

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра хімічної інженерії та екології

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

до випускної кваліфікаційної роботи
освітньо-кваліфікаційного рівня **бакалавр**

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

**Будівництво транспортного тунелю в умовах відновлення критичної
інфраструктури України зі спеціальною частиною
«Удосконалення технології кріплення в складних інженерно-геологічних
умовах»**

Виконав студент групи ГІР-22д

.....
(підпис)

Тарасова Ю.Ю.

Керівник

.....
(підпис)

Любимова-Зінченко О.В.

Завідувач кафедри

.....
(підпис)

Зубцов Є.І.

Рецензент

.....
(підпис)

Київ, 2026

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра хімічної інженерії та екології

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

_____  доц. Зубцов Є.І.

« 25 » 04 _____ 2026 р.

**З А В Д А Н Н Я
НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ БАКАЛАВРА**

Тарасова Юлія Юріївна

1. Тема роботи: Будівництво транспортного тунелю в умовах відновлення критичної інфраструктури України зі спеціальною частиною «Удосконалення технології кріплення в складних інженерно-геологічних умовах»
Керівник роботи: Любимова-Зінченко О.В., к. т. н., доцент, затверджено наказом закладу вищої освіти від 25.04.2026 р. № 97/20.04
2. Строк подання здобувачем освіти роботи: 07.06.26р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню випускної кваліфікаційної роботи бакалавра здобувачами освіти на пряму підготовки 184 «Гірництво».
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): розташування обладнання (план, розрізи будівлі; ілюстраційні матеріали), плакати блок-схеми виробництва, загального виду обладнання, техніко-економічних показників проекту та ін.

6. Консультанти розділів:

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв

7. Дата видачі завдання 25.04.26р

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Маркетингові дослідження	25.04.2026	
2	Аналіз літературних даних.	25.04.2026	
3	Технологічні розрахунки. Розробка технологічної схеми виробництва та специфікації обладнання.	01. 05.2026	
4	Контроль якості виробництва	08. 05.2026	
5	Техніко-економічні розрахунки	15. 05.2026	
6	Прикладна частина	22.05.2026	
7	Графічна частина	07.06.2026	

Студент



Тарасова Ю.Ю.

Керівник проекту



Любимова-Зінченко О.В..

ЗМІСТ

ВСТУП	7
1. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ БУДІВНИЦТВА.....	8
2. ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБРАНОВОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ.....	13
3. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА	15
4. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ	45
5. ЕКОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОВОГО СЕРЕДОВИЩА.....	54
6. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА	59
ВИСНОВКИ.....	65
АНОТАЦІЯ.....	67
ANNOTATION	69
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	71

РЕФЕРАТ

Випускна кваліфікаційна робота бакалавра містить: 76 сторінок машинописного тексту, 7 рисунків, 8 таблиць, 6 графічних листів.

Об'єкт дослідження – процес спорудження транспортного тунелю та забезпечення стійкості його конструкцій в умовах відновлення об'єктів критичної інфраструктури України, що експлуатуються в зонах інтенсивного тектонічного впливу та складного інженерно-геологічного стану масиву гірських порід.

Мета роботи – обґрунтування технологічних параметрів будівництва транспортного тунелю та розробка вдосконаленої технології комбінованого кріплення для гарантування безпечної та довговічної експлуатації об'єкта в умовах перетину зон розломів та нестійких вміщуючих порід.

Методи дослідження – у роботі застосовано комплексний підхід, що включає аналіз світового досвіду підземного будівництва в умовах посткризового відновлення інфраструктури, аналітичні методи розрахунку параметрів зміцнення масиву, розрахунок систем вентиляції та водовідливу, а також техніко-економічне обґрунтування для оцінки рентабельності впроваджених інженерних рішень.

У роботі детально проаналізовано гірничотехнічні та інженерно-геологічні особливості ділянки будівництва, які характеризуються наявністю зон тектонічного зім'яття та високим рівнем обводненості. Важливою складовою проєкту є розрахунок параметрів провітрювання виробок, а також розробка комплексних інженерних рішень щодо забезпечення промислової безпеки, охорони праці та екологічного моніторингу під час спорудження об'єкта в умовах щільної забудови або відновлювальних робіт.

Спеціальна частина дослідження зосереджена на актуальній проблемі удосконалення технології кріплення в складних інженерно-геологічних умовах. Запропоновано використання посилених анкерних систем у поєднанні з армованим набризк-бетоном та попереднім тампонуванням тріщин, що дозволяє стабілізувати нестійкі ділянки масиву. Проведено

розрахунок основних техніко-економічних показників, які підтверджують доцільність та високу ефективність впровадження запропонованих рішень для сталого розвитку транспортної мережі країни.

Ключові слова: КРИТИЧНА ІНФРАСТРУКТУРА, ТРАНСПОРТНИЙ ТУНЕЛЬ, ВІДНОВЛЕННЯ, ТЕХНОЛОГІЯ БУДІВНИЦТВА, СКЛАДНІ ІНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ, ЗОНИ РОЗЛОМІВ, УДОСКОНАЛЕННЯ КРІПЛЕННЯ, КОМБІНОВАНЕ КРІПЛЕННЯ, НАБРИЗК-БЕТОН, ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ, ЕКОЛОГІЧНА БЕЗПЕКА.

ВСТУП

Відновлення та модернізація транспортної інфраструктури України є одним із пріоритетних завдань для забезпечення стабільного розвитку економіки та логістичної безпеки держави в сучасних умовах. Враховуючи необхідність налагодження надійних і безперебійних маршрутів сполучення, особливої актуальності набуває будівництво та реконструкція підземних транспортних магістралей, які є менш вразливими до зовнішніх впливів і здатні забезпечити високу пропускну здатність. З огляду на це, при реалізації програм із відновлення критичної інфраструктури стратегічне значення має проєктування нових транспортних тунелів із застосуванням передових гірничих технологій.

У випускній кваліфікаційній роботі детально розглянуто інженерно-геологічні умови будівництва транспортного тунелю та ґрунтовно викладено особливості технології його спорудження із застосуванням сучасного прохідницького обладнання. Особливу увагу зосереджено на спеціальній частині дослідження, яка присвячена удосконаленню технології кріплення підземних виробок у складних інженерно-геологічних умовах.

Запропоновані рішення спрямовані на підвищення стійкості гірського масиву та забезпечення безпеки ведення робіт при перетині зон нестійких порід, що є критично важливим фактором при реалізації таких масштабних проєктів. Поряд із питаннями кріплення, у роботі наведено обґрунтування технологічної схеми транспортування гірської маси, оскільки ефективна логістика у вибої безпосередньо впливає на загальні темпи проходки та рівень експлуатаційних витрат. Збільшення швидкості спорудження тунелю вимагає жорсткого дотримання графіку циклічних робіт, що досягається шляхом оптимізації кількості та продуктивності вантажно-доставних машин, дозволяючи мінімізувати простой та синхронізувати процеси виймання породи з її своєчасним кріпленням. Крім того, комплексно вирішено питання ефективної вентиляції підземних виробок та організації охорони.

1. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ БУДІВНИЦТВА

Будівництво транспортного тунелю, що має стратегічне значення для відновлення критичної інфраструктури та забезпечення надійного логістичного сполучення, передбачається у складних гірських умовах. Траса виробітки перетинає гірський хребет під сідловиною перевалу, при цьому західний портал розташований у гірській долині поблизу транспортного роз'їзду, а східний - на протилежному схилі вододілу.

Рельєф місцевості має східчасту, добре виражену форму, де перевальне сідло є льодовиковою долиною із заболоченими ділянками та окремими озерами. Вершини гір округлі, схили порізані нішоподібними заглибленнями і вкриті великоглибовими осипами. Максимальна відмітка перевалу сягає близько 1000 метрів, вершини - до 2000 метрів, тоді як абсолютні відмітки по трасі тунелю змінюються від 760 до 1100 метрів.

Клімат району будівництва різко континентальний, проте пом'якшений місцевими орографічними умовами, характеризується переважанням сонячної маловітряної погоди та низькою відносною вологістю повітря. Середня температура взимку становить мінус 20–25 градусів за Цельсієм, влітку - плюс 20–25 градусів.

Гідрографічна мережа району представлена гірськими річками та струмками, що формуються на схилах хребта і відзначаються стрімкою течією, порогами та каскадними водоспадами (рис. 1.1). Режим водотоків гірський, із різкими коливаннями рівня води під час інтенсивного танення снігу (до 2,5 метра) та мінімальними витратами.

У геологічній будові території переважають породи багатofазного комплексу гранітоїдів середнього протерозою, перекриті пухкими четвертинними утвореннями.

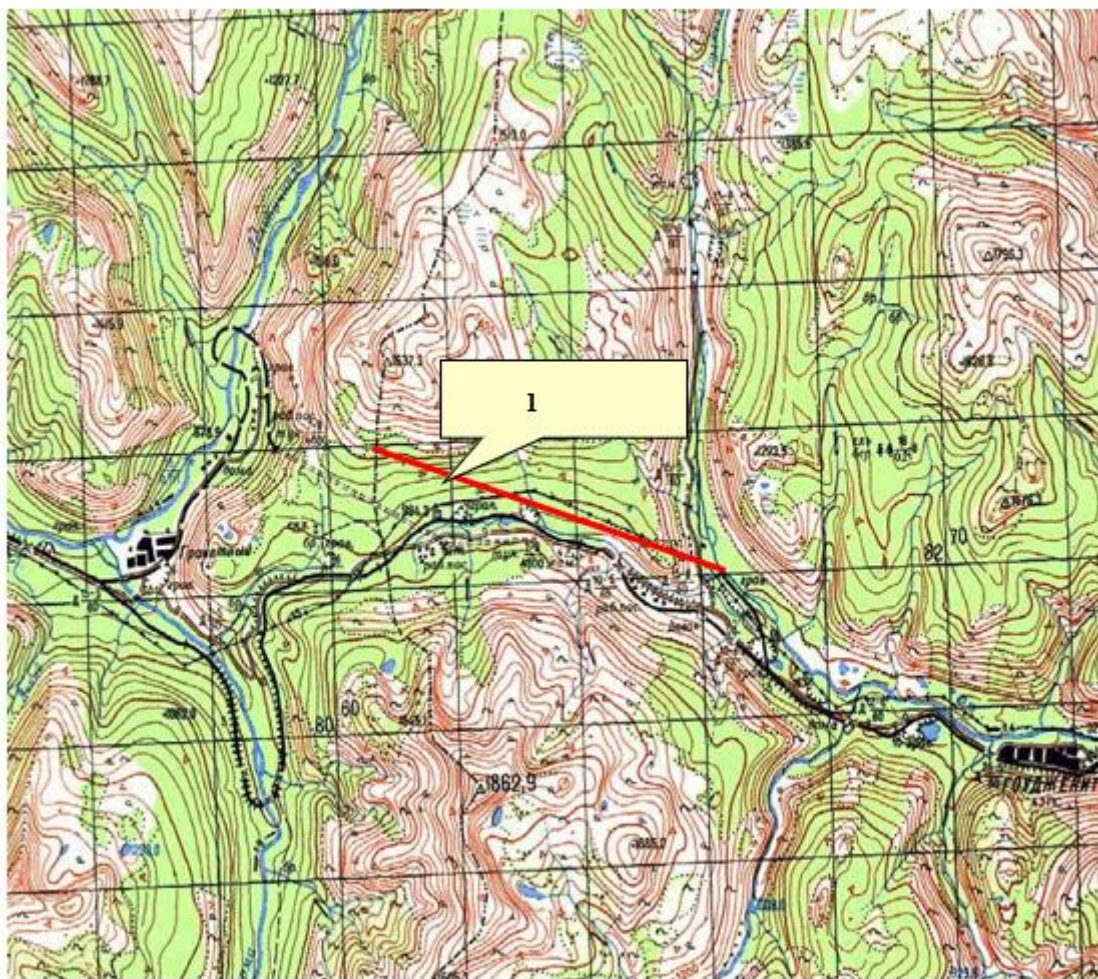


Рис. 1.1 Оглядова географічна карта району будівництва

Магматичні породи представлені кількома фазами впровадження:

перша фаза утворена гранодіоритами, що зазнали впливу контактового метаморфізму;

друга - порфіроподібними граносієнітами, які в зонах зім'яття перетворені на ортогнейси;

четверта - сієніто-діоритами у вигляді дайкоподібних тіл;

п'ята - аляскітовими гранітами та гранітогнейсами, що займають значну площу масиву.

Дайковий і жильний комплекси представлені дрібнозернистими гранітогнейсами та амфіболізованими діабазами, а в зонах діафторезу локально зустрічаються кварц-серицитові сланці та біотит-амфіболові гнейси.

Ділянка будівництва належить до відокремленої структурно-тектонічної

регіональної зони глибинного розлому, якій притаманні переважання магматичних порід, зім'яття їх у похилі складки та широке проявлення тектонічних дислокацій, зокрема насувних зон, зон інтенсивного дроблення, мілонітизації та швів неотектонічних рухів з амплітудою переміщення до десятків метрів.

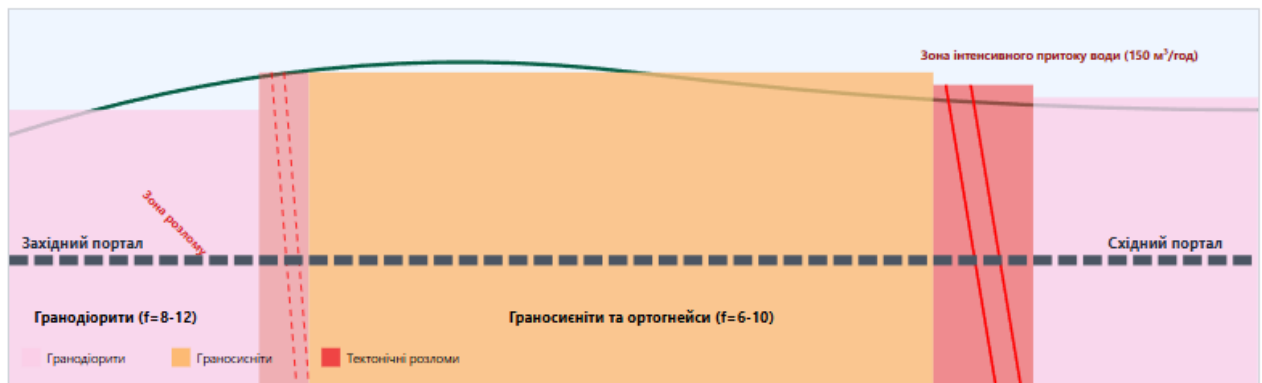


Рис. 1.2 Геологічний профіль району будівництва

Сейсмічність району будівництва оцінюється як висока, із можливістю мікросейсмічних коливань з переважаючими періодами від 0,1 до 0,6 секунди та інтенсивністю до 8,5 бала.

Інженерно-геологічні умови проходки одноколійного транспортного тунелю з двома дренажними штольнями загальною протяжністю понад 6,6 кілометра характеризуються значною мінливістю. Від західного порталу (пікет 10060+89) до пікету 10065+15 тунель проходить у слаботріщуватих катаклазованих гранодіоритах із коефіцієнтом міцності за Протод'яконовим $f=8-12$, де умови є сприятливими, а масив сухий або має слабкий крапіж води. Далі, в інтервалі пікетів 10065+15 – 10065+75, виробітка перетинає зону тектонічного порушення порід середньої стійкості ($f=4$) із крапежем у вигляді переривчастих струменів та зосередженими виходами води дебітом 10-15 кубічних метрів на годину, що вимагає вдосконалення технології кріплення.

Наступні ділянки міцних стійких гранітогнейсів ($f=6-10$) на пікетах 10065+75 – 10068+117, 10068+148 – 10070+98, 10071+29 – 10080+91 та 10081+35

– 10090+12 чергуються з небезпечними зонами розломів зниженої міцності ($f=4$) на пікетах 10068+117 – 10068+148, 10070+98 – 10071+29 та 10080+91 – 10081+35, де спостерігається інтенсивний крапів та водопритоки.

На відрізку пікетів 10090+12 – 10113+37 тунель пролягає у сприятливих умовах граносієнітів із дайками гранітогнейсів ($f=6-12$), а на пікетах 10113+37 – 10113+70 перетинає міцну дайку діабазів ($f=6-14$).

Східна частина тунелю також ускладнена тектонічними порушеннями на пікетах 10113+70 – 10114+59, 10119+41 – 10120+02 та 10120+77 – 10120+60 (ймовірно 10121+60) із міцністю порід $f=4$ та значними водопритоками. Зокрема, найбільші ускладнення гідрогеологічної обстановки очікуються в інтервалі пікетів 10120+77 – 10121+60, де водопритоки формують суцільні струмені з дебітом до 150 кубічних метрів на годину, тоді як на припортальній східній ділянці (до пікету 10127+05) прохідка вестиметься у стійких гранітогнейсах ($f=6-10$) із дебітом води до 20 кубічних метрів на годину.

