

**НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ УКРАЇНИ**  
**«КИЇВСЬКИЙ ПОЛІТЕХНІЧНИЙ ІНСТИТУТ**  
**імені ІГОРЯ СІКОРСЬКОГО»**  
Інститут енергозбереження та енергоменеджменту

Кафедра геоінженерії

«На правах рукопису»  
УДК 622.268

«До захисту допущено»

Завідувач кафедри

\_\_\_\_\_ С.М. Стовпник

«\_\_» \_\_\_\_\_ 2018 р.

**Магістерська дисертація**

**на здобуття ступеня магістра**

**зі спеціальності 184 «Гірництво»**

**на тему: «Обґрунтування технологічної схеми проходки похилого стволу  
рудного комплексу»**

Виконав:

студент VI курсу, групи ОС-61М  
Долошицький Валерій Віталійович

\_\_\_\_\_

Керівник:

доц., к.т.н.,  
Загоруйко Є. А.

\_\_\_\_\_

Консультант з розділу "Аналіз технологічної схеми  
проходки і будівництва об'єкту дослідження":

проф., д.т.н., доц.,  
Фролов О. О.

\_\_\_\_\_

Рецензент:

дир. ТОВ «Науково-дослідний інститут підземного  
і спеціального будівництва», к.т.н.,  
Гембарський Л.В.

\_\_\_\_\_

Засвідчую, що у цій магістерській  
дисертації немає запозичень з праць  
інших авторів без відповідних посилань.  
студент \_\_\_\_\_

Київ – 2018 року

**Національний технічний університет України  
«Київський політехнічний інститут  
імені Ігоря Сікорського»**

ІНСТИТУТ ЕНЕРГОЗБЕРЕЖЕННЯ ТА ЕНЕРГОМЕНЕДЖМЕНТУ  
КАФЕДРА ГЕОІНЖЕРІЇ

Рівень вищої освіти – другий (магістерський)

Спеціальність 184 «Гірництво»

Спеціалізація «Геотехнічне і міське підземне будівництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

\_\_\_\_\_ С.М. Стовпник  
(підпис) (ініціали, прізвище)

« \_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2018 р.

**ЗАВДАННЯ**

**на магістерську дисертацію студента  
Долошицького Валерія Віталійовича**

1. Тема дисертації **«Обґрунтування технологічної схеми проходки похилого стволу рудного комплексу»**  
науковий керівник дисертації **доц., к.т.н., Загоруйко Є. А.**  
затверджені наказом по університету від **«20» березня 2018 р. № 971-с**
2. Термін подання студентом дисертації \_\_\_\_\_
3. Об'єкт дослідження: **процес проходки і будівництва похилого стволу рудного комплексу.**
4. Предмет дослідження: **параметри технологічної схеми проходки виробок великого перерізу.**
5. Перелік завдань, які потрібно розробити: **провести аналіз сучасних діючих технологічних схем проходки виробок великого перерізу; розрахувати темпи спорудження виробки великого поперечного перерізу і коефіцієнт використання обладнання та порівняти методи розкриття між собою; рекомендувати раціональні параметри технологічної схеми проходки способом бічного уступу та співвідношення між прольотом виробки і кількістю робочих вибоїв, при якому швидкість проходки способом бічного уступу буде максимальною.**
6. Орієнтовний перелік ілюстративного матеріалу: **результати теоретичних досліджень щодо параметрів проходки виробок великого перерізу.**

7. Орієнтовний перелік публікацій:

1. Фролов О.О. Встановлення раціональних інтервалів сповільнення при підриванні свердловинних зарядів за результатами промислових досліджень / В.В. Долошицький, В.Т. Моденко, О.О. Фролов // Енергетика. Екологія. Людина. Наукові праці НТУУ «КПІ імені Ігоря Сікорського», ІЕЕ. – Київ: НТУУ «КПІ імені Ігоря Сікорського», ІЕЕ, 2017. – С. 398-401.

2. Долошицький В.В. Удосконалення існуючих технологій будівництва підземних споруд великого поперечного перерізу / О. О. Фролов, В.В. Долошицький / II міжнародна науково-технічна інтернет-конференція «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі», грудень 2017 р./ Державний вищий національний заклад «Криворізький національний університет.– м. Кривий Ріг: ДВНЗ «КНУ», 2017. – С. Ключові слова: тріщинуватий масив, вибух, заряд, вибухова речовина, напруження, зона зминання.

3. Долошицький В.В. Особливості напружено-деформованого стану гірського масиву при проходженні в ньому виробки великого перерізу / О. О. Фролов, В.В. Долошицький // Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів [Текст]: матеріали V-ї всеукраїнської науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених, 18–19 квітня 2018 р. – Ж.: Житомирський державний технологічний університет, 2018.

8. Дата видачі завдання \_\_\_\_\_

Календарний план

№ з/п	Назва етапів виконання магістерської дисертації	Термін виконання етапів магістерської дисертації	Примітка
1	Аналіз наукових досліджень з проблем проходки виробок великого перерізу	01.11.16 – 31.12.16	
2	Дослідження основних технологічних схем проходки на об'єктах	27.01.17 – 28.06.17	
3	Теоретичні дослідження швидкості робіт при проходці виробок великого перерізу	01.07.17 – 30.11.17	
4	Аналіз параметрів технологічних схем проведення виробок великого перерізу	01.12.17 – 05.04.18	
5	Охорона праці та безпека в надзвичайних ситуаціях	05.04.18 – 17.04.18	

Студент

\_\_\_\_\_

(підпис)

В.В. Долошицький

(ініціали, прізвище)

Науковий керівник дисертації

\_\_\_\_\_

(підпис)

Є.А. Загоруйко

(ініціали, прізвище)

## РЕФЕРАТ

Магістерська дисертація Долошицького Валерія Віталійовича зі спеціальності 184 «Геотехнічне і міське підземне будівництво» виконана на тему: «Обґрунтування технологічної схеми проходки похилого стволу рудного комплексу».

Робота складається з 98 сторінок тексту пояснювальної записки, в тому числі 4 таблиць, 7 рисунків та 30 переліку літературних джерел.

Актуальність дисертації визначається тим, що для проходки підземних виробок великого перерізу інженери не завжди обирають найбільш ефективніший варіант методу проходки, і це негативно впливає на як тривалість проходки, так і на її безпеку та затрати на обладнання.

Метою роботи є обґрунтування ефективних параметрів технологічної схеми проходки виробок великого поперечного перерізу.

Основними задачами досліджень є:

1. Провести аналіз сучасних діючих технологічних схем проходки виробок великого перерізу.

2. Розрахувати темпи спорудження виробки великого поперечного перерізу і коефіцієнт використання обладнання та порівняти методи розкриття між собою.

3. Рекомендувати раціональні параметри технологічної схеми проходки способом бічного уступу та співвідношення між прольотом виробки і кількістю робочих вибоїв, при якому швидкість проходки способом бічного уступу буде максимальною.

Об'єктом дослідження є процес проходки і будівництва похилого стволу рудного комплексу.

Предметом дослідження є параметри технологічної схеми проходки виробок великого перерізу.

Ключові слова: технологічна схема, вибух, проходка, напруження, переріз.

## ABSTRACT

Master's thesis Valerii Vitaliyovych Doloshytskyi in the specialty 184 "Geotechnical and urban underground construction" is made on the subject: "Justification of the technological scheme of penetration of the sloping shaft of the ore complex"

The work consists of 98 pages of the text of the explanatory note, including 4 tables, 7 figures.

The relevance of the thesis is determined by the fact that for the penetration of underground workings of a large section, engineers do not always choose the most effective version of the method of passing, and this negatively affects the duration of penetration, safety and cost of equipment.

The aim of the work is to substantiate the effective parameters of the technological scheme of the penetration of large cross-section workings.

The main objectives of the study are:

1. To carry out the analysis of modern operating technological schemes of penetration of large cross-section workings.
2. Calculate the pace of the construction of a large cross section and the rate of use of equipment and compare the methods of disclosure among themselves.
3. To recommend the rational parameters of the technological flow diagram of the way of the lateral ledge and the relationship between the development span and the number of working faces, in which the speed of sinking by the method of the lateral ledge will be maximal.

The object of the research is the process of penetration and construction of the sloping trunk of the ore complex.

The subject of the research is the parameters of the technological scheme for the penetration of large-section workings.

Key words: technological scheme, explosion, penetration, stress, section.

## ЗМІСТ

Вступ.....	9
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ НАУКОВИХ ДОСЛІДЖЕНЬ З ПРОБЛЕМ ПРОХОДКИ ВИРОБОК ВЕЛИКОГО ПЕРЕРІЗУ .....	12
1.1. Дослідження стану проблеми і перспектив будівництва виробок великого перерізу .....	12
1.2. Особливості напружено-деформованого стану породного масиву при проходці в ньому виробок великого перерізу .....	15
1.3. Дослідження основних технологічних схем проходки і перспективи розвитку організації гірничопрохідницьких робіт при проведенні виробок великого перерізу .....	25
Висновки до розділу 1.....	35
РОЗДІЛ 2. АНАЛІЗ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ПРОХОДКИ І БУДІВНИЦТВА ОБ'ЄКТУ ДОСЛІДЖЕННЯ .....	37
2.1. Загальні положення про об'єкт дослідження .....	37
2.2. Обґрунтування впровадження циклічно-поточної технології на рудниковому комплексі .....	40
2.3. Аналіз робочого проекту виконання робіт з проходки та спорудження виробки великого перерізу на рудниковому комплексі.....	43
Висновки до розділу 2.....	51
РОЗДІЛ 3. ОБґРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ І РОЗРОБКА ЕФЕКТИВНИХ ТЕХНОЛОГІЙ ПРОХОДКИ ВИРОБОК ВЕЛИКОГО ПЕРЕРІЗУ.....	53
3.1. Дослідження стійкості великопрольотних виробок при різних схемах розробки вибою .....	53
3.2. Визначення обсягів робіт при проходці виробок великого перерізу.....	57

3.3. Аналіз основних операцій прохідницького циклу і розрахунок його параметрів при проходці виробок суцільним вибоєм .....	63
3.4. Дослідження операцій прохідницького циклу і розрахунок їх тривалості при розкритті перерізу способом бічного уступу в поєднанні з принципом багатовибійного обслуговування .....	70
3.5 Проектування ресурсозберігаючих технологій проходки великопрольотних виробок і визначення їх основних параметрів.....	74
Висновки до розділу 3 .....	84
РОЗДІЛ 4. БЕЗПЕКА ПРАЦІ ТА ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА.....	85
4.1. Охорона праці та пожежна безпека .....	85
4.2 Охорона навколишнього середовища .....	93
Висновки до розділу 4.....	94
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ.....	95
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ.....	96

## **ПЕРЕЛІК СКОРОЧЕНЬ, УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ І ТЕРМІНІВ**

ВР – вибухова речовина;

ВМ – вибуховий матеріал;

Табл. – таблиця;

Рис. – рисунок;

БПР – буропідбивні роботи;

МКЕ – метод кінцевих елементів;

МКР – метод кінцевих різниць;

ЦПТ – циклічно-потокова технологія;

ДПУ - дробильно-перевантажувальна установка;

ВЦП – вентилятор відцентровий прохідницький;

ПЛА – план ліквідації аварій.



## ВСТУП

Проходка виробок великого перерізу є трудомістким процесом, якому характерна складність виконання проектних та виконавчих робіт. На сьогоднішній день використовуються декілька технологій проходки стволів великого перерізу у підземних комплексах. Проте вони не завжди є найкращим можливим варіантом в плані швидкості, безпеки та витрат на виконання робіт. Тому розробка рекомендацій з технології проходки підземних споруд великого поперечного перерізу є актуальною задачею.

### **Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами.**

Магістерську роботу виконано на кафедрі геоінженерії Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського» відповідно до плану наукових досліджень кафедри.

**Метою дисертації** є обґрунтування ефективних параметрів технологічної схеми проходки виробок великого поперечного перерізу.

Основними задачами досліджень є:

1. Провести аналіз сучасних діючих технологічних схем проходки виробок великого перерізу.
2. Розрахувати темпи спорудження виробки великого поперечного перерізу і коефіцієнт використання обладнання та порівняти методи розкриття між собою.
3. Рекомендувати раціональні параметри технологічної схеми проходки способом бічного уступу та співвідношення між прольотом виробки і кількістю робочих вибоїв, при якому швидкість проходки способом бічного уступу буде максимальною.

**Об'єкт дослідження** – процес проходки і будівництва похилого стволу рудного комплексу.

**Предмет дослідження** – параметри технологічної схеми проходки виробок великого перерізу.

**Методи досліджень.** У роботі використано комплексний метод досліджень, що включає в себе аналіз літературних джерел; проведення теоретичних розрахунків; аналіз і узагальнення результатів теоретичних досліджень.

**Наукова новизна** одержаних результатів:

1. Обґрунтовано схему розкриття вибою бічними уступами виробки в діапазоні 20-30 м<sup>2</sup> та основні технологічні параметри проходки (швидкість, коефіцієнт використання обладнання виробки перерізу ( $S = 24,14 \text{ м}^2$ ), при якій швидкість проходки виробки досягне 75,6 м/міс і коефіцієнт використання збільшиться до 0.6.

**Практичне значення** одержаних результатів:

– запропоновано рекомендації щодо вибору схеми розкриття і проходки похилого стволу рудного комплексу в залежності від його прольоту, що дозволить підвищити безпеку ведення робіт і скоротити витрати на тимчасове кріплення;

– запропоновані параметри технологічної схеми будівництва похилого стволу рудного комплексу, при яких тривалість будівництва способом бічного уступу скоротиться на 20-38 % в порівнянні з традиційною технологією.

**Апробація результатів магістерської дисертації.**

Основні положення та окремі результати роботи доповідалися та обговорювалися на Міжнародній науково-технічній інтернет-конференції «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі» (м. Кривий Ріг, грудень 2017 р).

**Публікації.**

1. Фролов О.О. Встановлення раціональних інтервалів сповільнення при підриванні свердловинних зарядів за результатами промислових досліджень / В.В. Долошицький, В.Т. Моденко, О.О. Фролов // Енергетика. Екологія.

Людина. Наукові праці НТУУ «КПІ імені Ігоря Сікорського», ІЕЕ. – Київ: НТУУ «КПІ імені Ігоря Сікорського», ІЕЕ, 2017. – С. 398-401.

2. Долошицький В.В. Удосконалення існуючих технологій будівництва підземних споруд великого поперечного перерізу / О. О. Фролов, В.В. Долошицький / II міжнародна науково-технічна інтернет-конференція «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі», грудень 2017 р./ Державний вищий національний заклад «Криворізький національний університет.– м. Кривий Ріг: ДВНЗ «КНУ», 2017. – С. Ключові слова: тріщинуватий масив, вибух, заряд, вибухова речовина, напруження, зона зминання.

3. Долошицький В.В. Особливості напружено-деформованого стану гірського масиву при проходженні в ньому виробки великого перерізу / О. О. Фролов, В.В. Долошицький // Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів [Текст]: матеріали V-ї всеукраїнської науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених, 18–19 квітня 2018 р. – Ж.: Житомирський державний технологічний університет, 2018.

**Ключові слова:** технологічна схема, вибух, проходка, напруження, переріз.

**Структура та обсяг роботи.** Дисертація складається із вступу, 4 розділів, висновків і списку використаних джерел. Загальний обсяг дисертації становить 98 сторінок з 7 рисунками, 4 таблицями, списком літературних джерел з 30 найменувань.

## РОЗДІЛ 1

### АНАЛІЗ НАУКОВИХ ДОСЛІДЖЕНЬ З ПРОБЛЕМ ПРОХОДКИ ВИРОБОК ВЕЛИКОГО ПЕРЕРІЗУ

#### 1.1. Дослідження стану проблеми і перспектив будівництва виробок великого перерізу

Одним із основних завдань, що стоять сьогодні перед нашою країною є підвищення темпів та ефективності розвитку економіки за рахунок прискорення розвитку науково-технічного прогресу, більш повного використання наявного виробничого потенціалу, його вдосконалення і досягнення на цій основі поступового зростання добробуту українського народу. Значну роль у вирішенні цього завдання займає приріст енергетичного потенціалу країни, оскільки він більшою мірою визначає зростання національного доходу.

На сучасному етапі освоєння підземного простору одними з основних вимог до проектування є суворя ув'язка регіональної структури будівництва з екологічними вимогами, облік довгострокових інтересів суспільства у збереженні і поліпшенні природного середовища, гармонійне поєднання архітектурного вигляду і komponування з природним ландшафтом.

З аналізу горизонтальних виробок, що входять в підземні комплекси, встановлено, що значну частку займають виробки, площа перерізу яких більше 30 м<sup>2</sup> [1].

В інженерно-геологічному відношенні, як показав аналіз технічних проектів, більшість виробок підземних комплексів буде споруджуватися в породах середньої міцності і міцних (84,2% протяжності всіх виробок) [1].

В інженерно-технічному відношенні умови будівництва підземних комплексів принципово відрізняються від умов гірничо-рудної промисловості

насамперед різноманітністю форм і розмірів поперечного перерізу виробок (від 6 до 400 м<sup>2</sup>), великим скупченням близько розташованих виробок з різною площею поперечного перерізу і довжиною (особливо великопрольотних виробок), їх хаотичною орієнтацією в масиві і розташуванням на різних відмітках.

Підземні комплекси складаються з просторово орієнтованої системи камер, штолень, стволів, транспортних і комунікаційних тунелів різних перерізів і призначень. Камери і підхідні виробки можуть розташовуватися як на одному горизонті, так і на різних.

Як у нас в країні, так і за кордоном, домінуючим способом розробки породи при будівництві підземних комплексів, враховуючи фізико-механічні властивості порід, а також геометричні розміри поперечного перерізу і довжину виробок, є буропідривний.

В розвинених країнах розроблено уніфіковані типові перерізи для підземних комплексів окремих функціональних служб. Так, в США, наприклад, форма виробок для підземних підприємств стандартизована, більш того є типові рішення для підземних виробок прольотом від 6 до 30 м з кроком через 6 м [1]. Особливо хотілося б відзначити, що рівень витрат на 1 м<sup>3</sup> гірничо-прохідницьких робіт знижується зі збільшенням ширини виробки.

Особливої актуальності на Україні і в усьому світі набуває транспортне будівництво. При цьому все частіше для покращення регулювання транспортних потоків як в великих містах, так і в гористій місцевості, а в останні роки і для подолання водних перешкод вдаються до проведення підземних виробок, тобто тунелювання. Зазвичай при наявності досить стійких порід по трасі і передбачуваному інтенсивному русі транспорту, а також при необхідності проведення тунелю в короткий термін, як правило, будівництво двох одноколіїних тунелів виявляється більш ефективним (на 20 - 30%) з економічної точки зору, ніж одноколіїного. Крім того, є меншими експлуатаційні витрати на провітрювання і ремонтні роботи [1].

Характерною особливістю сучасного підземного будівництва є проведення значного обсягу виробок великого поперечного перерізу, які використовують у багатьох сферах народного господарства. Зокрема, це виробки підземних комплексів електростанцій, вугільних і гірничорудних підприємств, автодорожні і залізничні тунелі, сховища газо- і нафтопродуктів, об'єкти соціального призначення і міського будівництва та ін.

Велику роль при будівництві великопрольотних виробок має характер розкриття поперечного перерізу і, як наслідок, формування поля напружень навколо контуру виробки, оскільки встановити кріплення (навіть тимчасове) можна лише через кілька годин, причому робити це доведеться в просторі зі значною площею оголення бічної поверхні від 30 м<sup>2</sup> до 100 м<sup>2</sup> і більше, при цьому глибина оголення (заходки) становить від 3 до 5 м. Все це висуває підвищені вимоги до виконання буровибухових робіт і надає особливу значимість такій операції, як приведення вибою в безпечний стан. Такий обсяг утвореного простору змушує прохідників працювати в вибої із підвищеною обережністю аж до збирання породи, що, в кінцевому рахунку, веде до стримування темпів проходки цих виробок, а відповідно і до збільшення термінів будівництва всього підземного комплексу [2].

У більшості випадків виробки великого перерізу споруджують в породах середньої міцності та міцних. При цьому частка виробок висотою більше 8,5 м складає близько половини від їхньої загальної кількості. Основним способом проходки, враховуючи фізико-механічні властивості гірських порід, є буропідривний [1].

Тунелі і камери великого перерізу істотно відрізняються як за елементами конструкції кріплення, так і за технологією їх проходки від виробок з площею поперечного перерізу до 20 м<sup>2</sup>, найбільш поширених у вугільній і гірничорудній галузях промисловості. Відмінність для таких виробок полягає не тільки в кількісному вираженні параметрів поперечного перерізу, але і в якісному змісті всіх операцій прохідницького циклу.

На сьогодні, широко поширена концепція проходки таких виробок з розкриттям перерізу одразу на весь профіль. Це обумовлюється використанням громіздкого високопродуктивного обладнання і протирічить практиці будівництва через невідповідність даної технології на ділянках траси споруджуваній виробці зі складними гірничо-геологічними умовами, оскільки виникає необхідність переходити на іншу організацію робіт і відповідно використовувати інший набір прохідницького обладнання, а це, як відомо, веде до збільшення термінів будівництва на декілька місяців.

На даний момент інженери не завжди знаходять оптимальне рішення при виборі технології будівництва багатопрольотних виробок, зокрема не враховується вплив схеми розкриття вибою на стан порід вміщального масиву і основні показники паспорту буровибухових робіт (БВР), а також організацію робіт у вибої.

