

ДВНЗ «Донецький Національний Технічний Університет»
(повне найменування вищого навчального закладу)

Факультет «Гірничий»
(повне найменування інституту, назва факультету)

Кафедра «Розробки родовищ корисних копалин»
(повна назва кафедри)

«До захисту допущено»
Завідувач кафедри
_____/Єфремов І.О./
“ ” _____ 2023_року

Випускна кваліфікаційна робота

магістр
(освітньо-кваліфікаційний рівень)

на тему: «Обґрунтування параметрів підтримання гірничих виробок ш. «Капі-
тальна» ДП Мирноградвугілля в умовах інтенсивного підняття підш-
ви»

Виконав: студент 2 курсу, групи РРКЗм-21

напряму підготовки (спеціальності) 184 «Гірництво», спеціалізація «Розробка
родовищ корисних копалин»
(шифр і назва напряму підготовки, спеціальності)

Щербина К.В.
(прізвище та ініціали) (підпис)

Керівник зав. каф. РРКК, д.т.н., Єфремов І.О.
(посада, наук. ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали) (підпис)

Рецензент _____
(посада, наук. ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали) (підпис)

*Засвідчую, що у цій кваліфікаційній
роботі немає запозичень з праць ін-
ших авторів без відповідних посилань.
Студент Щербина К.В. _____
(підпис)*

Луцьк – 2023 р

ДВНЗ «Донецький Національний Технічний Університет»

Факультет Гірничий

Кафедра Розробка родовищ корисних копалин

Освітньо-кваліфікаційний рівень (освітній ступінь) магістр

Напрямок підготовки (спеціальність) 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

/Єфремов І.О./

“ ” 2023 року

З А В Д А Н Н Я НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРУ

Щербина Костянтин Вадимович

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи: Обґрунтування параметрів підтримання гірничих виробок ш. «Капітальна» ДП Мирноградвугілля в умовах інтенсивного підняття підпошви

керівник роботи Єфремов Ігор Олексійович, д.т.н., проф

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом № від “ ” 2023 року

2. Строк подання студентом роботи 15 травня 2023 року

3. Вихідні дані до роботи матеріали, зібрані відповідно до завдання під час проходження переддипломної практики

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити: загальна характеристика стану підземних гірничих виробок ш. Капітальна, аналіз проблем стійкості гірничих виробок на підприємстві, огляд літератури щодо причин і механізмів підняття підпошви на великих глибинах, аналіз способів боротьби з підняттям підпошви, вибір раціонального способу боротьби з підняттям підпошви, обґрунтування параметрів запропонованого способу в умовах в умовах ш. Капітальна ДП Мирноградвугілля

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): схема розкриття, викопіювання з плану гірничих виробок, паспорт проведення і кріплення виробки, картини розподілу напружень навколо виробки, запропонована схема зміцнення порід, результати розрахунків

6. Консультанти розділів роботи

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

7. Дата видачі завдання 26 лютого 2023 року

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ п/п	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи	Примітка
1	Аналіз гірничо-геологічної і гірничо-технічної документації підприємства	05.03.2023	
2	Аналіз стійкості гірничих виробок ш. Капітальна ДП Мирноградвугілля	15.03.2023	
3	Розрахунок зміщень контура виробки	25.03.2023	
4	Огляд літературних джерел	01.04.2023	
5	Вибір типу анкерів для кріплення порід підшви	15.04.2023	
6	Вибір параметрів армування підшви штреку анкерним кріпленням	20.04.2023	
7	Розрахунок ефективності впровадження заходів з армування підшви	01.05.2023	
8	Охорона праці	05.05.2023	
9	Оформлення роботи і підготовка до захисту	10.05.2023	

Студент

_____Щербина К.В.
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник роботи

_____Єфремов І.О.
(підпис) (прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Щербина К.В. Обґрунтування параметрів підтримання гірничих виробок ш. «Капітальна» ДП Мирноградвугілля в умовах інтенсивного підняття підосви / Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «магістр» за спеціальністю 184 «Гірництво». – ДВНЗ ДонНТУ, Луцьк, 2023.

Магістерська робота присвячена вирішенню актуального завдання вибору і обґрунтування доцільного способу боротьби з підняттям порід підосви в гірничих виробках пл. І₃ ВП «Шахта «Капітальна» ДП «Мирноградвугілля».

Проведений аналіз стану виробок вказує, що переважною формою проявів гірського тиску є надмірне і неконтрольоване пучіння. Підняття підосви в конвеєрному штрекі було 0,7-1,0 м і становило серйозну загрозу ритмічній роботі транспорту.

Аналіз літературних джерел дозволив зробити висновок, що найкращим варіантом, що використовується найбільш широко в світовій практиці є армування порід підосви анкерами. Після аналізу було зроблено вибір програмного комплексу Ansys для проведення розрахунків стійкості порід підосви.

Аналіз результатів моделювання показав, що армування позитивно впливає на підняття підосви. Встановлення анкерних болтів суттєво змінює розмір і форму областей деформації. Встановлено, що мінімальна довжина анкерів в підосві повинна становити 2,0 м. Збільшення довжини анкерів не дає додаткового ефекту. На основі проведених досліджень було обрано наступні складові елементи кріплення рамне металеве кріплення КПШУ 17,7, сталеві полімерні анкери довжиною 2,4 м і діаметром 0,32 мм з арматурної сталі з закріпленням полімерним клеєм Локсет – для кріплення порід підосви. Порівняння варіантів підтримання виробки вказує, що запропонований варіант на 13,4% дешевше ніж шахтний.

Ключові слова: пучіння, гірські породи, шахта, зміцнення, анкер.

ABSTRACT

Shcherbyna K.V. Justification of the parameters of maintenance of mining roadways Kapitalna Mine SE “Mirnogradvugillia” in conditions of intensive raising of the floor heave / Graduation qualifying work for obtaining an educational degree «Master» specialty 184 «Mining». - SHEI DonNTU, Lutsk, 2023.

The master's thesis is devoted to solving the urgent problem of choosing and substantiating an expedient method of combating the floor heave in coal seam l_3 of Kapitalna Mine SE “Mirnogradvugillia”. The analysis of the state of the mine roadways indicates that the predominant form of mine pressure is excessive and uncontrolled floor heaving. The rise of the floor heave in the conveyor roadway was 0.7-1.0 m and posed a serious threat to the rhythmic operation of the transport.

The analysis of literary sources made it possible to conclude that the best option, which is used most widely in world practice, is the reinforcement of the floor rocks with rockbolts. After the analysis the Ansys software complex was selected for calculations of the rock mass stability.

Analysis of the simulation results showed that the reinforcement has a positive effect on the floor heave. Installation of rock bolts significantly changes the size and shape of the deformation areas. It was established that the minimum length of the boltss in the floor should be 2.0 m. The increasing of rockbolts length does not give an additional effect. On the basis of the conducted research, the following components of support systeb were selected: metal frame KPSHU 17.7, steel-polymer rockbolts 2.4 m long and 0.32 mm in diameter made of reinforcing steel with Locset polymer - for fastening the rockbolts in floor.

Comparison of production maintenance options indicates that the proposed variant is 13.4% cheaper than the mine variant.

Key words: floor heave, rocks, mine, strengthening, rockbolt.

ЗМІСТ

Вступ	6
1. Аналіз гірничо-геологічної і гірничо-технічної документації підприємства, що характеризує його поточний стан	9
2. Аналіз стійкості гірничих виробок ш. Капітальна ДП Мирноградвугілля (вихідна інформація роботи)	12
3. Розрахунок зміщень контура виробки за нормативною методикою	23
3.1 Розрахунок середньозваженої міцності порід	23
3.2 Розрахунок очікуваних значень зміщень порід в штреці 4 південної лави пласта I ₃	26
3.3 Вибір параметрів кріплення 4 південної лави пласта I ₃	28
4. Огляд літературних джерел, що присвячені проблемі підняття порід підпошки в гірничих виробках	31
4.1 Загальна оцінка проблеми стійкості порід підпошки при відпрацювання вугільних родовищ	31
4.2 Сучасні способи контролю підняття підпошки в штреках	32
4.3 Аналіз сучасних способів дослідження механізму підняття підпошки і визначення параметрів способів боротьби з пучінням	42
5. Вибір типу анкерів для кріплення порід підпошки	48
5.1 Аналіз варіантів армування порід підпошки анкерами	48
5.2 Комплект кріплення для зміцнення порід підпошки шахти Капітальна	51
6. Вибір параметрів армування підпошки штреку анкерним кріпленням	53
6.1 Опис моделі і методики моделювання	53
6.2 Результати моделювання	56
7. Опис системи кріплення штреку і розрахунок ефективності впровадження заходів з армування підпошки	67
7.1 Система кріплення штреків 5 південної лави пласта I ₃	67
7.2 Розрахунок зміщень порід підпошки після армування	67
7.3 Техніко-економічне порівняння підривки і запропонованого варіанту підтримання підпошки штреків 5 південної лави пласта I ₃	68
8. Охорона праці	74
8.1 Основні положення Правил безпеки при проведенні підземних гірничих виробок	74
8.2 Заходи безпеки при бурінні шпурів під анкери	76
8.3 Вимоги до установки полімерних ампул	74
8.4 Вимоги до установки анкерних штанг	78
ВИСНОВКИ	80
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	82

Вступ

Дефіцит енергоносіїв в Україні і Європі в цілому, викликаний геополітичними змінами і військовими діями в Україні, виводить на новий щабель важливість забезпечення нашої країни власними енергоресурсами. Вугілля є саме таким ресурсом, запаси якого при повному виключенні імпорту цієї корисної копалини і роботі підприємств енергетичної і галузі і металургії на повну потужність (внутрішнє споживання на рівні 90-100 млн тон на рік) вистачить щонайменше на 300 років. При обсягах видобутку усереднених за останні 10 років підтверджених і розвіданих запасів категорії придатних до видобутку (33 млрд тон) вистачить приблизно на 1000 років. Таким чином вугільна галузь є однією з основних галузей промисловості, що може потенційно забезпечити енергетичну незалежність країни. Окрім того наявність значних запасів коксівного вугілля (24,2% від загальних запасів кам'яного вугілля) може забезпечити роботу коксохімічної і металургійної галузей промисловості.

На сьогоднішній момент 94% вугілля видобувається на Донбасі, і лише 6% у Львівсько-Волинському басейні. Шахта «Капітальна» є опорним підприємством ДП Мирноградвугілля, що забезпечує основний видобуток підприємства. Враховуючі розміри підприємства і запаси вугілля шахта має величезну перспективу при правильному стратегічному плануванні і цільових інвестиціях.

Основною проблемою шахти Капітальна є те, що роботи відбуваються на глибині більше 1000 м, що є дуже значною величиною для вугільних шахт, що відпрацьовують поклади осадового походження. Ця обставина викликає ряд характерних процесів і явищ, що суттєво впливають на ритмічну роботу підприємства. Такі прояви в першу чергу пов'язані з надмірним гірничим тиском і високим метановиділенням під час розробки вугілля.

Тому однією з найбільших проблем є підтримання виїмкових виробок в експлуатаційному стані. Аналіз вихідної інформації на базі шахтної гірничо-графічної документації і статистичних звітів, що наведений в 2 розділі магістерської роботи вказує, що основною проблемою стійкості є підняття підосви виробок (пучіння порід).

Проведений аналіз літератури з використанням критичного підходу дозволив сформулювати основні гіпотези, що пояснюють процес підняття підосви, встановити напрямки покращення стійкості виробок на великих глибинах. Наприклад, для збереження стійкості порід покрівлі доцільно використовувати анкерні системи і зміцнення порід скріплюючими сумішами.

Для вибору найкращого рішення підтримання і охорони виробок слід провести відповідні технологічні розрахунки і обґрунтування.

Мета роботи: вибір і обґрунтування доцільного способу боротьби з підняттям порід підосви в гірничих виробках пл. І₃ ВП «Шахта «Капітальна» ДП «Мирноградвугілля»

Завдання:

1. Аналіз вихідної гірничо-графічної документації шахти Капітальна.
2. Аналіз існуючих способів забезпечення стійкості гірничих виробок при великому підняття підосви.
3. Вибір варіантів боротьби з підняттям підосви в умовах ВП «Шахта «Капітальна» ДП «Мирноградвугілля».
4. Техніко-економічне порівняння варіантів і вибір оптимального рішення.

Методи дослідження. При написанні магістерської роботи були використані наступні методи дослідження: критичний аналіз, синтез, узагальнення і аналітичний огляд на етапі вивчення шахтної гірничо-графічної документації і постановки проблеми дослідження, SWOT аналіз на етапі обробки літературних джерел, метод інженерних розрахунків на етапі

розробки пропозицій і вибору найкращого способу, метод математичного моделювання на етапі обґрунтування параметрів запропонованого способу.

Структура та обсяг роботи. Робота складається зі вступу, восьми розділів, висновків, списку використаних джерел з 19 найменувань; містить 75 сторінок основного тексту, 37 рисунків, 6 таблиць, загальний обсяг роботи складає 83 сторінки.

1 Аналіз гірничо-геологічної і гірничо-технічної документації підприємства, що характеризує його поточний стан

Шахтне поле ш. «Капітальна» ДП Мирноградвугілля розміщується в центрі Красноармійського вуглерайону. Межує з наступними вугільними шахтами і перспективними ділянками:

- по повстанню ш. «Краснолиманська», ш. «Центральна», ш. «5-6»;
- по простяганню на півдні перспективна ділянка «Ново-Гродівська глибока».

На півночі шахтне поле обмежено Глибокоярським скидом.

Площа поля шахти становить 60 км (у середньому 10 км по простяганню й 6 км по падінню).

Проектна потужність підприємства 4 млн. т жодного разу з 1974 року (рік здачі шахти в експлуатацію) не досягнута, найбільший видобуток шахта мала в 1988 році – 3,78 млн.т.

Розміри шахтного поля по падінню 2,4км, по простяганню – 12,7км. На балансі знаходяться 4 пласти з промисловими запасами 1₇-19832 млн. т ($m_{сер}=1,26м$, марка ДГ, Г_к), 1₃-22260 млн. т ($m_{сер}=1,3м$, марка Ж), 1₁-22550 млн. т ($m_{сер}=1,1м$, марка Г), k₅-21720 млн. т ($m_{сер}=1,0м$, марка Г, Ж). Крім того 2 пласти на балансі шахти резервні з обмеженими балансовими запасами по площі шахтного поля: m₂ і k₈.

Шахта відноситься до простого типу по гідрогеології. Водопритоки в виробки незначні і епізодичні, тому незадовільна стійкість виробок не пов'язується з ними. Загальний водоприток 250 кубометрів у годину.

Спосіб розкриття шахтного поля вертикальними стволами й погоризонтними квершлагами з поділом на три горизонти, цілком задовольняє сучасні погляди на поділ шахтних полів і не викликає протиріч. Основні розкривні виробки – польові. Підйомний горизонт (скіпового підйому) має відмітку -986 м. З горизонту -986м проведено похилі поле до відмітки -1136м. Вентгоризонт має відмітку -825м.

Поле поділено на блоки, що зумовлено великими розмірами по простяганню. Шахтне поле поділено на 5 блоків. Головна промплощадка (гол. скіп ствіл, кліт. ствіл) є в центрі блоку №4, діаметр стволів 8,5м. Приствольний двір блоку №4 споруджено у піщаниках між пл. l_3 і l_7 . Все шахтне поле розкриті 11 стволами.

У межах блоків прийняті панельна й погоризонтна схеми підготовки. У бл. №3 погоризонтна схема підготовки, з комбінованою системою розробки стовпами по падінню. У бл. №2 і бл. №4 панельна підготовка, із системою розробки довгими стовпами по простяганню.

Магістральні гірничі виробки, проведені польовими і закріплені металевим піддатливим кріпленням типу АП-3-15,5 або АП-5-15,5, затягнуті суцільною залізобетонною затяжкою. В виробках споруджено одна або дві колії рейкових шляхів.

Головні польові конвеєрні штреки закріплені АП-3-15,5, затягнуті суцільною залізобетонною затяжкою. Обладнані стрічковими конвеєрами типу 1Л-120. Охорона основних виробок ведеться вугільними ціликами.

Квершлаги пройдені вибуховим способом, площа перетину в світлі $17,5\text{м}^2$, закріплені АП-3-15,5, затягнуті суцільною залізобетонною затяжкою.

Підготовчі виробки проведені з присічкою (як верхньою так і комбінованою)) комбайновим способом. Закріплені металевим податливим арковим кріпленням АП-5-13,8, площа перетину дорівнює $12,5$ і $17,5\text{м}^2$. Охорона підготовчих похилих виробок ведеться ціликами.

Очисні роботи ведуться від меж блоків до їхнього центра. Спочатку відпрацьовується пласт l_7 , потім l_3 , l_1 і k_5 .

Виймкові поля (стовпи) до зворотної виймки підготовлюються комбайновим способом комбайни П-110, КСП-32. Транспорт гірничої маси - стрічкові телескопічні конвеєри типу 1ЛТ-80. Підготовчі роботи виконуються від бремсбергів (похилів) убік меж блоків. Провітрювання виймкових стовпів як по зворотноточній схемі так і по прямоточній схемі з підсвиживанням.

Рисунок 1.1 – Викопіювання з плану гірничих виробок по пласту l_3 (південна частина шахтного поля, блок 2)

Рисунок 1.2 – Викопіювання з плану гірничих виробок по пласту l_3 (центральна частина шахтного поля, блок 3)

Найбільшу перспективу розвитку гірничих робіт в поточній ситуації має пласт l_3 . Це пов'язано з наявністю двох підготовлених частин шахтного поля в блоці №2 і блоці №3 з обладнаними шляхами конвеєрного і рейкового транспорту (рис. 1.1, 1.2). В наведених блоках в достатньому обсязі є промислові запаси вугілля. Для введення в роботу нових лав достатньо провести дільничні виробки і монтажний хідник. Структурні колонки пласта по зазначеним блокам наведено на рисунку 1.3.

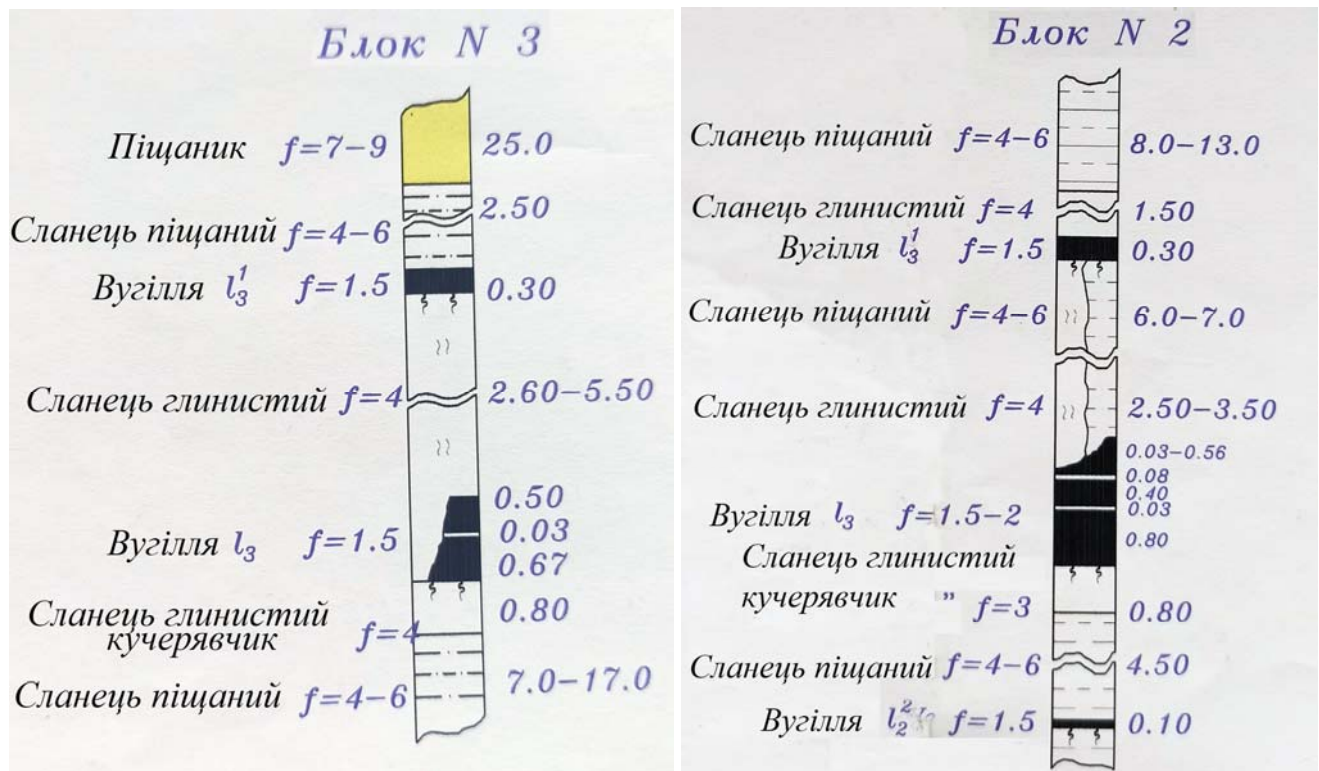


Рисунок 1.3 Структурні колонки пласта l_3 в блоках 3 і 2

Я видно з рисунку 1.3 гірські породи, що вміщують пласт в обох блоках є нестійкими. В підшві пластів знаходиться глинистий сланець, що схильний до здимання (пучіння). Глибина ведення робіт для проектованої лави в блоці 2 більше 950 м, а в блоці 3 – більше 1050 м.

Через велику глибину ведення гірничих робіт, низьку стійкість вміщуючих порід покрівлі й схильності порід підшви до підняття (пучіння), підготовчі дільничні виробки вище і нижче виїмкового поля знаходяться в незадовільному

стані. Через це підготовка виїмкових полів ведеться виключно шляхом проведення присічних виробок до виробленого простору, що є цілком логічно на глибинах більше 600 м. Однак такий спосіб проведення не вирішує проблему стійкості дільничних підготовчих виробок.

2. Аналіз стійкості гірничих виробок ш. Капітальна ДП Мирноградвугілля (вихідна інформація роботи)

Цей розділ містить результати аналізу інформації, що наведена в наступних документах:

- паспорті кріплення і управління покрівлею 4 південної лави бл. 3 пл l_3 ,
- паспорті ремонту вентштрека 4 південної лави бл. 3 пл l_3 ,
- паспорті ремонту конв. штрека 4 південної лави бл. 3 пл l_3 ,
- викопіюванні з плану гірничих виробок пл l_3 .

Враховуючі досвід роботи підприємства, а також поточний розвиток системи гірничих виробок, обираємо ділянку на пласті l_3 в якості об'єкту дослідження. Це зумовлено наявністю розвинутої системи гірничих виробок на пласті, транспортними ланцюгами, що знаходяться в експлуатаційному нормальному стані і досвід нещодавнього відпрацювання лави. Серед двох варіантів можливого розташування лав обираємо центральну частину шахтного поля (блок 3), що є і найбільш перспективним варіантом розвитку гірничих робіт на підприємстві, тому є актуальним для шахти варіантом.

Викопіювання з плану гірничих виробок в блоці 3 по пласту l_3 , що описує поточну гірничо-геологічну картину, наведено на рис. 2.1. Магістерською роботою розглядається ділянка 5 південної і північної лав, як основне місце проведення дослідження.

