

Міністерство освіти і науки України
Український державний університет науки і технологій

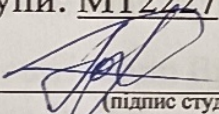
Факультет «Будівництво, архітектура та інфраструктура»
(назва факультету)

«Транспортна інфраструктура»
(повна назва кафедри)

Пояснювальна записка
до кваліфікаційної роботи
ОС «магістр»
(ступінь вищої освіти)

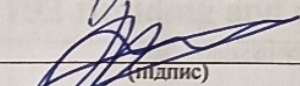
на тему: Обґрунтування вибору оправи та параметрів буровибухових робіт
під час спорудження перегінного тунелю
за освітньою програмою «Мости і транспортні тунелі»
зі спеціальності: 192 Будівництво та цивільна інженерія
(шифр і назва спеціальності)

Виконав: студент групи: МТ2227


(підпис студента)

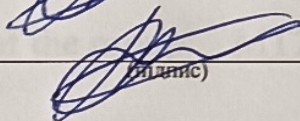
/ Анна ГОРЕМИКІНА /
(Ім'я ПРІЗВИЩЕ)

Керівник:


(підпис)

/ зав. каф. Олексій ТЮТЬКІН /
(посада, Ім'я ПРІЗВИЩЕ)

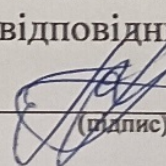
Нормоконтролер:


(підпис)

/ зав. каф. Олексій ТЮТЬКІН /
(посада, Ім'я ПРІЗВИЩЕ)

Засвідчую, що у цій роботі немає запозичень з
праць інших авторів без відповідних посилань.

Студентка


(підпис)

Ministry of Education and Science of Ukraine
Ukrainian State University of Science and Technologies

Building, architecture and infrastructure
(faculty/TRC)

Transport infrastructure
(department)

Explanatory Note
to Master's Thesis
Master
(higher education degree)

on the topic: Substantiation of the choice of lining and blasting parameters
during the construction of the running tunnel

according to educational curriculum Bridges and vehicular traffic tunnels

in the Specialization: 192 Building and civil engineering
(Specialization and its code)

Done by the student of the group: MT2227 / Anna HOREMYKINA /
(name, surname)

Scientific Supervisor: / Head of Dept. Oleksii TIUTKIN /
(position, name, surname)

Normative controller : / Head of Dept. Oleksii TIUTKIN /
(position, name, surname)

Міністерство освіти і науки України
Український державний університет науки і технологій

Факультет: «Будівництво, архітектура та інфраструктура»

Кафедра: «Транспортна інфраструктура»

Рівень вищої освіти: «Магістр»

Освітня програма: «Мости і транспортні тунелі»

Спеціальність: 192 «Будівництво та цивільна інженерія»

(шифр та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

«Транспортна інфраструктура»

_____ **Олексій ТЮТЬКІН**

(підпис)

(Ім'я ПРІЗВИЩЕ)

Дата _____

ЗАВДАННЯ

на кваліфікаційну роботу

ОС «магістр»

(ступінь вищої освіти)

студентці Горемикіній Анні Володимирівні

(Прізвище, Ім'я По батькові)

1. Тема роботи: «Обґрунтування вибору оправи та параметрів буровибухових робіт під час спорудження перегінного тунелю»

Керівник роботи: Тютюкін Олексій Леонідович, д.т.н., професор

(Прізвище, Ім'я, По батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом від _____ «13» лютого 2023 р. № 156ст

2. Строк подання студентом роботи: «15» січня 2024 р.

3. Вихідні дані до роботи: Результати аналізу досвіду будівництва Дніпровського метрополітену, конструкцій перегінного тунелю з різних матеріалів та дані, що отримані під час пошуку в Internet.

4. Зміст пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно опрацювати):

Вступ. Розділ 1. Обґрунтування вибору оправи під час спорудження перегінного тунелю. Розділ 2. Обґрунтування параметрів оправи перегінного тунелю. Розділ 3. Обґрунтування параметрів буровибухових робіт під час спорудження перегінного тунелю. Висновки.

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):

Презентація за матеріалами досліджень, викладених в магістерській роботі (PowerPoint, 10...12 слайдів).

6. Консультанти розділів роботи:

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Завдання видав: (підпис консультанта, дата)	Завдання прийняв: (підпис студента, дата)

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ. Розділ 1. Обґрунтування вибору оправи під час спорудження перегінного тунелю.	30.10.2023-19.11.2023	
2	Розділ 2. Обґрунтування параметрів оправи перегінного тунелю.	20.11.2023-17.12.2023	
3	Розділ 3. Обґрунтування параметрів буровибухових робіт під час спорудження перегінного тунелю. Висновки. Оформлення ВКР.	18.12.2023-07.01.2024	
4	Перевірка роботи на наявність збігів текстових (літерних і цифрових) символів та графічних фрагментів. Отримання відгуку.	08.01.2024-14.01.2024	
5	Подання кваліфікаційної роботи до кафедри	15.01.2024	
6	Захист кваліфікаційної роботи на засіданні Екзаменаційної комісії	Згідно з планом ЕК	

Студентка

_____ (підпис)

Анна ГОРЕМИКІНА

_____ (Ім'я ПРІЗВИЩЕ)

Керівник роботи

_____ (підпис)

Олексій ТЮТЬКІН

_____ (Ім'я ПРІЗВИЩЕ)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до кваліфікаційної роботи магістра:

60 стор., 13 рис., 9 табл., 14 літературних джерел.

Об'єкт розробки – перегінний тунель.

Мета роботи – обґрунтування вибору оправи та параметрів буровибухових робіт під час спорудження перегінного тунелю.

Метод дослідження – метод О. Ю. Бугаєвої.

В магістерській роботі виконано обґрунтування вибору оправи під час спорудження перегінного тунелю. Проведене варіантне проектування, розроблені три варіанти оправи (оправа із залізобетонних блоків, залізобетонних блоків з лотковим блоком, із чавунних тюбінгів) та зроблене техніко-економічне порівняння варіантів.

Проведене обґрунтування параметрів оправи перегінного тунелю шляхом визначення навантажень на оправу перегінного тунелю і розрахунку оправи за методом О. Ю. Бугаєвої. Була проведена варіація товщини оправи і її матеріалу, що дозволила дослідити їхній вплив на силові фактори.

Обґрунтовано параметри буровибухових робіт під час спорудження перегінного тунелю та розроблено технологію його спорудження в умовах Дніпровського метрополітену.

Ключові слова: МЕТРОПОЛІТЕН, ПЕРЕГІННИЙ ТУНЕЛЬ, ОПРАВА, МЕТОД О. Ю БУГАЄВОЇ, БУРОВИБУХОВІ РОБОТИ

ЗМІСТ

ВСТУП	7
1 ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБОРУ ОПРАВИ ПІД ЧАС СПОРУДЖЕННЯ ПЕРЕГІННОГО ТУНЕЛЮ	9
1.1 Оправа із залізобетонних блоків.....	9
1.2 Оправа із залізобетонних блоків з лотковим блоком.....	13
1.3 Оправа із чавунних тюбінгів.....	16
1.4 Техніко-економічне порівняння варіантів.....	19
2 ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ОПРАВИ ПЕРЕГІННОГО ТУНЕЛЮ	20
2.1 Визначення навантажень на оправу перегінного тунелю.....	20
2.2 Розрахунок оправи за методом О. Ю. Бугаєвої.....	21
2.3 Перевірка чавунної оправи на міцність	27
3 ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ ПІД ЧАС СПОРУДЖЕННЯ ПЕРЕГІННОГО ТУНЕЛЮ	30
3.1 Основні відомості про буровибухові роботи	30
3.2 Аналіз інженерно-геологічної ситуації проходки тунелю.....	31
3.3 Бурові роботи при проходці підземних виробок	34
3.4 Розрахунок оптимальних параметрів БВР.....	38
3.5 Розрахунок електровозної відкатки породи	47
3.6 Монтаж чавунної оправи.....	49
3.7 Нагнітання за оправу	50
3.8 Гідроізоляційні роботи	52
3.9 Розрахунок вентиляції під час вибухових робіт	53
ВИСНОВКИ.....	58
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	59

ВСТУП

Одним з найбільш ефективнішим шляхів розв'язання транспортних проблем міста є раціональне використання підземного простору, створення розгалуженої мережі метрополітену, автотранспортних та пішохідних тунелів, підземних автостоянок та гаражів, підземних комплексів. Успішному вирішенню міських транспортних проблем сприяє освоєння підземного простору, тобто розташування під землею різноманітних об'єктів та споруд для пропускання транспорту та прокладки інженерних комунікацій, розташування об'єктів інженерного обладнання, комунального обслуговування тощо.

Тунелі метрополітенів відносяться до довговічних штучних споруд. Їхнє будівництво потребує великих затрат, трудових ресурсів та матеріалів. Термін їх спорудження багато в чому визначається правильним вибором траси тунелю, конструктивним рішенням на стадії проектування, а в процесі будівництва – сучасною організацією робіт з використанням високопродуктивних механізмів, сучасних технологічних схем, кваліфікації керівництва та колективу працівників.

Відповідно до розглянутих вище умов економічний ефект підземного будівництва може бути виявлений при порівнянні усіх витрат на зведення та експлуатацію підземної та аналогічної наземної споруди. При цьому у кожному випадку враховуються особливості даної споруди, місце розташування, характер планування та забудови міського району, умови руху наземного транспорту та пішоходів, ступінь благоустрою інженерного обладнання території тощо.

Аналіз подальшого розвитку Дніпра та роботи міського пасажирського транспорту свідчить, що у найближчій перспективі транспортне обслуговування населення наземними транспортними засобами не може забезпечити збільшення пасажирообороту належною мірою та підтверджує необхідність розвитку підземних транспортних споруд.

Об'єкти метрополітену в м. Дніпрі розміщуються в скельних ґрунтах,

розробка яких в процесі проходки є однією з найбільш трудомістких та довгих операцій. В залежності від фізико-механічних характеристик ґрунтів для їх руйнування і отримання визначеної ступені дроблення доводиться витратити значну кількість енергії, в якості якої широко використовують енергію вибухових речовин. При цьому використовують спеціальну технологію, яка передбачає буріння в скельному масиві шпурів з наступним зарядженням їх вибуховими речовинами, вибух яких руйнує та роздроблює скельний масив. Також важливою проблемою будівництва об'єктів метрополітену в м. Дніпрі є наявність значних об'ємів тріщинуватого масиву, тобто гірської породи зниженої міцності й значних водопритоків.

В таких умовах будівництва метрополітену обґрунтування вибору оправи та параметрів буровибухових робіт під час спорудження перегінного тунелю є актуальною задачею випускної кваліфікаційної роботи і її вирішення дозволяє розв'язати важливі питання загальної проблеми освоєння підземного простору.

1 ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБОРУ ОПРАВИ ПІД ЧАС СПОРУДЖЕННЯ ПЕРЕГІННОГО ТУНЕЛЮ

1.1 Оправа із залізобетонних блоків

Як Варіант №1 приймається конструкція оправи із залізобетонних блоків із внутрішнім діаметром 5,1 м, який відповідає габариту для перегінного тунелю метрополітену. Найпоширенішою у практиці спорудження тунелів в Україні є оправа з блоків без зв'язків між кільцями з циліндричними опукло-ввігнутими стиками, що дістала назву уніфікована [1, 8]. Кільце оправи має три типорозміри блоків: нормальний «н», суміжний «с» та замковий «з» (рис. 1.1).

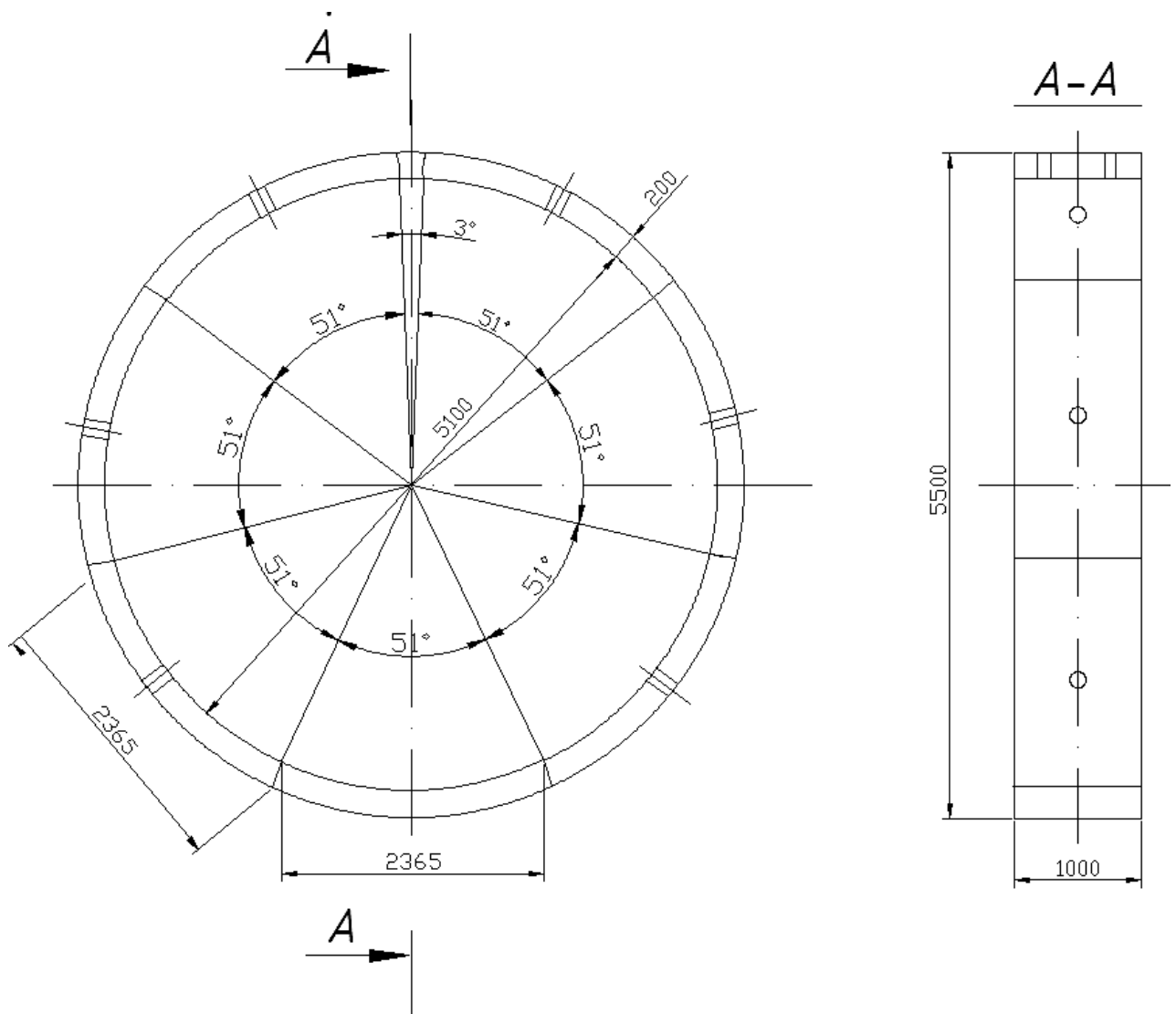


Рисунок 1.1 – Варіант № 1. Оправа із залізобетонних блоків

Завдяки шарнірності стиків і відсутності зв'язків між кільцями, оправа має високу деформативність, що покращує її статичну роботу під навантаженням. Недоліки оправи теж впливають з її високої деформативності: необхідність підклинки блоків у породу під час монтажу для забезпечення необхідної геометрії кільця; можливість отримання неприпустимої еліптичності кільця до моменту твердіння розчину, що нагнітають за оправу, особливо в слабких породах; необхідність під час монтажу підтримувати верхні блоки.