## **1.2. Особливості напружено-деформованого стану породного масиву при проходці в ньому виробок великого перерізу**

У загальному комплексі питань, які необхідно вирішувати при будівництві виробок великого перерізу і, зокрема великопрольотних, особливе місце займає проблема підтримки стійкості породного оголення безпосередньо після розкриття вибою і в момент зведення тимчасового кріплення, оскільки до закінчення його зведення проходить від 5 до 20 годин, а в окремих випадках і більше. При цьому слід враховувати, що в таких виробках відразу після вибуху формується значна площа оголення не тільки по її периметру, а й по глибині, так як довжина заходки становить, як правило, 3-4 м.

Все це вимушує прохідників використовувати в якості тимчасового огорожувального кріплення громіздкі конструкції у вигляді опалубки і чорнового бетону або виконувати роботи, пов'язані з приведенням вибою в безпечний стан, навантаження породи і зведення тимчасового кріплення в зоні підвищеної небезпеки. У цьому випадку підвищується трудомісткість цих

процесів і безпосередньо знижуються темпи проходки. Таким чином, питання забезпечення стійкості породного оголення, а також надійності конструкції тимчасового кріплення при проходці великопрольотних виробок є головними, і для їхнього вирішення велике значення мають відомості про напружено-деформований стан породного масиву, оскільки саме воно є причиною всіх механічних процесів, що відбуваються в навколишньому масиві і в контурі виробки (втрата стійкості, вивали, обвалення, гірські удари, викиди).

Слід зазначити, що напружено-деформований стан породного масиву, очевидно, є домінуючим фактором і в визначенні навантаження на кріплення підземної споруди. Отже, коректність розрахунку її конструкції багато в чому залежить від правильного уявлення про напружено-деформований стан породного масиву і механічних процесах, що протікають навколо виробки.

В результаті розвитку наших уявлень про характер механічних процесів, що мають місце в приконтурному масиві, і про форму їх реалізації виникло велике число гіпотез, що претендують на пояснення цих явищ і вирішення головної проблеми – розрахунку навантаження на кріплення і, як наслідок, визначення її конструктивних параметрів.

Умовно всі наукові роботи, присвячені напружено деформованому стану породного масиву можна розділити на два напрямки: роботи, в основу яких покладені «гіпотези сил», і роботи, основу яких складають «гіпотези деформацій» [3].

Згідно із гіпотезами, в роботах першого напрямку навантаження на кріплення формується виключно силами гравітації, тобто вагою товщі порід, що вміщуються в масиві (повною чи частковою) [3]. Розрахунок навантажень при цьому ведеться в статичній постановці завдання без врахування взаємодії породного масиву з кріпленням. До недоліків робіт цього напрямку можна віднести те, що в їх розрахунках відсутні деформаційні процеси, що відбуваються в породному масиві навколо виробки.

При такому підході немає необхідності визначати зміщення в контурі виробки. Таким чином, розрахунок конструкції кріплення виробки ведеться



аналогічно розрахунку конструкції наземної споруди за заданими навантаженнями. Інакше кажучи, весь розрахунок ділять на три етапи: визначення зовнішніх навантажень, внутрішніх сил (або напружень) і перевірка міцності самої конструкції. При цьому кріплення розглядають або поза масивом гірських порід, тоді вплив останнього замінюють зовнішніми розподіленими напруженнями, або як конструкцію на пружній основі, яка зазнає крім зовнішніх навантажень ще і пружний опір з боку основи.

Гіпотези цієї групи на сучасному етапі розвитку механіки гірських порід можна вважати окремими випадками повної картини взаємодії кріплення і породного масиву.

Розвиток уявлень про механіку гірських порід призвело до важливого висновку про те, що проблема визначення зовнішніх навантажень на кріплення не може бути вирішена без врахування взаємодії кріплення з масивом і їх спільної деформації, від якої залежить кінцеве навантаження на кріплення, причому останнє можна розглядати при розрахунку поза масивом, що є принциповим. Це положення і лежить в основі досліджень, віднесених до напрямку - «гіпотези деформацій». Теоретичною базою гіпотез цього напрямку є розгляд масиву гірських порід з точки зору механіки суцільного середовища [3].

У зв'язку з утворенням гірничої виробки в масиві відбувається порушення початкового напружено-деформованого стану, тобто перерозподіл напружень і деформацій в приконтурній зоні виробки – практично утворюється нове поле напружень, що характеризується концентрацією напружень в заданому контурі виробки [4].

Встановлено, що на концентрацію напружень впливає, перш за все, форма і поперечні розміри виробки, а також її просторова орієнтація відносно поверхні землі (вертикальна, горизонтальна, похила).

На концентрацію напружень впливають деформаційні характеристики порід і їх розподіл в масиві (анізотропія і неоднорідність масиву), а також спосіб виконання робіт (буропідривний, комбайновий, гідравлічний та інші).

При цьому максимальна концентрація напружень має місце на контурі виробки або може бути зміщена вглиб масиву, якщо породи в околиці виробки мають підвищену деформованість. Розміри областей концентрацій напружень залежать від механічних властивостей гірських порід, що складають масив, і параметрів перерізу виробки.

Наслідком концентрації напружень навколо виробки є утворення зони непружних деформацій. Ці деформації розвиваються в часі і поширюються вглиб масиву. Деформації порід в зоні непружних деформацій зміщують контур виробки. У свою чергу ці зсуви породного контуру виробки створюють навантаження на кріплення. Якщо кріплення жорстке, а навантаження перевищує її несучу здатність, то кріплення може бути зруйнованим [5].

Кріплення, яке володіє піддатливістю, «йде» від тиску, і дозволяє таким чином утворитися навколо виробки зоні непружних деформацій. У цій зоні внаслідок реалізації зсувів відбувається зменшення напружень, тому її в поєднанні з кріпленням можна використовувати як несучу конструкцію, при цьому вона виконує роль підпірної стінки для порід цієї зони непружних деформацій [5].

Так як будь-яке кріплення має певну піддатливість, то зона непружних деформацій з плином часу стабілізується, тобто її поширення вглиб масиву припиниться [5].

Якщо жорстке кріплення зводити відразу в вибої, то на нього починає діяти (у міру просування вибою) навантаження від пластичних переміщень і пружних деформацій. Якщо ж кріплення встановлюють на деякій відстані від вибою, тобто пружні деформації і непружні зміщення контуру виробки вже мали місце, то навантаження на кріплення буде менше [5].

Істотний вплив у створенні навантаження на кріплення надає її конструкція, форма і площа поперечного перерізу виробки, фізико-механічні властивості порід в масиві, а також матеріал кріплення. Встановлено, що тиск на кріплення створюється активним навантаженням, що виникає за рахунок

зміщення контуру виробки, і реактивним опором породи, який залежить від деформацій кріплення і фізико-механічних властивостей породного масиву.

З огляду на ці фактори, вчені прийшли до висновку про те, що для обґрунтованого вибору конструкції і режиму роботи кріплення необхідно знати умови, в яких вона буде діяти, і відповідно вибирати її параметри, тобто піддатливість і несучу здатність [5]. Прийнята конструкція кріплення повинна витримувати розрахункове навантаження.

Таким чином найважливішим фактором підвищення стійкості виробок великого перерізу, крім вибору типу кріплення, її несучої здатності і схеми взаємодії з навколишнім масивом, є правильний вибір технології виконання робіт. Очевидно, вибір розумного поєднання конструкції кріплення і технології проведення робіт зі спорудження виробки є оптимальним вирішенням проблеми її проведення та підтримки при мінімальних витратах [2].

В даний момент в гірничорудній промисловості широко поширеним способом цілеспрямованого впливу на масив є застосування піддатливих типів кріплень замість жорстких. Такий підхід виправданий лише при правильному підборі характеристик кріплення (піддатливості і вантажонесучій здатності) і при відсутності якісної зміни геомеханічних умов будівництва підземних споруд. Тому вирішити проблему підтримки гірничої виробки тільки цим способом при відповідних гірничо-геологічних умовах не являється можливим. Це пояснюється тим, що в складних геомеханічних умовах зміщення можуть досягати 1 м і більше, тому процес ув'язки технології будівництва з реалізованими механічними процесами пішов за двома напрямками [6].

Відповідно до першого напрямку пропонується проходити виробку такого перерізу, який після реалізації очікуваних зміщень, які встановлюються аналітичними або іншими методами, буде відповідати проектному перерізу. Цей метод в даний час широко використовують у світовій практиці будівництва підземних виробок. В якості тимчасового кріплення застосовують піддатливі кріплення зі спецпрофілю, а після стабілізації зсувів арки зі спецпрофілю замоноличують бетоном [5].

Однак при проектуванні виробок великого перерізу виникає питання, навіщо потрібно підтримувати деформовані і зруйновані породи, адже дослідження на стадії проектування, за допомогою яких ми визначаємо зміщення, такі ж надійні, як і вихідні дані, якими ми оперуємо. Крім того, при такій технології будівництва отримуємо значні перебори порід (особливо для виробок великого перерізу), а невисока надійність вихідних даних призводить до думки про те, що цей спосіб є не зовсім вдалим [6].

Другий напрямок, серед існуючих на сьогоднішній день, є відомим під назвою методу подвійної проходки [7]. Суть його полягає в тому, що виробку проходять в два етапи, і це дозволяє знизити, а в деяких випадках і звести до нуля зміщення проектного контуру виробки.

Для цього спочатку проводять випереджаючу виробку із врахуванням збереження проектного контуру виробки і дії в ньому мінімальних напружень. Після утворення навколо пілотної виробки зони непружних деформацій здійснюють розширення її до проектного контуру і зводять постійне кріплення. Випереджаючу виробку або кріплять піддатливим кріпленням, або, якщо дозволяє стійкість породи, не кріплять взагалі. При цьому основні зміщення в межах проектного контуру виробки реалізуються під захистом породної оболонки (зони непружних деформацій) [6].

Породна оболонка спільно з тимчасовим кріпленням створює опір, що зменшує розміри зон непружних деформацій [8]. Зрозуміло, що якщо правильно підібрати розміри передової виробки, а також час обробки вибою до проектного перерізу, то можна досягти повної реалізації зсувів породного масиву.

Поетапний метод розкриття вибою великопрольотної виробки, причому зі зміщенням кожної ділянки вибою уздовж осі виробки і кріпленням його бічної поверхні полегшеним піддатливим кріпленням, дозволяє запобігти розущільненню порід в цілому у проектному контурі виробки, що розвивається в результаті прояву гірського тиску.

На цьому ж принципі заснований новий австрійський тунельний метод, запропонований ще в 1948 році, який набув значного поширення у багатьох країнах світу [6].

Суть цього методу полягає в максимальному збереженні і використанні несучої здатності приконтурного масиву внаслідок реалізації строго контрольованих деформацій завдяки застосуванню піддатливого або напівпіддатливого кріплення, яке щільно контактує з масивом. В якості такого кріплення зазвичай застосовують анкери в поєднанні з набризк-бетоном, що встановлюються в кілька етапів, при цьому кожна наступна партія встановлюється в міру вичерпання піддатливості попередньої. Таким чином, встановлене кріплення зупиняє деформації породи і в кінцевому рахунку забезпечує її стабільність до моменту зведення постійної виробки, або саме грає її роль [5].

З огляду на специфіку технології будівництва виробок великого перерізу, слід зазначити, що керування напружено-деформованим станом породного масиву в момент розкриття підсклепінної частини камери є особливо складним процесом.

Складність полягає в тому, що у відносно невеликому обсязі гірського масиву знаходиться значне число виробок різного типу (вертикальних, горизонтальних і похилих) з різною орієнтацією відносно одна одній, причому більшість виробок сполучені одна з одною і фактично відчують взаємовплив як на стадії проходки, так і після неї [6].

Ускладнюючою обставиною є той факт, що кожна наступна виробка проходить по зміненому напруженому стані масиву. Це створює додаткові труднощі особливо при проходці камерних виробок. Розміри цих виробок, як зазначалося раніше, мають ширину (проліт) до 35 метрів, при цьому висота їх часом досягає 60 метрів і більше. Форма поперечного перерізу камер визначається головним чином призначенням виробки, інженерно-геологічними умовами вміщального масиву, динамікою прояву і напрямком поширення гірського тиску.

На сьогодні найбільшого поширення набули такі форми поперечного перерізу: коритоподібна, підковоподібна, напівциркульна і овальна, причому в останні 10-20 років домінують коритоподібна і овальна [9].

Оскільки геометричні розміри поперечного перерізу камерних виробок (проліт і висота) досить значні, розрахунку конструкції кріплення таких виробок надають особливого значення і виконують його зазвичай окремо для склепіння, стін і ґрунту.

Технологія будівництва великих камер починається, як правило, з розкриття її підсклепінної частини і зведення в ній постійного кріплення, що власне і є найскладнішим і найбільш небезпечним етапом будівництва [5].

За формою поперечного перерізу склепіння явно не являється виробкою круглого перерізу, а використовувані аналітичні методи розрахунку тунельних кріплень отримані саме для таких виробок, причому для класично пружних, ідеально пластичних та інших геомеханічних моделей у вигляді площини або півплощини з одним або декількома отворами, тому вільне перенесення цих рішень для таких завдань не в повній мірі задовольняє наших умов.

Більш того, практичне застосування «точних» рішень в замкнутому вигляді сильно обмежене через занадто великий відрив вкрай ідеалізованих розрахункових схем від реальних умов виникнення і розвитку напружено-деформованого стану породного масиву навколо виробки. Крім того, навіть при невеликих відхиленнях розрахункової схеми від найпростішої (круглий отвір в суцільному, однорідному ізотропному пружному, пружно пластичному або ідеально пластичному середовищі при рівномірному одноосьовому навантаженні), формули часто значно ускладнюються і стають незручними для безпосереднього використання в інженерних розрахунках. Тому аналітичні методи зазвичай застосовують в поєднанні з так званими «обсерваційними» методами, або емпіричними, з використанням результатів натурних вимірювань або модельних досліджень [6].

У сучасній практиці проектування підземних споруд аналітичні методи майже повністю поступилися місцем так званим числовим методам, пов'язаним

з використанням ЕОМ [10]. Серед великого різноманіття числових методів в області геомеханіки набули поширення методи кінцевих елементів, кінцевих різниць, граничних інтегральних рівнянь та інших.

При розрахунку методом кінцевих елементів (МКЕ) виконують аналіз рівнянь, що зв'язують напруження і переміщення елементів, вводять граничні умови і вирішують рівняння щодо переміщень, за якими потім обчислюють напруження. Перевага методу полягає в швидкості вирішення і досить хорошому обліку фізичних і структурних властивостей матеріалів. Недоліками методу є труднощі обліку великих деформацій або геометричної нелінійності, фактору часу, зокрема, змінних навантажень [10].

Метод кінцевих різниць (МКР) зводиться до вирішення законів руху замість матриць. Перевага такого підходу полягає в кращому, ніж в інших методах, обліку великих деформацій і в можливості вирішення пластичних задач, а також врахування фактору часу. Недолік методу – занадто велика тривалість вирішення: типову задачу вирішують на комп'ютері протягом чотирьох днів [10].

Інтенсивний розвиток в останні роки числових методів відкриває великі можливості для дослідження просторового напружено-деформованого стану практично будь-якої складності. Так, наприклад, метод граничних інтегральних рівнянь по універсальності значно поступається методу кінцевих елементів (істотний недолік – можливість отримання рішення тільки для однорідних тіл), але в ряді випадків (в першу чергу при вирішенні просторових задач) дає високу ефективність з точки зору вартості розрахунків [10].

Вирішальною перевагою методу граничних інтегральних рівнянь в порівнянні з методом кінцевих елементів та методом кінцевих різниць є значне скорочення числа розглянутих елементів дискредитації простору в результаті розбивки тільки граничної поверхні [10].

Подальші дослідження напружено-деформованого стану порід в процесі будівництва великомасштабних камер з використанням МКЕ дозволили встановити закономірності формування полей напружень та розподілу

нормальних тангенціальних напружень в контурі склепової частини виробки грибовидних і овальних форм перерізу. Зокрема, було встановлено, що опускання (осадка) склепу відбувається тільки в процесі розкриття підсклепінного простору, причому існує лінійна (зворотна) залежність опускання центральної частини склепіння від коефіцієнту бокового тиску порід в масиві, і, особливо важливо, при подальшому розкритті перерізу камери (її розробляють уступним способом) вертикальні зміщення поверхні склепіння або відсутні (в гравітаційному полі початкових напружень), або спостерігається зворотне переміщення склепіння вгору в тектонічному полі напружень. Таким чином, відповідальним моментом при будівництві великих камер є проходка її підсклепінної частини [11].

Отже, пошук і розробка методики керування напружено-деформованим станом масиву гірських порід при розкритті підсклепінної частини камер великого перерізу є проблемами, вирішення яких дозволить більш ефективно проходити такі виробки.

Застосування способу бічного уступу при розкритті склепіння з одночасною організацією робіт у всіх вибоях полегшує вирішення цього завдання. Однак врахування впливу вторинного (наведеного) поля напружень, викликаного наявністю випереджаючого вибою, на напружено-деформований стан порід в момент розкриття вибою до проектного обрису, мало досліджене. Тому метод прогнозування стійкості великопрольотних виробок, що споруджуються способом бічного уступу в поєднанні з принципом багатовибійної організації робіт, розрахунку і вибору параметрів перерізу випереджального і відстаючих вибоїв з урахуванням вторинного поля напружень, викликаного утворенням виробленого простору, дозволить краще забезпечити стійкість проектного перерізу виробки як в момент розкриття, так і в момент зведення кріплення.



### 1.3. Дослідження основних технологічних схем проходки і перспективи розвитку організації гірничопрохідницьких робіт при проведенні виробок великого перерізу

Більшість виробок великого перерізу споруджуються в масивах порід з досить сприятливими інженерно-геологічними умовами, що призвело до поширення двох форм їх поперечного перерізу на практиці [1]. Усі підземні споруди, за формою поперечного перерізу можна розділити на дві основні групи: грибоподібні і овальні (підковоподібні) (рис. 1.1).

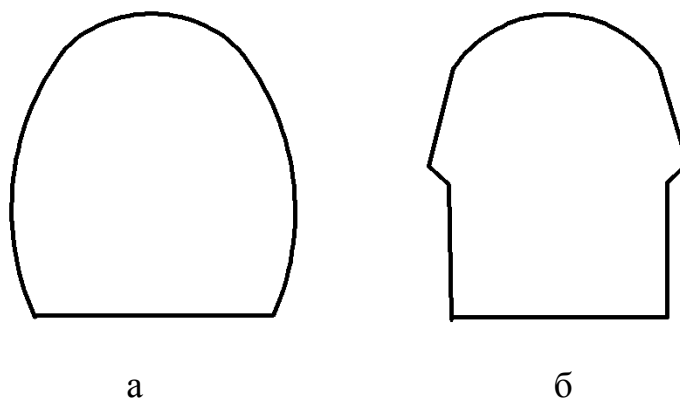


Рис. 1.1. Рекомендовані форми камерних виробок:

а – підковоподібна; б – грибовидна.

На всьому протязі будівництва камерних виробок грибоподібна форма була домінуючою і залишається такою по теперішній час. У конструкціях кріплення таких виробок особливістю є залізобетонне монолітне склепіння, яке опирається п'ятами на масив гірських порід і монолітну залізобетонну конструкцію стін [5].

Послідовність робіт при будівництві таких виробок найчастіше була поетапною, тобто спочатку розкривали її склепіння (на висоту 5-10 м), потім встановлювали постійне кріплення у вигляді монолітного залізобетонного склепіння, причому зведення кріплення склепіння здійснювали або з деяким відставанням від вибою, або після проходки камери на всю довжину, далі

приступали до пристрою підкранових балок і готувалися до розробки ядра (рис. 1.2) [5].

Після зведення кріплення склепіння по всій довжині камери, приступали до поярусної розробки її основного ядра, в основному за рахунок низхідних свердловинних зарядів ВР (рідше за допомогою горизонтальних шпурових зарядів). Для отримання більш рівної поверхні стін по контуру і меншого зрушення порід приконтурного масиву свердловинні заряди підривали в першу чергу. У міру розробки ядра камери в її стіни спочатку встановлювали попередньо напружені анкери, а потім приступали до укладання бетону в кріплення [5].

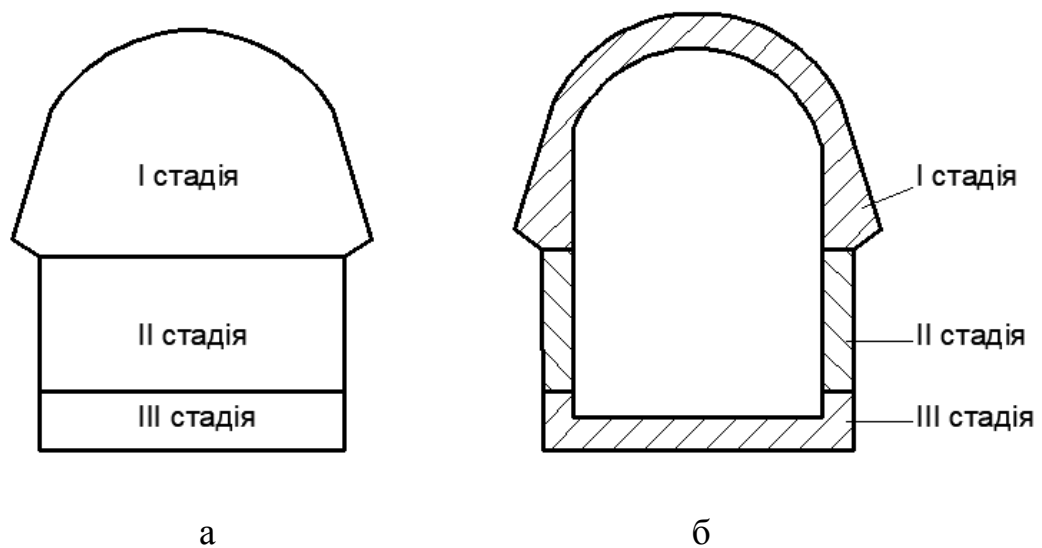


Рис. 1.2. Послідовність розкриття перерізу камерної виробки (а) і зведення постійного кріплення (б).

