

Міністерство освіти і науки України  
Національний технічний університет  
"Дніпровська політехніка"

Інститут природокористування  
(інститут, факультет)

Кафедра гірничої інженерії та освіти  
(повна назва)

**ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА**  
**кваліфікаційної роботи ступеню**  
**магістра**  
(бакалавр, магістр)

студента Семенко Євгена Миколайовича  
(П І Б)

академічної групи 184м-20-2 ІП  
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво  
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Інжиніринг гірництва  
(офіційна назва)

на тему: Обґрунтування параметрів кріплення виїмкових виробок з урахуванням тріщинуватості порід в умовах шахти «Павлоградська» ПРАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»  
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Доц. Почепов В.М.			
розділів:				
Розділ 1	Доц. Почепов В.М.			
Розділ 2	Доц. Почепов В.М.			
Охорона праці	Проф. Яворська О. О.			

Рецензент				
-----------	--	--	--	--

Нормоконтролер	Доц. Почепов В.М.			
----------------	-------------------	--	--	--

**ЗАТВЕРДЖЕНО:**  
завідувач кафедри  
гірничої інженерії та освіти  
(повна назва)

\_\_\_\_\_ **проф. Бондаренко В.І.**  
(підпис) (прізвище, ініціали)

« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2021 року

**ЗАВДАННЯ**  
на кваліфікаційну роботу ступеня

магістра  
(бакалавра, магістра)

студенту Семенко Є.М. академічної групи \_\_\_\_\_ **184м-20-2 ІП** .  
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво  
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Інжиніринг гірництва  
(офіційна назва)

на тему Обґрунтування параметрів кріплення виїмкових виробок з урахуванням тріщинуватості порід в умовах шахти «Павлоградська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» .

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»

від \_\_\_\_\_ № \_\_\_\_\_

Розділ	Зміст	Термін виконання
Вступ Розділ 1	Вступ. Обґрунтування параметрів методики проведення математичного моделювання.	12.10.2021 р.
Розділ 2	Побудова розрахункової схеми обчислювального експерименту для системи «тріщинуваті породи - кріплення виробки»	21.11.2021 р.
Охорона праці. Висновок. Перелік посилань.	Охорона праці та забезпечення безпеки робіт. Висновок. Перелік посилань.	27.12.2021 р.

Завдання видано \_\_\_\_\_  
(підпис керівника)

**Почепов В.М.**  
(прізвище, ініціали)

Дата видачі: **05.09.2021р.**

Дата подання до екзаменаційної комісії: **10.01.2022 р.**

Прийнято до виконання \_\_\_\_\_  
(підпис студента)

**Семенко Є.М.**  
(прізвище, ініціали)

## РЕФЕРАТ

**Пояснювальна записка:** 80 сторінок, 17 рисунків, 63 переліка посилань.

**Об'єкт розробки:** кріплення гірничих виробок пройдених у тріщинуватому породному масиві при повторному їх використанні.

**Мета магістерської роботи:** визначення оптимальних параметрів кріплення виробок з урахуванням впливу систем тріщин при зміні напружено-деформованого стану породного масиву.

Вступ містить обґрунтування, визначену мету, задачі і методи досліджень.

У першому розділі виконаний аналіз стану проблеми, надані загальні відомості про підприємство, для умов якого виконувалася кваліфікаційна робота, визначено шляхи її науково-практичного вирішення.

У другому розділі розглянуті особливості впливу різних структурних характеристик вуглевмісного гірського масиву на параметри вибору конфігурації кріплення виїмкового штреку.

У підрозділі «Охорона праці» визначено способи забезпечення безаварійності праці шахтарів і представлені заходи по протипожежному захисту.

Висновок містить практичне значення та результати дослідження кваліфікаційної роботи

**ПОРОДНИЙ МАСИВ, ТРІЩИНУВАТИСТЬ, ВИЇМКОВА ВИРОБКА,  
ОЧИСНИЙ ВИБІЙ, ТЕХНОЛОГІЯ КРІПЛЕННЯ ВИРОБКИ, ЕПЮРА,  
ОХОРОНА ПРАЦІ**

## ЗМІСТ

<b>ВСТУП</b> .....	7
<b>1 . ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ МЕТОДИКИ ПРОВЕДЕННЯ МАТЕМАТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ</b> .....	8
1.1. Місцезнаходження підприємства.....	8
1.2. Коротка гірничо-геологічна характеристика .....	9
1.3. Розвиток методології математичного моделювання в рішенні задач геомеханіки.....	12
<b>2. ПОБУДОВА РОЗРАХУНКОВОЇ СХЕМИ ОБЧИСЛЮВАЛЬНОГО ЕКСПЕРИМЕНТУ ДЛЯ СИСТЕМИ «ТРИЩИНУВАТІ ПОРОДИ-КРІПЛЕННЯ ВИРОБКИ»</b> .....	20
2.1 Моделювання тріщинуватості гірських порід при вирішенні задач геомеханіки з урахуванням геометричних та механічних параметрів тріщин .....	22
2.2 Забезпечення можливості оперативного контролю розвитку тріщинуватості порід навколо виїмкових виробок, які повторно використовуються.....	34
2.3 Характерні особливості побудови моделі породного масиву при проведенні обчислювального експерименту в нелінійній постановці при обліку декількох систем тріщин .....	42
2.4 Виявлення зон прогнозованого вивалоутворення на основі дослідження НДС системи «гірський масив - кріплення виробки».....	48
2.5 Охорона праці .....	66
<b>ВИСНОВОК</b> .....	72
<b>ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ</b> .....	74

## ВСТУП

**Актуальність проблеми.** Резерв підвищення рентабельності вуглевидобутку нерозривно пов'язаний з широкомасштабним застосуванням ресурсозберігаючих технологій підтримки гірничих виробок, серед яких особливо складними умовами експлуатації виділяються виїмкові виробки. Ця група підготовчих виробок займає ключові позиції в забезпеченні безперебійного та високопродуктивного технологічного процесу видобутку вугілля.

Найбільш складні гірничо-геологічні умови відпрацювання вугільних пластів характерні для шаруватого масиву слабких порід Західного Донбасу, де проблема підтримки повторно використовуваних виїмкових виробок надзвичайно актуальна, тому що внаслідок значних деформацій та пошкоджень кріплення виникає необхідність збільшення витрат на підтримку виробок.

Щодо досліджень стану гірничих виробок сформовано кілька класів методик вирішення завдань геомеханіки. Застосування того чи іншого класу рішення обумовлено як можливостями обчислювальних засобів, так і якісною складністю геомаханічної системи або процесу, стан якого піддається аналізу.

Ці моделі віднесені до високого рівня допусків на етапі постановки завдання, що визначає великий діапазон можливих рішень і, як наслідок, не може гарантувати точності розрахунків в конкретних гірничо-геологічних умовах. Вони дозволяють отримувати тільки оцінний результат та не мають здатність давати адекватний кількісний. Побудову узагальненої моделі на даному етапі розвитку обчислювальних технологій можна вважати недоцільною.

Таким чином, розробка системи визначення параметрів управління гірським тиском в геомеханічній системі виробок, які використовуються повторно, при обліку тріщинуватості породного масиву є важливою і актуальною науково-практичною проблемою, вирішення якої забезпечує оптимальні експлуатаційні параметри і стан гірничих виробок.

**Об'єкт досліджень** – кріплення підготовчих виробок проведених у тріщинуватому породному масиві при повторному їх використанні.

**Предмет досліджень** - закономірності впливу зміни параметрів тріщинуватості породного масиву на зміну показників напружено-деформованого стану геомеханічної системи виїмкової виробки.

**Ідея роботи** полягає у використанні закономірностей зміни стану породних шарів при формуванні систем тріщин навколо сполучення гірничих виробок з лавою.

**Мета магістерської роботи:** визначення оптимальних параметрів кріплення виробок з урахуванням впливу систем тріщин при зміні напружено-деформованого стану породного масиву.

Здійснення поставленої мети досягається вирішенням наступних **основних задач:**

1. Обґрунтувати комплекс геомеханічних елементів, які забезпечують інформаційно-технічний базис при вирішенні задач геомеханіки в моделях з високим рівнем узагальнень гірничо-геологічних умов.

2. Реалізувати технологію проектування елементів кріплення виїмкових виробок при впливі на них тріщинуватих породних шарів схильних до якісних змін фізичного стану на основі чисельних методів.

**Методи досліджень.** Для досягнення поставленої мети в роботі був використаний комплекс методів, який включає: узагальнення наукових джерел з проблем прогнозування управління станом виїмкових виробок при використанні обчислювальних експериментів, заснованих на аналітичних, числових та експериментальних системах опису станів та процесів, які відбуваються у геомеханічних системах; методи гірничої механіки; методи будівельної механіки; рекурсивні методи побудови розрахункових моделей; методи гідродинаміки багатофазних середовищ при аналізі тріщинуватості породного масиву; метод кінцевих елементів при реалізації оптимального опису системи «гірський масив - кріплення - охоронні конструкції» в різних

варіантах постановки задач геомеханіки ; проведення та аналіз шахтних експериментів для визначення ефективності прийнятих технічних рішень.

**Практичні значення отриманих результатів :**

- розроблено рекомендації для проектування та установки рамно-анкерного кріплення повторно використовуваних виїмкових виробок, що враховують фізичні та статистичні характеристики тріщинуватості породного масиву;
- результати кваліфікаційної роботи можуть бути використані на вугільнодобувних підприємствах України.

# 1. ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ МЕТОДИКИ ПРОВЕДЕННЯ МАТЕМАТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ

Сучасна цивілізація ґрунтується на технологічному базисі, функціонування та розвиток якого неможливий без використання значних обсягів енергоносіїв, як при виробництві, так і при експлуатації різних машин та обладнання. Фактично обслуговування галузі виробництва електроенергії є фундаментальним завданням забезпечення розвитку сучасних технологій та проведення перспективних досліджень в області не традиційної фізики, біохімії та ін. Тобто, доступність енергоносіїв створює умови для максимального прогресу в проведенні перспективних наукових досліджень.

Доступність енергоносія - це не тільки якість та обсяги, а і величина його собівартості. Саме цим показником регулюється енергетичний ринок, як світовий, так і державний. А, як відомо, собівартість багато в чому залежить від технологічного рівня інженерних рішень, які використовуються в процесі видобутку різних видів енергоносіїв. Фактично, в сучасних умовах нерегульованого фінансового ринку, цей показник визначає економічні перспективи зростання видобутку того чи іншого виду палива або розвитку окремих його родовищ.

На даному етапі розвитку вуглевидобувної галузі одним із основних факторів, що впливають на собівартість виїмки вугілля, є визначення оптимальних параметрів кріплення гірничих виробок. Ці параметри повинні забезпечувати можливість підтримання виробок з найменшими експлуатаційними витратами. Складність в прогнозуванні станів породного масиву є основною проблемою при вирішенні задач геомеханіки для умов вугледобувних шахт України, оскільки в більшості розглянутих рішень стійкість боків виробки неможливо описати в межах пружної поведінки середовища. Це призводить до великої різноманітності постановок задач геомеханіки, які розглядаються в межах окремих виробок, блоків або шахтних полів. При цьому відсутність широкого спектру технологічних рішень, які застосовуються реально на шахтах України, штучно знижує діапазон для пошуку оптимальних рішень.

Таким чином, побудова триланкової архітектури взаємодії «технології видобутку - система оптимізації - собівартість енергоносія» слід вважати одним із основних пріоритетів розвитку геомеханіки на сучасному етапі. Отримання нетрадиційних методик, які забезпечують розширення діапазону пошуку та застосування різних технологічних рішень, гарантує зниження собівартості та підвищення якості вугілля, що видобувається, та дозволить забезпечити динамічний та інноваційний розвиток галузі на найближчу перспективу.

## 1.1 Місцезнаходження підприємства

Шахта Павлоградська закладена для розробки газового вугілля, який спікається, і є цінною сировиною для коксохімічної промисловості.



*Адміністративна підпорядкованість.* Поле шахти Павлоградської розташоване на детально розвіданому Вербському геологічному комплексі, що входить до складу Павлоградсько–Петропавлівського вугільного району Західного Донбасу.

Шахта розташована на території Павлоградського району, Дніпропетровської області України. Шахта знаходиться в степу, в зоні орних земель. До найближчого села Вербки-5,3 км.

Найближчі підприємства-діючі шахти «Благодатна», «Тернівська», «Героїв Космосу» та «Західно-Донбаська».

У гірничопромисловому відношенні шахта входить до складу ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

## **1.2. Коротка гірничо-геологічна характеристика**

### **1.2.1 Геологічна характеристика**

#### *1.2.1.1 Структурна будова гірського масиву.*

Шахтне поле приурочене до північно-східного схилу Українського кристалічного масиву і простягається вздовж південно-західного борту Дніпровсько-Донецької западини.

Крім розривних порушень гірськими роботами встановлено значну кількість дрібних і дуже дрібних порушень як скидового, так і насувного характеру з амплітудою зміщення від 0,05 до 2 м.

Промислова вугленосність шахтного поля приурочена до відкладів Самарської свити ( $C_1^3$ ) нижнього карбону, в якій міститься до 50 вугільних пластів і прошарків, з яких робочої товщини понад 0,60 м досягають сім пластів:  $C_9$ ,  $C_8^H$ ,  $C_7^H$ ,  $C_6$ ,  $C_5$ ,  $C_4$  і  $C_1$ . Запаси по пластах  $C_8^H$  та  $C_7^H$  відпрацьовані шахтою в період з 1968 по 1990 рр. Вугілля розглянутих пластів відносяться до марок Г і ДГ.

#### *1.2.1.2 Тектоніка.*

Площа характеризується спокійним моноклінальним заляганням осадової товщі карбону з падінням порід у північному і північно-східному напрямках під кутом 3-4° і ускладнюється цілим рядом великих і дрібніших тектонічних порушень. Найбільш великими є Богданівський, Південно-Тернівський, Павлоградсько-В'язовський скиди з амплітудою зміщення порід від 20 до 375 м і кутами падіння 35-70°. Крім них простежується ряд скидів №6, 7, 8, 9, 10, 11, які оперяють Південно-Тернівський скид; №12 і 13, що оперяють Павлоградсько-В'язівський скид.

Розвідувальними роботами 1997-1998 рр. додатково виявлені скиди №17, 18, 19, які є оперяючими Павлоградсько-В'язівського скиду і повторюють субширотне простягання скидів №12 і 13.

Інтенсивний розвиток оперяючих порушень і наявність дрібно амплітудної тектоніки, важко піддаються виявленню розвідувальними роботами, ускладнюють ведення гірничих робіт.

## **1.2.2 Гірнича характеристика**

### *1.2.2.1 Межі і розміри шахтного поля*

Відповідно до затвердженого гірничовідвідного акту межами поля шахти «Павлоградська» є:

на півночі - Богданівський скид;

на заході - умовна лінія, що проходить через точки, розташовані в 200 м на захід від свердловини №954 і в 280 м на захід від свердловини №5479 (спільна з шахтою «Благодатна»);

на півдні - Павлоградсько-В'язівський скид, виходи вугільних пластів під наноси;

на сході - умовна лінія, що проходить через точку, розташовану в 170 м на схід від свердловини №5401 та свердловину №6247 (спільна з шахтою «Тернівська»).

Площа шахтного поля – 20.50 км<sup>2</sup>; розміри за падінням – 5,0 км., за простяганням – 4,1 км.

### *1.2.2.2 Технічні показники.*

За останні п'ять років фактичний середньорічний видобуток шахти склав 1200 тис. т.

При включенні у відпрацювання заскидової частини з більш складними гірничо-геологічними умовами шахтного поля знижується сумарна по шахті середньодинамічна потужність пластів.

Проектна потужність шахти становить 1200 тис.т на рік, яка забезпечується роботою чотирьох-п'яти очисних вибоїв.

### *1.2.2.3 Схема розкриття*

Дільниця шахти розкривається двома вертикальними стволами: головним і допоміжним. Обидва стволи проходяться до нижнього пласта, на глибину 320 м.

Головний ствол обладнується одноканатним двохскіповим підйомом для видачі всього видобутку вугілля в скіпах ємністю 9 т; підйомна машина двохбарабанна типу 2ц-4х1,8 з діаметром барабанів 4000 мм і шириною кожного 1800 мм.

Допоміжний ствол обладнується двома одноканатними одноклітинними підйомами (з противагами).

На кожен підйом встановлюється однобарабанна підйомна машина з розрізним барабаном типу ЦР-4х3,2/0,6 з діаметром барабана 4000 мм і шириною 3200 мм.

### *1.2.2.4 Спосіб і система розробки*

Вельми полого залягання пластів до 2° і прийнята проектом схема розкриття зумовлюють для відпрацювання пластів погоризонтну схему підготовки. Відпрацювання пластів здійснюється довгими стовпами по повстанню і падінню зворотним ходом.

Пласти попарно об'єднані між собою для групового відпрацювання.

#### *1.2.2.5 Вентиляція.*

Схема провітрювання шахти центральна: свіже повітря надходить по допоміжному стволу, вихідний струмінь повітря виводиться через головний ствол. Спосіб провітрювання - всмоктуючий. Мінімальна депресія шахти становить 165 мм водяного стовпа, максимальна 135 мм в. ст. Для забезпечення заданих вентиляційних режимів передбачається установка осьових вентиляторів типу ВОД - 30м.

Схема провітрювання виїмкових ділянок прийнята зворотньою, з напрямком видачі струменя повітря, яке виходить з лави, на вироблений простір, з східним напрямком руху повітря по очисному вибою, що відповідає схемі 1-В-Н-в-вт «Керівництва з проектування вентиляції вугільних шахт», ДНАОП 1.1.30 – 6.09 – 93.

Шахта віднесена до третьої категорії по метану. Вугільні пласти не схильні до самозаймання, не небезпечні по вибуховості вугільного пилу.

#### *1.2.2.6 Транспорт*

У шахті використовується наступний вид підземного транспорту:

Конвеєрний транспорт. В даний час на шахті транспорт вантажів по горизонтальних і похилих виробках здійснюється за допомогою шахтних стрічкових конвеєрів. По лаві безпосередньо транспортування вугілля здійснюється скребковим конвеєром.

По виїмкових штреках встановлені стрічкові конвеєри 1ЛТ80У, 1Л80У, 2ЛТ80, які транспортують вугілля до західного або східного конвеєрних штреків, де розташовані конвеєри 1Л100У, 2Л100У «Гварек-1000». З цих конвеєрів вугілля надходить на магістральний конвеєрний штрек пласта С<sub>4</sub>. На цьому штреку встановлений стрічковий конвеєр 1ЛУ120, що передає вугілля на лінію з двох конвеєрів 1ЛУ120.

При відпрацюванні лави по пласту С<sub>4</sub> максимальний вантажопотік вугілля складе до 1000 т/добу.

Локомотивний транспорт. В даний час на шахті транспорт вантажів по горизонтальних виробках здійснюється за допомогою електровозів АМ-8Д у вагонетках ВГ-3,3, перевезення людей – у вагонетках ВПГ-18.

Допоміжний транспорт по виїмкових штреках здійснюється за допомогою нагрунтованих доріг типу ДКНЛ-1. Доставка матеріалів и обладнання під лаву здійснюється по бортовому штреку за допомогою канатної доставки.

#### *1.2.2.7 Очисні роботи*

Паспорт виїмкової ділянки лави виконаний згідно з «Технічним проектом розкриття та підготовки пл. С<sub>4</sub> і С<sub>1</sub> за Південно-Терновським скидом», «Проектом підготовки та відпрацювання виїмкової ділянки лави», «Правилами безпеки у вугільних шахтах», інструкціями з експлуатації обладнання, «Керівництвом КД 12.01.01.503-201 «Управління покрівлею і

кріпленням в очисних вибоях з кутом падіння до 35 °» та іншими діючими в галузі нормативними документами.

Лава обладнана механізованим комплексом ІКД80, що включає механізоване кріплення ІМКД80, комбайн УКД200/400, КА-200, конвеєр СПЦ-271м.

#### *1.2.2.8 Проведення підготовчих і нарізних виробок.*

Підготовчі виробки проходяться за допомогою прохідницьких комбайнів типу ІГПКС, КСП-32, 4ПП-2. Відкатка гірської маси і доставка матеріалів у вибій проводиться канатною нагрунтовою дорогою ДКНЛ-1.

Нарізні виробки проводяться нарізним комплексом КН-78. Відбите вугілля по монтажній камері транспортується скребковим конвеєром типу СП-48.

Провітрювання виробок здійснюється за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання ВМ-6М, нагнітальним способом.

#### *1.2.2.9 Організація роботи на гірничому підприємстві.*

Добовий режим роботи шахти: одна загальна для всіх ділянок шестигодинна ремонтна зміна і три шестигодинні робочі зміни з видобутку вугілля. Кількість робочих днів у році  $T_{н.р.}$  відповідно до пункту 1.6 «Інструкції з розрахунку виробничих потужностей» визначається за формулою:

$$T_{н.р.} = T_k - T_{пр} - T_{вих}$$

де  $T_k = 365$  - календарний фонд часу в плановому році;  $T_{пр} = 8$  - кількість святкових днів у плановому році;  $T_{вих} = 52$  - кількість вихідних днів у плановому році;  $T_{н.р.} = 365 - 8 - 52 = 305$  днів.

### **1.3. Розвиток методології математичного моделювання в рішенні задач геомеханіки**

Математичне моделювання та обчислювальний експеримент - провідні методології вивчення глобальних моделей процесів та явищ на Землі. В основі цього підходу дослідження фізичної природи речей лежить математична модель. За класифікацією, розробленою Полетасвим І.А., виходячи з утилітарності математичних моделей, їх слід розділяти за програмними цілями використання: «пошукова» модель - для перевірки гіпотез, «портретна» (демонстраційна) - для заміни об'єкта в експерименті і, нарешті, «дослідницька модель», що в сучасному розумінні означає орієнтацію на складний обчислювальний експеримент [ 1 ].

На даному етапі розвитку обчислювального експерименту в рішенні задач геомеханіки можна говорити про три покоління математичного моделювання. На першому етапі мова найчастіше йде про математичної записи окремих феноменологічних спостережень над реальними об'єктами. Для них характерна простота описів, типова лінійність рівнянь та мала розмірність (часто

відтворюється всього одна або дві змінних, які описують гірський масив). Такі методи аналізу у геомеханіці пов'язані в основному з отриманням аналітичних рішень та їх графічним відображенням на фазовій площині - створення номограми. Потім з'являються більш складні геомеханічні моделі, що описують породний масив у всій його повноті - моделі стають істотно нелінійними, чисто математичний апарат доповнюється логіко-семантичним. Зростає розмірність опису елементів геомеханічної моделі, досягаючи кількох десятків змінних. Такі моделі називаються «складними», або «великими», а робочим інструментом на цьому етапі стає обчислювальний експеримент. В теперішній час починається перехід до третього покоління математичних моделей - моделей віртуального світу. Віртуальне моделювання можна визначити як відтворення тривимірного реального гірничо-технологічного об'єкта та показників, які впливають на нього, обчислювальними засобами. Це призводить до різкого зростання обсягів інформації, яка оброблюється та відтворюється, оскільки вимагає виконання обчислень у великому числі розрахункових точок з огляду на велику кількість механічних характеристик, які описують стан системи «гірський масив - кріплення вироблення» в одиничному обсязі. Рішення задач в такій постановці стає можливим тільки з використанням чисельних методів, розвиток яких відбувався в рамках механіки конструкцій.