Призначаючи тип поперечного перерізу елемента (тюбінги, ребристі блоки, блоки суцільного перерізу), зважають на такі міркування [1, 6]: 1) оправи із залізобетонних тюбінгів і ребристих блоків мають підвищену жорсткість і не потребують під час монтажу верхньої частини кільця підтримки висувними балками; 2) зменшена в місці оболонки товщина оправи з тюбінгів і ребристих блоків у поєднанні з більш низькою тріщиностійкістю цих оправ збільшує їхню водопроникність; 3) вихід бетону на виготовлення тюбінгів і ребристих блоків, а отже і їхня маса, менші, ніж блоків суцільного перерізу, але потреба в металі вища через великі витрати арматури, наявність болтових зв'язків і закладних металевих деталей, які обрамовують отвори.

Оправа із залізобетонних блоків складається з семи нормальних, двох суміжних, однієї половини нормального для перев'язки («половинний» нормальний) і ключового (замкового) елемента (7 блоків). Поздовжні борти нормального блоку радіальні.

У верхній частині кільця розміщується ключовий (замковий) елемент, який необхідний для замикання кільця з центральним кутом $\alpha_s = 10,00^\circ$. Визначається кут «половинного» нормального блоку, який потрібен для перев'язки α_n :

$$\alpha_n = \frac{360^\circ}{14} = 25,5^\circ,$$

звідки кут нормального блоку – $\alpha_n = 2 \cdot \alpha_n = 51^\circ$

За емпіричною формулою визначена товщина залізобетонних блоків

Варіанту №1 [8]:

$$h = n \cdot \sqrt[3]{\frac{R_{\text{вн}}^2}{f}},$$

де $R_{\text{вн}}$ – внутрішній радіус оправи в м; f – коефіцієнт міцності породи за класифікацією професора М. М. Протод'яконова; $n = 10$ – для блоків з бетону класу В30 (емпіричний коефіцієнт переводу метрів в сантиметри).

$$h = 10 \cdot \sqrt[3]{\frac{2,55^2}{12}} = 7,36(\text{см})$$

Так як мінімальна товщина оправи призначається рівною 20 см, то незалежно від розрахунку приймаємо $h = 0,2\text{ м}$. Тоді, враховуючи, що внутрішній діаметр становить 5,1 м, зовнішній діаметр оправи становить:

$$D_{\text{з}} = D_{\text{вн}} + 2 \cdot h = 5,1 + 2 \cdot 0,2 = 5,5\text{ м}.$$

З урахуванням викладених вимог ширину кільця можна призначати для тунелів середніх і великих діаметрів ($D_{\text{вн}} > 5,0$ м) у нестійких породах у межах 0,5...1,0 м, у стійких – 0,75...1,0 м. При цьому чим слабкіше порода і чим більше діаметр тунелю, тим менша ширина кільця.

В обмежених умовах тунелю вантажопідйомність також обмежена. За даними практики маса елемента не повинна перевищувати 1,5...2,0 т при $4,5 < D_{\text{вн}} < 6,5$ м.

Так як ґрунт має високий коефіцієнт міцності, ширину кільця приймаємо рівною один метр – $b = 1(\text{м})$.

Далі розраховуються об'єми робіт та визначаються трудовитрати при їх виконанні.

1. Розробка породи (на 1 п.м.):

$$V_{p.n.} = \frac{\pi \cdot D_3^2}{4} \cdot 1 = \frac{3,14 \cdot 5,5^2}{4} \cdot 1 = 23,75 (m^3),$$

де D_3 – зовнішній діаметр оправы.

2. Навантаження породи (на 1 п.м.):

$$V_{н.п.} = V_{p.n.} \cdot K_p = 23,75 \cdot 2 = 47,5 (m^3),$$

де K_p – коефіцієнт розрихлення. Для граніту він становить 2,0.

3. Монтаж оправы (на 1 п.м.):

$$V_k = \frac{\pi}{4} \cdot (D_3^2 - D_{ен}^2) \cdot 1 = \frac{3,14}{4} \cdot (5,5^2 - 5,1^2) \cdot 1 = 3,3 (m^3),$$

де D_3 – зовнішній діаметр оправы; $D_{ен}$ – внутрішній діаметр оправы.

4. Нагнітання за оправу (на 1 п.м.):

$$S_k = L_k \cdot 1 = \pi \cdot D_3 \cdot 1 = 3,14 \cdot 5,5 \cdot 1 = 17,3 (m^2),$$

де L_k – довжина дуги кільця по зовнішньому діаметру.

5. Чекання швів (на 1 п.м.):

$$L_{ч.ш.} = L_{ен} + n \cdot 1 = \pi \cdot D_{ен} + n \cdot 1 = \\ 3,14 \cdot 5,1 + 9 \cdot 1 = 16,01 + 9 = 25,0 (m),$$

де $L_{ен}$ – довжина кола оправы по внутрішньому діаметру; n – кількість поздовжніх швів в оправі.

Розрахунок трудовитрат заносимо у таблицю 1.1.

Таблиця 1.1 – Розрахунок трудовитрат (Варіант № 1)

№ п/п	Найменування робіт	Шифр	Од. виміру	Об'єм робіт	Трудовитрати, чол.год	
					на одиницю	на об'єм
1	Розробка породи	29-62-5	100 м ³	23,75	372,88	88,6
2	Навантаження породи	29-94-2	100 м ³	47,5	104,44	49,6
3	Монтаж оправи	29-126-13	100 м ³	3,3	1570,8	51,8
4	Нагнітання цементно-піщаного розчину за оправу	29-136-4	100 м ²	17,3	200,66	34,7
5	Чеканення швів	29-145-11	100 м	25,0	100,33	25,1
					Всього:	249,8

1.2 Оправа із залізобетонних блоків з лотковим блоком

Другим варіантом є конструкція оправи із лотковим блоком з внутрішнім діаметром 5,1 м. Такий вид оправи в тріщинуватих гранітах можливо застосовувати за умови її надійної гідроізоляції, наприклад, внутрішньої залізобетонної сорочки (рис. 1.2).

Відсутність болтових зв'язків у поздовжніх стиках знижує жорсткість кільця, але підвищує тріщиностійкість і водонепроникність оправи. Якщо між кільцями передбачені болтові зв'язки, то всі поздовжні стики роблять плоскими з монтажними шпильками (між блоками «л», «н», «з», «п») або з трубчатим вкладишем (між блоками «з» і «с»).

В оправах, де болтові зв'язки між кільцями замінені на монтажні шпильки або не передбачені зв'язки, поздовжні стики виконують циліндричними опукло-ввігнутими або плоскими, але зі зменшеною висотою опорних площадок. У тому і в іншому випадках стик може розглядатися як шарнірний.

Зв'язок між кільцями підвищує жорсткість оправи як труби, що особливо важливо на монтажній стадії. Жорсткість кільця оправи забезпечується порушенням болтових зв'язків у поздовжніх стиках між елементами (оправа із

$$V_{н.п.} = V_{р.п.} \cdot K_p = 23,75 \cdot 2 = 47,5 (м^3),$$

де K_p – коефіцієнт розрихлення. Для граніту він становить 2,0.

3. Монтаж оправи (на 1 п.м.):

$$V_k = \frac{\pi}{4} \cdot (D_3^2 - D_{вн}^2) \cdot 1 = \frac{3,14}{4} \cdot (5,7^2 - 5,1^2) \cdot 1 = 5,1 (м^3),$$

де D_3 – зовнішній діаметр оправи; $D_{вн}$ – внутрішній діаметр оправи.

4. Нагнітання за оправу (на 1 п.м.):

$$S_k = L_k \cdot 1 = \pi \cdot D_3 \cdot 1 = 3,14 \cdot 5,7 \cdot 1 = 17,9 (м^2),$$

де L_k – довжина дуги кільця по зовнішньому діаметру.

Розрахунок трудовитрат заносимо у таблицю 1.2.

Таблиця 1.2 – Розрахунок трудовитрат (Варіант № 2)

№ п/п	Найменування робіт	Шифр	Од. виміру	Об'єм робіт	Трудовитрати, чол.год	
					на одиницю	на об'єм
1	Розробка породи	29-62-5	100 м ³	25,5	372,88	95,1
2	Навантаження породи	29-94-2	100 м ³	40,8	104,44	42,6
3	Монтаж оправи	29-118-2	100 м ³	5,1	1626,54	82,9
4	Нагнітання цементно-піщаного розчину за оправу	29-136-4	100 м ²	17,9	200,66	35,9
					Всього:	263,5

1.3 Оправа із чавунних тюбінгів

У зонах розломів і тектонічної роздробленості оправа повинна бути водостійкою. Кільце оправи як у робочій, так і в монтажній стадії повинне мати достатню жорсткість, тобто збірна оправа проектується із зв'язками розтягнення й перев'язкою без лоткового блока. У цьому випадку застосовується оправа з тюбінгів із сірого чавуну марки СЧ 21-40. Модифікований чавун марки МСЧ 28...38-90...120 може бути застосований за великого гірського і гідростатичного тиску (рис. 1.3) [1, 2, 8].

Перевагами такої чавунної оправи є мінімальна кількість типорозмірів тюбінгів, повна водонепроникність за будь-якого гідростатичного тиску й простота забезпечення перев'язки поздовжніх стиків у суміжних кільцях (простим зміщенням замкового елемента ліворуч і праворуч від вертикальної осі на 1...2 болтових кроки). Недоліком цієї оправи є відсутність плоскої поверхні в лотку і як наслідок – необхідність улаштування колії для відкати на дерев'яному настилі або бетонній основі, а також складність подальшого очищення лотка від бруду.

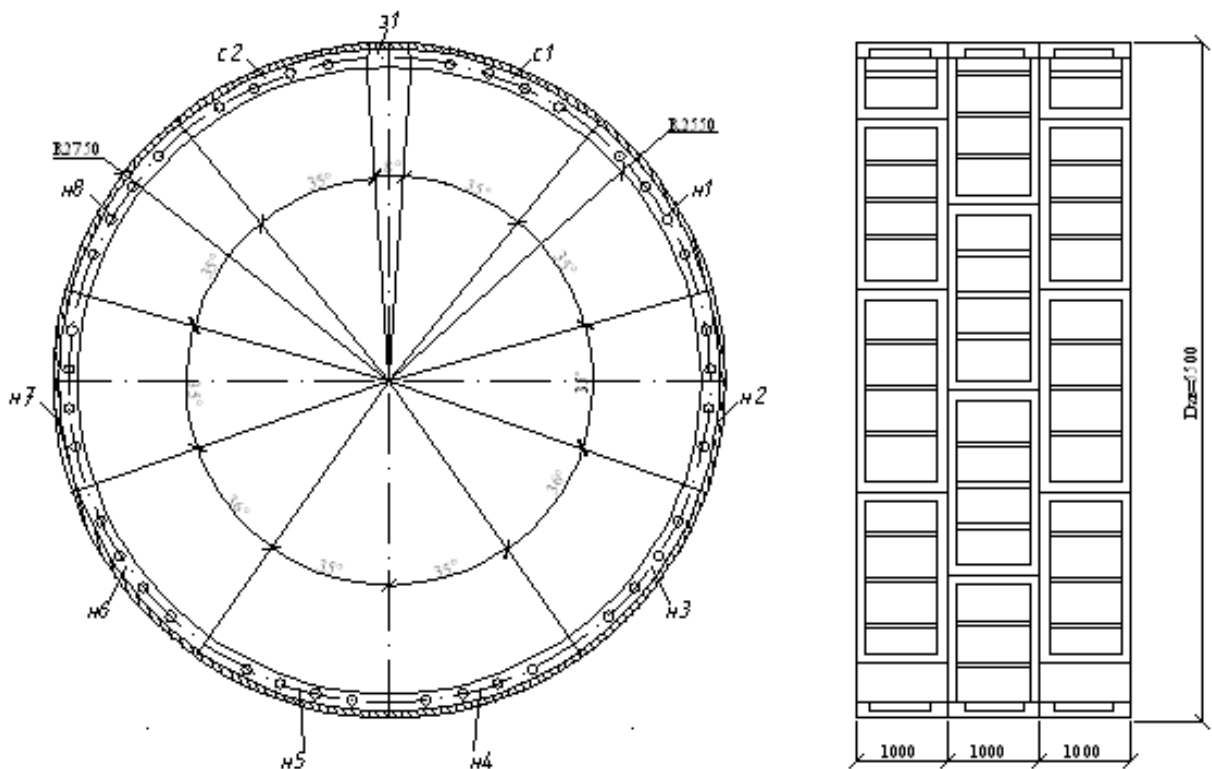
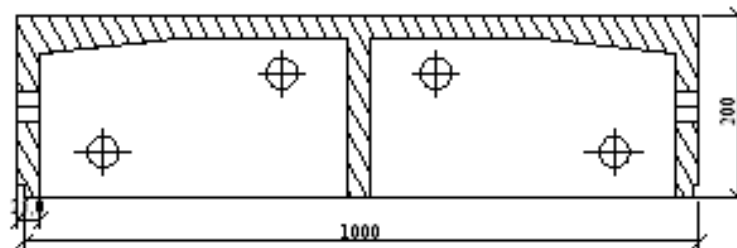


Рисунок 1.3 – Варіант № 3. Оправа із чавунних тюбінгів

Тюбінги чавунної оправи з'єднуються між собою в поздовжніх і кільцевих бортах болтами зі сталі марок СТ3 або СТ5 діаметром 20...45 мм. Для полегшення монтажу діаметри болтових отворів приймаються на 3...4 мм більшими діаметра болтів. Болтові отвори в кільцевих бортах розміщують в один ряд по середній лінії з однаковим кроком. У поздовжніх бортах болтові отвори розміщують у два ряди. Максимальна довжина чавунних тюбінгів (по зовнішній хорді) не повинна перевищувати 2 м (рис. 1.4).



