

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 Глеєватського родовища з річною продуктивністю 2.3 млн. т на рік»

Магістрант: Корчагін М.П.
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 Глеєватського родовища з річною продуктивністю 2.3 млн. т на рік»

Виконав студент групи ГБ-23м
Спеціальності 184 «Гірництво»
ОПП «Шахтне і підземне будівництво»
Корчагін М.П.
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. Андреев Б.М.

« ____ » _____ 2024 р.

ЗАВДАННЯ НА МАГІСТЕРСЬКУ РОБОТУ СТУДЕНТОВІ

гр. ГБ-23м Корчагін Максим Павлович

1. Тема роботи: Будівництво шахти в умовах Глеєватського родовища з річною продуктивністю 2 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 Глеєватського 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 залізрудних 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 06 березня 2024 року

Керівник роботи

(підпис)

В.В. Кононенко

Магістрант

(підпис)

М.П. Корчагін

ЗМІСТ

ВСТУП	6
РОЗДІЛ 1. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ ТА ЕКОНОМІЧНІ ХАРАКТЕРИСТИКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ	8
1.1 Гірничо-геологічні характеристики та перспективи розробки залізорудних родовищ України.....	8
1.2 Комбіноване розроблення родовищ корисних копалин	13
1.3 Перспективні технології переходу з відкритого на підземний спосіб розроблення	18
РОЗДІЛ 2. ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ РУДНОЇ ШАХТИ.....	19
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
РОЗДІЛ 3. ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ВСКРИВАЮЧОГО СТВОЛА.....	39
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
ВИСНОВКИ.....	63
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	65

					<i>КНУ РМ 184 24 02.02</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>		<i>Ковчазін М.П.</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>						

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 розкривних 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 02.02</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>		<i>Корчагін М.П.</i>			<i>ВСТУП</i>	<i>Літ.</i>	<i>Арк.</i>	<i>Акрушів</i>
<i>Перевір.</i>		<i>Кохоненко В.В.</i>					6	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 тон. Прогнозні ресурси оцінюються більш ніж у 19 млрд тон [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.

					КНУ РМ 184 24 02.02		
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата			
Розроб.		Ковчазін М.П.			Літ.	Арк.	Акрушів
Перевір.		Кононенко В.В.				8	10
Реценз.					ГБ-23-1м		
Н. Контр.							
Затверд.		Андрєєв Б.М.					
ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ ТА ЕКОНОМІЧНІ ХАРАКТЕРИСТИКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ							

Таблиця 1.1

Показники балансових запасів залізорудних родовищ України

Підприємство, родовище, тип залізистих кварцитів	Середній вміст заліза, %	Балансові запаси за категоріями, млн.т	
		A+B+C1	C2
Інгулецький гірничо-збагачувальний комбінат			
Інгулецьке (дільниця №12)	32,4	1586,2	108,5
-магнетитові	32,4	1586,2	108,5
Південний гірничо-збагачувальний комбінат			
Скелеватське Магнетитове	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	-
Ново-Криворізький гірничо-збагачувальний комбінат ("АрселорМіттал Кривий Ріг")			
Ново-Криворізьке (кар'єр №2-біс)	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
Валявкінське (ділянка кар'єру №3)		2188,7	56,8
-магнетитові		1280,2	41,9
-окислені		908,5	14,9
<i>Резервні, розвідані</i>			
Східно-Валявкінська дільниця	37,0	1253,1	781,9
-магнетитові		478,1	144,7
-окислені		775,0	637,2
Шимановське			
-магнетитові	31,3	228,1	126,9
Центральний гірничо-збагачувальний комбінат			
Велика Глеюватка (кар'єр №1)	33,9	1174,5	92,5
-магнетитові	32,6	782,8	49,3
-окислені	36,6	391,7	43,2
Петрівське (кар'єр №3)	33,1	310,9	68,6
-магнетитові	32,7	290,6	67,2
-окислені	-	20,3	1,4
Артемівське (кар'єр №4)	38,3	187,7	2,7
-магнетитові	38,3	174,2	2,7

Сировинною базою ВАТ "Центральний гірничо-збагачувальний комбінат" (ЦГЗК) є родовища залізистих кварцитів Велика Глеюватка, Петровське і Артемівське. Ділянка №б 1992 року відпрацьована кар'єром №2 до глибини 260 м і слугує нині для складування порід розкриття, що розробляється в кар'єрі №1.

					<i>РОЗДІЛ 1</i>	Арк.
						9
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Родовище Велика Глеюватка експлуатується кар'єром №1 (рис. 1.6).



Рис. 1.6. Кар'єр Центрального гірничо-збагачувального комбінату (родовище Велика Глеюватка)

Розташоване в центральній частині Криворізького басейну в межах гірничих відводів копалень ім. К.Лібкнехта, ім. Комінтерну та ім. Комінтерну. Комінтерну та ім. Фрунзе. Фрунзе, приурочене до західного крила антиклінальної частини Саксаганської синклінально-антиклінальної структури. У геологічній будові родовища беруть участь породи нижньої, верхньої та середньої Саксаганської свити метаморфічних порід. Промисловий інтерес становить середня свита, складена першим, другим, четвертим і п'ятим залізистими горизонтами, розділеними другим, третім, четвертим і п'ятим горизонтами кварц-хлоритових і кварц-хлорит-слюдистих сланців.

На родовищі інтенсивно розвинені площинна й лінійна кори вивітрювання,

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

у межах яких неокислені силікат-карбонат-магнетитові кварцити перетворені на мартитові, лимоніт-мартитові та інші окислені різновиди. Глибина поширення лінійної кори вивітрювання понад 700 м. Комплекс метаморфічних порід перекритий третинними і четвертинними відкладами, представленими суглинками, глинами і пісками потужністю 2535 м.

Як рудну сировину відпрацьовують другий і четвертий залізисті горизонти. Перший і п'ятий залізисті горизонти за своїми технологічними показниками віднесено до порожніх порід. У висячому боці четвертого залізистого горизонту містяться вміщувальні породи п'ятого сланцевого горизонту і в незначній кількості окислені залізисті кварцити. У лежачому боці залягають сланці третього і четвертого горизонтів. Напрямок схилення рудних тіл на південний захід із кутом падіння 55-70°. Горизонтальна потужність рудних тіл другого горизонту від 15 до 140 м, четвертого - від 60 до 240 м. Щільність залізистих кварцитів відповідно дорівнює 3,38 і 3,34 т/м³. Коефіцієнт міцності за шкалою проф. М.М. Протодьяконова 13. За даними інституту "Кривбаспроект" загальні балансові запаси залізистих кварцитів родовища становлять 1145,9 млн.тонн, зокрема магнетитових - 662,1 і окислених - 483,8.

Основні проектні параметри кар'єра №1: горизонтальна потужність рудних покладів - від 30-50 до 600 м; кут падіння покладів - 5570 град; глибина кар'єра за проектом - 500 м; довжина кар'єра в плані по поверхні - 4290 м; ширина кар'єра в плані по поверхні - 1630 м; довжина кар'єра в плані по дну - 200 м; ширина кар'єра в плані по дну - 70 м.

Петрівське родовище залізистих кварцитів розташоване в Кіровоградській області за 1,5 км на південний схід від районного центру Петрове. Геологічними межами родовища є: на півдні - замикання синклінальної складки, на півночі - Петрівський субширотний розлом. Довжина родовища за простяганням близько 4 км, ширина 0,38 км, площа 1,52 км.²

Родовище розташоване за 30 км на північний захід від основного проммайданчика ЦГЗК і експлуатується кар'єром №3 з 1976 року. Наразі глибина кар'єра 240 м (горизонт -120 м). Залізорудна товща являє собою асиметричну

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

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

На родовищі широко розвинені майданна й лінійна кори вивітрювання. Потужність площадної кори вивітрювання змінюється від 5-8 до 3040 м. Нижня межа поширення кори вивітрювання сягає глибини 80-100 м. Рудна товща представлена здебільшого магнетитовими та гематит-магнетитовими залізистими кварцитами. У підпорядкованій кількості відзначаються карбонат-магнетитові та силікат-магнетитові кварцити.