Розвиток уявлень про математичні моделі в завданнях механіки та їх місці в аналізі конструкцій вимагав розробки нових обчислювальних методів. Створення таких методів зусиллями Максвелла, Кастільяно та Мора, в кінці XIX-го століття, а до них - Нав'є та Сен-Венана, були створені основні концепції теорії аналізу стрижневих конструкцій, які стали наріжним каменем матричних методів будівельної механіки. Уже в 1950 - 1960 рр. в роботах Куранта [ 2 ] та Мак Генрі були відображені майже всі ключові моменти, притаманні рішенню задач методом скінчених елементів. Особливо важливою є робота Куранта, тому що в ній розглянуті завдання, які описуються рівняннями, що відносяться не тільки до механіки конструкцій. Через 80 років ці дослідження стали основою методу скінчених елементів (МСЕ).

Починаючи з середини п'ятдесятих років метод скінчених елементів в своєму розвитку пройшов через ряд безперервних модифікацій. У розвитку МСЕ брали участь такі вчені як Зенкевич, Оден, Фриз, Победря [ 3 - 5 ] та ін. Як тільки були отримані співвідношення для дослідження статичної поведінки лінійно пружного матеріалу, увагу фахівців було перенесено на такі аспекти, як динамічну поведінку, випинання, а також геометричну та фізичну нелінійність. Слідом за цими дослідженнями настав період інтенсивного розвитку обчислювальних програм, які реалізують МСЕ та дозволяють величезній кількості практиків використовувати їх результати в своїх роботах.

Відносно до досліджень стану гірничих виробок, розвиток математичного моделювання дозволив сформувати кілька класів методик вирішення завдань геомеханіки. Застосування того чи іншого класу рішення обумовлено, як можливостями обчислювальних засобів, так і якісною складністю об'єкта або процесу, стан якого піддається аналізу. Природним шляхом розвитку технології

обчислювального експерименту є зміна опису розрахункової області - від простої до складної.

При вирішенні завдань геомеханіки всі прийняті розрахункові схеми слід розділяти на три основні групи (рис. 1.1) деталізації моделювання реальних об'єктів: перша - моделі з високим рівнем узагальнень; друга - моделі різнорівневі за ступенем точності опису окремих об'єктів; третя - моделі максимального рівня опису досліджуваного середовища (технології віртуального моделювання).

Застосування моделей з високим рівнем узагальнень завжди дозволяє відносно легко та швидко отримати бажаний результат. По суті, застосування таких моделей дозволяє провести аналіз поведінки окремих елементів розрахункової області в прогнозованих умовах або визначити фізичні компоненти середовища для використання в подальших розрахунках. Такого роду моделі, як правило, не вимагають значних обчислювальних потужностей та мають велику загальність отриманих результатів. До негативних особливостей цих моделей слід віднести високий рівень допусків на етапі постановки завдання, що визначає великий діапазон можливих рішень та, як наслідок, не може гарантувати точності розрахунків в конкретних гірничо-геологічних умовах.

Використання розрахункових моделей цієї групи дозволяє вирішувати два класи завдань: аналіз узагальненої моделі без опису технологічних компонент, як елементів розрахункової області та виконання моделювання окремої характеристики об'єкта розрахункової області. Розв'язання задач геомеханіки з моделюванням окремої характеристики від спочатку застосовувалося для розробки основних підходів моделювання порід, як окремого типу фізичного середовища, або для визначення актуальних механічних характеристик кріплення виробки. Такий клас завдань розглянуто в роботах К.В. Руппенейта, Р. Феннера, А.Н. Ставрогіна, А. Лабасса, І.В. Баклашова, М.Т. Алімжанова [6 - 11]. Згодом цей підхід не став менш актуальним, але змінив свій обчислювальний статус. Зараз подібного типу завдання вирішуються в рамках більш складних обчислювальних експериментів, які дозволяють отримувати високоточний опис реального об'єкта при формуванні розрахункової області. Мова, перш за все, йде про формування макромоделі шляхом її послідовного уточнення, за рахунок розрахунку мікромоделі, яка описує окремі об'єкти або процеси.

Побудову узагальненої моделі в задачах геомеханіки на даному етапі розвитку обчислювальних технологій можна вважати недоцільною, оскільки такого роду моделі дозволяють отримувати тільки оцінний, з точки зору якості результат, та не мають здатність давати адекватний кількісний результат. Однак, в ході розвитку методик вирішення завдань геомеханіки, такий підхід був використаний М.М. Фотієвою, В.Т. Глушко, Л.В. Новіковою, А.Г. Протосеней, В.В. Виноградовим та В.С. Міренковим [12 - 16]. Як і в попередньому класі задач, математичне рішення здається простим і на аналітичному рівні, проте не враховується цілий ряд особливостей як в

геометричному, так та в механічному сенсах, що призводить до високого рівня схематичності отриманих результатів. У фізичному сенсі цей клас задач є ще менш обґрунтованим, ніж завдання з моделюванням окремих характеристик розрахункової області.

Якщо порівнювати методику досліджень, яка застосовується Фотісвою М.М. та Новіковою Л.В., то відразу стає зрозумілим, що використовуються діаметрально протилежні оцінки стійкості гірничих виробок. Наріжним каменем робіт Фотісвої М.М. є оцінка впливу на примітивно описану кріпильну систему зовнішнього тиску, який являє собою поведінку приконтурного гірського масиву. Новікова Л.В. навпаки оцінювала стан виробок з урахуванням поведінки гірського масиву як основного об'єкта досліджень. Звідси й вибір математичної моделі проведення дослідницьких робіт - в першому випадку, це аналітичний підхід у вирішенні осесиметричної задачі в плоскій постановці; в другому, це чисельні методи (граничних та скінчених елементів) в тривимірній постановці та знову осесиметричної. Як видно, при різниці підходів спільним є застосування осесиметричного підходу, що в значній мірі як спрощує модель фізично, так і дозволяє знизити обчислювальні витрати.

Побудова моделей, які відносяться до другої групи, зводиться до методик, що дозволяють описувати стан розрахункової області, завідомо роблячи більш грубими її окремі елементи. Підхід в розробці таких моделей безпосередньо пов'язаний зі зниженням обчислювальних запитів при постановці завдання шляхом визначення припущень, які обираються дослідником. Такі моделі вже не досліджують окремо взятий компонент завдання геомеханіки, а намагаються використовувати простий опис об'єктів та процесів розрахункової моделі в ході проведення обчислювального експерименту. У цьому випадку формування розрахункової області здійснюється на базі двох сукупностей характеристик: основних та допоміжних. Моделюванню основних приділяється вся увага дослідника, а для допоміжних використовують умови часткового опису.

Технологічно орієнтовані моделі являють собою розрахункові області, що забезпечують зважений опис елементів гірничо-геологічної структури та будову кріплення виробок. Такі моделі, в цілому залишаючись досить схематичними, дозволяють описувати складні нелінійні процеси, що протікають в ході експлуатації виробок. Розрахункові області, які формуються в рамках цього підходу, мають дві основних переваги: не вимагають значних обчислювальних витрат та дозволяють отримувати достатньо точну якісну картину напружено-деформованого стану в умовах малої нелінійності. Такі моделі називають оціночними. Використовуючи їх, неможливо визначити однозначно оптимальну схему підтримки та охорони виробки. Перешкодою до цього є свідомо низька деталізація геометрії об'єктів та, як наслідок, вибірковість механічних характеристик елементів розрахункової моделі. Найбільш широке застосування такого підходу у проведенні обчислювальних досліджень набуло Н.С. Буличовим, Б.А. Картозії, І.Л. Черняком, А.В.

Солодянкіним , Е.В. Конопелько , Ч. Джегери [17 - 22]. Основний недолік такого роду моделей полягає у відсутності фізично виправданого опису механічних характеристик об'єктів, які моделюють елементи гірського масиву.

Диференціальне моделювання складноструктурного об'єкта - це розрахункові схеми, які використовуються найбільш часто в даний час. Суть такого підходу полягає в поетапному ускладненні опису об'єктів моделювання від простого до складного у напрямку до того вузла , поведінку якого необхідно проаналізувати в ході рішення задачі. У цьому випадку дослідник отримує можливість варіювати якістю опису окремих елементів розрахункової області в залежності від прогнозованих результатів. У логічному сенсі сукупність опису елементів розрахункової області можна уявити як набір кулястих об'єктів пов'язаних між собою різним чином. Зовнішня сфера являє собою повний набір характеристик, які описують реальні геотехнічні об'єкти в усій повноті. Вкладені сфери - це різноманітні рівні та види моделювання об'єкта та його окремих характеристик. Унітарний опис сукупності об'єктів та процесів, що їх характеризують, можна представити у вигляді єдиної. Пересічні та вкладені сфери являють собою дискретно концентричну систему опису геотехнічних

об'єктів, яка заснована на модульному принципі побудови кінцевої розрахункової області обчислювального експерименту . Такий підхід дозволяє забезпечувати високий рівень адекватності отриманих результатів , як в якісному , так та в кількісному сенсах. А основним мінусом застосування такого роду моделей стала висока залежність при проведенні обчислювального експерименту від якості інженерної підготовки самого дослідника, оскільки вибір виду опису того чи іншого об'єкта в моделі є суб'єктивним. Проте, такі моделі застосовувалися при проведенні обчислювальних експериментів І.А. Ковалевською, М.В. Курленя , Н.А. Самоделкіною та А.П. Рязанцевим [ 23 - 26 ].

В роботі Ковалевської І.А. розглядалася задача по визначенню характеристик моделювання взаємодії анкерного кріплення зі слабкими гірськими породами. При цьому враховувався ряд нелінійних характеристик гірського масиву, здійснювалося точне геометричне моделювання анкера та навколишнього масиву, але фактично не враховувалися особливості контакту між поверхнею шпурю та тілом анкера, які виникають при переході в позамежний стан частини гірського масиву, який утворює контур виробки. Для підвищення якості та точності розрахунків Курленя М.В. застосував метод визначення напружень в прилеглому до вироблення гірському масиві за результатами натурних вимірювань переміщення її контуру. Цей підхід в сукупності з завданнями в нелінійній постановці, особливо з урахуванням реологічних характеристик гірського масиву, не може дати однозначної картини розподілу напружень. Тому якість результатів моделювання повністю залежить від вибору дослідником початкових та граничних параметрів розраховується поля напружень.

Самоделкіна Н.А. приділяє значну увагу геометричному моделюванню елементів розрахункової області та умов опису тріщинуватості при обліку



реології, але в той же час, інші механічні характеристики породного масиву: особливості його поведінки за межею міцності, шаруватість та умови контактів породних блоків, повністю ігнорується. Предметом досліджень Рязанцева А.П. стало підвищення стійкості виробок в умовах здимання порід ґрунту. При цьому досить детально описуються прилеглі до нього елементи, водночас практично схематично описується гірський масив та елементи кріплення, які утворюють звід виробки. Зокрема, практично не приділено увагу особливостям розв'язання контактних задач між кріпильною системою та поверхнею ґрунту.

Останній клас задач, що вирішується в рамках даної групи моделей - це вибіркоче детальне моделювання, обмежене спрощеним описом фізичного середовища, яке розглядається. В цьому випадку всі об'єкти розрахункової області моделюються з високим рівнем деталізації в геометричному сенсі, але при цьому застосовується спрощений опис механічних характеристик досліджуваних об'єктів. Такий підхід забезпечує високу точність одержаних результатів для аналізу конструкцій з великим запасом міцності. У завданнях геомеханіки використовується в основному для аналізу стійкості довготривалих споруд, таких як шахтні стовбури та прилеглі до них капітальні виробок. Застосовуються при проведенні оптимізаційних розрахунків без урахування механічної нелінійності середовища. До очевидних плюсів такого підходу відноситься отримання точних оптимізаційних результатів, а до мінусів - неможливість застосування цього підходу для підземних споруд, які експлуатуються з низьким рівнем запасу міцності. Такого роду завдання були розглянуті в роботах А.Н. Шашенко , Є.А. Сдвижкової , Е.В. Ламоніна та Л.Д. Павлової [ 27 - 30 ].

Наприклад, дослідження Сдвижкової Є.А. присвячені розробці методики застосування ймовірісно-статистичного підходу при визначенні стійкості геомеханічної системи «вироблення - елемент охорони - лава». Автор розробив алгоритм математичного моделювання випадкового навантаження кріплення виробки та визначення внутрішніх зусиль в його елементах. Основою такого підходу є врахування природної неоднорідності гірської породи у вигляді сукупності математичного опису. Окремим напрямком у цьому описі розглядається вплив тріщинуватості гірського масиву на величину гірського тиску, що сприймається елементами кріплення гірничих виробок. Вказується , що гірський масив розглядається як стохастична система , яка володіє високим ступенем неоднорідності. Запропоноване рішення являє собою комплексний підхід, який об'єднує аналітичні та чисельні методи розв'язання задач геомеханіки. Для опису об'єктів математичного моделювання використовується метод граничних елементів, який дозволяє розглядати геометрично складні об'єкти. Автором розглянуті особливості застосування елементів теорії ймовірності для оцінки міцності конструкцій та механічних характеристик гірського масиву. Показана можливість використання статистичних методів при визначенні коригуючих показників зовнішнього навантаження на елементи кріплення виробки в умовах обмеженої вибірки.

Проведені дослідження вражають розмахом використаного математичного апарату, проте виникає питання, наскільки виправдано застосування тих чи інших методів опису об'єктів та процесів при вирішенні даної задачі, наскільки необхідний розгляд тих чи інших закономірностей при формуванні описів навантажень та механічних характеристик порід? Використання статистичних розподілів при визначенні коливань навантажень на кріплення в фізичному сенсі, в кінцевому результаті, зводиться до формування спрощеної схеми навантаження. Опис фізичної неоднорідності породного масиву, так само призводить до використання звичайного поправочного коефіцієнту, фізичний зміст якого має, з моєї точки зору, досить спірний характер. Незважаючи на те, що гірський масив розглядається як стохастичний об'єкт, запропоноване рішення в явному вигляді не містить розгляду процесів розвитку деформацій у часі. Ці обмеження характерні при застосуванні в задачах геомеханіки методу граничних елементів. В цілому ж, виконана проф. Сдвижковою Є.А. дослідницька робота, може розглядатися як основа реалізації подібного підходу в рамках завдань геомеханіки та має широкий спектр математичних методів, які застосовуються при їх рішенні.

У роботах Бабіюка Г.В. [ 31 - 33 ] реалізована власна методика розрахунку гірського масиву, як середовища з різними типами нелінійного поведіння породи. В основі даної методики є розрахунки, отримані методом скінчених елементів, причому завдання вирішується в плоскій постановці з використанням одного виду кінцевого елемента. В рамках постановки завдання не враховуються особливості взаємодії елементів кріплення та приконтурного гірського масиву. Кріплення вводиться в розрахункову систему як поправочний фактор, що впливає на початкові та граничні умови. Як видно, автор прагне гранично знизити геометричну розмірність розв'язуваної задачі, що виражається у використанні спрощених видів поперечного перерізу виробки, яка розглядається - прямокутник та коло. При цьому можливі розрахунки в пружнопластичній постановці, з урахуванням зниження міцності та в умовах трансверсально-ізотропного середовища. Тріщинуватість породного масиву розглядається, як взаємодія двох систем тріщин, одна з яких спрямована уздовж площин нашарування, а інша перпендикулярно їй. Вплив сполучень виробок на стан приконтурного породного масиву визначається поправочними коефіцієнтами, що вводяться на етапі побудови розрахункової області. Безсумнівним достоїнством даної методики є велике число проведених розрахунків в різних постановках завдань геомеханіки з метою підтвердження адекватності наведеної методики. Але основною метою проведених досліджень, в рамках обчислювального експерименту проведеного на основі МСЕ, було визначення геометричних параметрів зон знеміцнення та руйнування порід на контурі виробки, яка моделюється.

Однак, при всій фізичній складності базової розрахункової моделі, реалізованої в рамках даної методики, слід враховувати її залежність від проведення додаткових лабораторних досліджень. Так в постановці завдання при описі тріщинуватості доводиться задавати ряд з 22 показників фізичного

середовища, що визначаються лабораторно та надаються, як поправочні коефіцієнти. Все це призводить до двох основних проблем, закладених в дану методику. Це по-перше - високий ступінь ймовірності, який вноситься початковою похибкою за рахунок якості лабораторних випробувань, та, по-друге, відсутність можливості моделювання різних елементів кріплення виробки, які реалізуються поза межами поправочних коефіцієнтів, введених автором даної програми. При цьому розвиток тріщин розглядається як об'ємний ефект, орієнтований виключно площиною нашарування, що в ряді технологічних рішень з підтримки виїмкової виробки, звужує діапазон оптимальних конфігурацій кріпильної охоронної системи.

Третя група моделей дозволяє реалізовувати завдання геомеханіки, рішення яких має сенс тільки при обліку більшості факторів, що впливають на напружено-деформований стан системи. Використання таких моделей вимагає великих обчислювальних потужностей, з одного боку, та фізично грамотного опису кожного окремого фактора, розглянутого в рамках постановки завдання. Для таких моделей визначення ступеня точності та виду опису розрахункового елемента, стає самостійною підзадачею та вимагає унікального рішення в рамках конкретної постановки обчислювального експерименту. У ряді випадків, надточне моделювання всіх елементів розрахункової області не тільки підвищує складність обчислень, але та може призводити до дострокового закінчення розрахунків. Це часто відбувається при вирішенні задач, що містять елементи, поведінка яких з ростом навантажень може мати ймовірнісний вигляд. Наприклад, точне моделювання вузла податливості рамного кріплення КШПУ призводило до зриву обчислювального процесу, оскільки геометрія стійки та верхняка рамного кріплення допускали їх взаємне переміщення в різних площинах.

Оскільки реалізація таких моделей вимагає складного програмного забезпечення, яке дозволяє моделювати фізичну та геометричну нелінійність об'єктів, виконання обчислювальних експериментів стає трудомістким завданням, порівняним за складністю зі звичайним лабораторним моделюванням. Це є першим та основним стримуючим фактором щодо використання даного підходу в рішенні задач геомеханіки. Ефективне подолання цієї проблеми стало можливим в даний час та, як результат, призвело до виникнення нового класу задач, заснованих на високоточному моделюванні всіх об'єктів розрахунковою областю [ 34, 35 ].

Головною характеристикою цього класу задач є моделювання всіх доступних для опису об'єктів та процесів, присутніх в реальній системі, визначення законів взаємодії цих елементів та видів їх опису в розрахунковій області обчислювального експерименту. Такого роду завдання при всій своїй складності дозволяють отримувати результати, які мають високий ступінь достовірності, як в якісному, так і в кількісному сенсі. Наприклад, становиться можливим отримувати не тільки картину напружень в зоні контакту анкера та гірського масиву, але й описувати їх взаємне проковзування в умовах розрахунку реальної схеми кріплення [ 36 - 39 ].

В сукупності це дозволяє визначити опис кожного розрахункового елемента в прямій залежності від інших компонент опису досліджуваної системи та при цьому, за рахунок використання рекурсивного підходу, домогтися однозначності вибору опису розрахункової області з підвищенням стійкості розрахункової моделі.

Таким чином, пропонується підхід в моделюванні задач геомеханіки здатний забезпечити можливість вирішення широкого діапазону проблем, які виникають при проектуванні та експлуатації виїмкових гірничих виробок в умовах без та з урахуванням впливу очисних робіт. При цьому дана технологія проведення розрахунків не суперечить вже відомим, а тільки розширює їх можливості з привнесенням елементів управління в організацію формування розрахункової області.

## **2. ПОБУДОВА РОЗРАХУНКОВОЇ СХЕМИ ОБЧИСЛЮВАЛЬНОГО ЕКСПЕРИМЕНТУ ДЛЯ СИСТЕМИ "ТРИЩИНУВАТІ ПОРОДИ-КРІПЛЕННЯ ВИРОБКИ"**

Реалізація моделі побудови розрахункової області, що розглядається, в обох, нижче розглянутих випадках, призвела до побудови нелінійних стрибкоподібних (ступінчастих) залежностей розподілу фізичних характеристик обраних параметрів. Дані приклади являють собою повністю унікальні дослідження, що дозволяють не лише отримати певний кінцевий результат, але і розкрити раніше не досліджувані залежності [40 - 43].

Рішення завдання з підвищення стійкості виїмкових штреків шахти базувалося на визначенні оптимальних характеристик перетину вироблення, які дозволяють знизити ймовірність вивалоутворення. Тому істотне значення в комплексі проведених досліджень мало вивчення тріщинуватості порід, які вміщують виїмкові виробки. Останні на родовищі характеризуються досить високими показниками, але їх тріщинуватість значно знижує стійкість породних оголень та істотно ініціює обвалення безпосередньої покрівлі, утворення вивалів у підготовчих та очисних виробках.

Для забезпечення можливості реалізації обраного в результаті попередніх досліджень, методу моделювання систем тріщин, були виконані виміри тріщин у породах покрівлі пласта, якими охоплені як очисні, так і підготовчі виробки пласта в межах технічних кордонів поля шахти.

Ці виміри показали наступні характеристики: перша основна система - азимут падіння –  $109^\circ$ , азимут простягання –  $9^\circ$ , кут падіння –  $66^\circ$ . Під першою основною виділена система найбільш поширених тріщин, які зустрічаються на шахтному полі. Середні значення елементів тріщин цієї системи близькі елементам залягання Партизанського та Чернівецького скидів та паралельні цим скидам або ж близькі до цього напрямку; друга система - тріщини цієї системи орієнтовані перпендикулярно тріщинам першої основної системи за азимутом падіння  $0-42^\circ$  з кутами падіння  $45-90^\circ$ . Середні значення: азимут

падіння –  $20^\circ$ , кут падіння –  $67^\circ$ ; третя система тріщин -тріщини цієї системи паралельні (або близькі до цього напрямку) щодо тріщин першої основної системи, але мають протилежний кут падіння по азимуту  $235-310^\circ$ . Середні значення елементів тріщин цієї системи: азимут падіння –  $269^\circ$ , кут падіння –  $66^\circ$ .

### **2.1. Моделювання тріщинуватості гірських порід при вирішенні задач геомеханіки з урахуванням геометричних та механічних параметрів тріщин**

Розробка математичних моделей для опису впливу тріщинуватості гірських порід на міцнісні характеристики гірського масиву в даний час є одним з пріоритетних напрямів розвитку математичного моделювання для задач геомеханіки [44 - 47]. Слід виділити два основних шляхи його розвитку: отримання експериментальних (лабораторних) залежностей розвитку тріщин в зразках порід та побудова залежностей впливу тріщинуватості гірського масиву в зоні концентрації напруг та внутрішніх зусиль.

Тріщинуватість слід розглядати як один із стандартних механічних показників стану гірських порід. При моделюванні найчастіше цим показником або нехтують, або враховують його у вигляді поправочного коефіцієнта, що змінює величину межі міцності та модуль пружності породи. Але при нелінійній постановці задачі геомеханіки, як правило, розглядається не тільки об'єкт, але і процеси, що відбуваються в ньому і впливають на нього. У цьому сенсі тріщинуватість порід може змінювати свої показники з плином часу або розвитком деформацій.

У рамках розглянутої багатопараметричної рекурсивної нелінійної моделі проведення обчислювального експерименту оцінка ступеня впливу тріщинуватості виконується шляхом проведення тестових розрахунків на мікромоделях, що описують реальні показники сукупності систем тріщин, присутніх у гірському масиві. Чим складніше дана структура, тим складніше стають розглянуті мікромоделі [48].