Переважаючою формою проявів гірського тиску було надмірне і неконтрольоване пучіння. Втрата перетину становила до 70% від проектного в результаті сумарних переміщень порід контура виробки. Рами кріплення, що підсилювались перед лавою ремонту нами з дерева, перед лавою були в незадовільному стані. Штреки за очисним вибоєм не підтримувались (рисунок 2.2).



Рисунок 2.1 Вико́пювання з плану гірничих виробок в районі 5 південної і північної лав в блоці 3 по пласту I_3

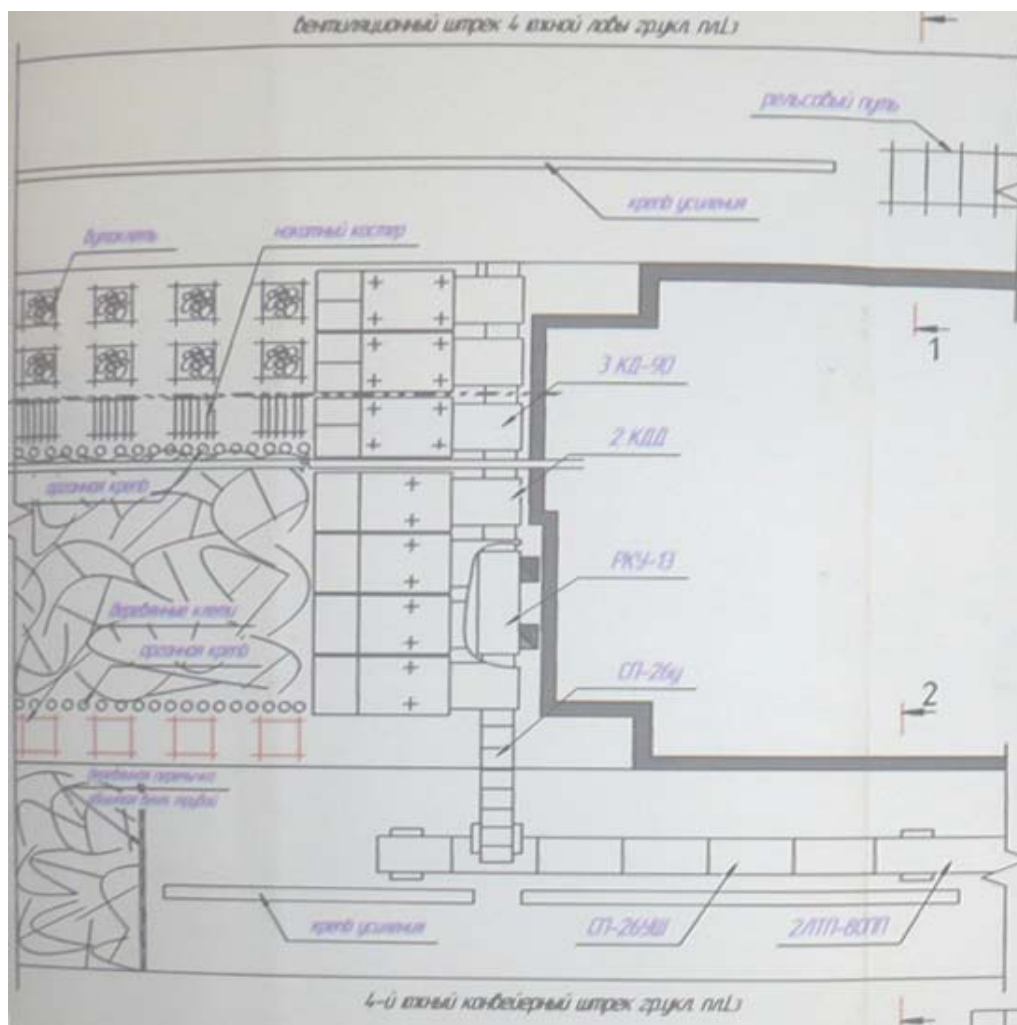


Рисунок 2.2 Схема 4 південної лави пласту I_3

Однак підняття підосви набувало значних масштабів і порушувало експлуатаційний стан виробки. Згідно з відомостями, наданими службою головного маркшейдера підняття підосви в конвеєрному штрєкі сановило 0,7-1,0 м і становило серйозну загроз ритмічній роботі транспорта. Це викликало необхідність перекріплення виробки. Конвеєрний штрєк проводився в масиві порід і підтримувався в зоні опорного тиску перед лавою.

Фрагмент паспорту підривки порід підосви в конвеєрному штрєці наведено на рис. 2.3. Підривка виконувалась вручну, згідно з наведеним фрагментом паспорта. Порода руйнувалась відбійним молотком і за допомогою лопати навантажувалась на стрічковий конвеєр. В якості засобу додаткового транспорту по виробкам використовувалась монорейкова дорога, що знімало проблему періодичності підривок, які є при рейковому транспорті (250мм допустимі підняття підосви при рейковому транспорті).

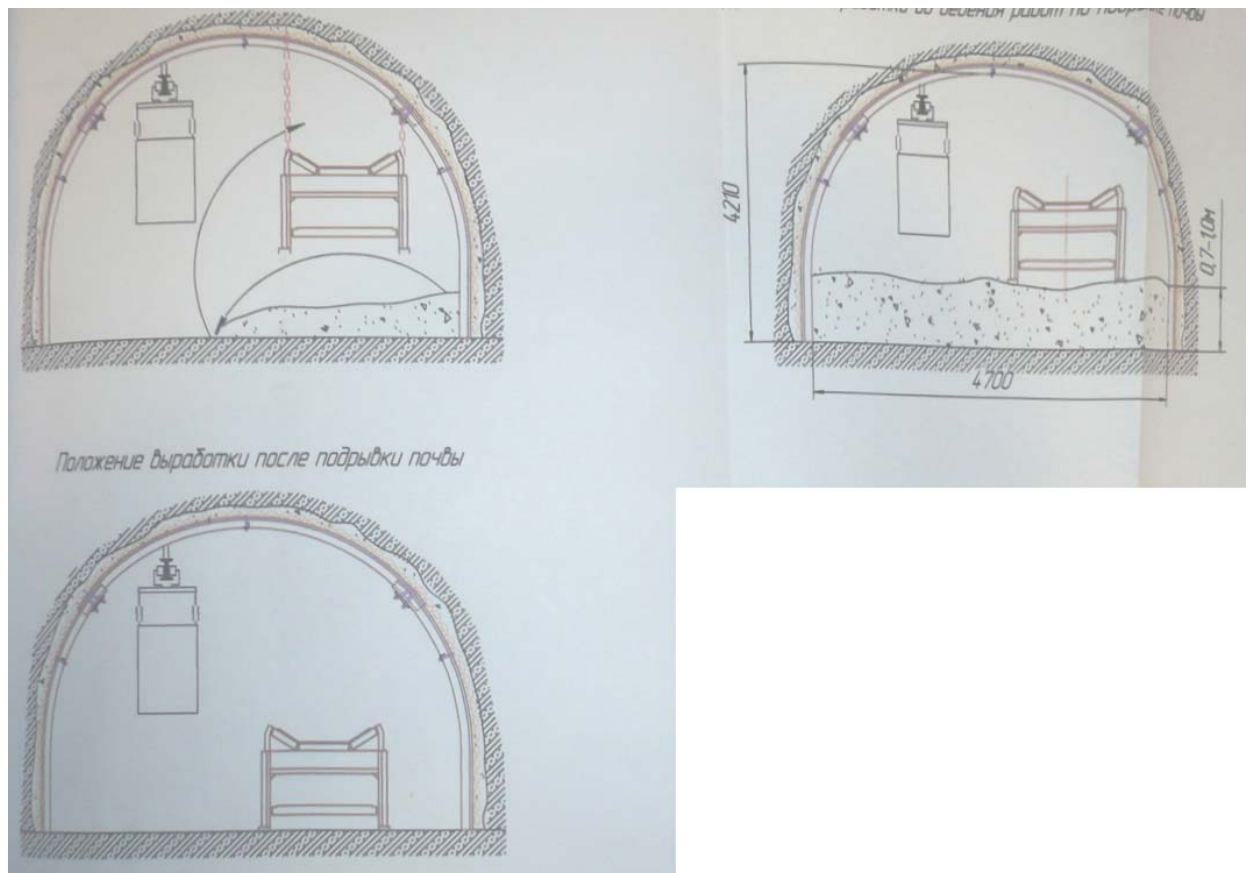


Рисунок 2.3 - Фрагмент паспорту підривки порід підосви в конвеєрному штрєці південної лави пласту І₃

В вентиляційному штреці південної лави пласту l_3 блока 3 стан виробки також був вкрай незадовільний. Виробка була проведена вприсічку до конвеєрного штрека 3 південної лави пласту l_3 , що видно з наведеного викопіювання з плану гірничих виробок рис. 2.1. Розмір присічного цілика становив 2-3 м, хоча, через те, що виробки були проведені з врахуванням гіпсометрії, розмір цілика змінювався.

Слід зазначити, що проведення виробки через невеликий цілик сприяло збереженню стійкості порід покрівлі, через проведення виробки в частково розвантаженій зоні. Однак на підшву виробки таке розташування не вплинуло сильно. Згідно з наведеними в паспорті пере кріплення виробки відомостями підняття підшви в вент штреці також досягало до 1 м.

Фрагмент паспорта ремонту виробки наведено на рис. 2.4.

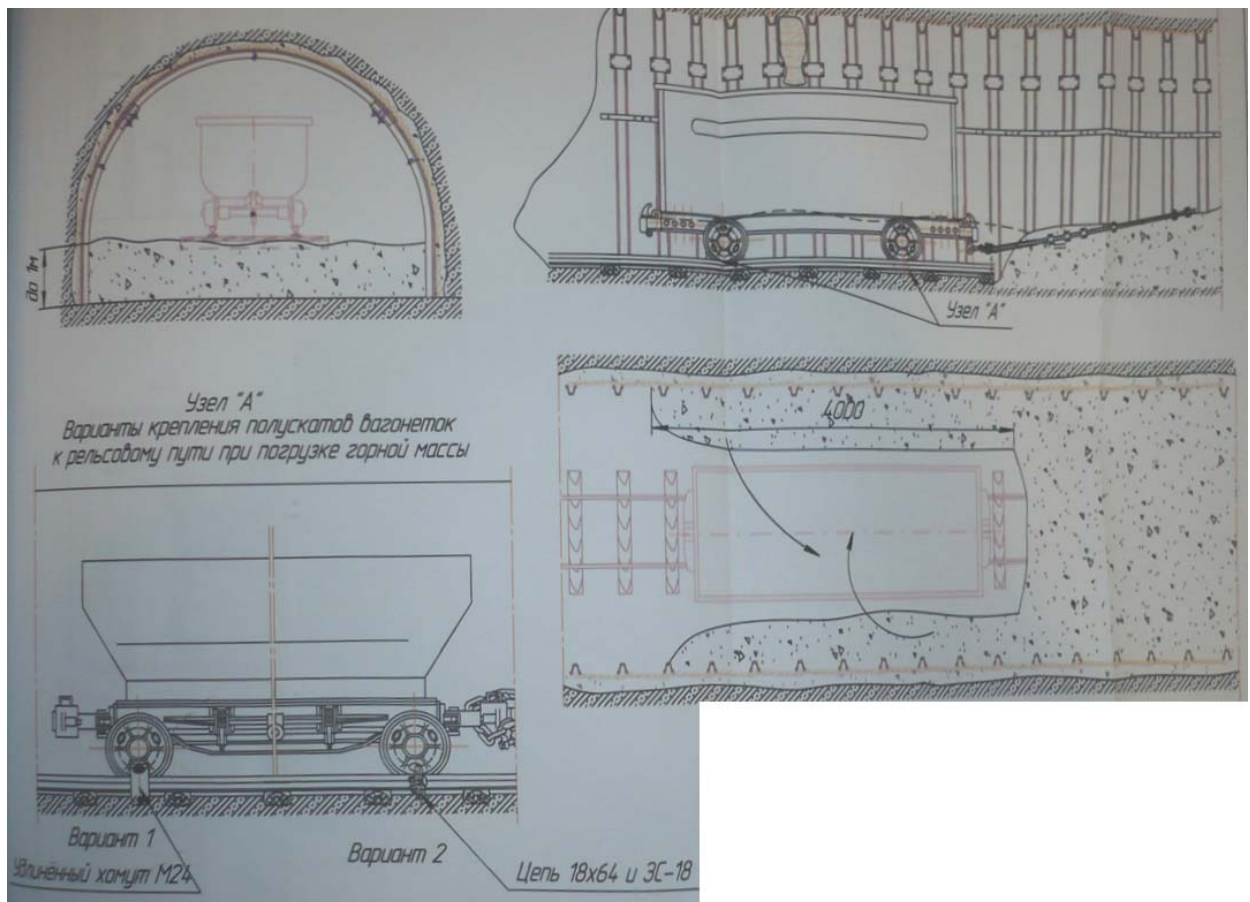


Рисунок 2.4 - Фрагмент паспорта підривки порід підшви в вентштреці південної лави пласту l_3

Руйнування порід в вентштрєці проводився вручну за допомогою відбійного молотка. Після цього порода, що була розпушена лопатами навантажувалась в вагонетки.

На виконання робіт з ремонту виробки постійно витрачались людські (3 кріпильника в добу) і матеріальні кошти. За час існування виробки підбивка виконувалась неодноразово. Таким чином втрати були постійними, проте стан виробки до моменту погашення не отримував суттєвого покращення. Це пов'язано з тим, що підбивка не є способом боротьби з підняттям підосви, а лише ліквідує наслідки підняття, що тимчасово покращує стан штрєків.

Породи, що вміщують вугільний пласт мають середню стійкість
Стратиграфічна колонка по пласту l_3 , усереднена по конв. штрєку виїмкового поля 4 південної лави наведена на рис. 2.5.

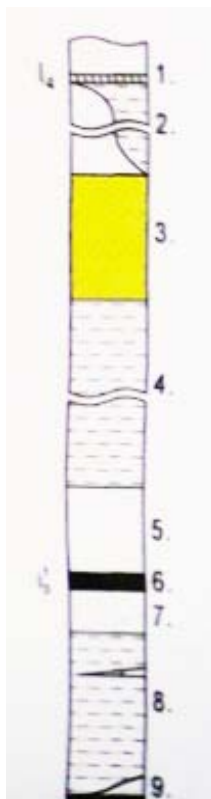


Рисунок 2.5 Стратиграфічна колонка пласта l_3 (4 півд. конв. штрєк блока 3)

Цифрами на колонці позначені гірські породи, властивості яких узагальнені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Експлікація структури порід рис. 2.1

№	Потужність, м	Опис порід	Міцність порід, МПа	Обємна вага, кг/м ³	Категорія стійкості
1	0,1-0,35	Вугільний пласт суптник l ₄	15	1,31	
2	0.3-0.70	Сланець піщаний переходить в північній частині в сланець піщаний	30-40	2,57	
3	2,8-3,85	Піщаник	70-90	2,62	
4	5,25-7,15	Сланець піщаний	52,2	2,47	
5	1,0-2,60	Сланець глинистий	30-40	2,62	
6	0,3-0,45	Вугільний пласт супутник l ₃ ¹	20,5	1,31	
7	0,0-0,95	Сланець глинистий	30-40	2,62	
8	2,9-6,95	Сланець піщаний з включеннями сланця піщано-вапнякового	47,2-56,2	2,47	Б ₄₋₃ Б ₃₋₄ (ЗПГД)
9	0,0-0,30	Сланець глинистий локально прослідковується в кінці виїмкового стовпа	30-40	2,62	Б ₁
10	1,2-2,06	Вугільний пласт l ₃	15	1,31	
11	0,7-4,60	Сланець глинистий «кучерявчик» в підшві локально прослідковується пласт супутник до 0,2 м	30-40	2,62	П ₃
12	0,0-1,60	Піщаник	70-90	2,62	
13	4,45-11,6	Сланець піщаний	50-60	2,47	
14	0,0-12,4	Піщаник	70-90	2,62	
15	0,3-0,35	Вугільний пласт супутник l ₂ ²	15	1,31	

Згідно з планом гірничих виробок геологічних порушень при відпрацювання 4 південної лави південного похилу виявлено не було. Великих водопритоків в виробки також не фіксувалось. Періодично конвеєрний штрек пересікав ділянки поля, де спостерігалось підвищене водовиділення у вигляді крапель води з покрівлі в районі сполучення з лавою. Проте, ці прояви, вірогідно були пов'язані з руйнуванням основної покрівлі і потраплянням води через тріщини в порід-водоупорів. Такі явище не носили системного характеру.

Однак стан гірничих виробок, що підготували виїмкове поле 4 південної лави був вкрай незадовільний. В першу чергу проблемною частиною були породи підшви. Про це яскраво свідчить аналіз техніко-економічних показників (ТЕП) роботи шахти, а саме обсягів ремонту і пере кріплення виробки (табл. 2.2).

Таблиця 2.2 – Витяг з таблиці ТЕП роботи ш. Капітальна

№	Найменування показника	Од. вим	Минулий рік	З початку року план	З початку року факт
1	Ремонт гірничих виробок				
	-по програмі	м	12655	11000	10686
	-опреативно	м	12655	8919	10686
2	В тому числі перекріплення				
	-по програмі	м	1383	1008	1026
	-оперативно	м	1383	969	1026

Аналіз таблиці 2.2 вказує, що пере кріплення займає лише 10,9-9,6% (минулий і поточний рік відповідно) від загальних обсягів ремонтних робіт. Таким чином 90% проблем стійкості на шахті пов'язано з підняттям підшви, що ліквідується виключно ведення підривки порід.

Це викликано в першу чергу великою глибиною закладення виробок (поточна глибина гірничих робіт 950м), наявністю зон опорного гірничого тиску (ОГД) і підвищеного гірничого тиску (ПГД). Ці зони на викопіюванні з плану гірничих виробок (рис. 2.1) позначено червоним кольором. Оскільки виїмкове поле 5 південної і північної лави розташовано нижче ніж 4 південної лави, а породи, що вміщують пласт не змінюються, логічно прогнозувати схожу стійкість порід конвеєрного і вентштреків. Відповідні розрахунки, що підтверджують таке припущення, представлені в розділі 3 магістерської роботи. Хоча воно є наслідком звичайної логіки. Таким чином, ще раз підтверджується актуальність розробки комплексу заходів для боротьби з підняттям підосви в умовах перспективної для відробки частини пласта l_3 .

3. Розрахунок зміщень контура виробки за нормативною методикою

3.1 Розрахунок середньозваженої міцності порід

Конвеєрний штрек і вентштрек поля 4 південної лави пласта l_3 було проведено за допомогою прохідницького комбайна КСП-32. Виробки була закріплені, рамним еліпсоподібним кріпленням КМП Э16 з кроком 0,67 м. Це кріплення є експериментальним і не входить до типорозмірів стандартного кріплення, що ліцензовано до промислового випуску в Україні. Разом з тим це кріплення має підвищену висоту, при стандартній ширині що для умов підприємства є важливим. Затяжка боків і покрівлі виробки – дерев'яною затяжкою. Перетин кріплення наведено на рис.3.1.

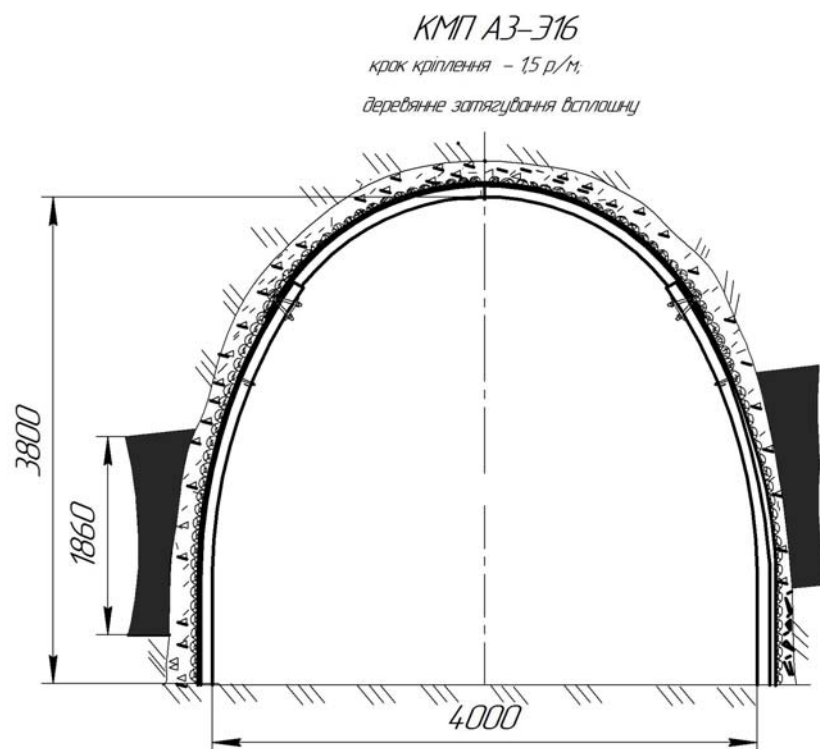


Рисунок 3.1 – Поперечний перетин кріплення КМП Э16, що використовується для кріплення конвеєрного штрека 4 південної лави пласта l_3

Для розрахунку очікуваних зміщень у виробці проведемо графічно-аналітичні побудови. При цьому будемо використовувати показники середньої глибини штреку і усереднений склад і міцність вміщуючих порід, відповідно до структурної колонки пласта наведеної в 2 розділі кваліфікаційної роботи.