Артемівське родовище залізистих кварцитів розташоване за 45 км на північний захід від промислового майданчика ЦГЗК і за 13-15 км на північ від райцентру Петрове на території Кіровоградської області. Площа родовища становить 3,5 км², довжина - 2,5 км, глибина - 500-600 м. Рельєф земної поверхні представлений - степовою рівниною, порізаною ярами і 24 балками, що тяжіють до долини річки Зелена. Річкова мережа представлена річкою Зеленою, що протікає на схід від родовища і пересихає влітку, утворюючи ланцюжок ставків. Промисловий видобуток магнетитових кварцитів родовища ведеться кар'єром №4 з 1995 року. Наразі глибина кар'єра досягла 150 м (горизонт -15 м).

Родовище розташоване в південній частині Правобережних магнітних аномалій України - у центральній частині Криворізько-Кременчуцької структурно-фаціальної зони. У геологічній будові цієї зони беруть участь метаморфічні та інтрузивні утворення архейського і протерозойського віку, перекриті з поверхні осадовими відкладами.

Безпосередньо в будові родовища беруть участь два комплекси порід: нижньотерозойські метаморфічні й ультраметаморфічні гірські породи, що

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

утворюють кристалічний фундамент; пухкі кайнозойські відкладення, які залягають субгоризонтально і повсюдно перекривають породи докембрійського віку.

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

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.

1.2. Комбіноване розроблення родовищ корисних копалин

1.2.1 Загальні відомості

Багато родовищ, що крутопадають, обмежені за простяганням, які поширюються на великі глибини, вже на стадії проєкту передбачають відпрацьовувати комбіновано: спочатку розроблення ведуть відкритим способом, а потім здійснюють перехід на підземний спосіб розроблення.

Комбінований спосіб розроблення означає застосування відкритого та підземного способів розроблення в будь-якій послідовності, включаючи одночасну.

Переваги комбінованого розроблення полягають у такому:

під час відкритих робіт: більша виробнича потужність підприємства за рудою; використання високоефективної техніки та можливість комплексної механізації й автоматизації виробничих процесів; безпечніші та комфортніші умови праці робітників; вища продуктивність праці та нижча собівартість видобутку; високий видобуток і незначне роззброєння руди;

при підземних роботах: швидке розкриття і підготовка родовища; незалежність гірничих робіт від кліматичних умов; різноманіття систем розроблення, що забезпечують вилучення запасів у різних гірничо-геологічних умовах; менші площі гірничого відводу; більша пропускна спроможність підземних гірничих виробок за відносно низької їхньої

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

вартості; менші питомі капітальні витрати на будівництво і реконструкцію рудників.

Комбіноване розроблення родовища може мати різні варіанти просторово-часового співвідношення відкритих і підземних робіт [1]:

верхня частина родовища спочатку відпрацьовується кар'єром, після припинення робіт у якому подальша виїмка запасів на глибину здійснюється тільки підземним способом (наприклад, Абаканське залізорудне родовище);

перехід на відкритий спосіб розроблення родовища з підземного способу, що застосовувався раніше, при цьому очисні роботи на підземному руднику припиняються;

спільне розроблення родовища відкритим і підземним способом.

1.2.2 Класифікація комбінованих способів розроблення

У гірничій літературі посилаються переважно на чотири класифікації комбінованих способів розроблення [1-7].

М.Ф. Шнайдер і В.К. Вороненко [8], на основі роботи В.А. Щелканова [4], склали класифікацію комбінованих способів, що поділяються на класи за ознакою поєднання відкритих і підземних робіт у часі, а на варіанти - у просторі (таблиця 1.1).

Таблиця 1.1

Класифікація комбінованих способів розроблення родовищ

Класи	Варіанти
Роздільне розроблення	На різних рудних тілах
	На одному рудному тілі
Послідовне розроблення	Відкрито-підземна
	Підземно-відкрита
Спільна розробка	З повним суміщенням у вертикальній площині
	З частковим суміщенням
	Із суміщенням у горизонтальній площині

1.2.3 Особливості спільного розроблення родовища

Спільне розроблення родовищ відрізняється від інших варіантів комбінованого розроблення тим, що являє собою поєднання відкритих і підземних робіт під час видобутку корисних копалин у просторі та часі в межах виїмкового поля (поєднання у вертикальній площині шахтного і

										Розділ 1	Арк.
											14
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата							

кар'єрного полів).

Спільне розроблення може передбачатися проектом або об'єднувати первинне і повторне розроблення. Найскладнішим варіантом спільного розроблення є поєднання відкритих і підземних робіт в одній вертикальній площині, за якого відкриті роботи ведуть у межах можливого зсуву поверхні під впливом підземних робіт, що супроводжується труднощами, пов'язаними з безпечним веденням відпрацювання (обидва способи активно впливають одне на одного).

Ведення підземних гірничих робіт у бортах і під дном кар'єра спричиняє перерозподіл напружень у породах, що призводить до зниження міцності та стійкості бортів.

Гірничі роботи в кар'єрі ускладнюються у зв'язку з порізаністю масиву виробками. Буріння свердловин характеризується нижчою продуктивністю внаслідок підвищеної тріщинуватості порід, обвалів стінок свердловин; знижується використання енергії вибуху, а отже, погіршується якість дроблення. Великі труднощі викликає зниження втрат і роззброєння руди.

Екسкавація і транспортування гірничої маси вимагає дотримання безпеки від можливих провалів обладнання в підземні гірничі виробки. У зв'язку з цим необхідно точно визначати розміри потолочин над підземними роботами, вибирати раціональні способи погашення цих порожнин, а також безпечні параметри уступів.

Під час суміщення відкритих і підземних гірничих робіт має обов'язково виконуватися умова забезпечення безпечного ведення робіт у кар'єрі. Іноді це обмежує і робить зовсім неможливим застосування продуктивних систем розроблення з обрушенням руди і товщі порід, що налягає. Тому очисні роботи в підземному руднику ведуть із залишенням значних запасів в охоронних і опорних ціликах.

Збереження бортів і дна кар'єра досягається за рахунок застосування закладки відпрацьованих підземних камер, особливо твердіючими матеріалами. Але це призводить до подорожчання видобутку руди підземним способом і погіршення загальних техніко-економічних показників.

Особливістю суміщення є взаємний вплив вибухових робіт на відкритій і підземній розробках. Потужні вибухи в кар'єрі послаблюють бар'єрні й опорні цілики, зменшують стійкість покрівлі очисних виробок,

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

потолочин, порушують цілісність масиву. Аналогічну дію на кар'єрні дороги, уступи, берми чинять підземні вибухи. Тому необхідно визначати оптимальні заряди ВВ.

Особливість підземних робіт під час спільного розроблення - наявність аеродинамічних зв'язків із поверхнею. При цьому висуваються вимоги - максимальне відпрацювання запасів без виходу обвалення на поверхню, наявність рудної подушки над дучками тощо. Із кар'єра проникають у шахту отруйні гази від вибухових робіт, від роботи дизельного обладнання. У зв'язку з цим провітрювання підземних виробок - одна з головних проблем під час суміщення підземних і відкритих робіт.

Незважаючи на труднощі технології, спільне розроблення родовищ набуло значного поширення завдяки таким перевагам: інтенсифікації відпрацювання родовища; можливості відпрацювати родовища за технологіями, які недоцільно розробляти лише відкритим або лише підземним способом; можливість у коротший термін розвивати необхідну продуктивність копальні; забезпечення повнішого вилучення запасів руди, а також додаткового втягування в розроблення бідних руд; значного підвищення ефективного відпрацювання руд; значного підвищення ефективності використання руди; забезпечення більш повного вилучення запасів руди.

1.2.4 Вибір системи розроблення в разі спільного відпрацювання родовища відкритим і підземним способами

Поєднання відкритого і підземного способів розроблення в межах одного виїмкового поля диктує умови застосування різних систем підземного розроблення. Під впливом підземних робіт відбувається зсув і провал поверхні. Вивчення особливостей зсуву поверхні, характерних для даного родовища, і, як наслідок цього, уміння прогнозувати лійкоутворення, є головним завданням сумісного розроблення.

Однією з основних умов вибору систем підземного розроблення під час спільних робіт є необхідність постійного або тимчасового (на період роботи в цьому районі кар'єрного обладнання) збереження поверхні. Крім того, вибір системи підземного розроблення залежить від конкретних гірничо-геологічних умов і забезпечення надійної гарантії безпеки робіт.