1. Плита оболочка (спинка)
2. Поздовжні (радіальні) борти
3. Поперечні (кільцеві) борти
4. Повздовжня діафрагма

Кількість блоків – 11,
 нормальних – 8, замковий – 1,
 суміжних – 2.

Рисунок 1.4 – Конструкція типового чавунного тюбінга

Для варіанту №3 в випускній кваліфікаційній роботі товщину тюбінгу зменшено до 0,2 м – із-за наявності дуже міцної породи.

Виконано розрахунок об'ємів робіт, визначення їх вартостей і трудовитрат.

1. Розробка породи (на 1 п.м.):

$$V_{p.n.} = \frac{\pi \cdot D_s^2}{4} \cdot 1 = \frac{3,14 \cdot 5,5^2}{4} \cdot 1 = 23,75 (m^3),$$

де D_3 – зовнішній діаметр оправы.

2. Навантаження породи (на 1 п.м.):

$$V_{н.п.} = V_{р.п.} \cdot K_p = 23,75 \cdot 2 = 47,5 (м^3),$$

де K_p – коефіцієнт розрихлення. Для граніту він становить 2,0.

3. Монтаж чавунної оправы (т). Маса одного метра чавунної оправы можна визначити за формулою:

$$G_k = (0,24 \dots 0,30) \gamma \frac{\pi}{4} (D_{3н}^2 - D_{вн}^2) = 0,24 \frac{3,14}{4} 7,2 (5,5^2 - 5,1^2) = 5,75 \text{т}$$

де D_3 – зовнішній діаметр оправы; $D_{вн}$ – внутрішній діаметр оправы.

4. Нагнітання за оправу (на 1 п.м.):

$$S_k = L_k \cdot 1 = \pi \cdot D_3 \cdot 1 = 3,14 \cdot 5,5 \cdot 1 = 17,27 (м^2),$$

де L_k – довжина дуги кільця по зовнішньому діаметру.

5. Чеканення швів (на 1 п.м.):

$$L_{ч.ш.} = L_{вн} + n \cdot 1 = \pi \cdot D_{вн} + n \cdot 1 = 3,14 \cdot 5,1 + 9 \cdot 1 = 16,01 + 9 = 25,0 (м)'$$

де $L_{вн}$ – довжина кола оправы по внутрішньому діаметру; n – кількість поздовжніх швів в оправі.

Розрахунок трудовитрат заносимо у таблицю 1.3.

Таблиця 1.3 – Розрахунок трудовитрат (Варіант № 3)

№ п/п	Найменування робіт	Шифр	Од. виміру	Об'єм робіт	Трудовитрати, люд.-год	
					На одиницю	На об'єм
1	Розробка породи	29-62-6	100 м ³	23,75	372,88	88,55
2	Навантаження породи	29-94-2	100 м ³	47,5	104,44	49,6
3	Монтаж оправи	29-128-4	1 т	5,75	4,55	26,2
4	Нагнітання цементно-піщаного розчину за оправу	29-136-8	100 м ²	17,27	200,66	34,7
5	Чеканення швів	29-145-11	100 м	25,0	100,3	25,1
					Всього:	224,1

1.4 Техніко-економічне порівняння варіантів

Для зручності порівняння наведемо отримані результати в табл. 1.4.

Таблиця 1.4 – Порівняння трудовитрат за варіантами

Номер варіанту	Трудовитрати, чол.год.
Варіант № 1	249,8
Варіант № 2	263,5
Варіант № 3	224,1

Згідно техніко-економічного порівняння найбільш економічним з позиції трудовитрат є Варіант №3, що вірно із урахуванням інженерно-геологічних умов (граніт $f=12$, великі водопритоки, зони тектонічного порушення, дроблення порід), оскільки рівень гідроізоляції такого варіанту є найвищим (чавунна оправа може вважатися майже герметичною). Тому для подальшого розрахунку приймається оправа із чавунних тубінгів із можливістю варіації матеріалу для порівняння.

2 ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ОПРАВИ ПЕРЕГІННОГО ТУНЕЛЮ

2.1 Визначення навантажень на оправу перегінного тунелю

Статичний розрахунок оправи проводиться для можливих несприятливих сполучень основних та додаткових навантажень [7, 8, 13].

Основними навантаженнями є власна вага оправи, вертикальний тиск порід, горизонтальний тиск порід – активний або пасивний (у вигляді пружного відпору), гідростатичний тиск підземних вод [3, 11].

Додаткові навантаження (вага механізмів для збирання оправи, тиск первинного нагнітання) враховується при статичному розрахунку збірної оправи в будівельній стадії. Для випадку перегінного тунелю виконують розрахунок в експлуатаційній стадії і підбирають необхідні розміри оправи.

Розрахунок вертикального тиску (склепіння обвалення) (рис. 2.1).

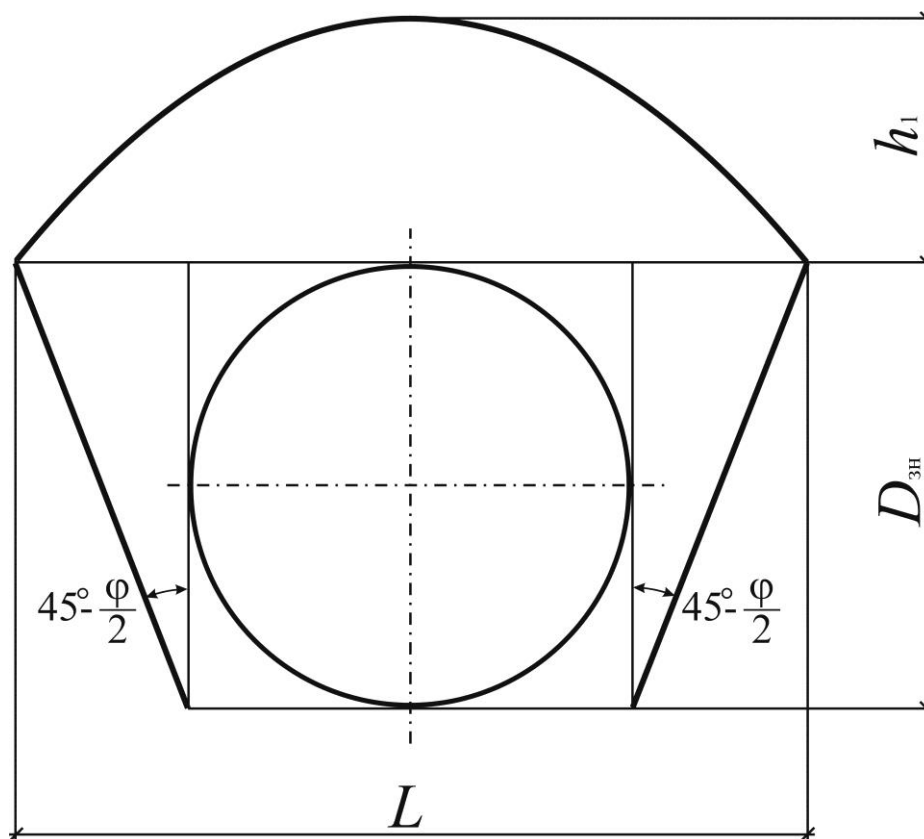


Рисунок 2.1 – Схема для визначення параметрів склепіння обвалення
за проф. М. М. Протод'яконовим

$$L = D_3 + 2D_3 \cdot \operatorname{tg}\left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right) = 5,5 + 2 \cdot 5,5 \cdot \operatorname{tg}\left(45^\circ - \frac{85}{2}\right) = 5,98 \text{ м}$$

$$h_1 = \frac{L}{2f} = \frac{5,98}{2 \cdot 12} = 0,249 \text{ м} \quad ,$$

$$q^n = \gamma h_1 = 26 \cdot 0,249 = 6,5 \quad \text{кН/м}^2$$

$$q_p = 1,5q^n = 1,5 \cdot 6,5 = 9,8 \quad \text{кН/м}^2$$

де D_3 – зовнішній діаметр оправи; $\varphi = 85^\circ$ – уявний кут внутрішнього тертя; $\gamma = 26 \text{ кН/м}^3$ – питома вага граніту; $f = 12$ – коефіцієнт міцності.

Горизонтальний тиск розглядаємо як пасивний – у вигляді пружного відпору. Питомий коефіцієнт пружного відпору для тріщинуватих гранітів складає $k = 10 \cdot 10^6 \text{ кН/м}^3$.

2.2 Розрахунок оправи за методом О. Ю. Бугаєвої

Оправу тунелів, які споруджують у стійких та міцних породах, розраховують з урахуванням пружного відпору порід. У цьому випадку застосовується метод О. Ю. Бугаєвої як найбільш простий, але за точністю результатів він не поступається іншим методам розрахунку [5, 7].

Суть методу О. Ю. Бугаєвої полягає в тому, що епюра пружного відпору передбачається відомою. Передбачувана епюра описується такими тригонометричними кривими, які виходять з нульових точок (рис. 2.2):

$$k\delta = -k\delta_A \cos 2\psi \quad \text{при} \quad \frac{\pi}{4} \leq \psi \leq \frac{\pi}{2};$$

$$k\delta = k\delta_A \sin^2 \psi + k\delta_B \cos^2 \psi \quad \text{при} \quad \frac{\pi}{2} \leq \psi \leq \pi,$$

де k – коефіцієнт пружного відпору породи; δ – радіальне переміщення

оправи в перерізі, нахиленому під кутом до вертикалі; δ_A , δ_B – невідомі переміщення перерізів A і B оправи відповідно (визначаються у процесі розрахунку).

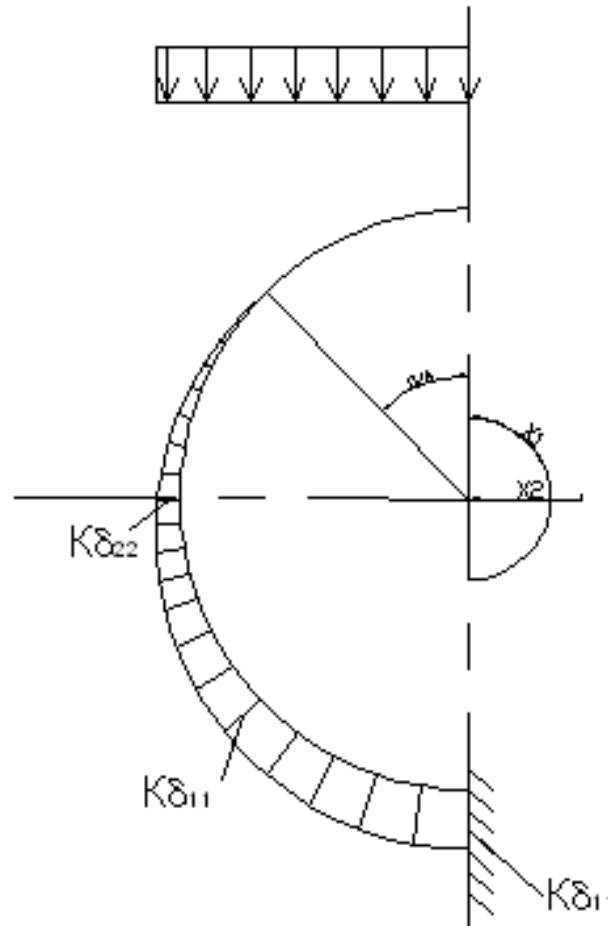


Рисунок 2.2 – Розрахункова схема для методу О. Ю. Бугаєвої

Канонічними рівняннями деформації такої системи є такі:

$$\delta_{11}X_1 + \Delta_{1p} = 0,$$

$$\delta_{22}X_2 + \Delta_{2p} = 0.$$

$$\sum Y = 0,$$

$$\delta_a = \delta_{a1}X_1 + \delta_{a2}X_2 + \Delta_{ap}.$$

Для оправи постійної жорсткості зусилля в перерізах (згинальний момент M і нормальна сила N) на одиницю ширини оправи можуть бути визначені за такими формулами.

1. Зусилля в перерізах від гірського тиску:

$$M_q = q_B^p R_{3H} r [Am + B + Cn(1 + m)],$$

$$N_q = q_B^p R_{3H} r [Dm + F + Gn(1 + m)],$$

де r – осьовий радіус оправи; A, B, C, D, F, G, m, n – коефіцієнти (табл. 2.1).

$$m = 2 - \frac{R_{3H}}{r};$$

$$n = \frac{1}{0,06416 + \frac{EI}{r^3 R_{3H} kb}},$$

де EI – жорсткість оправи.

Таблиця 2.1 – Значення коефіцієнтів A, B, C, D, F, G

Кут нахилу перерізу	A	B	C	D	F	G
0	0,1628	0,0872	-0,00700	0,2122	-0,2122	0,0210
45	-0,0250	0,0250	-0,00084	0,1500	0,3500	0,01485
90	-0,1250	-0,1250	0,00825	0	1,0000	0,00575
135	0,0250	-0,0250	0,00022	-0,1500	0,9000	0,01380
180	0,0872	0,1628	-0,00837	-0,2122	0,7122	0,02240

2. Зусилля в перерізах від власної ваги оправи:

$$M_p = p^p r^2 (A_1 + B_1 n),$$

$$N_p = p^p r (C_1 + D_1 n),$$

де p^p – власна вага оправи; A_1, B_1, C_1 і D_1 – коефіцієнти (табл. 2.2).

Таблиця 2.2 – Значення коефіцієнтів A_1 , B_1 , C_1 і D_1

Кут нахилу перерізу	A_1	B_1	C_1	D_1
0	0,3447	-0,02198	-0,1667	0,06592
45	0,0334	-0,00267	0,3375	0,04661
90	-0,3928	0,02589	1,5708	0,01804
135	-0,0335	0,00067	1,9186	0,04220
180	0,4405	-0,02620	1,7375	0,07010

3. Зусилля в перерізах від тиску ґрунтових вод

$$M_B = -\gamma_B R_{3H}^2 r(A_2 + B_2 n);$$

$$N_B = \gamma_B R_{3H}^2 (C_2 + D_2 n) + \gamma_6 q_6 R_{3H},$$

де γ_B – питома вага води; A_2 , B_2 , C_2 і D_2 – коефіцієнти (табл. 2.3).