В якості розрахункового еталона розглянемо наступну модель – дванадцять шарів довжиною 30 м, висотою – 0,4 м та шириною – 0,6 м вільно спираються на жорсткі майданчики. Вся система перебуває під дією власної ваги та віддаленого навантаження в 50 МПа. В якості матеріалу шарів використовується міцний піщаник.

Крім еталонного розрахунку були виконані ще два – з однією системою тріщин (відстань між тріщинами 0,5 м і глибина тріщин 0,29 м) та з двома системами тріщин (відстань – 1 м та глибина – 0,03 м).

Розподіл інтенсивності напруг для еталонного розрахунку (див. рис. 2.1, а) характеризується однаковістю у всіх дванадцяти шарах-максимальні напруги зосереджені уздовж контактних поверхонь та їх величина зростає з наближенням до осі вертикальної симетрії моделі.

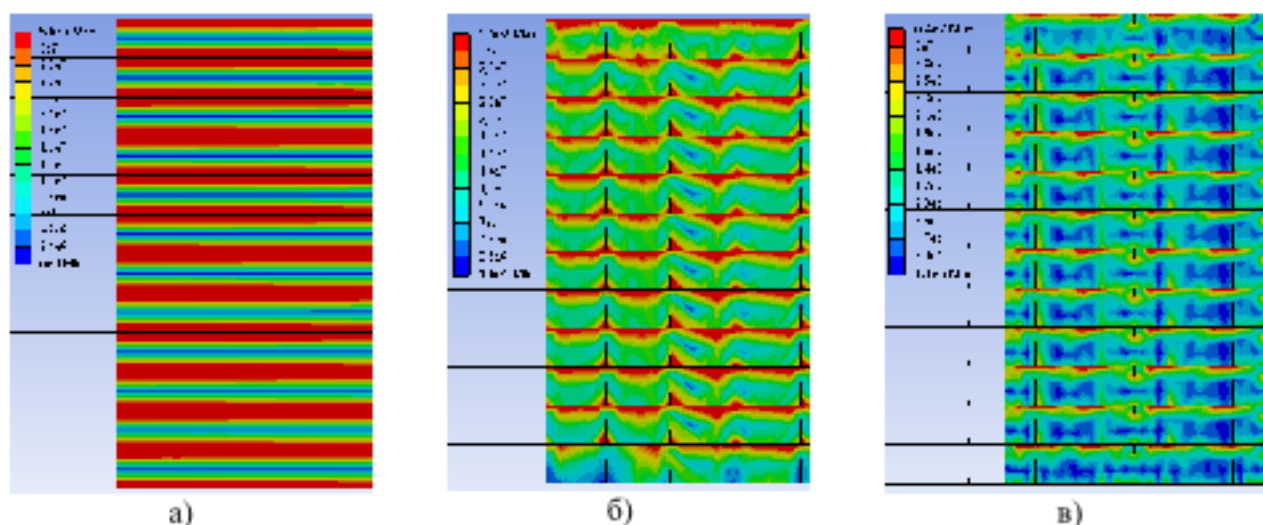


Рис. 2.1. Епюри інтенсивності напружень для макромоделей: а) без; б) з однією; в) з двома поперечними системами тріщин

Необхідно зазначити, що зміна картини розподілу напруг є незначною у верхньому та нижньому модельованих шарах. При цьому, порівнюючи максимуми інтенсивності напруг для різних розрахунків видно, що на рис. 2.1, а та на рис. 2.1, б вони практично однакові та дорівнюють приблизно 55 МПа, а максимум напруг на рис. 2.1, в перевищує ці значення на 10 МПа. Це вказує на

те, що розподіл напружень у перших двох випадках супроводжувався значними пластичними деформаціями, а в третьому варіанті розрахунку модель швидко перейшла з пружного стану до утворення локальних зон руйнування [49, 50].

Загалом, епюри інтенсивності напруг, представлені на рис. 2.1, дозволяють однозначно зробити висновок про зміну фізики поведінки породи з різними показниками тріщинуватості, яка знаходиться в зоні підвищеного гірничого тиску. При цьому відбувається не тільки перерозподіл напруг та переміщень по контуру вироблення, але і спостерігаються різні форми руйнування гірського масиву.

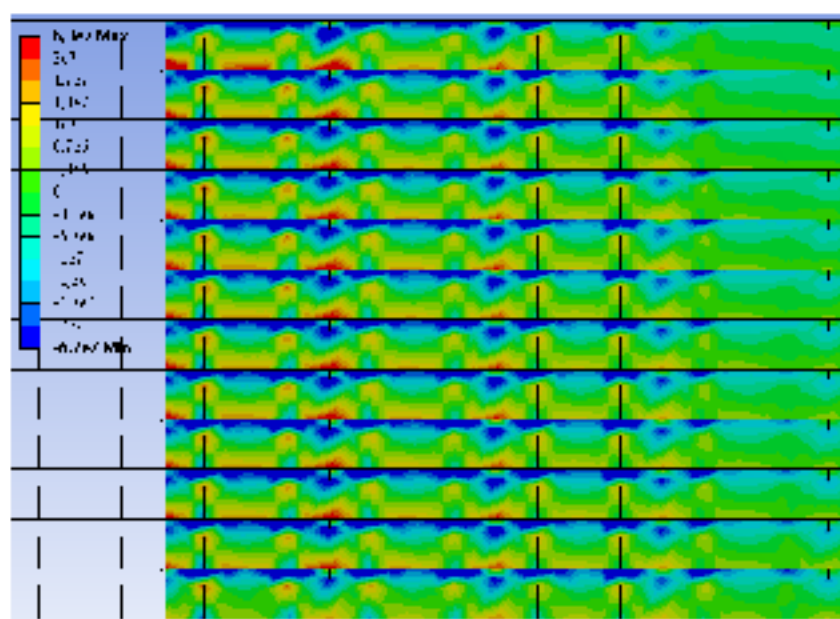


Рис. 2.2. Епюри поздовжніх напруг у макромоделі з двома поперечними системами тріщин

У зв'язку з цим виникає первинна передумова розробки ступінчастої моделі опису тріщинуватого породного масиву при проведенні обчислювальних експериментів організованих з використанням багатопараметричної рекурсивної нелінійної моделі. В даному випадку ступінчастість рішень визначається аналізом сукупності факторів, при якому досягається межа цільової функції, що описує ступінь впливу даної характеристики на розподіл напружень в приконтурній області породного масиву [51]. Тому стає



необхідним розгляд впливу сукупності параметрів тріщинуватості кількома підходами в рамках пропонованого рішення.

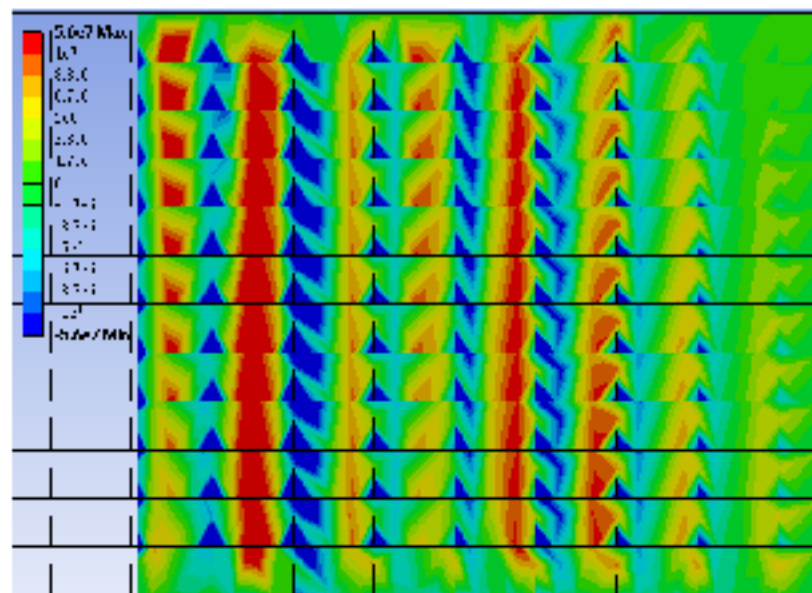
Для більш глибокої оцінки поведінки породи в умовах декількох систем тріщин розглянемо епору горизонтальних напруг, представлену на рис. 2.2.

Як видно, кожна система тріщин робить свій внесок у розвиток деформацій породних шарів. Якщо довші тріщини, завдяки їх орієнтації, формують в районах своїх вершин зони підвищених розтягуючих деформацій, то короткі тріщини являють собою фактор ослаблення поперечного перерізу вироблення. Таким чином, в рамках поставленого завдання видно, що вплив на ПДВ моделі системи тріщин залежить не тільки від їх абсолютної величини, а й орієнтації в просторі. При цьому, якщо оцінювати розмір зони впливу тріщин з різних систем на горизонтальні напруги породного шару, то вийде, що він приблизно дорівнює в горизонтальному напрямку. Тобто, домінуючий внесок у розвиток деформацій моделі система тріщин забезпечує у напрямку їх розкриття [52]. Це добре узгоджується з загальними уявленнями механіки про поведінку матеріалів в граничному та позамежному стані [53-55].

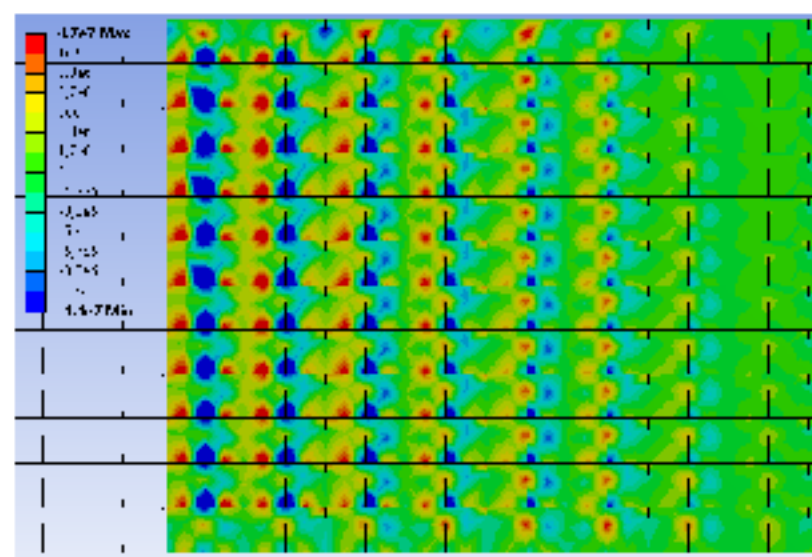
Тепер розглянемо розподіл вертикальних переміщень у всіх трьох варіантах виконаного розрахунку (рис. 2.3).



a)



б)



в)

Рис. 2.3. Розподіл вертикальних напруг в макромоделях без (а), з однією (б) і з двома (в) системами поперечних тріщин

Розподіл цих напруг у всіх трьох варіантах розрахунку має значні відмінності, як в якісних, так і в кількісних показниках. Перш за все, для еталонного розрахунку (див. рис. 2.3, а), слід зауважити, що при мінімальних вертикальних переміщеннях градієнт напруг в центрі моделі прагне до нуля. Отже, серед всіх варіантів розрахунків тільки в цьому всі шари працюють спільно і забезпечують найбільшу жорсткість моделі. Результати розрахунку добре узгоджуються з аналітичним розрахунком задачі визначення напружено-деформованого стану балки стіни. Концентрація підвищених напруг

локалізується в зонах опорних майданчиків і це вказує на те, що основні зусилля з перерізу не виникають в центральній частині прольоту. Таким чином, проліт моделі рівномірно деформується з незначним кутом прогину.

Зовсім інша картина розподілу напруг спостерігається на рис. 2.3, б і в. У цих випадках градієнти напруг локалізуються в межах кроку тріщин. Якщо для варіанту з однією системою тріщин така локалізація має чітко орієнтований вертикальний напрямок, то у варіанті з двома системами тріщин картина зміни напружень набуває вигляду брижів, геометрія яких визначається показниками цих систем.

В результаті, для варіанту, наведеного на рис. 2.3, б, видно як формується набір уступів опору породи, кожен з яких обмежується сусідніми тріщинами. У межах такого уступу по вертикалі величина перерізуючих напруг змінюється, причому в різних уступах по-різному. Це вказує на те, що опір моделі зовнішньому навантаженні буде подолано шляхом формування магістральних тріщин у двох або трьох точках на верхній та нижній поверхнях крайніх породних шарів.

При розгляді рис. 2.3, в видно, що вплив декількох систем тріщин на механічні параметри породи має сингулярний характер та можливо, в даному випадку, може бути описаний з використанням рядів Фур'є. Для більш загального випадку застосування принципу суперпозиції дозволить в достатній мірі точно описувати сумарний вплив систем тріщин вільно орієнтованих в розглянутому тілі. Ще одним показовим моментом є порівняння максимальних значень напруг на рис. 2.3, б та в. Як видно, для першого варіанту ці напруги більше. І це з урахуванням того, що розрахунок був виконаний повністю. Звідси випливає, що наявність двох систем тріщин призвела до ослаблення міцності моделі та її руйнування настало при значно менших абсолютних значеннях вертикальних переміщень.

Щоб остаточно переконатися в зміні поведінки породи під впливом системи тріщин, розглянемо рис. 2.4. Як видно з представленої епюри на рис. 2.4, а максимум переміщень склав 0,47 м, а на рис. 2.4, б – 2,2 м. Таким чином,

абсолютна величина деформацій моделі для варіанту з однією системою тріщин виявилася в 4-ри рази більше, що безумовно вказує на зниження показників міцності породи під впливом тріщинуватості. В цілому велика частина обсягу моделі, до 67%, знаходиться в пружному стані, а для варіанту з однією системою тріщин цей показник склав всього 32 %.

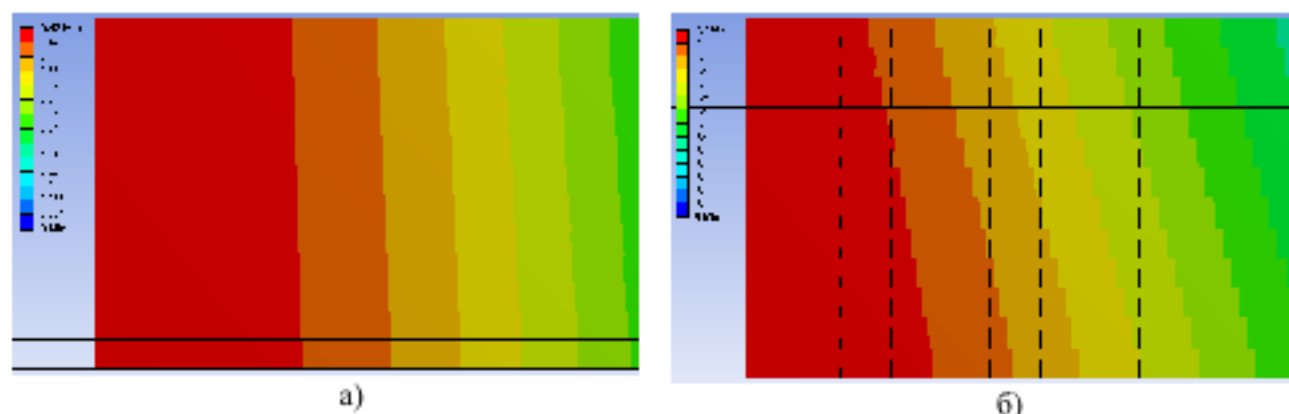


Рис. 2.4. Епюри повних переміщень для макромоделей: а) без поперечної системи тріщин; б) з однією поперечною системою тріщин

Крім того, аналіз епюр повних деформацій (див. рис. 2.4) дозволяє зробити висновок про якісну зміну в розподілі деформацій при наявності системи тріщин у моделі породи. Як видно на рис. 2.4, б картина деформацій має яскраво виражений ступінчастий характер. Це вказує на значну величину взаємного проковзування модельованих шарів, що є показником значних зсувних деформацій по площинах нашарування [56 - 59]. При цьому кут нахилу ізоліній на рис. 2.4, б показує напрямок формування зводу природної рівноваги в рамках даної розрахункової моделі.

Таким чином, при постановці обчислювального експерименту визначені початкові показники моделювання тріщинуватості в пружному та граничному стані породного масиву, який має усереднені показники міцності. Далі розглянемо особливості моделювання тріщинуватості з урахуванням руйнування приконтурних порід.

В якості показника стану окремої тріщини був обраний енергетичний інваріантний інтеграл Черепанова – Райса, інакше -  $J$  - інтеграл. Даний інтеграл представляють в наступному вигляді

$$J = -\frac{\partial \Pi}{t \partial l}, \quad (2.1)$$

де  $\Pi$  - потенційна енергія тіла;  $t$  - довжина тріщини поперек в її вершині;  $l$  - довжина тріщини від гирла до вершини. У загальному випадку потенційну енергію тіла, накопичену в результаті деформування, виражають через площу під графіком зв'язку «напруги деформації»

$$\Pi = P \nu - \int_0^P \nu dP, \quad (2.2)$$

де  $P$  - навантаження, що прикладається до розрахункової області;  $\nu$  - одержувані переміщення. В результаті для податливого навантаження, використовуваного в завданнях геомеханіки, отримуємо

$$J = \frac{1}{t} \frac{\partial}{\partial l} \int_0^P \nu dP = \frac{1}{t} \int_0^P \frac{\partial \nu}{\partial l} \Big|_P dP. \quad (2.3)$$

Таким чином, отримані закономірності можна застосувати для розробки математичної моделі розвитку тріщини в зразку гірської породи. Отримана модель буде враховувати зниження потенційної енергії досліджуваного об'єкту за рахунок розвитку тріщини, що замість звичайного поправочного коефіцієнта дозволить для кожного окремого кінцевого елемента змінювати його міцнісні характеристики з урахуванням величини напруг. Такий опис найбільш точно відображає реальний процес деформування порід, що утворюють контур вироблення, стосовно умов шахт України.

Тепер перейдемо до опису сукупності впливу системи тріщин на механічні характеристики породного шару. Отримане рівняння (2.3) дозволяє оцінити внесок однієї тріщини на механічні характеристики гірської породи. Але в реальних умовах слід розглядати сукупність тріщин зі схожими параметрами, розкид яких необхідно враховувати в математичному описі конкретної системи тріщин.

Для початку слід визначити усереднений параметр тріщин в системі. Це найпростіше виконати із застосуванням математичної статистики. Запишемо формулу середнього арифметичного величини тріщин в обраному обсязі гірської породи

$$\bar{X} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n X_i, \quad (2.4)$$

де  $X_i$  - показники лінійних розмірів тріщин в обраній одиниці об'єму гірської породи;  $n$  - число тріщин на одиницю довжини обраного зразка породи. Потім визначимо стандартне відхилення в розмірах тріщин для даної системи

$$S = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (X_i - \bar{X})^2}{n-1}}. \quad (2.5)$$

На підставі отриманих характеристик (2.4) та (2.5) конкретної системи тріщин можна отримати середньозважений вираз, який описує ступінь впливу цієї системи на міцнісні характеристики породи в обраному обсязі. У загальному вигляді такий опис виглядає наступним чином

$$J = \frac{\bar{X}}{n \cdot t \cdot S_0} \int_0^P \frac{\partial v}{\partial l} \Big|_P dP. \quad (2.6)$$

Тепер при обліку зниження показників міцності гірської породи стало можливим враховувати окрему систему тріщин як усереднений показник, який визначається при виконанні підготовчої фази розрахунків.

Оціночні розрахунки, виконані автором при проведенні обчислювальних експериментів показали, що такий опис тріщинуватості має суто нелінійний характер та значні відмінності в ступені впливу на деформаційні характеристики різних порід [60].

Як видно на рис.2.5, при незначних напругах ступінь впливу розглянутого параметра має лінійний характер та незначно різниться за абсолютною величиною. Потім настає активна фаза впливу системи тріщин на механічні характеристики порід. При цьому, для аргілітів цей вплив проявляється раніше, але, з іншого боку, максимум цього впливу припадає на піщаник. Після

досягнення максимуму впливу спостерігається плавне зниження даного показника.

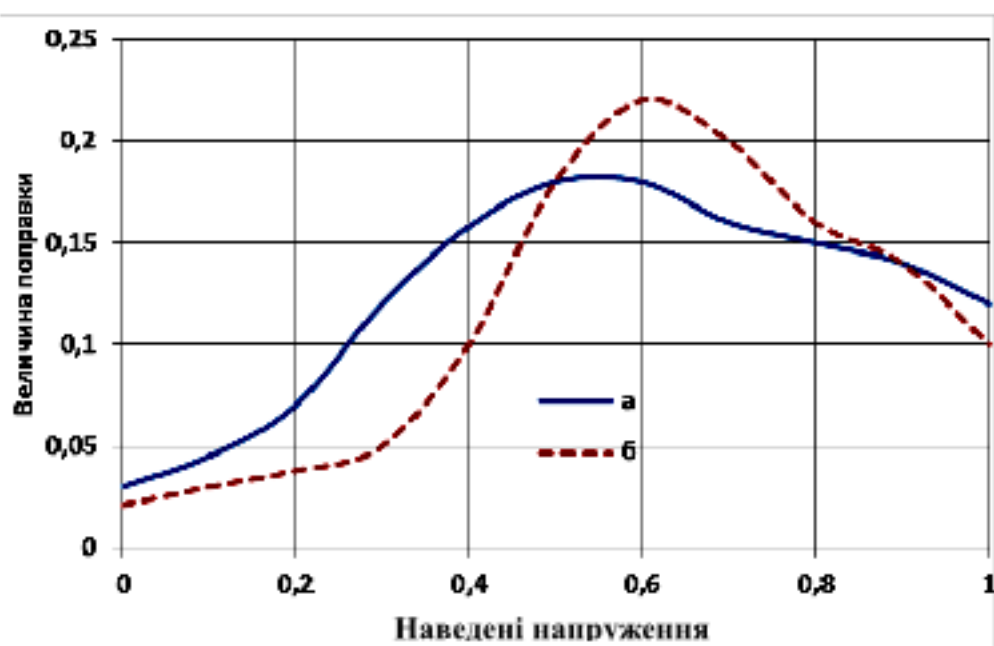


Рис. 2.5. Криві зміни ступеня впливу тріщинуватості на характеристики міцності порід із зростанням напруг в кінцевому елементі: а-аргіліти; б-пісковик.

Таким чином, вплив параметра тріщинуватості, який розглядається, на породи з різними механічними характеристиками має схожу трифазну структуру. Наявність цих фаз добре узгоджується з самою природою розвитку тріщин в гірському масиві. В першій фазі, ослаблення породи має незначну величину та лінійний характер, оскільки розрахункова область перебуває у дограничному стані, що визначає слабкий розвиток тріщин. Для другої фази характерний активний розвиток та розкриття тріщин, що і призводить до швидкого падіння напруг в розрахунковій області. На третій фазі, після досягнення максимуму, коли відбувається руйнування гірського масиву поблизу виробки, настає період релаксації, пов'язаний з перерозподілом внутрішньої енергії в розрахунковій області.