В.Р. Іменітов ділить чинники, що впливають на вибір системи розроблення, на постійні, які слід ураховувати в будь-яких випадках (стійкість руд і вміщувальних порід, потужність і кут падіння рудного тіла,

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

морфологія), і змінні (схильність руд до злежування, самозаймання, включення порожніх порід, цінність руди та ін.). Змінними факторами є також наявність або відсутність порід, що налягають, над ділянкою, що відпрацьовується підземним способом, необхідність збереження поверхні.

Наявність порід, що налягають, дає змогу вести підземне розроблення будь-якою прийнятною за сталими факторами системою, зокрема системами з обваленням, але за обов'язкового прогнозування виходу обвалення на поверхню, розрахунку його параметрів (площа, глибина лійки або висота потолочини, що залишається).

За відсутності порід, що налягають, застосовують переважно камерні системи (з масовим відбоєм, з магазинуванням за суцільного порядного відбою), у разі необхідності збереження поверхні - системи із закладкою виробленого простору.

Гірничотехнічні та гірничо-геологічні умови розроблення за обов'язкового врахування поєднання відкритих і підземних робіт у просторі та в часі є основними факторами, що обмежують вибір системи підземного розроблення.

Спільні відкриті та підземні роботи в дні кар'єра вимагають обов'язкового застосування під час підземного видобутку систем із надійною підтримкою виробленого простору (системи із закладкою). У бортах кар'єра, за межами основних виїзних доріг, можна застосовувати системи з обваленням порід, що налягають (наприклад, Високогірський рудник).

1.2.5 Особливі вимоги правил безпеки під час комбінованого розроблення

Організація робіт і календар суміщення. Єдині правила безпеки під час ведення відкритих і підземних робіт не регламентують комбіноване розроблення. Крім суворого дотримання правил безпеки під час відкритого і підземного розроблення, до ведення вибухових робіт необхідно пред'являти підвищені вимоги [5-8].

Відкриті та підземні роботи повинні здійснюватися під єдиним керівництвом. Якщо обсяги гірничої маси настільки великі, що їх технологічно й організаційно не можна поєднати, можна допустити їхнє роз'єднання, але за обов'язкового єдиного керівництва вищестоящої організації (об'єднання). На суміщення відкритих і підземних робіт

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

складають інструкцію, затверджувану головним інженером підприємства. В інструкції поряд із загальними положеннями мають бути особливо розглянуті питання проведення масових вибухів, провітрювання, дренажу, зміцнення бортів кар'єра і запобігання прориву пливунів у зону підземних робіт, розрахунку воронки обвалення і способу їхнього погашення, порядок узгодження питань технології. Календар суміщення відкритих і підземних робіт, у якому зазначається порядок відпрацювання підземних камер, блоків, уступів кар'єра, розробляється проектною організацією на весь період відпрацювання родовища і щорічно коригується, виходячи з фактичного стану робіт.

Необхідна спеціальна маркшейдерська служба контролю за зсувом поверхні, планограма випуску. Одне з важливих завдань - вивчення тектонічних порушень як можливого шляху виходу на поверхню воронки обвалення.

Усі очисні та гірничопідготовчі роботи на родовищі мають виконуватися за єдиним проектом.

1.3. Перспективні технології переходу з відкритого на підземний спосіб розроблення

Систематичне збільшення масштабів розроблення рудних родовищ відкритим способом поряд із поліпшенням техніко-економічних показників видобутку руди призвело до різкого погіршення екології в гірничодобувних регіонах країни.

Основним негативним наслідком відкритого розроблення рудних родовищ є залучення до виробничого обігу сільськогосподарських угідь, які, як правило, підлягають відновленню в осяжному майбутньому.

Якщо тенденція обсягів видобутку руди відкритим способом найближчими роками збережеться, то інтенсивність відчуження земельних угідь зростатиме. Це не тільки погіршить екологічну ситуацію в гірничодобувних районах, а й призведе, як показує досвід кар'єрів Кривбасу, до різкого збільшення собівартості видобутку руди.

Основним контраргументом переведення відкритих робіт на підземні є думка фахівців про істотне погіршення техніко-економічних показників, маючи на увазі низький вміст металу в рудних покладах і неможливість забезпечити збереження виробничої потужності гірничодобувних підприємств на досягнутому рівні або близькому до нього. Як перше, так і друге побоювання

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

необґрунтовані. Собівартість видобутку відкритим і підземним способами під час виймання руди на глибині понад 300-400 м істотно не відрізняється, навіть без урахування екологічних наслідків розглянутих способів розроблення родовищ. Що ж стосується виробничих потужностей, то їхній рівень за підземного розроблення може досягати розмірів видобутку відкритим способом, про що свідчить, наприклад, досвід рудника Кіруна у Швеції.

З урахуванням екологічної ситуації, що склалася в Криворізькому та інших басейнах і систематичного погіршення техніко-економічних показників, низкою фахівців запропоновано технологічні схеми переходу від відкритого розроблення до підземного. Як правило, ці пропозиції передбачають або паралельне з підземними ведення відкритих робіт за умови залишення запобіжного бар'єрного цілика між дном кар'єра і підземним виробленим простором, або ж спільне ведення відкритих і підземних робіт у зоні діючих кар'єрів. При цьому технології розглянутих способів ведення гірничих робіт у зоні кар'єра і нижче бар'єрного цілика приймають відповідно до гірничо-геологічних умов розроблення без істотної зміни їхніх конструктивних особливостей.

Серйозним недоліком такого комплексного методу розроблення родовищ у перехідний період є те, що, по-перше, будівництво підземних копалень на околицях кар'єрів потребує відносно тривалого часу, що обчислюється 5-7 роками, і значних капітальних витрат, які здійснюють паралельно з підтримкою виробничих потужностей ГЗК, що фактично рівноцінне здороженню видобутку відкритим способом протягом тривалого часу. *По-друге*, у період підготовки гірничо-збагачувальних комбінатів до переходу на підземні роботи видобуток відкритим способом пов'язаний з виїмкою розкривних порід і відчуженням для їхнього складування сільськогосподарських угідь, що, своєю чергою, пов'язано зі значними капітальними вкладеннями.

У зв'язку з викладеним, у роботі [35] пропонується нове технологічне рішення, що позбавлене зазначених недоліків і передбачає раціональне поєднання елементів відкритої та підземної розробки за суттєвого зменшення негативного впливу гірничих робіт на екологічну ситуацію в басейні.

Сутність передбачуваного методу ведення гірничих робіт у кар'єрі в період переходу на підземне розроблення родовища полягає в такому.

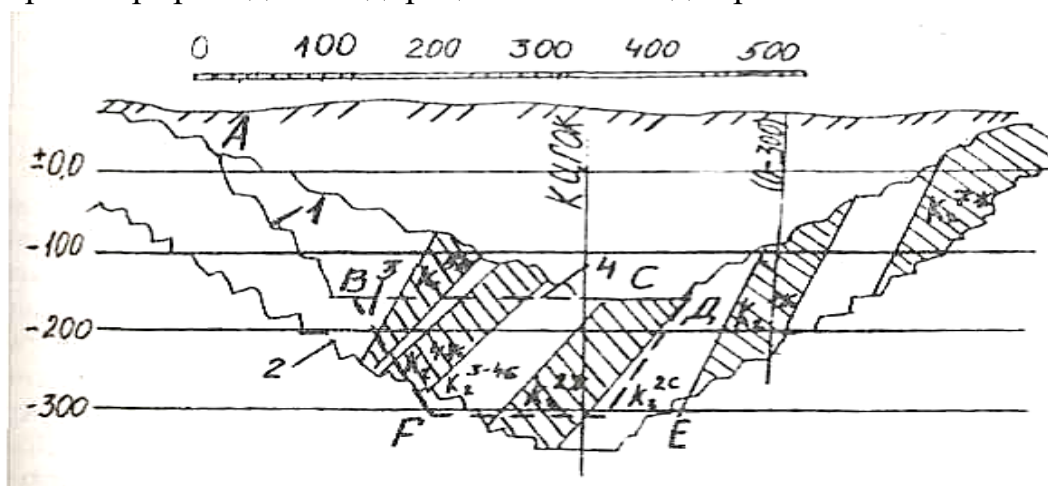
Нижче рівня дна діючого кар'єра відпрацьовують буферний шар висотою 120-150 м із поперечним перерізом у формі перекинutoї трапеції з кутами нахилу бічних сторін, що забезпечують стійкість стінок виробленого простору за рахунок реалізації технічних рішень, опис яких викладено нижче.