Таблиця 2.3 – Значення коефіцієнтів A_2 , B_2 , C_2 і D_2

Кут нахилу перерізу	A_2	B_2	C_2	D_2
0	0,17240	-0,01097	0,58385	0,03294
45	0,01673	-0,00132	0,42771	0,02329
90	-0,19638	0,01294	0,21460	0,00903
135	-0,01679	0,00036	0,39413	0,02161
180	0,22027	-0,01312	0,63125	0,03509

Повні зусилля знаходять як суму зусиль, визначених за наведеними вище формулами:

$$M = M_q + M_p + M_B,$$

$$N = N_q + N_p + N_B.$$

Розрахунок за методом О. Ю. Бугаєвої можна провести вручну або за допомогою файлу Excel for Windows – **MOUB.xls**, який розміщений у каталозі розрахункових програм **TONNEL**.

Додаткові вихідні дані:

1. Власна вага погонного метра оправи:

$$g = \frac{G}{2\pi r} = \frac{V \cdot \gamma}{2\pi r} = \frac{57,5}{2 \cdot 3,14 \cdot 2,65} = 3,46 \text{ кН} / \text{м}^2.$$

$$\text{Середній радіус } r = \frac{R_3 + R_{6H}}{2} = \frac{2,75 + 2,55}{2} = 2,65 \text{ м.}$$

2. Жорсткість оправи EI :

$E = 100 \cdot 10^6 \text{ кН} / \text{м}^2$ – модуль пружності для чавуну СЧ-21-40;

$I = 0,00017 \text{ м}^4$ – момент інерції тюбінгу.

Жорсткість оправи $EI = 100 \cdot 10^6 \cdot 0,00017 = 17266 \text{ кН} \cdot \text{м}^2$.

3. Коефіцієнти m та n .

$$m = 2 - \frac{R_3}{r} = 2 - \frac{2,75}{2,55} = 0,92;$$

$$\begin{aligned} n &= \frac{1}{0,06416 + \frac{EI}{r^3 R_3 kb}} = \\ &= \frac{1}{0,06416 + \frac{17266}{2,65^3 \cdot 2,75 \cdot 10 \cdot 10^6 \cdot 1}} = \\ &= \frac{1}{0,06416 + 0,000046} = 15,58. \end{aligned}$$

Після проведених розрахунків їх отримані результати застосовуємо при розрахунку оправи на міцність за допомогою програми на ПЕОМ. Результатом розрахунку на ПЕОМ є роздруківка із силовими факторами в оправі.

Роздруківка програми MOUB.xls

Розрахунок оправи методом О.Ю. Бугасвої					
Тип тунелю		Перегінний (Горемикіна Анна)			
Введіть глибину закладення, м		H	50		
Введіть висоту води, м		$H_в$	10		
Введіть питому вагу ґрунту, кН/м ³		γ	26		
Введіть внутрішній радіус оправи, м		$R_{вн}$	2,75		
Введіть зовнішній радіус оправи, м		$R_{зн}$	2,55		
Введіть розрахункове значення вертикального тиску, кН/м ²		$q_в^p$	9,8		
Введіть розрахункове значення власної ваги оправи, кН/м ²		p^p	3,46		
Значення середнього радіусу оправи, м		r	2,65		
Введіть значення коефіцієнту		m	0,92	Розрахункова схема	
Введіть значення коефіцієнту		n	15,58	методу О.Ю. Бугасвої	
Введіть значення коефіцієнту пружного відпору, кН/м ³		k	1E+07		
Розрахунок згинальних моментів, кН·м					
Момент, M					
	p^p	$q_в^p$	$q_в$	Сумарний	
	Від	Від	Від		
Кут нахилу					
0	0,0547	1,8265	-0,2563	1,6	
45	-0,1992	-1,5316	0,6609	-1,1	
90	0,2567	0,4495	-0,9004	-0,2	
135	-0,5603	0,3034	1,9267	1,7	
180	0,7849	-0,4869	2,7330	2,4	
Розрахунок нормальних сил, кН					
Нормальна сила N					
	p^p	$q_в^p$	$q_в$	Сумарна	
	Від	Від	Від		
Кут нахилу					
0	7,8884	15,2741	234,0937	257,3	
45	9,7529	23,2961	233,7170	266,8	
90	16,9797	29,2884	234,3062	280,6	
135	23,6200	29,3584	233,2354	286,2	
180	25,9451	29,6641	234,9977	290,6	

2.3 Перевірка чавунної оправы на міцність

Після визначення згинаючих моментів і нормальних сил у перетинах оправы із максимальним згинальним моментом проводять перевірку на міцність. На рис. 2.3 наведені епюри згинальних моментів та поздовжніх сил, які отримані в роздруківці розрахунку на ПЕОМ [9].

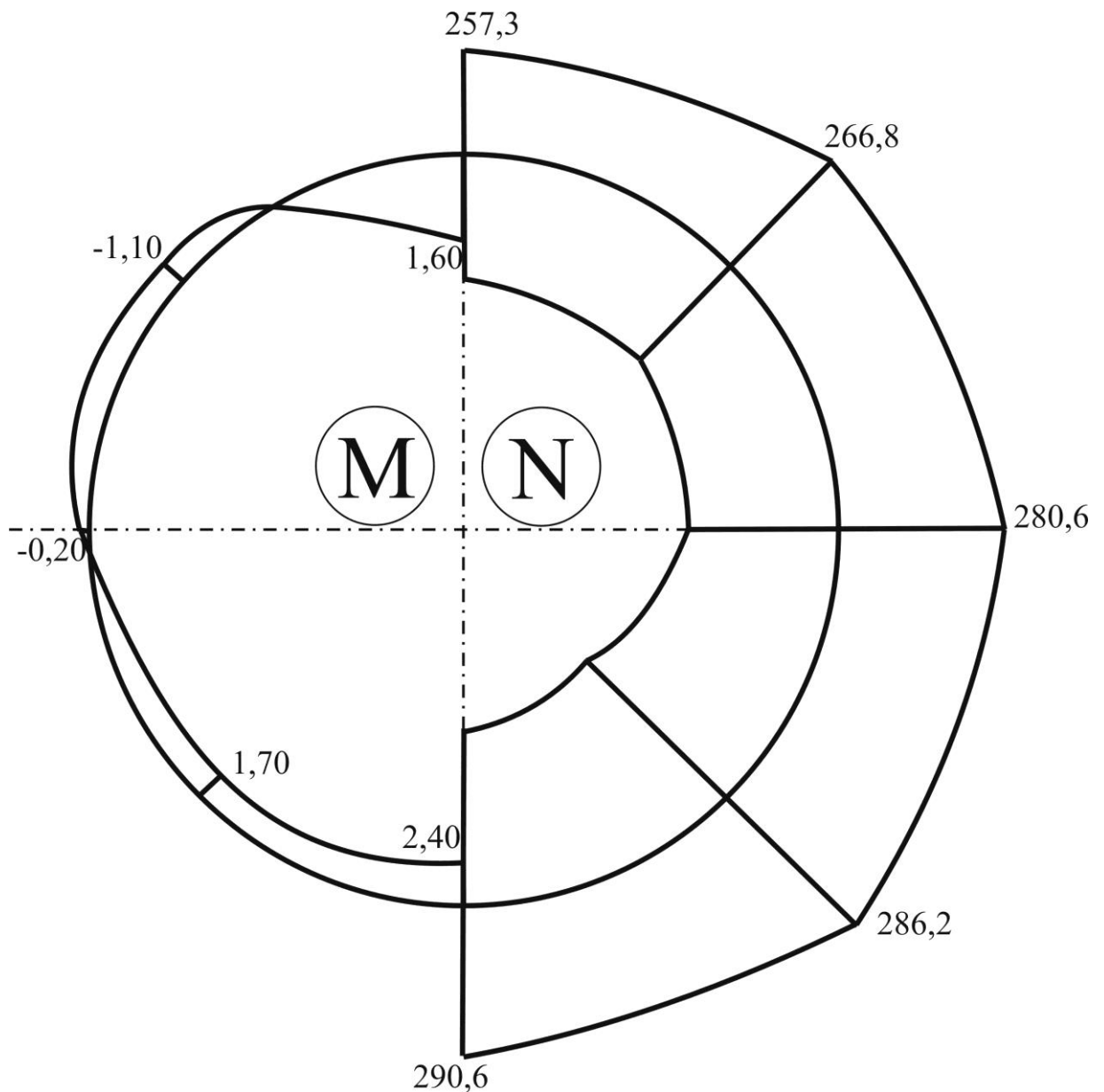


Рисунок 2.3 – Епюри згинальних моментів і поздовжніх сил

Перевірку на міцність чавунних тьобінгів проводять за формулами:

$$\frac{N}{F} - \frac{My_1}{I} \leq R_c,$$

$$\frac{N}{F} + \frac{My_2}{I} \leq R_u,$$

де N та M – поздовжня сила та момент у перерізі, який перевіряється; F та I – площа поперечного перерізу та момент інерції чавунного тьобінгу; y_1 та y_2 – відстань від центру ваги перерізу до стиснутої та розтягнутої фібри тьобінгу відповідно; R_c та R_u – розрахункові опори чавуну СЧ 21-40 на стиск та розтяг відповідно (40 та 21 МПа відповідно).

$$\frac{257,3}{0,057} - \frac{1,60 \cdot 0,065}{0,00017} = 4514 - 611,8 = 3902,2 \leq 40000 \text{ кН/м}^2,$$

$$\frac{257,3}{0,057} + \frac{1,60 \cdot 0,065}{0,00017} = 4514 + 611,8 = 5125,8 \leq 21000 \text{ кН/м}^2.$$

Умова виконана, запас міцності 4,1...10,25.

Застосовуючи файл Excel for Windows MOUB.xls, разом з розрахунком №1, що виконано, також проведено два додаткові розрахунки оправи перегінного тунелю, результати яких для економії місця не наводяться. Була проведена варіація товщини оправи і її матеріалу, а саме: розрахунок № 2 – оправа із залізобетонних блоків товщиною 20 см (тобто Варіант № 1, див. п. 1.1); розрахунок № 3 – оправа із чавунних тьобінгів з модифікованого чавуну марки МСЧ 28-90 товщиною 15 см (R_c та R_u – розрахункові опори чавуну МСЧ 28-90 на стиск та розтяг відповідно (90 та 28 МПа відповідно).

На рис. 2.4 наведена діаграма зміни силових факторів та мінімального запасу міцності (для зручності презентації змін у відповідності до варіації матеріалу та оправи значення нормальних сил зменшено в 100 разів).

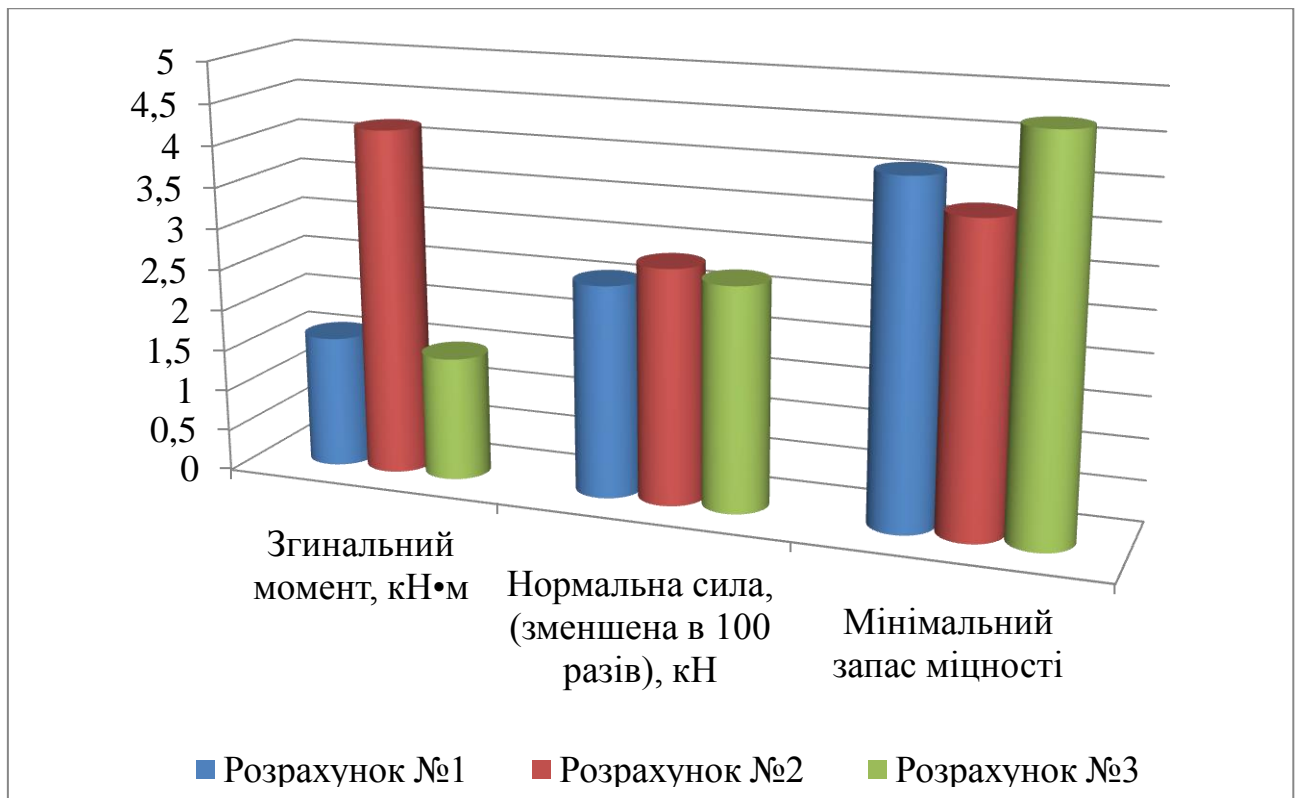


Рисунок 2.4 – Діаграма зміни силових факторів та мінімального запасу міцності

Аналіз діаграми демонструє, що всі три розрахунки знаходяться в доволі близькому діапазоні. Значне збільшення згинального моменту в розрахунку № 2 (оправа із залізобетонних блоків товщиною 20 см) пояснюється більшою деформативністю залізобетону на відміну від чавуну. Мінімальні запаси міцності знаходяться в діапазоні 3,7...4,7 разів, що свідчить про те, що всі додатково розраховані варіанти потенційно можна застосувати для визначених інженерно-геологічних умов (граніт $f=12$). Проте, як було вже відмічено в розділі 1, застосування залізобетонної оправи буде потребувати значно більш серйозної системи гідроізоляції.