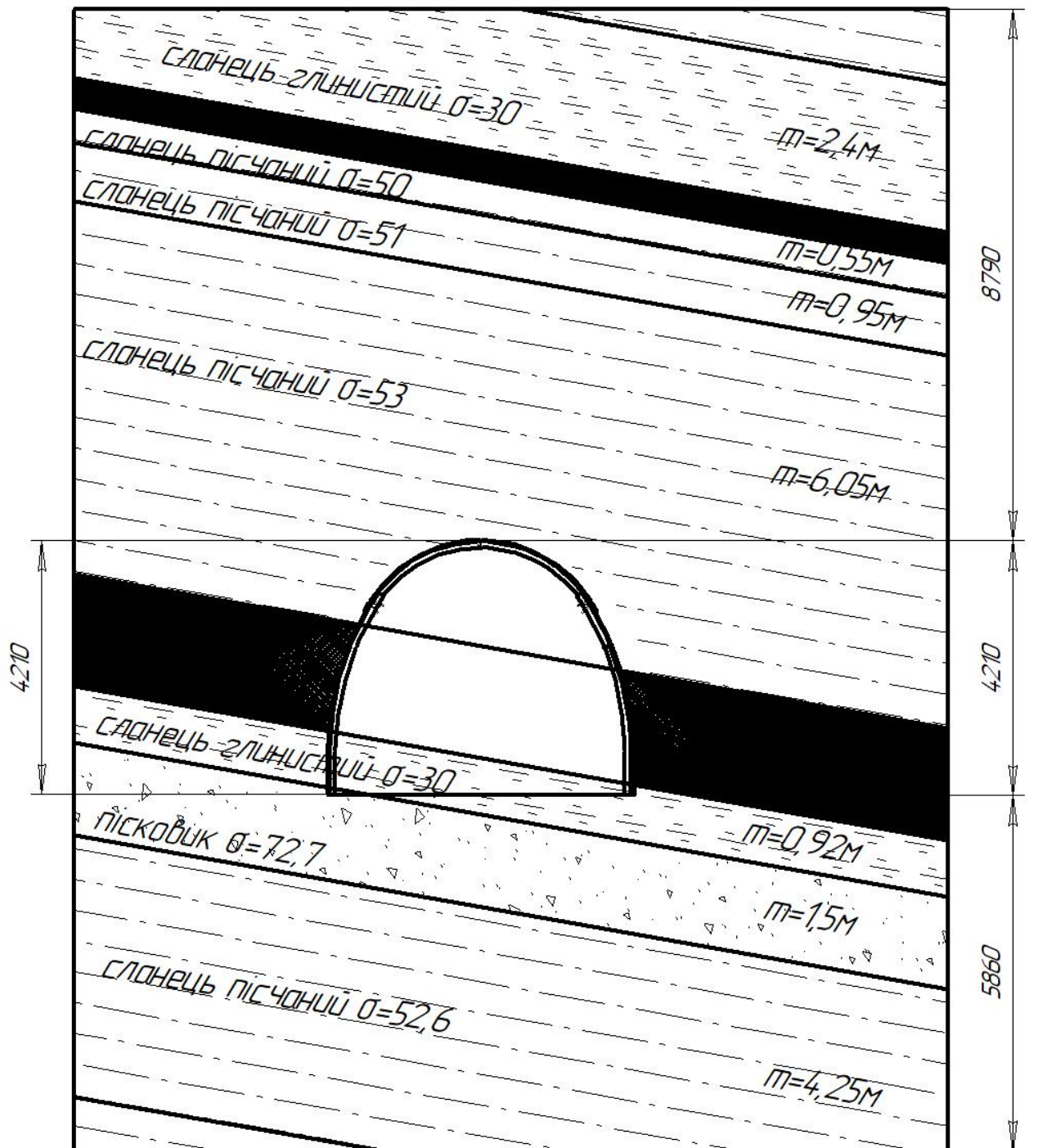


Рисунок 3.2 – Схема для розрахунку середньозваженої міцності порід

Зважаючи на відсутність точних даних по вимірам на шахті, згідно з СОУ 10.1.00185790.011:2007 [16], приймаємо, що коефіцієнт ослаблення порід а масиві $K_0 = 0,8$ тоді середньозважена міцність покрівлі виробки

$$R = \frac{K_c \cdot K_w \cdot \sum (R_i \cdot m_i)}{\sum m_i} \quad (3.1)$$

де R_i - міцність i -го шару породи при одноосьовому стисненні в шматку (зразку) [16], МПа;

m_i - потужність даного шару породи в межах розрахункової схеми і вздовж розрахункової лінії [16], м.

K_c - коефіцієнт структурного ослаблення (тріщинами) масиву гірських порід [16], од.;

K_w - коефіцієнт, що враховує тривалу технологічну обводненість виробки, од. Приймається $K_w=1$ для сухих виробок [16].

Ппотужності та міцності шарів беремо із схеми, наведеної на рис. 3.2 з урахуванням усіх шарів [16].

- середньо зважена міцність породи покрівлі:

$$R_{\kappa} = 0,8 \cdot \frac{0,613 \cdot 30 + 1,84 \cdot 15 + 6,14 \cdot 53 + 0,965 \cdot 51 + 0,559 \cdot 50 + 0,508 \cdot 15 + 2,305 \cdot 30}{0,613 + 1,84 + 6,14 + 0,965 + 0,559 + 0,508 + 2,305} = 32,5 \quad \text{МПа}$$

- середньо зважена міцність породи підосви

$$R_n = 0,8 \cdot \frac{1,72 \cdot 53 + 1,84 \cdot 15 + 0,934 \cdot 30 + 1,53 \cdot 72,7 + 4,03 \cdot 52,6}{1,72 + 1,84 + 0,934 + 1,53 + 4,03} = 37,4 \quad \text{МПа}$$

Враховуючі отримані значення обчислимо середньо зважену (арифметичну середню) міцність порід [16]

$$R_c = \frac{R_{\kappa} + R_n}{2} = \frac{32,5 + 37,40}{2} = 34,95 \quad \text{МПа.}$$

3.2 Розрахунок очікуваних значень зміщень порід в штреці 4 південної лави пласта l_3

Конвеєрний штрек 4 південної лави пласта l_3 проводиться в масиві, і погашається після відпрацювання лави. Вентиляційний штрек 4 південної лави пласта l_3 проводиться вприсічку, і погашається після відпрацювання лави. Аналогічно будуть проведені виробки для відпрацювання 5 південної лави пласта l_3 : конвеєрний штрек – в масиві, вент штрек – вприсічку. План гірничих виробок з відповідними виробками наведено в 2 розділі роботи.

Штрек проводиться від підготовчих виробок південної частини бл.3 похилової ступені.

Для устя штрека $t_0 = 16$ міс, кінця $t_0 = 1 \text{ мес}$.

Розрахуємо зміщення [16]:

$$U_K = K_S (U'_{np} + V'_0 t_0 + K_{KP} U'_1) K' K_K$$

$$U_{II} = K_S (U'_{np} + V'_0 t_0 + K_{KP} U'_1) K' (1 - K_K)$$

K_S – коефіцієнт, впливу площі поперечного перерізу штреку у світлі (S , м^2), [16] од.

$$K_S = 0,33 \cdot S^{0,487} \quad (3.2)$$

$$K_S = 0,33 \cdot 18,3^{0,487} = 1,35$$

U'_{np} – зміщення порід під впливом присічної виробки, мм [16].

$$U'_{np} = 363,65 \cdot \lg \left(\frac{H}{R_c} \right) - 265,4 \quad (3.3)$$

$$U'_{np} = 363,65 \cdot \lg \left(\frac{1150}{34,95} \right) - 265,4 = 286,4 \text{ мм}$$

V'_0 —швидкість зміщень порід в присічній виробці поза зоною впливу лави [16], мм/міс.

$$V'_0 = 96.67 \cdot \lg\left(\frac{H}{R_c}\right) - 60.68 \quad (3.4)$$

$$V'_0 = 96.67 \cdot \lg\left(\frac{1150}{34.95}\right) - 60.68 = 86 \text{ мм/міс}$$

U'_1 —зміщення порід в присічних виробках в зоні тимчасового опорного тиску лави, мм [16].

$$U'_1 = 10^{(0.5+0.0114 \cdot R) \cdot \lg\left(\frac{H}{R_c}\right) + 1.833 - 1.45 \cdot 10^{-4} \cdot R_c^2 - 1.83 \cdot 10^{-3} \cdot R_c} \quad (3.5)$$

$$U'_1 = 10^{(0.5 + 0.0114 \cdot 34.95) \cdot \lg\left(\frac{1140}{34.95}\right) + 1.833 - 1.45 \cdot 10^{-4} \cdot 34.95^2 - 1.83 \cdot 10^{-3} \cdot 34.95} = 894.6 \text{ мм}$$

K' —коефіцієнт, впливу обраної схеми присічки, $K'=0,3$.

K_K —коефіцієнт, долі зміщень порід покрівлі виробки в сумарних зміщеннях, од [16].

$$K_K = 0.64 \cdot \lg\left(\frac{R_{II}}{R_K}\right) + 0.526, \quad (3.6)$$

$$K_K = 0.64 \cdot \lg\left(\frac{37.4}{32.5}\right) + 0.526 = 0.565$$

K_{KP} —коефіцієнт, що враховує тип основної покрівлі: $K_{KP}=1$ для середньообваленої [16].

Для устя штрека 4 південної лави пласта l_3 [16]:

$$U_K = 1.35 \cdot (286 + 86 \cdot 16 + 1 \cdot 894) \cdot 0.7 \cdot 0.565 = 1365 \text{ мм};$$

$$U_{II} = 1.35 \cdot (286 + 86 \cdot 16 + 1 \cdot 894) \cdot 0.7 \cdot (1 - 0.565) = 1051 \text{ мм}.$$

Для кінця штрека 4 південної лави пласта І₃ [16]:

$$U_K = 1.35 \cdot (286 + 86 \cdot 1 + 1 \cdot 894) \cdot 0.7 \cdot 0.565 = 676 \text{ мм};$$

$$U_{II} = 1.35 \cdot (286 + 86 \cdot 1 + 1 \cdot 894) \cdot 0.7 \cdot (1 - 0.565) = 520 \text{ мм.}$$

Для середини штрека 4 південної лави пласта І₃ [16]:

$$U_K = 1.35 \cdot (286 + 86 \cdot 8.5 + 1 \cdot 894) \cdot 0.7 \cdot 0.565 = 1020 \text{ мм};$$

$$U_{II} = 1.35 \cdot (286 + 86 \cdot 8.5 + 1 \cdot 894) \cdot 0.7 \cdot (1 - 0.565) = 786 \text{ мм.}$$

3.3 Вибір параметрів кріплення 4 південної лави пласта І₃

Транспорт вугілля в штреці забезпечується стрічковими конвеєрами. Матеріали доставляються монорейковою дорогою. Це дає основу визначити допустимі Правилами безпеки вугільних і сланцевих шахт підняття підосви - 500мм [17].

Пропоную замінити тип кріплення в виробі з нестандартного еліпсоподібного КМП Э16 на стандартне сучасне три ланкове шатрове кріплення типу КПШУ, що використовується зараз на ш/у Покровське. Таке кріплення має допустиму піддатливість 700 мм.

Розрахункове навантаження на 1 м штреку з боку покрівлі, з врахуванням очікуваних зміщень, для устя виробки визначимо [16] як:

$$P = K_{np} \cdot b \cdot (1.92 \cdot b - 3.18) \cdot U^{(0.67-0.039 \cdot b)} \quad (3.7)$$

$$P = 1 \cdot 5.76 \cdot (1.92 \cdot 5.86 - 3.18) \cdot 1365^{(0.67-0.039 \cdot 5.86)} = 1126 \text{ кН/м}$$

Тип спецпрофіля СВП - 33, для такого варіанту кріплення $N_s = 485 \text{ кН/р}$. Розрахуємо крок кріплення [16]:

$$n = \frac{P}{N_s} = \frac{1126}{485} = 2,3 \text{ р/м} \quad (3.8)$$

Для середини штрека

$$P = 1 \cdot 5.76 \cdot (1.92 \cdot 5.86 - 3.18) \cdot 1020^{(0.67 - 0.039 \cdot 5.86)} = 989,7 \text{ кН/м}$$

$$n = \frac{P}{N_s} = \frac{989}{485} = 2,03 \text{ р/м}$$

Приймаємо найближче значення $n = 2,25 \text{ р/м}$, тоді за [16] коефіцієнт зменшення зсувів покрівлі виробки - $K_{oc} = 0,65$.

Зміщення для устя штрека складуть $1365 \cdot 0,65 = 887 \text{ мм}$, а для середини виробки $1020 \cdot 0,65 = 663$. Для середини виробки зміщення покрівлі менші ніж піддатливість кріплення, тому додаткові заходи не потрібні, а от для ділянки виробки біля устя необхідно проводити укріплення. Встановимо довжину ділянки вибоки, де такі заходи необхідні. Використаємо метод лінійного нормування. Розрахуємо критичні зміщення покрівлі на такій ділянці $700/0,65 = 1076 \text{ мм}$. Відповідно довжина штрека, що відповідає цим зміщенням 416. Таким чином необхідно додаткові заходи з підтримання покрівлі в діапазоні 0-416м. Пропоную використати встановлення ремонту по центру перетину виробки. Такий захід використовується на шахті і не викликає складнощів реалізації. При цьому коефіцієнт зменшення зміщень становить 0,85. Таким чином опускання покрівлі устя штрека становлять $887 \cdot 0,8 = 709 \text{ мм}$, що майже в межах піддатливості кріплення.

Таким чином зміщення покрівлі будуть стабілізовані, а ось для порід підосви необхідно розробити додаткові заходи, оскільки розрахункове підняття підосви для устя виробки становить 1051 мм, а для середини штрека 756 мм. Такі значення підняття підосви значно більше допустимих 500мм, регламентованих Правилами безпеки [17]. Тому необхідно розробити додаткові заходи кріплення підосви, що дозволить забезпечити ритмічну

роботу діляниці. Шахтний варіант боротьби з пучінням підшви шляхом підривки порід за допомогою відбійного молотка потребує підвищених трудових витрат, не автоматизований не механізований. До того ж такі роботи виконувалися в штреті 4 південної лави пласта l_3 неодноразово по довжині виробки.

Щоб розробити альтернативний варіант необхідно проаналізувати сучасні підходи до підтримання порід підшви в Україні і світі.

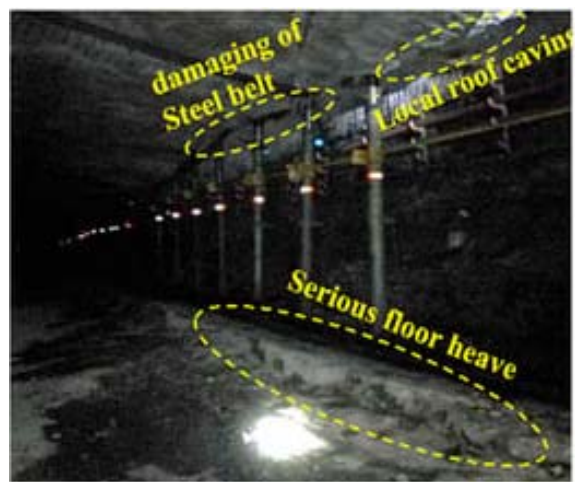
4. Огляд літературних джерел, що присвячені проблемі підняття порід підшви в гірничих виробках

4.1 Загальна оцінка проблеми стійкості порід підшви при відпрацювання вугільних родовищ

Сучасні системи підтримання гірничих виробок, включають анкерні кріплення, сталеві рамні кріплення, гідравлічні кріплення та комбіновані системи кріплень, які зазвичай успішно гірничих виробок полотна. Однак часто підняття підшви все ще є серйозним явищем руйнування порід в гірничих виробках. Фотографії прикладів підняття підшви в гірничих виробках на вугільних шахтах світу, по які звітують представлені на рис. 4.1 [1-2].



а)



б)

Рисунок 4.1 – Явище підняття підшви в штреках вугільних шахт (а) за публікацією Sungsoon M і ін. [1], (б) за публікацією Lai X.P і ін. [2]

Таким чином забезпечення стійкого стану підшви штреків є проблемою для багатьох шахт, що видобувають кам'яне вгілля.

Багато вчених використовували теоретичний аналіз, фізичні експерименти та чисельне моделювання, щоб дослідити процес підняття

підосви в глибоких шахтах з слабкими породами та запропонували різні рішення. Однак проблема до сьогодні ще не вирішена.

4.2 Сучасні способи контролю підняття підосви в штреках

Існуючі технології контролю підняття підосви досить розвинені; до них відносяться сталеві замкнуті кріплення (наприклад кільцеві) та бетонні перевернуті арки (зворотні склепіння), прорізи і щілини в підосві для зняття напружень в підосві або боках виробки, армування анкерами чи укріплення хімічними сумішами порід підосви.

Чжао та ін. [3] дослідили та запропонували U-подібну замкнуту опору з перевернутою аркою в підосві як метод покращення опорного ефекту навколишньої породи під час процесу підняття підосви (рисунок 4.2).

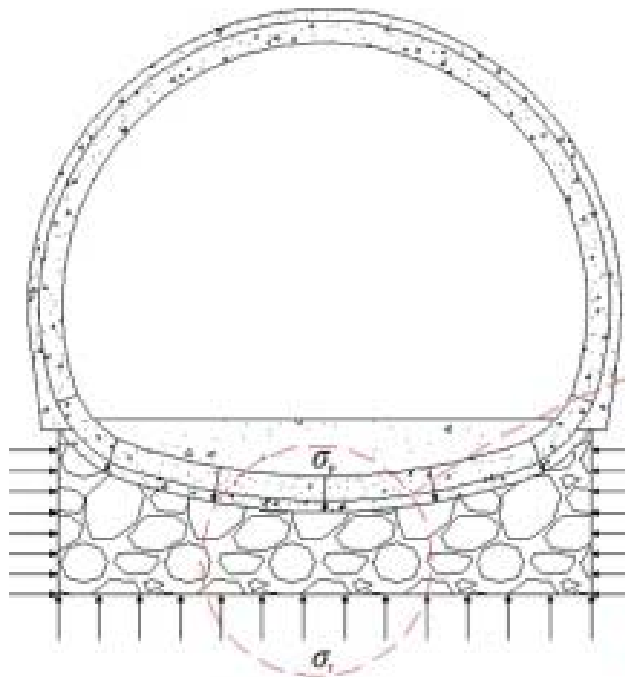


Рисунок 4.2 Замкнуте кріплення з перевернутою аркою запропоноване в [3]

Лі та ін. [4] запропонував технологію подвійного кріплення з двох оболонок для високонапружених слабких гірських доріг (рис. 4.3). Авторами

наведено метод проектування внутрішньої та зовнішньої оболонок і проаналізовано принцип і вимоги до опорної технології В якості умов для проведення досліджень взято штрек гор. –850 м вугільної шахти Qujiang. Результати польових досліджень показують, що така двох опорна технологія може якісно контролювати деформацію дорожнього порід, в тому числі і підосви під високим навантаженням. Переміщення між боками склало 851 мм, переміщення покрівлі 430 мм, підосви 510 мм.

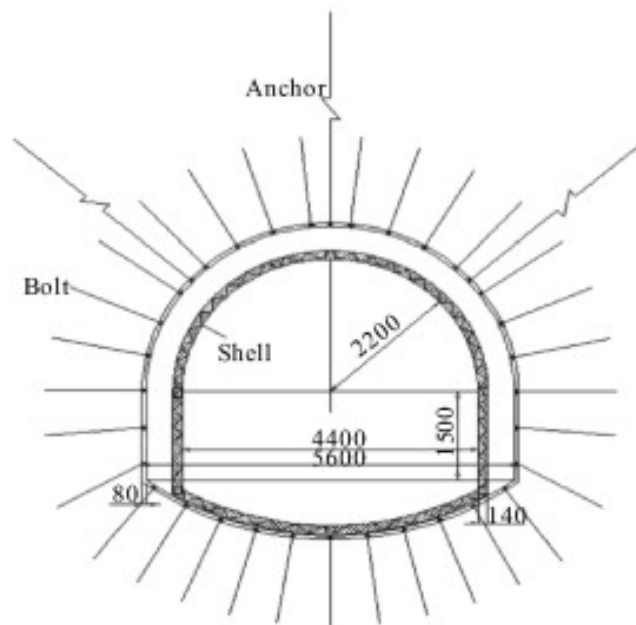


Рисунок 4.3 Замкнуте двошарове кріплення запропоноване в [4]

Описане вище технічне рішення являє собою комбінацію двох типів кріплення. Комбіновані системи достатньо поширені сьогодні в світі. Так, наприклад, Чжен та ін. [5] розробили композитну конструкцію, що включає бетонні анкери та болти, щоб контролювати пучіння підосви (рис. 4.4). Така система кріплення має напівзакриту структуру може зміцнити підосви та два нижні кути виробки.

Крім того, авторами з урахуванням практичних умов було запропоновано опорну систему для штреків шахти Чанкунь. Польове дослідження показали, що підняття підосви внаслідок такого впровадження було зменшено на 78,2%.

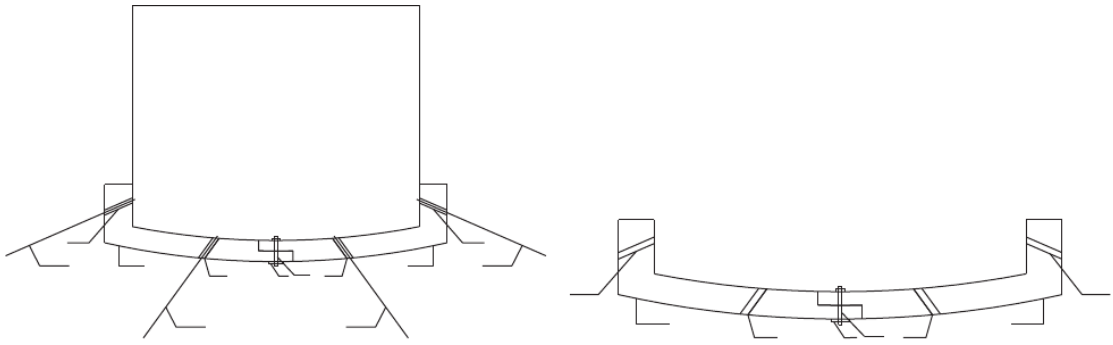


Рисунок 4.4 – Зворотнє композитне кріплення для підшови виробок, розроблене Чжен та ін. [5]

За допомогою польових досліджень, та ін. [6] встановили причини нестабільності звичайної конструкції перевернутої арки та запропонували нову конструкцію, що складається з сталевого круглого каркасу з 36U з комбінацією з анкерів, сітки та торкретбетону, для контролю підняття підшови (рис. 4.5).

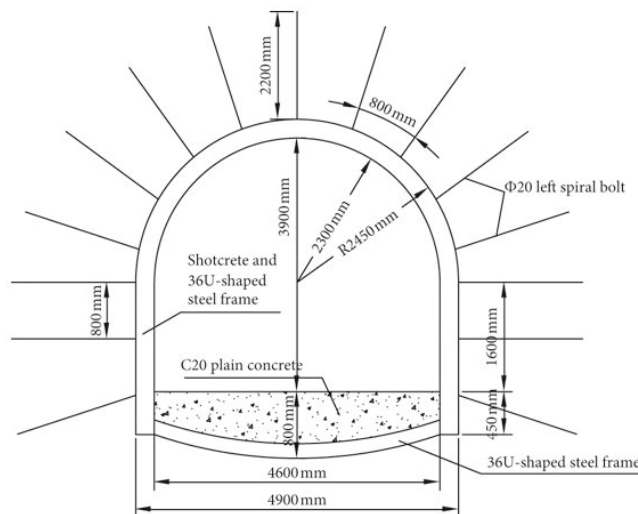


Рисунок 4.5 – Комбіноване кріплення штреків з зворотнім склепінням і засипкою в підшві виробок, розроблене Wang та ін. [6]

Системи комбінованого кріплення на основі використання кріплення зі зворотнім склепінням є дуже дорогими, через наявність великої кількості металокріплення. До того ж зведення таких кріплень потребує великої кількості додаткових матеріалів і трудових ресурсів. Такі складні конструкції

кріплення достатньо повільно зводяться, тому високі темпи проведення забезпечити складно. Головним недоліком таких систем в наших умовах є те, що ремонтувати виробки в випадку руйнування цих систем вкрай складно. Тільки немеханізовані роботи з розбиранням і демонтажем елементів кріплення в підшві. Ці недоліки стримують широке використання комбінованих систем кріплення з зворотнім склепінням у вітчизняних умовах.

Chen та ін. [7] запропонували інноваційну схему контролю підняття підшви, яка є комплексним заходом «вирізання канавки в підшві + свердління свердловин для скидання тиску з боку штреків + встановлення утримуючих паль на стику боку штрека та підшви».

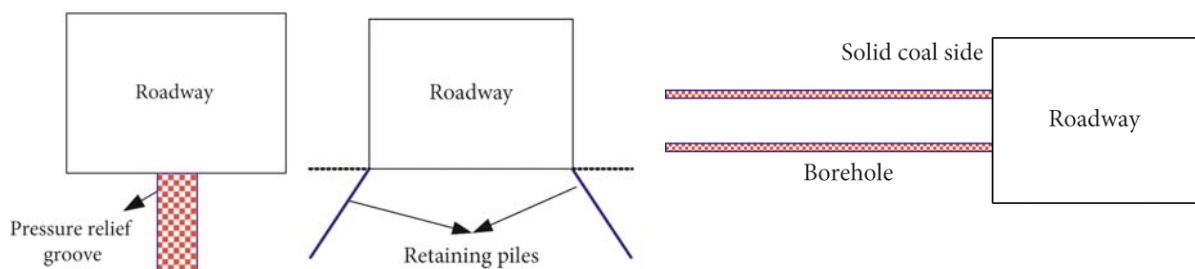


Рисунок 4.6 – Послідовність реалізації заходів з підтримання підшви, за способом запропонованим Chen та ін. [7]

Т. Yang і J. Zhang [8] запропонували щілину для скидання тиску для запобігання підняттю підшви, створили механічну модель щілини для скидання тиску та надали метод визначення ширини щілини для скидання тиску (рис. 4.7).