Виїмку руди в межах такого шару ведуть по простяганню на всій довжині кар'єрного поля. Застосування передбачуваної технологічної схеми

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

розглядається на прикладі доопрацювання кар'єра №1 ЦГЗК у Кривбасі.

Згідно з технологічною схемою, представленою на малюнку 2.7, до виїмки запасів у шарі 3 приступають тільки після відпрацювання рудного масиву 4, розташованого вище за позначку дна кар'єра, та виїмання розкривних порід до межі 1, яка розташована всередині контуру 2, що визначає граничний проєктний стан бортів кар'єра під час відпрацювання його до граничної глибини.



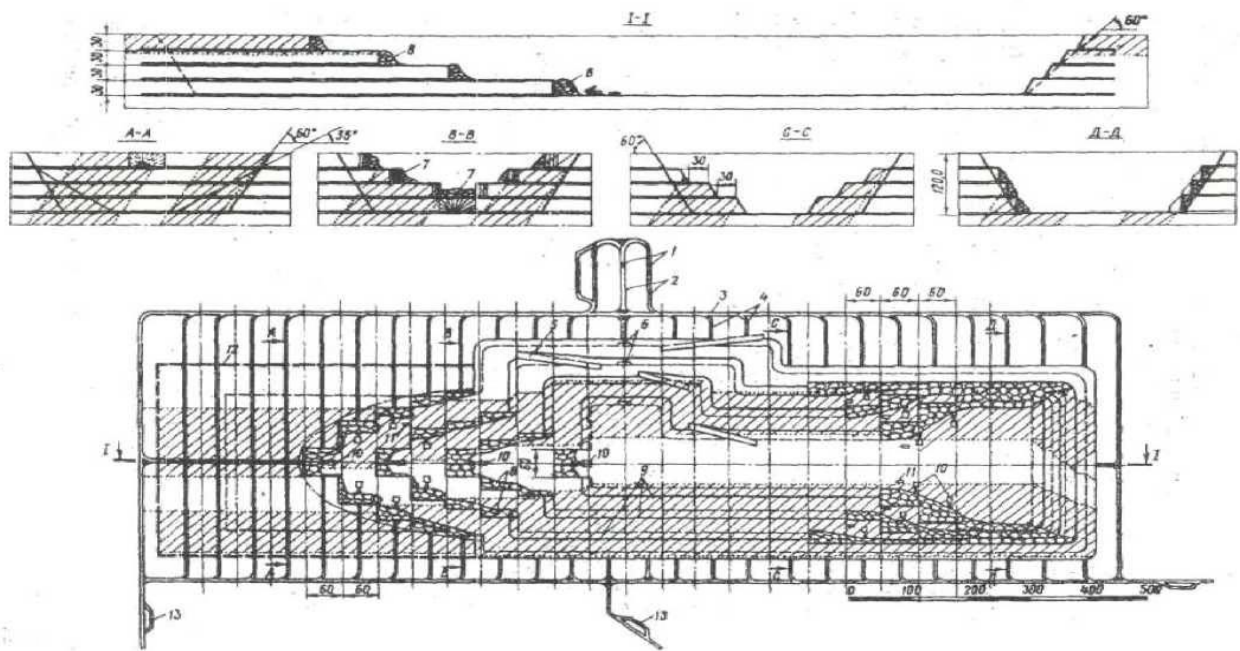
1 - контур кар'єра під час виїмання шару в період переходу від відкритого до підземного розроблення родовища; 2 - проєктний контур кар'єра; 3 - видобувний шар масиву; 4 - контур чинного кар'єра

Рисунок 1.7 Схема доопрацювання кар'єра № 1 ЦГЗК у період переходу на підземне виїмання руди

Схема виконання підготовчих робіт під час виїмки руди в шарі (рисунок 2.8) полягає в проведенні шахтних стовбурів винятково допоміжного призначення, квершлагів, польових штреків і ортів. На флангах родовища обладнують вентиляційні стволи. Орти, призначені для вибурювання вибухових свердловин, розташовують на робочих горизонтах через 30 м по вертикалі.

На першій стадії гірничих робіт у рудному шарі утворюють відрізню щілину завширшки 120-150 м, з якої формують очисні вибої у вигляді системи уступів, які розташовують у плані за ступінчастою схемою, описуваною еліптичною кривою.

З урахуванням якісного дроблення руди під час відбою віялами свердловин діаметром 100-150 мм висоту уступу за аналогією з підземними роботами, як зазначено вище, прийнято рівною 30 м. Ширина рудної зони, що припадає на одну бурову виробку, прийнята за умовами, що унеможливають викривлення свердловин, рівною 60 м.



1 - вантажопідійомний стовбур; 2 - квершлаг; 3 - штрек; 4 - буровий орт; 5 - похилий з'їзд; 6 - портал; 7 - віяло свердловин; 8 - відбита гірничча маса; 9 - транспортна берма; 10 - екскаватор; 11 - автосамоскид; 12 - межа шару; 13 - вентиляційна шахта

Рисунок 1.8 Розвиток очисної виїмки в шарі в разі переходу від відкритого розроблення до підземного в умовах кар'єра №1 ЦГЗК

Метод відбирання масиву свердловинами, вибуреними з гірничих виробок подібно до того, як це роблять на підземних роботах, дає змогу легко керувати запасами відбитої гірничої маси, оскільки процес буріння не пов'язаний із навантажувальними роботами, які ведуться на уступах. При цьому виключаються трудомісткі операції, пов'язані з підготовкою робочого майданчика для виконання бурових робіт. За зазначеної схеми ведення очисної виїмки транспортно-навантажувальні роботи в межах відпрацьовуваного шару виконуються із застосуванням традиційного кар'єрного обладнання.

З метою зниження транспортних витрат доцільно застосовувати в межах відпрацьовуваного шару автосамоскиди або інші види доставочних засобів за короткоплечовою схемою з видачею видобутої руди з чаші кар'єра конвеєрами, похилими скіповими підйомниками або залізничними складами.

У міру просування фронту очисних робіт і формування виробленого простору частину його, що звільнилася, можна заповнити порожніми породами, що попутно видобуваються, або зневодненими хвостами збагачувальних фабрик.

Стійкість борту кар'єра в межах видобувного шару з боку лежачого боку значною мірою зумовлена тим, що кут нахилу укосу приймають рівним куту падіння родовища, тобто він збігається з контактом покладу з породами

										Арк.
										21
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	РОЗДІЛ 1					

лежачого боку (з боку висячого боку площина укусу виробленого простору перетинає породи під кутом до шаруватості, що робить малоімовірним сповзання масиву в цьому разі навіть за наявності значного гравітаційного навантаження). Застосування щадного підривання біля кордонів у поєднанні зі встановленням штангового кріплення і складування порід супутнього видобутку або відходів збагачення у виробленому просторі виключає небезпеку раптових зсувних явищ у процесі ведення гірничих робіт у кар'єрі.

Розрахунки, виконані за методикою ВНІМІ з урахуванням фізико-механічних властивостей руди та вміщувальних порід, а також текстурних властивостей руди та вміщувальних порід, а також текстурних особливостей масивів, засвідчили, що коефіцієнт стійкості укосів за глибини ведення гірничих робіт у кар'єрі №1 ЦГЗК до 450-500 м за пропонованою схемою становить понад одиницю, що унеможливорює ймовірність зсувних явищ в умовах ведення гірничих робіт, які ми розглядаємо. Це підтверджується результатами досліджень, наведеними в роботі В.П. Волощенко, П.І. Гушка, Л.І. Третьякова, В.В. Холошина. Холошина. На тих ділянках, де може з'явитися ймовірність ослаблення укосів за рахунок наявності включень нестійких сланцевих порід, мають бути встановлені тросові штанги необхідної довжини, як це успішно роблять на підземних копальнях для підтримання оголень під час камерної виїмки.