Найнебезпечнішим моментом при будівництві таких виробок є проходка підсклепінної частини, оскільки тільки в процесі її розкриття відбувається опускання склепіння (осадка). Причому абсолютні значення цих зсувів залежать від прольоту склепіння і коефіцієнта бокового тиску порід в масиві. Крім того, було доведено, що подальше розкриття перерізу камери практично не впливає на зміщення склепіння, більш того, часто відбувається зворотне

переміщення склепіння вгору (якщо переважають тектонічні напруги). Такі камери дуже рідко розкривають відразу на повний переріз [4].

Камери машинних залів овальної або підковоподібної форми, як правило, не мають залізобетонного склепіння і виїмок для п'ят, тому контур їх поперечного перерізу має овальну форму без гострих кутів. Послідовність будівництва камер такої форми наступна, спочатку розкривають підсклепінний простір, правда, при цьому замість монолітного жорсткого кріплення склепіння зводять полегшене піддатливе кріплення з «пасивних» або попередньо напружених анкерів іноді в поєднанні з металевією сіткою і набризк-бетоном [4].

Крім того, внаслідок криволінійного обрису стін не застосовують також і попереднє щілиноутворення по їх контуру з використанням низхідних свердловин. Ядро кожного ярусу може розроблятися і за допомогою свердловинних зарядів, але при цьому по периметру стін залишається берма, яку потім доробляють дрібношпуровим способом із застосуванням контурного підривання або ж безвибуховим способом (гідровідбійниками). Тому витрата праці розробки ядра овальних камер трохи вища, ніж камер грибовидної форми і вимагає більш високої кваліфікації виконавців [4].

В даному випадку, підкранові балки, після розробки відповідних ярусів ядра камери, виконують у вигляді конструкцій прианкерених до стін або монтують на колонах по закінченню розробки камери. Також відсутня можливість використання мостового будівельного крана при монтажних і бетонних роботах у важкодоступних зонах відразу після закінчення розробки камери.

З аналізу вітчизняного і зарубіжного досвіду будівництва тунелів великого перерізу в стійких породах [12, 13] встановлено, що їх будівництво в основному здійснюють способом суцільного вибою або нижнього уступу (якщо висота виробки понад 10 м). Спосіб нижнього уступу також передбачає в першу чергу розкриття склепіння, а потім доопрацювання нижнього уступу. Таким

чином, проблема розкриття склепіння і в цьому випадку є визначальною і актуальною.

Домінування способу суцільного вибою серед інших пояснюється перш за все тим, що він забезпечує широкий фронт прохідницьких робіт і застосування потужного високопродуктивного обладнання, обумовлює досить просту організацію робіт з відносно невеликим об'ємом підготовчо-заключних операцій в загальному циклі.

Разом з тим слід врахувати, що йому властиві досить суттєві недоліки:

- великі втрати часу при переході на інший спосіб проходки в разі виявлених геологічних порушень;
- необхідність детальної і ретельної геологічної розвідки всієї траси тунелю;
- застосування нестандартних громіздких бурових рам і дорогих бурових установок, що пов'язано з подорожчанням спорудження;
- низький коефіцієнт використання гірничопрохідницького устаткування (20-30%);
- значні незручності і витрати на забезпечення безпеки робіт при оборці покрівлі відразу після вибуху і в момент зведення тимчасового кріплення, особливо при розкритті великопрольотних виробок.

Другий з розповсюдження способів будівництва виробок великого перерізу - спосіб нижнього уступу. Основним недоліком проведення тунелю цим способом в порівнянні з проходкою суцільним вибоєм є збільшення термінів будівництва на 20-50% [14].

Останнім часом цей спосіб проходки отримав свій подальший розвиток, а саме: розробку породи в підсклепінній частині вибою і нижньому уступі виконують одночасно. Така технологічна схема проходки стала називатися ступінчастою. За такою схемою споруджували тунель в Альпах Зальцбург (Австрія) – Північна Італія площею поперечного перерізу 100 м. Проходку здійснювали трьома вибоями одночасно з відставанням один від одного вздовж осі тунелю на 50-100 метрів [15]. З верхнього вибою відбиту породу за

допомогою вантажно-транспортної машини скидали в середній вибій, потім навантажувачі транспортували в нижній вибій, а звідти занурювали в вагони.

При постійному спостереженні за станом склепіння і боків виробки і своєчасному прийнятті заходів, незважаючи на складні гірські умови, така схема проходки дозволила розробляти вибій без попереднього кріплення і відмовитися від громіздкого обладнання, застосовуючи стандартні самохідні високопродуктивні бурильні установки. Маневрові операції з одного уступу на інший механізми здійснювали по пандусу, влаштованому з підірваної породи по центру тунелю [9].

При такій технологічній схемі проходки з'явилася можливість суміщення в часі буріння і навантаження на нижніх уступах з процесами буріння і зведення тимчасового кріплення на верхньому уступі тунелю.

В Японії була запропонована ступінчаста технологія спорудження тунелю з використанням спеціального обладнання-підйомного мосту, що дозволяє пропускати обладнання в обидва вибої одночасно. При пропуску обладнання в нижній вибій міст піднімається, при в'їзді обладнання в верхній уступ – опускається і виконує роль похилої рампи. Конструкція такого моста дозволяє пересувати його слідом за просуванням вибою [1].

Ступінчастий спосіб розробки вибою зберігає ті переваги, які властиві способу нижнього уступу, і в той же час виключає його недоліки. До недоліків даного способу можна віднести той факт, що одночасне виконання декількох операцій ускладнює організацію робіт, вимагає додаткових витрат на провітрювання.

Зазначені раніше недоліки способу проходки виробок суцільним вибоєм, а також складність його застосування в малостійких породах спонукали інженерів до розробки нового способу проведення тунелів, так званого новоавстрійського способу, який в останні 15 років активно витісняє спосіб суцільного вибою навіть в стійких породах. Темпи проведення тунелів цим способом в ряді об'єктів за кордоном становлять від 80 до 220 м/міс.

Цей спосіб спорудження тунелів був розроблений в 1950-60-х роках австрійськими вченими Л. Фон-Рабцевичем, Л. Мюллером та ін. Вони запропонували споруджувати піддатливе тимчасове кріплення (набризк-бетоне, анкерне, арочне) безпосередньо після розробки вибою.

З приводу принципів, що становлять сутність даного способу, думки фахівців в цілому одностайні [4, 6, 9]. Вони розходяться в питанні технологічних засобів його здійснення, а саме:

- в яких випадках краще використовувати арки в якості тимчасового кріплення, а в яких анкери;
- в яких випадках допустимо велике випередження колотти, а в яких мале;
- в яких умовах необхідне якнайшвидше замикання кільця кріплення, а в яких це не суттєво.

Відсутність єдиної думки з цих питань викликає побоювання для широкого впровадження даного способу, так як будь-яка помилка може призвести до аварії або значних витрат коштів.

З приводу розробки вибою новоавстрійським способом існують дві позиції. Професор Л. Мюллер відстоює точку зору, яка полягає в якнайшвидшому розкритті вибою на весь переріз і замиканні кільця набризк-бетонної обробки, так як після цього починається спільна робота обробки з масивом.

Професор Л. Фон-Рабцевич і інші вчені стверджують, що положення Л. Мюллера справедливі лише при дрібному закладенні тунелю, а при глибокому закладенні і в гірських умовах вони не істотні, і тому спосіб ведення робіт можна вибирати вільно.

У зв'язку з цим в практиці тунелебудування мають місце такі тенденції.

1. Максимально наблизити спосіб виробництва робіт до проходки на повний переріз з оперативним спорудженням тимчасового кріплення замкнутого профілю.

2. Широко застосовувати метод проходки як для тунелів глибокого, так і тунелів мілкового закладення з випереджаючою штольнею.

В даний час новоавстрійський спосіб проходки тунелів є найбільш поширеним з гірських способів. Настільки незвичне широке поширення цього способу обумовлюється його економічністю і низькою матеріаломісткістю підземних конструкцій. Швидкість спорудження тунелів як в стійких, так і в нестійких породах дуже висока (від 3 до 7 м/добу), а витрати на будівництво в порівнянні з традиційними способами менше на 30-40% (особливо в слабостійких породах).

Новоавстрійський спосіб може бути застосований як в сприятливих, так і в складних інженерно-геологічних умовах. Його також часто використовують в поєднанні зі спеціальними методами проходки тунелів (зміцнення гірських порід ін'єкцією, водозниженням, заморожуванням та ін.) [15].

Головна особливість новоавстрійського способу в порівнянні з іншими – максимальне використання несучої здатності навролишньої породи і залучення її в роботу в якості захисної конструкції, що оберігає виробку від обвалів. Порода, закріплена тимчасовим кріпленням з анкерів, набризк-бетону або піддатливим арочним кріпленням, перетворюється в вантажонесуче середовище, яке сприймає значну частину зовнішніх навантажень. Інша частина навантажень передається на саме кріплення, матеріаломісткість якої значно знижена в порівнянні з кріпленням, використовуваною при інших способах проходки.

Новоавстрійський спосіб допускає суттєві переміщення контуру виробки, забезпечуючи тим самим розвантаження гірського масиву від напружень. Постійну бетонну або залізобетонну обробку зводять в той момент, коли вичерпана несуча здатність тимчасового кріплення. Внаслідок цього конструкція постійного кріплення працює на навантаження, значно менше, ніж якби обробка зводилася до того, як сталося основне розвантаження масиву.

На Україні новоавстрійським способом зводився Бескидський тунель. Проектом була передбачена проходка тунелю з розробкою ґрунту

буропідричним способом. Основні технічні процеси виконувались спочатку на верхньому уступі, а потім на нижньому [16].

Відомий також спосіб проходки виробок методом мінімальних уступів, при якому спочатку розробляють колотну частину вибою на заходку до декількох метрів з одночасним кріпленням боків виробки і в разі необхідності – вибою, а потім розробляють в один або кілька уступів решту тунелю з одночасним кріпленням [15].

Таким чином, розробку вибою в колоті і уступі здійснюють послідовно. Цей спосіб дозволяє в найкоротші терміни замикати кільце набризк-бетонного кріплення вибою по частинах. Даний спосіб застосовується при будівництві тунелів в ряді країн (Японії, Австрії, Німеччини та інших).

Існує ще кілька технологічних схем проходки виробок великого перерізу, які дозволяють, використовуючи принцип розробки вибою по частинах з одночасною організацією робіт в декількох вибоях, добиватися хороших результатів. Наприклад, спосіб проходки з випереджаючою штольною і подальшим її розширенням до проектного контуру [17]. Випереджаюча штольня може розташовуватися як у центрі, так і в нижній частині тунелю. Наявність передових виробок дозволяє більш детально дослідити трасу виробки і при необхідності швидко переходити на іншу технологію проходки.

Пропонований спосіб бічного уступу при проходці великопрольотних виробок був деяким прообразом новоавстрійського способу. У цьому випадку спочатку розробляють на всю довжину центральну частину перерізу, кріплять її склепіння, а потім розробляють бічні уступи [9]. Така послідовність виконання робіт дозволяє поступово розкривати вибій і поетапно кріпити його склепову частину, а також відмовитися від громіздкого нестандартного обладнання (бурових рам).

Основним недоліком такої технологічної схеми проходки є збільшення термінів будівництва. Останнім часом у світовій практиці проходки великопрольотних (більше 8,5 м) виробок даний спосіб було дещо вдосконалено. Зокрема, вибій виробки що споруджується ділять на два або три



робочих вибої, причому кожен вибій зміщують уздовж осі тунелю відносно один одного на 25-30 м (рис. 1.3). Всі вибої розробляють одночасно і обслуговують одним комплексом обладнання [8].

Такий спосіб проходки має беззаперечні переваги в порівнянні зі способом суцільного вибою, так як при поетапному розкритті і кріпленні вибою підвищується стійкість проектного контуру виробки на момент розкриття, до того ж розосередження енергії вибуху в меншій мірі впливає на близько розташовані виробки, менше порушується приконтурний масив. Крім того, при використанні такої технологічної схеми проходки можна відмовитися від нестандартного громіздкого обладнання і застосовувати високопродуктивну самохідну техніку з високим коефіцієнтом її використання в часі циклу (50-60%). У той же час проходка великопрольотних виробок при такій організації робіт виключає основний недолік способу бічного уступу – збільшення термінів будівництва [8].

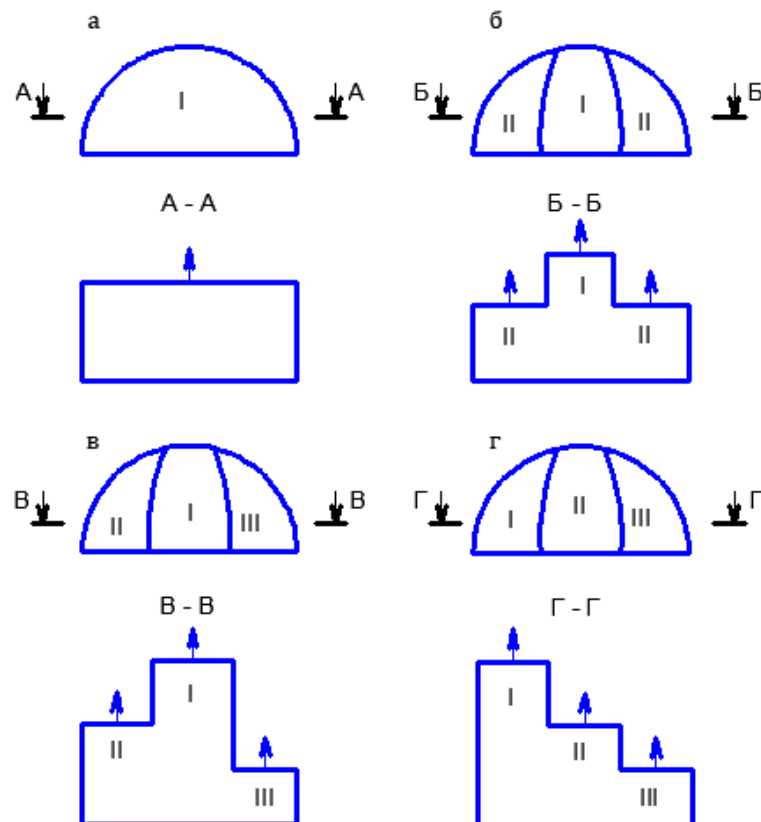


Рис. 1.3. Схеми розкриття підсклепінної частини камерних виробок: а – на повний переріз; б, в, г – з бічними уступами; І, ІІ, ІІІ – черговість розробки уступів

Цей спосіб, за своєю суттю, є різновидом новоавстрійського способу і виявляється кращим за вартістю обладнання що використовується і темпам проходки в стійких породах в порівнянні зі способом суцільного вибою [8].

За такою ж технологічною схемою споруджували тунель Нью-Йоркського метрополітену, який мав ширину 9,8 м, висоту 5,5 м і розроблявся двома бічними уступами розмірами 4,9 x 5,5 м, вибої уступів відставали один від одного на відстань 30 м [15].

Організація робіт у виробці була наступною. Буріння і навантаження породи виконували поперемінно в обох половинах перерізу тунелю одним і тим же комплектом устаткування. Для обурювання вибою застосовували бурову раму на гусеничному ході. Вона була обладнана чотирма бурильними машинами «Гарднер-Денвер-123» з маніпуляторами, а для буріння центральних врубових шпурів діаметром 114 мм була встановлена ще одна бурильна машина тієї ж фірми (модель ДН-13) [15].

Всього в вибої утворювалось 70 шпурів довжиною 2,4 м, їх бурила бригада з 10 чоловік протягом 1,5 год. Шпури заряджали желатин-динамітом «Гелекс-2» і підривали за допомогою детонаторів з 17 ступенями сповільнення. Проходка вибою за цикл становила в середньому 1,8-1,9 м [15].

Після закінчення провітрювання приступали до завантаження породи вантажною машиною «Еймко-105» в самоскиди. Навантаження тривало 2 год. У цей час в іншому вибої бурили шпури. Така технологія дозволила здійснити шість прохідницьких циклів за тризмінну робочу добу і в кінцевому підсумку досягти швидкості 5,5 м/доб.

За такою ж технологічною схемою споруджували і тунель автостради Толінг в Австрії (1971-74 р.р.). При площі поперечного перерізу однієї з його ділянок 73,5 м внаслідок застосування цієї схеми проходки вдалося скоротити

витрату ВМ на 16%, обсяг буріння – на 14% і підвищити швидкість проходки на 36% [15].

Отже, головні переваги цього способу – можливість застосування стандартного мобільного і недорогого в порівнянні з застосовуваним при проходці суцільним вибоєм обладнання та використання несучої здатності гірського масиву шляхом залучення його в роботу за допомогою кріплень регульованого опору. При цьому основними елементами кріплення є анкери, металева сітка і набризк-бетон. Довжина анкерів визначається станом породи, площею поперечного перерізу тунелю і опором анкерних стрижнів висмикування. Зазвичай довжина анкерів становить 0,4-0,8 від діаметру тунелю. Для порід, що знаходяться в слабкому стані, використовують більш довгі анкери (6-9 м). Відстань між анкерами може змінюватися від 0,75 до 2 м. Як правило, застосовують залізобетонні анкери або з полімерної сталі.

У міцних породах товщина набризк-бетонного покриття становить всього 3-5 см; максимальна товщина в найбільш слабких породах досягає 25-30 см.

В окремих ситуаціях можливе використання і піддатливого арочного кріплення, виконаного з арматурних ферм або спецпрофілю масою від 18 до 36 кг на 1 м, при цьому крок арок ув'язується з довжиною заходки, зазвичай на одну заходку встановлюють 1-2 арки по довжині тунелю. Таке кріплення рекомендується застосовувати тільки в слабких нестійких породах. При необхідності арочне кріплення може посилюватися шляхом установки додаткових анкерів підвищеної довжини.

Бетонну постійну обробку виконують з деяким відставанням від просування вибою після стабілізації переміщень (зазвичай через 1-3 місяці після замикання зворотного склепіння), що виключає виникнення значного подальшого навантаження. Товщина такої конструкції кріплення зазвичай менша товщини обробки, розрахованого на повне навантаження, і становить, як правило, 30-50 см.

## **Висновки до розділу 1**

1. Аналіз проблем і перспективи будівництва складних підземних великопрольотних виробок, приводить до думки про необхідність розробки уніфікованих типових перерізів для підземних комплексів.

2. При будівництві великопрольотних виробок особливої актуальності набувають характер розкриття поперечного перерізу і сформоване внаслідок цього поле напружень навколо контуру виробки, оскільки встановити кріплення (навіть тимчасове) можна лише через кілька годин, причому робити це доведеться в просторі зі значною площею бічної поверхні оголення від 30 м<sup>2</sup> до 100 м<sup>2</sup> і більше, при цьому глибина оголення (заходки) становить від 3 до 5 м. Все це висуває підвищені вимоги до виробництва буровибухових робіт і підкреслює особливу значимість такої операції, як приведення вибою в безпечний стан. Такий обсяг утвореного простору змушує прохідників працювати в вибої з підвищеною обережністю аж до збирання породи, що в кінцевому рахунку веде до стримування темпів проходки цих виробок, а отже, і до збільшення термінів будівництва всього підземного комплексу.

3. При виборі технології будівництва великопрольотних виробок поки мало враховується вплив схеми розкриття вибою на стан порід що вміщає масив. Це в кінцевому підсумку призводить до вибору не найбільш оптимального варіанту як конструкції кріплення, так і самої технології.

4. Найбільше застосування при проходці виробок великого перерізу має спосіб суцільного вибою, який останні роки активно витісняється новоавстрійським способом.

5. Технологія проходки виробок методом бічного уступу має ряд переваг відносно інших методів у недороговизні обладнання та використання несучої здатності гірського масиву у кріпленні.

## **РОЗДІЛ 2**

### **АНАЛІЗ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ПРОХОДКИ І БУДІВНИЦТВА ОБ'ЄКТУ ДОСЛІДЖЕННЯ**

#### **2.1. Загальні положення про об'єкт дослідження**

ПАТ Інгулецький гірничо-збагачувальний комбінат — підприємство з видобутку і збагачення залізняку Інгулецького родовища, найбільший в Україні виробник залізорудного концентрату розташованого в південній частині Криворізького залізорудного басейну. Інгулецький ГОК був побудований в 1966 на базі Інгулецького родовища залізистих кварцитів. До складу комплексу входять: кар'єр, дробильна, збагачувальна фабрики, корпус флотації, залізничний цех, цех технологічного автотранспорту, автотранспортний цех, цех технологічного водопостачання і шламового господарства та ряд допоміжних цехів (підрозділів) [18].

Інгулецьке родовище представлено пластовим покладом (потужністю від 100 до 1000 м, довжина 2,5 км, ширина 1,2 км). У його геологічній будові беруть участь породи криворізької серії (граніти і залізисті кварцити протерозою), які перекриті осадовими породами — глинами, піском, вапняками кайнозою. У будові родовища здебільшого переважають породи середньої залізорудної свити (PR1sx). Потужність перекриваючих порід 30-40 м. Родовище характеризується складною блоковою тектонікою, високим ступенем метаморфізму залізних руд і вміщуючих порід та інтенсивними проявами метасоматозу [18].

Розробка родовища ведеться кар'єрним способом. При відкритих роботах розкриття родовища здійснюють постійними внутрішніми траншеями. Система розробки — транспортна з вивезенням пустих порід у зовнішні відвали. Глибина кар'єру 426 м, щоправда іде мова про розробку потужностей до 600 м. Розкриття — вертикальними стовбурами [18].