Способи забезпечення стійкості підшви виробок прорізанням щілин достатньо добре відомі і ефективні. Однак практичне використання їх сьогодні вкрай обмежено через відсутність техніки для механізації робіт з прорізання щілин. Спорудження порожнин в підшві буро вибуховим способом добре відомо в Україні. Воно реалізовано в способі вибухо-щілинного розвантаження (ВЩР) (рис. 4.8).

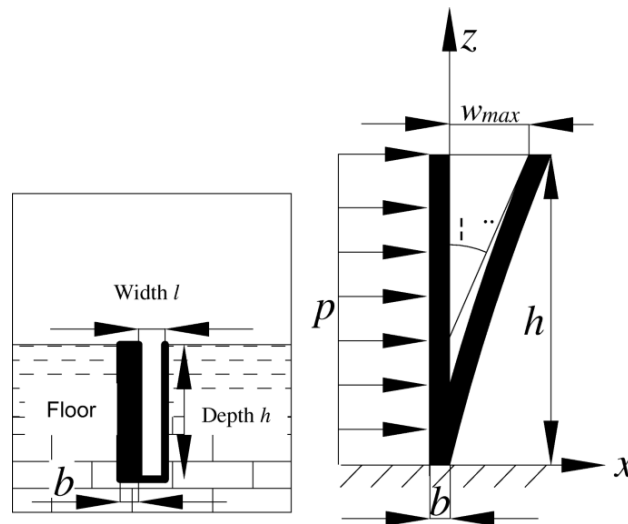


Рисунок 4.7 – Схема розрахунку ширини і глибини щілини для розвантаження від підвищеного тиск як способу боротьби з підняттям підосви , за способом запропонованим Т. Yang і J. Zhang [8]

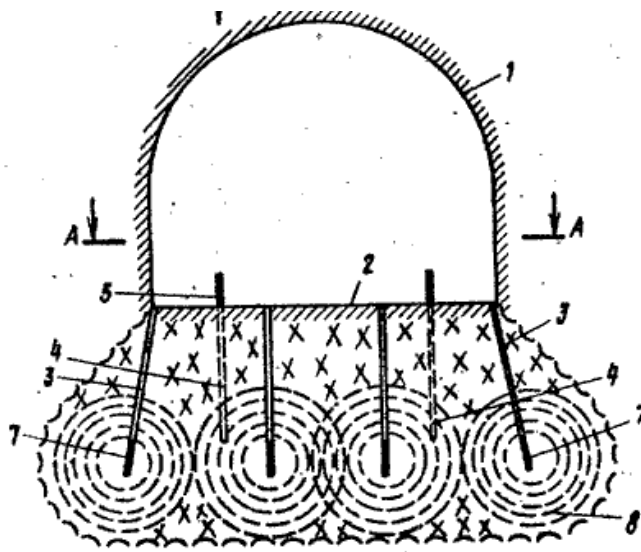


Рисунок 4.8 – Спосіб вибухо - щілинного розвантаження підосви

1 – штрек, 2 – підосва штрека, 3 – шпур, 4 – шпур, що заряджається, 5 – патрон вибухової речовини, що заряджається, 7 – патрон вибухової речовини в шпурі, 8 – розвантажені вибухом породи

Однак практика використання способу ВЩР накопичена в 80-90х роках минулого століття показала, що при вибуховому руйнування порушується міцність масиву і з часом підняття підосви знов активізуються і навіть

Порівняно з звичайними сталевими полімерними анкерами, що закріплюються смолами, гідравлічні розпирні анкери мають інший механізм кріплення та перевагу застосування. Відповідно до робочого механізму гідравлічного розпирного анкера, його сила виражається в чотирьох формах, включаючи силу анкерування опори, силу анкерування натягу, силу анкерування розширення та дотичну силу анкерування, і їх значення можна отримати на основі розрахункових формул. Серед них розширювальна анкерна сила, яка є унікальною анкерною силою гідравлічного розпирного болта, може забезпечити обмежувальний тиск для підвищення міцності породи. З метою вирішення проблеми контролю стійкості порід на вугільній шахті Jinbaotun, яка має подвійний шар із 40 U-подібних кріплень і не може забезпечити достатній опір для контролю зсуву підшви, було впроваджено гідравлічні розпирні болти. Спостережувані результати вказують на те, що гідравлічні розпирні болти можуть запобігти розвитку пластичної зони в породах підшви.

Такий спосіб забезпечення стійкості підшви хоч і ефективний, але потребує спеціальних анкерів, що встановлюються гідравлічним розпором. Такі анкери не використовуються в Україні. До того ж для встановлення таких анкерів необхідні спеціальні додаткові установки і обладнання. Через це використовувати цей спосіб в умовах ш. Капітальна неможливо.

Не та ін. [10] запропонували метод контролю підняття підшви за допомогою технології «анкер-сітка-анкер», з канатним анкером у ключовому місці і кутовим цементуванням. Схожий спосіб підтримання порід підшви в стійкому стані був запропонований Yang та ін. [11]. Вони досліджували метод контролю підняття підшви високонапруженої виробки з м'яких порід і запропонували технологію підтримання «анкер-сітка-анкер-основа кутовий анкер-гнучка ферма» для контролю пучки підлоги дороги.

Wang та ін. [12] за допомогою чисельного моделювання та теоретичного аналізу визначили, що ефективним методом контролю пучення підлоги є «самосвердлюючий анкерний болт» + «високоміцний арматурний анкерний

болт» + «сталевий пояс типу W» + «сталева сітка» + анкерний трос (рис. 4.10).

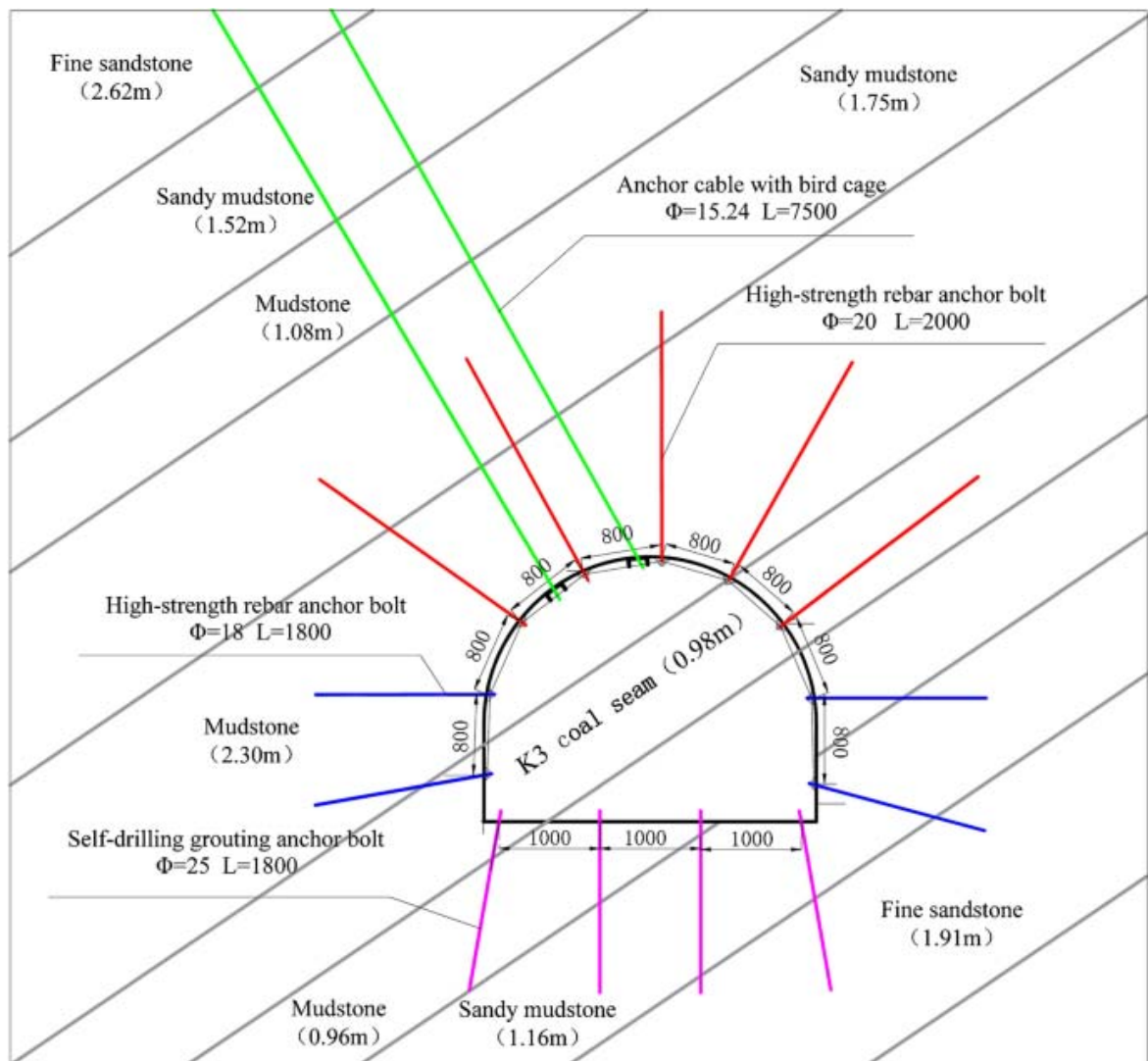


Рисунок 4.10 – Схема способу боротьби з підняттям підосви анкетуванням порід, запропонованого Wang та ін. [12]

З огляду на значні деформації та складні проблеми з підтримкою в штреці № 5313 на шахті Саньхуей № 3 механічні властивості навколишньої породи були визначені за допомогою лабораторних експериментів, а причина зсуву підлоги була визначена як течія гірської маси, викликана стисненням. Щоб виявити механізм деформації штреку, за допомогою чисельного моделювання було створено механічну модель для аналізу деформації, розподілу напружень та розподілу пластичної зони навколишньої породи,

коли штрек був без кріплення та під початковим кріпленням. Результати показали, що на штрек впливають головним чином руйнування на розтягування і зсув. Покрівля штрека була ефективно підтримана, і осідання не було великим, тоді як пошкодження боків та підосви були серйозними. За допомогою польових випробувань підтверджено, що можна контролювати деформацію боків приблизно на 100 мм, а підосву – на 90 мм. Схема опор може ефективно контролювати деформацію дорожнього полотна та забезпечувати безпеку. Можна зробити висновок, що кріплення для штрека з м'яких порід повинно покривати всю поверхню контура виробки, а не тільки покрівлю і бока.

Автори [10-12] шляхом дослідження механізму підняття підосви штреку визначили основні фактори впливу на цей процес. Було виявлено, що високі напруги разом з набухаючими композитними м'якими породами є основною причиною підняття підосви. На цій основі була запропонована та застосована в польових умовах нова технологія кріплення. Результати чисельного аналізу та польового моніторингу показали, що технологія контролю підняття підосви штреків може покращити напружений стан навколишньої породи підлоги, усунути деформацію зсуву та ковзання нижнього кута, ефективно контролювати деформацію підосви та забезпечити загальну стійкість виробки. Як вже було описано в 2 розділі магістерської роботи в умовах шахти Капітально умови гірничо-геологічні і гірничотехнічні схожі з китайськими шахтами в яких було проведено описані в статтях дослідження. Глибина ведення робіт велика, стійкість порід мала. Таким чином такі технології можуть бути запроваджені в умовах підприємства.

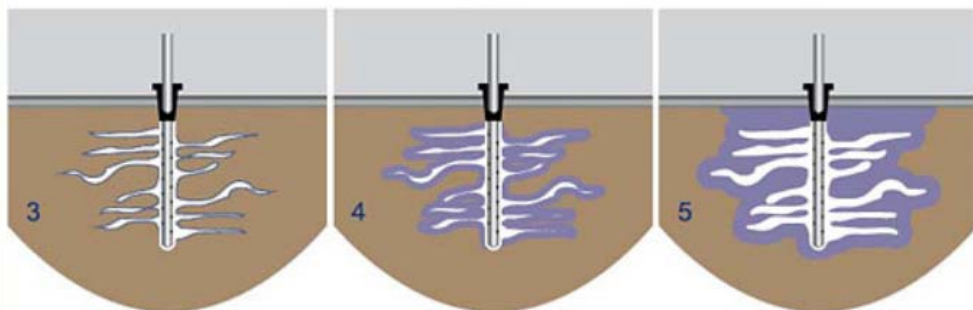
Останнім способом підтримання підосви є нагнітання хімічних скріплюючих сумішей в породи підосви. Існують різні технології забезпечення стійкості виробок нагнітанням сумішей. До того ж суміші бувають різні: мочевино-формальдегідні смоли, полімерні смоли, цементи,

спеціальні суміші складної хімічної будови з ефектом полімеризованого твердіння.

Zhang та ін. [13] вдалося контролювати підняття підшови у штреках за допомогою цементного зміцнення. Підняття підшови при цьому складало більше метра (рис. 4.11). Результати продемонстрували, що було досягнуто досить хорошого результату в польових умовах. В ідеалі при реалізації різних схем зміцнення, запропонованих автором підняття підшови можна зменшити на 41%, 62% і 79%, якщо шари підлоги глибиною 1 м були зміцнені схемами цементування I, II і III відповідно. Схожі рішення запропоновані Shimada та ін. [14]. Вони також досліджували ефект зміцнення порід цементними сумішами з різними водоцементними співвідношеннями.



а)



б)

Рисунок 4.11 – Підняття підшови в штреці перед зміцненням цементними розчинами [22] принцип зміцнення порід цементуванням

Спосіб цементизації достатньо ефективний. Згідно з аналізом літератури розвиток цього способу майже не відбувався протягом останніх десятиліть. Основним недоліком цього способу ж є складність контролювання якості зміцнення і розмірів і форми зміцнених областей. Оскільки тріщинуватість порід не однакова по довжині штрека суміші можуть нагнітатись нерівномірно, а в зоні підвищеної тріщинуватості більше, навіть коли тріщини виходять за контур виробки.

Аналіз проведених досліджень літератури дозволяє зробити висновок, що найкращим варіантом, що використовується найбільш широко в світовій практиці є армування порід підшви анкерами.

4.3 Аналіз сучасних способів дослідження механізму підняття підшви і визначення параметрів способів боротьби з пучінням

Сучасні наукові і інженерно-технічні дослідження в зазначеній галузі ведуться в трьох напрямках:

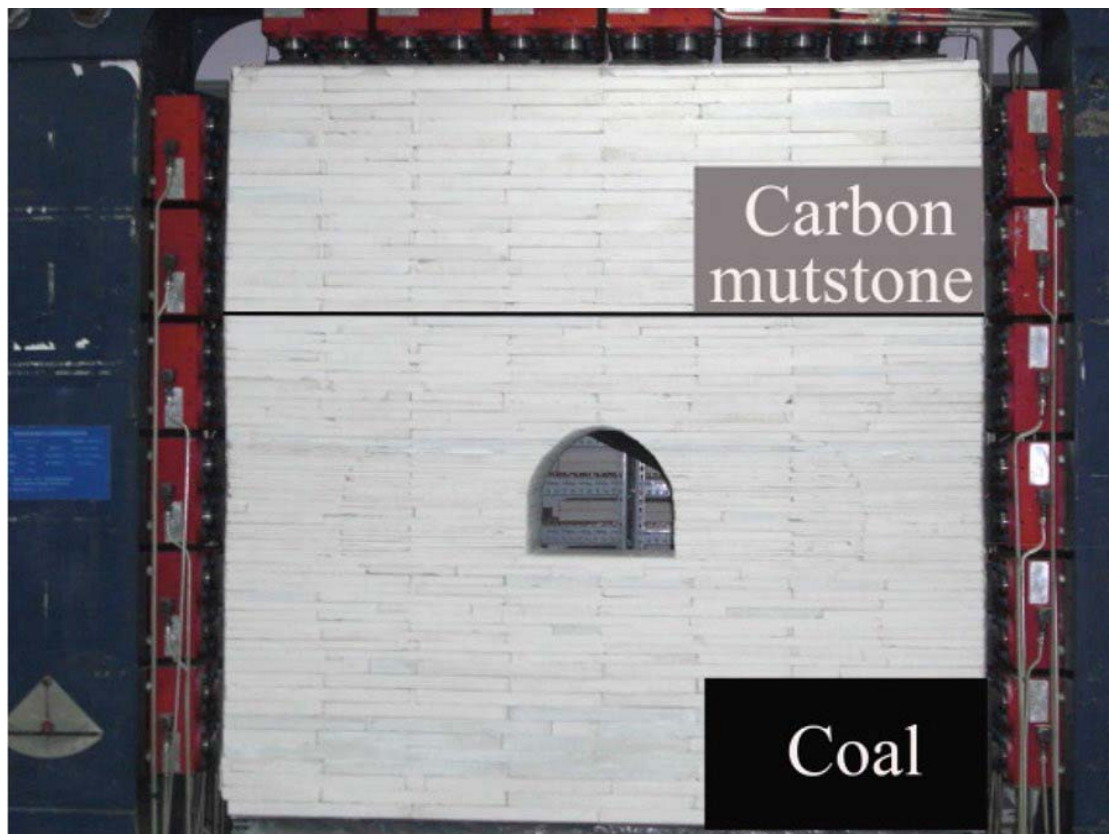
- аналітичні математичні розрахунки;
- фізичне моделювання процесів підняття підшви;
- чисельне комп'юторне моделювання.

Перший метод для дослідження процесів підняття підшви майже не використовується, оскільки ґрунтується на класичному рішенні математичних рівнянь в теорії пружності або пластичності. Проте готових математичних рішень, що з високою достовірністю дозволяли би описувати реальні процеси в цій галузі до сих пір немає. А для того щоб самостійно писати математичні формули треба мати відповідну освіту. До того ж для встановлення значень коефіцієнтів необхідно додатково проводити відповідні експериментальні роботи. Тому цей метод досліджень використовується зараз рідко.

Другий метод ґрунтується в імітуванні за допомогою різних методів фізичного моделювання процесів підняття підшви. Для цього створюються

моделі з спеціальних матеріалів, які можуть імітувати поведінку гірських порід під навантаженням в відповідному масштабі.

Приклад такої моделі наведено на рис. 4.12.



a)

б)

в)



Рисунок 4.12 – Фізична модель для дослідження процесу підняття підлоги а) загальний вигляд моделі; б) кріплення; в) вид кріплення в моделі

Це як правило суміші на основі піщано-парафінових матеріалів. Для виконання таких досліджень створюються спеціальні моделі в жорстких металевих рамах в які розміщують шарами суміші, що імітують поведінку гірських порід. Навантаження прикладається через систему гідравлічних домкратів. Такі моделі створюються в певному масштабі з врахуванням положень теорії подібності. Результати аналізуються через систему датчиків і реперних точок, які встановлені в моделях під час їх виготовлення.

Для виконання таких досліджень треба спеціальні лабораторії. Така лабораторія була і на Гірничому факультеті в ДонНТУ (2.108). Але через ракетний обстріл 2 корпусу університету вона була зруйнована і проводити подібні дослідження зараз немає можливості.

Таким чином єдиним методом, яким можна проводити дослідження під час воєнного часу залишається метод чисельного комп'ютерного моделювання. Такий метод дозволяє імітувати комп'ютерною програмою поведінку навколо гірничої виробки і роботу різних систем кріплення. При цьому аналізуються кольорові ізополя напружень і деформацій. Кожний колір відповідає відповідному цифровому діапазону розрахованої величини, наприклад головних напружень, або напружень Мізеса, або переміщень чи деформацій. Існують різні програмні продукти для проведення такого моделювання.

Більшість сучасних досліджень з аналізу стійкості виробок базується на результатах чисельного моделювання. Zhao та ін. [3], Chen та ін. [5], Zhang та ін. [13], Sun та ін. [14] використовували моделювання на FLAC3D. Ця програма є самою сучасною і має багато вбудованих опцій для зручного моделювання різних геомеханічних об'єктів. Вона найбільш популярна серед вчених, що досліджують стійкість гірничих виробок як при пружній постановці задачі, так і з врахуванням дефектів навколо виробки.

Візуально представити як працює ця програма можна проаналізувавши рис. 4.13, на якому представлено загальна схема моделі і збільшена частина моделі біля виробки.

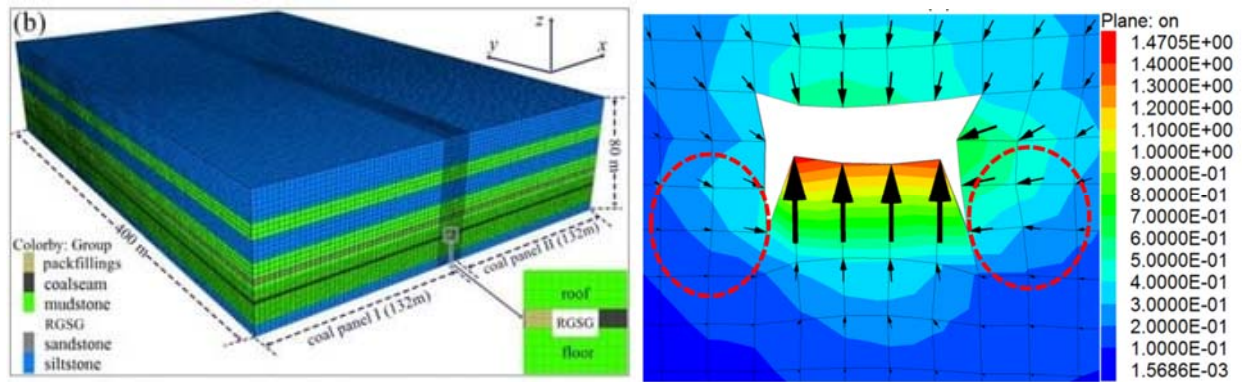


Рисунок 4.13 – Комп'ютерна чисельна модель у FLAC3D для дослідження процесу підняття підшви а) загальний вигляд моделі; б) виробка укрупнено

Однак основним недоліком цієї програми є її висока ціна. При цьому академічна версія програми для навчальних цілей не поставляється. Тому використовувати її можна тільки отримавши ліцензію, яка є дуже дорогою. Для наших умов цей варіант не підходить.

Zhang та ін. [15] моделював механізм руйнування порід навколо штрека за допомогою програми UDEC. Цей продукт дозволяє моделювати навіть руйнування порід навколо виробок. До того ж можна досліджувати вплив кріплення різного типу: як анкерного, так і рамного, а також комбінованого. Приклад розрахунку програмою UDEC [15] наведено на рис. 4.14.