У такому разі доцільно також вести оперативний контроль за напруженим станом прибортової частини масиву в процесі очисних робіт у кар'єрі за допомогою звукометричної апаратури або інших наявних технічних засобів.

Формування фронту очисних робіт за еліптичною лінією сприяє підвищенню стійкості масиву поблизу виробленого простору.

Для оцінки техніко-економічної ефективності пропонованої схеми доопрацювання кар'єра №1 ЦГЗК визначимо коефіцієнт розкриву під час виїмання магнетитових кварцитів у межах контурів АВС і ВДЕР (малюнок 2.7). Під час зіставлення з традиційною схемою ведення гірничих робіт беруть до уваги ту обставину, що масив розкривних порід, обмежений контурними лініями 2 і 1, не підлягає виїмці в разі реалізації рекомендованого способу виїмки шару під час доопрацювання кар'єра.

Обсяг порожніх порід при виїмці руди в межах контуру АСДЕРВ за рекомендованою схемою становить 85 млн.м³. Коефіцієнт розкриву за величини запасів 110 млн.т дорівнює 0,77 м³/т. При виконанні традиційної технологічної схеми з формуванням західного борту кар'єра за лінією 2 обсяг порожніх порід, що підлягають виїмці при відпрацюванні запасів руди в зазначених розмірах, зростає на 100 млн. м³ і коефіцієнт розкриву в цьому разі становить 1,68 м³/т.³

За вартості виїмки 1 м³ розкриву, що дорівнює в умовах ЦГЗК 2,067 грн.

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

(у цінах 1990 р.), економія від реалізації пропонованої схеми доопрацювання кар'єра тільки завдяки зниженню коефіцієнта розкриву становитиме 206,7 млн грн.

Попередніми розрахунками встановлено, що вартість буропідривних робіт під час виїмки буферного шару з використанням для цієї мети гірничих виробок не відрізняється від витрат на відбій масиву під час підземного розроблення покладів з аналогічними гірничо-геологічними умовами.

Додаткові витрати на проходку допоміжних шахтних стовбурів значно менші за економію, отриману за рахунок скорочення обсягів розкривних робіт. Орієнтовна вартість проходки допоміжних шахтних стволів загальною довжиною 600 м становитиме 2-3 млн грн. У разі заміни шахтних стволів повстаючими вартість прохідницьких робіт буде знижено в 1,5-2 рази.

Якщо врахувати скорочення витрат на транспортних операціях унаслідок складування частини розкривних порід у виробленому просторі, а також зменшення розмірів відчуження сільськогосподарських угідь для формування стовбурів більш ніж на 100 га, то фактична економія від реалізації рекомендованої технологічної схеми буде значно більшою.

Рекомендована технологічна схема доопрацювання кар'єрів у період переходу на підземні роботи при видобутку залізистих кварцитів у Кривбасі має такі переваги:

- поліпшення екологічної обстановки в регіоні у зв'язку зі скороченням площі сільськогосподарських угідь, що відчужуються, і зменшення викидів пилу в атмосферу під час виробництва масових вибухів;
- зниження початкових капітальних вкладень на будівництво підземних рудників, оскільки ці витрати можуть бути рівномірно реалізовані протягом тривалого часу;
- концентрація гірничих робіт на двох-трьох уступах, що забезпечується незалежністю бурових і транспортно-навантажувальних робіт;
- скорочення обсягів виїмки розкривних порід майже вдвічі і внаслідок стабілізації вартості очисних робіт поліпшення економічних показників роботи ГЗК у період переведення відкритих робіт на підземні, а також збереження їх стабільними в період розроблення родовищ до глибини 600-800 м;
- зменшення транспортних витрат завдяки застосуванню схеми, що поєднує короткоплечову доставку в кар'єрі з використанням конвеєрного або скіпового підйому рудної маси на поверхню.

					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_δ - величина погашення капітальних витрат, грн/т; C_e - експлуатаційні витрати на видобування 1 т руди, грн.; C_δ - 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 23 02.02			
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата				
Розроб.		Корчагін М.П.			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

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

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_δ - 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

$$A'_0 = 0,1 \cdot Z_{\delta ал}^{0,77} = 0,1 \cdot 190,8^{0,77} = 5,7 \text{ млн. т/рік.}$$

Визначаємо можливі межі зміни річної продуктивності

$$A_{\min} = 0,5 \cdot A'_0 = 0,5 \cdot 5,7 = 2,85 \text{ млн. т/рік.}$$

$$A_{\max} = 1,5 \cdot A'_0 = 1,5 \cdot 5,7 = 8,55 \text{ млн. т/рік.}$$

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

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

$$\Delta A = \frac{A_{\max} - A_{\min}}{N - 1} = \frac{A'_0}{10} = 0,1 \cdot A'_0 = 0,1 \cdot 5,7 = 0,57 \text{ млн. т.}$$

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.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		21

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

						Розділ 2.	Арк.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата			22

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

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

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

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

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 будемо 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.

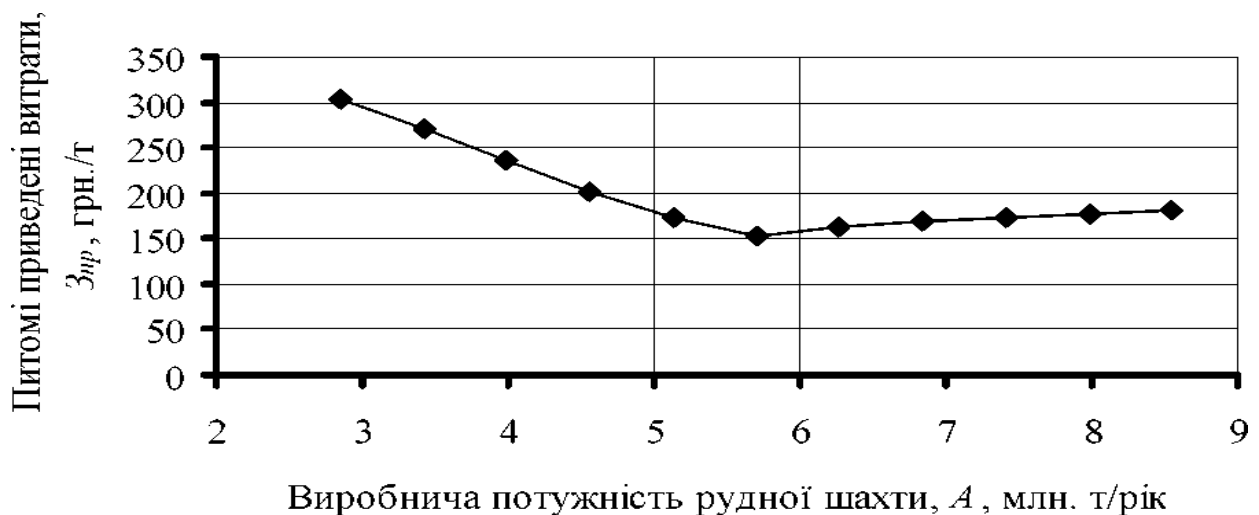


Рис. 2.1. Графік залежності питомих приведених витрат від виробничої потужності рудної шахти

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); γ_p - щільність руди, т/м³ (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 піднятцевих);
- устаткування поверхні шахти (копри, естакади і т.д.);
- установки гірничого і електромеханічного устаткування.

Капітальні витрати на устаткування поверхні

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

де $K_{\text{ує}}$ - курс у.о. в грн.