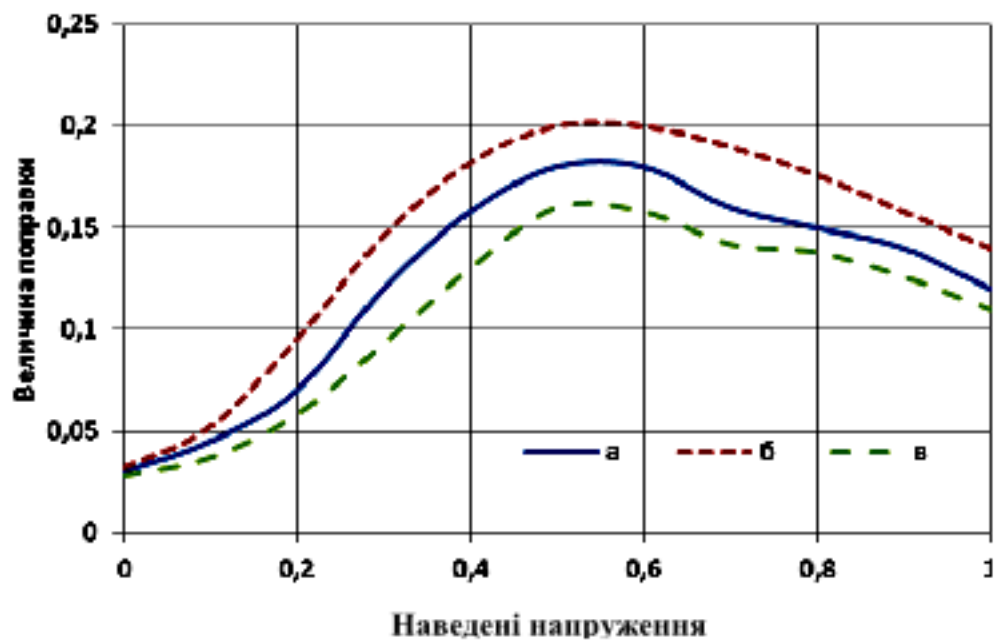


Рис. 2.6. Вплив різних систем тріщин на міцнісні характеристики породи: а) при густоті тріщин 15 на 0,1 м; б) при густоті тріщин 20 на 0,1 м; в) при густоті тріщин 5 на 0,1 м

Іншою особливістю даного фізико-математичного опису тріщинуватості є реалізація відмінностей впливу на картину напруг систем тріщин, які мають схожі характеристики. Розглянемо графіки, наведені на рис. 2.6, які показують, як впливає густина тріщин на розподіл напруг в розрахунковій області. Легко видно, що з ростом числа тріщин вплив тріщинуватості зростає, а графік виполоджується. Таким чином, чим менша кількість тріщин, тим складніше характер їх впливу на розподіл напружень. З усього вище сказаного випливає висновок, що з ростом числа тріщин в питомому обсязі їх можна описувати у вигляді простого параметра, а зі зменшенням їх числа слід переходити на макромоделювання.

Для забезпечення можливості обліку тріщинуватості, як нелінійної характеристики гірської породи, необхідно розглядати розрахункову область обчислювального експерименту у вигляді об'ємного об'єкту. В цьому об'єкті будь-яка система тріщин може бути орієнтована як уздовж однієї з осей системи координат розрахункової області, так і під якимось кутом до неї. Оскільки при виконанні розрахунку простіше оперувати показниками,



пов'язаними з осями глобальної системи координат, то слід спроектувати систему тріщин (її механічні показники) на ці осі. З цією метою використовувалися афінні перетворення

$$Q = \begin{pmatrix} m_{11} & m_{12} & m_{13} & m_{14} \\ m_{21} & m_{22} & m_{23} & m_{24} \\ m_{31} & m_{32} & m_{33} & m_{34} \\ 0 & 0 & 0 & 1 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} P_x \\ P_y \\ P_z \\ 1 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} Q_x \\ Q_y \\ Q_z \\ 1 \end{pmatrix} \quad (2.7)$$

де  $P, Q$  - координати початкової та відображеної точки в тривимірному просторі;  $M$  - матриця афінного перетворення в тривимірному просторі.

Сама природа тріщинуватості та математичний апарат, який застосовується, дозволяють обмежитися при проведенні розрахунків тільки матрицями елементарних поворотів щодо осей координат. Такі перетворення для кожної з координатних осей мають наступний вигляд

$$\begin{aligned} R_x(\beta) &= \begin{pmatrix} 1 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & \cos(\beta) & -\sin(\beta) & 0 \\ 0 & \sin(\beta) & \cos(\beta) & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 \end{pmatrix} \\ R_y(\beta) &= \begin{pmatrix} \cos(\beta) & 0 & \sin(\beta) & 0 \\ 0 & 1 & 0 & 0 \\ -\sin(\beta) & 0 & \cos(\beta) & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 \end{pmatrix} \\ R_z(\beta) &= \begin{pmatrix} \cos(\beta) & -\sin(\beta) & 0 & 0 \\ \sin(\beta) & \cos(\beta) & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 1 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 \end{pmatrix} \end{aligned} \quad (2.8)$$

де  $R_x, R_y, R_z$  - матриці перетворення повороту для осей  $X, y$  и  $Z$ , відповідно;  $\beta$  - кут, на який необхідно виконати поворот.

При наявності декількох систем тріщин у цьому гірському масиві їх слід розглядати як сукупність однотипних показників, які впливають один на одний виходячи з принципу суперпозиції. Тоді «родинні» системи тріщин, тобто такі системи тріщин, які орієнтовані в просторі під малими кутами один до одного, будуть розглядатися як одна система тріщин з комбінованими показниками.

Таки чином, стає можливим застосовувати математичний апарат механіки суцільного середовища для проведення розрахунків міцності порід гірського масиву в нелінійній постановці до етапу утворення магістральних тріщин та зсуву утворених породних блоків в порожнину вироблення. Подальші обчислення проводяться тільки із залученням методів вирішення завдань механіки руйнування.

## **2.2. Забезпечення можливості оперативного контролю розвитку тріщинуватості порід навколо виїмкової виробки**

Пошук ступінчастого рішення в такій постановці завдання, виходить за межі простого нелінійного аналізу міцності середовища. Застосування багатопараметричної рекурсивної нелінійної моделі опису розрахункової моделі, в такому випадку, вимагає використання рівнянь опису динамічних систем, не характерних для раніше обраних сімейств параметрів станів елементів розрахункової області. Рішення зворотного завдання, описаного вище, з використанням багатоступеневого підходу, дозволило сформувати базу рекурсії, що забезпечує прийнятний результат у всьому діапазоні значень керованого параметра. Виконаний аналіз дозволив зупинитися на виборі математичного опису з області механіки гетерогенних сумішей [68].

Як відомо, розвиток тріщинуватості приконтурних гірських порід призводить в ряді випадків до утворення в атмосфері шахти багатофазної суміші газу, рідини та твердих включень. Склад цієї суміші у значній мірі впливає на її поведінку при вентиляції очисного вибою з одного боку, а з іншого боку може бути використаний для оцінки динаміки розвитку тріщин, як в зоні очисного вибою, так і по всій довжині виробки, яка використовується повторно. Проте, залишається питання про можливість оперативного визначення складу суміші при оцінці динаміки станів приконтурного гірського масиву при проведенні очисних робіт. Одним з найпростіших підходів, доступних в реальних умовах вугільних шахт, можна вважати аналіз поведінки звукових хвиль в багатофазних сумішах.

Високий газовміст суміші призводить до утворення дисперсної структури течії, а також гранично малої різниці між значеннями інтегрального модуля пружної суміші та модуля пружності газової фази при відносно великому значенні середньої густини суміші. Таким чином, поведінка дисперсної системи представляється у вигляді сукупності станів, вибір яких відбувається на основі визначення значень параметра швидкості поширення звукової хвилі в середовищі зі змінною щільністю.

Для забезпечення можливості вирішення даної задачі в багатоступеневій постановці було розглянуто досить багато різних виразів визначення швидкості поширення швидкості звуку в гетерогенних середовищах, отриманих на основі різних спрощуючих припущень. Найбільш адекватним в рамках поставленого завдання була визнана система диференціальних рівнянь, які описують рух багатофазного середовища, перетворення якого розглянемо далі.

Рух розглянуто в одновірному наближенні. З урахуванням такого обмеження рівняння нерозривності, що виражають закон збереження маси кожної фази прийме вигляд

$$\frac{\partial(\rho_i^* F)}{\partial t} + \frac{\partial(\rho_i^* V_i F)}{\partial x} = 0, \quad (2.9)$$

де  $i$  - номер однієї з фаз суміші, в даному випадку приймає значення 0, 1, 2;  $\rho_i^*, V_i$  - наведені щільності та швидкості руху фаз суміші;  $F$  - площа поперечного перерізу потоку. Значення наведених щільностей отримусмо з

$$\rho_0^* = \rho_0(1 - C_1 - C_2), \quad \rho_1^* = C_1\rho_1, \quad \rho_2^* = C_2\rho_2, \quad (2.10)$$

де  $\rho_i, C_i$  - справжні щільності речовин в суміші та їх об'ємні частки, причому  $C_0 = 1 - C_1 - C_2$  об'ємна частка несучої фази суміші.

Тепер визначимо швидкість поширення малих збурень  $a$  для основної фази суміші в потоці, обмеженому податливими стінками у вигляді

$$\frac{1}{a^2} = \frac{\rho_0}{K_0} + \frac{\rho_0}{F} \left( \frac{\partial F}{\partial p} \right) \quad (2.11)$$

де  $K_0$  - об'ємний модуль пружності основної фази суміші;  $\frac{\partial F}{\partial p}$  - податливість поперечного перерізу трубопроводу по відношенню до внутрішнього тиску.

В результаті обліку (2.11) рівняння (2.9) будуть перетворені таким чином:

$$C_j \left( \frac{\partial p}{\partial t} + V_j \frac{\partial p}{\partial x} \right) + \rho_j a_j^2 C_j \left( \frac{\partial C_j}{\partial t} + V_j \frac{\partial C_j}{\partial x} \right) + \rho_j a_j^2 C_j \frac{\partial V_j}{\partial x} = 0, \quad (2.12)$$

где  $j$  - номер однієї з фаз суміші, в даному випадку приймає значення 1, 2.

Для рівнянь (2.12) використовуємо позначення

$$\frac{1}{a_1^2} = \frac{\rho_1}{K_1} + \frac{\rho_1}{F} \left( \frac{\partial F}{\partial p} \right), \quad \frac{1}{a_2^2} = \frac{\rho_2}{K_2} + \frac{\rho_2}{F} \left( \frac{\partial F}{\partial p} \right), \quad (2.13)$$

де  $K_1 = \frac{E_1}{3(1-2\nu_1)}$  - модуль об'ємного стискання матеріалу твердих часток;

$E_1, \nu_1$  - модуль Юнга та коефіцієнт Пуасона матеріалу твердих часток;

$K_2 = 1/(\rho_2 a_g^2)$  - модуль об'ємного стискання газоподібної фази;  $a_g$  - швидкість звуку в газовому міхурі.

Похідна  $\left( \frac{\partial \rho_2}{\partial p} \right)$  залежить від того, який термодинамічний процес відбувається всередині газових бульбашок.

При виведенні рівняння імпульсів для основної фази суміші необхідно враховувати наявність гравітаційних і граничних зусиль. Напруги тертя на стінках, які обмежують потік, представимо у вигляді

$$\tau_{cm} = \frac{\lambda}{8} \rho_{cm} V_{cm}^2, \quad (2.14)$$

де  $\lambda$  - коефіцієнт гідравлічного опору, який визначається за однією з відомих емпіричних формул;  $\rho_{cm} = \rho_0^* + \rho_1^* + \rho_2^*$  - щільність суміші;

$V_{cm} = (\rho_0^* V_0 + \rho_1^* V_1 + \rho_2^* V_2) / \rho_{cm}$  - швидкість суміші.

В результаті для руху основної фази суміші отримаємо наступне рівняння імпульсів

$$\left(1 + \frac{C_1 k_1}{2} + \frac{C_2 k_2}{2}\right) \frac{dV_0}{dt} - \frac{C_1 k_1}{2} \frac{dV_1}{dt} - \frac{C_2 k_2}{2} \frac{dV_2}{dt} + \frac{(1 - C_1 - C_2)}{\rho_0} \frac{\partial p}{\partial x} = \phi_0, \quad (2.15)$$

в якому

$$\begin{aligned} \phi_0 = & -g(1 - C_1 - C_2) \sin \alpha - \frac{\lambda}{2D_{mp}} \frac{\rho_{cm}}{\rho_0} |V_{cm}| V_{cm} - \\ & - \frac{3}{8} \left[ \frac{C_1 C_{xm}}{R_1} |V_0 - V_1| (V_0 - V_1) + \frac{C_2 C_{xs}}{R_2} |V_0 - V_2| (V_0 - V_2) \right], \end{aligned} \quad (2.16)$$

де  $\alpha$  - кут нахилу осі потоку до горизонту;  $C_{xm}$ ,  $C_{xs}$  - коефіцієнти стаціонарної сили опору твердої та газової фази суміші.

Запис в рівнянні (2.15) виразу для гідравлічних втрат (2.14) у вигляді  $\frac{\lambda \rho_{cm}}{2D_{mp} \rho_0} |V_{cm}| V_{cm}$  автоматично враховує те, що при нестационарному русі в процесі гідроудару напрямок руху середовища може змінитися на протилежний.

Тому сили взаємодії між рідиною, твердими та газоподібними фазами представлені наступним чином

$$\frac{C_{xm} \rho_0 \pi R_1^2}{2} |V_0 - V_1| (V_0 - V_1), \quad \frac{C_{xs} \rho_0 \pi R_2^2}{2} |V_0 - V_2| (V_0 - V_2), \quad (2.17)$$

Тепер рівняння поздовжнього руху твердих частинок прийме вигляд

$$\left(\frac{\rho_1}{\rho_0} + \frac{k_1}{2}\right) \frac{dV_1}{dt} - \left(1 + \frac{k_1}{2}\right) \frac{dV_0}{dt} + \frac{1}{\rho_0} \frac{\partial p}{\partial x} = \phi_1, \quad (2.18)$$

де  $\phi_1 = -g \sin(\alpha) \cdot \rho_1 / \rho_0 + 3C_{xm} |V_0 - V_1| (V_0 - V_1) / (8R_1)$ ,

а рівняння руху газо-повітряної фази суміші

$$\left(\frac{\rho_2}{\rho_0} + \frac{k_2}{2}\right) \frac{dV_2}{dt} - \left(1 + \frac{k_2}{2}\right) \frac{dV_0}{dt} + \frac{1}{\rho_0} \frac{\partial p}{\partial x} = \phi_2, \quad (2.19)$$

де  $\phi_2 = -g \sin(\alpha) \cdot \rho_2 / \rho_0 + 3C_{xs} |V_0 - V_2| (V_0 - V_2) / (8R_2)$ .

Нехтуємо квадратичними конвективними членами, припускаючи, що швидкості руху фаз малі у порівнянні зі швидкістю поширення збурень в суміші і тоді отримаємо

$$(1 - C_1 - C_2) \frac{\partial p}{\partial t} - \rho_0 a_0^2 \frac{\partial C_1}{\partial x} - \rho_0 a_0^2 \frac{\partial C_2}{\partial x} + \rho_0 a_0^2 (1 - C_1 - C_2) \frac{\partial V_0}{\partial x} = 0, \quad (2.20)$$

$$C_1 \frac{\partial p}{\partial t} + \rho_1 a_1^2 \frac{\partial C_1}{\partial x} + \rho_1 a_1^2 C_1 \frac{\partial V_1}{\partial x} = 0, \quad (2.21)$$

$$C_2 \frac{\partial p}{\partial t} + \rho_2 a_2^2 \frac{\partial C_2}{\partial x} + \rho_2 a_2^2 C_2 \frac{\partial V_2}{\partial x} = 0. \quad (2.22)$$

Зауважимо, що похідні від концентрацій і входять тільки в рівняння нерозривності. Тому, визначимо  $\partial C_1 / \partial t$  похідну з (2.21), а похідну  $\partial C_2 / \partial t$  з виразу (2.22) та підставимо їх у (2.20), отримаємо загальне рівняння безперервності вигляду

$$\begin{aligned} & \rho_0 a_0^2 (1 - C_1 - C_2) \frac{\partial V_0}{\partial x} + \rho_0 a_0^2 C_1 \frac{\partial V_1}{\partial x} - \rho_0 a_0^2 C_2 \frac{\partial V_2}{\partial x} + \\ & + \left[ (1 - C_1 - C_2) + \frac{\rho_0 a_0^2 C_1}{\rho_1 a_1^2} + \frac{\rho_0 a_0^2 C_2}{\rho_2 a_2^2} \right] \frac{\partial p}{\partial t} = 0. \end{aligned} \quad (2.23)$$

При цьому загальна система рівнянь (2.15), (2.18), (2.19) та (2.20)-(2.23) розбивається на дві підсистеми: перша складається з (2.15), (2.18), (2.19), (2.23) і містить похідні тільки від величин  $V_0, V_1, V_2$  та  $p$ , але не включає похідні від концентрацій  $C_1$  та  $C_2$ ; друга підсистема (2.20)-(2.22) містить похідні за часом від  $C_1, C_2$  та з першою підсистемою вона пов'язана через похідні від величин  $V_1, V_2$  та  $p$ . У свою чергу, перша підсистема пов'язана з другою тільки через значення концентрацій  $C_1$  та  $C_2$ , які входять як в коефіцієнти першої підсистеми, так і в праві частини  $\phi_0, \phi_1$  та  $\phi_2$ .

Користуючись процедурою визначення характеристик на фазовій площині  $(x, t)$  введемо характеристичну криву  $x = x(t)$  та запишемо похідні вздовж цієї кривої

$$\begin{aligned} \frac{dp}{dt} &= \frac{\partial p}{\partial t} + \frac{\partial p}{\partial x} D, & \frac{dV_0}{dt} &= \frac{\partial V_0}{\partial t} + \frac{\partial V_0}{\partial x} D, \\ \frac{dV_1}{dt} &= \frac{\partial V_1}{\partial t} + \frac{\partial V_1}{\partial x} D, & \frac{dV_2}{dt} &= \frac{\partial V_2}{\partial t} + \frac{\partial V_2}{\partial x} D, \end{aligned} \quad (2.24)$$

де  $D = x'(t)$  - швидкість поширень фронту обурень.

Виключимо з системи рівнянь (2.15), (2.18), (2.19) і (2.23) приватні похідні від невідомих функцій за часом за допомогою співвідношень (2.24). В результаті для похідних  $\partial V_0/\partial x$ ,  $\partial V_1/\partial x$ ,  $\partial V_2/\partial x$  и  $\partial p/\partial x$  отримаємо наступну систему рівнянь

$$\begin{aligned}
 & \left[ (1-C_1-C_2) + \frac{\rho_0 a_0^2 C_1}{\rho_1 a_1^2} + \frac{\rho_0 a_0^2 C_2}{\rho_2 a_2^2} \right] D \frac{\partial p}{\partial x} - \rho_0 a_0^2 (1-C_1-C_2) \frac{\partial V_0}{\partial x} - \\
 & - \rho_0 a_0^2 C_1 \frac{\partial V_1}{\partial x} - \rho_0 a_0^2 C_2 \frac{\partial V_2}{\partial x} = \left[ (1-C_1-C_2) + \frac{\rho_0 a_0^2 C_1}{\rho_1 a_1^2} + \frac{\rho_0 a_0^2 C_2}{\rho_2 a_2^2} \right] \frac{dp}{dt}, \\
 & \left( 1 + \frac{C_1 k_1 + C_2 k_2}{2} \right) D \frac{\partial V_0}{\partial x} - \frac{C_1 k_1}{2} D \frac{\partial V_1}{\partial x} - \frac{C_2 k_2}{2} D \frac{\partial V_2}{\partial x} - \frac{(1-C_1-C_2) \partial p}{\rho_0 \partial x} = \\
 & = \left( 1 + \frac{C_1 k_1 + C_2 k_2}{2} \right) \frac{dV_0}{dt} - \frac{C_1 k_1}{2} \frac{dV_1}{dt} - \frac{C_2 k_2}{2} \frac{dV_2}{dt} - \phi_0, \\
 & \left( 1 + \frac{k_1}{2} \right) D \frac{\partial V_0}{\partial x} - \left( \frac{\rho_1}{\rho_0} + \frac{k_1}{2} \right) D \frac{\partial V_1}{\partial x} + \rho_0^{-1} \frac{\partial p}{\partial x} = \\
 & = \phi_1 + \left( 1 + \frac{k_1}{2} \right) \frac{\partial V_0}{\partial x} - \left( \frac{\rho_1}{\rho_0} + \frac{k_1}{2} \right) \frac{dV_1}{dx}, \\
 & \left( 1 + \frac{k_2}{2} \right) D \frac{\partial V_0}{\partial x} - \left( \frac{\rho_2}{\rho_0} + \frac{k_2}{2} \right) D \frac{\partial V_2}{\partial x} + \rho_0^{-1} \frac{\partial p}{\partial x} = \\
 & = \phi_2 + \left( 1 + \frac{k_2}{2} \right) \frac{\partial V_0}{\partial x} - \left( \frac{\rho_2}{\rho_0} + \frac{k_2}{2} \right) \frac{dV_2}{dx}
 \end{aligned} \tag{2.25}$$

Умовою того, що крива  $x = x(t)$  є характеристикою, стає рівність нулю характеристичного визначника, складеного з коефіцієнтів системи рівнянь (2.25) при похідних  $\partial V_0/\partial x$ ,  $\partial V_1/\partial x$ ,  $\partial V_2/\partial x$  и  $\partial p/\partial x$ . Цей визначник має два нульових кореня  $D_{3,4} = 0$  та два кореня, які дорівнюють  $D_{1,2} = \pm D_0$  для яких

$$D_0 = \left[ \rho_\partial \left( (1-C_1-C_2)/K_0 + C_1/K_1 + C_2/K_2 + F^{-1} \partial F/\partial p \right) \right]^{\frac{1}{2}}, \tag{4.26}$$

де  $\rho_\partial = \mu \cdot \rho_0$ ;  $\mu$  - коефіцієнт «динамічної» щільності, який має вигляд

$$\begin{aligned}
 \mu = A/B; \text{ де } A = & \left( \frac{\rho_1}{\rho_0} + \frac{k_1}{2} \right) \left( \frac{\rho_2}{\rho_0} + \frac{k_2}{2} \right) \left( 1 + \frac{C_1 k_1 + C_2 k_2}{2} \right) - \frac{C_1 k_1}{2} \left( 1 + \frac{k_1}{2} \right) \cdot \\
 & \left( \frac{\rho_2}{\rho_0} + \frac{k_2}{2} \right) - \frac{C_1 k_1}{2} \left( 1 + \frac{k_1}{2} \right) \left( \frac{\rho_2}{\rho_0} + \frac{k_2}{2} \right) \quad B = \left( \frac{\rho_1}{\rho_0} + \frac{k_1}{2} \right) \left( \frac{\rho_2}{\rho_0} + \frac{k_2}{2} \right)^2 + C_1 \left( \frac{\rho_2}{\rho_0} + \frac{k_2}{2} \right)
 \end{aligned}$$

$$\cdot \left[ 1 + (1 + k_1)(1 - C_1 - C_2) + \frac{C_1 k_1 + C_2 k_2}{2} \right] - \frac{C_1 C_2}{4} (k_1 - k_2)^2 + C_2 \left( \frac{\rho_1}{\rho_0} + \frac{k_1}{2} \right) \cdot \left[ 1 + (1 + k_2)(1 - C_1 - C_2) + \frac{C_1 k_1 + C_2 k_2}{2} \right]$$

Два не нульових кореня (2.26) відповідають акустичним характеристикам, які являють собою фронти розповсюдження збурень вгору і вниз по потоку відповідно зі швидкостями

$$\left( \frac{dx}{dt} \right)_1 = D_1 = D_0, \quad \left( \frac{dx}{dt} \right)_2 = D_2 = -D_0. \quad (2.27)$$

Формула (2.26) отримана для швидкості розповсюдження збурень в трифазній суміші з підсистеми рівнянь роздільного руху рідкої, твердої та газоподібної фаз з найбільш повним урахуванням сил міжфазної взаємодії, особливо сил інерційної природи.