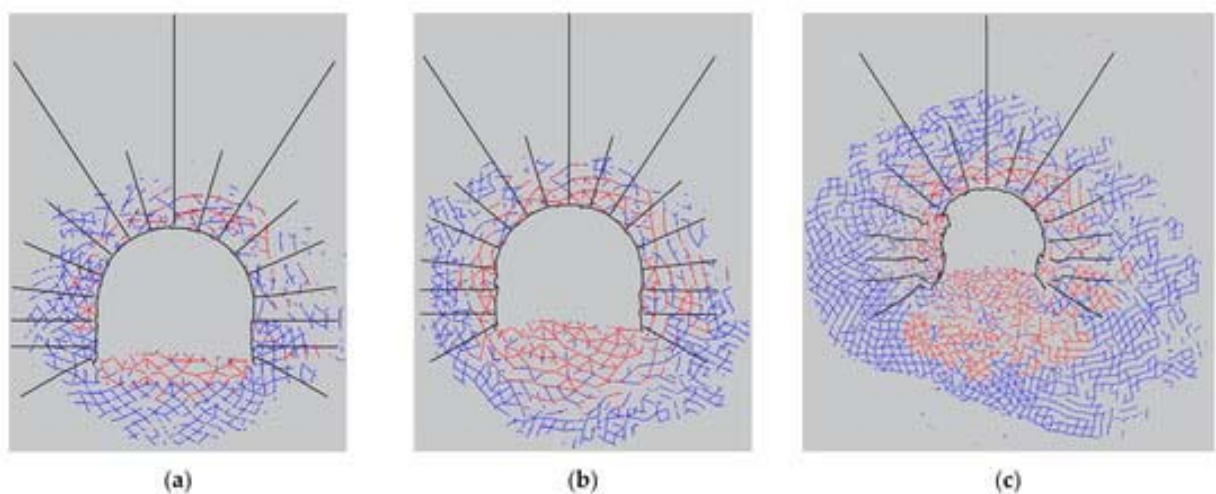


Рисунок 4.14 – Комп'ютерна чисельна модель у UDEC [15]

Така програма навіть краще ніж FLAC3D, через те, що вона може моделювати зруйновані породи, що відповідає реальній картині руйнування навколо виробки. Але ця програма має ті самі недоліки, що і попередня. Тому, не дивлячись на її переваги ми не можемо її використовувати.

Ще однією програмою чисельного комп'ютерного моделювання є програма ANSYS. Приклад розрахунку поля напружень навколо гірничої виробки цією програмою наведено на рис. 4.15.

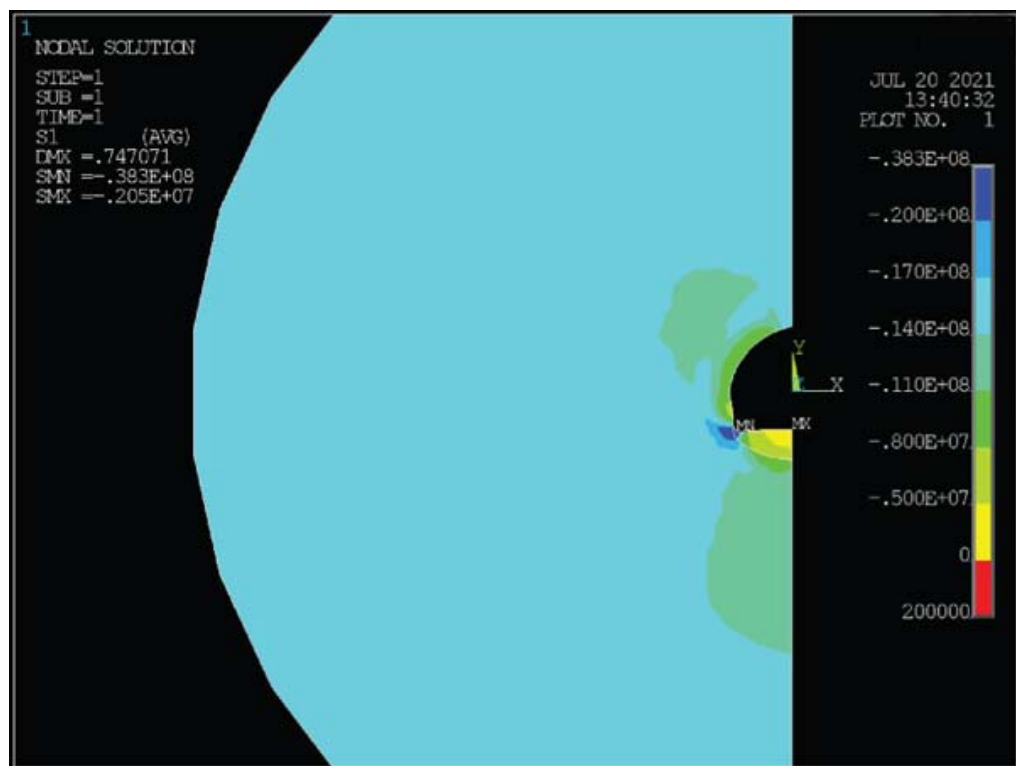


Рисунок 4.15 – Розрахунок головних максимальних напружень навколо виробки за допомогою програми ANSYS

Цей програмний комплекс не має спеціального геомеханічного модуля, однак в ручному режимі дозволяє задавати широкий діапазон вихідних умов для виконання математичного моделювання. Найбільшою перевагою цієї програми для магістерської роботи є те, що компанія ANSYS надає академічну безкоштовну версію програми в рамках грантової допомоги студентам. Після реєстрації і залишення заявки на сайті

<https://www.ansys.com/academic>, компанією було надано академічну ліцензію на час написання магістерської роботи.

До того ж на зазначеному вище сайті проводиться безкоштовне навчання основам користування цього програмного продукту.

Зазначені факти вплинули на вибір програмного комплексу для проведення розрахунків стійкості порід підшви в умовах шахти Капітальна.

5. Вибір типу анкерів для кріплення порід підосви

5.1 Аналіз варіантів армування порід підосви анкерами

В розділі 4 магістерської роботи зроблено висновок про доцільність вибору в якості способу боротьби з підняттям підосви армування анкерами. При цьому в різних варіантах використовуються як сталеві полімерні анкери, так і канатні. Класифікації анкерів, що використовуються сьогодні в гірництві, наведено на рис. 5.1.

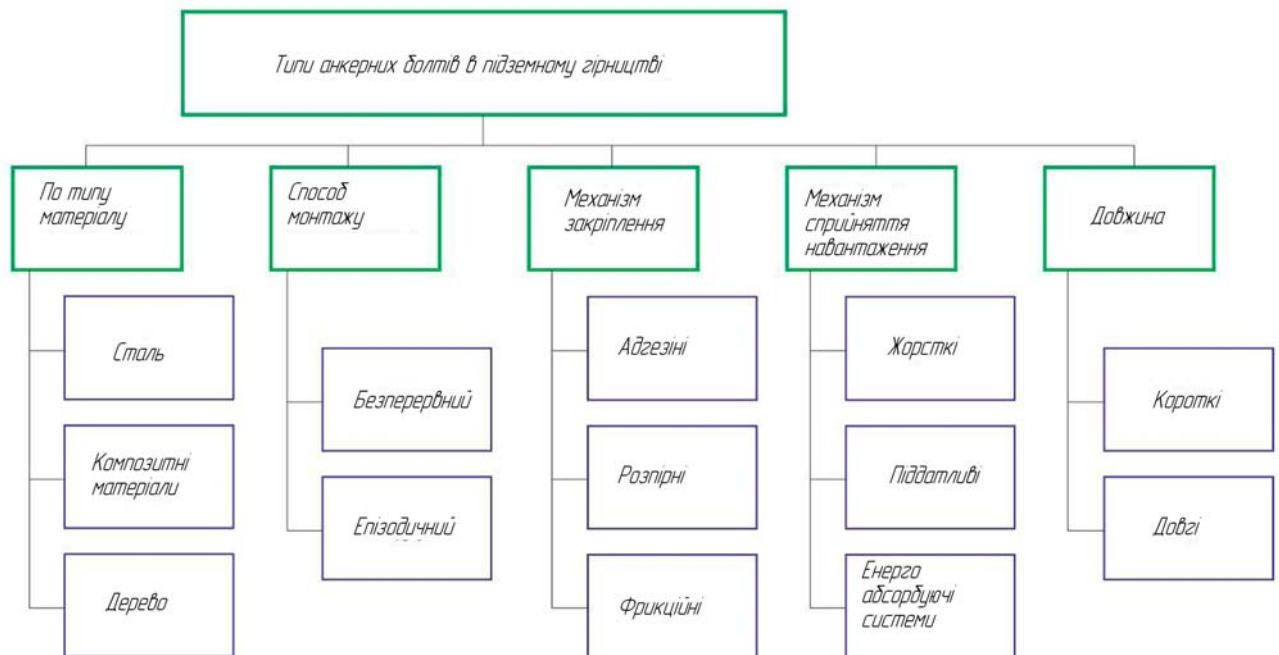


Рисунок 5.1 – Класифікації анкерів

Короткі анкери (довжина до 3м).

Сталеві розпирні анкери можуть виготовлятися як з арматурної сталі так і з канатів (рис. 5.2а). Ці анкери після установки натягуються за допомогою затягування гайки. Таким чином породи після установки таких анкерів стягнуті. Однак це працює тільки до тих пір, поки клин фіксує донну частину анкера в шпурі, як тільки він проковзує, кріплення перестає працювати.

Сталевополімерні анкери (рис. 5.2б) виготовляються з арматурної сталі, як правило, і кріпляться спеціальними смолами, або полімерами в шпурі. Це

найбільш розповсюджені анкери в Україні. В Україні такі анкери постачає компанія Оріка (у мин. Мінова) (табл. 5.2).

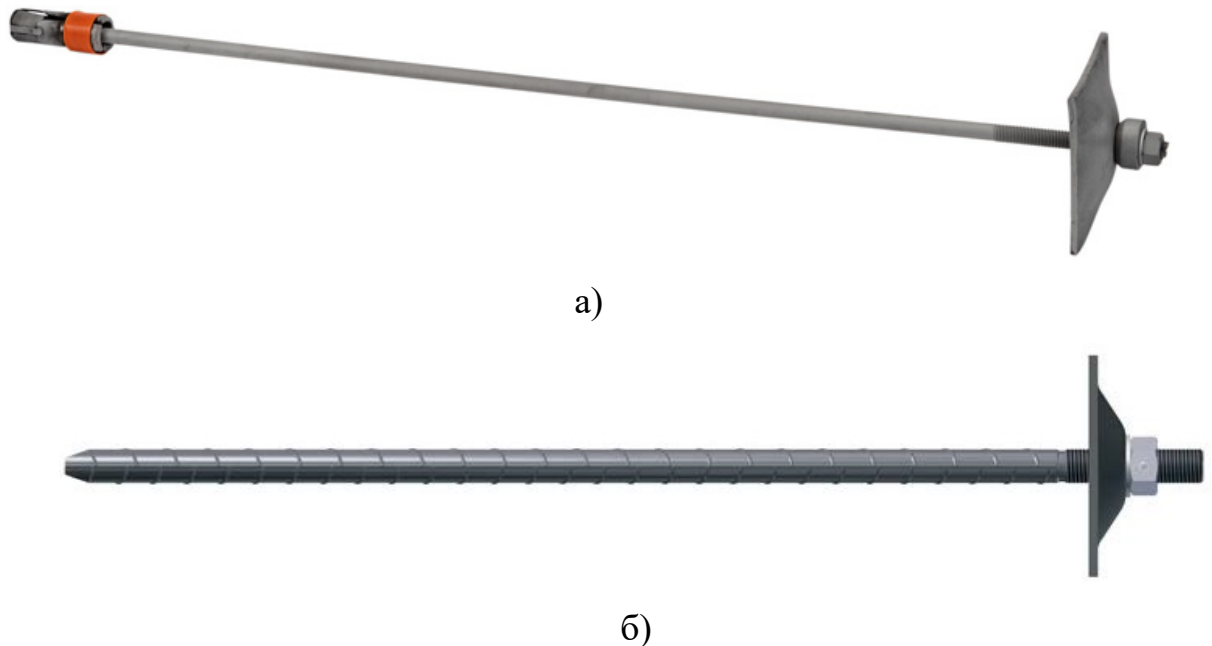


Рисунок 5.2 – Анкери: розпорний (а), сталевополімерний (б)

Таблиця 5.1 – Характеристика адгезійних анкерів

Характеристика	Сталевополімерний анкер Мінова
Діаметр, мм	20
Поперечний перетин, мм ²	329
Зусилля закріплення анкера, кН	240
Гайка, мм	32
Довжина, мм	2000 - 2,400

Для кріплення анкерів Оріка inc. пропонуються полімерні клеї широкого діапазону властивостей. Обираємо клейову суміш Локсет Поліестер в ампулах. Це суміш клею з двох елементів: (I) мастика на базі поліефірної смоли, (II) закріплювач з перекису органіки. Компоненти відокремлюються оболонками. Часові рамки реакції сумішей можуть змінюватись в залежності від запитів споживача. Номенклатура і маркування Локсет позначає розміри, рецепт, термін полімеризації: маркуванням 24x600-

ST-180 позначається діаметр ампули 24мм, довжина 600мм, рецепт ST, полімеризація 180 секунд при температурі 20 ° С. Ампули Локсет встановлюють в шпур, кріплять в шпурі пластиковими парашутами після чого вводять анкер і руйнують ним оболонки при обертанні анкера станком. Реакція між компонентами протікає після розриву ампул і їх змішування, що призводить до твердіння і фіксації анкера в шпурі. Розташування ампул Локсет в шпурі наведено на рис. 5.3.

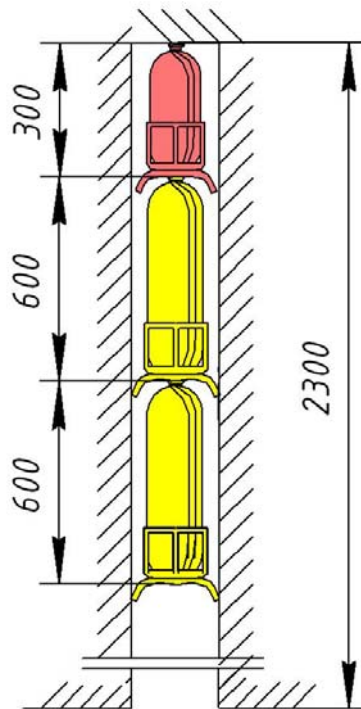


Рисунок 5.3 – Розташування ампул Локсет в шпурі

Довгі анкери також можуть бути канатні (гнучкі) і жорсткі з арматури. В випадку жорстких анкерів вони вготовляються складними, тобто елементи поєднуються між собою різьбовим з'єднанням. Але більшу популярність знайшли саме анкери канатні.

Канатні гнучкі анкери бувають звиті по різному і містити різну кількість жилок і їх форму. Оріка inc. В Україну канатні анкери KLV-15,5 15,5z (рис. 5.4).

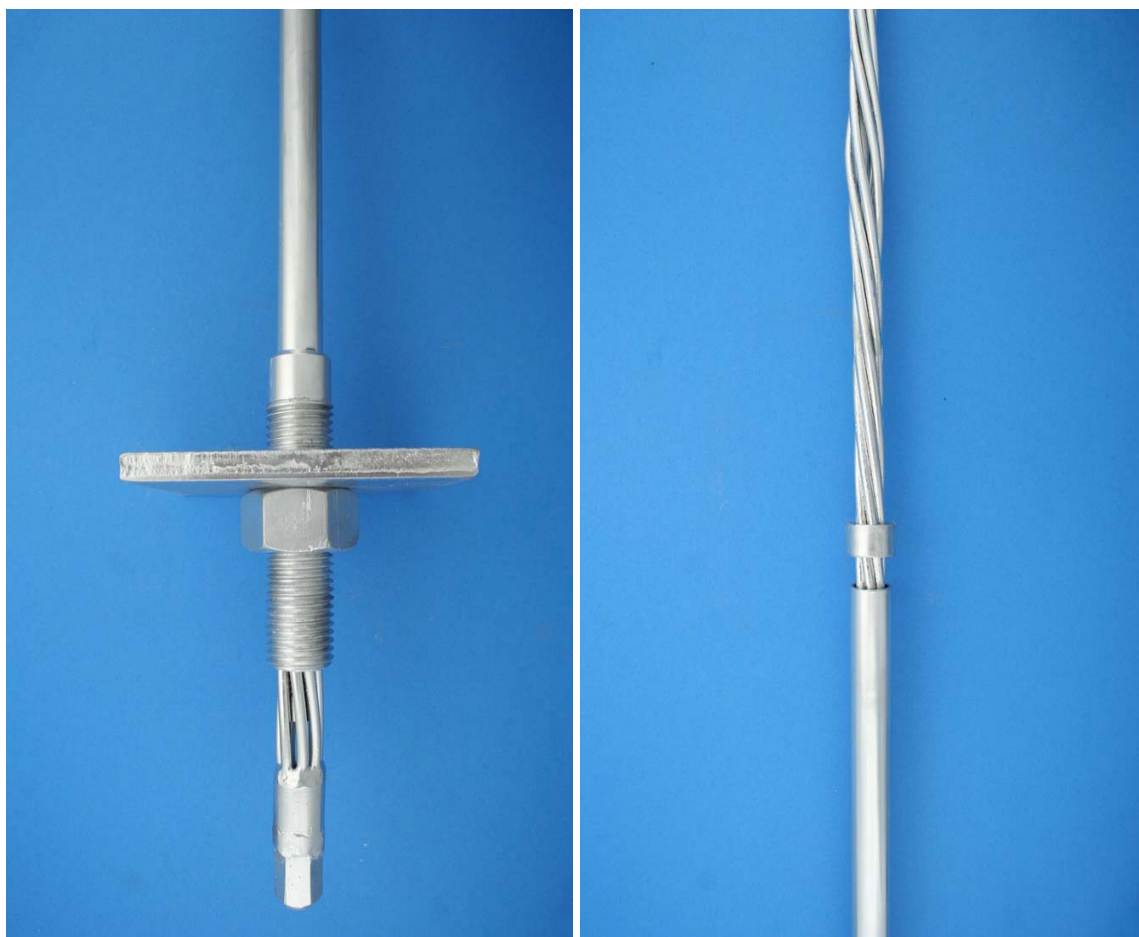


Рисунок 5.4 – Анкери гнучкі канатні KLV-15,5z

Анкери канатні закріплюються в донній частині шпура. Можуть бути як клинові замки для закріплення таких анкерів, так і ампули, що встановлюються в донну частину шпура. При такому закріпленні анкери натягуються.

5.2 Комплект кріплення для зміцнення порід підосви шахти Капітальна

Пропонується розглянути обидва варіанти анкерів. При цьому прийняти, що при довжині до 3 м анкери приймати сталеві полімерними з закріпленням по всій довжині шпура смолами, як наведено вище в п. 4.1. При довжині шпура більше 3 м використовувати довгі анкери гнучкі канатні, як наведено на рис. 5.4.

Який саме анкер обрати буде визначено в результаті розрахунку необхідної довжини при виборі параметрів, що буде наведено в наступному розділі магістерської роботи.

6. Вибір параметрів армування підшови штреку анкерним кріпленням

6.1 Опис моделі і методики моделювання

З аналізу сучасних методів дослідження процесів підняття підшови, який наведено в підрозділі 4.3, в якості методу проведення дослідження обрано метод чисельного комп'ютерного моделювання. Серед різних програм, що забезпечують можливість такого моделювання обрано ANSYS.

Цей програмний продукт академічної версії було використано для аналізу характеристик розподілу напруги та деформації породи навколо штрека до та після зміцнення порід підшови. Серед різних модулів цієї програми було обрано модуль неметалічної пластичності. Серед варіантів критеріальних рівнянь обрано рівняння Друкера-Прагера (рис. 6.1).

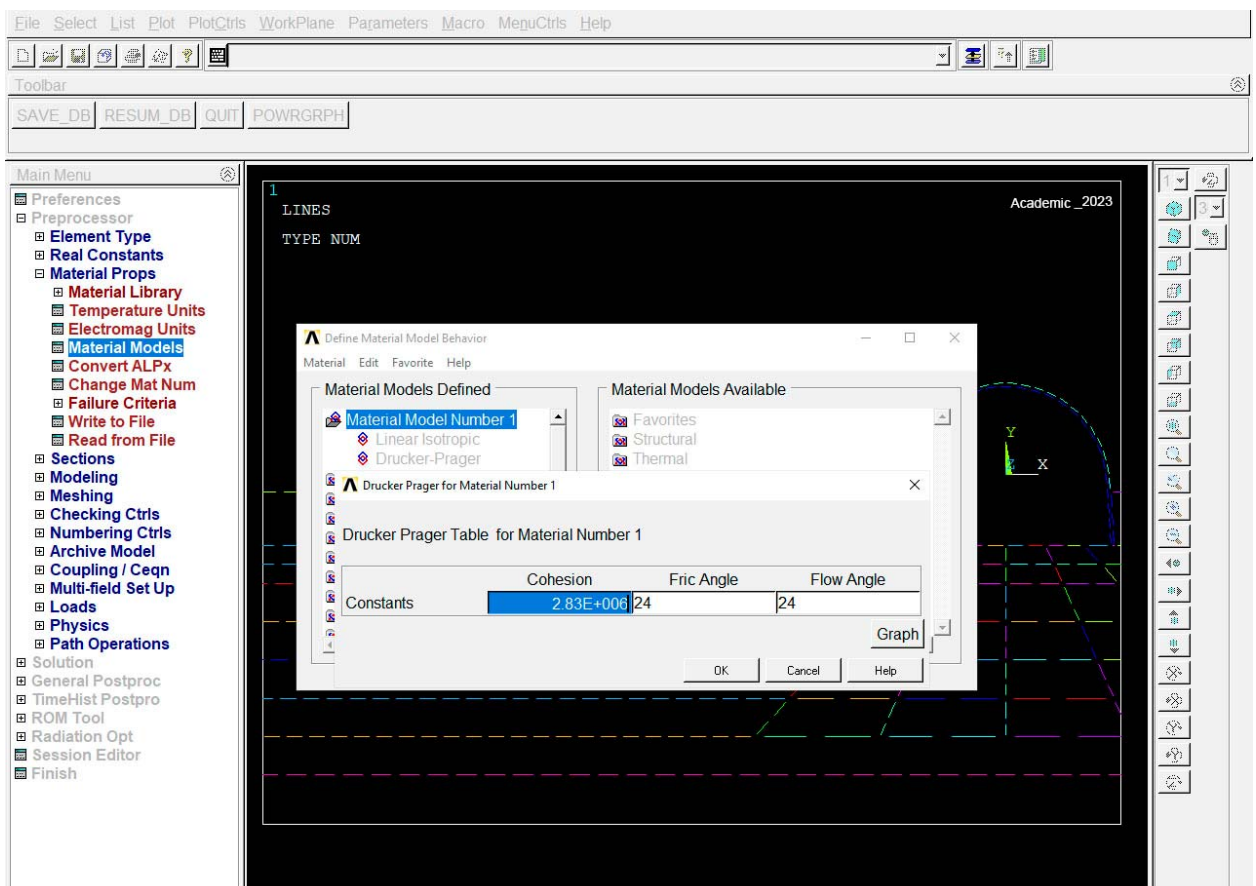
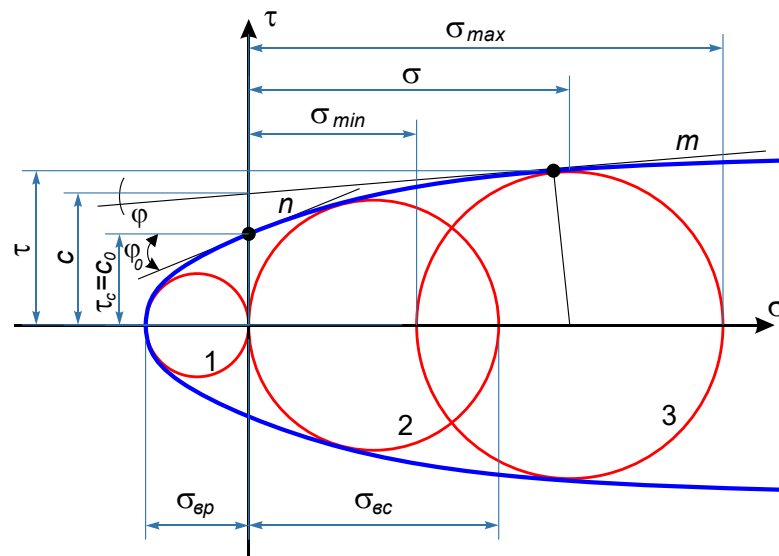


Рисунок 6.1 – Загальний вигляд панелі задач ANSYS

Обраний модуль дозволяє імітувати пластичну деформацію гірської породи та іншого її матеріалу, що залежить від тиску. Це відповідає властивостям гірських порід, в тому числі в зоні тріщинуватості.