Капітальні витрати на установалення гірничого і електромеханічного устаткування

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

Капітальні витрати на проведення головних і допоміжних розкривних виробок

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

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

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

де $C_{\text{ств}}$ - собівартість проведення ствола, у.о./м³, дорівнює вертикальний ствол - 650 у.о./м³, похилий стовбур - 400 у.о./м³; $S_{\text{ств}}$ - площа поперечного перетину ствола в проходці, м²; 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

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

де $C_{\text{кв}}$ - собівартість проходки квершлягу, дорівнює 300 у.о./м³; $S_{\text{кв}}$ - площа поперечного перетину квершлягу в проходці, м²; $L_{\text{кв}}$ - довжина квершлягу, м; n - число основних відкотних горизонтів; $K_{\text{ує}}$ - капітальні витрати на проведення виробок пристволового двору, які дорівнюють

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

де $C_{\text{о.д.}}$ - собівартість проведення виробок пристволового двору, які дорівнюють 450 у.о./м³; $V_{\text{о.д.}}$ - об'єм виробок пристволового двору:

при застосуванні контактних електровозів (вертикальний ствол)

$$V_{\text{о.д.}} = 13,5 + (4,6 + 0,9 \cdot \omega_0) \cdot A, \text{ тис. м}^3. \quad (2.17)$$

при застосуванні акумуляторних електровозів

$$V_{\text{о.д.}} = 12,5 + (4,9 + 0,9 \cdot \omega_0) \cdot A, \text{ тис. м}^3. \quad (2.18)$$

при похилому стволі

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

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 q_c - витрати на ремонт і підтримання вертикального ствола, які дорівнюють 45 - 55 у.о./м-рік; $H_{ств}$ - 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 $q_{кв}$ - витрати на ремонт і підтримку квершлагів, які дорівнюють 30-35 у.о./м-рік; $L_{кв}$ - 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 q_o - витрати на відкатку гірничої маси по квершлагах, які дорівнюють 0,00008 у.о./м-т; L_{cp} - 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 q_n - витрати на підйом гірничої маси по вертикальному стволу, які дорівнюють 0,0004 у.о./м-т, по похилому стволу - 1,1 у.о./м-т; H_{cp} - середня висота підйому, м.

Витрати на водовідлив по вертикальному стволу

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

де $q_{в.о.}$ - витрати на водовідлив по вертикальному стволу, які дорівнюють 0,0003 у.о./м-т; w_o - 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 $q_{ве}$ - витрати на вентиляцію по вертикальному стволу і квершлагу, які дорівнюють 0,0003 у.о./м-т.

Балансові запаси родовища за формулою 2.2

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

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.

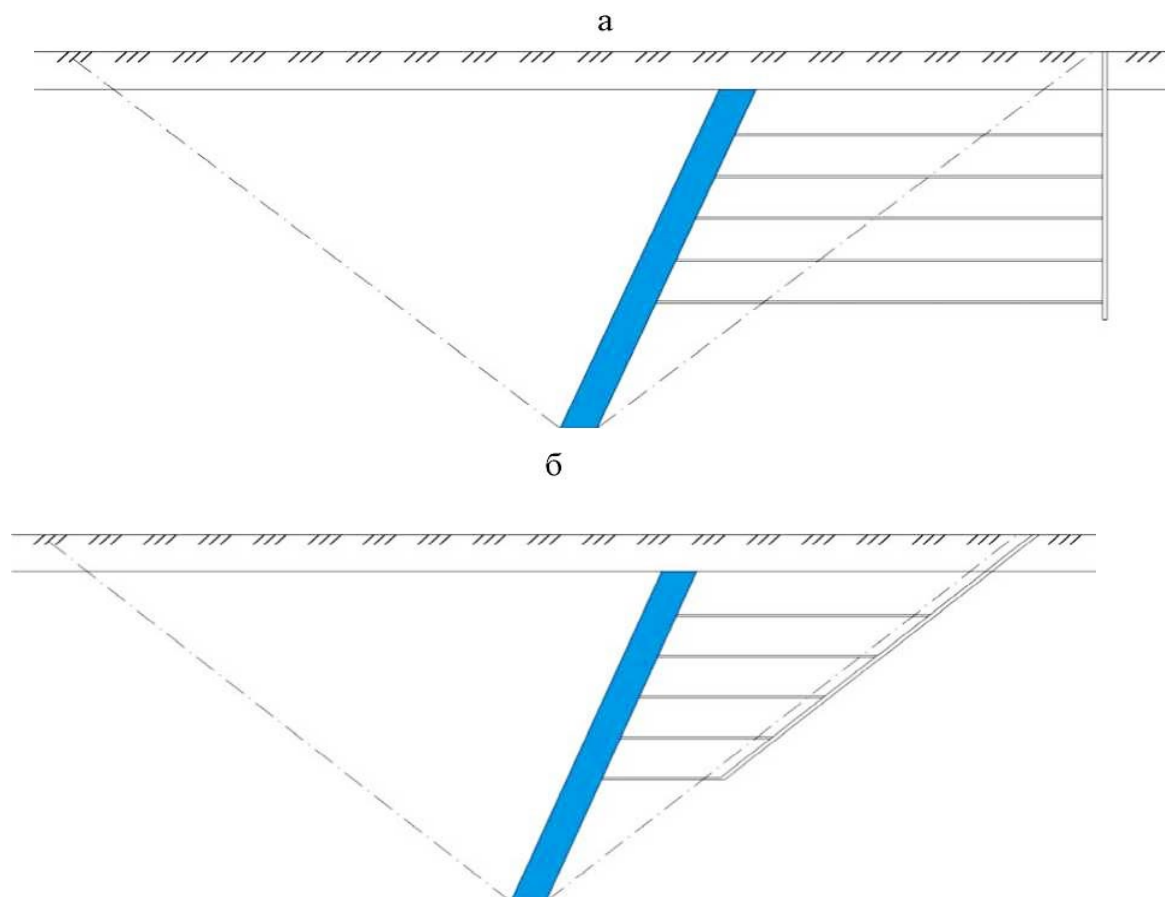


Рис. 2.1. Схеми розкриття родовища: а - схема розкриття вертикальним стволом; б - схема розкриття похилим (скіповим) стволом

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.
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		27

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)

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

Капітальні витрати на проведення виробок пристволового двору

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

Капітальні витрати на проведення головних і допоміжних розкривних виробок

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

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)

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

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						

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 похилого ствола

$$K_{ств} = C_{ств} \cdot S_{ств} \cdot K_{ye} \frac{H + h_{ств}}{\sin \alpha_{ств}} = 400 \cdot 20 \cdot 8 \cdot \frac{630 + 10}{\sin 40^\circ} = 63722448 \text{ грн.}$$

Капітальні витрати на проведення квершлагів, які дорівнюють

$$K_{кв} = C_{кв} \cdot S_{кв} \cdot L_{кв} \cdot n \cdot K_{ye} = 300 \cdot 15 \cdot 425 \cdot 5 \cdot 8 = 76500000 \text{ грн.}$$

Об'єм виробок пристволового двору похилого ствола

$$V_{o.д.} = 6\sqrt{A} + \frac{A}{200} = 6 \cdot \sqrt{5,7} + \frac{5,7}{200} = 14353 \text{ м}^3.$$

Капітальні витрати на проведення виробок пристволового двору

$$K_{o.д.} = C_{o.д.} \cdot V_{o.д.} \cdot n \cdot K_{ye} = 450 \cdot 14353 \cdot 5 \cdot 8 = 258354000 \text{ грн.}$$

Капітальні витрати на проведення головних і допоміжних розкривних виробок

$$K_{вс.в} = K_{ств} + K_{кв} + K_{o.д.} = 63722448 + 76500000 + 258354000 = 398576448 \text{ грн.}$$

Сумарні капітальні витрати на будівництво

$$\sum K_3 = K_{нов} + K_{обор} + K_{вс.в} = 134880000 + 56000000 + 398576448 = 589456448 \text{ грн.}$$

Експлуатаційні витрати на ремонт (підтримку) стволів

$$E_c = q_c \cdot H_{ств} \cdot K_{ye} = 50 \cdot 995 \cdot 8 = 398000 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на ремонт і підтримку квершлагів

$$E_{кв} = q_{кв} \cdot L_{кв} \cdot K_{ye} = 30 \cdot 2125 \cdot 8 = 510000 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на відкатку руди

$$E_o = q_o \cdot A \cdot L_{cp} \cdot K_{ye} = 0,00008 \cdot 5700000 \cdot 6125 \cdot 8 = 22344000 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на підйом руди

$$E_n = q_n \cdot A \cdot H_{cp} \cdot K_{ye} = 1,1 \cdot 5700000 \cdot 995 \cdot 8 = 5 \cdot 10^{10} \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на водовідлив по похилому стволу

$$E_{в.о.} = q_{в.о.} \cdot A \cdot w_o \cdot H_{ств} \cdot K_{ye} = 0,0003 \cdot 5700000 \cdot 0,11 \cdot 995 \cdot 8 = 1497276 \text{ грн./рік.}$$

Експлуатаційні витрати на провітрювання

$$E_{вв} = q_{вв} \cdot A \cdot (H_{cp} + L_{cp}) \cdot K_{ye} = 0,0003 \cdot 5700000 \cdot (995 + 6125) \cdot 8 = 83790000 \text{ грн./рік.}$$

Сумарні експлуатаційні витрати

$$\begin{aligned} \sum E_3 = E_c + E_{кв} + E_o + E_n + E_{в.о.} + E_{вв} = 398000 + 510000 + 22344000 + \\ + 5 \cdot 10^{10} + 1497276 + 83790000 = 5,01 \cdot 10^{10} \text{ грн.} \end{aligned}$$

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

Питомі витрати по варіанту №2 (схема розкриття похилим стволем)

$$Z_{y\partial} = \frac{E_H \sum K_z}{A} + \frac{\sum E_z}{Z_{\text{бал}}} = \frac{0,15 \cdot 589456448}{5700000} + \frac{5,01 \cdot 10^{10}}{190771200} = 277,62 \text{ грн./т.}$$

Так, як питомі витрати за двома варіантами відрізняються між собою більш ніж на 10%, то оптимальним варіантом схеми розкриття є схема, де використовується вертикальний ствол.