Гідрогеологічні умови формуються порово-пластовими водами четвертинних відкладень, тріщинно-пластовими водами зони вивітрювання та, найголовніше, тріщинно-жильними напірними водами тектонічних зон із гідростатичним тиском від 5 до 20 атмосфер.

Підземні води мають переважно сульфатно-гідрокарбонатний склад, ультрапрісні або прісні, від слабо- до середньоагресивних по відношенню до бетону та металевих конструкцій, з температурою в масиві від +2,0 до +6,9 градусів за Цельсієм та значними виділеннями радону.

Загалом, інженерно-геологічні та гідрогеологічні умови по осі транспортного тунелю оцінюються як складні (III категорія), що робить розробку та вдосконалення спеціальних технологій кріплення виробок у зонах тектонічних порушень критично необхідними для безпечного та ефективного будівництва об'єкта.

Основу геологічного розрізу складає інтрузивний комплекс середньопротерозойського віку, представлений декількома фазами становлення порід. Перша фаза представлена катаклазованими гранодіоритами, які є

слаботріщинуватими або тріщинуватими та характеризуються коефіцієнтом міцності за Протод'яконовим у межах 8–12, щільністю 2.67 т/м^3 та тимчасовим опором стисненню у водонасиченому стані на рівні 147.7 МПа . Друга фаза інтрузії включає grano-сієніти зі стабільними показниками міцності $f = 6\text{--}10$ та високим модулем динамічної пружності, що сягає 45403 МПа , що свідчить про їхню високу тримку здатність. Четверта фаза представлена тріщинуватими сієніто-діоритами, міцність яких дещо нижча ($f = 6\text{--}8$), а тимчасовий опір стисненню становить 85.6 МПа при водонасиченні. П'ята фаза складається з граніто-гнейсів із середньою щільністю 2.59 т/м^3 , які за своїми деформаційними характеристиками є близькими до grano-сієнітів. Окремо виділяється комплекс діабазів, що є найбільш щільними (2.90 т/м^3) та міцними породами розрізу з коефіцієнтом міцності до 14 та модулем загальної деформації 20568 МПа . Окрім інтрузивних порід, у масиві присутні граніто-гнейси іншого генетичного типу з широким діапазоном міцності від 6 до 12, а також метаморфізовані відкладення, представлені кварц-серицитовими сланцями та біотит-амфіболовими гнейсами. Останні мають найнижчі показники міцності серед скельних порід ($f = 5\text{--}6$) та демонструють значне зниження тримкої здатності при зволоженні, що підтверджується показником опору стисненню 72.3 МПа .

Найбільш критичними для будівництва є зони тектонічних порушень, де породи є сильнотріщинуватими та мають середню стійкість із коефіцієнтом міцності $f = 4$, низьким модулем пружності та підвищеним коефіцієнтом Пуассона (0.28), що вимагає вдосконалення технологій кріплення для запобігання деформаціям виробки. До дев'ятого елементу віднесено пухкі четвертинні відкладення припортальних ділянок, які потребують спеціальних методів стабілізації.

2. ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ

Сучасний етап розвитку транспортної системи України характеризується нагальною потребою у відновленні та модернізації об'єктів критичної інфраструктури, що були пошкоджені або потребують розширення для забезпечення стратегічних логістичних маршрутів. Будівництво транспортних тунелів у цьому контексті є найбільш складним та відповідальним сегментом підземного будівництва, оскільки такі об'єкти повинні гарантувати безперебійне сполучення незалежно від зовнішніх чинників. Вибір напрямку даної роботи зумовлений необхідністю впровадження інноваційних інженерних рішень, які дозволяють скоротити терміни будівництва без втрати якості та експлуатаційної надійності споруд.

Аналіз наявного досвіду спорудження тунелів у складних інженерно-геологічних умовах свідчить, що традиційні методи проходки та кріплення часто виявляються недостатньо ефективними при перетині зон тектонічних розломів, сильнотріщинуватих масивів та ділянок із високим гідростатичним тиском. Саме тому в роботі обрано курс на вдосконалення технології комбінованого кріплення, що базується на синергії анкерних систем, армованого набризк-бетону та методів попереднього зміцнення масиву. Такий підхід дозволяє перетворити навколишній гірський масив із джерела навантаження на тримку конструкцію, що є критично важливим при роботі в нестійких породах, характерних для багатьох регіонів України.

Обґрунтування вибраного напрямку також базується на принципах сталого розвитку та мінімізації антропогенного впливу. Використання сучасних прохідницьких комплексів та систем оборотного водопостачання, розглянутих у попередніх розділах, дозволяє значно знизити екологічне навантаження на довкілля в зоні ведення робіт. Спеціальна частина роботи, присвячена моніторингу та вдосконаленню параметрів кріплення, безпосередньо спрямована на підвищення промислової безпеки, що є невід'ємною частиною стратегії відновлення державної інфраструктури.

Економічна доцільність обраного напрямку підтверджується можливістю зниження матеріаломісткості постійної обделки за рахунок підвищення ефективності тимчасового кріплення. Впровадження запропонованих рішень дозволяє оптимізувати графік циклічних робіт, зменшити ризики виникнення аварійних ситуацій (вивалів, раптових притоків води) та забезпечити довговічність тунелю на рівні 100 і більше років. Таким чином, обраний напрямок дослідження є актуальним, технічно обґрунтованим та має вагоме практичне значення для гірничої галузі та будівельного сектору України в період глобальної реконструкції транспортних мереж.

3. ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Теоретичні основи спорудження транспортних тунелів у складних інженерно-геологічних умовах базуються на сучасних уявленнях механіки підземних споруд, згідно з якими кріплення та навколишній гірський масив розглядаються як єдина деформівна система. В умовах відновлення критичної інфраструктури, де пріоритетом є надійність та швидкість будівництва, теоретичне обґрунтування взаємодії цієї системи має враховувати динаміку перерозподілу напружень навколо виробки безпосередньо після оголення вибою.

Основним чинником, що визначає стійкість тунелю, є напружено-деформований стан масиву. При проходці виробки у міцних, але тріщинуватих породах (гранодіоритах, сиєнітах), відбувається порушення природної рівноваги, що призводить до концентрації напружень на контурі виробки. Теоретичний аналіз за методикою розрахунку граничного стану дозволяє встановити, що в зонах тектонічних розломів значення цих напружень можуть перевищувати межу міцності породи на стиск, що викликає процеси деструкції та формування зон опорного тиску.

Оскільки район будівництва характеризується високим напірним тиском підземних вод (до 20 атм), теоретично обґрунтовується необхідність попереднього тампонування тріщин як методу зниження проникності масиву. Це дозволяє змінити гідродинамічну сітку навколо тунелю та зменшити навантаження на кріплення, що створюється гідростатичним тиском.

Для Західної та Східної дренажних штолень, застосовуємо прямокутно-склепчасту форму поперечного перерізу виробітку.

Найбільше великогабаритне самохідне обладнання в штільні, яке пересувається по виробках, є автобетонозмішувач Transmix - 3000. Його висота складає 2500 мм.

Висота стінки виробітку від дорожнього покриття:

$$h_1 = H_{cv} - h_c$$

де $H_{св}$ – мінімальна висота по осі виробітку у світлі, мм; h_c – висота коробкового склепіння, мм.

$$h_1 = 4000 - 1267 = 2733, \text{ мм}$$

Мінімальна висота по осі виробки у світлі:

$$H_{св} = h + e + d_m$$

де h – висота автобетонозмішувача від дорожнього покриття, мм; e – мінімальний зазор між виступаючою частиною машини та покрівлею виробки або габаритом, підвішеним до покрівлі, мм; d_m – діаметр труби або розмір габариту, підвішеного до покрівлі виробки, мм.

$$H_{св} = 2500 + 500 + 1000 = 4000, \text{ мм}$$

Висота стінки виробки від тротуару:

$$h_2 = h_1 - h_m$$

де h_1 – висота стінки виробки від дорожнього покриття, мм; h_m – товщина тротуару ($h_m \geq 300$ мм).

$$h_2 = 2733 - 300 = 2433, \text{ мм}$$

Висота стінки виробки від дорожнього покриття повинна бути не менше 1800 мм. Ця умова виконується.

Висота стінки виробки від підлоги:

$$h_3 = h_1 + h_n$$

де h_n – товщина дорожнього покриття ($h_n \geq 300$ мм).

$$h_3 = 2733 + 300 = 3033$$

Висота коробчастого склепіння:

$$h_c = B / 3$$

де B – ширина виробки у світлі, мм.

$$h_c = 3800 / 3 = 1267 \text{ мм}$$

Висота виробки в проходці за наявності кріплення:

$$H = h_3 + h_c + d$$

де d – товщина кріплення, мм.

$$H = 3033 + 1267 + 100 = 4400$$

Ширина виробітку у світлі:

$$B = a + A_m + b,$$

де a, b – мінімальні зазори між виступаючою частиною машини і стінкою (кріпленням) виробітку з боку проходу людей і з протилежного боку, відповідно, мм; A_m - ширина машини, мм.

$$B = 1200 + 2100 + 500 = 3800, \text{ мм},$$

Радіус осьової дуги коробкового склепіння:

$$R = 0,692 \cdot B,$$

$$R = 0,692 \cdot 3800 = 2630, \text{ мм},$$

Радіус бічної дуги коробкового склепіння:

$$r = 0,262 \cdot B ,$$

$$r = 0,262 \cdot 3800 = 966, \text{ мм}$$

Площа поперечного перерізу виробітку у світлі:

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

$$S_{cv} = 3,8 \cdot (2,73 + 0,26 \cdot 3,8) = 14,14, \text{ м}^2$$

Проектна площа перерізу виробітку без кріплення (чорно):

$$S_{eq} = S_{cv} + B \cdot h_{II} ,$$

$$S_{eq} = 14,14 + 3,8 \cdot 0,3 = 15,28$$

Проектна площа перерізу вироблення за наявності кріплення (чорно):

$$S_{eq} = B_1 (h_1 + 0.26 B_1) ,$$

де B_1 - ширина виробітку за наявності кріплення, мм.

$$S_{eq} = 4 \cdot (3,03 + 0.26 \cdot 4) = 16,29, \text{ м}^2$$

Ширина виробітку за наявності кріплення:

$$B_1 = B + 2 d$$

$$B_1 = 3800 + 2 \cdot 100 = 4000, \text{ мм}$$

Периметр виробітку у світлі:

$$P = 2 \cdot h_1 + 2,33 \cdot B,$$

$$P = 2 \cdot 2,7 + 2,33 \cdot 3,8 = 14,32, \text{ мм}$$

Проектний периметр виробітку вчорно:

$$P_{вч} = 2 \cdot h_3 + 2,33 \cdot B_1,$$

$$P_{вч} = 2 \cdot 3,033 + 2,33 \cdot 4, \text{ мм}$$

За підсумками розрахунків остаточно приймаємо проектний перетин для спірального з'їзду та транспортного ухилу (рис. 3.1).

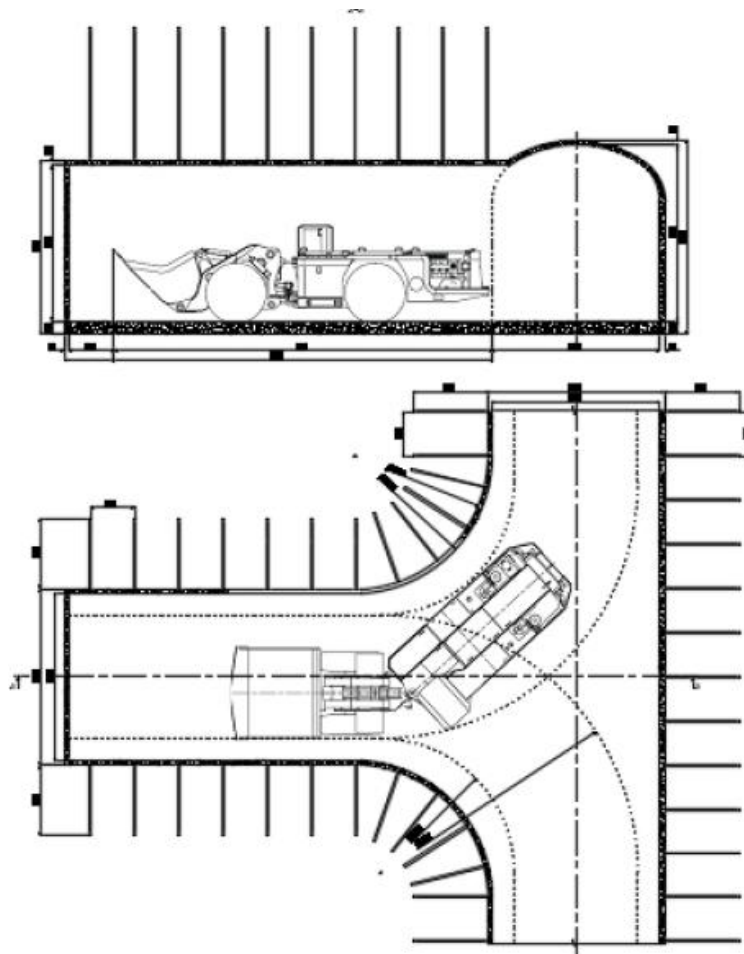


Рис. 3.1. Переріз та план спірального з'їзду і транспортного ухилу. Схема вписування вантажно-доставної машини ($S_{св} = 14,14 \text{ м}^2$, $S_{вч} = 15,28 \text{ м}^2$ та $S_{пр} = 16,29 \text{ м}^2$)

При організації транспортування гірської маси із вибою у відвал під час будівництва об'єкта критичної інфраструктури, за умови перевищення дистанції відкатки понад 250 метрів, технологічно та економічно доцільно застосовувати схему логістики з використанням спеціальних камер розминки або ніш. Протягом усієї довжини підземної виробки, з інтервалом не більше ніж через кожні 200 метрів, при цьому обов'язково враховуючи ступінь порушеності та стійкості гірських порід у зонах тектонічних розломів, передбачається влаштування таких розминочних камер.

Основне функціональне призначення цих ніш полягає у забезпеченні безперервного зустрічного руху габаритної техніки, зокрема для того, щоб порожня вантажно-доставна машина типу Toro 301 DL у міру свого просування по транспортній штольні до вибою мала змогу безпечно поступитися дорогою навантаженої машині, яка транспортує відбиту гірську породу на поверхневий відвал. Довжина кожної камери розминки визначається експлуатаційними габаритами застосовуваного гірничопрохідницького обладнання і розраховується виходячи з максимальної довжини самохідної бурової установки, що становить 9,6 метра. Оскільки проєктна глибина такої ніші є меншою за 10 метрів, організація окремої місцевої системи примусової вентиляції для неї діючими нормативними документами не передбачається, що дозволяє оптимізувати загальні енерговитрати під час проходки. Для безпосереднього зведення зазначених розминочних камер у рамках виконання проєкту здійснюється комплексний розрахунок необхідної площі поперечного перерізу виробки у світлі та в проходці, розробляється індивідуальний паспорт кріплення з обов'язковим урахуванням вдосконаленої комбінованої технології зміцнення масиву анкерами та набризк-бетоном, а також складається детальний паспорт буровибухових робіт для забезпечення ефективного та безпечного контурного руйнування породи.