3 ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ ПІД ЧАС СПОРУДЖЕННЯ ПЕРЕГІННОГО ТУНЕЛЮ

3.1 Основні відомості про буровибухові роботи

Буро-вибухові роботи (БВР) – це комплекс бурових і вибухових робіт, які виконуються з метою раціонального і безпечного руйнування скельних порід з використанням енергії вибуху. Основна мета бурових робіт – створення шпурів або свердловин для розміщення в них зарядів, визначення кількості і виду вибухових речовин [4, 9].

Вибухові роботи – це сукупність технологічних операцій по підготовці і викликанню вибуху, доставці вибухових речовин, заряджання і забивання шпурів і свердловин з установкою в них детонаторів, монтаж вибухової мережі, її ініціювання. Забиванням називають заповнення вільної від заряду частини шпуру або свердловини інертним матеріалом, який здатний вчинити опір високому тиску газів вибуху, чим підвищується ефективність дії вибуху [12].

Вибуховими речовинами (ВР) називають хімічні з'єднання або механічні суміші, які під впливом зовнішнього імпульсу здатні вибухати. Вибух промислових вибухових речовин проходить у формі детонації, яка поширюється зі зверх звуковою швидкістю по всій масі ВР.

Вибухом вибухових речовин називається надто швидке хімічне перетворення певних речовин або їх сумішей, яке супроводжується виділенням великої кількості тепла і газів, здатних виконувати механічну роботу руйнування і переміщення навколишнього середовища. Для збудження вибуху зарядів промислових вибухових речовин в них розміщуються засоби вибуху, капсулі-детонатори, електродетонатори, детонаторні шнури, вогнепроводний шнур, проміжний детонатор. Патрон-бойовик – патрон вибухової речовини, з зведеним в нього капсуля-детонатором, електродетонатором або обв'язаний детонуючим шнуром. Від патрона-бойка детонують інші патрони або маса вибухової речовини в заряді.

Найбільш ефективним є засіб ініціювання зарядів за допомогою

електродетонаторів, з'єднаних в електричну мережу. По часу розрізняють вибухи раптовий, короткосповільнюваний, сповільнений. Якість БВР при проходці транспортних тунелів рекомендується оцінювати коефіцієнтом використання шпуру. Діаметр шпурів звичайно складає 30...75 мм, а глибина – 5 м. Циліндричні виробки, які мають більший діаметр і глибину, називають свердловинами. Шпури робляться врубовими, відбійними та контурними. Заряджання проводить бригада підричників.

Коефіцієнт використання шпурів визначається співвідношенням:

$$\eta = \frac{L_{зах}}{L_k} < 1;$$

де $L_{зах}$ – довжина заходки, м;

L_k – глибина буріння шпуру, м.

При проходці підземних виробок з використанням БВР потрібно забезпечити задану форму і розміри поперечного перетину виробок; рівномірне дроблення ґрунту і кучне його розташування біля забою, що сприяє підвищенню продуктивності навантаження, високий коефіцієнт використання шпурів, що забезпечує задане у паспорті буровибухових робіт просування забою.

При буровибуховому руйнуванні скельних ґрунтів встановленні допуски на збільшення проектного розміру підземних виробок, які для тунелів становлять 0,15...0,2 м на сторону, а для штольні – 0,75...0,1 м. Ці вимоги в достатній мірі можуть бути забезпечені правильним вибором типу вибухових речовин, величини і конструкції і зарядів, глибини шпурів або свердловин, а також застосуванням контурного (гладкого) вибуху.

3.2 Аналіз інженерно-геологічної ситуації проходки тунелю

Основним видом підготовчих робіт при складанні проекту метрополітену є інженерно-геологічні та гідрогеологічні вишукування, а їх результати

дозволяють проєктувальниками розробити рішення щодо розвитку траси метрополітену, тому в них повинні бути висвітлені геологічні та гідрологічні умови та оцінені всі фактори, які впливають на вибір місця розміщення споруди та подальші умови будівництва. Представлення про геологічну будову масиву по трасі тунелю дають поздовжній і поперечний геологічні розрізи і ряд інших графічних матеріалів, перерахованих у технічних умовах і інструкціях на виробництво інженерно-геологічних вишукувань для проєктування і будівництва метрополітенів і гірських залізничних тунелів.

Інженерно-геологічні умови м. Дніпра представлені скельними породами. Скельні магматичні породи відрізняються високою міцністю та стійкістю, малими деформаціями та слабкою водопроникністю. Дільниці залягання таких порід відповідають процесам будівництва без суттєвих обмежень і часто без застосування складних заходів для забезпечення їх стійкості.

Дніпровська гранітна товща є утворенням, яке зазнало дуже складну історію геологічного розвитку, що включала етапи тектонічної активності, багаторазові деформації. Геологічна будова дільниці перегінного тунелю представлена комплексом осадових чвертинних відкладень, які залягають на архей-протезойському фундаменті (гранітах).

Граніт є магматичною інтрузивною породою, структура якої повнокристалічна, текстура щільна, мінеральний склад: плагіоклаз, кварц, слюда (рис. 3.1).

Сучасні відкладення представлені насипними ґрунтами – асфальтовим покриттям зі щербенистою підсипкою, пісками, суглинками з включеннями будівельного бруду до 10...30 % потужністю 1,5...5,0 м.

Алювіально-делювіальні верхньочвертинних відкладення залягають загальною потужністю від 4,0 м до 12,0 м. Літологічно їх представлено суглинками і пісками.

Середньочвертинні відкладення представлені неоднорідною гравелістою товщею (елювій) – галькою, дресвою, щебенем з піщаним заповнювачем – змістом 30...50 % потужністю 2,0...6,0 м. Напівскельні породи відрізняються

від скельних меншою міцністю та стійкістю, більшою деформаційною здатністю, значною або високою водопроникністю. Вони частіше тріщинуваті, відрізняються великою неоднорідністю та анізотропністю.

Ділянки їх розповсюдження в більшості випадків благоприємні для будівництва різних відповідальних споруд, але часто зі спостереженням окремих обмежень та застосувань складних інженерних заходів для забезпечення стійкості споруд та нормальних умов їх експлуатації.

Чвертинні утворення залягають на протезой-мезозойській корі вивітрювання магматичних порід, представлені дисперсною і уламковою зонами. Тріщинуватість скельних гірських порід є єдиним з вирішальних факторів при їх інженерно-геологічній оцінці. Ступінь тріщинуватості гірських порід визначає ступінь їхнього руйнування. При вирішенні інженерно-геологічних завдань оцінка степені вивітрювання гірських порід має величезне значення, тому що чим вона більше, тим більше й ступінь їх порушення.

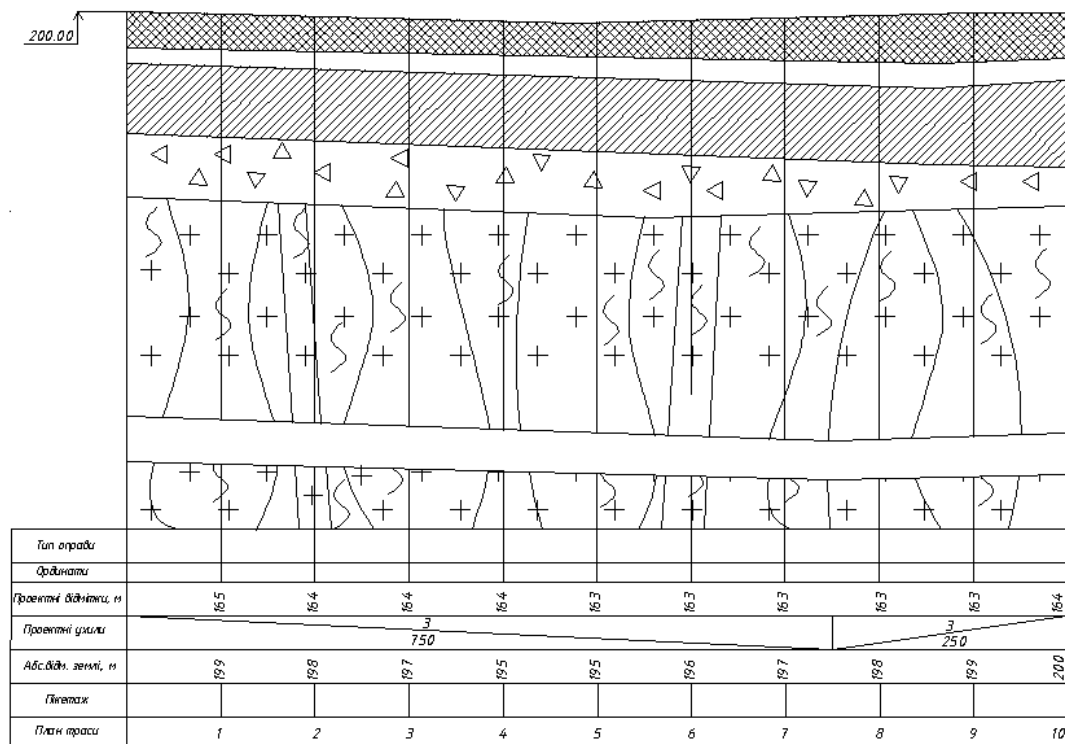


Рисунок 3.1 – Інженерно-геологічна будова ділянки (перегінний тунель)

Фундаментом для більш молодших порід служать архей-протезойські породи, які представлені плагіогранітами сірими.

Скельний масив порушено тектонічними зонами різноманітного характеру, напрямку і потужності. Тектонічні тріщини зазвичай простягаються по декількох взаємно пересікаючими напрямками, визначаючи просторове розміщення поверхонь та зон ослаблення. Тріщинуватість впливає на міцність та стійкість гірських порід; деформацію, характер проявлення деформацій та їх величину та особливо – водоносність. Перегінний тунель метрополітену переважно знаходиться в граніті. Граніти в даному випадку сильно тріщинуваті й водонасичені. Тріщинуватість скельних та напівскельних гірничих порід є одним з вирішальних факторів при їх інженерно-геологічній оцінці. Вона характеризує результат порушення їх механічного руйнування. Ступінь тріщинуватості гірських порід визначає ступінь їхнього руйнування.

Властивості гірських порід, які визначають їх фізичний стан, відношення до води та закономірності зміни міцності та деформування називають фізико-механічними властивостями гірських порід. Їх виражають та оцінюють за допомогою окремих характеристик. Міцність скельних і напівскельних гірських порід прийнято виражати і оцінювати тимчасовим опором стиску, розтягу, зсуву і рідше згину. На міцність гірських порід більший вплив мають їх текстурні особливості, такі як шаруватість і сланцюватість. Фізичні властивості сірого плагіограніту – міцність за М. М. Протод'яконовим граніт $f=12$; питома вага – $2,67 \div 2,72 \text{ т/м}^3$; тимчасовий опір стиску – $100 \div 230 \text{ МПа}$; модуль пружності – $(30 \div 68) \times 10^3 \text{ МПа}$.

3.3 Бурові роботи при проходці підземних виробок

Спосіб суцільного забою із спорудженою збірною оправою розглядається як основний при будівництві перегінних тунелів метрополітену в стійких ґрунтах [6, 8, 10]. Проходка запроєктованого перегінного тунелю проводиться еректорним способом. В даний комплекс входить:

- TAMROCK;
- блокоукладальник;
- породонавантажувальна машина;

- візок для нагнітання розчину за оправу;
- візок для чеканки швів;
- шахтна вагонетка.

Для проходки тунелю в ґрунті, в якому залягає запроєктований перегінний тунель (сірий граніт міцністю за класифікацією професора М. М. Протод'яконова $f=12$), застосуємо буровибуховий спосіб (БВР). Виконання БВР повинне проводитись відповідно до правил виконання і прийняття робіт.

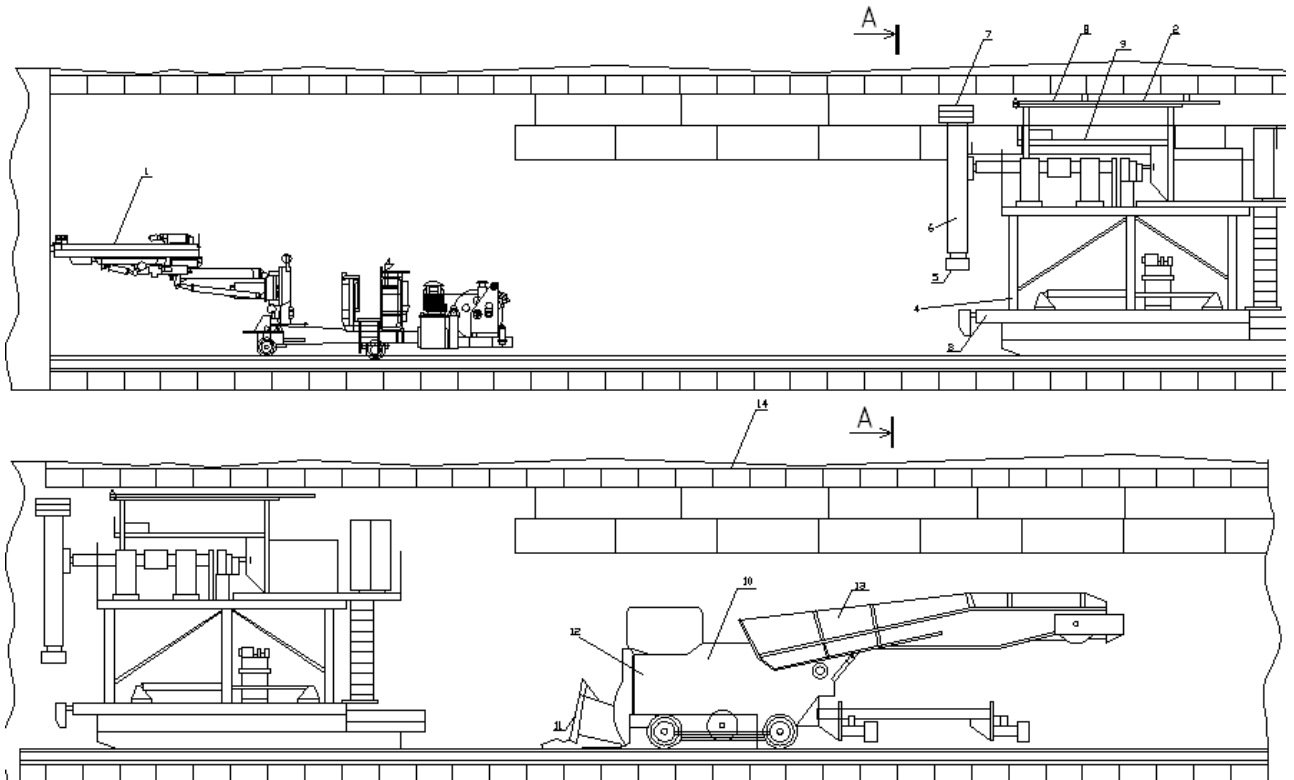


Рисунок 3.2 – Проходка тунелю за допомогою комплексу TAMROCK:

- 1 – бурова установка; 2 – важельний укладальник; 3 – механізм переміщення;
 4 – візок; 5 – захват; 6 – важіль; 7 – противага; 8 – балка; 9 – головний вал;
 10 – породонавантажувальна машина; 11 – ковшовий пристрій; 12 – корпус;
 13 – транспортер; 14 – оправа

Бурові роботи при проходці тунелів виконуються із застосуванням пересувних риштувань, бурових прохідницьких агрегатів TAMROCK (рис. 3.2), оснащених обладнанням для кріплення і анкерів, а вибухові – шляхом заряджання та підривання шпурових зарядів.