Величина  $\rho_\delta$  грає роль «динамічної» щільності суміші, яка враховує інерційні властивості частинок в потоці. Дана величина відрізняється від середньої щільності суміші  $\rho_{cm}$ . Таким чином, при розглянутих нестационарних потоках суміш поводить себе як середовище з "динамічною" щільністю  $\rho_\delta$ , яка відрізняється від середньої щільності суміші  $\rho_{cm}$ . Це визначається тим, що фази суміші володіють різною інерцією та по-різному реагують на зміну швидкості потоку.

Таким чином, було встановлено, що при експлуатації ерліфтів для транспортування корисної копалини вплив пружних частинок на швидкість звуку в дисперсному потоці зростає при об'ємному газовмісті понад 75 – 85 %. Це в свою чергу впливає на процес нестационарної течії багатофазної суміші в трубопроводі, який має низьку поперечну жорсткість стінок. Отримані результати вказують на принципові відмінності в тенденціях змін фізичних та гідродинамічних параметрів висхідного потоку багатофазної суміші при дисперсній структурі течії - середні параметри суміші прагнуть до величин у



газовій фазі, а швидкість звуку в гетерогенному потоці не прагне до швидкості в газовій фазі.

На підставі аналізу характеристик властивостей системи диференціальних рівнянь був отриманий найбільш повний вираз для визначення швидкості звуку в гетерогенній суміші, який узагальнює відомі апробовані формули. Використання цього рівняння дозволяє встановити залежності поширення звукових хвиль в системах з обмеженим пропускним об'ємом транспортованої суміші. Одночасний облік в розробленій моделі характеристик кожної фази окремо, сил міжфазної взаємодії, а також параметрів обмежуючої конструкції, дозволяє з високим ступенем адекватності оцінювати динаміку хвильових процесів. Отримані значення є однозначними та дозволяють оцінювати стан багатофазної суміші у випереджаючому порядку, що дає додаткові переваги в реалізації даного алгоритму в керуючих системах реального часу.

В результаті, отриманий опис характеристики багатофазної суміші дозволяє розробити алгоритм аналізу та управління станом тріщинотворення та транспортування газодисперсних сумішей в умовах підприємств вугільної галузі України. Дане рішення може бути використане в автоматизованих системах управління виробництвом при оцінці динамічного розвитку стійкості приконтурних гірських порід та забезпечення оптимальної схеми вентиляції високонавантажених очисних вибоїв. При цьому фактор управління має не бінарну структуру, а ступінчасту зі зворотним зв'язком, де показником поточного стану контрольованого середовища є швидкість звуку. Отримані результати дозволяють говорити про побудову оригінальної математичної моделі, на основі якої можлива розробка цілого сімейства принципово нових, з точки зору геотехнологій, систем контролю повітряного середовища підземних споруд та управління процесом підтримання та охорони повторно використовуваних виїмкових виробок.

### **2.3. Характерні особливості побудови моделі породного масиву при проведенні обчислювального експерименту**

Більшість дослідників геомеханічних процесів навколо виробок однозначно зазначають тісний зв'язок між отриманими результатами та кількістю геомеханічних факторів, що враховуються, ступенем їх адекватного моделювання по відношенню до явищ та закономірностей, що спостерігаються в шахтних умовах. Тому для отримання найбільш достовірного результату при математичному моделюванні необхідно найбільш повно відобразити сутність геомеханічних процесів навколо пластової виробки та її конструктивні параметри, найбільш важливими з яких є наступні.

По-перше, необхідно максимально достовірно (по відношенню до реальних гірничо-геологічних умов) відобразити структуру та механічні характеристики шаруватої вуглевмісної товщі навколо пластової виробки. Дана група вимог включає: оцінку кількості породних шарів покрівлі та підшви пласта, обов'язкових до обліку в розроблюваній математичній моделі; вибір (за даними геологічних вишукувань) найбільш характерного варіанта (або декількох варіантів по довжині виробки) розподілу потужності кожного з породних шарів та вугільного пласта, що включаються в математичну модель; уточнення механічних характеристик кожного з породних шарів та вугільного пласта.

По-друге, слід врахувати природну шаруватість та тріщинуватість у межах потужності кожного з породних шарів, де це яскраво виявлено на стадії геологічних вишукувань. Необхідність обліку даної структурної неоднорідності в межах однорідного геологічного формування загальновідома [29, 40, 54] і в узагальненій формі унормована в керівних документах.

По-третє, необхідно змодельовати умови контакту по площинах нашарування породних шарів углевмісній товщі. Справа в тому, що дослідження на еквівалентних матеріалах та натурні спостереження вказують на прослизання породних шарів один щодо одного поблизу виробки. Аналіз епюр розподілу дотичних напруг  $\tau_{xy}$  поблизу пластової виробки підтверджує

дію  $\tau_{xy}$  по площинах напластування такого рівня, який багаторазово перевищує сили зчеплення. Тому для достовірного моделювання процесів зсуву вуглевмісної товщі необхідно вводити умову прослизання породних шарів.

По-четверте, необхідно максимально адекватно реальним умовам змоделювати гірничотехнічні параметри пластової виробки: її розміщення щодо елементів залягання вугільного пласта; геометричні параметри виробки, рамного кріплення, міжрамної огорожі та забутованного закріпного простору, їх механічні характеристики.

По-п'яте, параметри силової взаємодії шаруватого тріщинуватого масиву та елементів кріплення пластової виробки повинні визначатися виключно з умови спільності переміщень зазначених структур як такого, що найбільш реально відображає геомеханічні процеси навколо виробки.

Істотне значення в комплексі проведених досліджень мало місце вивчення тріщинуватості порід, які вміщують виїмкові виробки. Останні на родовищі характеризуються досить високими показниками, але їх тріщинуватість значно знижує стійкість породних оголень та істотно ініціює обвалення безпосередньої покрівлі, утворення вивалів у підготовчих та очисних виробках.

Заміри тріщинуватості проводилися в породах покрівлі пласта, якими охоплені як очисні, так і підготовчі виробки пласта в межах технічних меж поля шахти. В результаті обробки даних з вивчення тріщинуватості було виділено три системи тріщин.

I - основна система. Азимут падіння –  $109^\circ$ , азимут простирання –  $9^\circ$ , кут падіння –  $66^\circ$ . Під I основною виділена система найбільш поширених тріщин, які зустрічаються на шахтному полі. Середні значення елементів тріщин цієї системи близькі елементам залягання Партизанського та Чернівецького скидів та паралельні цим скидам або ж близькі до цього напрямку. Азимут падіння тріщин змінюється в межах  $145-90^\circ$ , а кут падіння –  $40-88^\circ$ . Тріщини даної системи не характерні для сланців глинистих. Тут вони зустрічаються дуже рідко, зазвичай закриті, необводнені. У сланцях піщаних і особливо у

піщаниках, тріщинуватість виражена чітко і повсякмісно. Тріщини здебільшого заповнені кварцитом, відкритість тріщин коливається в межах 0,05 - 3,0 мм. Для піщаників відстань між тріщинами більш витримана та становить 0,1 - 0,3 м. Для сланців змінюється в більш широких межах 0,1 - 0,6 м. Частота тріщин зростає поблизу скидів і становить 5 - 10 штук на 1 п/м. Поблизу скидів збільшується і відкритість тріщин (від 0,05 - 0,1 мм до 0,5 - 1,0 мм). Тріщини зазвичай заповнені кварцем молочно-білого кольору, поверхня тріщин шорстка. Поблизу скидів тріщини обводнені (спостерігається водоприток близько 6 - 7 м<sup>3</sup>/год). Із глибиною відкритість та обводненість тріщин зменшуються.

II система. Тріщини цієї системи орієнтовані перпендикулярно тріщин I основної системи по азимуту падіння 0-42° з кутами падіння 45-90°. Середні значення: азимут падіння – 20°, кут падіння – 67°. Тріщини даної системи в сланцевій товщі (глинисті сланці, піщано-глинисті та піщані) відзначаються тільки на окремих ізольованих ділянках і повторюються через 0,10 - 0,8 м. Тріщини закритого типу. У піщаниках тріщини спостерігаються повсякмісно та повторюються через 0,15 - 0,6 м. Зазвичай заповнені кварцем при відкритості тріщин в 0,1 - 1,0 мм.

III система тріщин. Тріщини цієї системи паралельні (або близькі до цього напрямку) щодо тріщин I основної системи, але мають протилежний кут падіння по азимуту 235 - 310°. Середні значення елементів тріщин цієї системи: азимут падіння – 269°, кут падіння – 66°.

Характеристика тріщин цієї системи аналогічна тріщинам I основної системи, відмінність - в різноспрямованих кутах падіння.

З вищевикладеного випливає:

1. У глинистих сланцях, піщано-глинистих та піщаних тріщинуватість виражена слабо та спостерігається на окремих ізольованих ділянках. Поверхня тріщин рівна або шорстка. Тріщини в основному закритого типу та сухі.

2. У піщаниках тріщинуватість виражена чітко та повсякмісно. Спостерігаються тріщини двох взаємно перпендикулярних систем. Третю систему можна прирівняти до I основної, але зі зворотним (протилежним)

кутом падіння. Поверхня тріщин шорстка, рідше - горбиста. Тріщини часто заповнені кварцем при відкритості перших від 0,1 до 3,0 мм. Відстань між тріщинами – 0,1 - 0,5 м.

3. Тріщини всіх трьох систем, особливо в піщаниках, при глибинах до 300 м по вертикалі вологі, а поблизу скидів обводнені.

4. Із збільшенням глибини частота, відкритість і поширеність тріщин зменшується, що підтверджується зменшенням загальношахтного припливу води по шахті.

Розрахунок напружено-деформованого стану породного масиву виконується за даними фізико-механічних характеристик вугілля та вміщуючих порід, наведені у таблиці на рис. 2.7, відповідно до глибини розробки  $H = 1300$  м та потужності вугільного пласта  $m = 1,15$  м.

Штрек пройдений на глибині 300 м комбайновим способом з перерізом у світлі  $13,8 \text{ м}^2$ , закріплений триланковим кріпленням типу КМП-А3 із спецпрофілю СВП-27, затягування по покрівлі – залізобетонне, а з боків – дерев'яне. Відстань між рамами – 0,8 м. Паспортом проведення та кріплення східного штреку передбачено зміцнення порід покрівлі анкерним кріпленням.

Таким чином, у розробленій моделі реалізовані перший та другий пункти геомеханічних вимог адекватного відображення процесів взаємодії системи «тріщинуваті породи - кріплення виробки».

Для задоволення третього пункту вимог змодельовані умови, що забезпечують можливість прослизання всіх шарів (поблизу виробки) один щодо одного. Це обумовлено тим, що частково незалежна деформація окремих порідних шарів навколо виробки інтенсифікує прояви гірського тиску, що необхідно обов'язково враховувати при прогнозі стійкості виробки.

Наступним етапом обґрунтування геомеханічної моделі є оцінка параметрів виїмкового штреку, його кріплення, міжрамної огорожі та закріпного простору.

Розташування виїмкового штреку щодо вугільного пласту моделюється в загальному випадку з його верхнім та нижнім підриванням як найбільш часто

вживаним варіантом з точки зору ефективного перевантаження вугілля з вибійного конвеєра на скребковий конвеєрного штреку. Висота  $h_{\text{под}}$  нижнього підривання з боку лави зазвичай не перевищує 1,1 м. Але, для усередненої величини підривки  $h_{\text{под}} = 0,55$  м відхилення  $\sigma$  будуть в межах припустимих значень. Тому прийнято в моделях системи  $h_{\text{под}} = 0,55$  м з боку лави (ліва стійка), тоді опора правої стійки рами буде збігатися з площиною підосви вугільного пласта.

Для найбільш достовірного моделювання реальних гірничо-геологічних умов експлуатації пластової виробки необхідно відобразити всі основні елементи породного масиву в межах встановлених розмірів моделі: вугільний пласт, породи безпосередньої покрівлі, вугільний пласт-супутник, породи основної покрівлі, породи безпосередньої та основної підосви, а також природну тріщинуватість порід безпосередньої покрівлі.

Вугільний пласт моделюється як реальної двохпачечної будови з усередненими потужностями: верхня вугільна пачка – 0,38 м; породний прошарок з піщано-глинистого сланцю – 0,12 м; нижня вугільна пачка – 0,80 м. Механічні характеристики пласта закладені в розрахункову схему виходячи з даних геологічної служби шахти: межа міцності вугілля на стиск  $\sigma_{\text{сж}}^y = 12$  МПа; модуль деформації вугілля  $E^y = 0,35 \cdot 10^4$  МПа; межа міцності на стискання породного прошарку  $\sigma_{\text{сж}}^{np} = 60,5$  МПа; модуль деформації породного прошарку  $E^{np} = 2,68 \cdot 10^4$  МПа. Механічні характеристики пласта  $K_5^2$ , який розділяє породи покрівлі на основну та безпосередню, прийняті аналогічними.

Безпосередня покрівля характеризується наступною будовою. Перший породний шар представлений піщано-глинистим сланцем товщиною  $m_1^K = 5,5$  м з механічними характеристиками:  $\sigma_{\text{сж}_1}^K = 40 \dots 50$  МПа,  $E_1^K = 2,68 \cdot 10^4$  МПа. Другий породний шар представлений піщано-глинистим сланцем товщиною  $m_2^K = 6,0$  м з механічними характеристиками:  $\sigma_{\text{сж}_2}^K = 70$

МПа,  $E_2^K = 2,68 \cdot 10^4$  МПа. Шаруватість безпосередньої покрівлі характеризується як тонкошарувата структура з ослабленими міцнісними властивостями по поверхні породних прошарків. Про це свідчать візуальні спостереження будови грудей вибою, який розбитий тріщинами на породні пачки потужністю 0,1 - 0,5 м, що відображено в геомеханічній моделі.

Вугільний пласт-супутник розділяє породи покрівлі на основну та безпосередню і має усереднену товщину  $m_3^K = 0,3$  м.

Основна покрівля в межах висоти складається з двох породних шарів. Перший шар основної покрівлі представлений піщаними та піщано-глинистими сланцями товщиною  $m_4^K = 3,5$  м з однаковими механічними властивостями:  $\sigma_{сж4}^K = 40...60$  МПа,  $E_4^K = 2,68 \cdot 10^4$  МПа. Другий породний шар основної покрівлі представлений піщаником товщиною  $m_5^K = 8$  м (обмеження по висоті моделі) з механічними характеристиками:  $\sigma_{сж5}^K = 80...90$  МПа,  $E_5^K = 5,31 \cdot 10^4$  МПа.

Безпосередня підшова складається з двох породних шарів піщаного сланцю товщиною  $m_1^{II} = 0,35$  м и  $m_2^{II} = 1,2$  м з наступними механічними властивостями:  $\sigma_{сж1}^{II} = 40...50$  МПа,  $E_1^{II} = 2,68 \cdot 10^4$  МПа;  $\sigma_{сж2}^{II} = 60...70$  МПа,  $E_2^{II} = 2,68 \cdot 10^4$  МПа.

Основна підшова представлена піщаниками, товщиною  $m_3^{II} > 12$  м з механічними характеристиками:  $\sigma_{сж3}^{II} = 90...110$  МПа,  $E_3^{II} = 5,31 \cdot 10^4$  МПа.

Структура вуглевмісної товщі та механічні характеристики породних шарів прийняті відповідно до даних геологічної служби шахти.

## **2.4. Виявлення зон прогнозованого вивалоутворення на основі дослідження НДС системи "гірський масив - кріплення виробки"**

Застосування «випереджаючого» розрахунку в рамках багатопараметричної рекурсивної моделі оптимізації обчислювального експерименту дозволяє спрогнозувати межу використання макромоделювання при оцінці стійкості виробки, що знаходиться в складних гірничо-геологічних умовах. Аналіз епюри наведених напруг  $\sigma$ , для умов попереднього розрахунку дозволив визначити основні особливості по формуванню зон активного тріщиноутворення в приконтурному гірському масиві.

Перш за все, слід враховувати, що вугільний прошарок служить концентратором напруг в області розділу основної та безпосередньої покрівель. Тут максимуми наведених напруг на рівні  $\sigma = 45...65$  МПа однозначно руйнують вугільний прошарок по обидві сторони від вертикальних меж виробки. Також руйнуються і частково разупрочнюються локальні області в районі площин нашарування, як в основній, так і безпосередньої покрівлі. У сукупності це збільшує переміщення надвугільної товщі в порожнину виробки.

В безпосередній покрівлі утворюються локальні зони руйнування, формують подобу трехшарнирної балки, яка за рахунок своєї підвищеної податливості може спровокувати, з плином часу, зростання переміщень масиву в покрівлі та збільшення навантаження на звід рамного кріплення.

На початку дослідження простежуються загальні риси епюр компонент напруг двох моделей (на початку та посередині виїмкових ділянок) з істотно різною структурою вуглевмісної товщі, а потім відзначаються їх відмінності.



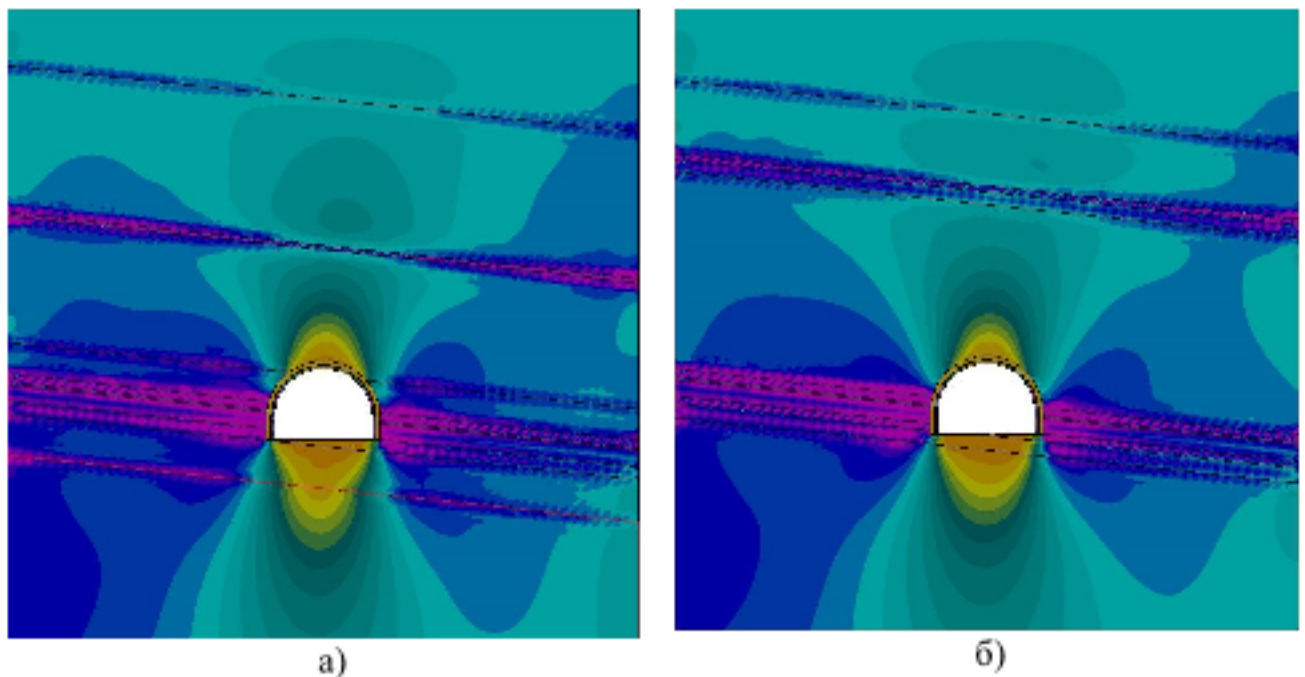


Рис. 2.8. Епюра вертикальних напруг  $\sigma_y$  поблизу штрека по варіанту 2: а) варіанту 1; б) варіанту 2.

У покрівлі виробки чітко простежується зона розвантаження епюри вертикальних напруг  $\sigma_y$  склепінчастої форми, що в певній мірі підтверджує відому гіпотезу зводу проф. М. М. Протодьяконова. У верхній частині зводу діють невеликі стискаючі напруги  $\sigma_y$  до 3-5 МПа, які переходять в розтягуючі  $\sigma_y$  до 2-6 МПа в середній та нижній частині зводу (рис. 2.8, а). Відмінність двох моделей полягає в тому, що при збільшеній потужності першого породного шару безпосередньої покрівлі (рис. 2.8, б) розміри зводу зменшуються. Це пояснюється підвищеною жорсткістю шару  $m^k$  за варіантом 2, що знижує його прогин в порожнину вироблення і, відповідно, величину  $\sigma_y$ .

Також звертає увагу стабільно діюча для обох моделей зона концентрації  $\sigma_y$  по вугільному пропластку, що розділяє основну та безпосередню покрівлі. Ця концентрація  $\sigma_y$  діє в площині напластування по обидві сторони від вертикальних меж вироблення. Крім того, концентрація  $\sigma_y$  виходить за межі потужності вугільного пропластка як у

бік породного шару  $m_4^K$  основної покрівлі, так і в бік породного шару  $m_2^K$  безпосередньої покрівлі на глибину 0,4 - 1,1 м. Тут необхідно враховувати три обставини.

Перше - концентрація  $\sigma_y = 45...60$  МПа обумовлена низькими деформаційними характеристиками вугільного прошарку, які інтенсифікують прогини шарів основної покрівлі, навантажують шари безпосередньої покрівлі. Друге - характеристики міцності вугільного прошарку ( $\sigma_{сж3}^K = 12$  МПа) в кілька разів менше величин концентрацій  $\sigma_y$ , що призводить до його руйнування і ще більшого прогину породних шарів основної покрівлі. Третє - міцнісні характеристики породного шару  $m_2^K$  ( $\sigma_{сж3}^K = 70$  МПа) дещо перевищують максимуми  $\sigma_y$ , однак і тут можливе часткове знеміцнення масиву через дію факторів реології та структурного ослаблення. Крім того, у другій моделі (варіант 2) через малу потужність шару  $m_2^K = 0,6$  м концентрація  $\sigma_y$  злегка зачіпає (до 0,5 м) породний шар  $m_1^K$ , у якого  $\sigma_{сж1}^K = 45$  МПа і тут також спостерігається часткове знеміцнення породного шару  $m_1^K$ .

Виявлені особливості розподілу  $\sigma_y$  у породах безпосередньої покрівлі дозволяють спрогнозувати збільшення під час навантаження на звід рамного кріплення через збільшення прогину породних шарів основної покрівлі при частковому або повному руйнуванні масиву в районі вугільного прошарку  $K_5^2$ .