Висота стінки виробітку від дорожнього покриття:

$$h_1 = H_{cv} - h_c$$

де $H_{\text{св}}$ – мінімальна висота по осі виробітку у світлі, мм; $h_{\text{с}}$ – висота коробкового склепіння, мм.

$$h_1 = 3767 - 1267 = 2500, \text{ мм}$$

Мінімальна висота по осі виробітку у світлі:

$$H_{\text{св}} = h + e + d_m$$

де h – висота автобетонозмішувача від дорожнього покриття, мм; e – мінімальний зазор між виступаючою частиною машини та покрівлею вироблення або габаритом, підвішеним до покрівлі, мм; $d_{\text{т}}$ – діаметр труби або розмір габариту, підвішеного до покрівлі виробітку, мм (оскільки в камері не передбачена вентиляція, приймаємо діаметр рівним 0).

$$H_{\text{св}} = 2500 + 1267 = 3767 \text{ мм}$$

Висота стінки виробітку від тротуару:

$$h_2 = h_1 - h_{\text{т}}$$

де h_1 – висота стінки виробітку від дорожнього покриття, мм; Оскільки камера не призначена для пересування людей приймаємо ($h_{\text{т}} = 0$ мм).

$$h_2 = 2500 - 0 = 2500, \text{ мм}$$

Висота стінки виробітку від ґрунту:

$$h_3 = h_1 + h_{\text{п}}$$

де $h_{\text{п}}$ – товщина дорожнього покриття ($h_{\text{п}} \geq 300$ мм).

$$h_3 = 2500 + 300 = 2800 \text{ мм}$$

Висота коробкового склепіння:

$$h_c = B / 3$$

де B - ширина виробітку у світлі, мм.

$$h_c = 3800 / 3 = 1267 \text{ мм}$$

Висота виробітку в проходці за наявності кріплення:

$$H = h_3 + h_c + d$$

де d – товщина кріплення, мм.

$$H = 2800 + 1267 + 100 = 4167, \text{ мм}$$

Ширина виробітку у світлі:

$$B = a + A_m + b,$$

де a, b – мінімальні зазори між виступаючою частиною машини і стінкою (кріпленням) виробітку з боку проходу людей і з протилежного боку, відповідно, мм; A_m - ширина машини мм.

$$B = 1200 + 2100 + 500 = 3800 \text{ мм}$$

Радіус осьової дуги коробкового склепіння:

$$R = 0,692 \cdot B$$

$$R = 0,692 \cdot 3800 = 2630 \text{ мм}$$

Радіус бічної дуги коробкового склепіння:

$$r = 0,262 \cdot B$$

$$r = 0,262 \cdot 3800 = 996 \text{ мм}$$

Площа поперечного перерізу виробітку у світлі:

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

$$S_{cv} = 3,8 \cdot (2,5 + 0,26 \cdot 3,8) = 13,26 \text{ м}^2$$

Проектна площа перерізу виробітку без кріплення (чорно):

$$S_{вч} = S_{cv} + B \cdot h_{II}$$

$$S_{вч} = 13,26 + 3,8 \cdot 0,3 = 14,4 \text{ м}^2$$

Проектна площа перерізу вироблення за наявності кріплення (чорно):

$$S_{вч} = B_1 (h_1 + 0,26 B_1)$$

де B_1 - ширина виробітку за наявності кріплення, мм.

$$S_{вч} = 4,2 (2,8 + 0,26 \cdot 4,2) = 15,36 \text{ м}^2$$

Ширина виробітку за наявності кріплення:

$$B_1 = B + 2d$$

$$B_1 = 3800 + 2 \cdot 100 = 4000 \text{ мм}$$

Периметр виробітку у світлі:

$$P = 2 \cdot h_1 + 2,33 \cdot B$$

$$P = 2 \cdot 2,5 + 2,33 \cdot 3,8 = 13,85, \text{ м}$$

Проектний периметр виробітку вчорно:

$$P_{вч} = 2 \cdot h_3 + 2,33 \cdot B_1$$

$$P_{вч} = 2 \cdot 2,8 + 2,33 \cdot 4 = 14,92 \text{ мм}$$

За підсумками розрахунків, остаточно приймаємо переріз:

$$S_{св} = 13,26 \text{ м}^2, S_{вч} = 14,4 \text{ м}^2 \text{ та } S_{пр} = 15,36 \text{ м}^2.$$

Вибір типу анкера можна зробити залежно від коефіцієнта міцності порід.

Тип анкера приймається залежно від коефіцієнта міцності порід за таблицею 3.1.

Таблиця 3.1 Вибір типу анкера

Анкера	Коефіцієнт міцності порід, f	Несуча здатність, кН	Примітка
Клино-щілинний	6-10	Не більше 60-70	При $10 < f < 6$ міцність закріплення замка різко зменшується
Розпірно-конусний та розпірно-клиновий	$<4 >4$	Понад 60-100 Не більше 5-20	Несуча здатність замка при $f > 4$ - 60-80кН; повне зчеплення замків із породою досягається при натягу 40-50 кН
Залізобетонний	2-3 10-15 і більше	Близько 100 Не більше 200-250	Несуча здатність дана при повному заповненні шпуру бетоном
Сталеполімерний	Будь-який	140 (Середня)	Заповнення шпуру полімерним бетоном 0,25-0,3 м; початковий натяг 35-60 кН

При $f = 10$ для подальших розрахунків приймаємо залізобетонний анкер.

Найбільшого поширення має залізобетонний анкер. Розрахунок несучої здатності залізобетонного анкера ведуть у наступній послідовності.

Розрахункова здатність стрижня анкера, що несе, з умови його міцності на розрив:

$$P_c = F \cdot R_p \cdot m$$

де F – площа поперечного перерізу стрижня, м^2 (рекомендований діаметр стрижня $d_c = 0,016 \text{ м}$); R_p - розрахунковий опір матеріалу стрижня розтягуванню ($R_p = 210 \text{ МПа}$ для гарячекатаної арматурної сталі гладкого профілю класу А-I; $R_p = 270 \text{ МПа}$ для арматурної сталі періодичного профілю класу А-II; $R_p = 360 \text{ МПа}$ арматурної сталі періодичного профілю класу А-III); m -коефіцієнт умов роботи стрижня анкера, який у звичайних умовах роботи можна прийняти рівним 0,9-1.

$$P_c = 0,016^2 \cdot 220 \cdot 0,96 = 42464 \text{ Н}$$

Розрахункова здатність анкера, що несе, з умови міцності його закріплення в бетоні:

$$P_3 = \pi \cdot d_c \cdot \tau \cdot l_3 \cdot K_3 \cdot m_1$$

де d_c - діаметр арматурного стрижня, м ; τ - питоме зчеплення стрижня з бетоном, Па ; l_3 - розрахункова довжина закладення, м ; k_1 – поправочний коефіцієнт на довжину закладення; m_1 – коефіцієнт умов роботи стрижня анкера, який у звичайних умовах можна прийняти рівним 0,9-1.

$$P_3 = 3.14 \cdot 0.016 \cdot 11 \cdot 0.4 \cdot 0.55 \cdot 1 = 319311, \text{ Н}$$

Довжину анкера визначають:

$$l_a = \frac{B_1}{\sqrt{f}} + K$$

де B_1 - ширина виробітку вчорно, м; K - коефіцієнт, що приймається рівним 0,4-0,5 при ширині виробітку $B < 3,5$ м та 0,15-0,2 при $B > 3,5$ м; f - коефіцієнт міцності порід за шкалою М. М. Протодьяконова.

$$l_a = \frac{4}{\sqrt{10}} + 0.2 = 1,46, \text{ м}$$

Довжина анкера в покрівлі виробітку приймається рівною не менше 1,0 м і трохи більше 2,5 м (рідко 3 м).

Розрахунок щільності розміщення анкерів у покрівлі виробітку:

$$S = q_n n_n / P_a = 50,8 \cdot 1,2 \cdot 10^3 / 3,8 \cdot 10^4 = 1,5 \text{ м}$$

де q_n - нормативний тиск з боку покрівлі (Па), що залежить від розрахункової схеми гірського тиску, форми вироблення та запасу міцності порід покрівлі; n_n - коефіцієнт навантаження, рівний 1,2; P_a - розрахункова несуча здатність анкера, застосовується менша із значень P_c та P_3 .

$$P_a = P_c = 42\,464 \text{ Н}$$

$$S = 50634 \cdot 1,2 / 42462 = 1,43 \text{ м}$$

Відстань між анкерами в покрівлі виробітку:

$$a_1 = (1 / S)^{1/2} = (1 / 1,43)^{1/2} = 0,836 \text{ м}$$

Розраховуємо довжину і щільність розміщення анкера в борту виробітку.

Необхідну довжину анкера при нестійких породах ($n_6 \leq 1$) і недостатньо стійких ($1 < n_6 < 4$) породах у боках виробітку l_6 рекомендуються визначати за формулою.

$$l_6 = C / n_6 + l_{3\Gamma} + l_{II}, \text{ м}$$

де C – збільшення довжини напівпрольоту виробітку за рахунок сповзання породних призм, при прямокутно-склепчастій формі $C = h_1 \operatorname{ctg} (45^\circ + \phi / 2) = 1,26$, де h_1 - висота прямої стінки, м.

У формулі при відсутності запасу міцності ($n_6 \leq 1$) слід підставляти значення $n_6 = 1$.

$$l_6 = 1,26/1 + 0,3 + 0,15 = 1,7 \text{ м}$$

Щільність розміщення ($1/\text{м}^2$) анкерів у борту виробітку:

$$s' = q_n n_n / P_a$$

де q_n - інтенсивність бічного тиску у ґрунту, що залежить від розрахункової схеми гірського тиску, форми вироблення та запасу міцності порід.

$$s' = 28919 \cdot 1,2 / 42464 = 0,82 \text{ шт/м}$$

Відстань між анкерами у боці за формулою:

$$a_2 = (1 / s')^{1/2} = (1/0,82)^{1/2} = 1,106 \text{ м.}$$

Розрахунок числа анкерів у покрівлі:

$$n_{кр} = q_n n_{II} B_1 a_1 / P_a = 50634 \cdot 1,2 \cdot 4 \cdot 2 / 42464 = 4,78 \approx 5 \text{ шт.}$$

Розрахунок числа анкерів у бортах виробітку:

$$n_6 = q_{II} h_1 n_{II} a_2 / P_a = 28919 \cdot 1,2 \cdot 3,03 \cdot 1,106 / 42464 = 2,74 \approx 3 \text{ шт.}$$

Кількість закріплювального складу визначається в покрівлі:

$$V = 0,825 (d_{ш}^2 - d_c^2) l_3 = 0,825 (0,042^2 - 0,016^2) \cdot 2,45 = 0,003 \text{ м}^3$$

де $d_{ш}$ – діаметр шпуру стрижня, м; l_3 - довжина закладення анкера в бетон.

Кількість закріплювального складу визначається у борту:

$$V = 0,825 (d_{ш}^2 - d_c^2) l_3 = 0,825 (0,042^2 - 0,016^2) \cdot 1,7 = 0,0021 \text{ м}^3$$

Товщину набрызк-бетонного покриття при прямокутно-склепчастій формі вироблення, якщо її ширина менше 6 м, визначають за формулою:

$$\delta = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{q \cdot m}{n_y \cdot R_p}},$$

де q - Інтенсивність нормального тиску з боку покрівлі, кПа; m – коефіцієнт навантаження, що дорівнює 1,2; n_y – коефіцієнт умов роботи, що дорівнює 0,85 для неармованого набрызк-бетону на 1 армованого; R_p - розрахунковий опір набрызг-бетону розтягуванню для проектних марок бетону В30, В40, В50 дорівнює, відповідно, 1200, 1400, 1600 кПа за наявності армування і 1000, 1200, 1350 кПа за його відсутності.

$$\delta = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{54,49 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1000}} = 0,094$$

Товщину набрызк-бетону застосовують за розрахунком, але не менше 30 мм. Приймаємо товщину набрызків бетону 100 мм.

Так як міцність породи по всій виробітку однакова, тоді приймаємо тип анкера такий же, як і для штолень.

Розрахункова здатність стрижня анкера, що несе, з умови його міцності на розрив:

$$P_c = F \cdot R_p \cdot m$$

де F – площа поперечного перерізу стрижня, м^2 (приймаємо $d_c = 0,016 \text{ м}$);
 R_p - розрахунковий опір матеріалу стрижня розтягуванню: $R_p = 210 \text{ МПа}$ для гарячекатаної круглої гладкої сталі класу А-I; $R_p = 270 \text{ МПа}$ для сталі періодичного профілю класу А-II; $R_p = 360 \text{ МПа}$ для сталі періодичного профілю класу А-III; m -коефіцієнт умов роботи стрижня анкера, який у звичайних умовах роботи можна прийняти рівним 0,9-1.

$$P_c = 0,016^2 \cdot 220 \cdot 0,96 = 42464$$

Розрахункова здатність анкера, що несе, з умови міцності його закріплення в бетоні:

$$P_3 = \pi \cdot d_c \cdot \tau \cdot l_3 \cdot K_3 \cdot m_1$$

де d_c - діаметр арматурного стрижня, м ; τ - питоме зчеплення стрижня з бетоном, Па ; l_3 - розрахункова довжина закладення, м ; k_1 – поправочний коефіцієнт на довжину закладення; m_1 – коефіцієнт умов роботи стрижня анкера, який у звичайних умовах можна прийняти рівним 0,9-1.

$$P_3 = 3.14 \cdot 0.016 \cdot 11 \cdot 0.4 \cdot 0.55 \cdot 1 = 319311 \text{ Н}$$

Довжина анкера визначають:

$$l_a = \frac{B_1}{\sqrt{f}} + K$$

де B_1 - ширина виробітку вчорно, м; K - коефіцієнт, що приймається рівним 0,4-0,5 при ширині виробітку $B < 3,5$ м та 0,15-0,2 при $B > 3,5$ м; f - коефіцієнт міцності порід за шкалою М. М. Протодьяконова.

$$l_a = \frac{4}{\sqrt{10}} + 0.2 = 1,46$$

Довжина анкера в покрівлі виробітку приймається рівною не менше 1,0 м і трохи більше 2,5 м (рідко 3 м).

Розрахунок щільності розміщення анкерів у покрівлі виробітку:

$$S = q_n n_{\Pi} / P_a, \text{ м}$$

де q_n - нормативний тиск з боку покрівлі (Па), що залежить від розрахункової схеми гірського тиску, форми вироблення та запасу міцності порід покрівлі; n_{Π} - Коефіцієнт навантаження, рівний 1,2; P_a – розрахункова несуча здатність анкера, застосовується менша із значень P_c та P_z .

$$P_a = P_c = 42\,464 \text{ Н}$$

$$S = 54487 \cdot 1,2 / 42462 = 1,54 \text{ м}$$

Відстань між анкерами в покрівлі виробітку:

$$a_1 = (1 / S)^{1/2} = (1 / 1,54)^{1/2} = 0,806 \text{ м}$$

Розраховуємо довжину і щільність розміщення анкера в борту виробітку.

Необхідну довжину анкера при нестійких породах ($n_{\sigma} \leq 1$) і недостатньо стійких ($1 < n_{\sigma} < 4$) породах у боках виробітку l_{σ} рекомендуються визначати за формулою.

$$l_{\sigma} = c / n_{\sigma} + l_{3\Gamma} + l_{\Pi}, \text{ м}$$

де C - збільшення довжини напівпрольоту виробітку за рахунок сповзання породних призм, при прямокутно-склепчастій формі $C = h_1 \operatorname{ctg} (45^\circ + \phi / 2) = 1,26$, де h_1 - висота прямої стінки, м. В формулі за відсутності запасу прості $n_6 \leq 1$) слід підставляти значення $n_6 = 1$.

$$l_6 = 1,16/1 + 0,3 + 0,15 = 1,6 \text{ м}$$

Щільність розміщення ($1/\text{м}^2$) анкерів у борту виробітку:

$$s' = q_{\Pi} n_{\Pi} / P_a,$$

де q_{Π} - інтенсивність бічного тиску у ґрунту, що залежить від розрахункової схеми гірського тиску, форми вироблення та запасу міцності порід.

$$s' = 27404 \cdot 1,2 / 42464 = 0,77 \text{ шт./м.}$$

Відстань між анкерами у боці за формулою:

$$a_2 = (1/s')^{1/2} = (1/0,77)^{1/2} = 1,136 \text{ м.}$$

Розрахунок числа анкерів у покрівлі:

$$n_{\kappa p} = q_n n_{\Pi} B_1 a_1 / P_a = 54487 \cdot 1,2 \cdot 4 \cdot 2 / 42464 = 4,96 \approx 5 \text{ шт.}$$

Розрахунок числа анкерів у бортах виробітку:

$$n_6 = q_{\Pi} h_1 n_{\Pi} a_2 / P_a = 27404 \cdot 1,2 \cdot 2,8 \cdot 1,136 / 42464 = 2,46 \approx 3 \text{ , шт.}$$

Кількість закріплювального складу визначається в покрівлі:

$$V = 0,825(d_u^2 - d_c^2)l_3 = 0,825 (0,042^2 - 0,016^2) \cdot 2,45 = 0,003 \text{ м}^3$$

Кількість закріплювального складу визначається у борту:

$$V = 0,825 (0,042^2 - 0,016^2) \cdot 1,6 = 0,002 \text{ м}^3$$

Товщину набризк-бетонного покриття при прямокутно-склепчастій формі вироблення, якщо її ширина менше 6 м, визначають за формулою:

$$\delta = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{54,49 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1000}} = 0,094$$

Товщину набризк-бетону застосовують за розрахунком, але не менше 30 мм. Приймаємо товщину набризоків бетону 100 мм.

Для проходження вироблення прямокутно - склепінчастої форми застосовують прямий вруб при розрахунку параметрів буропідричних робіт дренажних штолень. Прямі вруби утворюють шпурами, пробуреними перпендикулярно поверхні забою. При цих врубах, як правило, один або кілька шпурів залишають незарядженими для створення додаткової відкритої поверхні, що полегшує прояв руйнівної дії шпурів. Раціональна глибина заходження 2,5 м. Довжина врубових шпурів 2,7 м.

Обурювання вибою здійснюється згідно з паспортом БВР. Спочатку буряться врубові шпури, потім допоміжні та оконтурюючі.

Допоміжні шпури призначені для розширення порожнини, утвореної вибухом врубових зарядів шпурів. Заряди в цих шпурах підривати відразу після вибуху зарядів у врубових шпурах. Допоміжні шпури розташовують рівномірно за площею вибою між врубовими і шпурами, що оконтурюють.

