = 5,4 \frac{20,5}{6} = 18,45, \text{ годин}$$

$t_{\text{кр}}$  - час на зведення постійного кріплення:

$$t_{\text{кр}} = M \frac{n_{\text{кр}}}{b} = 5,4 \frac{14}{6} = 12,59, \text{ годин}$$

$t_{\text{мп}}$  - час на нарощування всіх технологічних трубопроводів:

$$t_{\text{мп}} = M \frac{n_{\text{в}} + n_{\text{бет}} + n_{\text{сж}}}{b} = 5,4 \frac{0,89 + 0,89 + 0,89}{0,6} = 2,4, \text{ годин}$$

Слід зазначити, що збірник [11] передбачає наступне:

1. час на буріння шпурів включає в себе також час на спуск і під'єднання, а також на від'єднання і видачу БУКС-1м (див. Табл. 7.2);

2. час на вантаження породи включає в себе також час підйом полку перед підривними роботами та спуск його під прибирання породи після провітрювання стовбура (см. Табл.7.2);

3. час на зведення постійного кріплення включає в себе також час на відрив, спуск і центрування металевої привибійної опалубки, рівне 30- 40 хвилин;

4. заряджання не може проводитися в двох суміжних змінах.

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						61
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

У тому випадку, якщо за розрахунком час на зведення постійного кріплення більше 2,5 годин, слід передбачати суміщення робіт з кріплення і прибирання породи. Тоді час несумісного кріплення приймається рівним 2,5 години (включаючи час на відрив, спуск і центрування опалубки), а час поєднаного кріплення визначається з розрахунку роботи на поєднаній операції 2-3-х прохідників за такою формулою:

$$t_{с.кр.} = \frac{(t_{кр} - 2,5) \cdot b}{2...3}, \text{годин}$$

$$t_{с.кр.} = \frac{(12,59 - 2,5) \cdot 3}{3} = 10,09, \text{годин}$$

Зекономлені за рахунок поєднання робіт час додається до резервного. На підставі отриманих витрат часу на виконання окремих операцій прохідницького циклу будують графік організації робіт.

					<i>РОЗДІЛ 3.</i>	Арк.
						62
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>		

## ВИСНОВКИ

У завершеній роботі представлено вирішення актуального науково-практичного завдання, яке полягає в обґрунтуванні схем розкриття кар'єрів на заключних етапах відкритої розробки родовищ комбінованим відкрито-підземним способом. Це сприяє підвищенню ефективності освоєння родовищ завдяки зниженню транспортних витрат із відкритого та підземного рудників.

### Основні результати дослідження:

1. За комбінованого відкрито-підземного освоєння родовищ та використання кар'єрного простору як рудовидавальної виробки транспортування руди з підземного рудника здійснюється автомобільним транспортом. При цьому витрати на транспортування можуть складати до 80% загальних витрат на видобуток у період доопрацювання глибоких кар'єрів, що є визначальним фактором на етапі підземного видобутку.
2. Зменшення транспортних витрат у глибоких кар'єрах можливе шляхом зміни схем розкриття та переходу на комбіновані варіанти транспортування. Проте перехід на комбінований транспорт обмежується короткими термінами доопрацювання кар'єрів, недостатніми для окупності капітальних інвестицій.
3. Обґрунтовано доцільність зміни схем розкриття з будівництвом вертикального ствола за висоти підйому по кар'єру для скіпового підіймача понад 350 м за річної продуктивності більше ніж 2 млн тонн і рівного розподілу обсягів транспортування з кар'єра та підземного рудника.
4. Розрахунки показали, що оптимальна виробнича потужність рудної шахти становить 5,7 млн тонн на рік.
5. Встановлено, що питомі витрати за двома схемами відрізняються більш ніж на 10%, причому оптимальним варіантом є схема розкриття із застосуванням вертикального ствола.
6. На основі аналізу питомих сумарних витрат зроблено висновок, що для підготовки відкотного горизонту доцільно використовувати схему з підготовкою тупиковими ортами і рудним штреком лежачого боку.