Горизонтальні напруги  $\sigma_x$  (крім початкових негідростатичних умов  $\sigma_x = \lambda \gamma H$ ) залежать від деформацій прогину породних шарів покрівлі (в першу чергу безпосередньої) в порожнину виробки (рис. 2.9, а). В породних шарах безпосередньої покрівлі максимуми  $\sigma_x$  розташовуються в районі вертикальної осі виробки (у нижніх площинах шару – розтяг, у верхніх – стиснення) та під кутом 30 - 40° до площини нашарування, де кривизна прогину шарів змінює знак (у верхніх площинах – розтягнення, в нижніх – стиснення). Рівень

розтягуючих напружень  $\sigma_x$  в шарах безпосередньої покрівлі такий (в області дії максимумів  $\sigma_x = 10...15$  МПа), що обов'язково викликає руйнування породи в цих областях. Поява в районі максимумів так званих квазіпластичних шарнірів в породних шарах безпосередньої покрівлі збільшує їх податливість, їх прогин зростає, так само як і навантаження на звід рамного кріплення.

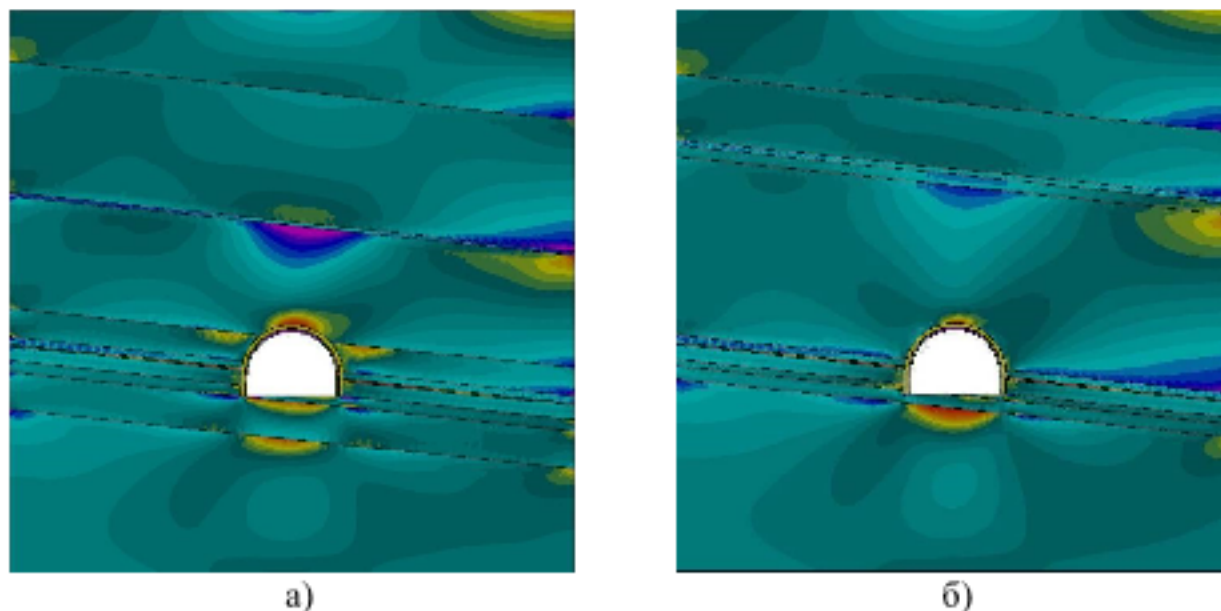


Рис. 2.9. Ешора горизонтальних напруг  $\sigma_x$  поблизу штреку по варіанту 2: а) варіанту 1; б) варіанту 2.

Величина розтягуючих напруг  $\sigma_x$  у приконтурних породах покрівлі в кілька разів вище їх міцності на розрив, що обумовлює неодмінне руйнування деякої області порід. Але, у другій моделі (рис. 2.9, б) величина та область концентрації  $\sigma_x$  набагато менше, оскільки більше жорсткість шару в покрівлі через його збільшеної потужності.

Таким чином, особливості поля  $\sigma_x$  формують умови утворення та розвитку в породних шарах безпосередньої покрівлі деякої подібності тришарнірної балки, яка має підвищену деформативність і, з урахуванням реологічних факторів, що сприяють зростанню навантаження на звід кріплення протягом підтримки виїмкового штреку.

Наведені напруги (див. рис. 2.10) в боках виробки мають значну концентрацію до 45 - 70 МПа, що обумовлює руйнування вугільного пласта  $K_5^1$

та часткове знеміцнення локальних областей породних шарів безпосередньої покрівлі і підшви. Зруйнований бічний масив з теорії проф. П. М. Цимбаревича формує бічне навантаження на кріплення, лінійно пов'язане з високим опорним тиском.

У приконтурних породах покрівлі виїмкової виробки формується зона розвантаження зводоподібної форми, в якій діють розтягуючі напруги  $\sigma_y$  та  $\sigma_x$  які перевищують міцність породи на розтягнення та зумовлюють її руйнування в певній області, схильній до вивалоутворення. Інтенсифікації цього процесу зі зростанням навантаження на звід рамного кріплення сприяють два фактори: збільшення прогину породних шарів основної покрівлі за рахунок руйнування вугільного прошарку  $K_5^2$  та часткового знеміцнення локальних областей, що примикають до прошарку породних шарів основної та безпосередньої покрівель; формування горизонтальними напругами  $\sigma_x$  у безпосередній покрівлі розпірної системи на зразок тришарнірної балки, що володіє підвищеною податливістю.

Перш за все, уточнимо методологію пошуку областей, де відбувається часткове або повне руйнування породи. Оскільки відомо [24, 37, 41, 55], що вуглевмісні типи гірських порід мають досить слабкий опір до розтягування, який оцінюється в 2 - 7 разів менше від міцності породи на стискання. Крім того, слід враховувати різного роду структурне ослаблення масиву (шаруватість, тріщинуватість, наявність пір, пустот і т. і.) та реологічні фактори, що знижують всі характеристики міцності, але особливо опір породи до розтягування. Отже, визначення координат зазначених областей в покрівлі та ґрунті виробки виконано за умовою відсутності в них розтягуючих напруг  $\sigma_y$  та  $\sigma_x$ :

$$\sigma_y = 0; \quad \sigma_x = 0. \quad (2.28)$$

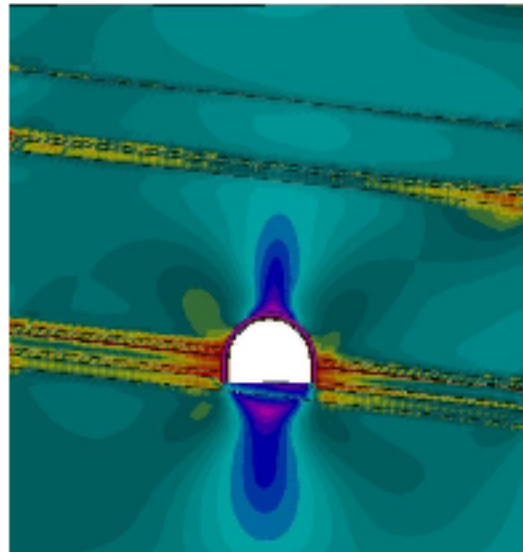


Рис. 2.10. Поле приведених напруг поблизу штрека.

Для встановлення зон вивалоутворення в покрівлі та знеміцнення в підошві досить виконання однієї з умов системи (2.28).

У боках виробки опорна зона характеризується концентрацією стискаючих напруг. Тому тут найбільш застосовна теорія міцності породи Кулона-Мора з оцінкою стану масиву по величині наведених напруг  $\sigma$ . Область знеміцнених порід в боках виробки визначається за умовою

$$\sigma = \sigma_{смк} . \quad (2.29)$$

Згідно з критеріями (2.28) і (2.29) проведена оцінка розмірів вивалоутворення в покрівлі та областей знеміцнених порід в боках та ґрунті виїмкового штреку.

В результаті для даної моделі розміри зони вивалоутворення в покрівлі та боках виробки наступні: висота-до 1,0 - 1,1 м; ширина-до 3,2 - 3,4 м. У породах підошви виробки спостерігаються аналогічні тенденції. Зона порушених порід має куполоподібну форму, симетричну щодо вертикальної осі виробки; ширина зони по основі купола відповідає ширині (5,45 м) виробки в проходці. Глибина зони порушених порід становить до 3,5 м.

У першому породному шарі безпосередньої покрівлі (район замків рамного кріплення) порушені породи поширюються до 3,4 - 3,7 м по повстанню. У вугільному пласті (прямолінійна частина стійки рами)

зміцнення практично досягає бічних меж моделі (ширина зони – до 12,0 - 12,7 м). Такі великі зони порушених порід в боках виробки (особливо вугільного пласта) необхідно враховувати при подальшій експлуатації штреку в період очисної виїмки в частині вибору ефективного способу його охорони.

Виявлені великі зони порушених порід та вугільного пласта в боці виробки формують підвищене бічне навантаження на кріплення виїмкового штреку, що необхідно враховувати при оцінці його стійкості.

У контексті визначення меж макромоделювання тріщинуватості є необхідним аналіз повних деформацій системи "тріщинуваті породи - кріплення виробки", представлених на рис. 2.11.

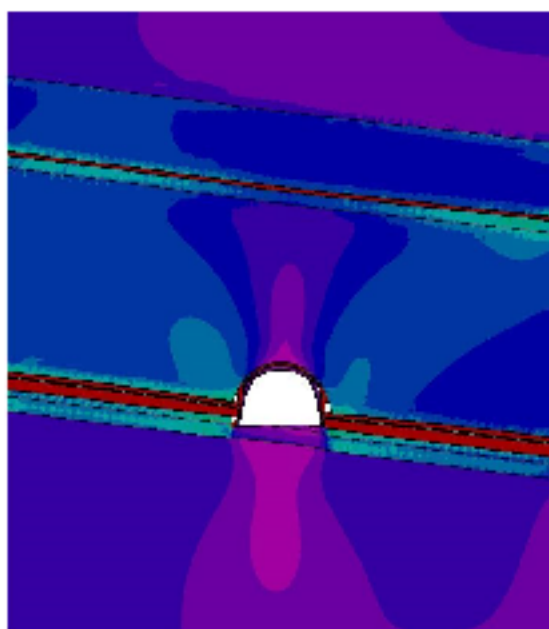


Рис. 2.11. Поле повних деформацій масиву поблизу штрека.

На представленому зображенні поля повних деформацій, у породах покрівлі чітко простежується прогин породних шарів, величина якого досягає максимуму в замку зводу та становить 181 мм. Вектор повних переміщень у породах покрівлі практично перпендикулярний площині нашарування.

В боках виробки вектор змінює напрямок від вертикального до похилого під кутом 30 - 45° до площини нашарування в районі опори стійки. Відбувається інтенсивне стиснення вугільного пласта (до 195 мм) через його

малий модуль деформації та високий опорний тиск. Максимальне стиснення вугільного пласта відбувається на контурі виробки. З віддаленням від нього зменшуються деформації пласта аж до пружних значень (переміщення 4- 6 мм). Таким чином, яскраво проявляється ефект віджиму вугілля (ще до початку ведення очисних робіт), який поширюється по напластованню на ширину до 3,0 - 3,3 м.

Помітно наскільки активно розвивається процес здимання підшви виробки: вектор повних переміщень змінює напрямок від паралельного площинам нашарування під опорами стійки до практично перпендикулярного посередині ґрунту виробки. На епорах повних переміщень чітко простежується прогин породних шарів основного і безпосереднього підшви в порожнину виробки: максимум зміщений відносно вертикальної осі виробки на 0,4 - 0,7 м в сторону падіння пласта і становить 127 мм у другій моделі та 136 мм в першій моделі. Така величина пучення підшви виїмкового штреку оцінюється фахівцями як цілком допустима по факторам надійності роботи транспорту, проходу людей, провітрення та іншим.

Тепер виконаємо аналіз впливу відстані між тріщинами  $l_T$  на зміну НДС породного оголення, для чого були розраховані варіанти моделі в діапазоні тріщинуватості  $0,1 \text{ м} \leq l_T \leq 0,5 \text{ м}$ .

У покрівлі виробки утворюється зона розвантаження, яка охоплює не тільки безпосередню покрівлю, але і перший породний шар основної покрівлі, тобто поширюється на висоту до 11 м. Це пояснюється інтенсивною тріщинуватістю порід безпосередньої покрівлі, коли розбитий системою тріщин масив набуває властивості квазісипучого середовища. Найбільш наочно зона розвантаження в покрівлі проявляється на епорах вертикальних напруг  $\sigma_y$  для незакріпленої (рис. 2.12, а) виробки при відстані між тріщинами  $l_T = 0,5 \text{ м}$ .

У зоні розвантаження утворюється звід природної рівноваги, форма якого узгоджується з теорією зводуутворення проф. М. М. Протод'яконова. Породи всередині зводу схильні до вивалоутворення, тому що тут діють розтягуючі

напруги  $\sigma_y$ , а розбита тріщинами порода не здатна чинити опір розтягуючим навантаженням. Ширина зводу природної рівноваги досить стабільна і становить близько 75% ширини виробки в проходці. Висота зводу залежить від інтенсивності тріщинуватості безпосередньої покрівлі. Так при  $l_T = 0,5$  м висота зводу досить постійна ( $h = 1,2 \dots 1,5$  м).

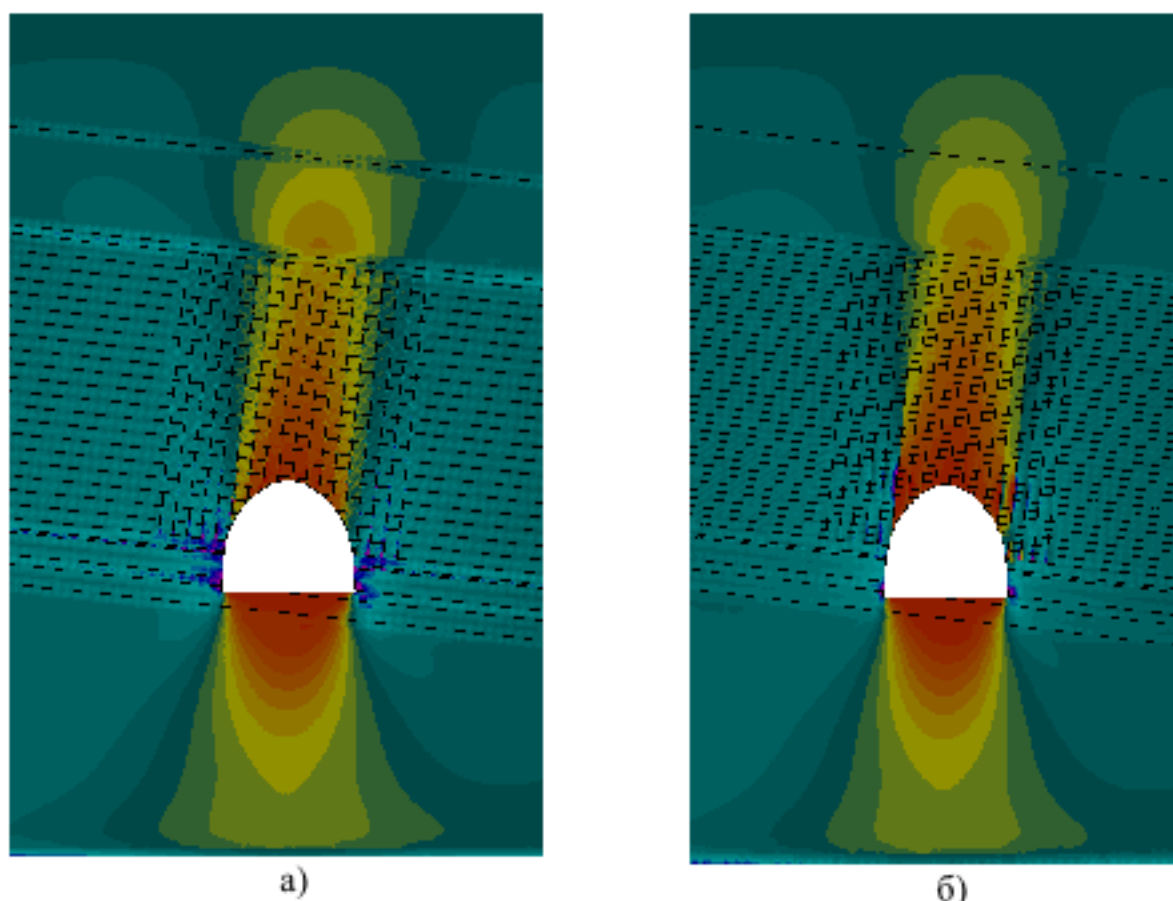


Рис. 2.12. Поля вертикальних напруг  $\sigma_y$  біля незакріпленої виробки при середній відстані між тріщинами: а)  $l_T = 0,5$  м; б)  $l_T = 0,3$  м

Зі зменшенням середньої відстані між тріщинами  $l_T$  до 0,3 м (рис. 2.12, б) звід природної рівноваги витягується по нормалі до площини нашарування, залучаючи все більший обсяг тріщинуватих порід безпосередньої покрівлі. Висота можливого вивалу досягає  $h = 1,8 \dots 2$  м при незакріпленій виробці. У цьому плані показовою є ступінь зниження стискаючих напруг  $\sigma_y$  у покрівлі у 10 разів у порівнянні з вихідним станом ( $\sigma_y = \gamma H$ ). Якщо при  $l_T = 0,5$  м висота



вказаної зони розвантаження складає 60-70% товщини безпосередньої покрівлі, то при  $l_T = 0,3\text{ м}$  зона розвантаження з  $\sigma_y = 0,1\gamma H$  охоплює уже усю товщину безпосередньої покрівлі.

Зазначена тенденція збільшення висоти зони розвантаження порід покрівлі, із зменшенням відстані між тріщинами, об'єктивно призведе до зростання навантаження на кріплення при його установці. Область порід всередині зводу природної рівноваги з нульовими або розтягуючими напруженнями  $\sigma_y$  ( $\sigma_y \geq 0$ ) завдяки тріщинам відразу втрачає стійкість, і прогнозоване вертикальне навантаження на верхняк кріплення складе  $P_y = \gamma h = 30 \dots 50 \text{ кПа}$ , що при ширині вироблення в проходці  $B = 5,2\text{ м}$  сформує навантаження на один погонний метр виробки порядку 150-260 кН. Така величина вертикального навантаження знаходиться в межах несучої здатності кріплення КМП-А3 зі спецпрофілю СВП 27. Однак слід враховувати реологічні фактори, коли в часі ростуть та розкриваються тріщини в приконтурних породах, відбувається релаксація напруг в масиві та обсяг порід, схильних до обвалення, може істотно збільшитися.

З ростом інтенсивності тріщинуватості порід безпосередньої покрівлі, її властивості все більш наближаються до властивостей сипучого середовища, для якої з теорії зводуутворення проф. М. М. Протод'яконова висота зводу обвалення дорівнює

$$h = \frac{B}{2 \operatorname{tg} \varphi_{1,2}^K}, \quad (2.30)$$

где  $B$  – ширина виробки у проходці;  $\varphi_{1,2}^K$  – кут внутрішнього тертя породних шарів безпосередньої покрівлі.

Згідно з проведеними дослідженнями ширина зводу становить 75% від ширини виробки в проходці. Тоді висота зводу обвалення складе

$$h = \frac{3B}{8 \operatorname{tg} \varphi_{1,2}^K}. \quad (2.31)$$

Згідно з даними геологічної служби шахти кут внутрішнього тертя  $\varphi_{1,2}^K$  породних шарів безпосередньої покрівлі однаковий та складає  $\varphi_{1,2}^K = 35^\circ$ . Тоді висота зводу обвалення вже в прохідницькому забої (без впливу реологічних факторів) може досягати 2,8 м згідно з формулою (2.31). В реальності породні «плитки» мають кінцеві розміри, при деформуванні в порожнину виробки відбувається їх розшарування та утворення багат шарнірного породного зводу, висота якого буде дещо менше, ніж розрахунки за формулою (2.31). Проте, вивали в покрівлі безпосередньо в прохідницькому забої створюють істотні труднощі, як в технологічному циклі проведення виробки, так і при її подальшій експлуатації в плані стійкості кріплення.

На рис. 2.13, а наведена епюра наведених напруг  $\sigma$  біля пластової виробки при середній відстані між тріщинами  $l_T = 0,5$  м в породних шарах безпосередньої покрівлі. На епюрі  $\sigma$  чітко проявляється, як область розвантажених порід в покрівлі вироблення переходить в область підвищених стискаючих напруг в її боках, формуючи подобу зони опорного тиску.

В тріщинуватих породах першого шару безпосередньої покрівлі наведені напруги, як правило, не перевищують межі міцності  $\sigma_{сж1}^K$  на стискання. Але є досить локальні області, де має місце граничний стан породи ( $\sigma \geq \sigma_{сж1}^K$ ). Ці області розташовуються на поверхнях породних «плиток», утворених двома системами тріщин. Локальні концентрації напруг сприяють руйнуванню поверхонь породних плиток, в результаті чого знижується ступінь їх спільного деформування, і збільшуються квазісіпучі властивості першого породного шару безпосередньої покрівлі. Ширина такої області сягає 2,3 м з боку повстання пласта та 1,5 м з боку падіння.

Верхня пачка вугільного пласта  $K_5^1$  піддається впливу руйнуючих напруг  $\sigma \geq \sigma_{сж}^Y = 12$  МПа на ширину до 4 м з боку повстання пласта і до 3 м з боку його падіння, тобто спостерігається ефект на зразок віджиму пласту в очисному вибої. Причому руйнування по всій товщині верхньої вугільної пачки

спостерігається за шириною до 1,5 м з боку повстання пласта та до 1,2 м з боку падіння. Далі по глибині пласта спостерігаються локальні осередки руйнування.