Оконтурюючі шпури служать для відбівання гірської маси до проектного контуру поперечного перерізу виробітку. Розташовуються вони по периметру вибою виробітку на відстань 0,2-0,25 м від контуру виробітку. Заряд ВР у них підривають останніми.

Як основний тип ВР приймаємо - грануліт "Аммонітом № 6ЖВ". Його параметри: $P = 380 \text{ см}^3$ та $\Delta = 1,0 \text{ г/см}^3$. Як патрон-бойовик приймаємо Аммоніт №6 ЖВ. Його параметри: $d_{\text{п}} = 32 \text{ мм}$; маса патрона – 200 г; довжина патрона – 200 мм.

Загальна кількість шпурів у вибої:

$$N = \frac{12.7 \cdot q_{\text{ст}} \cdot S}{\Delta \cdot d_{\text{п}}^2 \cdot K_3},$$

де $q_{\text{ст}}$ - питома витрата ВР возмущеної породи, кг/м^3 ; $d_{\text{п}}$ – діаметр патрона ВР, см; S - переріз вироблення в проходці, м^2 ; Δ - щільність ВР, г/см^3 ; K_3 - коефіцієнт заповнення шпурів.

$$N = \frac{12.7 q_{\text{ст}} \times S}{\Delta \times d_{\text{п}}^2 \times K_3} = \frac{12.7 \cdot 1,63 \cdot 16,29}{1,1 \cdot 3,2^2 \cdot 0,7} = 42,8 = 43$$

Питома витрата ВР :

$$q_{\text{ст}} = 0,1 \cdot f \cdot f_0 \cdot U \cdot m \cdot e = 0,1 \cdot 1 \cdot 0,76 \cdot 1 = 1,63, \text{ кг/м}^3$$

$$U = \frac{6.5}{\sqrt{S}} = \frac{6,5}{16,29} = 1,63$$

Число врубових шпурів:

$$N_{\text{ВР}} = \left(\frac{h_{\text{к}}}{a} \times 2 \right) + 2 = \left(\frac{0,76}{0,6} \cdot 2 \right) + 2 = 6$$

Висота вруба:

$$h_{\text{к}} = W_{\text{омб}} = 47d \times \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma \cdot e \cdot U_{\text{омб}}}} = 47 \cdot 0,032 \times \sqrt{\frac{1,1}{2,68 \cdot 1 \cdot 1,61}} = 0,76$$

Число шпурів, що оконтурюють:

$$a_{ок} = 0,7 \cdot W = 0,7 \cdot 0,76 = 532, мм$$

Грунт:

$$n_{ок}^П = \frac{B}{a_{ок}} + 1$$

$$n_{ок}^П = \frac{4000}{532} + 1 = 8,5 = 9 шт$$

$$a_{ок-факт}^П = \frac{B}{n_{ок}^П - 1}$$

$$a_{ок-факт}^П = \frac{4000}{9 - 1} = 500 мм$$

Пряма стіна:

$$n_{ок}^б = \frac{h_1}{a_{ок}} + 1$$

$$n_{ок}^б = \frac{2733}{532} + 1 = 6 шт$$

$$a_{ок-факт}^бок = \frac{h_1}{n_{ок}^бок - 1}$$

$$a_{ок-факт}^бок = \frac{2733}{6 - 1} = 540 мм$$

Покрівля(склепіння):

$$n_{ок}^{св} = \frac{L_{св}}{a_{ок}} + 1$$

$$n_{ок}^{св} = \frac{4730}{532} + 1 = 10 шт$$

$$a_{ок-факт}^{св} = \frac{4730}{10 - 1} = 525 мм$$

Число допоміжних шпурів розраховується за такою формулою:

$$N_{BC} = N - N_{вр} - N_{ок} = 43 - 6 - 25 = 12 шт$$

Уточнення кількості шпурів: $N_{\text{заг}} = 43$ шт. (без змін); $N_{\text{вр}} = 6$ шт. (без змін);
 $N_{\text{ок}} = 21$ шт. та $N_{\text{нд}} = 16$ шт.

Перевірка розрахункової кількості шпурів проводиться шляхом графічного побудови. При розташуванні шпурів враховують зручність розміщення бурового обладнання, а також відстані між суміжними шпурами та між суміжними рядами шпурів (табл. 3.2).

Таблиця 3.2 Параметри буропідбивних робіт

Шпур				ВР			
номер	Найменування	Довжина, м	Кут нахилу, °	Вага, кг	Довжина, м		Черговість підбивання
					заряду	недозаряду	
1-6	Врубіві	2,7	86	1,8	2,7	1	1
7-22	Відбійні	2,5	90	1,5	2,5	1	2
23-43	Оконтурюючі	2,5	85	1,5	2,5	1	3

Уточнюємо величину заряду ВР у кожному шпурі. Для врубових шпурів величину заряду приймаємо на 15 – 20 % більше середньої величини заряду, для допоміжних (відбійних) шпурів – на 15 – 20 % менше, а оконтурюючих – близько середньої величини заряду. Уточнена загальна витрата ВР на цикл 67 кг.

До основних показників БВР відносять: обсяг гірничої маси, відірваної за вибух; загальна та питома витрата шпурометрів, вибухових матеріалів, а також швидкість та тривалість спорудження вироблення.

Об'єм гірської маси, відірваної за вибух:

$$V_{\text{ц}} = S l \cdot = 16,29 \cdot 2,5 = 40 \text{ м}^3.$$

Витрата шпурометрів на цикл:

$$L_{\text{ц}} = l_{\text{вр}} \cdot N_{\text{вр}} + l_{\text{ом}} \cdot N_{\text{ом}} + l_{\text{ок}} \cdot N_{\text{ок}} = 2,7 \cdot 6 + 2,5 \cdot 16 + 2,5 \cdot 21 = 109 \text{ м}$$

Таблиця 3.3 Основні показники буропідричних робіт

Найменування показника				Значення
Переріз вироблення в проходці, м ²				16,29
Довжина виробітку, м				1750
Довжина камери розминки, м				9,6
Довжина виробітку з урахуванням перевантажувальних заїздів				1836,4
Кількість шпурів на цикл, прим.				43
Глибина шпурів у комплекті, м				108,7
Коефіцієнт використання шпуру				0,9
Подвиг забою за вибух, м				2,5
Об'єм гірської маси відірваної за вибух, м ³				40,725
Витрата шпурометрів, м:				108,7
на 1 пог.м виробітку				43,5
на 1 м ³				2,7
Витрата ВР, кг:				66,38
на 1 пог.м виробітку				26,55
на 1 м ³				1,63
Витрата на цикл	Аммоніт №6ЖВ, кг	ДША, м	Іскра-Ш, шт.	Ел.детонатор
	66,38	5	43	1
на 1 м	26,6	2	17,2	0,4
Місячна швидкість проходки виробітку, м/міс.				150
Тривалість спорудження виробітку, міс.				11,7

Витрата шпурометрів на 1 пог.м виробітку:

$$L_{1\text{ м}} = L_{\text{ц}} / l_{\text{ц}} = 108,7 / 2,5 = 43,5 \text{ м} / \text{м}$$

Витрата шпурометрів на 1 м³ виробітку:

$$L_{1.м3} = L_{ц} / V_{ц}$$

де $L_{вр}$, $L_{відб}$, $L_{ок}$ - глибина, відповідно, врубових, відбійних і оконтурювальних шпурів у комплекті, м.кв.

$$L_{1.м3} = 108,7/40,725 = 2,7 \text{ м} / \text{м}^3$$

Витрата ВР на 1 пог.м виробітку:

$$Q_{1.м} = Q_{ф} / l_{ц} = 66,38/2,5 = 26,55 \text{ м} / \text{м}$$

Витрата ВР на 1 м³ виробітку:

$$Q_{1.м3} = Q_{ф} / V_{ц} = 66,38/40,725 = 1,63 \text{ кг}$$

Витрата засобів ініціювання (ЗІ) визначається на цикл, на 1 м проходки виробки. Витрата електричних проводів при електричному способі підривання дорівнює довжині магістрального проводу, що пошкоджується шматками породи, які розлітаються під час вибуху (до 25 - 35 м).

Фактична місячна швидкість проходки виробки, м/міс:

$$E_{ф} = l_{ц} \cdot n_{рд} \cdot n_{см} \cdot n_{ц}$$

де $n_{рд}$ $n_{см}$ $n_{ц}$ - відповідно, кількість робочих днів на місяць, кількість прохідницьких змін на добу та кількість циклів за зміну, шт.

$$E_{ф} = 2,5 \cdot 30 \cdot 2 \cdot 1 = 150 \text{ м/міс.}$$

Тривалість спорудження виробки, міс:

$$T = L / E_{ф} = 1750/150 = 11,7 \text{ міс.}$$

Розрахунок параметрів буровибухових робіт розминочної камери. Тип врубів приймаємо такий самий, як і при розрахунку дренажних штолень. Як основний тип ВР (вибухової речовини) приймаємо амоніт № 6ЖВ. Його параметри: працездатність (P) = 380 см³, щільність заряджання (Δ) = 1,0 г/см³. Як патрон-бойовик приймаємо амоніт № 6ЖВ. Його параметри: $d_{\text{п}}$ = 32 мм; маса патрона – 200 г; довжина патрона – 200 мм.

Основною формою організації праці під час проведення підземних гірничих виробок є виробнича бригада – група робітників однієї чи кількох суміжних професій, об'єднаних загальним місцем роботи, єдністю завдань та спільністю виконання процесів праці.

При проходці виробок виробляють комплексну бригаду з робітників, які володіють суміжними професіями. Така бригада здійснює весь комплекс робіт, що становлять прохідницький цикл із проведення гірничого вироблення. Перевага даної бригади полягає в тому, що незалежно від об'єму роботи, що є по кожній операції, ущільнюється робочий день і повністю завантажується кожен член бригади протягом всієї зміни.

Приймається режим роботи:

- кількість робочих днів на рік – 350;
- робочий тиждень – безперервний;
- тривалість зміни 12 годин, на підземних роботах – 11 годин;
- дві зміни на добу.

Розрахунок комплексної норми часу на процеси Обсяг бурових робіт:

$$V_{\text{бур}} = \frac{N \cdot 1}{\eta},$$

де N – кількість шпурів; η – коефіцієнт, 0,9.

$$V_{\text{бур}} = \frac{43 \cdot 1}{0,9} = 47,8 \text{ м}^3$$

Об'єм заряджання:

$$V_{zap} = V_{бур} \cdot K_z = 47,8 \cdot 0,7 = 33,5 \text{ м}^3$$

Розрахунок обсягу навантаження:

$$V_{noz} = S_{ПР} \cdot K_p \cdot l_{\text{ч}} = 16,29 \cdot 1,5 \cdot 2,5 = 61,1, \text{ м}^3$$

Об'єм кріплення визначається залежно від кількості встановлених анкерів на 1 п.м. За підсумками розрахунку ми приймаємо 11 анкерів на 1 п.м. виробітку. Тривалість прохідницького циклу залежить від конкретних гірничотехнічних умов та режиму гірничо-прохідницьких робіт.

Розрахункова тривалість циклу дорівнює:

$$T_{\text{ц}} = T_{\text{бур}} + T_z + T_v + T_n + T_{\text{до}} + T_{\text{вс}}, \text{ год}$$

Буріння шпурів установкою,

$$T_{\text{бу}} = \frac{N \cdot l}{k \cdot v}$$

де N-число шпурів у вибої, шт; l-середня глибина шпурів у комплекті, м; k -кількість бурильних машин в установці, (k = 4).

Буріння штольні:

$$T_{\text{бу}} = \frac{43 \cdot 2,5}{2 \cdot 1} = 0,9$$

Буріння камери:

$$T_{\text{бу}} = \frac{42 \cdot 2,5}{2 \cdot 1} = 0,88$$

Буріння шпурів на кріплення:

$$T_{\text{бк}} = \frac{n_{\text{рш}} \cdot (n_{\text{шб}} \cdot l_{\text{б}} + n_{\text{шк}} \cdot l_{\text{к}})}{k \cdot v}$$

де $n_{\text{рш}}$ - кількість рядів шпурів, шт; $n_{\text{шб}}$ - число шпурів у бортах, м; $l_{\text{б}}$ - довжина шпурів у бортах, м; $n_{\text{шк}}$ - число шпурів у покрівлі, шт; $l_{\text{к}}$ - довжина шпурів у покрівлі, м.

Буріння штольні:

$$T_{\text{бк}} = \frac{3 \cdot (6 \cdot 1,7 + 5 \cdot 2,785)}{2 \cdot 1} = 0,6$$

Буріння камери:

$$T_{\text{бк}} = \frac{3 \cdot (6 \cdot 1,6 + 5 \cdot 2,785)}{2 \cdot 1} = 0,58$$

Загальний час на буріння:

$$T_{\text{бур}} = T_{\text{бк}} + T_{\text{бу}},$$

Буріння штольні:

$$T_{\text{бур}} = 0,6 + 0,9 = 1,5, \text{ год};$$

Буріння камери:

$$T_{\text{бур}} = 0,48 + 0,88 = 1,46, \text{ год};$$

T_3 - Тривалість заряджання шпурів, год,

$$T_3 = \frac{N \cdot t_{\text{зар}}}{(\varphi_1 \cdot N_3)} + t_{\text{пз}},$$

де $t_{\text{зар}}$ - час заряджання одного шпуру, ($t_{\text{зар}} = 7\text{хв}$); φ_1 - коефіцієнт, що враховує зайнятість робітників, що беруть участь у зарядженні, $\varphi_1 = 0,9$; $N_{\text{зар}}$ - число проходників, зайнятих на зарядженні шпурів; $t_{\text{пз}}$ - час підготовчо-заклучних операцій при зарядженні, хв, $t_{\text{пз}} = 10\text{хв}$.

Заряджання штольні:

$$T_z = \frac{43 \cdot 7}{(0,9 \cdot 3)} + 10 = 2,02$$

Заряджання камери:

$$T_z = \frac{42 \cdot 7}{(0,9 \cdot 3)} + 10 = 1,98$$

де T - час провітрювання забою після вибуху, год, $T = 0,5$ ч; де $T_{кр}$ – час на кріплення, год.

$$T_{кр} = \frac{60 \cdot N_{анк} \cdot n_{ри} \cdot H_y}{N_z},$$

де $N_{анк}$ – кількість анкерів у вибої, шт; H_y - норма часу кріплення, чол/год;
 N_z - кількість робітників на кріплення, чол.

Кріплення штольні:

$$T_{кр} = \frac{60 \cdot 11 \cdot 3 \cdot 0,202}{3} = 2,22$$

Кріплення камери:

$$T_{кр} = \frac{60 \cdot N_{анк} \cdot n_{ри} \cdot H_y}{N_z}$$

де T_o - час відвантаження підірваної породи, год;

$$T_o = T_{ц} - T_{бур} - T_z - T_{кр} - T_v - T_{пз},$$

$T_{пз}$ - час приведення забою в безпечний стан, $T_{пз} = 0,25$ ч.

Час на відвантаження породи

$$T_o = 11 - 1,50 - 2,02 - 2,22 - 0,5 - 0,25 = 4,5 \text{ год};$$

Розрахунок чисельності робітників. Явкова кількість робітників за зміну:

$$N_{я} = (l_{см} \cdot H_{к}) / (T \cdot \kappa) \quad N_{я} = (2,5 \cdot 7) / (11 \cdot 1,1) = 2$$

За даними ТБ у вибою має бути не менше 2 працівників, отже, $N_{я} = 2$ чол.

Обліковий склад бригади:

$$N_{СП} = N_{я} \cdot K_{СП}, = 2 \cdot 4 = 8 \text{ чол}$$

Транспортування гірничої маси від вибою до поверхні здійснюється вантажно-доставною машиною типу Того 301DL. Продуктивність та технічні характеристики ПДМ наведені в табл. 3.4.