При паралельному виконанні операцій прохідницького циклу на суміжних ділянках бурові пристосування не повинні перешкоджати роботі вантажного транспортного устаткування. При виконанні БВР забезпечуються стійкі темпи проходки, передбачені циклограмою, і максимальне наближення профілю виробки до проєктного окреслення при оптимальній витраті вибухових речовин.

БВР в тунельній виробці здійснюють, застосовуючи метод контурного (гладкого) підривання. Для одержання проєктного окреслення тунелів, залишених без оправи або з оправою із набризк-бетону, застосування методу контурного підривання обов'язкове.

На час оббурювання забою укладальник оправи, який оснащений захистом від вибуху, відкочують від забою. Металоконструкція укладальника дозволяє пропускати під ним самохідну бурову каретку. Підірваний ґрунт вантажать у вагонетки породонавантажувальною машиною типу 1-ППН-5.

Після закінчення навантажування ґрунту укладальник підкочують до забою і за допомогою важеля проводять монтаж чергового кільця оправи. Бурова каретка, породонавантажувальна машина, укладальник оправи та вагонетки пересуваються по рейкам, які укладені на платформі. Секції платформи по чергово підтягують до забою гідроциліндрами пересування. В кінці комплексу встановлені технологічний візок з нагнітачами розчину за оправу та платформа зі стріловим переводом. Агрегат обслуговує бригада із 6 чоловік (бурильник та його помічник, два прохідника, машиніст укладальника та нагнітач).

Буріння шпурів і свердловин – один з основних і найбільш трудомістких процесів при БВР. Тривалість і трудомісткість буріння шпурів складає 20...35 %. Від загальної тривалості буріння залежатиме і тривалість прохідницького циклу. Тому при вирішенні питань механізації проведення виробок буро-вибуховим способом особливе значення має вибір обладнання і способів буріння, які б забезпечували у даних умовах найменші витрати часу і праці, а також нормальні санітарно-гігієнічні умови в забої.

Вибір типу бурових машин визначається перш за все механічними характеристиками розробленого ґрунту.

В даному варіанті порода граніт має міцність $f=12$, отже будемо використовувати обертально-ударне буріння. Обертально-ударне буріння виконується важкими бурильними станками, що призначені для буріння свердловин діаметром 85...150 мм глибиною до 100 м.

Тимчасове кріплення виробок при проходці суцільним забоєм в скельних тріщинуватих міцних ґрунтах виконується із застосуванням анкерного або набризк-бетонного кріплення, або з їх суміщенням, визначених проєктом. Набризк-бетон без сітки дозволяється застосовувати як тимчасове кріплення при проходці у скельних тріщинуватих ґрунтах, в яких немає відшарувань і вивалів у період до спорудження постійної оправи.

При проходці виробок у скельних тріщинуватих та вивітрілих ґрунтах, в яких можливі відшарування і вивали, застосовується набризк-бетон, армований металевою сіткою в суміщенні з анкерним кріпленням. При застосуванні набризк-бетону керуються правилами виконання і прийняття робіт, установленими нормами на монолітно-бетонні та монолітні залізобетонні конструкції.

Анкерне кріплення застосовується для тимчасового кріплення виробок на період робіт до спорудження постійної оправи у скельних тріщинуватих ґрунтах з коефіцієнтом міцності від 4 і вище. При цьому, можуть застосовуватися залізобетонні, полімербетонні або металеві анкери. Конструкція анкерів, їх кількість та довжина визначаються проєктом залежно від міцності та стану ґрунту. На анкерне кріплення складається паспорт з урахуванням інженерно-геологічних особливостей кожної ділянки по довжині тунелю і повинен містити такі основні дані: типи анкерів та їх довжину, розміщення по контуру виробки, відстань між ними. В процесі проходки тунелю паспортні дані повинні перевірятися шляхом установлення дослідних анкерів у конкретних виробничих умовах і при необхідності коригуватися.

3.4 Розрахунок оптимальних параметрів БВР

Ефективність проходки тунелів в значній мірі залежить від правильного вибору основних значень БВР, тобто їх оптимальних параметрів: відносних витрат вибухових речовин; лінії найменшого опору (ЛНО); кількості, глибини і діаметрів шпурів; схем розміщення шпурів в забої; величини і конструкції зарядів [4, 9, 14].

Параметри вибухових робіт повинні забезпечувати високий коефіцієнт використання шпурів при вибухові, якісне руйнування ґрунту при найменших обсягах бурових робіт, мінімальне збільшення перетину за контуром виробки, рівномірне дроблення ґрунту і компактність штабеля його біля забою. Значення параметрів залежить від енергетичних властивостей застосованих вибухових речовин, фізико-механічних властивостей ґрунтів, площі поперечного перетину виробки, кількості відкритих поверхонь, глибини заходки і способу виконання вибуху.

Визначаємо глибину заходки $L_{зах}$. Визначення глибини заходки виконується з урахуванням глибини діаметру виробки, характеристики ґрунтів, прийнятої механізації бурових і вантажних засобів зарядів ВР глибини заходок; для нашого випадку вибираємо глибину заходки $L = 3 м$. Найбільш правильним виявляється встановлення глибини заходки в залежності від продовження циклу БВР з урахуванням всіх операцій, що входять в цикл.

1) Задаємо коефіцієнт використання шпуру: при звичайному вибуху $\eta = 0,75 \dots 0,85$; при контурному $\eta = 0,85 \dots 0,95$.

Приймаємо $\eta = 0,85$.

2) Визначаємо глибину комплексу відбійних шпурів L_k :

$$L_k = \frac{L_{зах}}{\eta} = \frac{3}{0,85} \approx 3,5 м;$$

4) Визначаємо тип врубу і його параметри.

Приймаємо центральньо-вертикальний клиновий посилений вруб з числом шпурів – 4 штуки, кут нахилу шпурів до поверхні забою – 63° , відстань між парами шпурів – 35 см.

5) Вибираємо тип вибухової речовини.

Приймаємо – амоніт скельний №1.

6) Вибираємо тип і конструкцію шпурового заряду, визначаємо діаметр патронів вибухової речовини. Заряди всіх шпурів суцільні – із патронів вибухової речовини масою 200...300 гр.

Діаметр патронів вибухової речовини призначають з урахуванням параметрів перетину виробки, геологічних умов і технічних особливостей бурових машин, для міцних ґрунтів (граніт міцністю $f = 12$) $d_n = 32 \text{ мм}$.

Приймаємо: характеристика патронів вибухової речовини – діаметр 32 мм, маса 200 гр., довжина 240 мм.

7) Визначаємо масу вибухової речовини q (кг), що припадає на 1 м шпуру, з урахуванням степеня заповнення (для вибухової речовини в патронах):

$$q_1 = \frac{\gamma \psi K_{зан}}{L_n} = \frac{0,2 \times 1,1 \times 0,75}{0,24} = 0,69 \text{ кг};$$

де: $\gamma = 0,2 \text{ кг}$ – маса;

$\psi = 1,1$ – коефіцієнт впливу ущільнення заряджання (для вибухових речовин в патронах);

$K_{зан} = 0,75$ – коефіцієнт заповнення шпуру;

$L_n = 0,24 \text{ м}$ – довжина патрона вибухової речовини.

8) Визначаємо питому вагу вибухової речовини q_0 (кг/м²).

Найбільш зручною для визначення питомої ваги вибухових речовин при будівництві транспортних тунелів є формула ЦНІДСу:

$$q = \left(0,3\sqrt{f} + \frac{2}{\sqrt{S}} \right) e \psi W = \left(0,3 \times \sqrt{12} + \frac{2}{\sqrt{23,75}} \right) \times 1 \times 1 \times 1,1 \approx 1,2 \text{ кг/м}^2;$$

де S – площа поперечного перетину, $S = \frac{\pi d^2}{4} = \frac{3,14 \times 5,5^2}{4} = 23,75 \text{ м}^2$;

$e = 1$ – коефіцієнт працездатності вибухових речовин;

$W = 1$ – коефіцієнт структури і тріщинуватості скельних ґрунтів;

$\psi = 1,1$ – коефіцієнт ущільнення зарядів.

9) Визначаємо загальну кількість шпурів:

$$N = (N_{ep} + N_{eid}) + N_k + N_n = 33 + 35 + 0 = 68 \text{ шт.};$$

де: $N_{ep}, N_{eid}, N_k, N_n$ – кількість врубових, відбійних, контурних і підшових шпурів відповідно.

10) За формулою проф. Г. І. Покровського:

$$N_{ep} + N_{eid} = \frac{12,7 \times q \times S'}{d^2 \times K_3 \times \Delta \times K} + \sqrt{S};$$

де: S' – площа ядра тунелю, яка дорівнює площі виробки без площі, що припадає на контурні шпури: $S' = S - S_k$;

$d = 3,2 \text{ см}$ – діаметр патрона вибухової речовини, см;

$K_3 = 0,75$ – коефіцієнт заповнення шпурів;

$\Delta = 1$ – зарядження вибухової речовини (питома вага), г/см^3 ;

$K = 1,1$ – коефіцієнт ущільнення заряду

$$S_k = (N_k - 1) \times a \times (W_k + 0,1);$$

де $N_k = \frac{P_k}{a}$ – кількість контурних шпурів;

$a = 0,5$ – відстань між контурними шпурами;

W_k – лінія найменшого опору контурних шпурів

$$W_k = \frac{a}{m} = \frac{0,5}{1,2} = 0,45 \text{ м}$$

$m = 1,2$ – коефіцієнт зближення зарядів приймається для міцних ґрунтів.

P_k – периметр виробки по лінії розміщення контурних шпурів;

$$P_k = 2\pi R = 2 \times 3,14 \times 5,5 = 17,27 \text{ м};$$

$$N_k = \frac{P_k}{a} = \frac{17,27}{0,5} = 34,54 \approx 35 \text{ шт.}$$

$$S_k = (N_k - 1) \times a \times (W_k + 0,1) = (35 - 1) \times 0,5 \times (0,45 + 0,1) = 9,35 \text{ м}^2;$$

$$S' = S - S_k = 23,76 - 9,35 = 14,41 \text{ м}^2;$$

$$N_{sp} + N_{eid} = \frac{12,7 \times q \times S'}{d^2 \times K_3 \times \Delta \times K} + \sqrt{S} =$$

$$\frac{12,7 \times 1,2 \times 14,41}{3,2^2 \times 0,75 \times 1 \times 1,1} + \sqrt{23,76} = 27,87 \approx 29 \text{ шт.};$$

Кількість відбійних шпурів: $29 - 4 = 25$ шт.

11) Маса контурного заряду визначаємо за формулою:

$$q_k = L_k \times K_k = 3,5 \times 0,2 = 0,7 \text{ кг};$$

де $L_k = 3,5 \text{ м}$ – довжина контурного шпуру, м;

$K_k = 0,2 \text{ кг/м}$ – лінійна маса заряду в контурних шпурах.

12) Маса всіх контурних зарядів визначаємо за формулою:

$$Q_k = q_k \times N_k = 0,7 \times 35 = 24,5 \text{ кг}.$$

13) Середня маса заряду решти шпурів:

$$q_{сер} = \frac{Q - Q_k}{N - N_k} = \frac{85,6 - 24,5}{68 - 35} \approx 1,97 \text{ кг};$$

де Q – кількість вибухових речовин на цикл:

$$Q = q \times S \times W = 1,2 \times 23,76 \times 3 = 85,6 \text{ кг}$$

$W = 3 \text{ м}$ – глибина заходки, м.

14) Маса заряду врубового шпуру: $q_в = 1,2 \times q_{сер} = 1,2 \times 1,97 \approx 2,2 \text{ кг}$

15) Маса всіх врубових зарядів: $Q_{вп} = q_в \times N_B = 2,2 \times 4 = 8,8 \text{ кг};$

16) Маса зарядів відбійних шпурів:

$$Q_{від} = q_{сер} \times (N_{від} + N_n) = 1,97 \times 25 = 49,3 \text{ кг};$$

17) Загальна маса на цикл:

$$Q_y = Q_k + Q_{вп} + Q_{від} = 24,5 + 8,8 + 49,3 \approx 82,6 \text{ кг};$$

18) Уточнена питома витрата вибухових речовин:

$$q_0 = \frac{Q_y}{S \times W} = \frac{82,6}{23,75 \times 3} \approx 1,16 \text{ кг/м}^2.$$

Електропідривна мережа складається із магістральних і дільничних провідників і електродетонаторів з вивідними провідниками. Розрахунок електричної мережі рекомендується здійснювати в наступній послідовності:

1. Визначаємо схему з'єднання зарядів. Тип схеми залежить від кількості зарядів, що підлягають вибухові, і технології роботи. При вибуху ми застосовуємо послідовну схему з одиничними з'єднаннями.

2. Приймаємо типи електродетонаторів і ступінь їх сповільнення згідно з черговістю вибуху зарядів. Приймаємо запобіжний електродетонатор миттєвої дії Д-8-ПМ.

3. Згідно з кількістю зарядів і умовами їх підривання вибираємо підричну

машинку – конденсаторний підривний прилад КВП-1/100М з напругою на конденсаторі 600...650 В, найбільшим опором – 320 θ м.

4. Визначаємо необхідну кількість провідників залежно від схеми з'єднання зарядів. При виборі площі перетину провідників керуються із допустимого опору мережі і необхідності забезпечення достатньої її механічної міцності.

Магістральні провідники згідно з ГОСТ 6285-74 випускають двох типів: ВП-0,8 і ВП-0,7-2 з опором провідника 37 θ м і 50 θ м відповідно на 1 км.

Мінімальна довжина магістралі за умови безпеки 150 м. При використанні кабелю – його не доводять до забою на 75 м для того, щоб на пошкодити його при вибуху зарядів. Приймаємо магістральний провідник ВП-0,8. Для з'єднувальних провідників застосовуємо провідники ВП з мідною жилою площею $0,196\text{мм}^2$ з опором 93 θ м на 1 км.