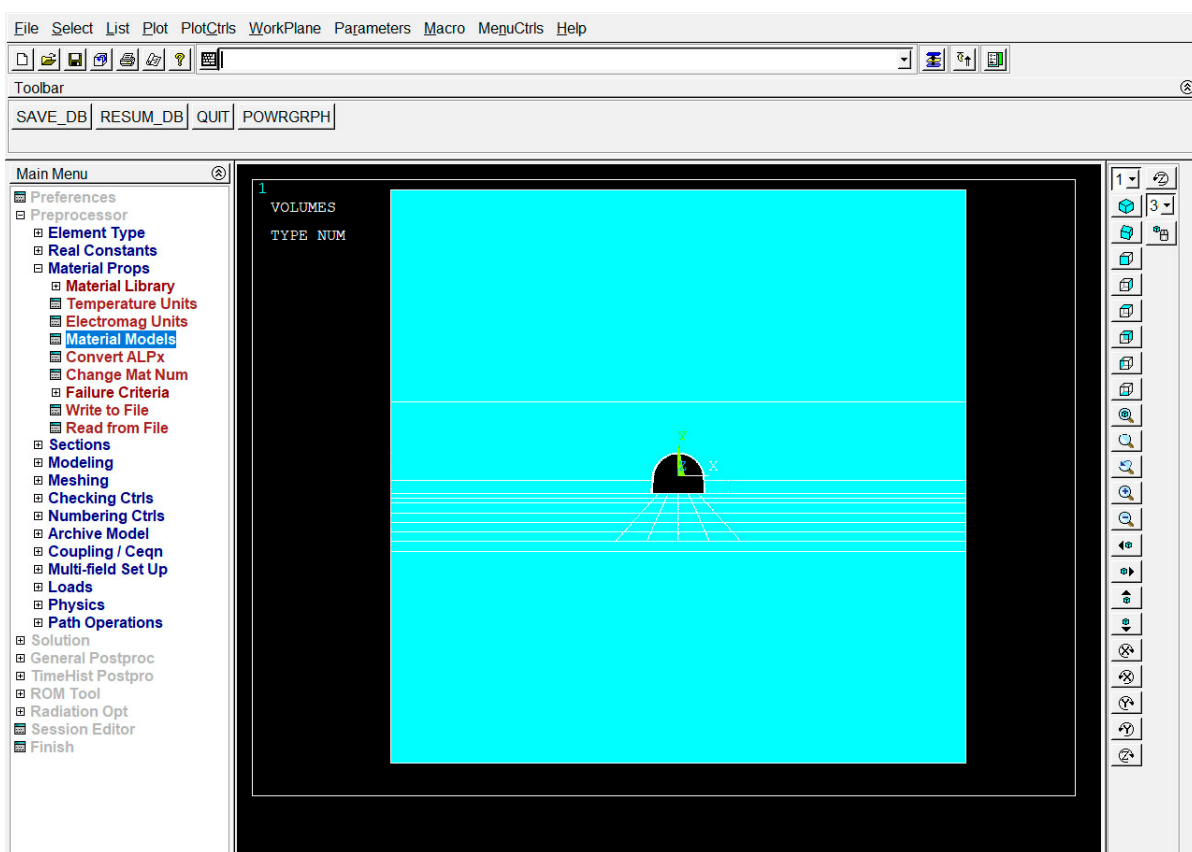
Властивості гірських порід були розраховані відповідно до рекомендацій, наведених в кадастрі фізики-механічних властивостей гірських порід. В якості вихідних даних для проведення розрахунків задавались модуль пружності, коефіцієнт Пуассона, об'ємна вага порід, коефіцієнт зчеплення, кут внутрішнього тертя. Розрахунок значення кута внутрішнього тертя для кожної породи проводили шляхом побудови кругових діаграм Кулона-Мора по відомих значенням межі міцності порід (рис. 6.2) [18].



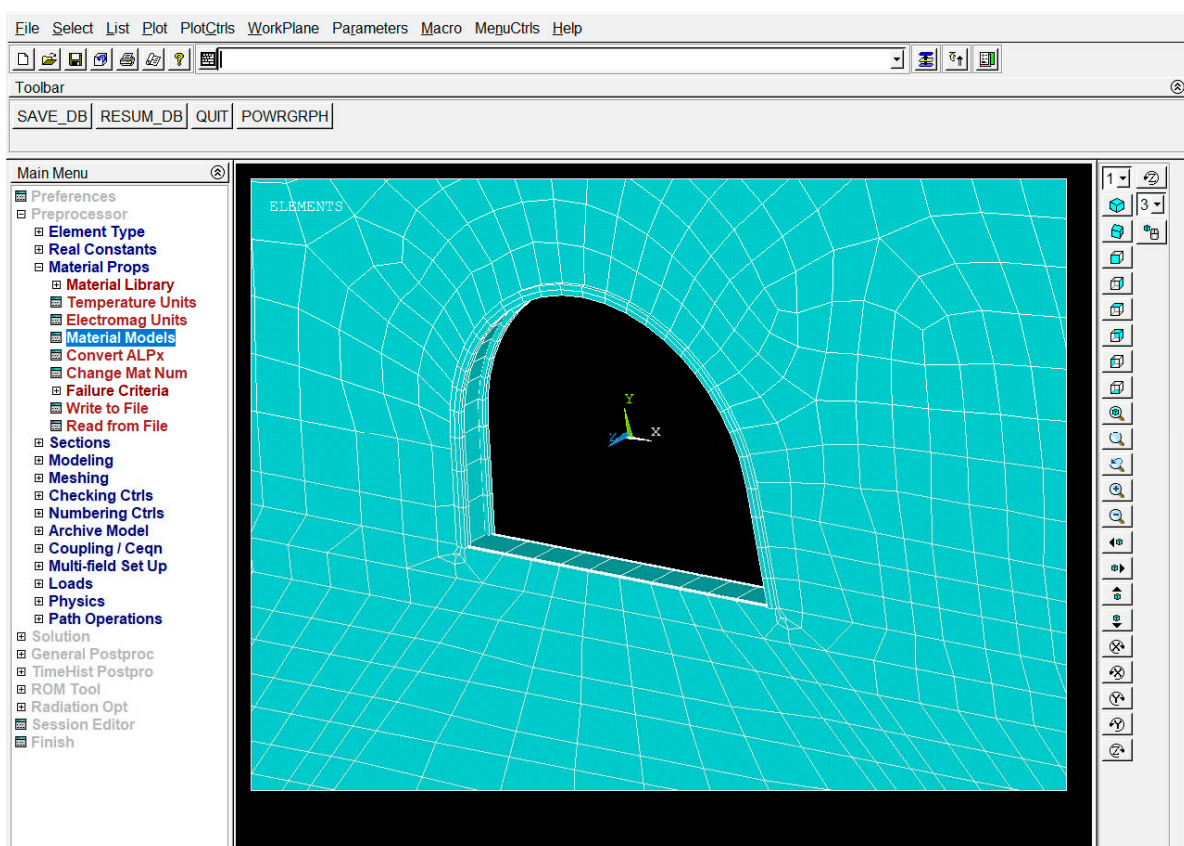
1 – коло одноосьового розтягування; 2 – коло одноосьового стиснення; 3 – коло об'ємного стиснення

Рисунок 6.2 – Паспорт міцності гірської породи

Модель імітує поперечний переріз конв. штрека 5 південної лави бл. 3 пл l_3 . Виконується умова симетрії та рівномірності. Числову модель створювали відповідно до фактичних інженерно-геологічних умов наведених в розділі 3. Модель мала ширину 60 м і висоту 60 м (рис. 6.3а), щоб врахувати зону впливу виробки, яка, як відомо за рішенням задачі Коші становить 5 радіусів виробки.



a)



б)

Рисунок 6.3 – Геометрична стадія моделювання

З метою спрощення кут залягання порід був прийнятий горизонтальним. Вертикальний тиск прикладався еквівалентно вазі гірських порід на глибині розробки (800 м) до верхньої частини моделі. Штрек шатроподібної форми, кріплення КПШУ-17,7 (рис. 6.3б). Затяжка - дерев'яні дошки моделювалися пластинами.

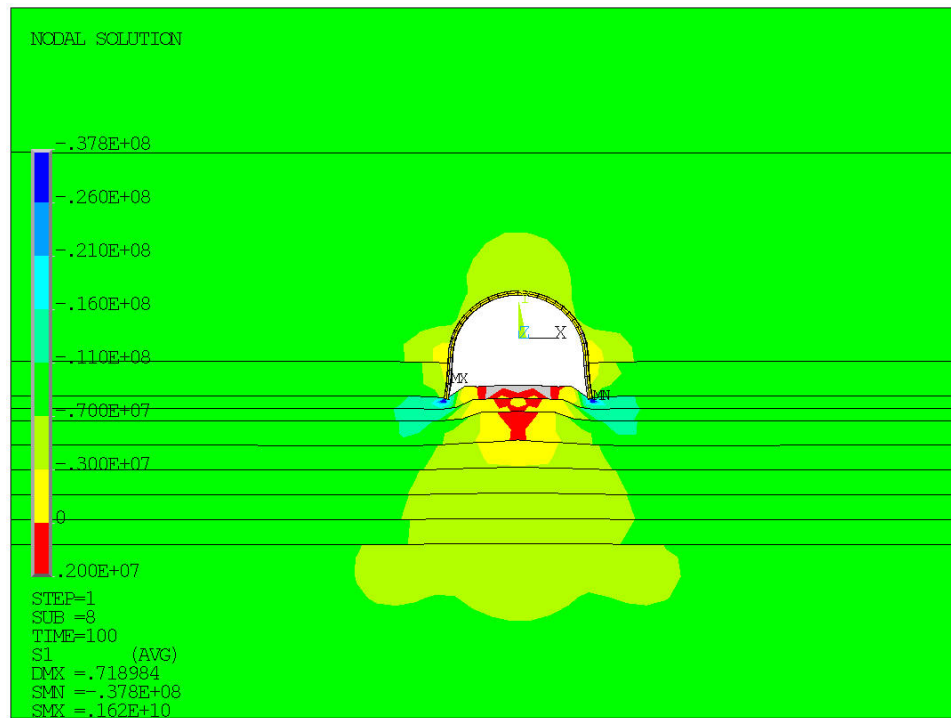
6.2 Результати моделювання

Спочатку проаналізуємо ситуацію, що розвивається навколо виробки без зміцнення порід підосви. Розподіл напружень навколишніх порід наведено на рис. 6.4. Видно, що в підосві штрека утворюється зона знижених максимальних головних напружень σ_1 (рис. 6.4а). На відстані від поверхні підосви до глибини 5м напруження σ_1 в 2-3 рази менше, ніж поза впливом штрека. Рівень розтягуючих напружень біля контуру підосви в центральній частині поперечного перерізу штрека перевищує міцність аргіліту на розрив. Це потенційна зона руйнування порід. Ця область виділена сірим і червоним кольором. Зі сторони штреку розмір зони зменшення σ_1 досягає 2,5м. Незначне зниження напружень відбувається і в покрівлі.

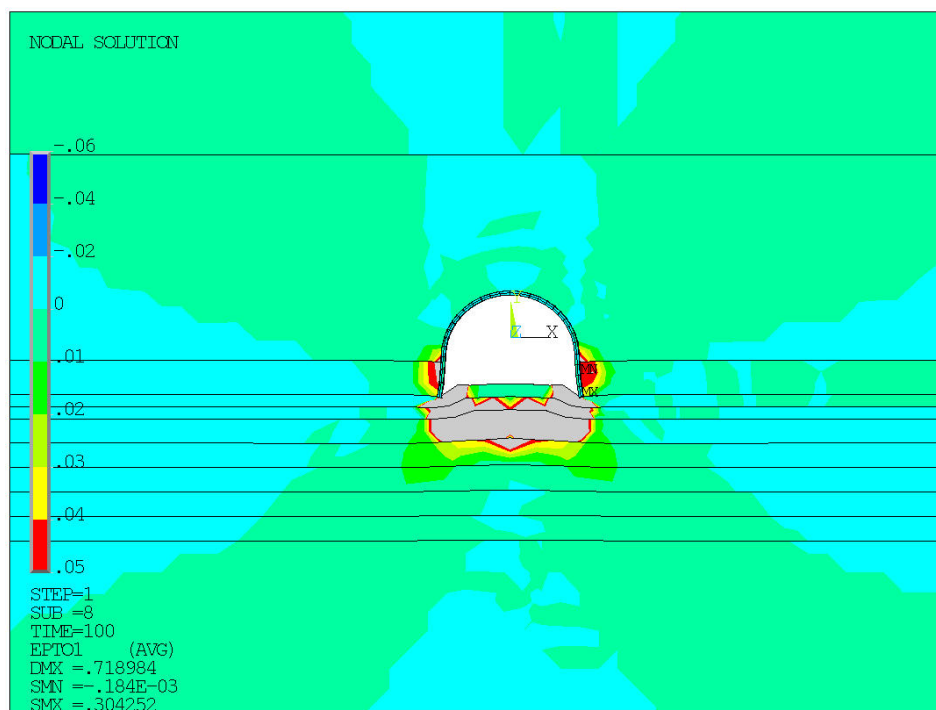
Максимальні головні деформації навколишніх порід наведено на рис. 6.4б. Максимальні основні деформації в безпосередній підосві перевищують межу руйнування (за межу руйнування було прийнято збільшення лінійних розмірів аргіліта на 2%, тобто +0,02, відповідно до досліджень проф. І.Л. Черняка). Це свідчить про утворення тріщин в підосві.

Спочатку закритичні ділянки деформації виникають у нижніх кутах штрека, потім розвиваються в глибину. Таким чином шари в безпосередній підосшці руйнуються по черзі вниз, починаючи з нижніх кутів штрека. Ці ділянки зливаються в підосві штрека на глибині близько 2,0 м, утворюючи замкнутий контур. Сірим кольором на рисунку 6б виділені ділянки гірських

порід, у яких максимальна основна деформація в 2,5 рази перевищує критичну.



а)



б)

Рисунок 6.4 – Результати розрахунку моделі без анкерів: а) розподіл головних максимальних напружень; б) розподіл головних максимальних відносних деформацій

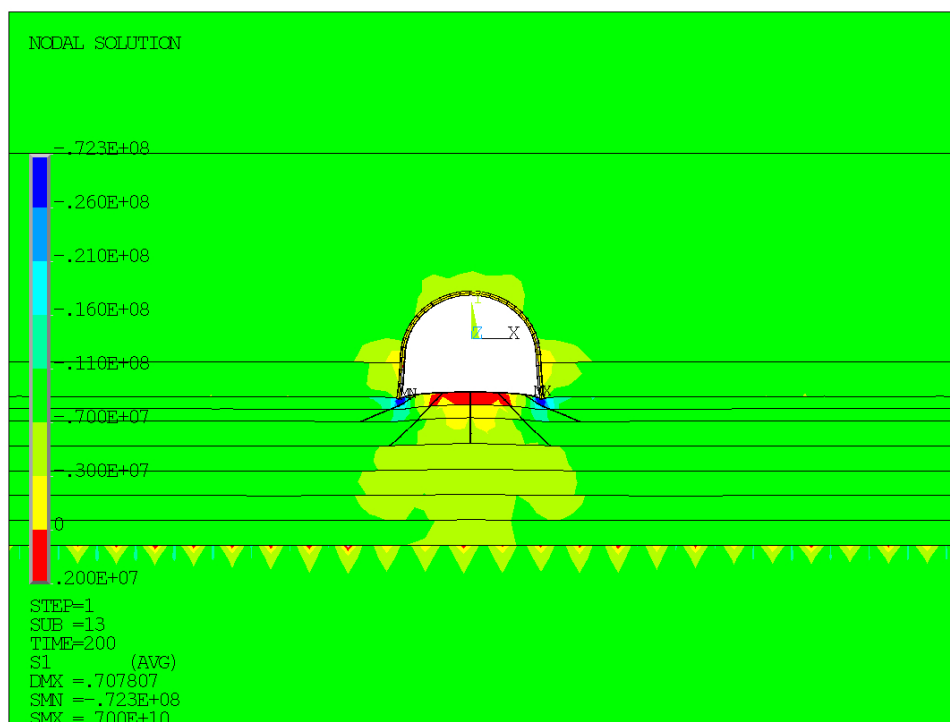
Видно, що в цю область входять шари безпосередньої підосви до глибини понад 2,0 м. Таким чином, тут прогнозується високий ступінь руйнування порід. У цьому місці спостерігається розтягнення та пластична течія гірських порід, що викликає значне підняття підосви.

Тепер проаналізуємо аналогічні напруження і відносні деформації після укріплення порід анкерами. Спочатку приймемо довжину анкерів 2,0м (рис. 6.5). З рисунку видно, що крайні анкери критично вигинаються в результаті навантаження, що свідчить про високі зсувні напруження в напрямку встановлення анкерів. При цьому рамне кріплення працює майже в нормальному режимі, за виключенням ніжок на висоті 50-100 см, які вигинаються в бік штреку.

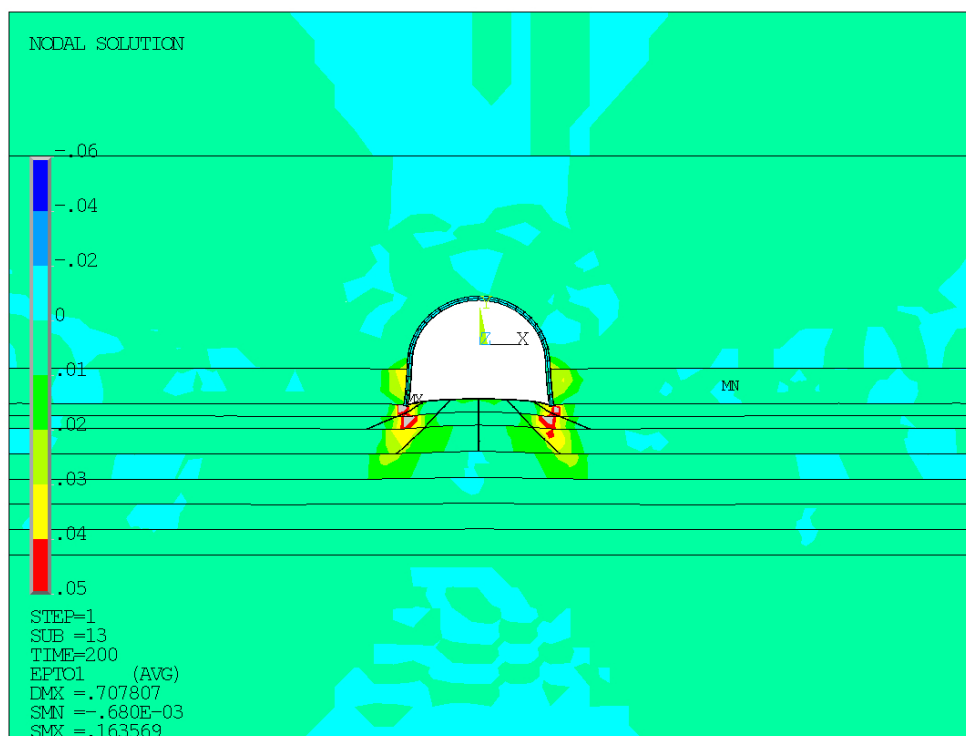


Рисунок 6.5 – Загальний вигляд системи кріплення при кріпленні підосви сталевими полімерними анкерами довжиною 2,0м

Розподіл напружень і відносних деформацій у навколишніх породах наведено на рис. 6.6.



a)



б)

Рисунок 6.6 – Результати розрахунку моделі з анкерами 2 м: а) розподіл головних максимальних напружень; б) розподіл головних максимальних відносних деформацій

Аналіз рис. 6.6а показує, що зона знижених напружень σ_1 в підшві виробки внаслідок армування анкерами зменшується в розмірах порівняно з випадком без армування. Проте біля контуру штрека в безпосередній підшві все одно утворюються напруження σ_1 , що знаходяться на межі міцності породи на розрив (вказані червоним кольором). Області критичних напружень знаходяться в центрі перетину.

На рисунку 6.6б показано розподіл максимальної принципової деформації для навколишніх порід після армування. Аналіз рисунка допомагає простежити вплив анкерів на розподіл деформації в підшві. Встановлення анкерних болтів суттєво змінює розмір і форму областей деформації. Критичні деформації (на рис. 6.6б виділені сірим кольором), що сигналізують про руйнування майже зникають. Ці ділянки розташовані під нижніми кутами штреку вздовж анкерів і вже не утворюють замкнутого контуру. Зменшується загальна величина підняття підшви. Використання анкерних болтів зменшує розмір області відносних деформацій з вирогідним руйнуванням.

Для отримання кількісних показників ефекту армування анкерами проведемо побудови величини підняття підшви по ширині виробки для випадку без анкерів і для випадку з анкерами. Результати розрахунку по точкам вздовж ширини виробки, наведено в табл. 6.1

Таблиця 6.1 – Порівняння результатів розрахунку моделей

Відстань вздовж ширини штрека	Результати розрахунку без анкерів		Результати розрахунку з анкерами	
	UY, м	σ_1 , Па	UY, м	σ_1 , Па
S				
0	0,00	1120300,00	0,00	-56332000,00
0,5	0,34	-1867200,00	0,13	-6477400,00
0,75	0,47	-508400,00	0,17	-2845000,00
1	0,47	-636860,00	0,19	-1719300,00
1,25	0,47	243210,00	0,21	-698120,00
1,75	0,50	2569600,00	0,24	1195200,00
2	0,51	2219400,00	0,25	1630500,00
2,25	0,51	2748900,00	0,25	2017100,00
2,5	0,52	3236600,00	0,26	2132700,00
2,75	0,52	3724200,00	0,26	2255700,00

На рисунку 6.7 показано пучення підосви на лінії проведеній від лівої ніжки рамного кріплення КПШУ до центра виробки.