Експлуатаційна продуктивність, що працює як навантажувач:

$$Q = \frac{3600 \cdot V \cdot k_3 \cdot \gamma}{t_{погр} + t_{дв} + t_{раз}},$$

де V - місткість вантажонесучого органу (кузова або ковша), м^3 ; $t_{погр}$, $t_{дв}$, $t_{раз}$ - час відповідно завантаження вантажонесучої ємності, руху машини від вибою до пункту розвантаження та назад, розвантаження, с; k_3 - коефіцієнт заповнення ковша ($k_3 = 0,74 \div 0,8$).

$$Q = \frac{3600 \cdot 3,0 \cdot 0,8 \cdot 2,68}{240 + 1260 + 60} = 14,8$$

Змінна експлуатаційна продуктивність Того 301DL

$$Q_{зм} = Q \cdot T_{зм} \cdot k_в$$

де $T_{зм}$ - тривалість зміни, год; $k_в = 0,7-0,8$ - коефіцієнт внутрішньозмінного використання машини, що враховує підготовчо-заклучні операції, заправку машини, перегін до місця роботи та інші операції, не пов'язані з основною роботою з навантаження та транспортування.

$$Q_{3M} = 14,8 * 11 * 0,8 = 130 \text{ т}$$

Об'єм гірської маси на всю довжину розроблюваної виробки:

$$V_{Г.М.} = S_{пр} L_B = 16,29 * 1750 = 28508 \text{ м}^3$$

Об'єм гірської маси з урахуванням усіх перевантажувальних заїздів:

$$V_{Г.М.З.} = S_{пр} L_3 n_3 = 16,29 * 9,6 * 9 = 1408 \text{ м}^3$$

Сумарний об'єм гірської маси:

$$\sum V = V_{Г.М.} + V_{Г.М.З.},$$

$$\sum V = 28507,5 + 1407,5 = 29915 \text{ м}^3$$

Коефіцієнт збільшення об'єму гірської маси на цикл:

$$K_{yB} = \frac{\sum V}{V_{Г.М.}},$$

$$K_{yB} = \frac{29915}{28507,5} = 1,049$$

Об'єм гірської маси, що відвантажується за цикл:

$$V_{Г.М.} = K_{yB} \cdot V_{Г.М.Ц.},$$

$$V_{Г.М.} = 1,049 \cdot 61,09 = 64,1 \text{ м}^3$$

де $V_{Г.М.Ц.}$ - об'єм гірської маси, відбитої за вибух, м^3 .

Таким чином, теоретична частина підтверджує, що вдосконалення технології кріплення має базуватися на переході від жорстких конструкцій до податливих комбінованих систем.

Таблиця 3.4 Продуктивність ПДМ Toro 301DL

№	Показники	Одиниці виміру	Розрахункові межі параметрів	Toro 301DL
1	Місткість ковша ПДМ	м³	V	3,0
2	Коефіцієнт наповнення	-	Кн	0,8
3	Об'ємна вага гірської маси	т/м³		2,68
4	Коефіцієнт розпушення		Кр	1,5
5	Паспортна вантажопідйомність	т		6,2
6	Швидкість навантаженого самоскида	км/год		10
7	Швидкість порожнього самоскида	км/год		25
9	Час завантаження автосамоскида	хв.		3
10	Час маневрів на навантаженні та розвантаженні	хв.	Тм=2-4	2
11	Час розвантаження автосамоскида	хв.		
12	Коефіцієнт нерівномірності руху		Кнд=1,1-1,3	1,2
13	Коефіцієнт використання автосамоскида		К=0,7-0,9	0,80
14	Тривалість зміни	год	Т	11,0

Таблиця 3.5 Технічна характеристика вантажно-доставної машини Toro 301DL

Параметр	Значення
Вантажопідйомність, т	6,2
Місткість ковша, м³	3,0
Потужність приводу, кВт	112
Габарити, мм: довжина	8508
ширина	2100
висота (по кабіні)	2200

Такий підхід забезпечує максимальну безпеку при проходці нестійких ділянок та гарантує стабільність транспортних артерій, що є критично важливим для відновлення та сталого функціонування логістичної мережі держави.

4. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Переміщення відбитої гірської маси здійснюється різними способами залежно від конкретних гірничо-геологічних умов, поставлених гірничо-технологічних завдань, а також фізико-механічних і технологічних властивостей гірських порід.

Перший спосіб базується на використанні дії гравітаційних сил і переважно застосовується для переміщення породи з верхніх горизонтів на нижні по вертикальних та крутопохилих гірничих виробках.

Другий спосіб передбачає застосування спеціальних технічних засобів, які класифікуються на машини циклічної та безперервної дії. До обладнання циклічної дії відносять автомобільний та рейковий транспорт, скреперні установки, самохідні вагони, вантажно-доставні машини, навантажувальні апарати, живильники, підіймальні установки та екскаватори. У свою чергу, засоби безперервної дії включають скребкові та стрічкові конвеєри, трубопровідний транспорт, перевантажувачі, транспортно-відвальні мости та інше спеціалізоване устаткування.

Третій спосіб полягає у переміщенні гірської маси під впливом енергії вибуху зарядів вибухових речовин. Така вибухова доставка зазвичай застосовується при розробці пологих і похилих покладів у відкритому очисному просторі, де доступ персоналу заборонено з міркувань безпеки. При цьому гірська порода відбивається від масиву шляхом підривання комплексу свердловинних зарядів, відкидається і скочується до приймальних траншей або воронок, проте питома витрата вибухових матеріалів при такому методі суттєво зростає.

Зважаючи на специфіку спорудження транспортного тунелю та необхідність транспортування породи по горизонтальних і слабкопохилих виробках (дренажних штольнях), у даному проєкті найбільш раціональним та економічно обґрунтованим є використання технічних засобів циклічної дії, зокрема сучасних вантажно-доставних машин.

Питома витрата вибухових речовин (ВР) при цьому збільшується на 15–25 %. Цей спосіб застосовують на покладах потужністю від 3 до 30 м, причому дальність доставки становить 30–40 м.

Залежно від технологічного завдання розрізняють такі види переміщення гірської маси: навантаження, доставка та транспортування.

Навантаження – це процес переміщення попередньо розпушеної або вибитої з масиву (без попереднього розпушення) гірської породи у доставні або транспортні засоби.

Під доставкою зазвичай розуміють переміщення розпушеної, відбитої гірської породи чи корисної копалини в межах очисного вибою до моменту її навантаження у транспортні засоби.

Транспортування – це процес переміщення розпушеної гірської породи або корисної копалини по протяжних гірничих виробках, а також по земній поверхні до пунктів складування чи переробки. У разі підземних гірничих робіт транспортування здійснюється до акумулюючих виробок, що розташовані у навіколовому дворі, для подальшої видачі на земну поверхню.

При проведенні підземних горизонтальних і похилих гірничих виробок доставку від вибою та навантаження гірської маси у транспортні засоби (або перевантаження у перепускні вертикальні виробки) виконують навантажувальними машинами, скреперними установками, навантажувачами, вантажно-доставними агрегатами та комплексами.

При проходженні вертикальних гірничих виробок зверху вниз доставку та навантаження гірської маси здійснюють грейферними навантажувачами та ствольними породонавантажувальними машинами. При проходженні вертикальних виробок знизу догори доставка гірської маси відбувається самопливом під дією її власної ваги.

Транспортування гірської маси при підземних роботах здійснюють головним чином рейковим транспортом у вагонетках різного типу, стрічковими конвеєрами та гідротранспортом. Підйом гірської маси на земну поверхню через шахтні стволи виконують у вагонетках, що розміщуються у підіймальних клітках,

у спеціальних підіймальних посудинах – скіпах, стрічковими конвеєрами по похилих шахтних стволах, а також гідротранспортом – у вигляді безперервного потоку від вибою. Переміщення вантажів по вертикальних і похилих шахтних стволах у клітях і скіпах забезпечують підіймальні установки з підіймальними машинами (рис. 4.1).

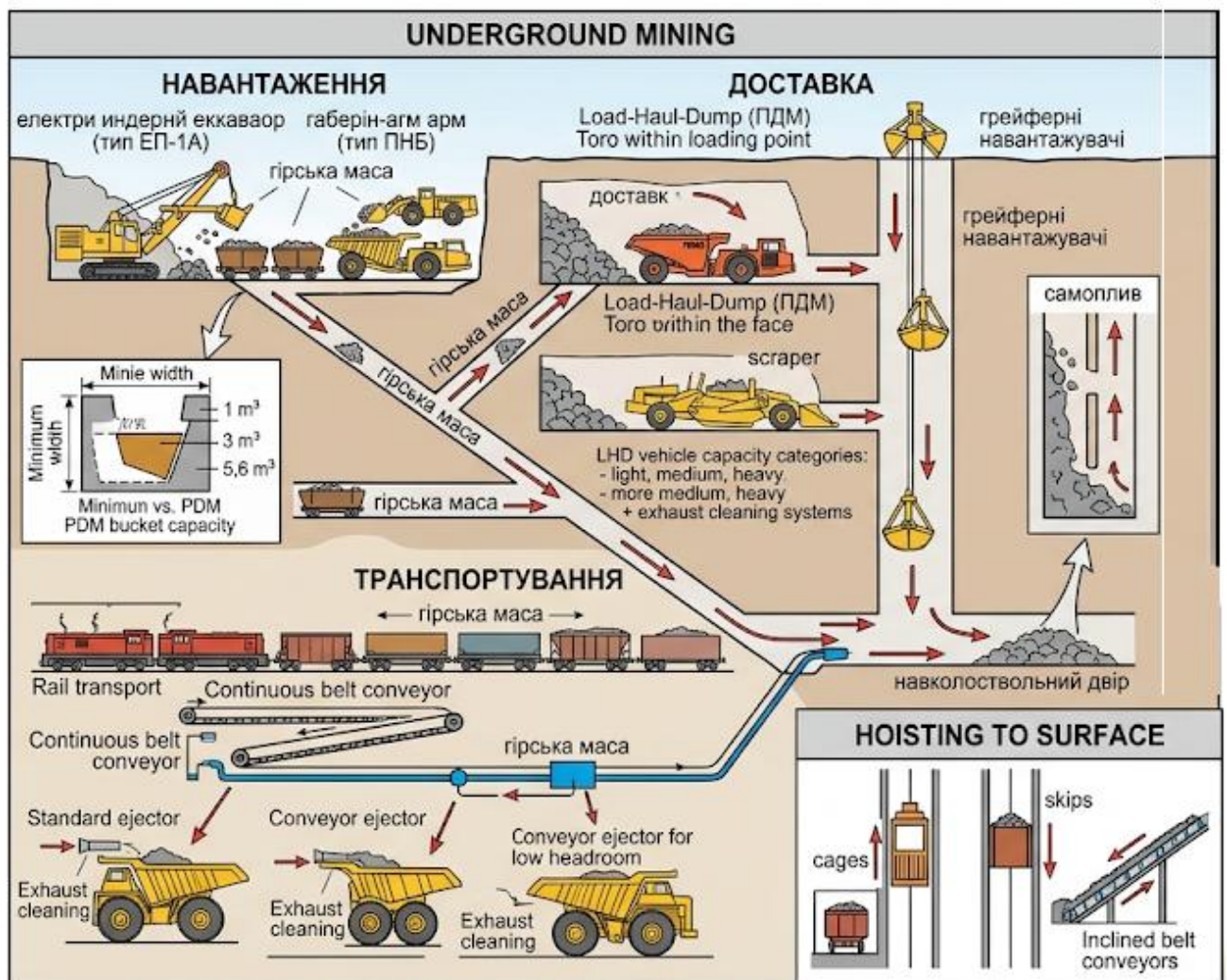


Рис. 4.1. Концептуальна схема видів переміщення гірської маси (навантаження, доставка та транспортування) при підземних гірничих роботах

На відкритих гірничих роботах виймально-вантажні операції виконують екскаваторами, навантажувачами, колісними скреперами та іншими машинами (рис. 4.2). Транспортування гірської маси в основному здійснюють залізничним, автомобільним, конвеєрним та гідравлічним транспортом. При значній глибині

кар'єрів іноді застосовують спеціальні підіймальні установки, що переміщують гірську масу на земну поверхню від пунктів розвантаження внутрішньокар'єрного транспорту.



Рис. 4.2. Концептуальна схема видів переміщення гірської маси (навантаження, доставка та транспортування) при відкритих гірничих роботах

Вантажно-доставні машини (ВДМ, у розрахунках часто позначаються як ПДМ) та вантажно-транспортні машини (ВТМ) призначені для перевезення гірської маси у ковші до місця розвантаження. Ковшові ПДМ бувають легкі – з вантажопідйомністю ковша до 2–3 т, середні – 4–6 т, і важкі – 7–8 т і більше. Для машини з ковшем місткістю від 1 до 5,6 м³ мінімальна ширина виробки для доставки становить від 2,4 до 4,9 м, а висота – від 2,4 до 2,75 м. Залежно від технічних характеристик, ПДМ можуть застосовуватись у гірничих виробках із площею поперечного перерізу від 5 до 14 м² і більше. Машини з ковшем місткістю понад 3 м³ ефективно працюють за наявності великокускової

абразивної породи та при транспортуванні на відстань 150–400 м. Найбільш потужні ПДМ із ковшем 4–7 м³ можуть ефективно транспортувати гірську масу на відстань 500–1000 м. Для перевезення також застосовують ПДМ ковшово-бункерного типу, де породу перевозять у бункері машини, який завантажується її ж ковшем. У гірничому виробництві широко застосовують ПДМ марки TORO з електричним та дизельним приводами. Дизельні ПДМ TORO оснащені одно- або двоступеневою системою очищення вихлопних газів із каталітичними та рідинними нейтралізаторами.

Підземні екскаватори з електричним приводом та місткістю ковша 1–2 м³ застосовують у комплексі з бульдозерами та автосамоскидами у гірничих виробках заввишки не менше 6 м. Продуктивність екскаватора типу ЕП-1А з ковшем 1 м³ при завантаженні міцних порід сягає 700 т/зміну.

Автосамоскиди використовують при доставці гірської маси на відстань 300–1000 м і більше; їхня вантажопідйомність становить 40–50 т. Усі підземні автосамоскиди оснащують системою очищення вихлопних газів. Випускаються також моделі з кузовом, обладнаним конвеєрним виштовхувачем – вони призначені для скорочення часу розвантаження у виробках, що не мають достатньої висоти для перекидання стандартного кузова.

Навантажувальні машини безперервної дії типу ПНБ здійснюють безперервне навантаження гірської маси та мають гусеничний хід. Така машина складається з вантажного пристрою з нагрібальними лапами, перевантажувального конвеєра, гусеничного ходу, гідро- та електрообладнання, а також систем керування і пилопридушення (рис. 4.3). Окремі моделі додатково оснащені навісним обладнанням для буріння шпурів (наприклад, ПНБ-2Б, 2ПНБ-2Б, МПНБ).

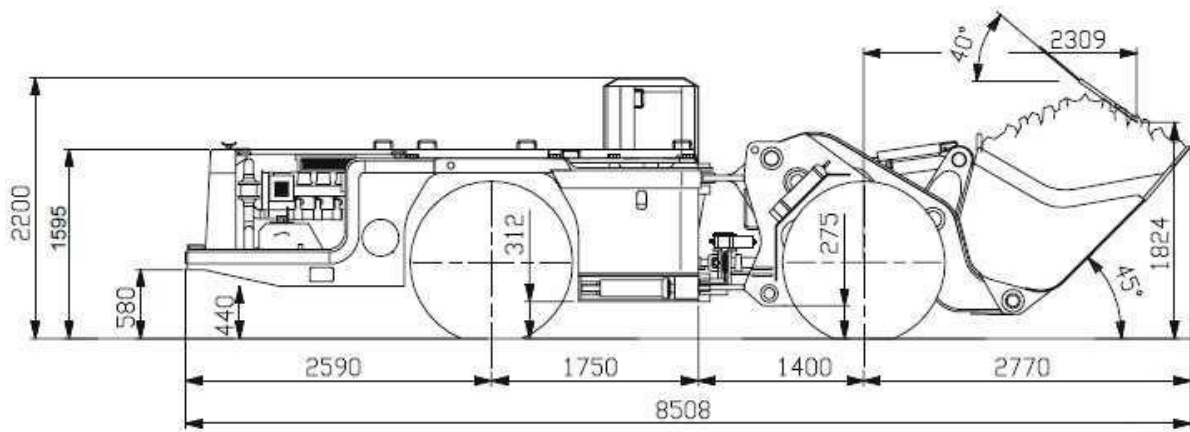


Рис. 4.3 Вантажно-доставна машина TORO 301D

Спочатку розрахуємо загальний час роботи однієї вантажно-доставної машини (ПДМ) на відвантаженні породи згідно з базовим проєктним рішенням.

Час руху порожньої ПДМ визначається за формулою:

$$t_{\text{пор}} = \frac{L}{v} \cdot 60$$

де L - довжина транспортування, км;

v - швидкість руху порожньої ПДМ (згідно з правилами безпеки приймаємо $v = 5$ км/год).

Для східної штольні ($L = 1,75$ км):

$$t_{\text{пор}} = \frac{1,75}{5} \cdot 60 = 21 \text{ хв.}$$

Для західної штольні ($L = 1,5$ км):

$$t_{\text{пор}} = \frac{1,5}{5} \cdot 60 = 18 \text{ хв.}$$

Час руху навантаженої ПДМ приймається таким самим, як і час руху порожньої машини: для східної штольні $t_{\text{гр}} = 21$ хв, для західної - $t_{\text{гр}} = 18$ хв.

Час одного повного рейсу ПДМ:

$$t_p = t_{\text{пор}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{н-р}}$$

де $t_{\text{н-р}}$ – час на виконання вантажно-розвантажувальних операцій, хв
(приймаємо $t_{\text{н-р}} = 5$ хв).