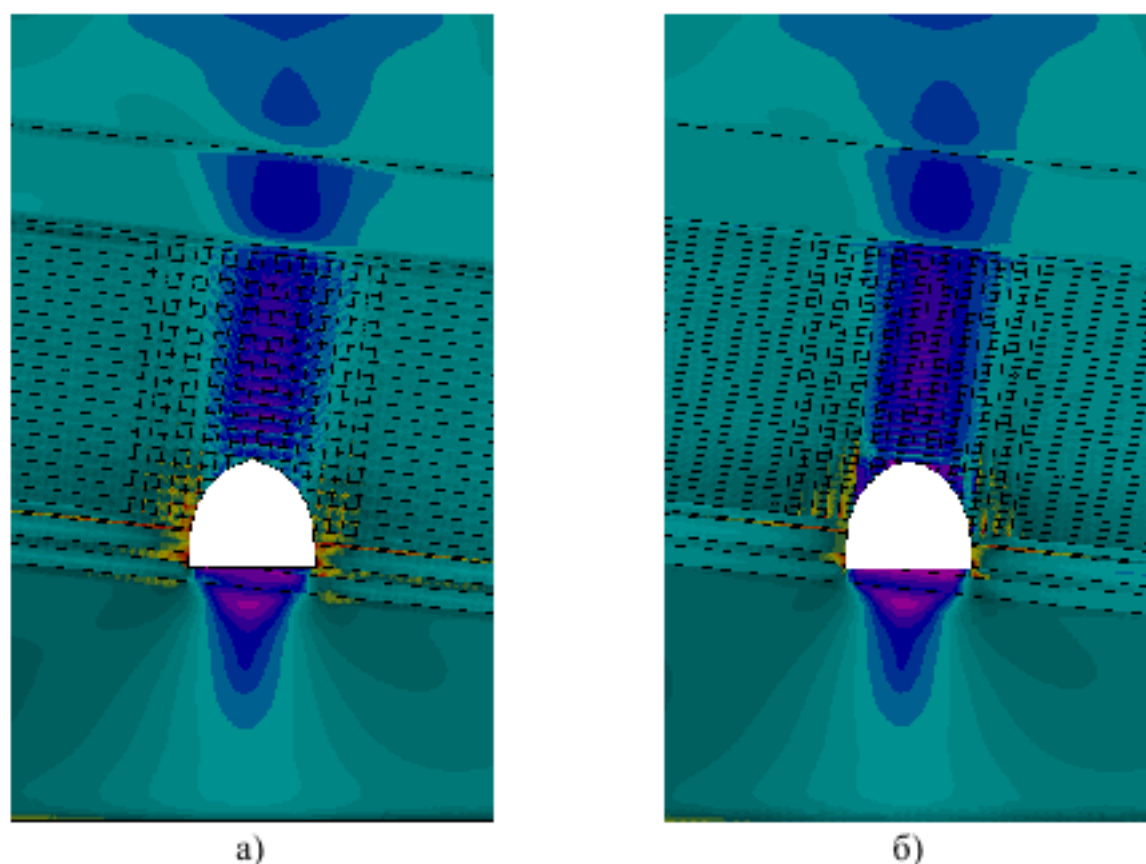


Рис. 2.13. Поля приведених напруг  $\sigma$  поблизу незакріпленої пластової виробки при середній відстані між тріщинами: а)  $l_T = 0,5\text{ м}$ ; б)  $l_T = 0,3\text{ м}$

В породному прошарку вугільного пласта з піщано-глинистого сланцю утворюється концентрація наведених напруг  $\sigma$ , обумовлена підвищеною жорсткістю сланцю в порівнянні з вугіллям. Тут також є дві області руйнування: «суцільне» (по всій потужності породного прошарку) досить обмежена і складає до 0,5 м з боку повстання та до 0,2 м з боку падіння пласта; локальне руйнування поширюється в породному прошарку до 3 м з кожного боку виробки. Таке поширення локальних осередків руйнування досить міцного породного прошарку ( $\sigma_{сж}^{np} = 60,5\text{ МПа}$ ) обумовлено підвищеними напругами вигину через його малу товщину та неоднорідною за властивостями прилеглої вуглевміщуючої товщі.

Нижня пачка вугільного пласта характеризується незначними

локальними проблемами, а знеміцнення по всій потужності вугільного прошарку поширюється на ширину до 1,5 м з боку повстання пласта і до 1,2 м з боку його падіння.

У першому породному шарі безпосереднього підшви в боках вироблення скільки-небудь істотних руйнувань не спостерігається через досить високий опір стисненню  $\sigma_{сж}^{II} = 60...70$  МПа.

Збільшення інтенсивності тріщинуватості ( $l_T = 0,3$  м) в породних шарах безпосередньої покрівлі істотним чином змінює спору наведених напруг  $\sigma$  (рис. 2.13).

По-перше, в боках виробки, не тільки по її висоті, але і по всій товщині безпосередньої покрівлі спостерігаються осередки руйнуючих концентрацій напружень  $\sigma$  по берегах тріщин (як у площині, так і по нормалі до поверхні шару). Знеміцнення порід безпосередньої покрівлі найбільш інтенсивно відбувається за шириною до 2,5 м з боку повстання пласта і до 2 м з боку його падіння.

По-друге, у верхній пачці вугільного пласта також спостерігаються дві форми руйнування («суцільне» по товщині і локальне), але більш інтенсивне, ніж при  $l_T = 0,5$  м. "Суцільне" по товщині руйнування верхньої вугільної пачки поширюється на ширину до 3 м з боку повстання пласта і до 2,5 м з боку падіння. Локальні осередки руйнування у верхній вугільної пачці поширюються до 15 м з боку повстання і до 10 м з боку падіння пласта. Таким чином, зростання інтенсивності тріщинуватості порід безпосередньої покрівлі сприяє знеміцненню верхньої вугільної пачки пласта на значній відстані від виїмкового штреку ще до початку ведення очисних робіт.

Зменшення середньої відстані між тріщинами до 0,3 м в породних шарах безпосередньої покрівлі сприяє розвитку області порушених порід в боках штреку у всіх прилеглих елементах углевмісної товщі. Великі області знеміцнення (за винятком першого породного шару безпосереднього підшви) наближають властивості порід до сипучого середовища, в якому під впливом

опорного тиску розвивається високий бічний тиск на рамні стійки кріплення. Наприклад, для сипучого середовища з теорії проф. П. М. Цимбаревича бічний тиск на кріплення  $P_{\delta}$  складає

$$P_{\delta} = P_y \operatorname{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}, \quad (2.32)$$

де  $P_y$  – вертикальний тиск на кріплення;  $\varphi$  – кут внутрішнього тертя породного шару або вугільного пласта, який примикає до ділянки рами.

При раніше вказаних значеннях  $P_y = 30 \dots 50$  кПа та усередненому куті внутрішнього тертя  $\varphi = 35^\circ$  боковий тиск на кріплення складе  $P_{\delta} = 8 \dots 14$  кПа. При висоті виробки у проходці  $A = 3,66$  м бокове навантаження на кріплення на один погонний метр виробки складе 30-50 кН. Таку величину бічного навантаження здатна витримати рамне кріплення із спецпрофілю СВП 27, 33 крок її установки 0,5 - 0,7 м. Але, якщо висота склепіння обвалення буде розвиватися на всю товщу порід безпосередньої покрівлі, то бічне навантаження на один погонний метр виробки збільшується до 190 кН і це навантаження вже буде руйнуючим.

Таким чином, необхідно передбачати заходи щодо обмеження висоти вивалоутворення в породах безпосередньої покрівлі виїмкового штреку.

Стан порід підосви пластової виробки найбільш наочно описують епюри вертикальних  $\sigma_y$  та горизонтальних  $\sigma_x$  напруг, на яких чітко простежуються області їх розтягуючих дій. Стискаючі напруги в підосві відносно невеликі в порівнянні з її характеристиками міцності (про що свідчить зона розвантаження по приведеним напруженням  $\sigma$ ), тому руйнування порід підосви від дії стискаючих напруг не відбувається. Порушення цілісності порід підосви походить від дії розтягуючих компонент  $\sigma_y$  і  $\sigma_x$ .

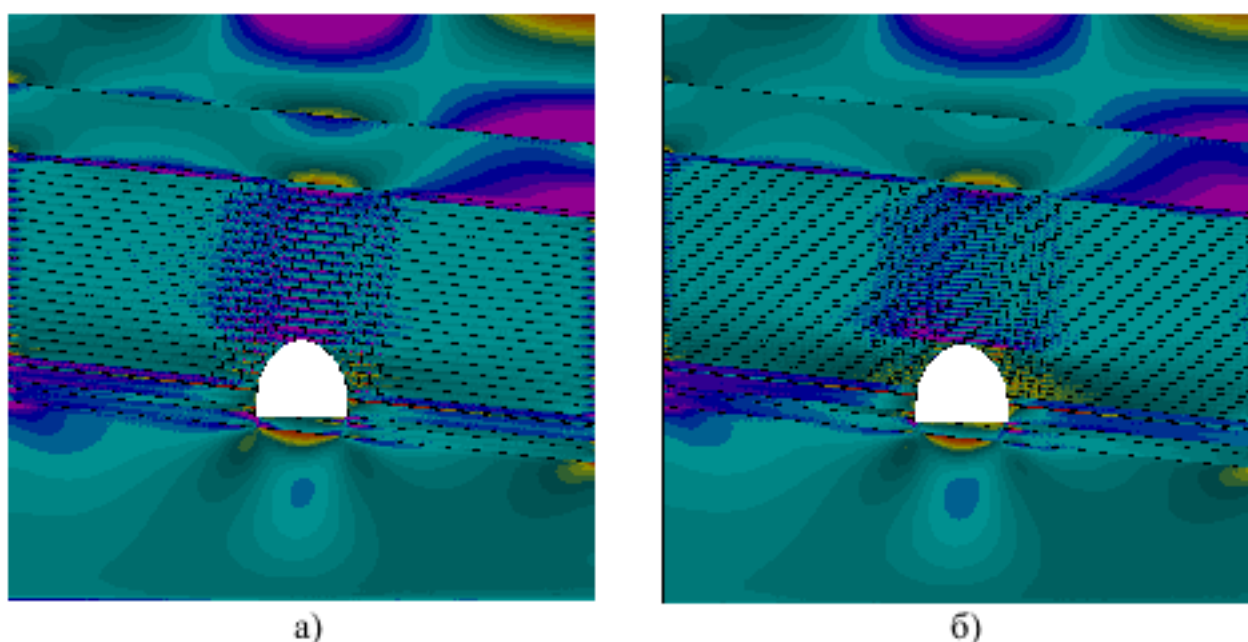


Рис. 2.14. Епіюра горизонтальних напруг  $\sigma_x$  біля незакріпленої пластової виробки при середній відстані між тріщинами : а)  $l_T = 0,5$  м; б)  $l_T = 0,3$  м.

На рис. 2.14, а) наочно проявляється зводоподібна (тільки звід зворотний) форма зони дії розтягуючих напружень  $\sigma_x$ , максимальна глибина якої досягає 2,1 м при  $l_T = 0,5$  м. Зменшення відстані між тріщинами в породних шарах безпосередньої покрівлі до 0,3 м (див. рис. 2.14, б) призводить до незначного зростання глибини порушених порід в ґрунті до 2,3 м від дії горизонтальних розтягуючих напружень  $\sigma_x$ .

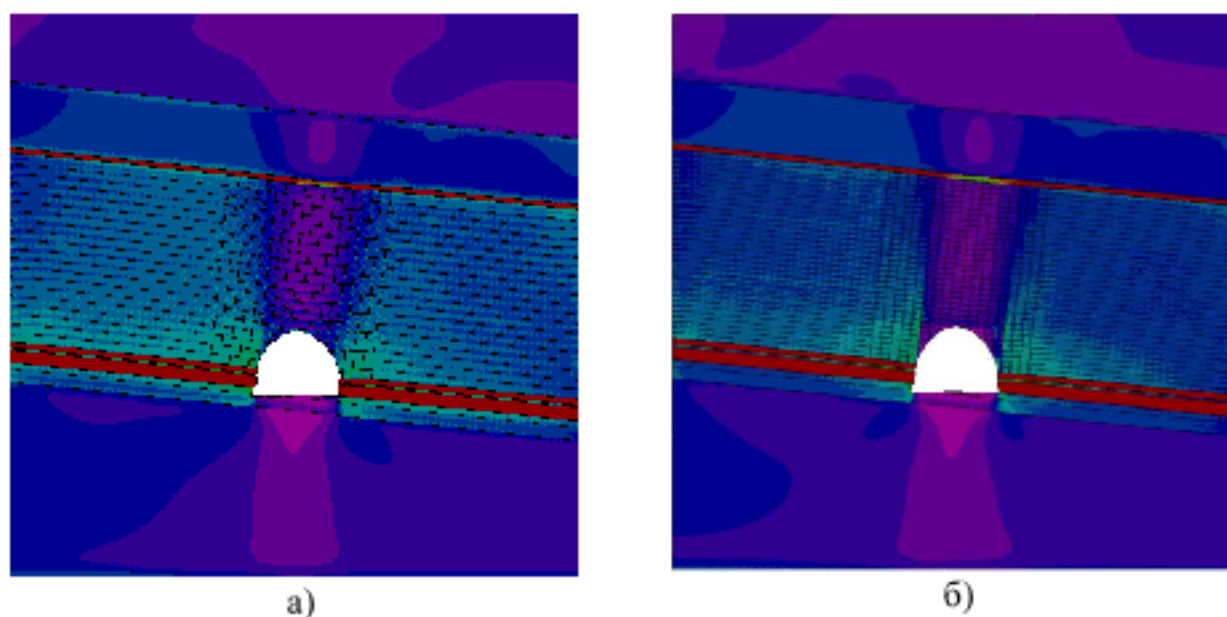


Рис. 2.15. Епіюра повних переміщень біля незакріпленої пластової виробки при середній відстані між тріщинами: а)  $l_T = 0,5$  м; б)  $l_T = 0,3$  м

Порівнюючи епюри розподілу горизонтальних напруг в ґрунті незакріпленої виробки при різному ступені тріщинуватості породних шарів безпосередньої покрівлі:  $l_T = 0,5$  м – рис. 4.14, а і  $l_T = 0,3$  м – рис. 4.14, б, можливо відзначити наступне.

По-перше, породні шари безпосереднього підшви знаходяться переважно під впливом стискаючих напруг  $\sigma_x$  відносно невеликої величини до 15 МПа. У той же час опір стисненню цих шарів набагато вище  $\sigma_{сж1,2}^П = 60...70$  МПа, що не призводить до руйнування під впливом стискаючих напруг  $\sigma_x$ . Однак в області розташування породних шарів безпосереднього підшви діють розтягуючі вертикальні напруги  $\sigma_y$ , які й знеміцнюють безпосередній ґрунт.

По-друге, в породному шарі основного підшви через його великої жорсткості виникають істотні розтягуючі напруги  $\sigma_x \geq 5$  МПа глибиною до 1,6 м, з'являються при деформуванні основного підшви в порожнину вироблення. Ці розтягуючі напруги  $\sigma_x$  підсилюють руйнування порід підшви від дії вертикальної компоненти  $\sigma_y$ .

По-третє, ступінь тріщинуватості породних шарів безпосередньої покрівлі практично не впливає на глибину порушень порід ґрунту від дії розтягуючих напружень  $\sigma_x$ .

Знеміцнені породи підшви провокують явище, зване обдиманням ґрунту, яке у разі його розвитку може ускладнити експлуатацію виробки. Тому була проаналізована величина переміщення порід підшви в порожнину вироблення, для чого побудовані відповідні епюри повних переміщень (див. рис. 2.15, а і б).

За результатами аналізу епюр переміщень підшви незакрепленої пластової виробки можна зробити два висновки: по-перше, максимальна величина обдимання підшви не перевищує 90 - 100 мм, що за відомими дослідженнями фахівців не викликає яких-небудь складностей при експлуатації виробки; по-друге, ступінь тріщинуватості порід безпосередньої покрівлі не робить істотного впливу на величину осідання ґрунту виробки.

Таким чином, при вирішенні представленої задачі була повною мірою реалізована багатопараметрична рекурсивна нелінійна модель побудови експерименту в обох сенсах. Була здійснена комплексна оцінка параметра тріщинуватості гірського масиву, з одного боку, і в рамках отриманої розрахункової моделі був здійснений пошук оптимальних характеристик кріпильної конструкції для штреку пройденого в умовах гірського масиву з урахуванням можливого вивалоутворення. Отримана розрахункова модель була

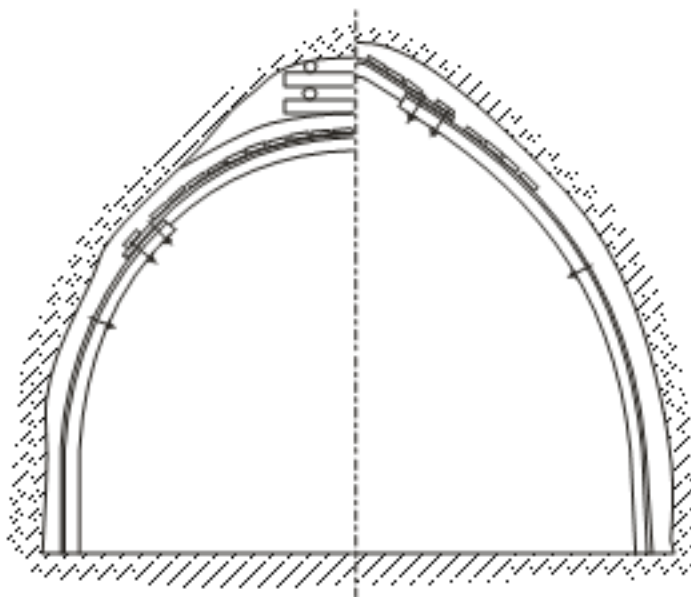


Рис. 2.16. Поперечний переріз виїмкової виробки з кріпленням КМП-А3 (за паспортом) та зведенням у вивалах покрівлі кострів (ліворуч) та пропонуваній переріз виробки з кріпленням КВТ-2 (праворуч), вписується в фактичний породний контур.

сформована на основі проведення тестових і первинних розрахунків при аналізі результатів яких, виходячи з умов збереження механічних характеристик породних шарів, була визначена область макромоделювання тріщинуватості породного масиву. Що дозволило максимально точно описати природу зсуву породних шарів в критично важливих геометричних зонах розрахункової моделі. Сукупність такого підходу з перевіркою адекватності

запропонованих технологічних рішень, здійснена із застосуванням рекурсивної моделі оцінювання, дозволила уточнити параметри обчислювального експерименту, що призвело до корекції первинно запропонованого технологічного рішення і забезпечило зниження матеріаломісткості кріплення до 9%, а підвищення стійкості кріплень, за рахунок зниження значень максимальних напружень в приконтурном гірському масиві на 14 %.

Шахтними спостереженнями і дослідженнями на моделях встановлено, що в гірничо-геологічних умовах проведення виїмкових штреків на глибині 300 м, наприклад, шахти «Павлоградська», тріщинуваті породи в покрівлі



привибійного простору виробок знаходяться у знеміцненому стані та схильні до«руйнного» руйнування.

Оскільки початок обваления знеміцнених порід покрівлі штреку (вивалоутворення) відбувається безпосередньо в привибійному просторі та триває до моменту укладання в закріпному просторі клітей, і коли породний контур поперечного перерізу начорно поблизу вибою формується з проектного перерізу у чорні власна виробка плюс площі поперечного перерізу вивала, наближаючись до формі еліпса, як найбільш стійкої форми контуру породного оголення, то найбільш технологічним та економічно виправданим виходом з даної гірничотехнічної ситуації (усунення в прохідницькому циклі вивалоутворення) буде зміна форми рамного кріплення шляхом заміни циркульної форми зводу (рис. 2.16, зліва) рами (КМП А3) на форму " зводу, максимально наближеного до еліпса "(кріплення КМП тип А3Р2) або на загострену форму кріплення опуклої трикутної КВТ 2 (рис. 2.16, праворуч) з великим відношенням її висоти до ширини (завод виробник Західно - Донбаського центру "Геомеханіка"). Це кріплення забезпечує високий ефект арковості та формує консолідуючу вантажонесучу породну оболонку поблизу та навколо контуру виробки, що проводиться, за рахунок чого відбувається самозаклинювання знеміцнених порід по контуру породного оголення і тим самим запобігає вивалоутворенню.

У підсумку запропоновані рішення щодо запобігання вивалоутворення були отримані з умови мінімізації зміни технологічних характеристик кріпильної конструкції з одночасним підвищенням стійкості виробки. Дане рішення було досягнуто в рамках багатопараметричної рекурсивної нелінійної моделі реалізації обчислювального експерименту, в якому проводився перехресний аналіз адекватності параметрів розрахункової моделі та оптимальних показників рамного кріплення, що моделюється. Причому подібний підхід забезпечив відсутність будь-яких поправочних коефіцієнтів при описі механічних характеристик породних шарів.

В цілому отримані результати з моделювання механічних характеристик

середовища використовуються при обчисленні напружено-деформованого стану складно структурованої розрахункової моделі добре відобразили закони поведінки даного середовища в реальних умовах із зміною картини переміщень та зусиль у просторі і в часі. На вищенаведених прикладах показана можливість застосування обчислювального експерименту на базі багатопараметричного рекурсивного підходу у вигляді кросплатформи, що дозволяє систематизувати доступні конфігурації параметрів геотехнологического об'єкту, у блоки одиничних рішень, які забезпечують достатню адекватність розрахунків в усіх зазначених станах розглянутої розрахункової області.

## **2.5. Охорона праці**

### **2.5.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних виробничих факторів**

#### **Шкідливі виробничі фактори**

Кліматичні умови - температура повітря в шахті коливається від 20 до 23<sup>0</sup> С, вологість повітря від 50% до 80%, швидкість руху повітря не перевищує ПБ і досягає максимуму: дільничні виробки 6 м/с, магістральні 8 м/с.

Шкідливі і отруйні гази, що надходять з гірського масиву представлені CH<sub>4</sub>, H<sub>2</sub>, CO, CO<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>S та інші. Концентрація газу метану CH<sub>4</sub> виявлена у всіх виробках шахти, CO і CO<sub>2</sub> надходять з тупиків погашених виробок внаслідок горіння і гниття вугілля, дерева найбільша концентрація H<sub>2</sub> досягається в електромашинних камерах. Концентрація газів не перевищує допустимих ПБ.

Радіаційна безпека, основною причиною підвищеного рівня радіації в шахті є намівання радіоактивних частинок, з подальшою їх концентрацією в загальношахтних водозбірниках.

Запиленість повітря. Розроблювані пласти небезпечні по пилу. Вугільний пил вибухонебезпечний, вміщуючі породи силікозоносні. Питоме

пилевиділення 30 г/т. пил виділяється при веденні гірничих робіт механізмами, БВР та ін.

Виробничий шум. Джерелами шуму є електродвигуни, працююче обладнання (конвеєр, комбайн, ВМП та ін., 40÷80 ДБ).

Вібрація. Найбільша вібрація досягається при веденні бурових робіт перфораторами, відбійними молотками - локальна вібрація передається через руки.

Освітлення робочого місця. Відповідно до прийнятих норм, використовуються індивідуально закріплені за кожним робочим шахтні світильники СВГ, які після кожної зміни здаються на підзарядку.

### **Небезпечні виробничі фактори**

Газовий режим шахти. Шахта III категорії по газу метан. Пласти не є небезпечними за раптовими викидами вугілля і породи, а також газу і гірських ударів. Потенційні місця скупчення  $\text{CH}_4$  - тупикові виробки, дільниці, що погашаються, завали.

Пиловий режим шахти. Вугільний пил вибухонебезпечний, вихід летючих коливається від 32 до 44%.

Обвалення гірських порід. Безпосередня покрівля в очисних вибоях характеризується як малостійка, управління покрівлею - повне обвалення. Зависаємість покрівлі при обрушенні 2-6 м. Потенційно небезпечні місця обвалення гірських порід - незакріплений простір, сполучення лави та штреку.

Підривні роботи. Здійснюються при проведенні гірничих виробок.

Застосування електроенергії. Ураження струмом людини, замикання електромережі та виникнення пожеж і вибухів. Для живлення електроприймачів використовують напругу 127, 380, 660 В.

Високий тиск. До обладнання, що працює під високим тиском, відносять механізоване кріплення, відбійні молотки.

Пожежна безпека. Виробництво віднесено до категорії А за вибуховою та пожежною безпекою. Застосовувані в шахті матеріали по займаності діляться на важкогорючі і горючі. Пожежа в шахті може виникнути при

порушенні зварних робіт, БВР, курінні, вибуху вугільного пилу і СН<sub>4</sub>. За ендегенною пожежонебезпечністю шахта віднесена до III категорії.