Кар'єр розробляється поповерховим обваленням з відбійкою руди свердловинами. Вилучення руди в процесі видобутку — 98 %, розубожування — 2 %. Багаті руди збагачують сортуванням, бідні (залізні кварцити) методом мокрої магнітної сепарації. Окиснені залізисті кварцити, що попутно добуваються складуються окремо. Розкриті породи використовуються для будівництва гребель, виробництва щебню [18].

Починаючи з ХХІ століття, сировинною базою комбінату являються залізні кварцити Інгулецького родовища, на півдні Криворізького залізнорудного басейну. В середньому Інгулецький гірничо-збагачувальний комбінат видобуває 20,7 мільйонів тон руди на рік. Основним методом збагачення є магнітний у слабкому полі. Технологічна схема збагачувальних фабрик № 1, 2 включає 4 стадії подрібнки, 3 стадії подрібнення і 4-5 стадій магнітної сепарації. В кожній стадії виходять відходи, а промисловий продукт переробляється далі [18].

На родовищі виділяють три рудних тіла. Крім того, застосовується поділ родовища на ділянки. Нижче наведена характеристика рудних тіл і межі окремих ділянок [18].

Рудні тіла являють собою сукупність тектонічних блоків, що мають переважно єдине просторове орієнтування. Кожне рудне тіло характеризується особливостями форми, розміру, умовами залягання, складом що формують його залізисті кварцити і інтенсивністю метасоматичних змін.

Рудне тіло 1 простежується в східній частині кар'єрного поля з півдня до тектонічного розривного порушення на півночі і є природним продовженням Саксаганської синклінали [18].

Рудне тіло 1 складено із залізистих кварцитів шостого і частково п'ятого залізистого горизонтів. Магнетитові різниці кварцитів складають 54,8% від загального обсягу рудного тіла, гематит-магнетитові – 20,4%, силікат-магнетитові – 17,5%, магнетит-силікатні – 7,3%. Магнетит-силікатні кварцити, в основному, складають перехідну зону від кондиційних кварцитів шостого залізистого горизонту до некондиційних кварцитів сьомого сланцевого горизонту. Потужність перехідної зони (облямівки) досягає 10-40 м.

Рудне тіло 2 розташоване в північній половині кар'єрного поля від тектонічної зони та на півдні до повного виклинювання на півночі. Протяжність тіла понад 1400 м. Тіло має складну будову, обумовлене розвитком численних різноспрямованих тектонічних розривів, що супроводжуються потужними зонами брекчирування. У плані тіло представляє сукупність тектонічних блоків різного просторового орієнтування і розмірів. Рудне тіло 2 складено із залізистих кварцитів шостого і частково п'ятого залізистих горизонтів. Кондиційні залізисті кварцити представлені магнетитовими (64,29%), гематит-магнетитовими (23,21%), силікат-магнетитовими (10,03%) і магнетит-силікатними (2,47%) різновидами. Широко розвинені продукти метасоматозу [18].

Рудне тіло 3 (західне рудне тіло) простежується по кар'єрному полю з півдня. Горизонтальна потужність змінюється від 20 м на півдні до 300-400 м на півночі; падіння на захід під кутами 65-75° [18].

Рудне тіло 3 складено із залізистих кварцитів шостого залізистого горизонту з магнетитових (40,7%), гематит-магнетитових (38,75%), силікат-магнетитових (16,17%) та магнетит-силікатних (4,38%) мінералогічних різновидів.

Магнетит-силікатні кварцити розташовуються переважно в перехідних зонах ("облямівка") на контактах з вмещаючими породами.

Вигин порід супроводжувався численними розривними порушеннями: поздовжніми і поперечними по відношенню до простягання порід. Інгулецьке родовище є перспективним, багатим на ресурси об'єктом, саме тому важливо проводити інвестиції у його розвиток та придумувати інновації.

## **2.2. Обґрунтування впровадження циклічно-поточної технології на рудниковому комплексі**

Основним критерієм по вибору напрямку розвитку гірничих робіт і порядку відпрацювання кар'єра було прагнення провести в найбільш стислі терміни реконструкцію транспортної схеми, що дозволяє скоротити обсяги автотранспортних перевезень гірської маси і забезпечити прийнятне співвідношення видобутку руди і виїмки розкривних порід.

Основними заходами, що забезпечують підвищення продуктивності гірничої схеми, скорочення транспортування гірничої маси автотранспортом, розвантаження робочих бортів кар'єра від транспортних комунікацій, є будівництво комплексу циклічно потокової технології (ЦПТ) скельних порід розкриву для видачі породи з нижніх горизонтів кар'єра на його борт і



подальшого перевантаження в залізничні думпкари, і транспортування у відвали.

Аналіз існуючого стану гірничих робіт і транспортної схеми показує, що основний обсяг перевезень в кар'єрі здійснюється автомобільним транспортом на перевантажувальні майданчики і до прийомних пристроїв дробильно-перевантажувальної установки рудного комплексу ЦПТ. Стримуючим фактором розвитку гірничих робіт в кар'єрі при відсутності постійних бортів є необхідність формування тимчасових ціликів на ділянках розміщення перевантажувальних пунктів і їх постійного перенесення і перевлаштування пов'язаних з ними транспортних комунікацій.

В даний час середньозважена висота транспортування скельних розкривних порід автотранспортом до перевантажувальних майданчиків становить 250 м, а середньозважена відстань – 4,6 км. Надалі, у міру зниження гірничих робіт і збільшення продуктивності, буде відбуватися збільшення обсягів перевезень гірської маси автотранспортом, дальності транспортування і висоти підйому, що призведе до зростання парку автосамоскидів, і, як наслідок, до збільшення витрат (загальних і питомих на  $1\text{м}^3$ ) з ускладненням організації робіт і погіршенням екологічних умов або зниження продуктивності видобування руди.

З метою нарощування і збереження обсягів видобутку, забезпечення ефективних умов експлуатації автомобільного транспорту виникає необхідність застосування для видачі порід скельного розкриву з кар'єру циклічно-потокової технології (ЦПТ). А у зв'язку з цим виникає необхідність проведення похилої транспортної виробки великого перерізу.

Для уточнення термінів введення в експлуатацію, продуктивності і місця розміщення в кар'єрі комплексу ЦПТ скельних порід розкриву були виконані проектні опрацювання з використанням матеріалів розвитку кар'єру по збільшенню продуктивності по руді до 35 мільйонів тон. Аналіз календарного плану показує, що при нарощуванні продуктивності кар'єру до 35 мільйонів тон руди на рік обсяги виїмки розкривних порід в кількості 25,7 мільйонів  $\text{м}^3$  в рік

необхідно підтримувати до 2025 року. Надалі обсяги розкривних робіт не перевищать 21,5 мільйонів м<sup>3</sup>.

У майбутній період з метою збереження намічених обсягів видобутку руди передбачається здійснити перенесення перевантажувальних пунктів на більш глибокі горизонти і збільшити пропускну здатність розкривних перевантажувальних пунктів шляхом заміни існуючих екскаваторів на нові.

У наступний період (по 2025 рік) виїмка розкривних порід буде вестися на нижчі відмітки, а співвідношення обсягів виїмки розкривних порід і збільшення довжини їх вивезення автотранспортом через поглиблення кар'єру і розширення його в плані буде змінюватися в бік збільшення, що потребує зменшення точок розвантаження і збільшення кількості перевантажувальних пунктів до дев'яти.

У зв'язку з неможливістю влаштування необхідної кількості перевантажувальних пунктів розкривних порід і враховуючи, що вони є стримуючим фактором у розвитку гірничих робіт, виникла необхідність здійснити будівництво і введення в експлуатацію комплексу ЦПТ скельних порід розкриву.

Виходячи з обсягів виїмки розкривних порід по горизонтах, продуктивність комплексу ЦПТ скельних порід розкриву прийнята 36 мільйонів тон на рік.

Технологія розробки гірської маси не зазнає істотних змін у порівнянні з раніше запроєктованою.

Виходячи з умов залягання корисних копалин, представленого потужними покладами крутого нахилу, зберігається прийнята транспортна система розробки із зовнішнім розташуванням відвалів розкривних порід.

Розкривання нижніх горизонтів буде здійснюватися тимчасовими автомобільними з'їздами з виходом на ділянки постійних автодоріг, що зв'язують робочі горизонти з прийомними пристроями комплексів ЦПТ і перевантажувальними пунктами в кар'єрі.

До позитивних аспектів реалізації планованої діяльності відносяться:

#### Екологічний:

- при нарощуванні продуктивності кар'єру до 35 мільйонів тон руди на рік будівництво і введення в експлуатацію комплексу ЦПТ скельної розкриву дозволить зменшити загальне зростання парку автосамоскидів, кількість пунктів перевантаження гірничої маси на залізничний транспорт і, як наслідок, зменшити негативний вплив на атмосферне повітря в робочій зоні кар'єру.

#### Економічний:

- збільшення продуктивності кар'єру не представляється можливим без залучення у відпрацювання запасів, законсервованих під існуючим рудним комплексом ЦПТ;

- необхідність будівництва і введення в експлуатацію комплексу ЦПТ скельного розкриву обумовлена неможливістю влаштування необхідної кількості перевантажувальних пунктів розкривних порід, враховуючи, що вони є стримуючим фактором у розвитку гірничих робіт.

#### Соціально-економічний:

- підтримання потужності комбінату на найближчу перспективу зі збереженням і додатковим наданням робочих місць в регіоні;

- необхідність забезпечення сировиною різних галузей промисловості України і зарубіжних країн;

- додаткові надходження коштів до бюджетів усіх рівнів, що буде сприяти розвитку соціальної сфери, як регіону, так і України в цілому.

Кар'єр працює по транспортній системі розробки із застосуванням комбінованого автомобільно та конвеєрного транспорту.

Проектовані будівлі і споруди ЦПТ скельного розкриву передбачається розмістити в складі існуючих майданчиків комбінату. Розміщення основних технологічних об'єктів проєктовано з дотриманням поточності технологічного процесу, забезпеченням найкоротших технологічних зв'язків, забезпеченням оптимальних об'ємно-планувальних рішень, зручністю експлуатації і дотриманням санітарно-гігієнічних і протипожежних вимог.

Дробильно-перевантажувальна установка являє собою споруду, що складається з двох підземних колодязів з дробарками і наземної кранової естакади зі стіною огорожею і з вбудованими допоміжними приміщеннями. Конструктивно ДПУ (дробильно-перевантажувальна установка) виконується в колодязі, будівництво якого буде здійснюватися відкритим способом.

Галереї стрічкових конвеєрів представляють собою металеві прогонові будови зі збірними залізобетонними плитами перекриття і стіною огорожею з тришарових панелей.

### **2.3 Аналіз робочого проекту виконання робіт з проходки та спорудження виробки великого перерізу на рудниковому комплексі**

Ствол похилий "Східний" призначений для транспортування залізної руди з кар'єру на дробильну фабрику [18]. Стовбур "Східний" має склепінчасту форму. Основний переріз в світлі  $S_{св} = 22,32 \text{ м}^2$ , в проходці  $S_{пр} = 24,19 \text{ м}^2$ , довжина  $L = 359,245 \text{ м}$ . Кріплення комбіноване – із залізобетонних штанг, металевої сітки і набризк-бетону. Поперечний переріз стовбура зображений на рис. 2.1.

Вміщає породи залістисті кварцити, тріщинуваті, коефіцієнт міцності  $19 \div 20$ . Зустрічаються вивали порід. Коефіцієнт фільтрації  $0,04 \text{ м/доб}$ . Транспортування матеріалів і обладнання по підвідних штольнях і стовбуру "Східний" здійснюється самохідними машинами. Швидкість проходки суцільним вибоєм тунелю складає  $56 \text{ м/міс}$ .

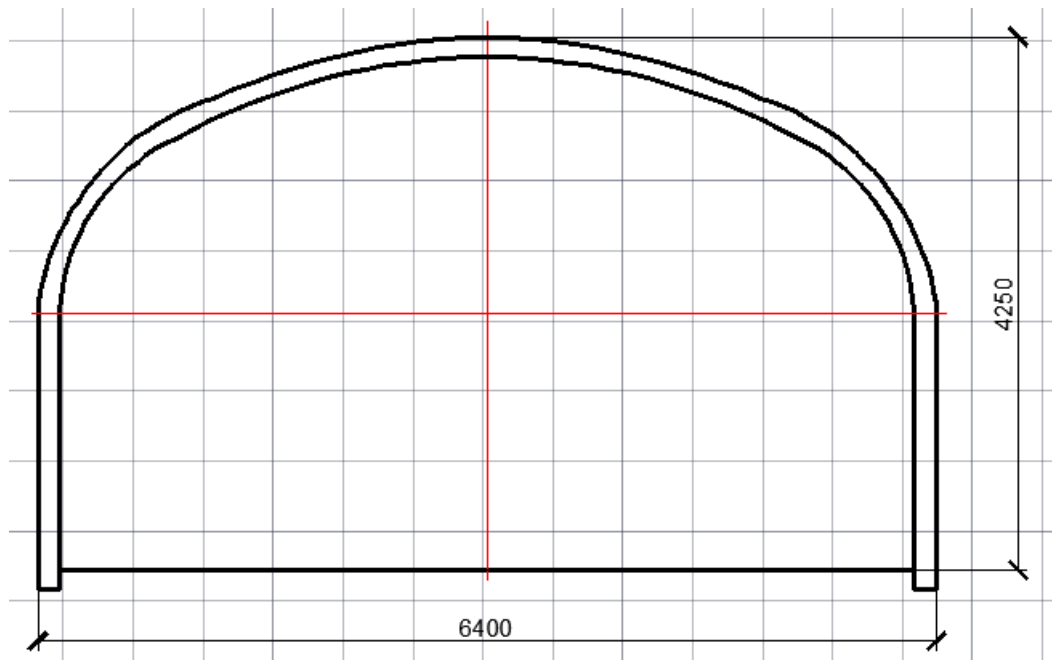


Рис. 2.1. Поперечний переріз стовбуру «Східний»

На період проходки гірських виробок по стовбуру "Східний" прокладаються тимчасові трубопроводи стиснутого повітря і води, вентиляційні трубопроводи, тимчасові мережі електропостачання та освітлення. Після закінчення прохідницьких робіт тимчасові мережі демонтуються.

Спорудження похилого стволу «Східний» проводиться зі штольні. Проходка галереї виконується на повний переріз буропідривним способом. В місці збійки підвідної штольні з похилим стволом виконується сполучення, з якого буде виконуватись проходка частини похилого стволу в напрямку дробильно-перевантажувальної установки на довжину десять метрів. Проходка стволу «Східний» здійснюється знизу-вгору.

Діючим проектом виконання робіт [18] для проходки похилого стовбура пропонується наступне обладнання для буріння шпурів самохідні бурові установки (Atlas Copco Boomer 282, УБШ 532Д, СБУ-2К, перфоратор ручний УТ 28 (29); пневмопідтримка FT 160, перфоратор телескопний ПТ-48, верстат для заточування коронок.

Для прибирання породи використовуються вантажна машина ПД-8, навантажувальна машина ПНБ-4 гідравлічний екскаватор JCB-8080, фронтальний навантажувач ХГМА ХГ-955П, скреперна лебідка ЛС-100 [19].

Для спрощення заряджання і підривання використовують автомобіль ГАЗ-330232-288С "ДУЕТ", машинку підривну КПМ-3, підривну, прилад для перевірки вибухової мережі ВІС-1. Кріплення виконують за допомогою пневмонагнітача СО-126 та торкрет-установки АС-1 [19].

Для вентиляції застосовуються вентилятори відцентрові прохідницькі (ВЦП-16М та ВЦ-11) і вентилятори місцевого провітрювання СВМ-6 осьовий і AND-500 осьовий. Також застосовується глушник шуму ГШЕ. Стиснуте повітря: подається компресорами CRS-110 та ВВ-32/8 [19].

Буріння шпурів проводиться самохідними буровими установками Atlas Copco Boomer 282 (рис. 2.2.), УБШ 523Д, СБУ-2К [19]. Також можливо проводити буріння шпурів ручними перфораторами УТ28 (29) з пневмопідтримкою FT 160 групою прохідників в складі 4-х осіб. При бурінні шпурів ручними перфораторами верхня зона вибою пробурюється з породи, після приведення вибою в безпечний стан. Нижня зона – з підшви виробки, після збирання породи.

Буріння шпурів самохідними буровими установками проводиться з підшви виробки після збирання породи. Буріння шпурів за допомогою бурової установки Copco Boomer 282, УБШ-532Д або СБУ-2К виконується ланкою прохідників в складі 2-х чоловік [19].



Рис. 2.2. Бурова установка Atlas Copco Boomer 282

Буріння вибою виконується згідно паспорту буровибухових робіт. Паспорт БВР складається після проведення не менше 3-х дослідних вибухів

начальником дільниці і затверджується головним інженером шахти вибухових робіт. Дослідні вибухи виробляються за технологічною карткою.

Перед початком буріння гірничий майстер з ланкою прохідників виконують розмітку вибою з маркшейдерських точок відповідно до паспорту БВР.

Контроль за веденням буро-вибухових робіт, за дотриманням паспорта БВР здійснює особа змінного технічного нагляду, що має відповідний дозвіл (гірський майстер). При зміні гірничо-геологічних умов паспорт БВР переглядається.

Час буріння вибою можна визначити за формулою 2.1 [18].

$$T_{\text{б}} = K_{\text{бм}} * M_{\text{бм}}, \quad (2.1)$$

$K_{\text{бм}}$  – коефіцієнт одночасності роботи перфораторів (для ручних перфораторів – 0,85, для бурових установок – 0,75);  $M_{\text{бм}}$  – число одночасно працюючих перфораторів;

Буріння шпурів в обох випадках здійснюється з промиванням водою. Витрата води для ручних перфораторів – до 4 л/хв. Витрата води для гідравлічних перфораторів – до 10 л/хв. Середня витрата води на буріння становить до 2 м<sup>3</sup>/год. Тиск води – 1,6 МПа.

Після закінчення буріння кожного шпуру його ретельно промивають водою до повного видалення шламу. Після вилучення бурового інструменту, устя шпуру фіксують дерев'яною пробкою.

Після закінчення буріння, після перевірки правильності розташування шпурів їх кількості та напрямки відповідно до паспорта БВР, гірський майстер дає дозвіл на заряджання вибою.

Вибухові матеріали (ВМ) отримує підривник по наряд-путівці, виданій начальником дільниці або його заступником. Транспортування вибухових матеріалів з роздавальної камери до місця виконання робіт здійснюється підривником із залученням спеціально проінструктованих працівників.

Поблизу місця проведення підричних робіт ВМ зберігаються в спеціально обладнаних дільничних пунктах (ящиках).

Перед заряджанням відключаються всі електроспоживачі в похилому стовбурі. Всі люди, не зайняті в заряджанні виводяться із вибою, на кордонах небезпечної зони виставляються пости охорони. Допомогу підричнику в заряджанні вибою надають прохідники, які мають "Єдину книжку підричника" і записані в наряд-путівку.

Перед початком заряджання шпури продуваються стисненим повітрям за допомогою спеціальної трубки (продувки). Патрони ВМ надсилаються в шпур за допомогою дерев'яного набійника. Верхні шпури заряджаються з приставних дерев'яних сходів. «Патрони-бойовики» виготовляються на місці проведення робіт, в вибою, безпосередньо при заряджанні, в кількості необхідній для підривання зарядів за один прийом. Після закінчення заряджання із вибою прибираються сходи, забійники, упаковка і монтується електропідрична мережа в напрямку від вибою до джерела струму.

Перед приєднанням проводів електропідричної мережі до вибухової машини (або до вибухової станції), підричник перевіряє за допомогою приладу ВІС-1 цілісність мережі.

Сигнали подаються підричником, який виконує вибухові роботи. Для подачі звукових сигналів в районі порталу підвідної штольні гір. (-300) м встановлюється сирена.

Допуск людей до місця вибуху виконує гірський майстер після повного провітрювання вибою, відбору проб повітря на наявність СО і перевірки вибою на наявність несправностей, але не раніше, ніж через 10 хвилин після вибуху. Вибухові роботи виконуються за графіком, розробленим підрядною організацією, погодженому та затвердженому Замовником.

Провітрювання похилого стовбура від порталу підвідної штольні проводиться за нагнітаючою схемою.

При проходці похилого ствола "Східний", для зменшення часу провітрювання, додатково встановлюються осьові вентилятори.



В якості додаткових приймаються осьові вентилятори СВМ-6 або вентилятори AND-500, встановлені розподілено по штольні.

Після повного провітрювання виробки, гірничий майстер проводить відбір проб повітря на наявність СО за допомогою газоаналізатора АМ-5. Переконавшись, що вміст отруйних продуктів вибуху, які виникли під час підривання, не перевищує 0,008% за обсягом в перерахунку на умовну окис вуглецю СО, проводить допуск людей в вибій. Разом з прохідниками перевіряє вибій на наявність "відмов". У разі виявлення "відмов" їх необхідно ліквідувати. Забороняється виконувати будь-які інші роботи не пов'язані з їхньою ліквідацією.

Ліквідація "відмов" виконується за окремими командами, затвердженими керівником вибухових робіт. Під керівництвом гірничого майстра прохідники оглядають стан кріплення комунікацій, стан кріплення і усувають виявлені порушення.

За допомогою ломиків простукують покрівлю і стіни вибою, та оббирають відколені шматки породи (заколи). Вибій і відбита гірська маса омиваються і змочуються водою. "Склянки" промиваються водою і фіксуються дерев'яними пробками.

Прибирання породи із вибою похилого стовбура "Східний" проводиться вантажно-транспортною машиною ПД-8 (рис. 2.3), фронтальним навантажувачем ХГМА ХГ-955ІІ, гідравлічним екскаватором JCB-8080 і скреперною лебідкою ЛС-100 [19].