Для східної штольні: $t_p = 21 + 21 + 5 = 47$ хв.

Для західної штольні: $t_p = 18 + 18 + 5 = 41$ хв.

Необхідна кількість рейсів для повного прибирання відбитої гірської маси з вибою:

$$n_{\text{рейс}} = \frac{V}{V_k \cdot k_n}$$

де V – об'єм відбитої гірської маси за один цикл, м^3 ($V = 52,9 \text{ м}^3$);

V_k – місткість ковша ПДМ, м^3 ($V_k = 3 \text{ м}^3$);

k_n – коефіцієнт наповнення ковша ($k_n = 0,95$).

$$n_{\text{рейс}} = \frac{52,9}{3 \cdot 0,95} = 18,56 \approx 19 \text{ рейсів.}$$

Кількість рейсів буде однаковою як для західної, так і для східної штольні, оскільки площа поперечного перерізу, довжина заходки та коефіцієнт розпушення породи є ідентичними.

Сумарний час на відвантаження породи з вибою розраховується в годинах:

$$T_{\text{відв}} = \frac{t_p \cdot n_{\text{рейс}}}{60}$$

Для східної штольні: $T_{\text{відв}} = 47 \cdot 19 / 60 = 14,88$ год.

Для західної штольні: $T_{\text{відв}} = 41 \cdot 19 / 60 = 12,98$ год.

Загальний час роботи ПДМ у циклі з урахуванням підготовчо-заключних операцій:

$$T_{\text{заг}} = T_{\text{відв}} + t_{\text{пз}}$$

де $t_{\text{пз}}$ – час на підготовчо-заключні операції, год ($t_{\text{пз}} = 0,17$ год).

Для східного порталу: $T_{\text{заг}} = 14,88 + 0,17 = 15,05$ год.

Для західного порталу: $T_{\text{заг}} = 12,98 + 0,17 = 13,15$ год.

За результатами розрахунку загального часу роботи ПДМ на максимальну довжину виробок видно, що застосування лише однієї машини не дозволяє вкластися у нормативний час циклу проходки (який становить 11 годин). Тому для дотримання графіка циклічних робіт пропонується обґрунтоване збільшення кількості ПДМ.

Для оптимізації процесу було розраховано загальний час роботи ПДМ із кроком посування виробки кожні 50 м. На основі цих розрахунків виділено 4 етапи організації відвантаження:

- 1-й етап: від 0 до 350 м – відвантаження здійснюється 1 ПДМ;
- 2-й етап: від 350 до 900 м – відвантаження здійснюється 2 ПДМ;
- 3-й етап: від 900 до 1350 м – відвантаження здійснюється 3 ПДМ;
- 4-й етап: від 1350 до 1750 м (до 1500 м для західної штольні) – відвантаження здійснюється 4 ПДМ.

У міру введення в експлуатацію додаткових ПДМ у розрахунках враховувався коефіцієнт використання робочого часу машини (з поправкою на час, витрачений на маневрування та розминку порожніх і навантажених ПДМ у розминочних камерах). Для забезпечення економічної доцільності додаткові ПДМ пропонується вводити поетапно, в міру збільшення відстані транспортування. Для наочної ілюстрації прийнятих рішень побудовано графіки залежності часу відвантаження вибою від кількості задіяних ПДМ та відстані транспортування.

У спеціальній частині кваліфікаційної роботи вирішено актуальне науково-практичне завдання щодо вдосконалення технології кріплення підземних виробок (дренажних штолень та розминочних камер) в умовах складного напружено-деформованого стану масиву, характерного для зон тектонічних порушень.

На основі аналізу гірничо-геологічних умов об'єкта відновлення критичної інфраструктури обґрунтовано технічну недоцільність використання традиційних жорстких видів кріплення. Натомість запропоновано та розраховано вдосконалену систему податливого комбінованого кріплення, що включає використання сталевих анкерів (довжиною 1,6–1,7 м залежно від перерізу виробки), металевої сітки та шару набризк-бетону товщиною 100 мм.

Виконані аналітичні розрахунки несучої здатності анкерів (на розрив та за міцністю закріплення в бетоні) підтвердили, що запропонована система дозволяє перетворити навколишній нестійкий гірський масив із джерела навантаження на активний вантажонесний елемент — так зване «породне кільце». Шар набризк-бетону при цьому виконує функцію негайної герметизації вибою, запобігаючи вивітрюванню породи та захищаючи масив від впливу підземних вод.

Доведено, що впровадження обґрунтованих параметрів анкер-набризкбетонного кріплення в комплексі з оптимізованими паспортами буровибухових робіт забезпечує низку технологічних переваг:

Підвищення безпеки: гарантується надійна стабілізація контуру виробки та захист персоналу від раптових вивалів породи.

Таким чином, розроблена вдосконалена технологія кріплення є технічно надійною та економічно доцільною. Її застосування гарантує довговічність і безперебійну експлуатацію транспортного тунелю, що повністю відповідає стратегічним цілям швидкого та якісного відновлення критичної інфраструктури України.

5. ЕКОЛОГІЯ ТА ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

Протипожежні заходи для тимчасових будівель та споруд на об'єкті будівництва транспортного тунелю в межах відновлення критичної інфраструктури передбачають комплексне використання систем зовнішнього пожежогасіння через пожежні гідранти, які інтегруються у проєктовані внутрішньомайданчикові мережі водопроводу. Необхідне підвищення напору в системі забезпечується роботою відповідних насосних агрегатів протипожежного водопостачання, що встановлюються у спеціалізованих насосних станціях виробничо-протипожежного призначення на всіх технологічних майданчиках. Зокрема, на майданчику західного порталу передбачається використання насосних установок типу Linas АЦМС 4066-5-1 (рис. 5.1) у складі одного робочого та одного резервного агрегатів із продуктивністю шістдесят кубічних метрів на годину та напором сто п'ятнадцять метрів, тоді як на майданчику східного порталу застосовуються з аналогічною продуктивністю та напором дев'яносто шість метрів.

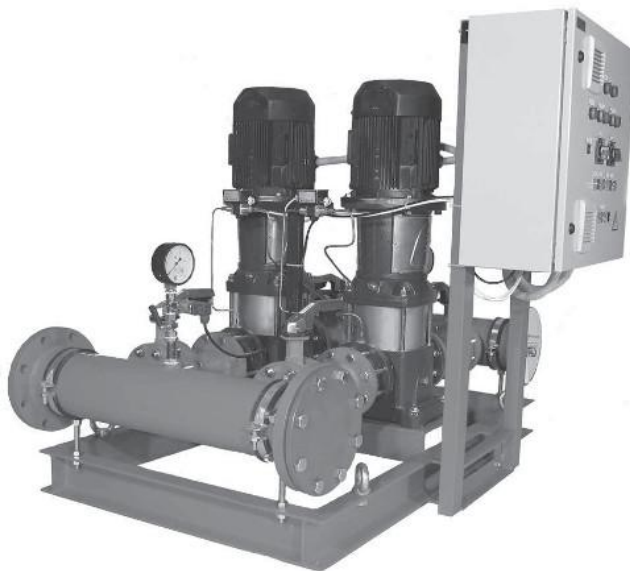


Рис. 5.1 Насосна установка типу Linas АЦМС 4066-5-1

Для гарантування нормативних витрат води на потреби пожежогасіння на кожному майданчику передбачено створення резервуарів запасу води, при цьому на західному крилі розташовуються п'ять резервуарів ємністю сто п'ятдесят кубічних метрів кожен із забезпеченням недоторканного протипожежного запасу в обсязі понад шістсот сорок вісім кубічних метрів, а на східному - чотири резервуари по сто кубічних метрів із запасом двісті двадцять вісім кубічних метрів. Відповідно до чинних нормативних вимог, будівлі вахтового селища обладнуються автоматичними установками пожежної сигналізації та системами оповіщення про пожежу з виведенням сигналів на пульти центрального спостереження у приміщеннях чергового персоналу та контрольно-пропускних пунктів. Усі системи проєктуються згідно з чинними державними будівельними нормами щодо установок пожежогасіння, сигналізації та оповіщення людей у будівлях і спорудах, а також правилами пожежної безпеки, що діють на території України.

Протипожежні заходи в підземних виробках під час будівництва тунелю включають розміщення постів із первинними засобами пожежогасіння, кожен з яких комплектується двома ручними порошковими вогнегасниками, ящиком із піском ємністю нуль цілих дві десятих кубічного метра та пожежним щитом із повним набором інвентарю. Такі пости розташовуються безпосередньо на порталах та надалі рівномірно через кожні триста метрів вздовж тунелю, але не далі десяти метрів від входів у збійки та тридцяти метрів від діючого вибою, що сумарно становить шість постів у західній та сім постів у східній дренажних штольнях. Згідно з правилами безпеки при будівництві підземних споруд, передбачається облаштування пунктів зберігання саморятівників у вибої та на маршрутах евакуації, причому загальна кількість одиниць зберігання має перевищувати розрахункову чисельність найбільшої зміни на десять відсотків.

Для оперативного сповіщення персоналу про виникнення аварійних ситуацій чи пожеж у виробках організовується аварійна світлова та звукова сигналізація, порядок дії якої доводиться до відома працівників під час інструктажів із планів ліквідації аварій. Додатково у тунелі обладнується місце

для дислокації пересувної установки порошкового пожежогасіння великої потужності, а основний аварійний запас засобів захисту зосереджується в окремій будівлі на поверхні. У виробках забороняється складування горючих матеріалів, а пожежні рукави зі стволами зберігаються у спеціальних ящиках біля пожежних кранів, які переміщуються в міру просування вибою. Усі місця зберігання засобів захисту та евакуаційні шляхи позначаються відповідними табличками та світловими показниками згідно з державними стандартами щодо кольорів сигнальних та знаків безпеки.

Ефективність протипожежного захисту підкріплюється заходами в системах вентиляції та водопостачання, де за умови пожежі в наскрізній виробці евакуація здійснюється за допомогою саморятівників у напрямку, протилежному поширенню диму, через найближчі збійки, що забезпечується переведенням головних вентиляційних установок у режим реверсивного провітрювання. Розрахунок часу виведення людей із небезпечної зони є складовою частиною проєкту протипожежного захисту. По всій довжині виробок прокладається пожежно-технологічний водопровід діаметром від ста міліметрів із розрахунковою пропускною здатністю шістдесят кубічних метрів на годину, що дозволяє подавати два струмені води по вісім цілих три десятих літра на секунду кожен. Гідростатичний напір на нижніх відмітках не повинен перевищувати дев'яносто метрів водного стовпа, а розрахунковий час гасіння пожежі приймається рівним трьом годинам. У західній штольні прокладається трубопровід діаметром сто тридцять три міліметри, а у східній - два трубопроводи діаметром сто вісім міліметрів, на яких через кожні сто п'ятдесят або двісті метрів встановлюються спарені пожежні крани. Як резерв передбачається можливість закольцовки водопроводу з трубопроводом стисненого повітря через кожні чотириста метрів.

Охорона праці при реалізації проєкту передбачає суворе дотримання нормативів щодо безпечного ведення робіт, виробничої санітарії та медичного супроводження проходки. Заходи включають механізацію основних процесів, організацію доставки змін автотранспортом, належне освітлення та вентиляцію

робочих місць, а також боротьбу з пилом шляхом зрошення породи та використання пиловловлюючого обладнання. Дизельна техніка у виробках обов'язково оснащується системами очищення газів, а всі працівники забезпечуються засобами індивідуального захисту та проходять регулярні медичні огляди. При виконанні земляних робіт у припортальних виїмках особлива увага приділяється стійкості укосів, облаштуванню безпечних проходів, трапів та сходів, а допуск людей у виїмки глибиною понад один метр тридцять сантиметрів дозволяється лише після перевірки стану ґрунту відповідальною особою. Облаштування відвалів породи проводиться за затвердженим проектом, що визначає межі секторів розвантаження, висоту запобіжних валів та правила маневрування техніки, що виключає ризик обвалення транспортних засобів. Буровзривні роботи проводяться виключно за паспортом БВР із дотриманням сигнального регламенту та виставленням постів охорони на межах небезпечної зони, яка для персоналу розташовується на відстані не менше ста п'ятдесяти метрів від місця вибуху. Після проведення вибуху та провітрювання вибою допуск робітників дозволяється лише після перевірки атмосфери на вміст отруйних газів та приведення вибою у безпечний стан.

Технологія бетонних робіт та влаштування обделки тунелю вимагає контролю за станом бетоноводів, які випробовуються тиском, що у півтора раза перевищує робочий, а також використання безпечної пересувної опалубки з протиугінними пристроями. У зонах, де масив схильний до гірничих ударів, проходка ведеться з особливою обережністю, а при появі зовнішніх ознак напруженого стану роботи негайно припиняються до прийняття рішень спеціальною комісією. Електробезпека на об'єкті гарантується заземленням усіх металевих корпусів обладнання до загального контуру тунелю з опором не більше чотирьох Ом, використанням захисної апаратури та щотижневим вимірюванням блукаючих токів. Обов'язки персоналу в разі аварії включають негайне повідомлення диспетчера та евакуацію згідно з планом, причому сигналом небезпеки є семикратне ввімкнення-вимкнення освітлення.

Екологічна складова проєкту передбачає захист ґрунтів від забруднення паливно-мастильними матеріалами, очищення шахтних та дощових вод на локальних очисних спорудах із подальшим їх поверненням у систему оборотного водопостачання, а також заходи зі збереження зелених насаджень та рекультивації земель після завершення будівництва, що в комплексі забезпечує сталий розвиток регіону та відновлення інфраструктурного потенціалу країни.

6. ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА

Кошторисна документація є невід'ємною складовою частиною проєктів на будівництво об'єктів транспортної мережі та відновлення критичної інфраструктури, що виділяється в проєкті як окремий розділ. Вона підлягає комплексній експертизі та затвердженню у складі проєктної документації незалежно від джерел фінансування, форм власності та відомчої належності об'єктів відповідно до порядку, встановленого чинним законодавством України та державними будівельними нормами.

У своїй суті кошторис є фінансовим планом майбутніх витрат і надходжень матеріальних та грошових ресурсів будівельного підприємства, необхідних для реалізації інженерних рішень. Кошторисна документація складається у визначеній послідовності із поступовим переходом від дрібних до більших елементів будівництва, де основними видами документів є локальні та об'єктні кошториси.

Локальні кошториси є первинною документацією і складаються на окремі види робіт та витрат по будівлях і спорудах, структурно поділяючись на описову частину із зазначенням шифрів, переліку робіт та одиниць виміру, і розрахункову частину, де відображаються прямі витрати у грошовому еквіваленті на виконання роботи.

Об'єктні кошториси розробляються на будівництво кожного окремого об'єкта, що входить до складу пускового комплексу, об'єднуючи дані з локальних кошторисів для визначення договірних цін на об'єкти будівництва у межах державного замовлення.

У межах даної кваліфікаційної роботи складено кошторис на прохідку дренажної шtolьні та розминочної камери з урахуванням вдосконаленої технології кріплення та зміцнення ґрунтів методом струминної цементації. Вартість будівельно-монтажних робіт визначена на основі ресурсних елементних

кошторисних норм із подальшим перерахунком у поточний рівень цін за допомогою індексу інфляції, що дорівнює 7,4.

Загальновиробничі витрати прийняті у розмірі 106 відсотків від фонду оплати праці робітників-будівельників і механізаторів, а кошторисний прибуток розрахований за нормативом 65 відсотків від фонду оплати праці. Такий підхід відповідає вимогам ДБН Д.1.1-1-2000 «Правила визначення вартості будівництва» та забезпечує достовірність економічних розрахунків в умовах нестабільного цінового середовища воєнного часу.

Застосування індексу перерахунку обумовлено необхідністю врахування інфляційних процесів, що суттєво вплинули на вартість будівельних матеріалів, техніки та праці впродовж останніх років. Розрахунок за ресурсним методом дозволяє отримати максимально точну оцінку фактичних витрат з урахуванням конкретного переліку ресурсів, передбачених проєктом.

У розділі представлено локальний кошторис на виконання робіт із закріплення нестійких ґрунтів з поверхні (табл. 6.1). Роботи передбачають застосування методу струминної цементації - однієї з найбільш ефективних сучасних технологій стабілізації слабких ґрунтів, що забезпечує надійний захист тунельної виробки від деформацій та проникнення ґрунтових вод.

До складу робіт включено буріння свердловин буровою установкою Sandvik DD210, приготування та ін'єктування цементного розчину, влаштування форполінгу із металевих труб, геофізичний контроль якості закріплення, а також транспортування матеріалів і обладнання до вибою вантажно-доставною машиною TORO 301 DL. Зазначений комплекс заходів забезпечує необхідну несучу здатність ґрунтового масиву в зоні проходки.

Загальна кошторисна вартість робіт із закріплення нестійких ґрунтів з поверхні з урахуванням загальновиробничих витрат, кошторисного прибутку та індексу перерахунку у поточний рівень цін становить 8 310 576 грн.