2.3. Обґрунтування схеми підготовки

1. Добір схеми розташування підготовчих виробок проводиться на підставі техніко-економічного порівняння варіантів схем підготовки за питомими сумарними витратами на 1 т видобутої руди:

$$C_{\text{підгот. руди}} = \frac{(Z_{\text{пров}} + Z_{\text{под}} + Z_{\text{тр}} + Z_{\text{вент}}) - Z_{\text{взм}}}{Z_{\text{бал}} \cdot \frac{K_{\text{вко}}}{(1 - R_p)}}, \text{ грн./т,} \quad (2.28)$$

де $Z_{\text{пров}}$ - витрати на проведення підготовчих виробок, грн.; $Z_{\text{под}}$ - витрати на підтримання підготовчих виробок, грн.; $Z_{\text{тр}}$ - витрати на транспортування руди по підготовчим виробкам, грн.; $Z_{\text{вент}}$ - витрати провітрювання підготовчих виробок, грн.; $Z_{\text{взм}}$ - відшкодування витрат від попутно видобування руди, грн.

За даними отриманих з розрахунку питомих сумарних витрат на 1 т здобутої руди обирають варіант підготовки, у якого цей показник найменший.

Добір схеми підготовки відкотного горизонту здійснюють у наступній послідовності.

При заданій річній продуктивності шахти і місячної продуктивності одного блоку в одночасному відпрацюванні повинно знаходитися наступна кількість блоків

$$n_{\text{бл}} = \frac{1,3 \cdot A}{12 \cdot P_{\text{бл}}}, \text{ ШТ.,} \quad (2.29)$$

де $P_{\text{бл}}$ - місячна продуктивність блоку, т/міс; 1,3 - 30% резерву числа блоків в одночасному відпрацюванні.

Залежно від довжини блоку в поперсі може розміститися наступна кількість блоків

$$n_{\text{бл. max}} = \frac{L_{\text{прост}}}{L_{\text{бл}}}, \text{ ШТ.,} \quad (2.30)$$

де $L_{\text{прост}}$ - довжина родовища за простяганням, м; $L_{\text{бл}}$ - довжина блоку, м.
Балансові запаси руди в поперсі

					Розділ 2.	Арк.
						30
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./м³; $S_{\text{штпр}}$ - площа поперечного перетину штрека, однопутьового - 10 - 12 м², двопутьового - 12–16 м²; $L_{\text{штпр}}$ - 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

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

Балансові запаси руди в поверхі

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

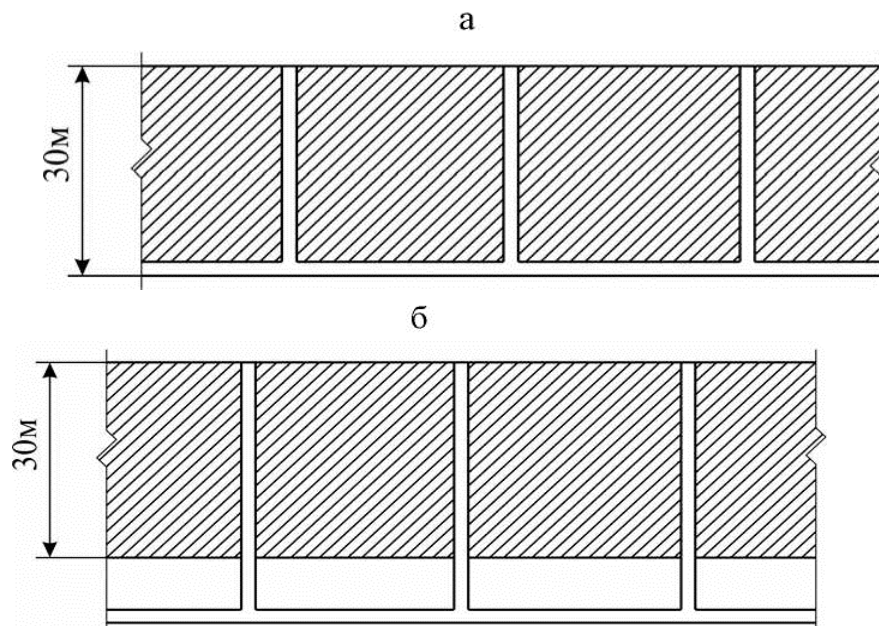


Рис. 2.2. Схеми підготовки рудного покладу: а - схема підготовки тупиковими ортами і рудним штреком лежачого боку; б - схема підготовки тупиковими ортами і польовим штреком лежачого боку

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

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

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

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

					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; γ_p - щільність руди, т/м³.

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.).

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
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

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.

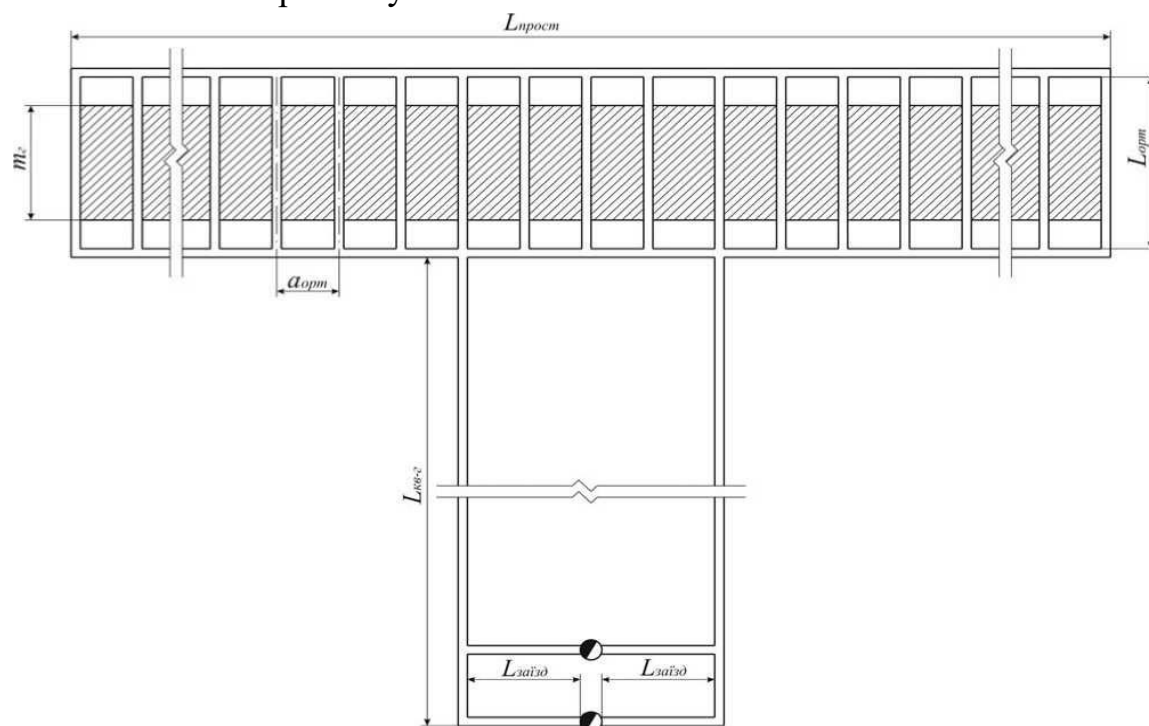


Рис. 2.3. Розрахункова схема для складання календарного плану розкриття та підготовки нового горизонту