Визначаємо опір електропідривної мережі і силу в кожному електродетонаторі.

При послідовній мережі з одиночними електродетонаторами:

$$R_{мер} = R_m + NR_{ед} + (N - 1)Z ;$$

$$I = \frac{E}{R_{мер}} A;$$

При послідовній схемі з паралельним з'єднанням електродетонаторів:

$$R_{мер} = \frac{R_m + NR_{ед}}{4 + (0,5N - 1) \times r} ;$$

$$I = \frac{E}{2R_{мер}} A;$$

де $R_{мер}$ – загальний опір мережі, θ м;

I – сила струму;

R_m – опір магістральних провідників, θ м;

N – кількість електродетонаторів;

R_{ed} – опір одного електродетонатора;

Z – опір з'єднувального провідника, Ω ;

E – напруга в мережі, В.

Після повного розрахунку параметрів БВР складають його паспорт, який є основним технічним документом, по якому виконують всі БВР при проходці підземних виробок. Паспорт БВР визначає основні параметри вибухових робіт і згідно з нормативними документами включає такі дані: гірничо-геологічну характеристику умов проходки: назву виробки, групу ґрунтів, їхня міцність по шкалі М. М. Протод'яконова, елементи залягання, тріщинуватість масиву, обводненість забою, площу розміри поперечного перетину виробок, величину заходки за цикл; кількість; глибину розташування шпурів з урахуванням проєктного контуру виробки; вихід буріння на заходку, на 1 м виробки, на 1 м³ гірничої маси; конструкції зарядів (врубових, відбійних, контурних; тип вибухової речовини, що застосовується; витрати ВР і ЗВ на заходку, на 1 м виробки, на 1 м³ гірничої маси; кількість ступенів сповільнення, послідовність підривання зарядів; величину зарядів шпурів, сумарну масу заряду на кожному ступіні сповільнення; матеріал і величину забійки; кількість ґрунту, що підлягає підривним роботам; схему з'єднання зарядів в електричній мережі; відомості про міри безпеки).

Всі ці дані приводяться в вигляді наступних схем (рис. 3.3 і 3.4) і таблиць 3.1 і 3.2:

- схема розміщення шпурів в трьох проєкціях;
- таблиця умов і показників вибухових робіт;
- таблиця шпурових зарядів;
- таблиця характеристики електричної мережі;
- таблиця основних мір безпеки.

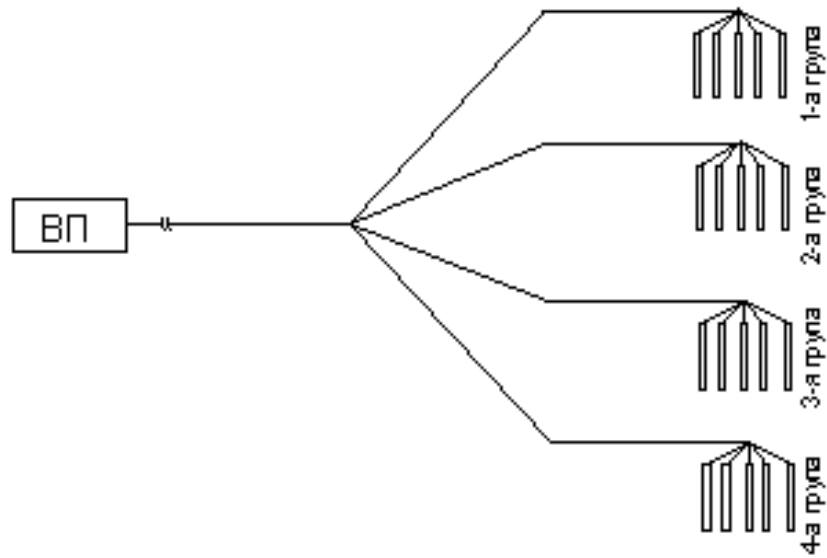


Рисунок 3.3 – Схема електричної мережі

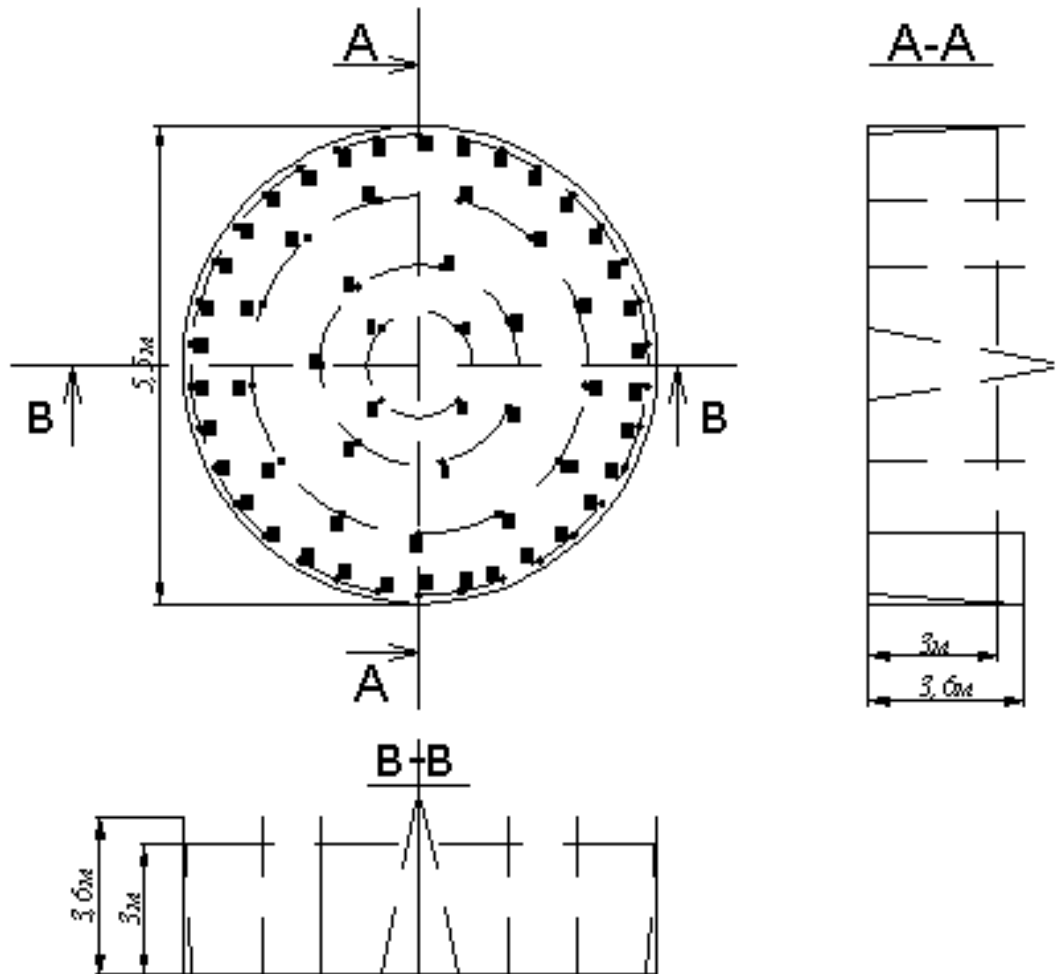


Рисунок 3.4 – Розміщення шпурів (паспорт БВР)

Таблиця 3.1 – Параметри БВР

Умови і показники вибуху	Одиниці виміру	Кількість
Площа поперечного перерізу виробки	м ²	23,75
Коефіцієнт міцності породи	–	12
Глибина заходки	м	3
Коефіцієнт використання шпуру	–	0,85
Глибина комплекту шпурів	м	3,5
Загальна кількість шпурів в забої	шт.	64
В тому числі: врубових	шт.	4
відбійних	шт.	25
контурних	шт.	35
підшових	шт.	0
Питома витрата вибухової речовини	кг/м ³	1,16
Витрати вибухової речовини на заходку	кг	82,6
Вихід породи за 1 вибух (в масиві)	м ³	71,3
Загальна кількість шпурометрів за цикл	м	224
Вихід шпурометрів на 1 м ³ породи	м	3,14
Бурові механізми		БУР-2

Таблиця 3.2 – Таблиця шпурових зарядів

Номери шпурів	Назва шпурів	Довжина, м	Кут нахилу, град	Кількість шпурів	Величина заряду		Черговість підривання
					один	група	
1-4	Врубіві	3,6	63	4	2,2	8,8	миттєво
5-11	Відбійні	3,5	90	7	1,97	13,8	25 мс
12-33	Відбійні	3,5	90	18	1,97	35,5	50 мс
31-64	Контурні	3,5	5	35	0,7	24,5	75 мс

3.5 Розрахунок електровозної відкатки породи

Відкатка породи здійснюється вагонетками типу Главтунельметробуду із глухим кузовом, ємністю 1,5 м³, потяг вагонеток формується і пересувається за допомогою контактної електровоза – 10 КР-2.

1. Кількість вагонеток визначається за формулою:

$$n = \frac{V_n}{N_g \cdot \kappa}, \quad (\text{шт})$$

де n – потрібна кількість вагонеток; V_n – об'єм породи, що розробляється за один цикл; N_g – об'єм вагонетки; κ – коефіцієнт заповнення вагонетки породою (приймається рівним 0,8, тобто 80 % вагонетки вважаються заповненими).

$$n = \frac{38}{1,5 \cdot 0,8} = 31,66 \text{ шт.}$$

Приймаємо $n = 32$ шт.

2) Визначаємо кількість вагонеток, яку може потягти електровоз з умови зрушення:

$$z(G + G_o) \leq \frac{F_T}{W_{on} + W_i + W_{TP}} - P_c;$$

де z – кількість вагонеток;

F_T – тяга електровозу;

W_{on} – опір зрушення вагонеток з місця;

W_i – опір ухилу перегінного тунелю (співпадає із значенням ухилу в проміле);

W_{TP} – опір руху потягу із ґрунтом при зрушенні з місця;

P_c – загальна вага електровозу, в тонах;

G – вага породи у вагонетці;

G_o – вага порожньої вагонетки.

$$z(4,05 + 0,76) \leq \frac{1700}{12 + 3 + 5,5} - 10;$$

$$z \cdot 3,29 \leq 92,92$$

$$z \leq 28,24$$

Приймаємо $z = 28$ шт.

3. Визначаємо кількість вагонеток, яку може зупинити електровоз з умови руху вниз:

$$z(G + G_o) \leq \frac{1000 \cdot \psi \cdot P_c}{110a_T + W_i - W_{ГР}} - P_c;$$

де ψ – коефіцієнт зчеплення ведучих коліс з рейками;

a_T – коефіцієнт опору при умові руху вниз;

$W_{ГР}$ – опір руху потягу із ґрунтом при умові руху вниз.

$$z(4,05 + 0,76) \leq \frac{1000 \cdot 0,24 \cdot 10}{110 \cdot 0,4 + 3 - 6} - 10 ;$$

$$z \cdot 3,29 \leq 58,53$$

$$z \leq 17,79$$

Приймаємо $z = 17$ шт.

4. Визначаємо необхідну кількість потягів, для відкатки породи:

$$N = \frac{n_6}{z};$$

де N – необхідна кількість потягів;

n_6 – кількість вагонів, необхідних для відкатки породи;

z – кількість вагонеток на один електровоз.

$$n = \frac{32}{17} = 1,8;$$

Приймаємо 3 електровози, один з яких – запасний.

3.6 Монтаж чавунної оправи

До числа важливих умов ведення монтажних робіт, що забезпечують, правильність укладання та надійність роботи зібраного кільця оправи, ставиться особлива старанність очищення бортів, постановки болтових зв'язків і тимчасових оправлень конічної форми, натягу болтів. Постановка болтів і їхній натяг проводиться відразу після укладання чергового елемента.

При збірці оправи особливу увагу звертаються на забезпечення та збереження правильного колового обриса, який контролюється в кожному кільці вимірами величин горизонтального і вертикального діаметрів (припустимі відхилення $\delta \pm 25$ мм). Виконують стеження за тим, щоб кільцеві борти кожного зібраного кільця перебували в одній площині.

Чавунні тубінги оправи подають безпосередньо, до захватного пристрою механічного укладальника на спеціальних вагонетках платформного типу. Для прикріплення цих елементів до захвата укладальника звичайно використовують болтові отвори, наявні в кругових бортах, або отвору в додатковому ребрі.

Зборку бокових нормальних елементів варто виконувати особливо ретельно. Монтаж наступних елементів допускається вести лише після перевірки правильності укладання попередніх. Ключовий елемент заводять на місце останнім, при його установці важіль укладальника переміщається радіально (рис. 3.5).

Одночасно з укладанням блоків повинна проводитися постановка гідроізоляційних шайб і натяг болтів за допомогою електричного або пневматичного інструмента, що забезпечує розрахункове напруження болтів з наступним догвинчуванням.

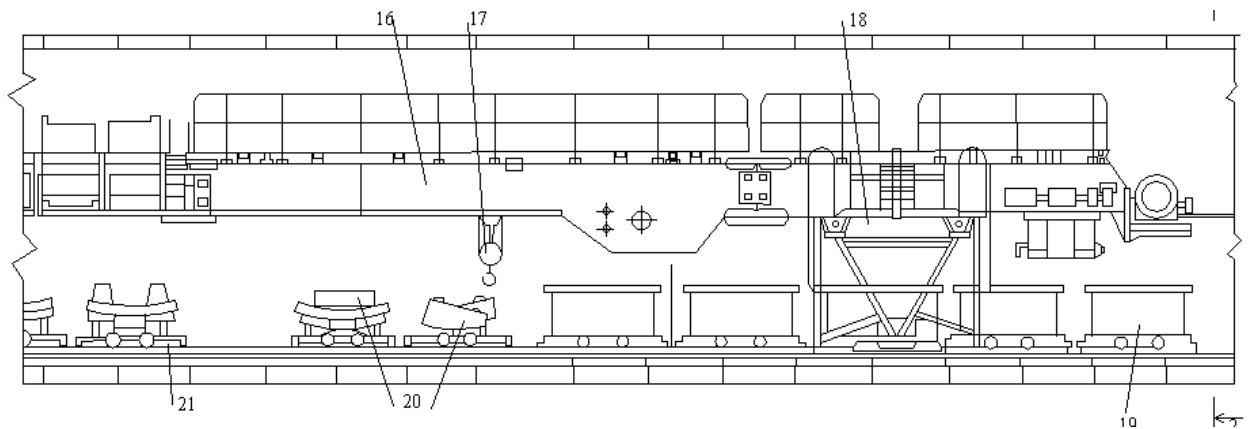


Рисунок 3.5 – Технологічний процес монтажу оправи

3.7 Нагнітання за оправу

Основне призначення нагнітання за оправу полягає в заповненні порожнин в оточуючому породному масиві, із метою запобігання деформацій від власної ваги, попередження стрімкого розвитку гірського тиску та осідання поверхні і деякого поліпшення гідроізоляції оправи.