					<i>КНУ РМ 184 24 05.06</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>		<i>Федоріненко Д.</i>			<b>ВИСНОВКИ</b>	<i>Літ.</i>	<i>Арк.</i>	<i>Акрушів</i>
<i>Перевір.</i>		<i>Кононенко В.В.</i>					63	2
<i>Реценз.</i>						<b>ГБ-23-1м</b>		
<i>Н. Контр.</i>								
<i>Затверд.</i>		<i>Андрєєв Б.М.</i>						

Для конвеєрного підйомника доцільність будівництва настає при глибині від 200 м, а для скіпового підйомника — від 300 м за умови, що співвідношення обсягів транспортування з підземної копальні до обсягів транспортування з кар'єра перевищує 0,3. У разі продуктивності понад 2 млн тонн на рік для транспортування руди з підземного рудника і доопрацьованих запасів у контурі кар'єра, мінімальна глибина для будівництва скіпового підйомника становить 350 м.

Доведено, що спорудження кар'єрних підйомників на завершальних етапах відкритих гірничих робіт у рамках комбінованого освоєння родовищ дозволяє розширити діапазон доцільності переходу на автомобільно-конвеєрний або автомобільно-скіповий транспорт із початкового діапазону глибин 0,2–0,75 до 0,75–1 від кінцевої глибини кар'єра.

Розроблено методику розрахунку економічного ефекту комбінованих схем розкриття кар'єрів з урахуванням використання кар'єрних розкривних виробок у подальшому підземному освоєнні родовищ.

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

## СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Правила безопасности в угольных шахтах. - Донецк : Минуглеэнерго, 2016. - 217 с.
2. Правила безопасности при обращении со взрывчатыми материалами промышленного назначения : НПАОП 0.00-1.66-13. – Харьков : Форт, 2013. – 194с.
3. Корчак, А. В. Инженерные задачи по дисциплине «Шахтное и подземное строительство» : учеб. пособие / А. В. Корчак, В. А. Пшеничный. - Москва : МГГУ, 2008. - Разд. 1 : Строительство вертикальных выработок. - 226 с.
4. Справочник инженера-шахтостроителя : в 2-х т. / под общ. ред. В. В.Белого. - Москва : Недра, 1983. - Т. 1 - 424 с.
5. Малевич, Н. А. Машины и комплексы оборудования для проходки вертикальных стволов / Н. А. Малевич. - Москва : Недра, 1975. - 342 с.
6. Насонов, И. Д. Технология строительства подземных сооружений : в 3-х ч. / И. Д. Насонов, В. А. Федюкин, М. Н. Шуплик. - Москва : Недра, - 1983. - Ч. 1 : Строительство вертикальных выработок. - 232 с.
7. Технология строительства горных предприятий / А. Г. Гузеев [и др.] . - Киев : Вища шк., 1986. - 391 с.
8. Миндели, Э. О. Сооружение и углубка вертикальных стволов шахт / Э. О. Миндели, Р. А. Тюркян. - Москва : Недра, 1982. – 312 с.
9. Технологические схемы сооружения вертикальных стволов : в 2-х ч. - Харьков : ВНИИОМШС, 1979. - Ч. 1 : Оснащение и проходка вертикальных стволов обычным способом. - 273 с.
10. Единые нормы и расценки на строительные монтажные и ремонтностроительные работы. Сб. Е 36 : Горнопроходческие работы. Вып. 1 : Строительство угольных шахт и карьеров / Гос. ком. СССР по делам стр-ва. - Москва : Стройиздат, 1988. - 207 с.

					<i>КНУ РМ 184 24 05.06</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>		<i>Федоріненко Д.</i>			<i>СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ</i>	<i>Літ.</i>	<i>Арк.</i>	<i>Акрушів</i>
<i>Перевір.</i>		<i>Кононенко В.В.</i>					65	1
<i>Реценз.</i>						<i>ГБ-23-1м</i>		
<i>Н. Контр.</i>								
<i>Затверд.</i>		<i>Андрєєв Б.М.</i>						