### 2.5.2 Визначення періодичності застосування заходів щодо попередження вибухів вугільного пилу на вентиляційному штреку

Періодичність обмивки визначаємо за формулою:

$$T = \frac{K_n \cdot K_{CH_4} \cdot \delta_{омл}}{P_k}, хв$$

де  $T$  - періодичність проведення заходів щодо попередження вибухів вугільного пилу, діб;

$K_n$  - коефіцієнт, що характеризує тривалість захисної дії заходів;

$K_{CH_4}$  - коефіцієнт впливу вмісту метану в атмосфері на зниження нижньої межі вибуховості пилу, що відклався;

$\delta_{омл}$  - нижня межа вибуховості вугільного пилу, що відклався, г/м<sup>3</sup>;

$P$  - інтенсивність пиловідкладення на 1м<sup>3</sup> обсягу виробки на добу, г/(м<sup>3</sup>·доб.).

$$T = \frac{1 \cdot 0,4 \cdot 43}{1,2} = 14 \text{ діб.}$$

### 2.5.3 Розрахунок параметрів водяних заслонів на вентиляційному штреку

Необхідна витрата води на водяний заслін визначається за формулою:

$$Q_p = 1,1 \cdot q \cdot S, л$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує відхилення фактичного наповнення ємностей від розрахункового;

$q$  - питома витрата води на 1м<sup>2</sup> перерізу виробки, приймаємо 400л по [3]:

$$Q_p = 1,1 \cdot 400 \cdot 11,0 = 4928 л$$

Кількість ємностей необхідна для установки розраховується за формулою:

$$N = \frac{Q_p}{q_{oc}} = \frac{4928}{12} = 410$$

де  $q_{oc}$  - місткість однієї ємності, л;

Кількість рядів з ємностями у заслоні:

$$m = \frac{N}{n} = \frac{410}{6} = 82$$

де  $n$  - кількість водяних ємностей у ряду.

Необхідна кількість води у заслоні:

$$Q = m \cdot n \cdot q_{oc} = 82 \cdot 6 \cdot 12 = 5904 \text{ л.}$$

Перевірка:  $Q = 400 \cdot S = 400 \cdot 11.2 = 4480(\text{л})$ , що менше 5094 та задовольняє заданим умовам.

Довжину заслона визначаємо за формулою:

$$L = b \cdot m = 0,8 \cdot 82 = 66 \text{ м}$$

де  $b$  – відстань між рамками, м.

Відстань між рядами ємностей при щільності кріплення більше 2 рам/м. становить 1 м, а при щільності 2 рам/м. - дорівнює кроку кріплення.

У суміжних рядах ємності повинні розташовуватися, перекриваючи одна одну.

#### **2.7.4 Протипожежний захист**

Для запобігання виникненню екзогенних пожеж, відпрацьовані ділянки шахтного поля і зони геологічних порушень повинні бути ізольовані. Термін

ізоляції встановлюється головним інженером шахти, але не більше 2-х місяців з часу відпрацювання дільниці шахтного поля.

Виробки зі стрічковими конвеєрами обладнуються через кожні 50м і по обидва боки від приводної станції конвеєра на відстані 10м від неї пожежними кранами.

Поруч з пожежними кранами встановлюються спеціальні ящики, в яких зберігаються пожежні рукави довжиною 20м і ствол. Кожна приводна станція стрічкових конвеєрів обладнується стаціонарною водяною завісою типу УВПК, що приводиться в дію автоматично.

У вентиляційних штреках (дільничних ходках) пожежно-рятувальний трубопровід обладнується пожежними кранами через кожні 200м. Весь шахтний пожежно-рятувальний трубопровід забарвлюється в розпізнавальний червоний колір. Забарвлення може бути виконана у вигляді смуги шириною 50мм по всій довжині трубопроводу або у вигляді кілець шириною 50мм, що наносяться через 1,5-2м.

Дільничні виробки забезпечуються наступними первинними засобами пожежогасіння:

- распредпункти: два порошкових, один пінний вогнегасники; ящик з піском ємністю 0, 2м<sup>3</sup>; одна лопата;

- по довжині конвеєра через кожні 100м-один пінний і порошковий вогнегасники;

- сполучення вентиляційних штреків з лавами - один пінний і порошковий вогнегасники;

- навантажувальні пункти лав - на відстані 3-5м з боку надходження свіжого струменя - порошковий і пінний вогнегасники;

- вибої підготовчих виробок - не більше 20м від місця роботи-порошковий і пінний вогнегасники;

- тупикові виробки через 50м - два порошкових вогнегасника;

- електромеханізми, що знаходяться поза камерами - два порошкових вогнегасника.

Схема протипожежного захисту підготовчої виробки показана на рис. 2.17.

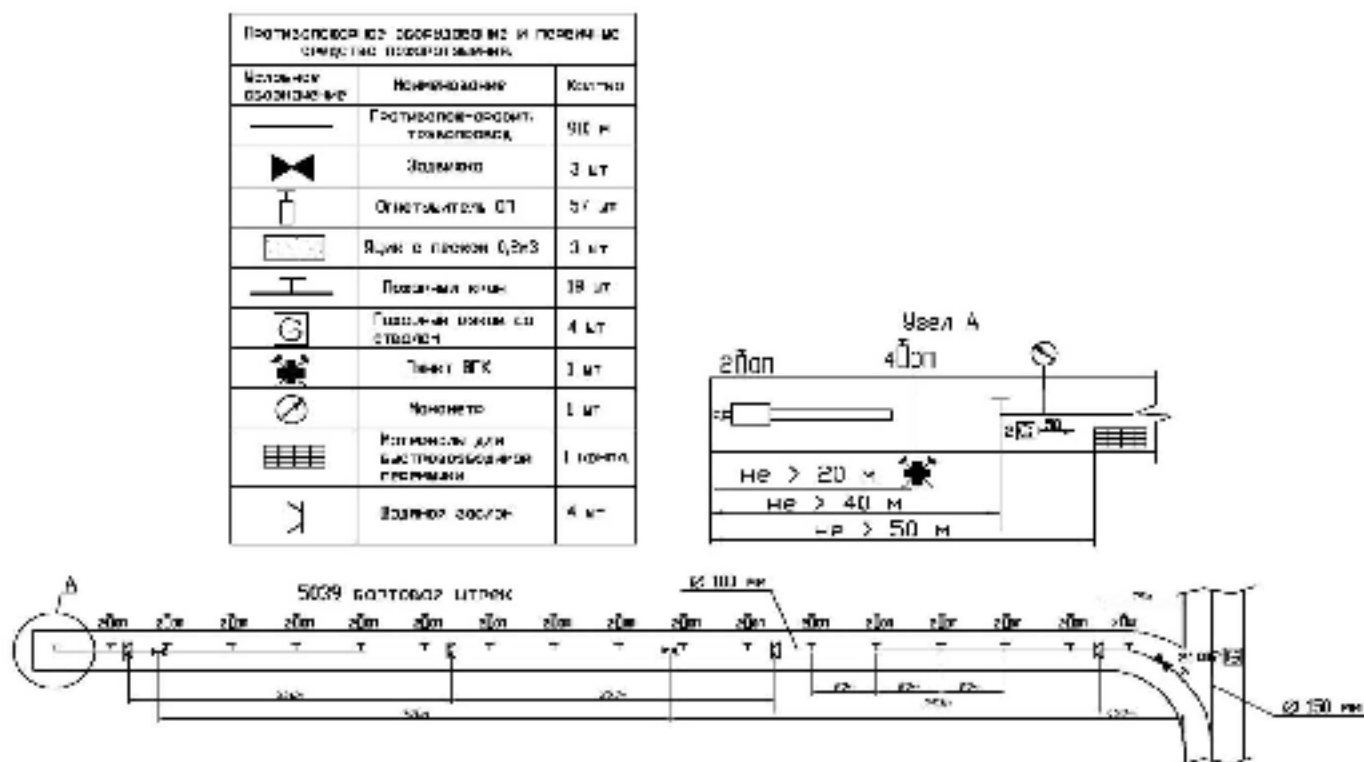


Рис. 2.17 Схема протипожежного захисту підготовчої виробки

## ВИСНОВОК

Кваліфікаційна робота забезпечує рішення практичної задачі визначення оптимальних параметрів рамного кріплення з урахуванням розвитку різних систем тріщин у приконтурному породному масиві виїмкової виробки при повторному її використанні.

Основні результати, висновки та рекомендації роботи полягають у наступному:

1. Зниження міцнісних показників тріщинуватої породи приконтурного породного масиву має нелінійний характер. Величина поправочного коефіцієнта тріщинуватості являє собою нелінійну функцію, що залежить від величини максимальних розтягуючих напруг в розрахунковій точці. Для різних літологічних різниць коливання значень такого коефіцієнта лежить в різних діапазонах, які належать інтервалу від 0 до 0,24.

2. Розроблено модель залежності енергетичних, геометричних та статистичних характеристик тріщинуватості породного масиву і його залишкової міцності, яка дозволяє підвищити точність обчислювальних експериментів на 20 – 25% при прийнятті проектних технологічних рішень з кріплення та охорони конструкцій. Визначено вплив перерозподілу напруг за межею міцності на формування зон вивалоутворення, що дозволило вибрати оптимальні геометричні та механічні показники виробки та її кріплення при управлінні геомеханічною системою.

3. При повторному використанні виїмкових штреків, які пройдені в геологічних умовах, що викликають руйнне руйнування, зниження конвергенції порід у виробці досягається застосуванням комплексу заходів щодо підтримання та охорони виробки, які полягають у застосуванні нежорстких (податливих) конструкційних елементів, зона дії яких віддалена від контуру виробки вглиб породного масиву на величину 0,42 – 0,88 ширини її підосви.

4. Застосування кріплення КВТ 2 для забезпечення стійкості гірничої виробки, пройденої по сильнотріщинуватим породам, відносно інших рамних



кріплень, дозволяє з ростом глибини закладення та зменшенням кроку тріщин знизити ймовірність вивалоутворення від 67 до 23%, що досягається шляхом розклинення знеміцнених порід покрівлі виробки. Контур кріплення КВТ 2 відносно інших варіантів кріплень забезпечує зниження градієнта напружень в боках та ґрунті виробки на 30 – 40% та дозволяє гасити енергію, що вивільняється при зростанні тріщин у приконтурном породному масиві шляхом перекаду її в енергію тертя.

Кваліфікаційна робота виконана відповідно до програми й методичних рекомендацій кафедри гірничої інженерії та освіти [63].

## ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. ДСТУ 3008:2015. Звіти у сфері науки і техніки. Структура та правила оформлювання.
2. ДСТУ 8302:2015. Бібліографічне посилання. Загальні положення та правила складання.
3. Правила безпеки у вугільних шахтах / НПАОП 10.0-1.01 - 10.- К., 2010. - 430 с.
4. Zienkiewicz O.C., Taylor R.L. The finite element method. Solid mechanics. Vol. 2. – Oxford: Butterworth Heinemann, 2000. 480 p.
5. Норри Д. Введение в метод конечных элементов / Д.Норри, Ж.де Фриз // -Москва: Мир, 1981. -304 с.
6. Победря Б.Е. Численные методы в теории упругости и пластичности: Учеб.пособие – 2-е изд. – Москва: Изд-во МГУ, 1995, - 366 с.
7. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. – Москва: Углетехиздат, 1954. – 384 с.
8. Феннер Р. Исследование горного давления // Вопросы теории горного давления. – Москва: Госгортехиздат, 1961. – С. 5-58.
9. Ставрогин А.Н. Влияние скорости деформирования на предельные характеристики горных пород / А.Н.Ставрогин, Б.Г.Тарасов, Е.Д. Певзнер //ФТПРПИ. – 1982. – №5. – С.8-15.
10. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах //Вопросы горного давления. – М.: Госгортехиздат, 1961. – С. 59-164.
11. Баклашов И.В. Оценка устойчивости горных выработок / И.В.Баклашов, Б.А.Картозия //Шахтное строительство. – 1978. – №12. – С. 13-17.
12. Алимжанов М.Т. Об одной модели работы горного массива вблизи выработок // Вопросы механики горных пород. – М.: Недра, 1971. – С. 18-21.
13. Фотиева Н.Н. Расчет обделок тоннелей некруглого поперечного сечения. – М.: Стройиздат, 1974. – 243 с.
14. Глушко В.Т., Виноградов В.В. Разрушение горных пород и прогнозирование проявлений горного давления. – М.: Недра, 1982. – 192 с.

15. Зильберман А.И., Новикова Л.В., Лесников В.С. Решение задач о распределении напряжений и деформаций в массиве горных пород в зоне сопряжения двух выработок // Шахтное строительство. – 1983. – №5. – С. 9-10.
16. Протосеня А.Г. Упруго-пластическое распределение напряжений возле круглого отверстия для пластически неоднородной среды // Прикладная механика. – 1972. – Т.8. – Вып.2. – С. 73-78.
17. Миренков В.Е. О деформировании пространства с разрезами // Диагностика напряженного состояния породных массивов. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1980. – С. 14-20.
18. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений. – М.: Недра, 1982. – 272 с.
19. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика подземных сооружений и конструкции крепей. – М.: Недра, 1984. – 415 с.
20. Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1995. – 395 с.
21. Солодянкин А. В., Старотиторов И.Ю. Оценка напряженно-деформированного состояния породного массива вокруг очистных выработок комплексом численных методов // Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений. Сб. научн. трудов. – Донецк: Норд-пресс, 2004. – С. 73-74.
22. Конопелько Е.В. Осесимметричная деформация многослойного упругоизотропного полупространства с цилиндрической выемкой, подкрепленной жестким включением // Проблемы механики подземных сооружений. – Л.: ЛГИ, 1978. – С. 100-103.
23. Джегер Ч. Механика горных пород и инженерные сооружения. – М.: Мир, 1975. – 540 с.
24. Ковалевская И.А., Поротников В.В., Фомичев В.В. Анализ подходов к разработке методов расчета параметров упрочнения вмещающих горную выработку слабых пород анкерами // Науковий вісник НГУ. – 2005. – №8. –

С.7-8.

25. Курленя М.В., Миренков В.Е., Шутов А.В. Расчет напряженного состояния массива пород с использованием натуральных данных о деформировании //ФТПРПИ. – 1999. – №3. – С. 27-35.
26. Самоделкина Н.А. Об одном способе учета реологических свойств пород в конечноэлементном анализе геомеханических процессов // ФТПРПИ. – 2003. – № 3. – С. 14-20.
27. Рязанцев А.П., Коваленко В.В., Гладкий А.В. Компьютерное моделирование способа повышения устойчивости капитальных выработок в условиях пучения пород почвы / А.П.Рязанцев, В.В.Коваленко, А.В. Гладкий // Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений. Сб. научн. трудов. – Донецк: Норд-пресс, 2004. – С. 52-53.
28. Шашенко А.Н., Тулуб С.Б., Сдвижкова Е.А. Некоторые задачи статистической геомеханики. – Киев: Пульсари, 2002. – 243 с.
29. Сдвижкова Е.А. Выбор вероятностного критерия оценки устойчивости выработки в зоне влияния очистных работ // Науковий вісник Національної гірничої академії.–1999.– №4. – С.81-85.
30. Ламонина Е.В. Численное моделирование трещиноватых скальных массивов. Дис...канд. техн. наук. – Москва: МГГУ, 2006. – 182 с.
31. Павлова Л.Д. Расчет параметров опорного давления в угольном пласте //Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006. – №4. – С. 57-60.
32. Бабиюк Г.В. Вероятностная модель отказа горной выработки / Г.В. Бабиюк // Вестник МАНЭБ. Вып.4(12). – Санкт-Петербург: ИПЦ ДГМИ, 1998. – С. 81-83.
33. Бабиюк Г.В. Оценка работоспособности способов обеспечения устойчивости породных обнажений горных выработок / Г.В. Бабиюк // Изв. вузов. Горный журнал. – 1998. №1-2. – С. 46-52.
34. Бабиюк Г.В. Модель принятия решений по обеспечению устойчивости

- выработки в условиях природной неопределенности / Г.В. Бабиюк // Вестник МАНЭБ. – 2000. - №.2(26). – С. 78-80.
35. Почепов В.Н. К методике расчета величины вдавливания стоек рамной крепи / В.Н.Почепов, Л.Я.Фомичева, А.Р.Мамайкин, В.В.Лапко, В.В.Фомичёв // *Materialy Szkoły Eksploatacyj Podziemnej* 2010. – Krakow: Wydawnictwo IGSMiE PAN, 2010. – С. 517-522.
36. Fomichov V. Establishment of the laws and calculation of mine workings support dislocation / I.Kovalevska, G.Simanovich, V.Fomichov, A. Skitenko // *Materialy XXI Szkoły Eksploatacyj Podzemnej-2012 / Techniki i technologie w podzimnej eksploatacji ztoz/* – Krakow.: Wydawnictwo IGSMiE PAN. – P. 297-302.
37. Фомичёв В.В. Моделирование конструктивных особенностей связанной рамно-анкерной крепи / В.В.Фомичёв, А.И. Скитенко // *Матеріали III Всеукраїнської науково-технічної конференції студентів, аспірантів і молодих вчених.* – Дніпропетровськ: ДВНЗ "НГУ", - 2012. -С. 56-57.
38. Фомичёв В.В. Исследование особенностей моделирования взаимодействия анкера с окружающей породой численными методами / В.В.Фомичёв, В.Ю.Медяник, Т.В. Маслова // *Перспектив развития Прокопьевско-Киселевского угольного района как составная часть комплексного инновационного плана моногородов: Сборник трудов III Междунар. науч.-практ. конф.* – Прокопьевск: ГУ КузГТУ, 2011. – С. 190-193.
39. Fomichov V. Optimization of frame-bolt support in the development workings, using computer modeling method / I.Kovalevscaj, A.Vyvcharenko, V.Fomichov // *22nd World mining congress & Expo (11-16 September). Volume I.* – Istanbul. – 2011. – P. 267-278.
40. Зборщик М.П., Назимко В.В., Кузьяра С.В., Вишневецкий В.В. Особенности сдвижений повторно подрабатываемой толщи горных пород // *Известия Донецкого горного института.* – 1995. – №2. – С. 13-19.
41. Назимко В.В., Кузьяра С.В., Сугаков В.А. Механизм развития зоны

- разрушения вокруг выработки вне зоны влияния очистных работ / Назимко В.В., Кузяра С.В., Сугаков В.А. // Известия Донецкого горного института. – 1995. – №2. – С. 43-46.
42. Черняев В.И., Грищенко Н.Н. Расчет и построение зон повышенного горного давления при многократной подработке и надработке угольных пластов // Горно-металлургические проблемы Донбасса: Сб. науч. тр. – Донецк: ДонГТУ, 1995. – № 1. – С.80-90.
43. Грищенко Н.Н., Грищенко А.Н. Прогнозирование главных напряжений и деформаций массива горных пород в зонах влияния очистных работ// Проблеми гірського тиску: Зб. наук.праць. – Донецк: ДонГТУ, 2000. – № 4. – С.135-143.
44. Байсаров Л.В. Охрана штреков литыми полосами при разработке пологих пластов средней мощности / Л.В. Байсаров, А.И. Демченко, М.А. Ильяшов и др. // Уголь Украины. – 2001. – № 9. – С. 3-6.
45. Назимко В.В., Вишневецкий В.В., Кузяра С.В., Сугаков В.А. Способы охраны подготавливающих выработок при развитии горных работ в свите пластов / // Уголь Украины. – 1995. – №8. – С. 6-8.
46. Черняев В.И., Грищенко Н.Н. Прогноз напряженного состояния массива горных пород в зонах межлавных целиков // Проблемы горного давления: Сб. науч. тр. – Донецк: ДонГТУ, 1999. – № 2. – С.71-77.
47. Байсаров Л.В. Прогрессивные решения по охране штреков литыми полосами / Геотехническая механика: Сб. науч. тр. // ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск. – 2001. – № 30. – С. 234-237.
48. Байсаров Л.В. Аналитическое обоснование, разработка и внедрение охранных конструкций выработок, поликомпенсирующих смещения пород // Сб. научн. тр.НГУ.–Днепропетровск. – 2003.– № 17, том 1.– С. 12-16.
49. Байсаров Л.В. Исследование защитных свойств охранных угольных полос для сохранения региональной зоны разгрузки / А.Т.Еремин, Л.В.Байсаров, А.А. Бортников // Проблеми гірського тиску. –Донецьк: ДДТУ, 2000. – № 4. – С. 162-168.

50. Демченко А.И. Влияние скорости подвигания лавы на смещения пород в выемочных выработках // Физико-технические проблемы горного производства. – Донецк: 2004. - № 7. - С. 119-121.
51. Совершенствование технологии сохранения устойчивости повторно используемых выемочных выработок при обратном порядке отработки лав / А.Ф. Булат, А.Д. Алексеев, Л.В. Байсаров и др. // – Донецк: ДУНВГО, 2004. – 24с.
52. Касьян С.И. Исследование влияния горно-геологических факторов на деформацию кровли в лавах /С.И. Касьян, О.Л.Кизияров // Сб. науч. тр. – Алчевск: ДГМИ. – 2003. – Вып. №17. – С. 206-212.
53. Касьян С.И. Исследование напряжено-деформированного состояния массива горных пород вокруг повторно используемой выработки / С.И. Касьян // Сб. науч. тр. – Алчевск: ДГМИ. – 2005. – Вып. №19. – С. 123-131.
54. Привалов А.А. Напряженное состояние пород вблизи горных выработок / А.А.Привалов, В.А.Сухарникова, А.В. Евстратова // Горный информационно-аналитический бюллетень. - Москва: МГГУ, 2003. - № 5. -С. 110-113.
55. Ваулин Б.А. Геомеханическое обоснование параметров технологических схем сопряжений лав с участковыми подготовительными выработками // Дисс. канд. техн. наук. Санкт-Петербург: Санкт-Петербургский государственный горный институт, 1999. - 152 с.
56. Маликов В.В. Периодичность проявлений горного давления в подготовительных выработках позади очистного забоя в условиях пласта  $h_8$  / В.В. Маликов // Горный информационно-аналитический бюллетень, Москва: МГГУ, 1993. Вып. 4, - С. 49-51.
57. Маликов В.В. Анализ просадок в замках арочной крепи конвейерного штрека позади очистного забоя / А.Н.Тернюк, В.В. Маликов // Уголь Украины, №5, 1994, - С. 43-45.
58. Насонов А.А. Устойчивость пород в окрестности повторно используемой выработки с учетом их неоднородности / А.А. Насонов // Перспективы

- розвиття Восточного Донбасса. Часть 1: сб. науч. тр.– Новочеркасск: ЮРГТУ(НПИ), 2010. – С.153-157.
59. Терещук Р.Н. Обоснование параметров способа поддержания подготовительных выработок для повторного их использования / Р.Н. Терещук // Сучасні ресурсозберігаючі технології гірничого виробництва. Випуск 1/2012(9). – С. 93-100.
60. Терещук Р.Н. Рациональный способ крепления подготовительных выработок рамно-анкерной крепью / Р.Н.Терещук, С.Н. Гапеев // Науковий вісник НГУ, 2011, № 5. – С. 54-58.
61. Фомичёв В.В. Анализ достоверности получаемых результатов вычислительных экспериментов при прогнозе перемещений контура подготовительных выработок / В.В.Фомичёв, А.И. Скитенко // Збірник наукових праць НГУ. – Днепропетровск: ДВНЗ «НГУ», 2012. - № 37. – С. 30-39.
62. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин: Підручник для вузів / Бондаренко В.І., Кузьменко О.М., Грядущий Ю.Б., Гайдук В.А., Колоколов О.В., Табаченко М.М., Почепов В.М. – Дніпропетровськ, 2005. – 708 с.
63. Програма та методичні рекомендації до виконання магістрами кваліфікаційної роботи за спеціальністю 184 Гірництво спеціалізацій «Підземна розробка родовищ» та «Інжиніринг гірництва» / Упоряд.: Ю.І. Демченко, В.М. Почепов, О.Г. Кошка, О.Б. Владико – М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: НТУ «ДП», 2018. – 29 с.