Рис. 2.3. Вантажно-транспортна машина ПД-8

Привід робочого органу і рульового управління гідравлічний. Тиск робочої рідини в гідросистемі не більше 16 МПа. Дизельний двигун оснащений каталітичним і рідинним ступенями очищення відпрацьованих газів.

Перед початком виконання робіт підрядна організація погоджує з Замовником місце відвалу.

Кріплення похилого ствола "Східний" прийняте комбіноване: з залізобетонних штанг довжиною 1,8 м, металевої сітки 100x100x4 мм на окремих ділянках і набризк-бетону товщиною 50 мм .

Шпури під штангове кріплення буряться перфоратором УТ 28(29) з породи, перед бурінням вибухових шпурів верхньої зони вибою. Кут нахилу шпурів до покрівлі і стін виробки повинен бути не менше 87 °.

За допомогою ручного шприца в шпур нагнітається це розчин з прискорювачами схоплювання (хлористий кальцій, спеціальна суха суміш зачинена водою.



Встановлюється штанга з арматури А400 Ø16мм. Після розчином не менше 30%, встановлюється зажимна планка.

На окремих ділянках, визначених паспортом кріплення, навішується металева сітка 100x100x4 мм.

Сітка навішується на залізобетонні штанги перед установкою притискних планок.

У місцях неповного прилягання сітки до покрівлі і до стін виробки буряться шпури-пробки глибиною 200мм.

За допомогою гака з кола 8 мм і пробки з кола 36 мм сітка підтягується до повного прилягання до породного масиву. Пробка в шпур забивається за допомогою перфоратора УТ28 (29).

Набрызк-бетонне кріплення зводиться за допомогою установки для приготування та подачі жорстких розчинів СО-126 або торкрет-установки АС-1.

Торкрет-установка встановлюється на відстані не більше 50 м від місця торкретування. Суміш від машини подається по гумовому шлангу Ø65 мм і змочується водою на виході з сопла. Готова суха суміш до місця проведення робіт транспортується в мішках.

Перед нанесенням набризк-бетону забирається прогумований рукав вентиляційного нагнітаючого трубопроводу.

Прокладка трубопроводів і кабелів здійснюється в міру просування вибою. Металеві трубопроводи монтуються після кріплення штольні набризк-бетоном. Прокладка вентиляційних трубопроводів виконується з робочого полку.

Полок влаштовується на висоті 2 м від підшви штольні на трьох розстрілах з труби 127x4. Розстріли до стін виробки кріпляться на рудничних клинах через тросові петлі. Настил виконується з дерев'яних щитів товщиною 50 мм.

Після монтажу ланки трубопроводів полок розбирається і встановлюється знову на наступну заходку.

Шпури-пробки під кріплення трубопроводів і кабельних конструкцій буряться ручним перфоратором УТ 28 (29).

Довжина ланки трубопроводів вентиляції 4 м. Відставання від вибою вентиляційних металевих трубопроводів до 40 м. Довжина ланки трубопроводів стисненого повітря і води 8 ÷ 10 м. Відставання від вибою трубопроводів стисненого повітря і води 20 ÷ 25 м. Кабельні конструкції встановлюються через 2 м.

Силовий кабель і кабель освітлення прокладаються в міру монтажу освітлювальних агрегатів АПШ і осьових вентиляторів СВМ-6. У місцях їх підключення встановлюються розгалужувальні коробки.

Роботи по проходці штольні виконуються комплексною бригадою прохідників. Керівництво роботами в зміні здійснює гірничий майстер. Керівництво гірничими роботами здійснює начальник ділянки або його заступник. Керівництво роботами з обслуговування і ремонтів механічного та

електричного обладнання, механізмів, автотранспорту і забезпечення енергоносіями здійснює головний механік. Роботи по маркшейдерському забезпеченні, контроль над якістю гірських робіт здійснює дільничний маркшейдер.

На даний момент, проходка стовбуру «Східний» та подальше планування його проходки на нижчі відмітки планується проводити одразу на повний переріз. Проведемо аналіз переваг та недоліків даного способу в порівнянні зі способом бічного уступу при аналогічному обладнанні у Розділі 3.

## **Висновки до розділу 2**

1. Об'єкт «Інгулецький гірничо-збагачувальний комбінат» є перспективним підприємством, за допомогою якого можна покращити економічне становище країни, при правильній технології проведення робіт та при раціональному використанні ресурсів.

2. Для підвищення ефективності транспортування породи на Інгулецькому кар'єрі проводиться розвиток циклічно-поточної технології, що в перспективі розвиватиметься на дедалі нижчі горизонти, і для якої необхідно проводити похилу галерею великого перерізу на нижчі горизонти.

3. Для проведення похилої виробки великого в даний момент застосовується більш затратний та складний у порівнянні з методом бічного уступу метод суцільного вибою.

## **РОЗДІЛ 3**

### **ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ І РОЗРОБКА ЕФЕКТИВНИХ ТЕХНОЛОГІЙ ПРОХОКИ ВИРОБОК ВЕЛИКОГО ПЕРЕРІЗУ**

#### **3.1. Дослідження стійкості великопрольотних виробок при різних схемах розробки вибою**

Для оцінки впливу способу розробки вибою на стійкість виробки були проведені лабораторні дослідження на моделях з еквівалентних матеріалів [20]. Як відомо, цей метод знайшов широке застосування при дослідженні гірських процесів. Такий спосіб моделювання дозволяє візуально оцінити вплив

послідовності розробки вибою на стійкість і напружений стан приконтурного масиву [20].

Переваги даного методу моделювання полягають у тому, що він забезпечує:

- можливість вибору масштабу моделі, що дозволяє відтворювати із достатнім наближенням до реальності умов і деяких процесів спорудження тунелю;
- доступність, наочність і необхідну точність спостережень за процесами, що відбуваються;
- можливість повної подібності механічних процесів, що відбуваються в природі і моделі шляхом підбору фізико-механічних властивостей еквівалентного матеріалу [20].

Таким чином, цей метод моделювання не відповідає максимальному наближенню до природи. Тому ми в своїх дослідженнях використовували даний метод моделювання за методикою, викладеною в роботі.

Матеріалом для імітації породи послужила вогнетривка глина, попередньо висушена і подрібнена до зерен діаметром 1-1,5 мм, яку потім засипали шарами і зволожили. Характеристика міцності підбраного еквівалентного матеріалу в значній мірі залежить від способу ущільнення, тому визначення параметрів міцності зразків виконували після їх ущільнення навантаженнями, рівними попереднім напруженням в моделі [20].

Визначення міцності матеріалу на зріз, модуля пружності і кута внутрішнього тертя здійснювали на зразках циліндричної форми діаметром 56 мм і висотою 20 мм. За результатами випробувань на зріз побудований паспорт міцності еквівалентного матеріалу [20].

Еквівалентний матеріал мав наступні фізико-механічні характеристики:  $\sigma_{зж} = 0,146$  МПа;  $C = 0,06$  МПа;  $\varphi_0 = 21^\circ$ ;  $\gamma = 1,25 \cdot 10^4$  Н/м<sup>3</sup>, що дозволило імітувати породу в масштабі 1:100 в перерахунку на натурні дані з наступними фізико-механічними характеристиками:  $\sigma_{зж} = 15$  МПа;  $C = 0,06$  МПа;  $\varphi_0 = 21^\circ$ ;  $\tau$

= 14 МПа. Геометричні розміри виробок в моделі при круглій формі перерізу -  $R = 7,4$  см і склепінчастій формі перерізу –  $B = 25$  см і  $H = 9$  см.

Дослідження проводили на спеціальному стенді, який дозволяє відтворювати в масиві плоско-деформований стан з будь-яким співвідношенням вертикальних і горизонтальних напружень [20]. Для створення умов плоско-деформованого стану бічні стінки моделі закривають органічним склом товщиною 10 мм і підсилюють металевими балками з швелерів №10. Навантаження на модель спричиняють 24 гідродомкратами за допомогою пластин зі сталі розміром 150x120x20 мм. Для більш повної передачі прикладеного на модель навантаження бічні стінки з органічного скла змащують тонким шаром трансформаторного масла [20].

Для проведення виробки заданого розміру і конфігурації з лицьового боку стенду в оргсклі передбачено отвір радіусом 5 см.

Мікродатчик, а також марки для вимірювання зсувів контуру виробки і деформацій масиву поміщали в міру укладки глини і її ущільнення в місці проведення майбутньої виробки. Зміщення контуру виробки реєстрували за допомогою індикаторів годинникового типу [20].

Мікродатчики з'єднані між собою в півміст, що включаються в ланцюг цифрового вимірювача деформацій. Перед закладенням в масив датчики тарують [20].

При проходці виробки на повний переріз навантаження на модель становило 0,056 МПа (у всіх випробуваннях вертикальне і горизонтальне навантаження були рівні), потім витримали модель дві години, зняли показники датчиків і приступили до проходки виробки. Через 10 хвилин виробка була проведена і показники датчиків відразу ж зняли, потім модель витримали 2 години до повної стабілізації показників датчиків, зафіксували зміщення і почали збільшувати вертикальне і горизонтальне навантаження ступенями по 0,056 МПа. На кожному кроці збільшення навантаження модель витримували 6 годин, знімали показники датчиків і фіксували зміщення контуру виробки, а потім продовжували навантаження моделі до повного руйнування [20].

У такій же послідовності була опрацьована модель для виробки склепінчастої форми ( $B = 25$  см і  $H = 9$  см) [20].

Дослід був виконаний і про проходці виробки в два етапи. Підготовчі роботи були виконані в порядку, описаному раніше, потім почали навантаження моделі. При моделюванні проведення виробки круглої форми перерізу після першого кроку навантаження пройшли випереджаючу виробку, довели навантаження на модель до  $0,112$  МПа, допрацювали виробку до повного перерізу, зняли показники датчиків і продовжували навантаження моделі. На кожному кроці навантаження масиву фіксували показники датчиків [20].

При моделюванні виробки склепінчастої форми роботи виконували в такій же послідовності як і раніше з різницею лише в тому, що в першому випадку при розподілі вибою на два уступи спочатку розробляли праву половину перерізу, а потім його ліву частину, а при розробці трьома уступами спочатку розробляли центральну частину, а потім бічні.

Із загального аналізу проведених досліджень на моделях з еквівалентних матеріалів встановлено [20], що форма поперечного перерізу виробки, а також послідовність розробки вибою істотно впливають на напружений стан масиву навколо виробки і зміщення її проектного контуру. Так, при проведенні виробки на повний переріз вже при навантаженні на масив  $0,112$  МПа почали розвиватися деформації контуру виробки, в цей момент вони склали  $0,75$  мм, а при навантаженні  $0,168$  МПа –  $4$  мм. Подальше зростання навантаження привело до різкого наростання деформацій контуру виробки, які при навантаженні  $0,224$  МПа склали вже  $8$  мм, а при навантаженні  $0,28$  МПа виробка практично втратила свою стійкість (виробка склепінчастої форми).

При проведенні виробки двома уступами встановлено, що деформації проектного контуру при навантаженні  $0,112$  МПа складають  $0,65$  мм, при навантаженні  $0,168$  МПа – близько  $1,5$  мм, однак при навантаженні  $0,224$  МПа деформації контуру вже  $4,5$  мм і, нарешті, при навантаженні на модель  $0,28$



МПа деформації складають 10 мм і продовжують наростати, виробка починає втрачати свою стійкість.

Проходка виробки трьома уступами показала, що в даному випадку при навантаженні 0,168 МПа переміщення склали 1,0 мм, при навантаженні 0,224 МПа – 2,2 мм, а при навантаженні 0,28 МПа – 8,5 мм, при подальшому збільшенні навантаження на модель зміщення стали різко наростати, що призвело до втрати стійкості виробки.

Так як, найважливішим етапом проходки є кріплення підсклепінної частини, то була виконана перевірка спричиненого нормального (3.1) та тангенціального (3.2) гірського тиску на похилу гірничу виробку [20]:

$$N \approx \frac{4}{3} \gamma \frac{a^2}{f} \cos \alpha, \quad (3.1)$$

$$T \approx \frac{4}{3} \gamma \frac{a^2}{f} \sin \alpha. \quad (3.2)$$

де  $\gamma$  – питома вага порід, Н/м<sup>3</sup>;  $a$  – ширина вибою, м;  $f$  – коефіцієнт міцності;  $\alpha$  – кут нахилу похилої виробки.

Враховуючи, що ми проводимо перевірку гірського тиску при однакових гірничо-геологічних умовах, але з різною шириною вибою (6.4 м при суцільному розкритті та 3 вибої по 2.13 м при розкритті бічними уступами з використанням багатовибійного простору, отримаємо наступне співвідношення гірського тиску:

$$N_c = \frac{3.2^2}{1.065^2} N_{\text{бч}} = 9,028 N_{\text{бч}},$$

де  $N_c$  – нормальний гірський тиск при суцільному розкритті вибою,  $N_{\text{бч}}$  – нормальний гірський тиск при розкритті бічними уступами.

Тобто метод проходки бічними уступами вирішує можливі проблеми пов'язані з нестійкими породами та можливими вивалами породи, що сприяє безпеці виконання робіт.

### 3.2. Визначення обсягів робіт при проходці виробок великого перерізу

Аналіз використовуваних форм і розмірів поперечного перерізу великопрольотних виробок для підземних комплексів (розділ 1.3) дозволив встановити пріоритетні форми поперечного перерізу та їх габарити, або геометричні розміри тільки підсклепінної частини перерізу (коли висота розкритого перерізу не повинна бути більше 10 м) в залежності від коефіцієнту міцності порід. На рисунку 3.1 наведені рекомендовані форми і зображені головні розміри окремих елементів, що утворюють ці поперечні перерізи в залежності від міцності порід що вміщує масив.

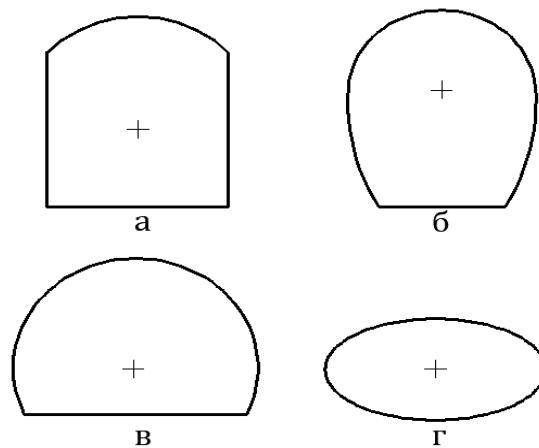


Рис. 3.1. Рекомендовані форми поперечного перерізу камерних виробок: а – коритоподібна; б – підковоподібна; в – напівциркульна; г – овальна

Форму перерізу камери слід обирати в залежності від призначення споруди і габаритів технологічного обладнання з урахуванням інженерно-геологічної обстановки і технології будівельних робіт.

Відношення висоти  $h$  виробки коритоподібної форми до її прольоту  $B$  змінюється, як правило, в межах від 1,5 до 3,0; частіше – в межах від 2 до 2,5. Відношення прольоту до розміру стріли підйому склепіння залежить від коефіцієнта міцності порід і може бути прийнято на стадії техніко-економічного обґрунтування за табл.3.1 [21].

Таблиця 3.1 Відношення прольоту до розміру стріли до міцності породи

Коефіцієнт міцності $f$	$>8$	8-4	$<4$
-------------------------	------	-----	------

Значення $B/h_1 = \alpha$	5-6	3-4	2
---------------------------	-----	-----	---

За прийнятими значеннями  $\alpha$  підбирають величину радіуса склепіння з виразу [21]:

$$r_1 = \frac{B}{2a} \left[ 1 + \left( \frac{a}{2} \right)^2 \right]. \quad (3.3)$$

Для надання більшої стійкості стінам виробок допускається надавати їм нахил, при цьому  $B/B_1 = 0,85 \div 0,9$  ( $B_1$  – ширина камери на рівні п'ят склепу).

Підковоподібну форму виробки застосовують в породах нижче середньої міцності ( $f < 4$ ), що обумовлює наявність як вертикального, так і горизонтального гірського тиску.

Відношення розмірів перерізу в такому випадку потрібно приймати при  $B/h = 1,2 \div 1,5$  [21]:

$$r_1/r_3 = \lambda, \quad (3.4)$$

де  $r_3$  – радіус заокруглення стін виробки;  $\lambda$  – коефіцієнт бокового тиску, що визначається за формулою [21]:

$$\lambda = p_r/p_v, \quad (3.5)$$

де  $p_r$  і  $p_v$  – відповідно величини горизонтального і вертикального тиску, кПа.

Напівциркульну форму виробки застосовують в умовах великого гірського тиску. У таких перерізах зазвичай приймають  $h/B = 0,6$ ;  $r_1 = B/2$ .

Рівняння, що зв'язують параметри виробки з її площею і периметром, можна записати в наступному вигляді для напівциркульної форми поперечного перерізу [21].

$$S = Bh - 0,11B^2, \quad (3.6)$$

$$P = 0,57B + 2h, \quad (3.7)$$

де  $h \geq B$ , і коритоподібної форми поперечного перерізу:

$$S = Bh - 0,06B^2, \quad (3.8)$$

$$P = 2h + 0,06B. \quad (3.9)$$

Причому висота виробки  $h$  завжди більша або дорівнює висоті склепіння  $h_1$ .

Основними витратними процесами з точки зору тривалості їх виконання при буропідривному способі проходки є процеси буріння, навантаження і кріплення. Тому встановимо залежність обсягів робіт на цикл по кожному з цих процесів від площі перерізу вибою.

Існує залежність числа шпурів, що припадають на  $1 \text{ м}^2$  вибою, від площі поперечного перерізу і коефіцієнта міцності порід  $f = 6 \div 10$  за шкалою М.М. Протод'яконова (табл. 3.2) [21, 22]. З урахуванням довжини шпурів і передбачуваної площі буріння можливо визначити обсяг бурових робіт в вибої 3.10 [12].

$$V_{\text{бур}} = N_{\text{уд}} S l_{\text{ш}}, \quad (3.10)$$

де  $V_{\text{бур}}$  – об'єм буріння у вибої, шп.м;  $N$  – кількість шпурів на  $1 \text{ м}^2$  вибою, шт/ $\text{м}^2$ ;  $l_{\text{ш}}$  = середня довжина шпурів у вибої, м.

Таблиця 3.2. Залежність числа шпурів від міцності порід

Міцність порід, $f$	Кількість шпурів на $1 \text{ м}^2$ вибою, шт			
	$S = 20-40 \text{ м}^2$	$S = 50-80 \text{ м}^2$	$S = 90-120 \text{ м}^2$	$S > 120 \text{ м}^2$
6-8	2,1	1,6-1,5	1,3-1,2	0,9
8-10	2,2	1,9-1,7	1,5-1,3	1,2-1,1

Шпури у вибої бурять, як правило, за допомогою самохідних бурових установок, або бурових рам. Продуктивність бурових установок визначається головним чином коефіцієнтом міцності порід, типом бурових машин і кількістю цих машин на буровій установці.

Що стосується глибини буріння, то встановлено, що при бурінні шпурів довжиною до 4 м без заміни штанги, відносна зміна швидкості в порівнянні з її середнім значенням становить менше 1% [23].

Також дуже важливою операцією в прохідницькому циклі є процес навантаження гірської маси. Навантаження породи в загальному обсязі робіт по тривалості займає 25-30% [17].

Породу в вибої при проходці великопрольотних виробок вантажать тільки механізованим способом, а в якості засобів навантаження в основному використовують екскаватори, вантажні машини безперервного дії типу ПНБ, а іноді і вантажно-транспортні машини ПД ковшового типу. Причому вантажно-транспортні машини ПД значно відрізняються своєю маневреністю і універсальністю застосування, а тому в комплексі з буровантажними машинами типу поступово витісняють екскаватори з підземних робіт. Останні застосовують в основному при розробці нижніх уступів.

Вантажно-транспортні машини можуть бути ефективно використані як безпосередньо при вантажно-транспортних роботах при невеликій довжині відкатки, так і для підбору породи і навантаження її в автосамоскиди. При будівництві підземних комплексів застосовують досить широкий спектр навантажувальних машин як вітчизняного виробництва, так і виробництва сусідніх зарубіжних фірм. Разом з тим відомо, що на ефективність процесу збирання породи у вибої істотно впливає тип транспортного устаткування.

Наступним основним процесом, що впливає на тривалість прохідницького циклу, є процес кріплення. Причому відразу після розкриття вибою зводять, як правило, тільки тимчасове кріплення, а потім вже постійне на деякій відстані від вибою, або взагалі постійне кріплення зводять після проходки всієї виробки.

Обсяги робіт з кріплення визначаються головним чином конструкцією прийнятого кріплення і площею бічної поверхні. На практиці підземного технічного будівництва з урахуванням геологічної будови порід що вміщає масив в якості тимчасового кріплення (при проходці виробок середніх і великих перерізів) використовують так званий «чорновий бетон».

«Чорновий бетон» – це монолітно-бетонне кріплення, що зводиться безпосередньо в вибійній зоні відразу після збирання породи за допомогою пересувної металевої опалубки, яка виконує також роль огорожувального кріплення. Товщина «чорнового бетону» становить, як правило, 50-70 см [21].

Викладена технологія кріплення виробок характеризується достатньою складністю, громіздкістю обладнання, що застосовується, великою трудомісткістю робіт, значними витратами бетону і невисокою швидкістю проходки (15-20 м / міс).

Разом з цим при проходці виробок в складних гірничо-геологічних умовах навіть потужні жорсткі бетонні конструкції тимчасового кріплення не забезпечують безпечного стану споруди до моменту зведення постійного кріплення. Тому в світовій практиці підземного будівництва намітилася чітка тенденція до розробки та впровадження нових прогресивних піддатливих конструкцій кріплення, що використовують несучу здатність порід приконтурного масиву.