Таблиця 6.1 Локальний кошторис на закріплення нестійких ґрунтів з поверхні

№	Найменування робіт та витрат	Одиниця виміру	Обсяг робіт	Вартість одиниці, грн	Трудовісткість, люд.-год	Заробітна плата, грн	Загальна вартість, грн
1	Буріння свердловин для ін'єкції цементного розчину (Sandvik DD210)	100 м	4,2	18 450	126,0	12 600	77 490
2	Приготування та подача цементного розчину методом струминної цементації	м³	85,0	4 200	510,0	42 500	357 000
3	Ін'єктування цементного розчину під тиском у нестійкі ґрунти	м³	85,0	2 850	340,0	28 900	242 250
4	Влаштування захисного екрана із металевих труб (форполінг)	м	42,0	3 600	168,0	14 280	151 200
5	Контроль якості закріплення ґрунту (геофізичне обстеження)	точка	12,0	5 200	48,0	3 840	62 400
6	Транспортування матеріалів та обладнання до вибою (TORO 301 DL)	маш.-год	28,0	1 850	56,0	4 200	51 800
	Разом прями витрати:	1 248,0	106 320	942 140			
	Загальновиробничі витрати (106% від ФОП):		112 699	112 699			
	Кошторисний прибуток (65% від ФОП):		69 108	69 108			
	УСЬОГО по кошторису (з урахуванням індексу 7,4):			8 310 576			

Локальний кошторис на спорудження комбінованого кріплення через обробку тунелю (табл. 6.2) охоплює весь комплекс робіт із формування несучої конструкції виробки у складних інженерно-геологічних умовах.

Таблиця 6.2 – Локальний кошторис на спорудження комбінованого кріплення через обробку тунелю

№	Найменування робіт та витрат	Одиниця виміру	Обсяг робіт	Вартість одиниці, грн	Трудовісткість, люд.-год	Заробітна плата, грн	Загальна вартість, грн
1	Встановлення металевих арок (сталеві рамні затяжки)	шт.	38,0	12 400	456,0	38 760	471 200
2	Набризок-бетонування першого шару (Putzmeister, t=50 мм)	м²	620,0	1 850	1 240,0	93 000	1 147 000
3	Влаштування арматурної сітки та анкерного кріплення	м²	620,0	980	744,0	55 800	607 600
4	Набризок-бетонування другого шару (Putzmeister, t=100 мм)	м²	620,0	2 100	1 550,0	116 250	1 302 000
5	Встановлення гідроізоляційної мембрани	м²	620,0	650	372,0	27 900	403 000
6	Бетонування монолітної обробки (внутрішній лоток та стіни)	м³	185,0	6 800	1 480,0	111 000	1 258 000
7	Транспортування породи та матеріалів (TORO 301 DL)	маш.-год	96,0	1 850	192,0	14 400	177 600
	Разом прямі витрати:	6 034,0	457 110	5 366 400			
	Загальновиробничі витрати (106% від ФОП):		484 537	484 537			
	Кошторисний прибуток (65% від ФОП):		297 122	297 122			
	УСЬОГО по кошторису (з урахуванням індексу 7,4):			45 879 729			

Таблиця 6.2 Основні техніко-економічні показники

n/p	Показник	Значення	
		Західна штольня	Східна штольня
1.	Перетин штольні у світлі, м ²	14,14	14,14
2.	Перетин штольні, м ²	15,28	15,28
3.	Перетин штольні в проходці, м	16,29	16,29
4.	Довжина штольні, м	1750,0	1500,0
5.	Кількість розминувальних камер по довжині штольні, од	7	9
6.	Об'єм виїмки гірничої маси однією камерою м ²	162	162
7.	Загальний обсяг виїмки гірничої маси, м ³	29642	25894
8.	Загальна довжина шпурів за цикл, м	98	98
9.	Загальна кількість шпурів у комплекті, шт.	43	43
10.	Подвиг забою за цикл, м	2,3	2,3
11.	Коефіцієнт використання шпуру, частки од	0,9	0,9
12.	Тривалість прохідницького циклу, год	11	11
13.	Число циклів за зміну, шт	1	1
14.	Число циклів на добу, шт.	2	2
15.	Загальна кількість циклів, шт	778	667
16.	Швидкість руху забою, м/міс	135	135
17.	Вартість будівництва штольні, грн	66055500,0	56619000,0
18.	Вартість будівництва 1 м штольні, грн.	37746,0	37746,0
19.	Загальна вартість будівництва, грн	77191212	56619000

Вдосконалена технологія кріплення передбачає поетапне зведення багатошарової конструкції, що включає металеві арки, набризк-бетонне покриття, анкерне армування, гідроізоляційну мембрану та монолітну бетонну обробку.

Набризк-бетонування виконується установкою Putzmeister у два шари: перший шар товщиною 50 мм забезпечує первинне кріплення привибійної зони безпосередньо після розробки ґрунту, другий шар товщиною 100 мм формує основну несучу конструкцію після встановлення арматурної сітки та анкерів. Транспортне забезпечення всіх операцій здійснюється ПДМ TORO 301 DL.

Загальна кошторисна вартість робіт зі спорудження комбінованого кріплення тунелю з урахуванням загальновиробничих витрат, кошторисного прибутку та індексу перерахунку у поточний рівень цін становить 45 879 729 грн.

Розроблена кошторисна документація підтверджує економічну доцільність застосування вдосконаленої технології кріплення та зміцнення ґрунтів у складних інженерно-геологічних умовах будівництва транспортного тунелю. Загальна вартість робіт за двома локальними кошторисами становить понад 54 млн грн, що відповідає ринковому рівню витрат на спорудження підземних транспортних об'єктів аналогічної складності.

Застосування сучасної гірничої техніки - бурових установок Sandvik DD210, вантажно-доставних машин TORO 301 DL та установок набризк-бетонування Putzmeister - забезпечує не лише технічну ефективність будівництва, а й оптимізацію витрат завдяки скороченню тривалості циклів прохідки та підвищенню механізації праці. Питомі витрати на кріплення 1 м² поверхні виробки є конкурентними порівняно з альтернативними технологічними рішеннями.

Виконані розрахунки підтверджують, що реалізація запропонованих технологічних рішень дозволяє забезпечити надійність об'єкта критичної інфраструктури при оптимальних фінансових витратах, що є принципово важливим в умовах відновлення транспортної мережі України.

ВИСНОВКИ

У випускній кваліфікаційній роботі бакалавра розроблено проект будівництва підземного транспортного комплексу (зокрема східної та західної дренажних штолень) у рамках реалізації стратегічних завдань із відновлення критичної транспортної інфраструктури України.

Ділянка будівництва транспортного тунелю характеризується складними інженерно-геологічними умовами: наявністю зон тектонічних розломів, нестійкими вміщуючими породами та значною обводненістю масиву. Це зумовило необхідність впровадження нестандартних інженерних рішень для стабілізації гірського тиску та забезпечення безпеки робіт.

У результаті аналізу сучасного вітчизняного та зарубіжного досвіду підземного будівництва прийнято буровибуховий спосіб проходки виробок. Для спорудження дренажних штолень (площею перерізу у світлі 16,29 м²) та розминочних камер (15,36 м²), що влаштовуються кожні 200 м траси, розроблено паспорти БВР на 43 та 42 шпури відповідно. Провітрювання виробок у період будівництва розраховане з використанням сучасної вентиляторної установки марки ВЕМ-10Р.

У спеціальній частині роботи успішно вирішено завдання щодо удосконалення технології кріплення в складних геологічних умовах. Обґрунтовано та розраховано застосування податливого комбінованого кріплення, що складається зі сталевих анкерів довжиною 1,6–1,7 м, металевої сітки та шару набризк-бетону товщиною 100 мм. Для проходження найбільш нестійких (пливунних) ділянок передбачено технологію попереднього зміцнення ґрунтів методом струминної цементації.

Виконано детальний транспортний розрахунок логістики відвантаження породи. Для транспортування гірської маси обрано вантажно-доставні машини (ПДМ) типу TORO 301D. Побудовані графіки та циклограми довели необхідність поетапного збільшення кількості задіяних ПДМ (від 1 до 4 одиниць) у міру

посування вибою на відстань до 1750 метрів для дотримання нормативного часу прохідницького циклу.

З метою забезпечення безпеки праці та захисту довкілля під час будівництва тунелю зроблено аналіз небезпечних виробничих факторів, розроблено заходи з охорони праці, передбачено використання систем очищення вихлопних газів для дизельної техніки та запропоновано технологічну схему локальних очисних споруд для шахтних вод.

Економічна частина роботи підтверджує фінансову доцільність прийнятих інженерних рішень. Складено локальні кошториси на закріплення ґрунтів та проходження виробок у поточних цінах. Розрахунки техніко-економічних показників доводять, що впровадження вдосконаленої системи комбінованого кріплення та оптимізованої схеми відвантаження дозволяє досягти необхідних темпів будівництва та гарантує довговічність і надійність об'єкта критичної інфраструктури.

АНОТАЦІЯ

Випускна кваліфікаційна робота спрямована на реалізацію стратегічних завдань із відновлення критичної транспортної інфраструктури України.

Проаналізовано інженерно-геологічну характеристику ділянки будівництва тунельного комплексу, а також проведено детальний опис основних та допоміжних технологічних процесів, що супроводжують проходку та спорудження підземних виробок у складних умовах. Представлено обґрунтований транспортний розрахунок та визначено оптимальну технологічну схему відвантаження гірської маси при спорудженні східної та західної дренажних штолень.

Важливою складовою проєкту є проведення аналітичних розрахунків та побудова графічних залежностей часу відвантаження вибою від кількості задіяних вантажно-доставних машин. Окрім безпосередньо технологічних аспектів, у роботі ґрунтовно опрацьовано питання промислової безпеки гірничого виробництва та створення безпечних умов праці для персоналу та оцінено ефективність вентиляційної системи при роботі сучасного прохідницького комплексу. Підсумковий розділ містить детальний кошторисний розрахунок на будівництво дренажних штолень об'єкта відновлення транспортної мережі.

При проєктуванні дренажних штолень із площею поперечного перерізу у світлі 16.29 м^2 було прийнято та обґрунтовано вдосконалену комбіновану кріп'я, що відповідає вимогам спеціальної частини щодо роботи у складних інженерно-геологічних умовах. Дане кріплення включає систему анкерів довжиною 1.7 м, металеву сітку та шар набризк-бетону товщиною 100 мм. Для забезпечення ефективного руйнування гірського масиву розраховано та складено паспорт буровибухових робіт на 43 шпури. Провітрювання виробки розраховано з використанням вентилятора типу ВЕМ-10Р, а для транспортування породи обрано вантажно-доставну машину Того 301D. Організація робіт відображена у розробленій циклограмі проходки вентиляційного ухилу.

Паспорт буровибухових робіт для даної споруди розрахований на 42 шпури, а логістичні операції передбачають експлуатацію вантажно-доставної техніки типу

Того 301D. На основі проведених досліджень та розрахунків остаточно визначено технологічну схему відвантаження породи для східної та західної дренажних штолень, що забезпечує надійність та сталість функціонування об'єкта критичної інфраструктури.

Таким чином вирішено поставлене завдання, в ході виконання випускної кваліфікаційної роботи бакалавра закріплено знання та навички, отримані за час навчання за освітньо-професійною програмою 184 Гірництво на першим (бакалаврським) рівні вищої освіти, та підготовлений до роботи в галузі знань 18 Виробництво та технології.

Ключові слова: КРИТИЧНА ІНФРАСТРУКТУРА, ТРАНСПОРТНИЙ ТУНЕЛЬ, ВІДНОВЛЕННЯ, СКЛАДНІ ІНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ, ТЕХНОЛОГІЯ КРІПЛЕННЯ, АНКЕРНЕ КРІПЛЕННЯ, НАБРИЗК-БЕТОН, КОМБІНОВАНЕ КРІПЛЕННЯ, ГІРНИЧИЙ ТИСК, ТЕКТОНІЧНІ РОЗЛОМИ, ВАНТАЖНО-ДОСТАВНІ МАШИНИ, БУРОВИБУХОВІ РОБОТИ.

ANNOTATION

The Bachelor's thesis is focused on the implementation of strategic tasks for the restoration of Ukraine's critical transport infrastructure.

The engineering-geological characteristics of the tunnel complex construction site were analyzed, and a detailed description of the primary and auxiliary technological processes accompanying the excavation and construction of underground workings in difficult conditions was provided. A justified transport calculation is presented, and the optimal technological scheme for rock mass removal during the construction of the eastern and western drainage adits has been determined.

An important component of the project is the execution of analytical calculations and the development of graphical dependencies of face mucking time on the number of load-haul-dump (LHD) machines involved. In addition to the direct technological aspects, the work thoroughly addresses industrial safety issues in mining production and the creation of safe working conditions for personnel, while evaluating the efficiency of the ventilation system during the operation of a modern tunneling complex. The final section contains a detailed cost estimate for the construction of drainage adits for the transport network restoration object.

In designing the drainage adits with a net cross-sectional area of 16.29 m², an advanced combined support system was adopted and justified, meeting the requirements of the special section regarding operations in difficult engineering-geological conditions. This support system includes a rock bolting layout with 1.7 m long anchors, wire mesh, and a 100 mm thick layer of shotcrete. To ensure effective rock mass fragmentation, a drill and blast (D&B) pattern for 43 holes was calculated and developed. The ventilation of the working is designed using a VEM-10R type fan, and a Toro 301D load-haul-dump machine was selected for rock transportation. The work organization is reflected in the developed cyclogram for the ventilation incline driving.

The drill and blast pattern for this specific structure is designed for 42 holes, and logistical operations involve the use of Toro 301D type LHD equipment. Based on the conducted research and calculations, the technological scheme for rock removal for the eastern and western drainage adits has been finalized, ensuring the reliability and sustainability of the critical infrastructure object's functioning.

Thus, the assigned task has been solved; in the course of completing the Bachelor's thesis, the knowledge and skills obtained during the study under the Educational-Professional Program "184 Mining" at the first (Bachelor's) level of higher education have been consolidated, and the author is prepared for professional activity in the Field of Knowledge "18 Manufacturing and Technologies."

Keywords: CRITICAL INFRASTRUCTURE, TRANSPORT TUNNEL, RESTORATION, DIFFICULT ENGINEERING-GEOLOGICAL CONDITIONS, SUPPORT TECHNOLOGY, ROCK BOLTING, SHOTCRETE, COMBINED SUPPORT, ROCK PRESSURE, TECTONIC FAULTS, LOAD-HAUL-DUMP MACHINES, DRILL AND BLAST OPERATIONS.