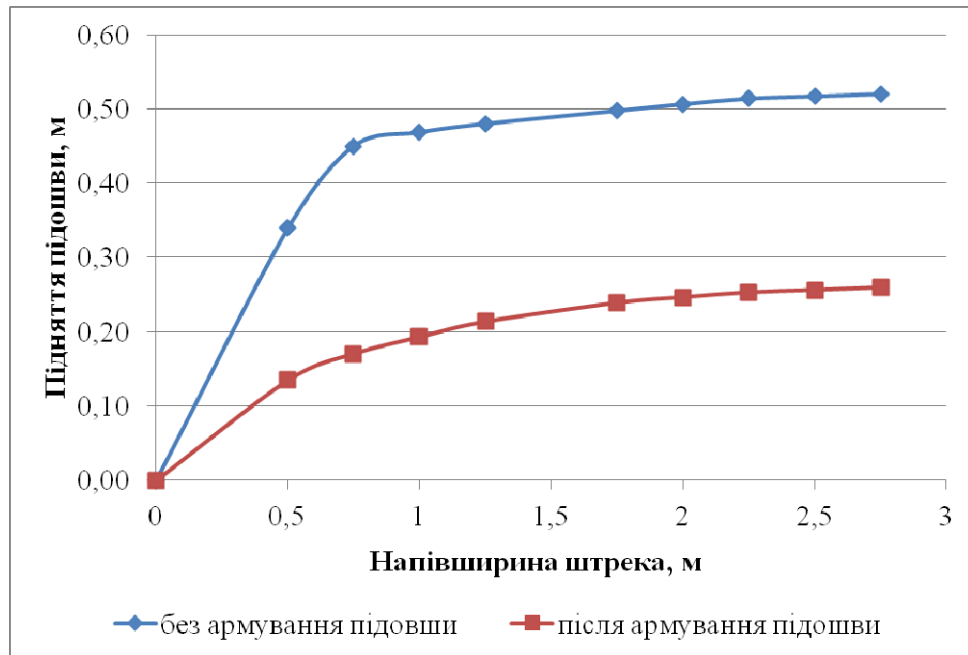


Рисунок 6.7 – Зміна підняття підосви по ширині виробки до і після армування підосви

З рисунку видно, що армування позитивно впливає на підняття підосви. Максимальне пучіння в центрі виробки знижується вдвічі. Ефективність армування можна відстежити по рис. 6.8.

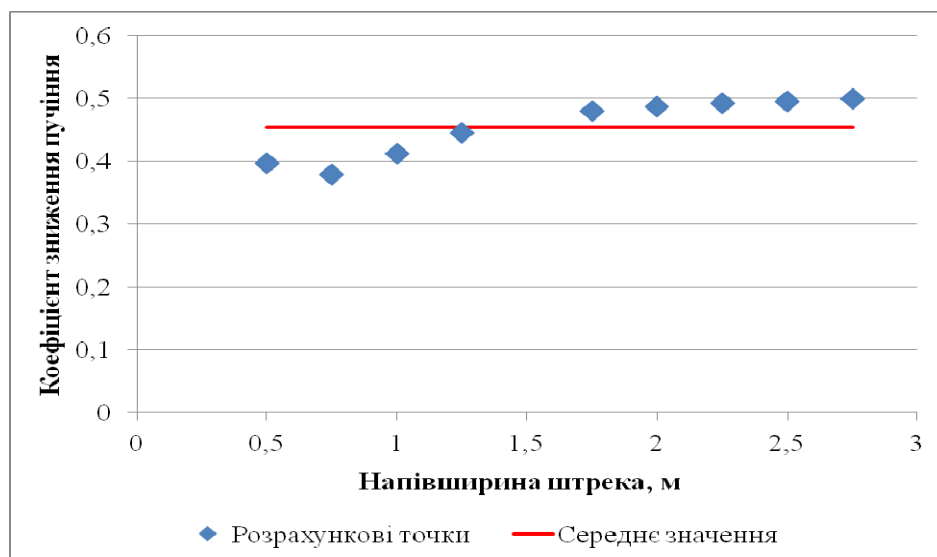
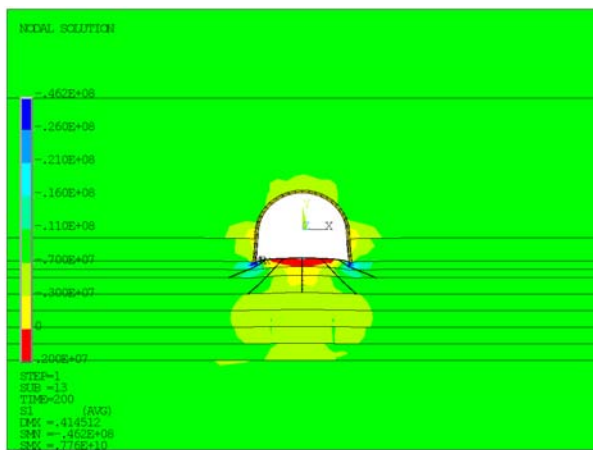


Рисунок 6.8 – Коефіцієнт зменшення підняття підосви при армуванні

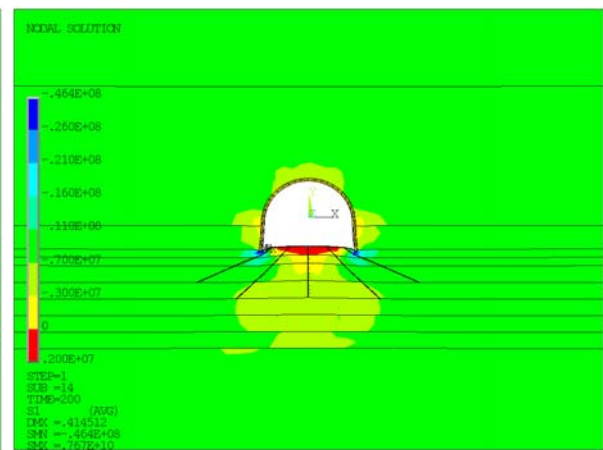
Аналіз рисунка 6.8 дозволяє дійти висновку, що середній коефіцієнт зменшення підняття підшви при її анкеруванні становить 0,45.

Такі результати в цілому узгоджуються з відомими результатами наведено в літературі і проаналізованими в розділі 4.

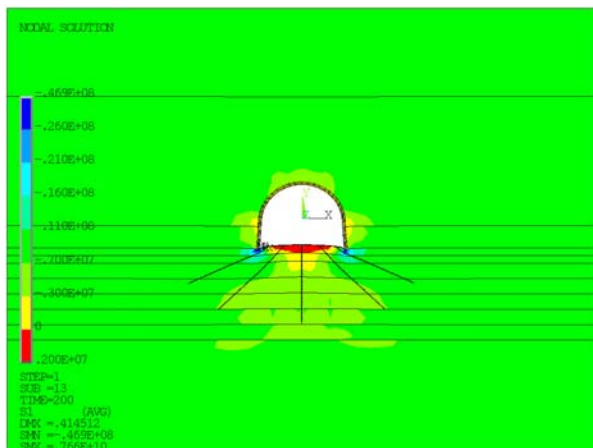
Останнім завданням є вибір оптимальної довжини анкерів. Для цього проведемо серію моделювань зі зміною довжини анкерів. Анкери будемо моделювати довжиною від 2 м до 6 м. Розподіл максимальних головних напружень в моделі при довжині анкерів в підшві штрека 2-6 м наведено на рис. 6.9.



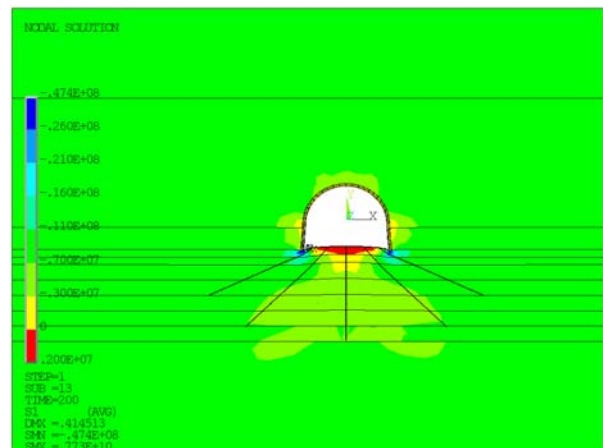
а)



б)



в)



г)

Рисунок 6.9 – Результати розрахунку максимальних головних напружень моделі з анкерами: а) 2 м; б) 3м; в) 4,5м; г) 6м

Розподіл максимальних головних відносних деформацій в моделі при довжині анкерів в підшві штрека 2-6 м наведено на рис. 6.10.

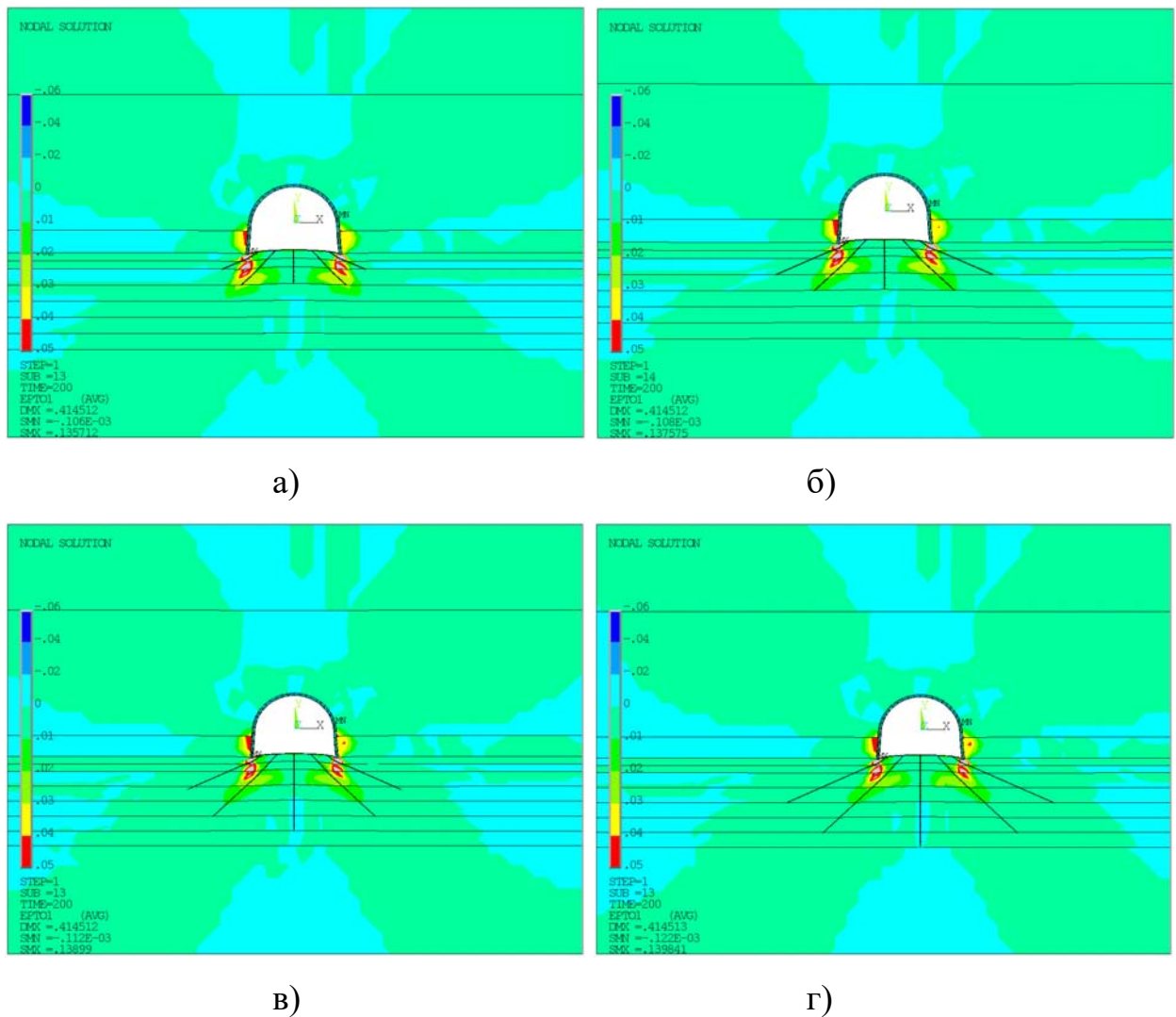


Рисунок 6.10 – Результати розрахунку відносних деформацій в моделі з анкерами: а) 2 м; б) 3 м; в) 4,5 м; г) 6 м

Як видно з рисунків 9, 10 збільшення розміру армованої зони від 2,0 до 6,0 м істотно не впливає на розподіл загальної максимальної основної деформації. Розміри та конфігурація ділянок післяпікової деформації в підшві штреку майже не змінюються. У всіх випадках підняття підшви не змінюється істотно, результати знаходяться в межах точності розрахунків. Аналогічна ситуація спостерігається при аналізі головних напружень. Суттєвого впливу довжини анкерів не спостерігається.

Для перевірки роботоспособності моделі проведемо розрахунки зі зменшеною довжиною анкерів до 1,5 м. Результати розрахунку максимальних відносних деформацій представлені на рис. 6.11.

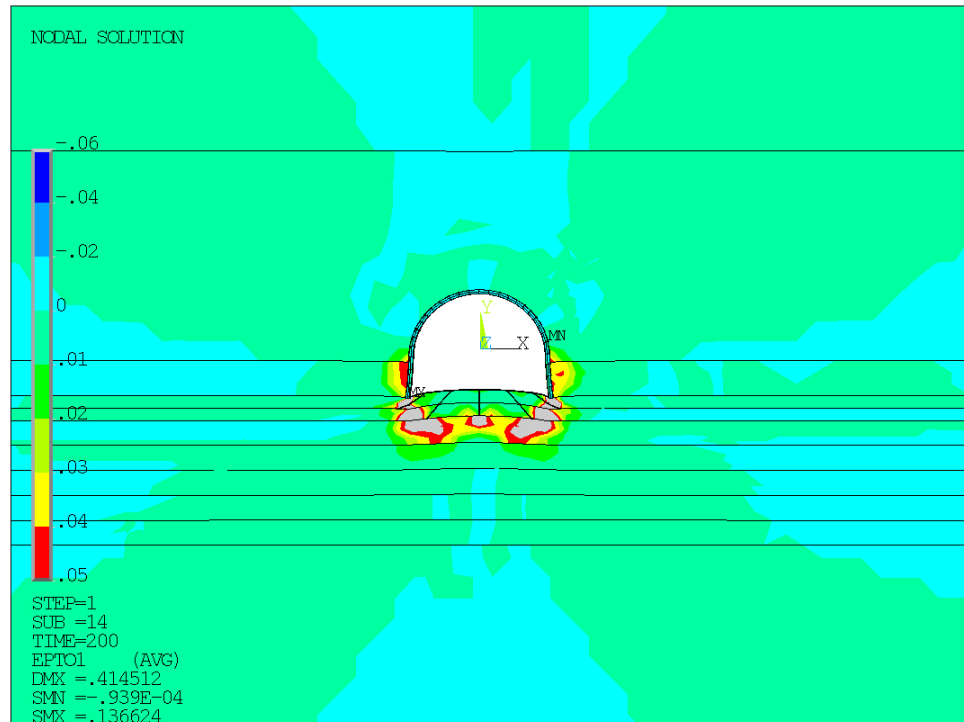


Рисунок 6.11 – Результати розрахунку відносних деформацій в моделі з анкерами 1,5 м

З рисунку 6.11 видно, що при довжині анкерів в підшві штреку 1,5м ефект армування різки знижується. Нижче донної частини анкерів утворюються зони критичних відносних деформацій (позначені на рисунку сірим кольором). Таким чином породи руйнуються під анкерами, що суттєво зменшує ефект зміцнення порід. Зони критичних деформацій, які сигналізують про руйнування виникають як в кутах виробки, так і в центрі перетину, що може свідчити про неефективність таких заходів.

Результати розрахунків в табличному вигляді наведено в табл. 6.2.

Таблиця 6.2 – Порівняння результатів розрахунку моделей з різною довжиною анкерів

Відстань вздовж ширини штрека	Результати розрахунку з анкерами 1,5 м		Результати розрахунку з анкерами 2,0 м	
S	UY, м	σ_1 , Па	UY, м	σ_1 , Па
0	0,00	-19,243	0,00	-56332000,00
0,5	0,15	-5,3042	0,13	-6477400,00
0,75	0,20	-0,91534	0,17	-2845000,00
1	0,23	-0,18238	0,19	-1719300,00
1,25	0,25	1,1339	0,21	-698120,00
1,75	0,29	1,0418	0,24	1195200,00
2	0,30	1,1816	0,25	1630500,00
2,25	0,31	1,3701	0,25	2017100,00
2,5	0,31	1,7724	0,26	2132700,00
2,75	0,32	2,1763	0,26	2255700,00
Відстань вздовж ширини штрека	Результати розрахунку з анкерами 3 м		Результати розрахунку з анкерами 4 м	
S	UY, м	σ_1 , Па	UY, м	σ_1 , Па
0	0,00	-20,409	0,00	-20,633
0,5	0,15	-5,5682	0,15	-5,4789
0,75	0,16	-0,70036	0,16	-0,60003
1	0,18	-0,09886	0,18	-0,08761
1,25	0,20	1,4866	0,20	1,4542
1,75	0,23	1,7201	0,23	1,6532
2	0,24	1,7692	0,24	1,7049
2,25	0,25	1,904	0,25	1,8456
2,5	0,25	2,1151	0,25	2,0633
2,75	0,25	2,3487	0,25	2,3087
Відстань вздовж ширини штрека	Результати розрахунку з анкерами 5 м			
S	UY, м	σ_1 , Па		
0	0,00	-20,792		
0,5	0,15	-5,6901		
0,75	0,17	-0,79632		
1	0,19	-0,21172		
1,25	0,21	1,4328		
1,75	0,23	1,6144		
2	0,24	1,6729		
2,25	0,25	1,8208		
2,5	0,25	2,0434		

Таким чином стає очевидним, що мінімальна довжина анкерів в підшві повинна становити 2,0 м. Інакше користі від зміцнення порід анкерами не буде.

Враховуючі наведені результати можна дійти висновку про те, що стандартні сталеві полімерні анкери, описані в розділі 5 магістерської роботи довжиною 2,4 м цілком задовольняють нас для рішення поставленої задачі боротьби з підняттям підшви.

7. Опис системи кріплення штреку і розрахунок ефективності впровадження заходів з армування підосви

7.1 Система кріплення штреків 5 південної лави пласта l_3

На основі проведених досліджень було обрано наступні складові елементи кріплення:

- рамне металеве кріплення КПШУ 17,7;
- сталеві полімерні анкери довжиною 2,4 м і діаметром 0,32 мм з арматурної сталі з закріпленням полімерним клеєм Локсет – для кріплення порід підосви.

Загальний вигляд системи кріплення наведено на рис. 7.1.

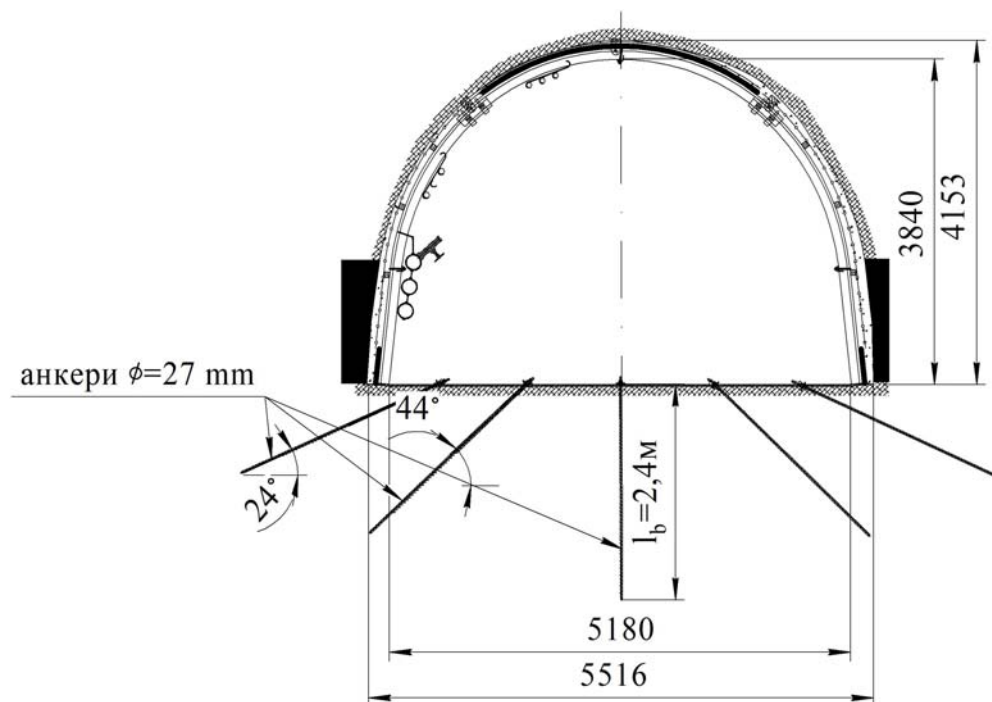


Рисунок 7.1 – Система кріплення штреків 5 південної лави пласта l_3

7.2 Розрахунок зміщень порід підосви після армування

Проведені в розділі 6 магістерської роботи дослідження дозволили встановити, що коефіцієнт зменшення підняття підосви після реалізації армування анкерами в середньому становить 0,45, таким чином розрахуємо

величини очікуваних значень підняття підосви в виробках після установки запропонованого кріплення.

З розділа 3 магістерської роботи відомо, що для устя штрека 5 південної лави пласта l_3

$$U_{\Pi} = 1.35 \cdot (286 + 86 \cdot 16 + 1 \cdot 894) \cdot 0.7 \cdot (1 - 0.565) = 1051 \text{ мм.}$$

Для кінця штрека 5 південної лави пласта l_3

$$U_{\Pi} = 1.35 \cdot (286 + 86 \cdot 1 + 1 \cdot 894) \cdot 0.7 \cdot (1 - 0.565) = 520 \text{ мм.}$$

Для середини штрека 5 південної лави пласта l_3

$$U_{\Pi} = 1.35 \cdot (286 + 86 \cdot 8.5 + 1 \cdot 894) \cdot 0.7 \cdot (1 - 0.565) = 786 \text{ мм.}$$

Після зміцнення підосви з коефіцієнтом 0,65, підняття підосви складуть

для устя штрека 5 південної лави пласта l_3 $1054 \cdot 0,45 = 474$ мм

для кінця штрека 5 південної лави пласта l_3 $520 \cdot 0,45 = 234$ мм

для середини штрека 5 південної лави пласта l_3 $786 \cdot 0,45 = 354$ мм.

Таким чином підняття підосви знаходяться в допустимому Правилами безпеки діапазоні, що означає, що додаткові заходи з підтримання виробки не потрібні. Тобто задача, поставлена в магістерській роботі виконана.

7.3 Техніко-економічне порівняння підривки і запропонованого варіанту підтримання підосви штреків 5 південної лави пласта l_3

Економічно кращій варіант може бути встановлений в результаті порівняння варіантів за економічним фактором.

Зазвичай в таких випадках ефективність визначається як показник витрат поділених на довжину виробки або кількість видобутих тон вугілля, тобто так званих питомих експлуатаційних витрат, грн/м, або грн./т.

$$C_3 = \frac{\sum C}{Q_{np}} \rightarrow \min, \quad (7.1)$$

де Q_{np} –промислові запаси, поля, т;

$\sum C$ –витрати на підготовку поля, грн.

Сума витрат складається наступним чином:

$$\sum C = C_{np} + C_{охр} + C_{дм} + C_p + ..., \quad (7.2)$$

де C_{np} – кошти на проведення штреків, грн;

$C_{охр}$ – кошти на штатні (планові) заходи на охорону, підтримання штреку в експлуатаційному стані, грн;

$C_{дм}$ – кошти на додаткові (непланові) заходи з посилення порід, грн.;

C_p – кошти на відновлення пертину штреків, грн.

Кошти на проведення штреків по варіантам однакові, тому їх не розраховуємо. Аналогічна ситуація з штатними витратами на охорону.

Витрати на підривку.