Одним з варіантів такого кріплення є анкерне кріплення в поєднанні з набризк-бетоном, товщина якого збільшується в міру необхідності. Такі кріплення отримали назву «кріплення регульованого опору». Не менш цікаві в роботі і анкерні кріплення, які мають вузли піддатливості [5].

Складовою і невід'ємною частиною впровадження вищевказаних конструкцій кріплень є безперервний і оперативний контроль порід що вміщає масив за широким переліком параметрів, одним з яких є розміри зони розуцільнення порід масиву і зміщення породного контуру виробки. Впровадження таких кріплень дозволяє відмовитися від жорстких

матеріаломістких кріплень і збільшити несучу здатність споруджувального кріплення регульованого опору без збільшення його вартості.

Слід зазначити, що перш ніж приступити до зведення тимчасового кріплення, необхідно привести ділянку виробки в безпечний стан, тобто провести оборку лобу вибою і бічної поверхні. Особливе значення ця операція набуває при розкритті вибою великопрольотної виробки.

Обсяг робіт із заряджання визначають, як відомо, числом шпурів в вибої і їх довжиною. З огляду на велику кількість шпурів у вибої (більше 100 шт.) і їх довжину (як правило, 4 м), які обумовлюють значні витрати ВР, слід переходити на гранульовані ВР і механізоване заряджання шпурів.

Крім перерахованих основних операцій прохідницького циклу, які виконують тільки за допомогою машин, при проходці виробок великого перерізу слід особливо відзначити ще одну операцію – провітрювання. Виникнення проблеми з монтажем вентиляційних труб, діаметр яких часом досягає 1000-1200 мм, висота підвішування становить 5-6 м і більше, а вага – близько 60-70 кг, спонукало будівельників до створення спеціальної машини для монтажу вентиляційних труб у виробках великого перерізу.

Всі інші операції прохідницького циклу не мають принципової відмінності в порівнянні з операціями при проходці виробок, що мають невелику площу поперечного перерізу.

### **3.3. Аналіз основних операцій прохідницького циклу і розрахунок його параметрів при проходці виробок суцільним вибоєм**

Незважаючи на значний прогрес у створенні прохідницьких комбайнів, здатних проходити виробки в породах з коефіцієнтом міцності до  $f = 10 \div 14$ , буропідривний спосіб все-таки поки залишається в цих умовах домінуючим. При будівництві окремих транспортних і камерних великопрольотних виробок він є, мабуть, єдиним, оскільки забезпечує високу швидкість проходки виробки, а в разі попадання по трасі тунелю ділянки зі складними гідро-геологічними і

гірничо-геологічними умовами – швидкий перехід на іншу технологію виробництва робіт.

Буропідричний спосіб, як відомо, є багатоопераційним, причому основні операції прохідницького циклу, як правило, виконуються послідовно і важко піддаються поєднанню. До складу основних операцій прохідницького циклу входять: буріння, заряджання, підривання і приведення вибою в безпечний стан (оборка контуру і вибою виробки), навантаження підірваної гірничої маси, зведення тимчасового кріплення в разі необхідності, а також допоміжні роботи (провітрювання, нарощування життєво важливих для вибою комунікацій і влаштування водовідливної канавки).

Практика показує, що процес буріння шпурів при проходці горизонтальних виробок займає 35-45% часу прохідницького циклу, а прибирання породи – 25-30% [17, 24]. Весь інший час в основному припадає на приведення вибою в безпечний стан і зведення тимчасового кріплення, якщо таке потрібно, а також на виконання допоміжних операцій.

Слід зазначити, що при проходці великопрольотних виробок частка часу на зведення кріплення і приведення вибою в безпечний стан зростає пропорційно збільшенню прольоту, а на ділянках з ослабленими породами вона досягає часом 50% і більше.

Все раніше сказане свідчить про те, що при проходці виробок традиційним способом, тобто суцільним вибоєм, навантаження на основне прохідницьке обладнання розподіляється в часі нерівномірно, а коефіцієнт його використання не перевищує 0,2-0,3.

Одним із способів його підвищення при проходці великопрольотних виробок, а також відмови від застосування громіздких нестандартних бурових рам є розробка і вдосконалення організації робіт у вибої. Накопичений досвід зарубіжного та вітчизняного будівництва показує перспективність використання в таких виробках самохідного прохідницького обладнання при організації його роботи за принципом багатовибійного обслуговування.



Основними факторами, що визначають тривалість окремих процесів, а також всього циклу в цілому, як і при проходці виробок, що мають невелику площу поперечного перерізу, є: геометричні розміри виробки (її проліт, висота і довжина), міцність і тріщинуватість порід, глибина заходки, механічна швидкість буріння однієї машини, число бурильних машин у вибої, спосіб заряджання шпурів (механізований, ручний), продуктивність вантажно-транспортного комплексу, тип застосовуваного тимчасового кріплення і продуктивність обладнання з його зведення, витрати часу на підготовчі і заключні операції, підривання і провітрювання, монтаж вентиляційних і водовідливних комунікацій, а також джерел живлення, організація робіт у вибої [17, 24, 25].

Слід зазначити, що деякі з перерахованих факторів взаємопов'язані між собою і спричиняють вплив один на одного. Наприклад, міцність порід істотно впливає на механічну швидкість буріння і тип тимчасового кріплення. Тому необхідно спочатку встановити взаємозв'язок між окремими факторами, а потім вже їх вплив на основні техніко-економічні показники проходки.

В силу великої різноманітності чинників стає очевидним, що провести в повному обсязі експериментальні дослідження в лабораторних умовах, а тим більше в виробничих, не представляється можливим. Це і визначило застосування розрахункового методу.

При бурінні сучасними бурильними машинами до 4 м, тобто без зміни штанги, глибина буріння шпурів мало впливає на механічну швидкість буріння. Відомо, що продуктивність бурової установки визначається не тільки міцністю породи і продуктивністю встановлених на ній бурильних машин, але і їх числом, а також коефіцієнтом їх використання в часі. Продуктивність також залежить від часу заміни коронок, числа шпурів у вибої (площі пробурюваного вибою), осьового зусилля подачі, типів маніпуляторів ходової частини, ступеня зносу бурового інструменту і т.д.

Залежність коефіцієнта одночасності роботи бурильних машин, встановлених на буровій установці, від їх загального числа виражається наступною формулою 3.11 [17]:

$$K_{\text{одн}} = 0,92^{m-1}, \quad (3.11)$$

де  $K_{\text{одн}}$  – коефіцієнт одночасності роботи бурильних машин, встановлених на одній установці;  $m$  – число бурильних машин.

Таким чином, при збільшенні числа бурильних машин з одного до двох продуктивність бурової установки зростає в 1,8 рази, а при збільшенні бурильних машин з трьох до шести – всього лише в 1,6 рази. Істотний вплив на продуктивність бурової установки надає також площа пробурюваного вибою, тобто число шпурів, що пробурюють з однієї стоянки без перестановка обладнання. Наприклад, збільшення числа шпурів в 2,5 рази дозволяє збільшити продуктивність бурової установки на 8-12% [23].

Продуктивність бурової установки, з урахуванням числа і типу бурильних машин, довжини шпурів, механічної швидкості буріння, а також стійкості коронки на заточку і часу її заміни може бути визначена за формулою 3.10 [26].

$$P_{\text{бу}} = \frac{60 m_{\sigma} l_{\text{ш}} K_{\text{одн}}}{C + t_{\text{зк}} + \frac{l_{\text{ш}}}{V_{\sigma}}}, \quad (3.12)$$

де  $P_{\text{бу}}$  – продуктивність бурової установки, м/год;  $t_{\text{зк}}$  – час заміни;  $t_{\text{зх}}$  – тривалість зворотного ходу, перестановка бурильної машини до чергового шпура, а також буріння;  $C$  – зносостійкість однієї коронки, м.

Час, необхідний для обурювання вибою в залежності від площі поперечного перерізу виробки, довжини шпурів і типу бурової установки можна визначити за формулою 3.11 [26].

$$t_{\sigma} = \frac{N_{\text{вд}} S}{60 m_{\sigma} K_{\text{одн}}} \left( \frac{t_{\text{ш}} t_{\text{зк}}}{C} + t_{\text{зх}} + \frac{l_{\text{ш}}}{V_{\sigma}} \right). \quad (3.13)$$

В останні роки широке застосування в гірничорудній промисловості знайшли бурильні самохідні установки ряду зарубіжних фірм, таких як Атлас Копко (Швеція), Тамрок (Фінляндія), Інгерсол Ренд (США), Секома (Франція), Фурукава (Японія) і ряд інших.

Ще одним основним процесом, що впливає на тривалість прохідницького циклу, є процес навантаження породи.

Якщо вантажно-транспортну машину використовують як засіб для навантаження і транспортування, то її змінну продуктивність,  $m^3$ , визначають за наступною формулою 3.14 [25].

$$Q_{cm} = \frac{60 T_{cm} K_{\delta} q_K}{t_{\text{ц}}}, \quad (3.14)$$

де  $K_{\delta}$  – коефіцієнт використання машини в часі ( $K_{\delta} = 0,8 \div 0,85$ );  $t_{\text{ц}}$  – тривалість циклу (рейсу), хв [26].

Загальний час, необхідний для очищення вибою від підірваної породи в залежності від типу вантажно-транспортного комплексу та площі поперечного перерізу, визначимо за формулою 3.15 [26].

$$t_{\text{пр}} = \frac{S l_u \eta \mu \gamma_p K_p}{1,1 V_A} (t_n + t_{\text{м.о}}^*), \quad (3.15)$$

де  $t_{\text{м.о}}^*$  ~ час заміни навантаженої машини на порожню, год.

Процес заряджання шпурів в даний час, як за кордоном, так і в нашій країні виконують ручним або механізованим способами. Однак через велику кількість шпурів у виробках перерізом понад  $40 \text{ м}^2$  (100 штук і більше), як показують приклади з практики, застосовувати немеханізований спосіб заряджання не рекомендується, оскільки цей процес займає близько 20% тривалості всього циклу.

Тому останнім часом на підземних. роботах стали широко застосовувати гранульовані вибухові речовини (ГВР), які за своїми основними показниками (теплоті, температурі і тиску газів вибуху) не поступаються випущеним промисловістю патронованим ВР, коштують дешевше і дозволяють майже повністю механізувати процес заряджання.

Механізоване заряджання шпурів виконують, як правило, гранульованими ВР, аналіз досвіду використання яких в гірничорудній промисловості показав, що найбільш широкого поширення набули такі типи ВР, як грануліти АС-8 і АС-4, Грамон 79/21, ігданіт, акваніт ЗА.

Для механізації процесу заряджання ГВР в виробках невеликого перерізу (до 40 м<sup>2</sup>) доцільно застосовувати пневматичні порційні зарядники. При перерізі виробок понад 40 м<sup>2</sup> економічно вигідно використовувати спеціальні зарядні машини, які транспортують у вибій ВР, засоби підризу і виконують заряджання шпурів.

При ручному способі заряджання час, витрачений на виконання цього процесу, можна визначити за наступною формулою 3.16 [25].

$$t_{зр} = \frac{N_{y0} S_{ш} K_m}{P_3 n_3 K_{одн}} + t_{від}, \quad (3.16)$$

де  $K_m$  – коефіцієнт, що враховує час на монтаж мережі;  $n_3$  – число прохідників, які беруть участь в заряджанні;  $t_{від}$  – час на відпочинок підричника;  $P_3$  – продуктивність праці зарядника;  $K_{одн}$  – коефіцієнт, що враховує одночасність роботи зарядника.

При механізованому заряджанні час визначається за формулою (3.17) [24].

$$t_{з.м} = \frac{Q K_m}{P_{з.м} n_{з.м} K_{одн}} + t_{від}, \quad (3.17)$$

де  $Q$  – витрата ВР на вибій, кг;  $P_{з.м}$  – продуктивність зарядника, кг / год;  $n_{з.м}$  – число зарядника.

Час кріплення штанговим кріпленням визначаємо за формулами [22].

$$t_{кр} = t_{б.а} + t_{у.а}, \quad (3.18)$$

$$t_{б.а} = \frac{N_a l_a}{P_{б.у}}, \quad (3.19)$$

$$t_{у.а} = \frac{N_a t_a K_a}{n_k K_{одн}}, \quad (3.20)$$

де  $t_{б.а}$  – час буріння під анкери, год;  $t_{у.а}$  – час установки анкерів, год;  $N_a$  – число штанг, що встановлюються за цикл;  $t_a$  – час на установку однієї штанги, год;  $K_a$  – коефіцієнт, що враховує умови встановлення штанги;  $n_k$  – число прохідників, зайнятих на кріпленні.

Час нанесення набризк-бетонного кріплення можна розрахувати за формулою 3.21 [24].

$$t_{нб} = \frac{(P-B) l_{ш} \eta \Delta_k}{P_{нб} K_б r_{нб}} + t_з, \quad (3.21)$$

де  $\Delta_k$  – розрахункова товщина набризк-бетонного кріплення, м;  $P_{нб}$  – технічна продуктивність машини для нанесення набризкбетону, м<sup>3</sup>/год;  $r_{нб}$  – коефіцієнт, що враховує вихід набризк-бетону;  $K_б$  – коефіцієнт, що враховує використання машин у часі ( $K_б = 0,7 \div 0,8$ );  $t_з$  – час на підготовку поверхні до нанесення набризкбетону, год.

Час навішування сітки, год, може бути визначено з виразу 3.22 [22].

$$t_{нс} = \frac{(P-B) l_{ш} \eta t_{н.с}}{n_{нс}}, \quad (3.22)$$

$t_{н.с.}$  – питомі витрати часу на навішення 1 м<sup>2</sup> сітки, год/м<sup>2</sup>;  $n_{н.с.}$  – число прохідників, зайнятих навішуванням сітки, чол.

Витрати часу на приведення вибою в безпечний стан визначаються за формулою 3.23 [22].

$$t_{пвбс} = \frac{[S + (P - B)l\eta]K_f}{P_{об}}, \quad (3.23)$$

де  $P_{об}$  – продуктивність оборщика, м<sup>2</sup>/год;  $K_f$  – коефіцієнт, що враховує міцність і структуру порід.

Час виконання допоміжних операцій займає близько 3-4 годин, але оскільки ці операції завжди намагаються виконувати паралельно з основними, крім активного провітрювання, то вони на тривалість прохідницького циклу практично не впливають.

У загальному вигляді тривалість прохідницького циклу можна записати як:

$$T = t_б + t_з + t_в + t_{п.в.б.с.} + t_{пр} + t_{кр} + \Sigma t_{до}, \quad (3.24)$$

де  $t_б$  – час буріння;  $t_з$  – час заряджання;  $t_в$  – час провітрювання;  $t_{п.в.б.с.}$  – час на приведення вибою в безпечний стан;  $t_{пр}$  – час прибирання породи;  $t_{кр}$  – час на тимчасове кріплення,  $t_{до}$  – допоміжні операції.

Слід зазначити, що за інших рівних умов тривалість циклу для прийнятої технологічної схеми проходки зростає зі збільшенням міцності порід, площі поперечного перерізу, глибини шпурів, неукомплектованості прохідницьких ланок та при низькій кваліфікації прохідників. У той же час тривалість циклу може бути скорочена за рахунок використання більш високопродуктивної техніки.

Процес буріння шпурів в циклі займає близько 30-35%, процес заряджання – 5-8%, процес приведення вибою в безпечний стан – 15-16%,

навантаження – 20-25%, кріплення – 20-25 %, а 5-10% припадає на підготовчо-заклучні та допоміжні операції.

Аналіз цих залежностей показує значимість процесів буріння, прибирання породи та кріплення в загальній тривалості циклу. Тому для значного збільшення темпів проходки необхідно збільшити продуктивність саме цих операцій. Таким чином, підбираючи відповідне обладнання, можна домогтися необхідної швидкості проходки виробки [23]:

$$T_{\text{ц}} = \frac{n_1 m_1 l_{\text{ш}} \eta}{V_p}, \quad (3.25)$$

де  $n_1$  – число робочих годин у добі;  $m_1$  – число робочих днів у місяці;  $l_{\text{ш}}$  – глибина шпуру, м;  $\eta$  – коефіцієнт використання шпуру (КВШ);  $V_p$  – розрахункова швидкість проходки, м/міс.

### **3.4. Дослідження операцій прохідницького циклу і розрахунок їх тривалості при розкритті перерізу способом бічного уступу в поєднанні з принципом багатовибійного обслуговування**

Принцип багатовибійної організації робіт вже давно набув широкого поширення при розробці гірничо-рудних родовищ. При цьому дві, три або більше однотипних близько розташованих виробок обслуговується одним комплектом самохідного прохідницького обладнання. Така організація робіт дозволяє значно підвищити коефіцієнт використання (в 2-2,5 рази) дорогого мобільного прохідницького обладнання та відповідно знизити витрати на проходку і видобуток корисних копалин [26].

Така організація робіт цілком може бути використана і при проходці великопрольотних виробок способом бічного уступу, тобто коли поперечний переріз виробки ділиться на два - три вибої, площини яких зміщені на 25-30 м відносно один одного, причому в кожному з цих вибоїв роботи ведуться

одночасно. Таку технологічну схему будемо називати надалі способом бічного уступу в поєднанні з принципом багатовибірної організації робіт.

Розподіл вибою на два або три уступи слід здійснювати за умови найбільш ефективного використання самохідного прохідницького обладнання та дотримання вимог техніки безпеки (наявності необхідних відстаней між габаритами машин і контуром виробок). Відстань же між вибоями визначають виходячи з умови забезпечення безпечного ведення робіт у випереджаючому і відстаючих вибоях.

Тоді розрахунок параметрів прохідницького циклу і побудову графіку організації робіт необхідно здійснювати за умови, що перелік робіт у випереджаючому вибої відрізняється від переліку робіт в відстаючому вибої, причому ці роботи ведуться в один і той же час, а сумарна тривалість їх виконання в кожному з вибоїв повинна бути однаковою. Домогтися цього можна шляхом відповідного співвідношення площ випереджаючого і відстаючих вибоїв, а також за рахунок зміни довжини шпурів і кількості використовуваного обладнання в відстаючому вибої.

Процес заряджання шпурів як у випереджаючому, так і в відстаючому вибоях, провітрювання після вибуху, а також процес приведення вибою в безпечний стан і оборка покрівлі в відстаючому вибої не можуть бути суміщені з іншими операціями [24].

В реальних умовах прохідницький цикл складається з двох етапів (фаз). Наприклад, в першій фазі роботи, що виконуються в випереджаючому вибої (буріння шпурів під анкери, установка анкерів і буріння шпурів у вибої), поєднують з роботами в відстаючому вибої (прибирання породи і нанесення набризк-бетону). Крім того, в цій фазі виконують не поєднані в часі операції, такі як приведення в безпечний стан відстаючого вибою, заряджання шпурів у випереджаючому вибої, провітрювання виробки після вибуху в випереджаючому вибої і частина допоміжних операцій.

У другій фазі прохідницького циклу виконуються роботи в випереджаючому вибої що залишилися (приведення вибою в безпечний стан,



прибирання породи, навішування сітки, нанесення набризк-бетону), поєднуючи їх в часі з роботами в відстаючому вибої (буріння шпурів під анкери, установка анкерів, навішування сітки, буріння шпурів у вибої). Крім того, в цій фазі виконують і не поєднувані роботи: заряджання шпурів, провітрювання виробки після вибуху в відстаючому вибої і частина допоміжних операцій.

На практиці можливе й інше поєднання суміщень робіт, більш того, якісь операції взагалі можуть бути відсутніми (наприклад, навішування сітки, установка анкерів і т.д.). Але в той же час для якихось гірничо-геологічних умов цей перелік робіт може бути і розширений.

У загальному вигляді рівняння для визначення тривалості робіт в першій і відповідно у другій фазі циклу можна записати в такий спосіб [22]:

$$T_I = t''_{n.v.b.c} + \begin{bmatrix} t'_{\sigma.a} + t'_{y.a} + t'_{\sigma} \\ t''_{np} + t''_{n\sigma} \end{bmatrix} + t'_3 + t'_8 + \Sigma t'_{ec}, \quad (3.26)$$

$$T_{II} = \begin{bmatrix} t'_{n.v.b.c} + t'_{np} + t'_{n.c} + t'_{n\sigma} \\ t''_{\sigma.a} + t''_{ya} + t''_{nc} + t''_{\sigma} \end{bmatrix} + t''_3 + t''_8 + \Sigma t''_{ec}, \quad (3.27)$$

де  $T_I$  – тривалість першої фази циклу, в якій відбувається поєднання процесу завантаження в відстаючому вибої і буріння в випереджаючому вибої за умови, що частина робіт з кріплення виконують як у випереджаючому, так і в відстаючому вибої;  $T_{II}$  – тривалість другої фази циклу, в якій поєднують процеси навантаження в випереджаючому вибої і буріння в відстаючому вибої за умови, що якусь частку робіт по кріпленню виконують як у випереджаючому, так і в відстаючому вибоях. У цих формулах індекс з одним штрихом позначає операції, що виконуються в випереджаючому вибої, а з двома штрихами – в відстаючому.

У загальному вигляді рівняння для визначення тривалості прохідницького циклу може бути записано так:

$$T_{ц} = T_{I} + T_{II}. \quad (3.28)$$

При поділі вибою великопрольотної виробки на три уступи з'являється можливість виконувати одночасно в кожному вибої тільки одну з основних операцій, а з огляду на те, що тривалість їх виконання приблизно однакова, можна за рахунок варіювання співвідношеннями площ вибоїв, довжинами шпурів в кожному з них і черговістю обслуговування вибоїв домогтися максимального коефіцієнта використання прохідницького обладнання.