Балансові запаси руди в поверхсі знаходимо за формулою 2.1

$$Z_{бал.нов} = L_{прост} \cdot m_z \cdot h_{нов} \cdot \gamma_p = 1000 \cdot 40 \cdot 100 \cdot 4,0 = 16 \text{ млн. т.}$$

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

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

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

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

Загальну довжину ортів крила покладу визначаємо за формулою 2.5

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

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

Найменування робіт	Площа поперечного перерізу, м ²	Довжина, м		Об'єм, м ³		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:

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

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 02.02</i>		
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>			
<i>Розроб.</i>		<i>Ковчазін М.П.</i>			<i>Літ.</i>	<i>Арк.</i>	<i>Акрушів</i>
<i>Перевір.</i>		<i>Кононенко В.В.</i>				39	23
<i>Реценз.</i>					ГБ-23-1м		
<i>Н. Контр.</i>					ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ВСКРИВАЮЧОГО СТВОЛА		
<i>Затверд.</i>		<i>Андрєєв Б.М.</i>					

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

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;

ϑ - 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 м² 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_{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, $d_0 = 0 - 0,5\%$;

μ - 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 м200 мм
 - на глибині більше 500 м250 мм
- при крутому заляганні гірських порід
 - на глибині до 500 м250 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/м²;

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 $k_1 = 6,0$;

γ - об'ємна вага породи, т/м³.

Товщина монолітної бетонної кріплення 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 / м².

Для визначення останньої величини спочатку по табл.2.1 підбирається відповідна технологічною схемою і куту падіння порід середня нормативна навантаження P_n , т/м²

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:

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

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 поєднаній 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, α , град	коефіцієнт нерівномірності ν	
	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 кріп 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 м³ 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 / м³.

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, см³;

P - працездатність застосовуваного ВР, см³.

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

Кількість шпурів визначається за формулою:

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

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

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

Δ - щільність патронування ВР, кг / м³;

d_п - діаметр патронів ВР, м.

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

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

Діаметр кола з площею S' буде усередненим відстанню між гирлами 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.

					РОЗДІЛ 3.	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 I фази навантаження визначається якістю вибуху (величини коефіцієнта використання шпуру η), 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, м³;

V - об'єм підірваної породи, м³;

$l_{\text{шп}}$ - 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 α можна визначити розрахунком за формулою 4.2.1 або приймати по таблиці:

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

Значення коефіцієнта α 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
α	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-заклучних 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 простой машини, пов'язані з маневрами бадді в забої;

φ - коефіцієнт, що враховує нерівномірність роботи, регламентований відпочинок, простой 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: α - частка породи в першій фазі;

V - об'єм підірваної породи, м³;

K_p - коефіцієнт розпушення породи;

n - кількість грейферів машини, шт.;

P - технічна продуктивність машини, м³ / год

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

K_{Π} - 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, м³;

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

t_n - час простою вантажної машини через маневрів бадді в забої.

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

φ - 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 ³ /год	0-1	1-6	6-13	>13
коефіцієнт обводнення стовола, φ	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 $H_{\text{СТВ}}$.

ρ - 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 α - 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/с²/м⁴.

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 витоків визначається подача вентилятора:

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

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

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

при цьому $Q_{вент}$ і $Q_{заб}$ підставляються в [м³ / с].

За розрахунковими вентиляційним параметрами $Q_{вент}$ і $h_{вент}$ 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:

$$W_{\text{б}} = N_{\text{вр}} L_{\text{шп.вр.}} + (N_{\text{всп}} + N_{\text{ок}}) L_{\text{шп}}, \text{ шт.}$$

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

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

$L_{\text{шп.вр.}}, L_{\text{шп}}$ - довжина відповідно врубових та інших шпурів.

б) обсяг робіт з навантаження породи:

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

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

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

в) обсяг робіт зі зведення монолітного бетонного кріплення:

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

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

					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 м² площі поперечного перерізу стовбура на одного прохідника;
- для паралельно-щитової технологічної схеми - з розрахунку 3-4 м² площі поперечного перерізу стовбура на одного прохідника.

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

$$T_u = \frac{6 \sum n_i}{k_{II} b}, \text{ годин}$$

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

де k_{II} - коефіцієнт перевиконання норм виробітку,.

b - кількість прохідників в одній ланці.

Шляхом інваріантного підбору значень коефіцієнта k_{II} 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:

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

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

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

$$k_{cn} = \frac{T}{T_{раб}}$$

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

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

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:

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

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

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 ³	133,1	0,64 2	1,43	6,5	20,5	570	11685
Зведення постійного кріплення	м ³	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
ВСЬОГО						\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

					РОЗДІЛ 3.	Арк.
						59
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

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;

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

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

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 підривних 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 підривника, $t_{ez} = 10$ 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_{δ} - 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:

$$t_{\text{мп}} = M \frac{n_{\text{е}} + n_{\text{бем}} + n_{\text{сжс}}}{b} = 5,4 \frac{0,89 + 0,89 + 0,89}{0,6} = 2,4, \text{ годин}$$

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 підливними 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 роботі, яка є закінченою, представлено розв'язання актуальної науково-практичної задачі з обґрунтування схем розкриття кар'єрів на заключних етапах відкритого розроблення під час освоєння родовищ відкрито-підземним способом, що забезпечує підвищення ефективності освоєння родовищ завдяки зниженню витрат на транспортування з відкритого і підземного рудників.

Основні результати полягають у такому:

У разі комбінованого відкрито-підземного розроблення родовищ і використання кар'єрного простору як рудовидавальної виробки транспортування руди з підземного рудника здійснюється автомобільним транспортом. Витрати на транспортування сягають до 80% від загальних витрат на видобуток під час доопрацювання глибоких кар'єрів і є визначальними в період підземного розроблення.

Зниження витрат на транспортування в глибоких кар'єрах можливе після зміни схем розкриття і переходу на комбінований. Перехід на комбінований транспорт стримується обмеженими термінами доопрацювання кар'єрів, яких недостатньо для окупності капітальних вкладень.

Обґрунтовано, що зміна схем розкриття з будівництвом доцільна за висоти підйому по кар'єру для скіпового підіймача - від 350 м за продуктивності понад 2 млн т на рік і рівних обсягів транспортування з кар'єра і підземного рудника.

З розрахунків встановлено, що оптимальна виробнича потужність рудної шахти буде 5,7 млн. т/рік.

Також визначено, що питомі витрати за двома варіантами відрізняються між собою більш ніж на 10%, то оптимальним варіантом схеми розкриття є схема, де використовується вертикальний ствол.

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

					КНУ РМ 184 24 02.02		
Змн.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата			
Розроб.		Ковчазін М.П.			Літ.	Арк.	Акрушів
Перевір.		Кононенко В.В.				63	2
Реценз.					ВИСНОВКИ ГБ-23-1м		
Н. Контр.							
Затверд.		Андрєєв Б.М.					

для конвеєрного підіймача - від 200 м; для скіпового підіймача - від 300 м за співвідношення обсягів транспортування з підземної копальні до обсягів транспортування з кар'єра понад 0,3;

для конвеєрного підіймача - від 200 м; для скіпового підіймача - від 350 м у разі продуктивності понад 2 млн т для транспортування руди з підземного рудника за умови доопрацьованих запасів у контурі кар'єра.

Доведено, що будівництво кар'єрних підйомників на завершальних етапах відкритих гірничих робіт під час комбінованого розроблення родовищ дає змогу розширити зону доцільності переходу на автомобільно-конвеєрний і автомобільно-скіповий транспорт із діапазону глибин 0,2*0,75 до 0,75*1 від кінцевої глибини кар'єрів.

Розроблено розрахунки економічного ефекту за комбінованих схем розкриття кар'єрів з урахуванням використання кар'єрних розкривних виробок під час подальшого підземного розроблення родовищ.

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

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 02.02</i>			
<i>Змн.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>				
<i>Розроб.</i>		<i>Корчагін М.П.</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>						