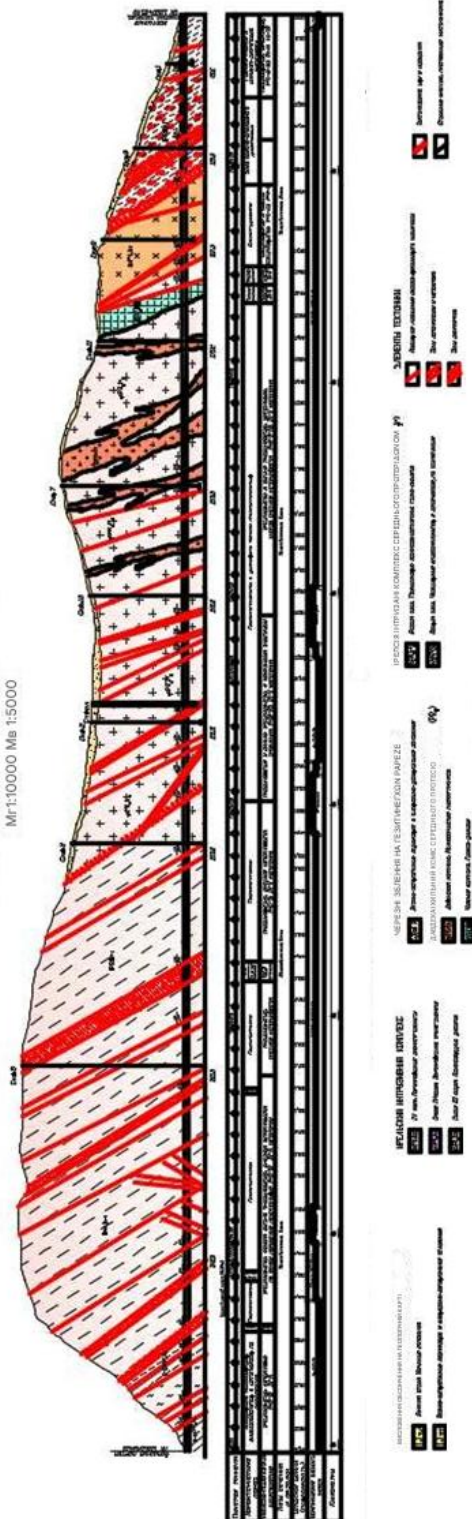
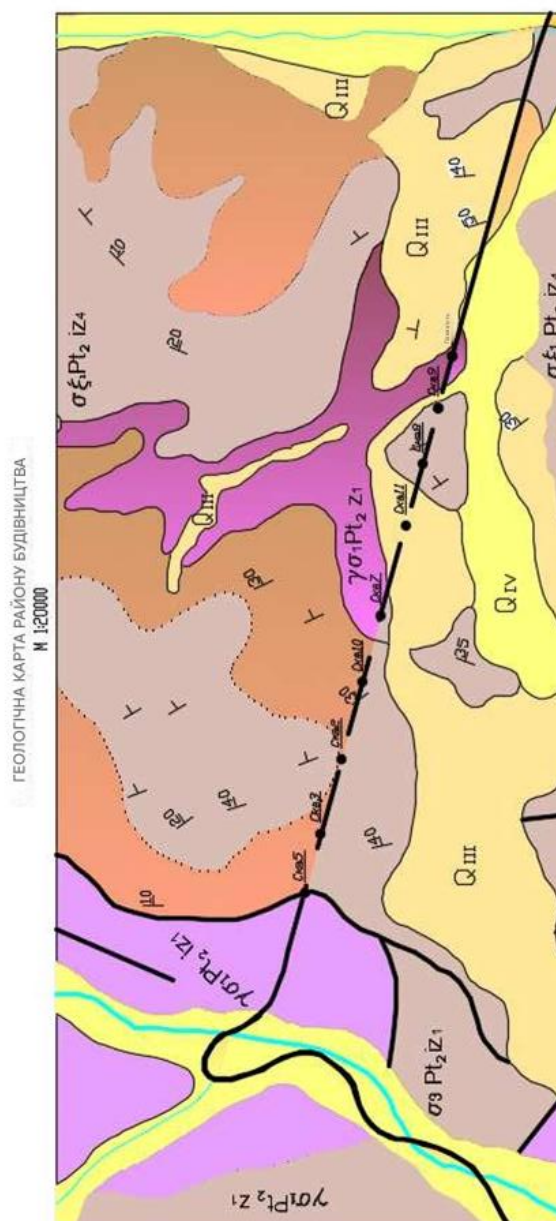
.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

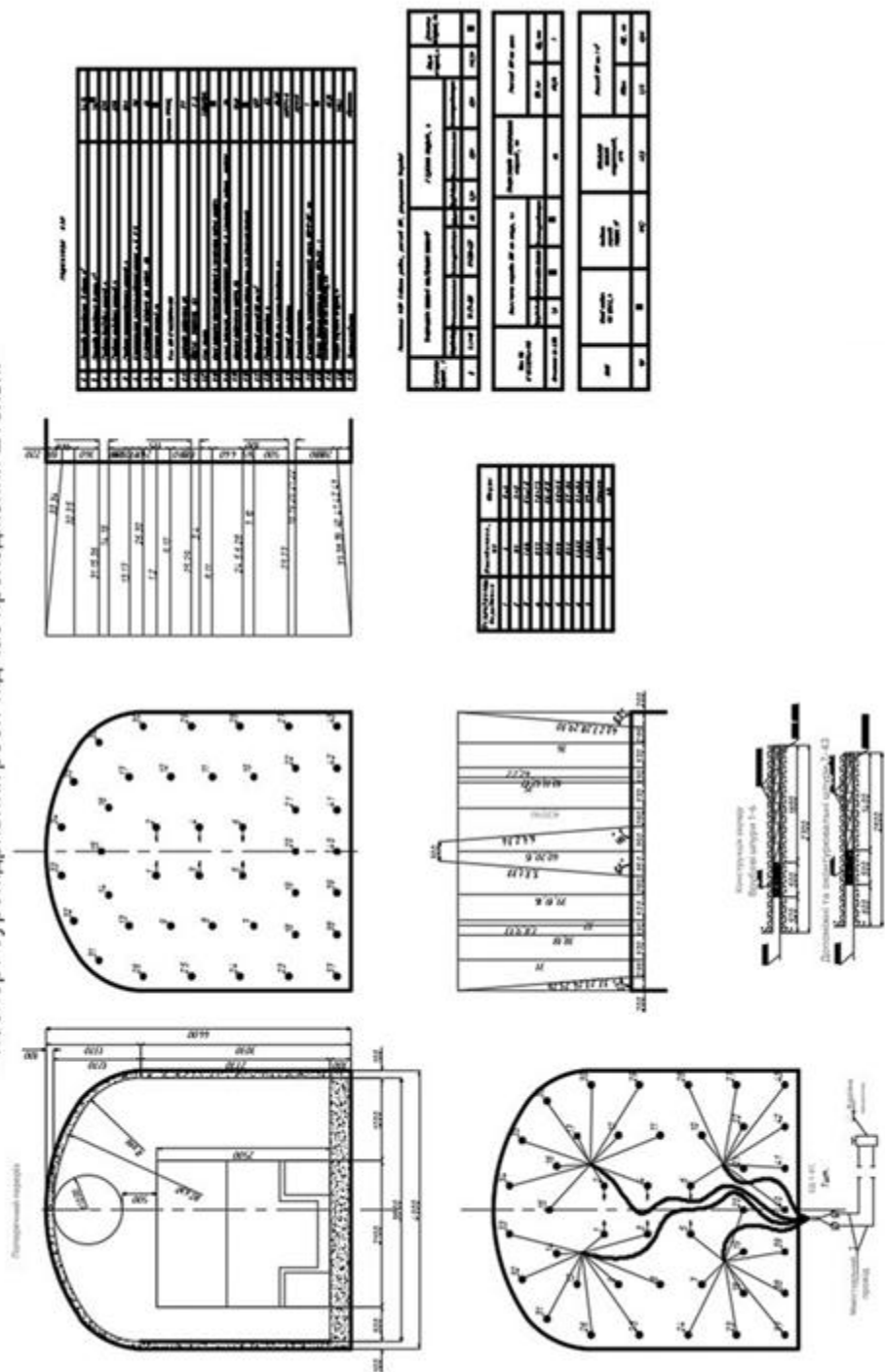
1. Закон України «Про регулювання містобудівної діяльності» : від 17.02.2011 № 3038-VI (зі змінами та доповненнями).
2. ДБН В.2.3-7:2010. Споруди транспорту. Метрополітени. Основні положення. — Київ : Мінрегіонбуд України, 2011. — 184 с.
3. ДБН В.2.3-14:2006. Споруди транспорту. Мости та труби. Правила проектування. — Київ : Мінбуд України, 2006. — 135 с.
4. ДСТУ Б В.2.1-27:2014. Настанова щодо проектування та улаштування основ та фундаментів будівель і споруд. — Київ : Мінрегіон України, 2015. — 162 с.
5. ДСТУ Б В.2.6-145:2010. Конструкції будівель і споруд. Вироби бетонні та залізобетонні. Загальні технічні умови. — Київ : Мінрегіонбуд України, 2011. — 112 с.
6. ДБН А.3.2-2-2009. Система стандартів безпеки праці. Охорона праці і промислова безпека у будівництві. Основні положення (НПАОП 45.2-7.02-09). — Київ : Мінрегіонбуд України, 2009. — 120 с.
7. ДБН А.3.1-5:2016. Організація будівельного виробництва. — Київ : Мінрегіон України, 2016. — 115 с.
8. НПАОП 0.00-1.75-15. Правила охорони праці під час експлуатації вантажопідіймальних кранів, підіймальних пристроїв і відповідного обладнання. — Київ : Державна служба України з питань праці, 2015. — 144 с.
9. НПАОП 45.21-1.02-02. Правила охорони праці під час будівництва та експлуатації метрополітенів. — Київ : Держнагляд охорони праці, 2002. — 310 с.
10. ДСТУ-Н Б А.3.1-23:2013. Настанова щодо проведення робіт з ін'єктування розчинів у конструкції та за обробку підземних споруд. — Київ : Мінрегіон України, 2014. — 98 с.

11. НПАОП 45.2-1.02-90. Правила техніки безпеки при будівництві метрополітенів і тунелів. — Київ : Міністерство транспортного будівництва, 1990 (діючий в частині, що не суперечить сучасним НПАОП).
12. ДСТУ EN 12110:2014. Машини для проходки тунелів. Шлюзові камери. Вимоги щодо безпеки. — Київ : ДП «УкрНДНЦ», 2015. — 86 с.
13. ДСТУ EN 16191:2014. Машини для проходки тунелів. Машини з щитовим робочим органом, бурові установки для спорудження горизонтальних виробок, обладнання для встановлення обробки. Вимоги щодо безпеки. — Київ : ДП «УкрНДНЦ», 2015. — 142 с.
14. ДБН В.1.2-15:2009. Споруди транспорту. Тунелі. Основні положення. — Київ : Мінрегіонбуд України, 2009. — 128 с.
15. ДСТУ 30108-94. Матеріали будівельні. Визначення питомої ефективної активності природних радіонуклідів. — Київ : Держстандарт України, 1995. — 45 с.
16. Гаєвий В. В. Будівництво транспортних тунелів і метрополітенів : підручник / В. В. Гаєвий, В. П. Мартиненко. — Київ : НТУ, 2014. — 484 с.
17. Бондаренко В. І. Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин : підручник / В. І. Бондаренко, Р. О. Дичковський, В. В. Фомічов. — Дніпро : ЛізуновПрес, 2015. — 708 с.
18. Шаповал В. Г. Механіка ґрунтів : навч. посібник / В. Г. Шаповал, С. В. Шаповал. — Дніпро : ПДАБА, 2017. — 256 с.
19. Петренко В. І. Будівництво метрополітенів : навч. посібник / В. І. Петренко. — Дніпро : Журфонд, 2012. — 340 с.
20. Криворучко О. В. Проектування тунельних обделок : метод. вказівки / О. В. Криворучко. — Харків : ХНУМГ ім. О. М. Бекетова, 2018. — 56 с.
21. Тяпкін О. К. Геологічне обґрунтування моніторингу масиву при відновленні об'єктів транспортної інфраструктури / О. К. Тяпкін // Збірник наукових праць НГУ. — 2022. — № 68. — С. 45–56.

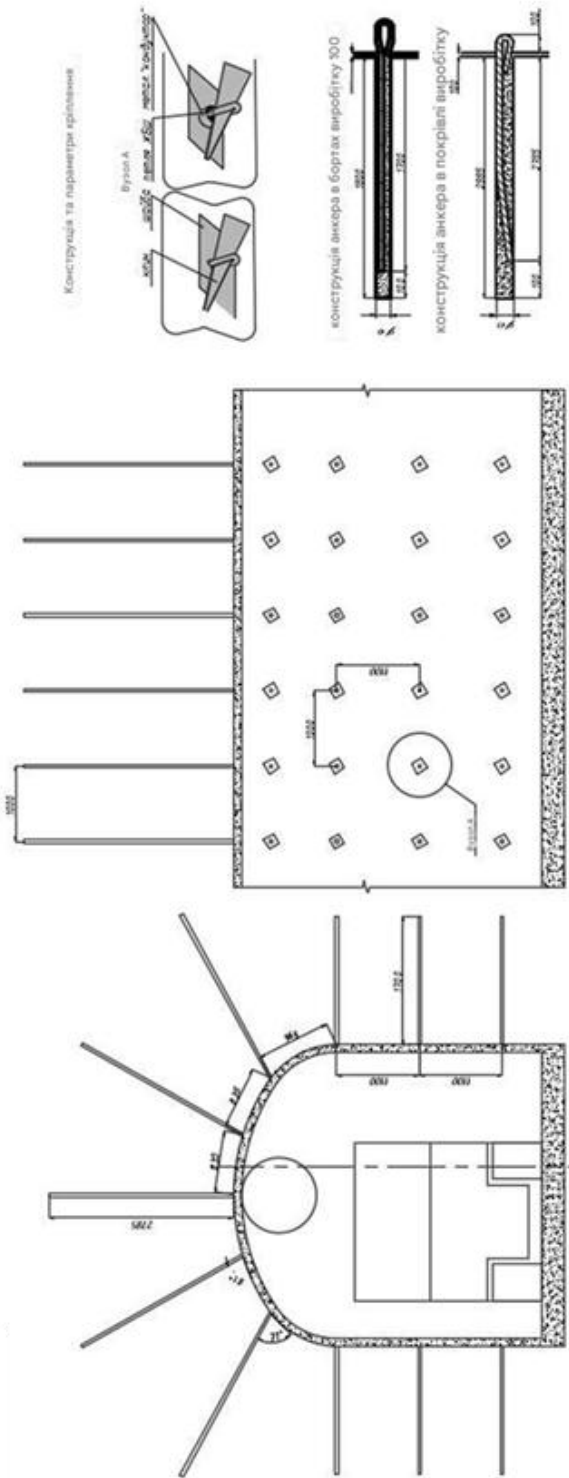
22. Слащев І. М. Особливості розподілу напружено-деформованого стану масиву навколо тунелів глибокого закладення / І. М. Слащев, Г. П. Герасименко // Геотехнічна механіка. — 2019. — Вип. 144. — С. 12–23.
23. Терещук Р. М. Аналіз ефективності комбінованого кріплення підземних виробок у нестійких породах / Р. М. Терещук, С. В. Вигодін // Гірничя електротехніка та автоматика. — 2021. — № 94. — С. 88–95.
24. Халімендик Ю. М. Обґрунтування параметрів анкерного кріплення у зонах тектонічних розломів / Ю. М. Халімендик // Науковий вісник НТУ «Дніпровська політехніка». — 2020. — № 4. — С. 34–41.
25. Беліков А. С. Забезпечення пожежної безпеки під час будівництва та експлуатації підземних транспортних споруд / А. С. Беліков, О. В. Шаломов // Будівництво, матеріалознавство, машинобудування. — 2018. — Вип. 102. — С. 22–29.



Паспорт буропідричних робіт під час проходження штольні



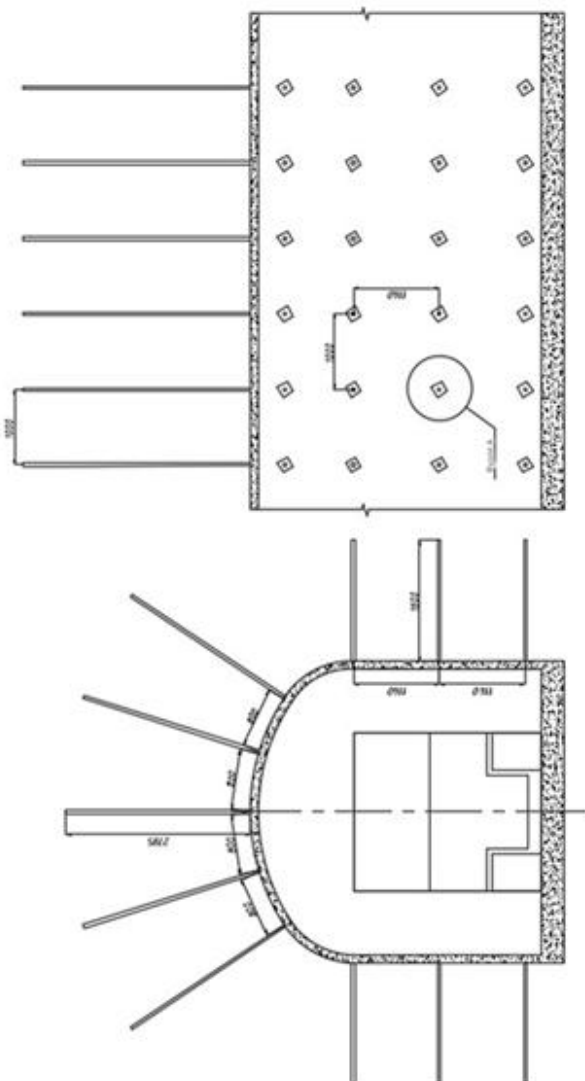
Паспорт кріплення штольні



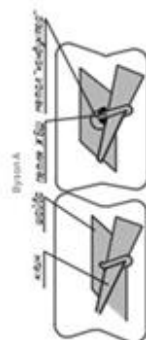
Циклограма на прохідку штольні

Найменування процесу	Число робітників	Тривалість процесу	Година зміна																							
			Перша зміна												Друга зміна											
Приведення забою у безпечний стан	2	0,25	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Виробництво бетону	1	4,50																								
Кріплення	3	2,22																								
Об'єднання пороча	1	1																								
Буріння шторів	2	1,50																								
Зарядження та підпалювання	3	2,02																								
Провітрювання		0,5																								
Безпечення провітрювання		24																								

Паспорт кріплення камери



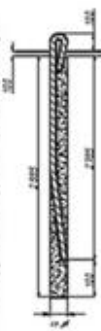
Конструкція та параметри кріплення



конструкція анкера в бортах виробітку 100



конструкція анкера в покрівлі виробітку



Циклограма на проходження камери