З огляду на, що частка витрат на експлуатацію та амортизацію гірничопрохідницького устаткування є домінуючою в загальній вартості будівництва 1 м<sup>3</sup> виробки (45-50%), технологія проходки великопрольотних виробок, що підвищує коефіцієнт використання прохідницького обладнання та знижує витрати на матеріали в порівнянні з традиційними технологіями проходки, є ресурсозберігаючою.

Таким чином, навіть при однакових затратах на матеріали для двох порівнюваних технологічних схем проходки (спосіб бічного уступу і спосіб суцільного вибою) вартість проходки 1 м виробки буде істотно меншою при способі бічного уступу в поєднанні з принципом багатовибійного обслуговування.

### **3.5. Проектування ресурсозберігаючих технологій проходки великопрольотних виробок і визначення їх основних параметрів**

Роботи по проходці великопрольотних виробок способом бічного уступу в поєднанні з принципом багатовибійного обслуговування починають з проходки випереджаючого вибою, причому цей вибій проходять на довжину 25-30 м. Як тільки випереджаючий вибій пройде цю відстань, починають роботу в другому вибої і проходку двох вибоїв організовують за принципом

багатовибійного обслуговування. Відстань між вибоями слід підтримувати рівною 25-30 м протягом всього часу ведення прохідницьких робіт. Це відстань було визначено дослідним шляхом, зокрема, при збільшенні відстані між вибоями зростають витрати часу на обмін навантажених самоскидів на порожні при збиранні породи в випереджаючому вибої, а при зменшенні – неможливо забезпечити необхідні умови для безпечної роботи в випереджаючому вибої при одночасному веденні робіт в відстаючому вибої. Крім того, збільшення відстаней між вибоями ускладнює процес провітрювання випереджаючого вибою і дозволяє забезпечувати його енергоресурсами і здійснювати провітрювання тільки за тимчасовою схемою.

Двома (трьома) вибоями проходять виробку до тих пір, поки випереджаючий вибій не досягне проектної довжини виробки. Як тільки це відбудеться, випереджаючий вибій буде припинений, а роботи в відстаючому вибої будуть продовжені. Причому з цього моменту довжина шпурів в цьому вибої може бути збільшена в 1,5-2 рази, що призведе до різкого збільшення швидкості проходки відстаючого вибою і виробки в цілому. Кінцевим часом проходки всієї виробки можна вважати час підходу відстаючого вибою до проектної довжини виробки.

Таким чином, загальний час проходки за цією технологією може бути визначено наступним виразом:

$$T_{\text{заг}} = T_1 + T_2 + T_3, \quad (3.29)$$

де  $T_1$  – час на проходку ділянки виробки тільки випереджаючим вибоєм, міс;  
 $T_2$  – час на проходку ділянки тунелю двома уступами, міс;  $T_3$  – час на проходку ділянки виробки тільки відстаючим вибоєм, міс.

$$T_1 = \frac{L_1}{V_1}, \quad (3.30)$$

де  $L_1$  – довжина ділянки, пройденої випереджаючим вибоєм, м;  $V_1$  – швидкість проходки випереджаючим вибоєм [22], м/міс:

$$V_1 = \frac{n_1 m_1 l_{ш}^* \eta}{T_{ц.о.п}}, \quad (3.31)$$

де  $n_1$  – число робочих годин у добі, год/доб;  $m_1$  – число робочих днів в місяці, дн/міс;  $l_{ш}^*$  – довжина шпурів у випереджаючому вибої, м;  $\eta$  – коефіцієнт використання шпурів у випереджаючому вибої;  $T_{ц.о.п}$  – тривалість циклу в випереджаючому вибої, год.

Час проходки ділянки тунелю, що споруджується двома уступами, може бути визначено за формулою:

$$T_2 = \frac{L_2}{V_2}, \quad (3.32)$$

де  $L_2$  – довжина ділянки тунелю, що споруджується двома уступами, м;  $V_2$  – швидкість проходки цієї ділянки, м/міс [22]:

$$V_2 = \frac{n_1 m_1 l_3 \eta}{T_{ц2}}, \quad (3.33)$$

де  $l_3$  – довжина просування вибоїв, м;  $T_{ц2}$  – тривалість прохідницького циклу, год.

Знаючи тривалість циклу  $T_{ц2}$ , знаходимо також і час проходки виробки двома уступами  $T_2$  [22]:

$$T_2 = \frac{L_2}{V_2}, \quad (3.34)$$

$$V_2 = \frac{n_1 m_1 l_{ш2}}{T_{ц2}}, \quad (3.35)$$

де  $l_{ш2}$  довжина заходки при проходці двома уступами, м.

Час, необхідний на проходку ділянки тунелю тільки відстаючим вибоєм, може бути визначено за формулою:

$$T_3 = \frac{L_3}{V_3}, \quad (3.36)$$

де  $L_3$  – довжина ділянки тунелю, пройденого тільки відстаючим вибоєм, м;  $V_3$  – швидкість проходки цієї ділянки, м/міс [22]:

$$V_3 = \frac{n_1 m_1 l_{ш3}}{T_{ц3}}, \quad (3.37)$$

де  $l_{ш3}$  – довжина заходки в відстаючому вибої, м;  $T_{ц3}$  – тривалість прохідницького циклу при розробці тільки бічного уступу, год.

Більш того, відстаюча ділянка виробки може бути пройденою двома зустрічними вибоями, тоді швидкість проходки  $V_3$  на цій ділянці зросте майже в два рази.

Підсумувавши отримані значення  $T_1$ ,  $T_2$ ,  $T_3$ , визначимо загальний час проходки виробки довжиною  $L_{заг}$ . Звідси середня швидкість проходки, м/міс, по всій трасі може бути визначена за виразом:

$$V_{cp} = \frac{L_{заг}}{T_{заг}}. \quad (3.38)$$

Аналіз ситуації проходки виробок великого перерізу якщо проходити виробку способом бічного уступу з одночасною організацією робіт у вибоях при одному і тому ж наборі самохідного прохідницького обладнання, яке застосовується при проходці похилої галереї на Інгулецькому ГЗК (УБШ-532Д, ПНБ-4, ПД-8), довжині шпурів 4 м і площі поперечного перерізу 60 м, швидкість проходки в порівнянні з технологією розкриття вибою на повний

профіль буде більше приблизно на 30%. Навіть при збільшенні майже в два рази продуктивності бурового обладнання при суцільному способі розкриття вибою швидкість проходки виробки залишається менше, ніж при способі бічного уступу з одночасною організацій робіт у випереджаючому і відстаючому вибоях.

Звідси можна зробити висновок, що швидкість проходки великопрольотної виробки, довжина якої більше деякого мінімального значення, при одному і тому ж наборі прохідницького обладнання способом бічного уступу з одночасною організацією робіт завжди буде більше швидкості проходки при розкритті вибою на повний профіль. При цьому коефіцієнт використання самохідного прохідницького обладнання підвищується в 2-2,5 рази і приймає значення від 0,6 до 0,7 і вище.

Мінімальна довжина виробки, при якій ефективно застосування способу бічного уступу в поєднанні з принципом багатовибійного обслуговування, залежить від площі поперечного перерізу виробки, типу та кількості одиниць прохідницького обладнання, довжини і числа розроблюваних уступів. Для визначення мінімально допустимої довжини виробки необхідно знати швидкості проходки ділянок виробки, що розробляються тільки випереджаючим вибоєм  $V_1$ , одночасно випереджаючим і відстаючим вибоями  $V_2$  і тільки відстаючим вибоєм  $V_3$ , а також директивну швидкість проходки великопрольотної виробки суцільним вибоєм  $V_d$ .

Час будівництва виробки суцільним вибоєм  $T_c$ , міс, може бути визначено за наступним виразом [26]:

$$T_c = \frac{L_v}{V_d}, \quad (3.39)$$

де  $L_v$  – довжина виробки, м;  $V_d$  – директивна швидкість проведення виробки суцільним вибоєм, м / міс.

Час будівництва виробки способом бічного уступу знаходять з виразу 3.40 [26].

$$T_{б.у.} = \frac{L_1}{V_1} + \frac{L_2}{V_2} + \frac{L_3}{V_3}, \quad (3.40)$$

де  $L_1, L_2, L_3$  і  $V_1, V_2, V_3$  – довжина, м, і швидкість, м/міс, проходки ділянки виробки, що розробляється тільки випереджаючим, другим на всю довжину і тільки відстаючим вибоєм відповідно.

Враховуючи, що при проходці бічними уступами швидкість кожного з трьох вибоїв буде вища ніж суцільного вибою в 1,35-1,55 рази [17] виберемо найгірший варіант і використовуючи формули 3.38 та 3.39 порівняємо швидкість проходки виробок суцільним вибоєм і бічними уступами в поєднанні з принципом багатовибійного обслуговування:

$$T_c = \frac{359.3}{56} = 6,42 \text{ міс},$$

$$T_{б.у.} = \frac{25}{75,6} + \frac{359.3}{75,6} + \frac{25}{75,6} = 5,41 \text{ міс}.$$

Швидкості  $V_1, V_2, V_3$  і  $V_d$  для певного набору прохідницького обладнання залежать від площі поперечного перерізу виробки  $S$ , тому можна встановити залежність і  $L_{в.мін}$  від  $S$ . Очевидно, що чим більша площа поперечного перерізу виробки, тим менша мінімальна довжина виробки, при якій ефективно застосування способу бічного уступу, однак  $L_{в.мін}$  не може бути менше 34 м.

Аналіз досліджень різних технологічних схем проходки великопрольотних виробок дозволяє стверджувати, що визначальними факторами, що впливають на техніко-економічні показники проходки, якими є швидкість, вартість і трудовитрати, можна вважати гірничо-геологічні умови, а

також геометричні розміри поперечного перерізу виробки, тип і кількість використовуваного обладнання, прийняту методику організації робіт.

Аналіз зарубіжного досвіду будівництва подібних виробок показав, що досягнуті у нас в країні темпи проходки в 2-3 рази нижче зарубіжних аналогів, а трудомісткість робіт на порядок вище. Основними причинами такого відставання є низькі темпи проходки і низька продуктивність машин буропідривного комплексу.

Також очевидна висока ефективність використання самохідного прохідницького обладнання на підземних роботах, максимальної віддачі від якого можна досягти тільки в разі його використання за принципом багатовибійного обслуговування. При такій організації робіт значно скорочується час простою дорогого самохідного обладнання, створюються передумови для зменшення чисельності обслуговуючого персоналу та вартості робіт, а також зменшення термінів будівництва всього підземного комплексу споруд.

На сьогоднішній день принцип багатовибійного обслуговування не знайшов широкого поширення при проходці великопрольотних виробок, хоча сучасне тунелебудування і характеризується великою різноманітністю способів і засобів ведення робіт. Однак відсутність рекомендацій щодо вибору найбільш ефективної технології проходки таких виробок зумовило певний волюнтаризм при визначенні не тільки технологічної схеми, а й напрямків розвитку техніки і вдосконалення організації праці. Наслідком цього є застосування часто малоефективних технологічних схем, вибір яких в основному визначено тим, що вони використовувалися в аналогічних гірничо-геологічних умовах, а це, як показують приклади з практики, не завжди веде до бажаного результату.

В якості порівняльного критерію ефективності найчастіше приймають мінімум витрат часу або вартості робіт, рідше – економію трудових і матеріальних ресурсів. Визнаючи важливість цих критеріїв, в той же час можна вказати на їх деяку суперечливість. А саме, модернізація техніки, як відомо, йде по шляху підвищення продуктивності машин, при цьому потрібні великі



енерговитрати і капітальні вкладення. Вартісний критерій відчуває великий вплив таких мінливих чинників, як кон'юнктура і рівень цін на матеріали, тарифні ставки, системи доплат і т.д. Однак жоден із зазначених критеріїв не відображає в явному вигляді такий важливий показник, як зайнятість прохідницького обладнання, тобто коефіцієнт його використання в часі.

У зв'язку з викладеним стає очевидною необхідність розробки рекомендацій щодо вибору найбільш ефективної технологічної схеми проходки, яка дозволяла б для одного і того ж комплексу машин і однакових гірничо-геологічних умов домогтися за рахунок підвищення коефіцієнта використання самохідного прохідницького обладнання найвищих техніко-економічних показників, зокрема, швидкості проходки.

Вибір оптимальної технологічної схеми проходки великопрольотних виробок ведуть методом порівняння варіантів, при цьому в якості базової схеми проходки може бути прийнята найбільш поширена в даний час схема суцільного способу розробки вибою.

Кожну технологічну схему оцінюють трьома критеріями, а саме:

- вплив схеми розробки вибою на стійкість навколишньої виробки масиву;
- вплив схеми розробки вибою на основні параметри паспорту буропідривних робіт;
- вплив схеми розробки вибою на тривалість циклу при одночасній організації робіт у випереджаючому і відстаючому вибоях.

Для оцінки впливу розробки вибою були проведені аналітичні, дослідження, які дозволяють стверджувати, що при проходці великопрольотних виробок буропідривним способом уступна розробка вибою завжди позитивно впливає на її стійкість. А саме, при розробці вибою двома уступами зміщення контуру виробки зменшуються на 9-10% в порівнянні з розкриттям вибою відразу на повний переріз. У той же час при розробці вибою трьома уступами ці зсуви будуть ще менше. Зона технологічного впливу також істотно зменшується – на 22-27% [17].

Таким чином, уступна розробка вибою підвищує стійкість масиву порід навколо виробки, і дозволяє скоротити витрати матеріалу на зведення тимчасового кріплення на 8-12% в порівнянні з розробкою вибою відразу на весь переріз.

Для виробки круглої форми перерізу з метою підвищення її стійкості рекомендується проходити по центру випереджальну виробку з подальшим доопрацюванням її до проектного контуру.

Розрахунок основних параметрів паспорту БВР слід вести з урахуванням мінливості міцнісних властивостей породного масиву по глибині шпуру, тобто енергоємності шпуру. При цьому в якості розрахункової величини доцільно використовувати поняття питомої поверхневої енергії. Розрахунок слід починати з визначення заряду в шпурі, а потім визначати всі основні показники паспорту БВР.

Поетапна схема розкриття вибою сприяє зменшенню загальної витрати ВР і шпурометрів на вибій. Наприклад, загальна витрата ВР на вибій скорочується на 10-14%, число шпурометрів – на 16-24%, загальна витрата ВР при розподілі вибою виробки на три уступи буде ще менше. Розрахунок параметрів паспорту БВР при проходці за такою технологічною схемою слід вести окремо для випереджаючого і відстаючого вибоїв [19].

Аналіз питань, пов'язаних з організацією робіт, показав, що для забезпечення ефективності виробленої технології проходки слід формувати оптимальний комплекс прохідницького обладнання з урахуванням гірничо-геологічних факторів і геометричних розмірів перерізу виробки [23]. При цьому оптимальним комплексом вважається таке устаткування, яке дозволяє з найменшими затратами праці забезпечувати необхідну швидкість виконання операцій технологічного циклу за умови взаємозв'язку його з іншими механізмами і максимального суміщення окремих операцій циклу в часі. Оскільки за вихідну величину прийнято вважати швидкість проходки, яка, як відомо, є функцією від тривалості циклу, визначення тривалості технологічного циклу завжди відіграло домінуючу роль при визначенні швидкості проходки.

Розрахунок тривалості циклу технологічної схеми проходки, заснованої на способі суцільної розробки вибою, вже досить відпрацьований. Найчастіше її визначають або з урахуванням можливостей бурильного обладнання, або за стійкістю порід.

При проходці виробок способом бічного уступу в поєднанні з принципом багатовибійного обслуговування розрахунок параметрів прохідницького циклу необхідно вести в наступній послідовності: спочатку складають розрахунок параметрів технологічного циклу для проходки тільки випереджаючого вибою, потім – для випадку одночасної організації робіт у випереджаючому і відстаючому вибоях, в кінці – для відстаючого вибою. Потім визначають швидкість спорудження для кожної ділянки проходки і середню швидкість проходки для всієї траси виробки. Приклади розрахунку параметрів технологічного циклу і визначення швидкості проходки показали хорошу збіжність з хронометражними вимірами, проведеними безпосередньо в натурних умовах [21].

Експериментальним шляхом було встановлено, що оптимальне число уступів визначається прольотом виробки і типом використовуваного обладнання [14]. Разом з тим, з точки зору організації робіт, при прольоті від 8 до 12 м доцільно ділити вибій на два уступи, а при прольоті більше 12 м – на три. Відстань між випереджаючим і відстаючим вибоями слід приймати 25-30 м [20].

Швидкість проходки великопрольотних виробок за даною технологічною схемою зростає на 25-38% в порівнянні зі схемою, заснованою на суцільному способі розробки вибою, при цьому, чим більший проліт і протяжність виробки, тим ефективнішою буде така технологічна схема.

Тип, а також кількість прохідницького обладнання та ефективність його роботи визначаються гірничо-геологічними умовами та лінійними розмірами виробки, а також організаційно-технічними заходами, неодмінною умовою якого є створення оптимальних параметрів ведення робіт при мінімальних вартісних і трудових витратах. Вибір машин для кожного процесу

технологічного циклу і всього комплексу в цілому визначається перерахованими раніше обмеженнями і коригується прийнятою методикою організації робіт, яка повинна забезпечувати найбільш повне використання машин у часі і їх безпечне обслуговування у вибої [17].

Після вибору типу обладнання розробляють графік організації робіт всього комплексу в цілому, тобто кожна машина повинна забезпечувати максимальну завантаженість наступних машин, що працюють в цьому єдиному технологічному режимі.

Параметри рекомендованих технологічних схем проходки великопрольотних виробок і відповідних наборів самохідного обладнання наведені в табл. 3.3 [14].

Таблиця 3.3. Параметри рекомендованих технологічних схем проходки

Параметри	Суцільний спосіб розробки вибою	Спосіб уступної розробки вибою	
		двома уступами	трьома уступами
Проліт виробки, м	$B \leq 8,5$	$15 \geq B 8,5$	$20 \geq B 15$
Відстань між вибоями, м	-	25-30	25-30
Мінімальна довжина виробки, м	Будь-яка	при $S = 40 \text{ м}^2$ $L \geq 80 \text{ м}$	при $S = 100 \text{ м}^2$ $L \geq 50 \text{ м}$
Скорочення тривалості циклу, %	-	21-30%	25-38%
Коефіцієнт використання обладнання	0.2-0.3	0.4-0.5	0.6-0.7

### Висновки до розділу 3

1. Метод проходки бічними уступами вирішує можливі проблеми пов'язані з нестійкими породами та можливими вивалами породи, що сприяє безпеці виконання робіт.

2. Можна зробити висновок що швидкість проходки великопрольотної виробки, що споруджується способом бічного уступу в поєднанні з принципом

багатовибійного обслуговування, завжди буде вищою за швидкість проходки з розкриттям вибою на повний профіль, а тривалість прохідницького циклу відповідно менше для одного і того ж набору обладнання, при цьому коефіцієнт використання цього обладнання зростає в 2-2,5 рази і приймає значення 0,6-0,7. Таким чином, при переході на спосіб бічного уступу в поєднанні з принципом багатовибійного обслуговування можна або збільшити швидкість проходки, або зменшити число одиниць самохідного прохідницького обладнання за рахунок збільшення коефіцієнта його використання.

3. Навіть при однакових витратах на матеріали для двох порівнюваних технологічних схем проходки (спосіб бічного уступу і спосіб суцільного вибою) вартість проходки 1 м виробки буде істотно меншою при способі бічного уступу в поєднанні з принципом багатовибійного обслуговування.

4. Сформований метод вибору способу розбиття вибою виробки на уступи з умови максимальної продуктивності прохідницького обладнання та безпеки його експлуатації. При прольоті виробки більш 8 менше 12 м доцільно ділити вибій на два уступи, а при прольоті більше 12 м – на три.

5. Оптимальну відстань між випереджаючим і відстаючим вибоями доцільно зберігати не менше 25-30 м. Така відстань забезпечить безпечне ведення робіт у випереджаючому і відстаючому вибоях.

## **РОЗДІЛ 4**

### **БЕЗПЕКА ПРАЦІ ТА ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА**

#### **4.1. Охорона праці та пожежна безпека**

Всі роботи по проходці похилого стовбура повинні виконуватися відповідно до "Правил безпеки при розробці рудних, нерудних і розсипних

родовищ підземним способом" [27] і "Єдиними правилами безпеки при підричних роботах" [28], "Правилами безпеки при поводженні з вибуховими матеріалами промислового призначення" [29]. Роботи з проходки штольні виконуються за письмовим нарядом, виданим начальником дільниці або його заступником і затвердженим головним інженером шахти. Всі робітники повинні пройти медичний огляд, навчання з охорони праці, бути ознайомлені з розташуванням запасних виходів, правилами поведінки під час аварії і правилами користування саморятувальниками. Без особливих причин і без відома технічного нагляду не можна самовільно залишати місце роботи і займатися іншою роботою. При виявленні небезпеки або загрози нещасного випадку працівник зобов'язаний негайно доповісти про це гірничому майстру. Необхідно звертати увагу на попереджувальні сигнали і написи і точно виконувати їх вимоги.