Нагнітання підрозділяється на первинне, повторне і контрольне. Для первинного нагнітання можна застосовувати цементно-піщані розчини. Повторне і контрольне нагнітання при заповненні порожнин за оправою здійснюють цементним молоком.

Первинне нагнітання виконують негайно після монтажу оправи. Матеріалами для нагнітання служать цементно-піщані розчини на цементах всіх сортів, в умовах агресивного середовища – приготовлені з спеціальними добавками.

В стійких та щільних ґрунтах первинне нагнітання можна виконувати до рівня горизонтального діаметру останнього кільця, яке збирається, а на всю висоту кільця з відставанням не більше трьох кілець.

Нагнітання сухого матеріалу виконують за допомогою пневматичних машин (пневмонагнітачів), розташованих на допоміжному візку, під тиском 3...5 кгс/см² (0,3...0,5 МПа). Правильно підібраний состав розчину забезпечує однорідне, міцне й щільне заповнення. Состав розчину підбирається залежно від умов водонасичення породи.

Шви між збірними елементами (сегментами) оправи повинні бути також ретельно ущільнені. Нагнітання розчину повинно здійснюватися безперервно до повного заповнення пустот. Нагнітання виконується знизу-вгору по кільцю у всі отвори та спинки блоків, тубінгів з обох сторін вертикальної осі оправи тунелю. Після закінчення робіт з нагнітання та одне-дводобової витримки контролюють якість виконаних робіт ретельним оглядом і перевіркою всіх отворів для нагнітання й ведуть їхній облік у спеціальному журналі.

Контрольне (повторне) нагнітання виконується для заповнення порожнин між оправою та ґрунтом, які залишились після первинного нагнітання, а також усадкових та інших тріщин в затверділому розчині первинного нагнітання.

Контрольне нагнітання цементного молока за збірні оправи виконують по всьому периметру і здійснюється за допомогою поршневого насоса під тиском відставанням на 30...50 м від забою.

Свердловини для контрольного нагнітання бурять до ґрунту в місцях пересікання швів (в хрестовинах). Контрольне нагнітання в пробурені отвори виконують через ін'єктори, які оснащені пружинним ущільнювачем для герметизації устя свердловини, манометрами із запобіжною камерою для контролю за тиском нагнітання та пробковим краном для запобігання витікання розчину через оправу.

Нагнітання виконується доки не припиниться поглинання розчину при граничному тиску, заміряному в усті свердловини. Максимально допустимий тиск нагнітання за збірну залізобетонну оправу (за проєктом) – 2...5 кгс/см² (0,2...0,5 МПа).

Після закінчення всіх робіт з нагнітання, отвори в оправі повинні бути щільно закриті за допомогою металевих пробок з азбестоцементними шайбами. Для цього свердловини очищають від розчину на глибину не менше 50 мм, продувають, промивають водою, а потім зачеканюють ущільнювальною сполукою.

3.8 Гідроізоляційні роботи

Для гідроізоляції чавунної оправи проводять чеканку за допомогою спеціальних замазок або шнурів, що ущільнюють пневматичними карбувальними молотками, так як вода може проникати в тунель через болтові отвори, шви, отвори для нагнітання, а також мікротріщини.

Матеріалами для гідроізоляції стиків чавунних елементів оправи служать спеціальні замазки, що мають в основі водонепроникний безусадочний цемент (ВБЦ) або полімерні матеріали у вигляді епоксидно-фуранової мастики.

При ущільненні замазки в чеканці швів елементів вживають заходів проти їхніх ушкоджень. Для цього на піки рубильно-чеканючих молотків надягають пружні наконечники.

Всі гідроізоляційні роботи ведуть за принципом потоковості при двох або трьох допоміжних візках, але там, де положення кілець у породі повністю стабілізувалося. Роботи повинні проводитися ланковим методом із забезпеченням можливості підвищення продуктивності праці.

Робочі площадки візка розташовуються так, що з них був забезпечений вільний доступ до будь-якого місця периметра тунельної оправи й виконання операцій нагнітання, чеканки швів і монтажних робіт без перерви руху тунельного транспорту.

Нижче наведено циклограму виконання робіт на один цикл.

шкідливих компонентів. Крім того, споживання людьми кисню з повітря в обмеженому об'ємі тунелю, витрачання його на технологічні та окисненні процеси призводять до поступового зменшення його сполук, що небезпечно для працюючих. Тому організований штучний або природний обмін повітря при проходці та експлуатації тунелю є обов'язковим для створення безпечних і нормальних умов в ньому.

Вміст в повітрі підземної виробки шкідливих речовин (CO , CO_2 , оксиди азоту N_nO_m , вуглеводні C_nH_m , альдегіди (формальдегід $-\text{НСОН}$, акролеїн $\text{CH}_2\text{CHСОН}$, бензопирен $\text{C}_{20}\text{H}_{12}$, свинець Pb , сірковий ангідрид – SO_2 , фотооксиданти тощо) зменшують до гранично допустимої концентрації (ГДК) шляхом провітрювання. Згідно з цим необхідна кількість повітря, яке подається в забій визначається в залежності найбільшого числа людей, які одночасно працюють в тунелі; газів від вибухових та електрозварних робіт; виносу пилу; газів, які виділяються із масиву гірських порід або підземних вод (CH_4 , CO_2 , H_2S тощо). Із перелічених факторів в розрахунок приймається найбільша кількість повітря.

Розрахунок провітрювання за кількістю робітників, які знаходяться у виробці проводиться за формулою

$$Q = 6m,$$

де $6 \text{ м}^3/\text{хв}$ – норма подачі чистого повітря на оду людину; m – найбільша кількість людей, які знаходяться в тупиковій виробці.

$$Q = 6 \cdot 9 = 54 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

При виконанні БВР приймається схема приточно-витяжної вентиляції, яка розраховується за формулою А.І. Ксенофонтової. Кількість повітря необхідного для подачі в забій визначається по допустимості концентрації окису вуглецю (0,008 %), через 30 хв. після вибуху.

Необхідна кількість повітря:

$$Q = \frac{6}{t} \cdot \sqrt{A \cdot S \cdot (75 + A)} \quad \text{м}^3 / \text{хв};$$

де t – час провітрювання;

A – витрати вибухової речовини за один вибух.

$$A = 0,4 \cdot 54 = 21,6 \quad \text{кг};$$

S – площа забою.

$$S = \pi \cdot R_n^2 = 3,14 \cdot 2,75^2 = 23,75 \quad \text{м}^2;$$

$$Q = \frac{6}{30} \cdot \sqrt{21,6 \cdot 23,75 \cdot (75 + 21,6)} = 44,51 \quad \text{м}^3 / \text{хв};$$

Також проведемо розрахунок кількості повітря по пиловому фактору, основними джерелами якого є буріння шпурів, вибухові роботи, робота ППМ та щитів, транспортних машин. Інтенсивність надходження пилу різна в залежності від характеру виробничих процесів.

Так, інтенсивність надходження пилу при навантаженні різними навантажувальними машинами визначаються по формулі:

$$I_{\text{п}} = \delta P p,$$

де δ – коефіцієнт, який враховує інтенсивність зрошення водою (для сухих порід $\delta = 0,28$, при зрошенні перед навантажуванням $\delta = 0,014$, при зрошенні пиломочувальними добавками $\delta = 0,009$);

P – продуктивність машини, т/год;

p – питома пиловиділення, яке залежить від типу машини, т/год.

$$I_{\text{п}} = 0,009 \cdot 5 \cdot 8 = 0,36 \quad \text{м}^3 / \text{хв}.$$

Після розрахунку потрібної кількості повітря із трьох значень обираємо найбільше, тобто $Q = 54 \text{ м}^3 / \text{хв}$, яке застосовується надалі при розрахунку потрібної кількості вентиляторів.

Коефіцієнт доставки:

$$\eta = \left(\frac{k \cdot d \cdot z}{3m} \sqrt{R+1} \right)^2 = \left(\frac{0,002 \cdot 0,6 \cdot 900}{3 \cdot 2,5} \sqrt{8,1+1} \right)^2 = 0,3$$

k – коефіцієнт питомої стикової повітряпроникливості, котрий для сталевих труб дорівнює 0,002;

d – діаметр труб в м;

z – довжина повітряпроводу;

m – довжина ланки труби в м (приймаємо вентиляційні труби діаметром 0,6 м, одна з яких служить для відкачки повітря, інша – для подачі свіжого);

R – аеродинамічний опір трубопроводу.

Аеродинамічний опір трубопроводу складає:

$$R = 6,5 \cdot \alpha \cdot \frac{z}{d^3} = 6,5 \cdot 0,0003 \cdot \frac{900}{0,6^3} = 8,1 \text{ кіломюрів}$$

α – коефіцієнт аеродинамічного опору.

Для визначення необхідної виробки вентилятора враховують втрати повітря через нещільність в трубопроводах. Розрахункова виробка вентилятора дорівнює:

$$Q_s = \eta \cdot Q = 1,7 \cdot 54 = 91,8 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

Втрати напору (депресія) в вентиляційному трубопроводі визначається по формулі

$$h = RQQ_6 = 16,38 \cdot 54 = 884,52 \text{ мм.вод.ст}$$

По депресії, використовуючи характеристики вентиляторів, підбираємо швидкість повітря V через вихідний отвір вентилятора 5 м/с.

Площа вихідного отвору:

$$F_6 = \frac{Q_6}{V} = \frac{3,4}{5} = 0,68 \text{ м}^2$$

Приймаємо вентилятор ВМ-6м – Діаметр: 1,1 м. Площа: 0,775 м²

Розрахункова виробка вентилятора підраховується по формулі:

$$Q_b = \eta \cdot Q = 0,3 \cdot 54 = 16,2 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

η – коефіцієнт доставки, який враховує втрати повітря через нещільності в трубопроводах.

ВИСНОВКИ

1. Проведене варіантне проектування, розроблені три варіанти оправи (№ 1 – Оправа із залізобетонних блоків; № 2 – Оправа із залізобетонних блоків з лотковим блоком; №3 – Оправа із чавунних тюбінгів).

2. Виконане техніко-економічне порівняння варіантів, яке доводить, що найбільш економічним з позиції трудовитрат є Варіант №3, що вірно із урахуванням інженерно-геологічних умов (граніт $f=12$, великі водопритоки, зони тектонічного порушення, дроблення порід).

3. Обґрунтовано параметри оправи перегінного тунелю шляхом визначення навантажень на оправу перегінного тунелю і розрахунку оправи за методом О. Ю. Бугаєвої. Була проведена варіація товщини оправи і її матеріалу, що дозволила дослідити їхній вплив на силові фактори, мінімальні запаси міцності знаходяться в діапазоні 3,7...4,7 разів.

4. Обґрунтовано параметри буровибухових робіт під час спорудження перегінного тунелю, отримано дані про схему розміщення шпурів в трьох проекціях, умови і показники вибухових робіт (паспорт БВР) та характеристики електричної мережі.

5. Розроблено технологію спорудження перегінного тунелю в умовах Дніпровського метрополітену (виконано розрахунок електровозної відкатки породи і вентиляції під час вибухових робіт, розроблено цикли монтажу, нагнітання за оправу та гідроізоляційних робіт).

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Айвазов, Ю. М. Проектування метрополітенів (у 3-х частинах). Начальний посібник. Частина 1 [Текст] / Ю. М. Айвазов. – Київ: НТУ, 2006. – 166 с.
2. Гайко, Г. І. Конструкції кріплення підземних споруд: Навчальний посібник [Текст] / Г. І. Гайко. – Алчевськ: Дон ДНУ, 2006 – 133с.
3. ДБН В.2.3-7-2010. Споруди транспорту. Метрополітени [Текст]. – Київ : Мінрегіонбуд України, 2011. – 195 с.
4. Єдині правила безпеки при вибухових роботах [Текст]. – Київ: Норматив, 1992. – 204 с.
5. Заворицкий, В. И. Проектування підземних транспортних споруд [Текст] / В. И. Заворицкий. – Київ : Будівельник, 1975. – 204 с.
6. Петренко, В. И. Сучасні технології будівництва метрополітенів в Україні [Текст] / В. И. Петренко, В. Д. Петренко, А. Л. Тютюкін. – Дніпропетровськ: Наука і освіта, 2005. – 252 с.
7. Петренко, В. І. Станції метрополітену: конструкції та спорудження [Текст]: навчальний посібник / В. І. Петренко, В. Д. Петренко, О. Л. Тютюкін. – Д.: Вид-во «Нова ідеологія», 2012. – 164 с.
8. Петренко, В. Д. Спорудження тунелів щитовим способом. Методичні вказівки до курсового проектування [Текст] / В. Д. Петренко, В. Т. Гузченко, О. Л. Тютюкін, В. П. Купрій. – Д.: Нова ідеологія, 2010. – 56 с.
9. Петренко, В. Д. Проектування буровибухових робіт під час будівництва тунелів. методичні вказівки для курсового та дипломного проектування [Текст] / В. Д. Петренко, В. Т. Гузченко, О. Л. Тютюкін. – Д. : Нова ідеологія, 2011. – 29 с.
10. Тютюкін, О. Л. Дослідження напружено-деформованого стану обробки перегінного тунелю із урахуванням технологічних процесів / О. Л. Тютюкін // Вісник Дніпропетровського національного університету залізничного транспорту ім. акад. В. Лазаряна, 2008. – № 20. – С. 169-173.

11. Тютюкін, О. Л. Теоретичні основи визначення напружено-деформованого стану глинистого породного масиву як в'язко-пружно-пластичного середовища/ О. Л. Тютюкін // Вісник Дніпропетровського національного університету залізничного транспорту імені академіка В. Лазаряна, 2008. – № 21. – С. 201-206.
12. Тютюкін, О. Л. Основи енергетичного підходу до аналізу напружено-деформованого стану системи «кріплення–масив» / О. Л. Тютюкін // Вісник Дніпропетровського національного університету залізничного транспорту імені академіка В. Лазаряна, 2009. – №26. – С. 141-146.
13. Тютюкін, О. Л. Теоретичні основи комплексного аналізу тунельних конструкцій [Текст] / О. Л. Тютюкін. – Дніпро : Журфонд, 2020. – 260 с.
14. Petrenko, V. Substantiating parameters of short-delay blasting and seismic safety while constructing the inclined tunnel / V. Petrenko, N. Bondarenko, V. Miroshnyk, M. Burskyi, V. Konoval // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 1156, 012010. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012010>