Питома на 1 метр штрека вартість підривки на глибину 50 см, тобто 0,5х1х1м дорівнює 300 грн. Тобто:

$$C_{под1} = L_{уч} h_{под} B_{выр} c_{под}, \text{ грн} \quad (7.3)$$

де $L_{уч}$ – довжина штрека на якій ведеться підривка, м;

$h_{под}$ – величина підривання м;

$B_{выр}$ – ширина штрека, м;

$c_{под}$ – витрати на підривання 1 куб.м.

Результати розрахунку по формулі 7.3 представлені в таблиці 7.1.

Таблиця 7.1 – Вартість підбивання підшви

Найменування показника	Ділянка вентиляційного штрека, м			
	0-250	250-500	500-750	750-1000
Шахтний варіант				
Підняття підшви, мм	520	786	918	1051
Величина підбивки, мм	20	286	418	551
Вартість підбивки, грн	17580	251394	367422	484329
Варіант, що пропонується				
Величина підбивки, мм	0	0	0	0
Вартість підбивки, грн	0	0	0	0

Витрати на використання кріплення посилення

Такий захід є обов'язковим в проєктному варіанті на довжині 416м (розраховано в 3 розділі), а в шахтному варіанті виконується по всій довжині виробки. Усереднене значення витрат на встановлення ремонту з дерева 150грн на 1. Ремонтини встановлюються під кожну раму. Враховуючі крок кріплення в шахтному варіанті 0,67м, а в пропонованому 0,44м розрахуємо відповідні витрати. Результати зведемо в табл. 7.2.

Таблиця 7.2 – Вартість кріплення посилення

Найменування показника	Ділянка вентиляційного штрека, м			
	0-250	250-500	500-750	750-1000
Шахтний варіант				
Кількість рам, шт	373	373	373	373
Кількість ремонтин, шт	373	373	373	373
Вартість, грн	55950	55950	55950	55950
Варіант, що пропонується				

Кількість рам, шт	568	377	0	0
Кількість ремонтин, шт	568	377	0	0
Вартість, грн	85200	56550	0	0

Анкерування підосви виробки

Вартість 1 сталевополімерного болта з закріпленням полімером Локсет установкою 205 грн. В перетині встановлюється 5 анкерів. Для ділянки 0-250 м штреку:

$$C_{анк1} = L_{уч} n_{анк} B_6 c_{анк} = 250 * 5 * 205 = 256250 \text{ грн}$$

Результати представимо в таблиці 7.3

Таблиця 7.3 – Вартість армування підосви

Найменування показника	Ділянка вентиляційного штрека, м			
	0-250	250-500	500-750	750-1000
Шахтний варіант				
Вартість, грн	0	0	0	0
Варіант, що пропонується				
Вартість, грн	256250	256250	256250	256250

Розрахунок витрат по елементам, відповідно до наведених в таблиці результатів було покладено в основу побудови графіків зведених витрат по варіантам. Порівняння можна провести проаналізувавши результати представлені на рис. 7.2.

З рисунка витікає, що запропонований варіант на 177 тис. грн. дешевше ніж шахтний варіант. При порівнянні не було враховані витрати на ремонт виробки, який проводиться на шахті (заміна рам кріплення в зв'язку з критичними деформаціями). Тому реальний ефект ще більше, ніж розрахунковий.

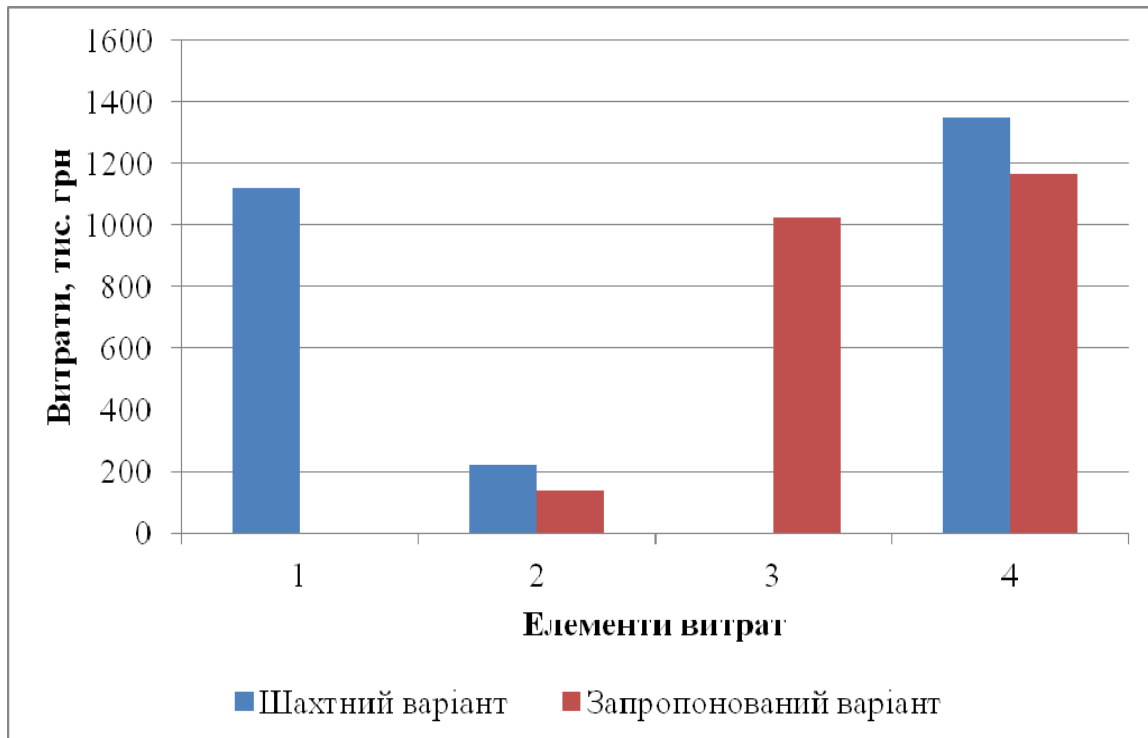


Рисунок 7.2 – Порівняння витрат на боротьбу з підняттям підосви в штреках по варіантам: 1 – витрати на підрижку порід; 2 – витрати на встановлення дерев'яних ремонтин, 3 – витрати на армування порід підосви анкерами; 4 – сумарні витрати.

Якщо виразити отримані результати в питомих витратах на 1 м виробки, то вийде що по шахтному варіанту витрати складають 1,34 тис грн./м, а по запропонованому варіанту – 1,16 тис. грн./м. Це становить 3,35% і 2,25% від повної вартості спорудження штрека.

Порівняння варіантів підтримання виробки вказує, що запропонований варіант на 13,4% дешевше ніж шахтний. Допустима похибка розрахунків в гірництві становить 10%. Отриманий результат навіть з врахуванням похибки є релевантним, що дозволяє зробити висновок про економічну ефективність армування порід підосви анкерами за запропонованою схемою.

Одним з обов'язкових вимог до будь якої технології, що використовується на шахті є її безпека и низька ресурсоемність. В запропонованому варіанті виключається підрижка порід підосви, а це

означає, що ця порода не буде транспортуватись до поверхні і видаватись на терикони, забруднюючі навколишнє середовище. Це є ще однією перевагою проєкта. Щодо безпеки і трудомісткості робіт, то встановлення анкерного кріплення повністю автоматизується на відміну від підривки порід.

8. Охорона праці

8.1 Основні положення Правил безпеки при проведенні підземних гірничих виробок

Поперечні перерізи гірничих виробок повинні відповідати типовим перерізам [17].

Площа поперечного перерізу виробок у просвіті визначається розрахунком за факторами допустимої швидкості повітряного струменя (продування), габаритів поїзда й устаткування з урахуванням мінімально допустимих зазорів, величини усадки кріплення після впливу гірничого тиску [17].

Порожнини, що утворюються за кріпленням, необхідно закладати (забучувати) або заповнювати важкогорючим матеріалом [17].

Возведення постійного кріплення, а також прибирання вугілля і породи після підричних робіт у підготовчих виробках проводяться під захистом тимчасового кріплення [17].

У слабких і нестійких породах (сипких, м'яких, пливунах, схильних до обвалення) виробки проводяться із застосуванням передового кріплення, щитів або іншими спеціальними способами [17].

Працівники, які проводять оббирання покрівлі, мають перебувати під закріпленою ділянкою виробки [17].

Збійка виробок проводиться згідно зі спеціальними заходами, затвердженими головним інженером шахти [17].

Відставання постійно кріплення від вибоїв підготовчих виробок визначається паспортом, але не повинне бути більше ніж 3 м [17].

Технологія перекріплення виробки визначається гірничо-геологічними і гірничо-технічними умовами і регламентується «Технологічним паспортом». Перед початком робіт з перекріплення виробки робочі повинні ознайомитись з паспортом [17].

За якість робіт з перекріплення і дотримання прийнятої технології несе відповідальність старший робочий і керівник робіт у зміні [17].

За безпечне виконання операцій несуть відповідальність особи, які безпосередньо виконують їх. Всі роботи повинні виконуватися по команді старшого робітника [17].

Керівником робіт в зміні є особа технічного нагляду ділянки, якій видана наряд-путівка на виробництво робіт. Керівник робіт зобов'язаний протягом зміни відвідати кожне робоче місце не менше двох разів [17].

Приймання-здавання зміни необхідно проводити на робочому місці. При цьому старший робітник повинен отримати інформацію від попередньої зміни щодо поведінки кріплення і порід, про стан провітрювання, обладнання, що застосовується і інших особливостей, помічених під час перекріплення виробки [17].

Керівник робіт, а при його відсутності старший робітник, на початку зміни повинен заміряти вміст метану і вуглекислого газу в місці роботи і прилеглих виробках на відстані 20 м від нього, а також перевірити наявність засобів індивідуального захисту у робітників [17].

Старший робочий на початку зміни повинен встановити прилад безперервного автоматичного контролю вмісту метану в 3 - 5 м від місця роботи на відстані не більше 0,3 м від покрівлі з боку надходження вихідного струменя повітря. Прилад повинен бути встановлений так, щоб повітряний потік підходив з боку, протилежного лицьовій панелі. При допустимій концентрації метану робочі, по вказівці керівника робіт у зміні, а при його відсутності старшого робітника, повинні привести робоче місце в безпечний стан: перевірити справність загороджень, правильність установки нового кріплення, наявність міжрамних стяжок, дерев'яних розпірок і хомутів, наявність і цілісність затяжок, наявність і правильність установки кріплення підсилення, обібрати навислі шматки вугілля і породи, підтягнути хомути нового кріплення на відстані 10 м від місця пере кріплення [17].

Керівник робіт або старший робітник повинен вжити заходів щодо усунення всіх порушень, помічених до початку або під час роботи. При неможливості усунення порушень, які загрожують життю або здоров'ю людей, а також при виникненні в процесі роботи аварійної ситуації, роботи повинні бути негайно припинені за винятком робіт з ліквідації аварії, яка загрожує життю людей і люди виведені в безпечне місце, про що повинно бути повідомлено начальнику ділянки або гірничому диспетчеру [17].

Посилююче кріплення необхідно встановлювати на безпечній відстані від рейкового шляху (транспортних засобів), але не менше 0,25 м від рухомого складу [17].

В якості підсилюючого кріплення необхідно застосовувати дерев'яні стійки діаметром 18 - 20 см, металеві клинові стійки тертя або гідравлічні стійки типу ГСК з насадками [17].

8.2 Заходи безпеки при бурінні шпурів під анкери

При бурінні шпурів під анкери біля місця робіт повинно знаходитися не менше двох осіб [17].

Перед початком робіт з буріння шпурів необхідно визначити ступінь насиченості повітря газом [17].

При бурінні шпурів робітники повинні бути забезпечені респіраторами та захисними окулярами [17].

Під час буріння шпурів повинна бути включена туманоутворююча завіса.

Техніка безпеки при роботі буровими пневмоустановки RAMBOR RTMI 3/1746 1.

Робочий, що виконує роботи на пневмоустановці, повинен знаходитися в захисних окулярах, респіраторі. Прийшовши на зміну, робочий зобов'язаний перевірити справність з'єднання пневмоустановки і пневмопідтримки [17].

Перед виконанням робіт на пневмоустановці необхідно перевірити рівень масла в маслянки, яка знаходиться на пневмопідтримці. До початку ведення робіт перевірити цілісність з'єднання установки і шланга, що подає стиснене повітря. Місце ведення робіт не повинно бути захищене. При бурінні на місці проведення робіт повинні знаходитися тільки оператор буріння і його помічник [17].

8.3 Вимоги до установки полімерних ампул

Об'єм закріплювача в полімерних ампулах повинен забезпечувати щільне заповнення усього вільного простору у шпурі. При відсутності появи незначної кількості закріплювача в усті шпуру після установки штанги, довжину ампули необхідно уточнювати за фактичними замірами [19].

Встановлення ампули із закріплювачем швидкого твердіння у кожний шпур **ОБОВ'ЯЗКОВЕ** [19].

Ампули необхідно встановлювати в шпур за допомогою аплікатора (відрізок тонкостінної пластикової трубки з внутрішнім діаметром - більшим на 2-4 мм діаметру ампули і довжиною 1,5-2 м) та досильника для проштовхування ампул в аплікаторі та шпурі. Довжина аплікатора повинна становити різницю між висотою виробки і висотою робочого з не повністю витягнутою рукою, що дозволяє без використання сторонніх технічних засобів підвести аплікатор до устя шпуру. Довжина дерев'яного або пластикового досильника повинна забезпечити проштовхування полімерних ампул в донну частину шпуру [19].

Ампули необхідно встановлювати в донну частину шпуру. **ЗАБОРОНЕНО** встановлювати ампули з ушкодженою оболонкою, вони повинні бути вкладені в подвійний поліетиленовий пакет, герметично закриті, вивезені на поверхню й утилізовані. Кількість ушкоджених ампул повинно бути заактовано [19].

Встановлення ампул із закріплювачем повинно здійснюватися без найменшого зрушення бурової колонки із точки забурювання [19].

8.4 Вимоги до установки анкерних штанг

Початкове введення анкерної штанги у шпур та її постановка на бурове обладнання повинні виконуватися без найменшого пошкодження оболонок полімерних ампул [19].

Введення анкерних штанг у шпур на повну робочу довжину повинно виконуватися буровою колонкою. Штанги повинні подаватися у шпур у зборі з гайкою, шайбою й індикатором контурним (за необхідністю для конструкцій АКпр). Введення анкерних штанг у шпур повинно здійснюватися без найменшого зрушення бурової колонки із точки забурювання [19].

Штанга повинна подаватися в шпур [19]:

- до дотику із його дном з обертанням;
- частота обертів повинна бути від 200 об/хв до 450 об/хв.;
- швидкість подавання – від 0,15 м/с до 0,25 м/с;
- термін подачі штанги до дна шпуру повинен становити від 40% до 60% терміну твердіння закріплювача.

9.14.4 Закручування гайки повинно [19]:

- виконуватися після набору необхідного рівня міцності закріплювачем, що швидко твердіє [19];
- виконуватися буровою колонкою із шестигранним адаптером [19];
- забезпечувати щільне притиснення підхоплення і затягування до покрівлі виробки [19];
- забезпечувати початковий підпір на приконтурні породи не менше 50 кН [19];
- забезпечувати рівень початкового деформування опорної шайби, достатній для блокування самовільного відкручення [19].

ЗАБОРОНЕНО відкручувати гайки після установки штанги [19].

Термін встановлення анкеру (від початку буріння до завершення загвинчування анкерної гайки) в породи міцністю на одноосьовий стиск [19]:

а) не більше 40 МПа повинен бути не більш ніж 4 хв.;

б) від 40 МПа до 60 МПа – не більше ніж 5 хв [19].

ВИСНОВКИ

При виконанні магістерської роботи вирішено актуальне завдання розрахунку очікуваного підняття підосви штреків 5 південної лави пл. l_3 шахти Капітальна і обґрунтуванні параметрів способу боротьби з підняттям підосви.

Вугільна галузь є однією з основних галузей промисловості, що може потенційно забезпечити енергетичну незалежність країни.

Проведений аналіз стану виробок вказує, що переважною формою проявів гірського тиску є надмірне і неконтрольоване пучіння. Втрати перетину становила до 70% від проектного в результаті сумарних переміщень порід контура виробки. Згідно з відомостями, наданими службою головного маркшейдера підняття підосви в конвеєрному штреці становило 0,7-1,0 м і становило серйозну загрозу ритмічній роботі транспорту. Аналіз ТЕП шахти вказує, що перекріплення займає лише 10,9-9,6% (минулий і поточний рік відповідно) від загальних обсягів ремонтних робіт. В той час як 90% проблем стійкості на шахті пов'язано з підняттям підосви, що ліквідується виключно ведення підривки порід

Розрахунок очікуваних значень зміщень порід в штреці 4 південної лави пласта l_3 підтвердив шахтні заміри підняття підосви. Було запропоновано замінити тип кріплення в виробці з нестандартного еліпсоподібного КМП Э16 на стандартне сучасне три ланкове шатрове кріплення типу КПШУ, що має допустиму піддатливість 700 мм. Розрахована необхідна щільність кріплення з якою зміщення покрівлі були стабілізовані, а ось для порід підосви необхідно розробити додаткові заходи, оскільки розрахункове підняття підосви для устя виробки становить 1051 мм, а для середини штрека 756 мм.

Аналіз літературних джерел дозволив зробити висновок, що найкращим варіантом, що використовується найбільш широко в світовій практиці є армування порід підосви анкерами. Після аналізу було зроблено вибір

програмного комплексу Ansys для проведення розрахунків стійкості порід підпошки в умовах шахти Капітальна. Цей програмний продукт академічної версії було використано для аналізу характеристик розподілу напруги та деформації породи навколо штрека до та після зміцнення порід підпошки. Серед різних модулів цієї програми було обрано модуль неметалічної пластичності. Серед варіантів критеріальних рівнянь обрано рівняння Друкера-Прагера.

Аналіз результатів моделювання показав, що армування позитивно впливає на підняття підпошки. Встановлення анкерних болтів суттєво змінює розмір і форму областей деформації. Критичні деформації (на рис. 6.6б виділені сірим кольором), що сигналізують про руйнування майже зникають. Ці ділянки розташовані під нижніми кутами штреку вздовж анкерів і вже не утворюють замкнутого контуру. Зменшується загальна величина підняття підпошки. Середній коефіцієнт зменшення підняття підпошки при її анкеруванні становить 0,45.

Встановлено, що мінімальна довжина анкерів в підпошві повинна становити 2,0 м. Інакше користі від зміцнення порід анкерами не буде. Збільшення довжини анкерів не дає додаткового ефекту.

На основі проведених досліджень було обрано наступні складові елементи кріплення рамне металеве кріплення КПШУ 17,7, сталеві полімерні анкери довжиною 2,4 м і діаметром 0,32 мм з арматурної сталі з закріпленням полімерним клеєм Локсет – для кріплення порід підпошки.

Підняття підпошки після реалізації анкерування знаходяться в допустимому Правилами безпеки діапазоні.

Порівняння варіантів підтримання виробки вказує, що запропонований варіант на 13,4% дешевше ніж шахтний. По шахтному варіанту витрати складають 1,34 тис грн./м, а по запропонованому варіанту – 1,16 тис. грн./м. Отримані результати дозволили зробити висновок щодо ефективності запропонованих рішень.

Наведено вимоги охорони праці і заходи з техніки безпеки.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Sungsoon M., Kudret T., Serkan, S. Management of floor heave at Bulga Underground Operations—A case study. *Int. J. Min. Sci. Technol.* 2019; 29: 73–8.
2. Lai X.P., Xu H.C., Shan P.F., Kang Y.L., Wang Z.Y., Wu X. () Research on mechanism and control of floor heave of mining influenced roadway in top coal caving working face. *Energies*. 2020; 13:381.
3. Zhao Y.M., Liu N., Zheng X., Zhang N. Mechanical model for controlling floor heave in deep roadways with U-shaped steel closed support. *Int. J. Min. Sci. Tec.* 2015; 25: 713–720.
4. C. Li, Z. Wang, and T. Liu, “Principle and practice of coupling support of double yielding shell of soft rock roadway under high stress,” *International Journal of Mining Science and Technology*, vol. 24, no. 4, pp. 513–518, 2014.
5. W. Zheng, Y. Zhao, and Q. Bu, “The coupled control of floor heave based on a composite structure consisting of bolts and concrete antiarches,” *Mathematical Problems in Engineering*, vol. 2018, 14 pages, 2018.
6. Wang, C.; Chen, X.Y.; Zhang, J.D.; Wu, Y.P. Stability Mechanism and Repair Method of U-Shaped Steel Reverse Arch Support in Soft Floor Roadway. *Adv. Civ. Eng.* 2020, 2020, 8814365.
7. Chen, A., Li, X. B., Liu, X. S., Tan, Y. L., Xu, K. and Wang, H. L. (2021) Relief-retaining control technology of floor heave in mining roadway with soft rock: A case study. *Advances in Civil Engineering*, vol. 2021, Article ID 1455052, 13.
8. T. Yang and J. Zhang, “Research on the treatment technology of soft rock floor heave based on a model of pressure-relief slots,” *Arabian Journal of Geosciences*, vol. 14, no. 13, p. 1278, 2021.
9. Q. Chang, H. Zhou, Z. Xie, and S. Shen, “Anchoring mechanism and application of hydraulic expansion bolts used in soft rock roadway floor heave control,” *International Journal of Mining Science and Technology*, vol. 23, no. 3, pp. 323–328, 2014.

10. He, M.C., Zhang, G.F., Wang, G.L., Xu, Y.L., Wu, C.Z. and Tang, Q.D. (2009) Research on mechanism and application to floor heave control of deep gateway. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 28, 2593–2598.
11. Yang, J., Zhou, K., Cheng, Y., Gao, Y., Wei, Q. and Hu, Y. (2019) Mechanism and control of roadway floor heave in the paleogene soft rock surroundings, *Geotechnical & Geological Engineering*, 37, 6, 5167–5185.
12. Wang, Y., Wang, P., Li, W. et al. (2022) Floor heave control technology in deep and soft rock mining roadway: a case study. *Arab J Geosci* 15, 500.
13. Zhang, Z.Y. and Shimada, H. (2018) Numerical study on the effectiveness of grouting reinforcement on the large heaving floor of the deep retained goaf-side gateroad: A case study in China. *Energies*, 11, 1001.
14. Shimada, H., Hamanaka, A., Sasaoka, T. and Matsui, K. (2014) Behaviour of Grouting Material Used for Floor Reinforcement in Underground Mines. *Int. J. Mining, Reclamation Environ.* 28(2), 133–48. doi:10.1080/17480930.2013.804257
15. Zhang, D., Bai, J., Yan, Sh., Wang, R., Meng, N. and Wang, G. (2021) Investigation on the Failure Mechanism of Weak Floors in Deep and High-Stress Roadway and the Corresponding Control Technology. *Minerals*, 11(12), 1408
16. СОУ 10.1.00185790.011:2007 Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони. Мінвуглепром України, Київ, 2007.
17. НПАОП 10.0-1.01-10 Правила безпеки у вугільних шахтах
18. Методичні вказівки до виконання індивідуального навчально-дослідного завдання з дисципліни «Основи механіки гірських порід» (для студентів спеціальності 184 Гірництво ОС «Бакалавр»)/Укладачі: І.Г. Сахно, С.В. Сахно, А.В. Петренко. – Покровськ: ДонНТУ, 2019, 24 с.
19. СОУ-Н 10.1.05411357.011:2007 Система забезпечення надійного та безпечного функціонування гірничих виробок із анкерним кріпленням. Правила виконання робіт.