В умовах роботи в глибоких кар'єрах з великою кількістю горизонтів, застосування великовантажних транспортних засобів, вантажних механізмів з великими ковшами, значними навантаженнями транспортних комунікацій та наявності буропідричних робіт важливе значення набуває виконання заходів щодо створення нормальних умов праці та запобігання травматизму. Для цього необхідне дотримання таких вимог по техніці безпеки:

- до керування транспортними механізмами, рухомим складом транспорту можуть допускатися тільки особи, які пройшли спеціальне навчання, мають посвідчення на право керування відповідними механізмами;
- необхідно стежити за справним станом устаткування, своєчасно проводити огляд і направляти на профілактичні та планово-попереджувальні ремонти;
- у нічний час і при поганій видимості автодороги, робочі місця і пішохідні проходи повинні бути освітлені, необхідно звертати особливу увагу на освітлення автодоріг, прокладених по бортах кар'єру, де можливі обвали;
- важливе значення має правильне утримання автодоріг, застосування в зимовий час засобів для запобігання ковзання;

Для запобігання руйнувань і катастроф на гірничорудному транспорті проектом передбачені наступні технічні рішення:

- технічне обслуговування і ремонт рухомого транспорту для забезпечення їх роботи в справному стані;
- для запобігання скочування автомобілів під укіс влаштовується огорожувальний вал зі скельних порід, висота якого для автосамоскидів вантажопідйомністю 130 т становить не менше 1/2 від висоти колеса розрахункового автомобіля;
- з метою запобігання обваленню гірських порід при русі автотранспорту при проектуванні переїздів автомобілів з горизонту на горизонт і автодоріг по горизонтах враховується призма обвалення;
- перевезення людей на кар'єрі повинно здійснюватися спеціалізованим автотранспортом за маршрутами і часом, встановленим управлінням комплексу.

Для виконання заходів щодо пожежної безпеки дотримуються протипожежних розривів між будівлями, передбачаються протипожежні проїзди і під'їзди до пожежних гідрантів.

На самоскидах і тепловозах обов'язкова наявність вогнегасників.

При нещасному випадку слід самому або за допомогою товариша по роботі надати першу допомогу і негайно звернутися за допомогою в медпункт.

Всі працівники дільниці повинні бути закріплені за медсанчастиною Замовника.

Всі працівники дільниці повинні бути забезпечені обеззаражуючими засобами згідно з колективним договором.

Основні небезпечні фактори та методи боротьби із ними вказані у табл.4.1.

Табл. 4.1 Перелік основних небезпечних та шкідливих виробничих факторів

№	Найменування фактору	Спосіб виключення його
---	----------------------	------------------------

		впливу
1	Робота на висоті понад 1 м і ближче 2 м від отворів	Установка огорожі на робочому полку, застосування випробуваних запобіжних поясів
2	Падіння шматків породи з покрівлі виробки	Ретельна оборка нависаючих шматків породи, зведення тимчасового кріплення
3	Шум від працюючих механізмів і бурових агрегатів	Застосування антифонів, заглушок типу "Беруші"
4	Вібрація при бурінні ручними і телескопними перфораторами	Перфоратори повинні бути обладнані антивібраційними каретками. Прохідників забезпечити антивібраційними рукавицями
5	Пилоутворення при бурінні шпурів	Буріння шпурів з промиванням водою. Використання респіратора типу "Пелюстка"
6	Пилоутворення при збиранні породи	Зрошення породи, стін і покрівлі виробки водою
7	Запиленість при торкретуванні виробок	Робота в захисних окулярах. Використання респіратора типу "Пелюстка"
8	Ураження електричним струмом	Електрослюсарі, електрозварники повинні проводити ремонтні роботи при відключеній напрузі з використанням справного і випробуваного інструменту, діелектричних рукавичок, килимків
9	Недостатня освітленість	Застосування прожекторів ПЗ для освітлення вибоїв
10	Пошкодження очей, а також шкіри обличчя і рук бризками розплавленого металу	Забезпечити зварювальників спеціальним одягом (костюм брезентовий) для захисту рук видавати брезентові рукавиці. Для захисту очей різьбяр і його помічник повинні працювати в захисних окулярах
11	Опіки від електрозварювання	Електрозварник повинен працювати з захисним щитком



Після повного провітрювання і відбору проб повітря на наявність СО, за допомогою газоаналізатора АМ-5, гірський майстер допускає робітників у вибій. Всі роботи по приведенню вибою в безпечний стан виконуються під безпосереднім керівництвом гірничого майстра

Перш ніж приступати до оборки заколів, необхідно окропити виробку водою, освітити робоче місце, підібрати відповідної довжини ломика. Робота з ліквідації заколів повинна вестися в напрямку від кріплення до вибою.

Перед зняттям заколу необхідно з безпечного місця оглянути, визначити величину обвалюваної маси і напрямок її падіння. При знятті заколу великого розміру двома робочими, вони повинні розташовуватися по відношенню до заколу так, щоб не опинитися на шляху його падіння або скочування породи.

Якщо закіл не може бути знятий за допомогою ломика, його ліквідація здійснюється за вказівкою гірничого майстра буропідривним способом.

До самостійної роботи на буровій установці допускаються особи, які пройшли навчання з управління установкою.

Перед початком роботи необхідно перевірити стан кріплення покрівлі і боків виробки та обібрати заколи. Також слід контролювати справність пневматичних і гідравлічних рукавів, надійність їх з'єднання і страховку, пульти управління гідравлікою бурової установки, справність перфоратора і його кріплення до пневмопідтримуючої колонки; рівень масла в маслобаку та в редукторах. Необхідно випробувати роботу маніпуляторів і ходової частини бурової установки та перевірити наявність бурового інструменту відповідної довжини та позначення пробками "прострілів".

При бурінні прохідник повинен постійно стежити за безпечним станом виробки, періодично зупиняти перфоратор, оглядати виробку, при необхідності проводити додаткову оборку заколів, дотримуватися паспорту БПР.

При цьому прохіднику суворо забороняється бурити в простріли, працювати перфораторами без віброгасних ручок і протишумних насадок, проводити паралельно з бурінням шпурів будь-які роботи, знаходиться в зоні

дії маніпуляторів бурової установки, проводити ремонтні роботи при наявності тиску стисненого повітря на буровому механізмі.

Перед заряджанням підрильник повинен перевірити знеструмлення всіх електроустановок та кабелів, що знаходяться в небезпечній зоні, перевірити чи не захаращені виробки більш ніж на 1/3 поперечного перерізу відбитою породою, обладнанням – ближче 20 м від вибою, звірити відставання кріплення згідно з паспортом кріплення, відставання вентиляційних трубопроводів від вибою згідно з проектом провітрювання, відповідність бурінню вибою паспорту БПР, справність джерел струму, стійкість покрівлі і стін виробок, виставлення постів охорони, вивід людей із вибою або небезпечної зони.

Заряджання шпурів на висоті більше 1,2 м потрібно виконувати з дерев'яної драбини.

Забороняється використовувати ВМ не за призначенням і передавати іншим особам, залишати ВМ без нагляду, розкидати в вибої, зберігати за кріпленням.

При проведенні вибухових робіт слід керуватися "Єдиними правилами безпеки при підрильних роботах" [28].

До роботи з прибирання породи допускаються особи, які пройшли спеціальну підготовку і мають посвідчення на право керування вантажно-транспортною машиною.

Перед початком роботи необхідно перевірити справність і працездатність всіх вузлів вантажної машини або екскаватора (гальма, рульове управління, (пульт управління), освітлення, наявність і рівень мастила і палива, наявність каталізатора і води).

При збиранні породи необхідно постійно стежити за станом покрівлі та стін виробки і проводити оборку заколів на ділянках, звільнених від підірваної породи. Негабаритні шматки породи слід обробляти вручну. При зупинці машини (екскаватора) потрібно опустити ківш на підшву виробки, заглушити машину.

При збиранні породи забороняється працювати на несправній машині. Суворо заборонено знаходження людей в вибої і в зоні дії вантажної машини та виконання ремонтних робіт при працюючому двигуні.

Місце розвантаження машини повинно бути обладнане колесовідбійним брусом на випадок скочування машини з борту кар'єру.

При зведенні штангового кріплення не допускається залишення довгих виступаючих кінців металу з шпурів. Установка залізобетонних штанг проводиться ланкою в складі не менше 2-х осіб, з яких один призначається старшим. Не допускається підвішувати до елементів штангового кріплення затяжку, труби та інше обладнання. Установку штангового кріплення проводять з відбитої породи або з робочих полків, навішення сітки на анкери відбувається після повного схоплювання розчину.

При зведенні набризк-бетонного кріплення потрібно перевірити герметичність установки, надійність приєднання рукавів і їх страховку. Всіх людей необхідно віддалити на безпечну відстань від місця роботи. Машиніст без сигналу сопловщика не має права починати подачу бетонної суміші.

При утворенні в матеріальному шлангу пробок, слід припинити подачу сухої суміші, закрити вентиль подачі стисненого повітря і простукати рукав дерев'яним молотком на ділянці передбачуваного засмічення. У разі заклинювання дозатора забороняється провертати півмуфту при включеному двигуні. Перед вимкненням стисненого повітря кінцевий затвор повинен бути закритий, а до моменту включення стиснутого повітря сопловщик повинен прийняти найбільш стійке положення (розташування рукавів між ногами, а також упір сопла в груди або живіт не допускається).

Промивати і чистити бурильні та відбійні молотки в підземних виробках дозволяється тільки в спеціально відведених місцях, обладнаних металевими дверима і забезпечених протипожежними засобами.

Масильні, обтиральні матеріали і гас повинні зберігатися в закритих металевих посудинах в кількостях, що визначаються механіком дільниці, але не більше добової потреби в кожному з видів матеріалів. Місце установки ящика

змінного зберігання вибухових матеріалів повинно бути обладнане вогнегасником і ящиком з піском. Біля порталу повинен знаходитися пожежний щит з протипожежним інвентарем.

Зберігання та транспортування балонів з газами здійснюється тільки з нагвинченими на їхні горловини запобіжними ковпаками. При транспортуванні балонів не допускати поштовхів і ударів. До місця зварювальних робіт балони транспортуються на спеціальних візках, ношах. Перенесення балонів на плечах і руках забороняється.

Всі займісті матеріали повинні бути видалені на відстань не менше 20 м від місця проведення зварювальних робіт. У місцях проведення зварювальних робіт повинні знаходитися не менше двох вогнегасників ВВЦ-5, або вагонетка з запасом води не менше 1м<sup>3</sup> і ящика з піском.

Засоби пожежогасіння повинні бути розташовані:

- для дільничних трансформаторних камер і інших камер з непостійним чергуванням обслуговуючого персоналу – зовні камери у виробці з боку надходжень свіжого струменя повітря (не більше 3-х метрів від входу в камеру);
- для лебідочних камер, ремонтних майстерень і інструментальних комор – біля робочого місця чергового персоналу.

Після закінчення зварювальних і газополумєневих робіт місце зварювання і різання повинно знаходитися під наглядом осіб технічного нагляду або спеціально виділеної і проінструктованої особи не менше 2 годин [30].

До ведення зварювальних робіт в гірничих виробках і надшахтних будівлях допускаються тільки зварювальники, які мають посвідчення на право виконання зварювальних робіт в шахтах і пройшли спеціальний інструктаж з техніки безпеки [30].

Всі електричні машини, апарати, трансформатори та інше повинно оглядатися:

- щозміни – особами, які працюють на них і черговими електрослюсарями;
- щодоби – механіком дільниці і періодично головним механіком або енергетиком з занесенням результатів огляду в "Журнал огляду електрообладнання".

До обслуговування і ремонту електроустаткування допускаються особи які пройшли навчання і мають групу з електробезпеки не нижче III.

Забороняється в шахті застосування мереж з глухозаземленою нейтраллю трансформаторів [30].

Захист людей від ураження електричним струмом повинен здійснюватися із застосуванням заземлення, а в мережах напругою до 1000В також і реле витоку струму з автоматичним відключенням пошкодженої мережі. Загальний час відключення пошкодженої мережі не повинен перевищувати 0,2 с.

На рукоятці всіх відключаючих апаратів, за допомогою яких може бути подана напруга до місця роботи людей на лінії, персоналом проводячим відключення, повинен бути вивішений плакат "Не вмикати працюють люди". Плакати знімаються після закінчення робіт, черговими що їх вивісили.

Забороняється обслуговування електроустановок напругою понад 1000В без застосування захисних засобів (діелектричних рукавичок, бот і т.д.), обслуговування електроустановок напругою нижче 1000 В без діелектричних рукавичок [19]. Управляти електричними лебідками, пусковою апаратурою дозволяється без діелектричних рукавичок за умови, що рукоятки управління матимуть відповідні ізоляційні покриття. Також заборонено ремонт електрообладнання та мереж, які перебувають під напругою, залишення під напругою електричних мереж що не використовуються, експлуатація електроустаткування, в разі несправного захисту від витоку струму на землю і заземлення, несправного електрообладнання та кабелів та ведення ремонту електромережі та електрообладнання робочими не пов'язаними з цією роботою.

Перед початком робіт підрядною організацією спільно з Замовником розробляються спільні заходи з охорони праці та пожежної безпеки, які повинні відображати:

- порядок виконання вибухових робіт в кар'єрі і на проходці штольні;
- схеми руху автотранспорту та прохідницької самохідної техніки;
- маршрути пересування людей;
- межі зон обслуговування мереж;
- заходи щодо забезпечення пожежної безпеки.

При виникненні аварійних ситуацій слід керуватися ПЛА (план ліквідації аварій).

## **4.2 Охорона навколишнього середовища**

При організації будівництва і виконанні робіт слід передбачати необхідні заходи для мінімізації негативного впливу на навколишнє середовище, недопущення забруднення повітря і води, ерозії ґрунту, знищення рослинного покриву, диких тварин.

Основним джерелом забруднення навколишнього природного середовища в кар'єрі є автомобільний транспорт через вихлопні гази двигунів і запилювання автодоріг від руху автотранспорту в літній і весняний період.

З метою забезпечення зниження загазованості кар'єру необхідно придбати замість застарілого парку автосамоскидів – обладнаного нейтралізаторами вихлопних газів, а для зниження пилу на автодорогах застосовувати полив, наявним у комплексі парком поливомийних машин. Потрібно зменшити кількість перевантажувальних майданчиків в кар'єрі і відповідно зменшити використання на перевезеннях гірської маси автотранспорту.

Будівництво лінії ЦПТ скельного розкриття на майданчику борті кар'єру зменшить фактор використання автомобільного транспорту.

На вільних від забудови майданчиках передбачається посадка дерев, чагарників, засівання травою укосів виїмок і насипів залізних і автомобільних доріг [19].

Забруднені води на всіх майданчиках підлягають очистці.

#### **Висновки до розділу 4**

1. Розроблені заходи щодо запобігання небезпечних ситуацій та боротьбі із шкідливими факторами при проведенні гірничих виробок для при роботах на кар'єрі.

2. Сформовані правила пожежної безпеки та правила роботи з електричними приладами.

3. Представлені заходи захисту навколишнього середовища від головної проблеми кар'єру - загазованості.

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

1. Встановлено, що існуюче питання будівництва підземних споруд і, в тому числі виробок великого поперечного перерізу, в сучасних умовах є дуже актуальною, оскільки в Україні в порівнянні з іншими зарубіжними державами намітилося різке відставання в темпах, продуктивності і термінах будівництва таких об'єктів. Таким чином, існуючі технології будівництва великогабаритних камер, особливо при розкритті їх склепової частини, потребують вдосконалення.

2. В результаті порівняння варіантів способів проходження обрано технологію, засновану на способі спорудження бічними уступами в поєднанні з принципом багатовибійного обслуговування.

3. Проаналізовано переваги способу проходки бічними уступами в порівнянні з проходкою суцільним вибоєм та можливість застосування уніфікованого обладнання.

4. Доведено, що швидкість проходки великопрольотної виробки, що споруджується способом бічного уступу в поєднанні з принципом багатовибійного обслуговування, завжди буде вищою за швидкість проходки з розкриттям вибою на повний профіль, а тривалість прохідницького циклу відповідно менше для одного і того ж набору обладнання, при цьому коефіцієнт використання цього обладнання зростає в 2-2,5 рази і приймає значення 0,6-0,7.

5. Визначено, що при проведенні виробки великого прольоту від 8 до 12 м доцільно поділити вибій на два уступи, а при прольоті більше 12 м – на три. При цьому оптимальною відстанню між випереджаючим і відстаючим вибоями є 25-30 м, виходячи з умов безпечного ведення робіт в цих вибоях.



## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Мостков В.М., Орлов В.А., Степанов П.Д., Хечинов Ю.Е., Юфин С.А. Подземные гидротехнические сооружения. – М.: Высшая школа, 1986. – 464 с.
2. Ходонович О. Ю. Обґрунтування параметрів кріплення вертикальних стволів глибоких вугільних шахт стволів глибоких вугільних шахт: автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук / Ходонович О. Ю. – Донецьк.
3. В.В., Протодьяконов М.М. Распределение и корреляция показателей физических свойств горных пород/ Справочное пособие под ред. Мельникова Н.В., Ржевского В.В., Протодьяконова М.М., Тедора Р.И. – М.: Недра, 1981.
4. Халимендик О. В. Обґрунтування способу підвищення стійкості капітальних виробок в умовах великих зміщень породного контуру: автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук: спец. 05.15.04 "Шахтне та підземне будівництво" / Халимендик О. В. – Дніпро, 2012. – 21 с.
5. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика подземных сооружений и конструкции крепей. – М.: Недра, 1984. – 415 с.
6. Кундурос Х. Исследование эффективных способов поддержания горизонтальных капитальных выработок на больших глубинах: Дис. канд. техн. наук. – М., 1979. – 236 с.
7. Негрей С.Г. – Обоснование параметров механического отпора породам почвы выемочных выработок при отработке лав обратным ходом: Автореф. Дисс на получение степени канд. техн. наук. Негрей С. Г. // – Донецк, 2007.– 296 с.
8. Огородников Ю.Н., Потемкин Д.А. Строительство выработок большого сечения. Учебное пособие. – Санкт-Петербург, 2002. – 65 с.
9. Мостков В.М., Дмитриев Н.В., Рахманинов Ю.П. Проектирование и строительство подземных сооружений большого сечения: Справочник. - М.: Недра, 1993.
10. Глазунов Е.М., Белкин М.Н. Анализ геомеханических и математических моделей горного массива с программным обеспечением, апробированным

применительно к поэтапной проходке конкретных выработок. – М.: Оргэнергострой, НТЦ «Кварц», 1993.

11. Жуков В.Н. Научное обоснование конструкции подземных машинных залов ГЭС: Дис. канд. техн. наук. – Тула, 2001.

12. Батков А.К. К вопросу по определению параметров буровзрывных работ при совершенствовании отдельных операций при проведении гидротехнических туннелей // Гидротехника и мелиорация. – 1969. – С. 172-175.

13. Боровиков В.А., Ванягин И.Ф. Моделирование действия взрыва при разрушении горных пород. – М.: Недра, 1990.

14. Покровский Н.М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. – М., 1982.

15. Müller-Salzburg L. Der Felsbau/ Bd. III. – Stuttgart Enke, 1978. – 317 s.

16. Стовпник С. М. Геомеханічне обґрунтування засобів забезпечення стійкості тектонічно порушеного масиву на період спорудження великогабаритного тунелю / С. М. Стовпник, А. С. Осипов. – 2017.

17. Вышарь А.Г. Многозабойное использование горнопроходческого оборудования в гидротехническом строительстве: Дис. канд. техн. наук. – М., 1982. – 198 с.

18. Гірничий енциклопедичний словник: у 3 т. / за ред. В. С. Білецького. – Д.: Східний видавничий дім, 2004. – Т. 3. – 752 с.

19. Проект производства работ на проходку ствола наклонного «Восточный» (конвейер 6Б). // Пояснительная записка / – Кривой Рог: ПАО «Ингулецкий горно-обогатительный комбинат», 2014. – С. 20–26.

20. Моделирование горных процессов для обоснования параметров разработки безлюдной выемки угля с применением пневмобалонной крепи / С. Костюк, А. Ситников, Н.Т. Бедарев // Разработка месторождений: Сб. науч. р. - 2013. - Т. 7. - С. 153-157.

21. Слободянюк В. К. Дослідження впливу технології гірничих робіт при розкритті глибоких горизонтів на продуктивність кар'єру по руд / В. К.

Слободянюк, Ю. Ю. Турчин. – Кривий Ріг: Криворізький національний університет. – 234 с. – (Серія: Технічні науки).

22. Демидюк Г.П., Ведутин В.Ф. Эффективность взрыва при проведении горных выработок. – М.: Недра. – 153 с.

23. Калякін С. О. Сучасні проблеми руйнування гірських порід вибухом / С. О. Калякін, К. М. Лабінський / Сучасні проблеми руйнування гірських порід вибухом / С. О. Калякін, К. М. Лабінський. – Донецьк: і ДонНТУ, 2009. – 10(151). – С. 29–35.

24. Щербаков П. М. Статистичний підхід до обґрунтування параметрів буровибухових робіт на кар'єрах / Щербаков П. М., Балашов С. В. / Збірник наукових праць Національного гірничого університету. - 2010. - № 35(2). - С. 12-20.

25. Петренко В. І. Розробка та обґрунтування параметрів нових технологій проходки виробок великого перерізу в складних інженерно-геологічних умовах: автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук : спец. 05.15.04 "Шахтне та підземне будівництво" / Петренко Володимир Іванович – Дніпропетровськ, 2000. – 17 с.

26. Беликов А.Г., Панов С.М., Кокташев А.Ф. Опыт многозабойного использования самоходного оборудования в условиях шахты «Советская» // Цветная металлургия. – 1980. – № 5. – С. 19-20.

27. Правила безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом. НПАОП 0.00-1.34-71.: МПСП України, 2015.

28. Єдині правила безпеки при вибухових роботах НПАОП 0.00-1.17-92.1 – М.: МПСП України, 1992.

29. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення. НПАОП 0.00-1.66-13. – МПСП України, 2013.

30. Інструкція з організації безпечного ведення вогневих робіт на вибухопожежонебезпечних та об'єктах. НПАОП 00.0-5.12-01, – МПСП України, 2013.