

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 Воронцова Артема Вадимовича  
(П І Б)  
академічної групи 184м-22-7 ІП  
(шифр)  
спеціальності 184 Гірництво  
(код і назва спеціальності)  
за освітньо-професійною програмою Інжиніринг гірництва  
(офіційна назва)  
на тему: Обґрунтування параметрів кріплення підготовчих виробок з урахуванням тріщинуватості порід в умовах шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»  
(назва за наказом ректора)

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

Дніпро  
2023

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

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

« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2023 року

**ЗАВДАННЯ**  
на кваліфікаційну роботу ступеня  
магістра  
(бакалавра, магістра)

студенту Воронцов А. В. академічної групи \_\_\_\_\_ **184м-22-7 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 підготовчих виробок з урахуванням тріщинуватості порід в умовах шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»

від \_\_\_\_\_ № \_\_\_\_\_

Розділ	Зміст	Термін виконання
Вступ Розділ 1	Вступ. Обґрунтування параметрів методики проведення математичного моделювання.	20.10.2023 р.
Розділ 2	Побудова розрахункової схеми обчислювального експерименту для системи «тріщинуваті породи - кріплення виробки»	21.11.2023 р.
Розділ 3. Висновок. Перелік посилань.	Охорона праці та забезпечення безпеки робіт. Висновок. Перелік посилань.	11.12.2023 р.

Завдання видано

\_\_\_\_\_ (підпис керівника)

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

Дата видачі: **05.10.2023р.**

Дата подання до екзаменаційної комісії: **11.12.2023 р.**

Прийнято до виконання

\_\_\_\_\_ (підпис студента)

**Воронцов А.В.**  
(прізвище, ініціали)

## РЕФЕРАТ

**Пояснювальна записка:** 69 сторінок друкованого тексту, 17 рисунків, 19 посилань літератури.

**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 актуальність роботи, 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, проведено аналіз застосування математичного моделювання в задачах геомеханіки.

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

У розділі «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, ТРІЩИНУВАТІСТЬ, ВИЇМКОВА ВИРОБКА,  
ОЧИСНИЙ ВИБІЙ, ТЕХНОЛОГІЯ КРІПЛЕННЯ ВИРОБКИ, ЕПЮРА,  
ОХОРОНА ПРАЦІ**

## ЗМІСТ

<b>ВСТУП</b> .....	5
<b>1 . ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ МЕТОДИКИ ПРОВЕДЕННЯ МАТЕМАТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ</b> .....	8
1.1. Місцезнаходження підприємства.....	9
1.2. Коротка гірничо-геологічна характеристика .....	9
1.3. Розвиток методології математичного моделювання в рішенні задач геомеханіки.....	15
<b>2. ПОБУДОВА РОЗРАХУНКОВОЇ СХЕМИ ОБЧИСЛЮВАЛЬНОГО ЕКСПЕРИМЕНТУ ДЛЯ СИСТЕМИ «ТРИЩИНУВАТІ ПОРОДИ-КРІПЛЕННЯ ВИРОБКИ»</b> .....	23
2.1 Моделювання тріщинуватості гірських порід при вирішенні задач геомеханіки.....	24
2.2 Характерні особливості побудови моделі породного масиву при проведенні обчислювального експерименту і обліку декількох систем тріщин .....	36
2.3 Виявлення зон прогнозованого вивалоутворення.....	42
<b>3. ОХОРОНА ПРАЦІ</b> .....	60
<b>ВИСНОВОК</b> .....	66
<b>ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ</b> .....	68

## 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.

**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;

**Практичні значення отриманих результатів :**

- розроблено рекомендації для проєктування 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 вуглевидобувних 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.

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.

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.

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**

В адміністративному відношенні шахта «Степова» розташована на території Петропавлівського району Дніпропетровської області України.

У промисловому відношенні надра шахти підпорядковані ВСП ШУ "Першотравенське" ПрАТ "ДТЕК Павлоградвугілля".

Найближчими до шахти промисловими підприємствами є: діюча шахта «Ювілейна», розташована в 4 км на південний схід, а також закрита в 1999 році шахта «Первомайська».

Найближчими населеними пунктами є: с. Миколаївка, розташоване біля північно-західного кордону шахтного поля, та районний центр с.м.т. Петропавлівка – 10 км на північний схід. Житлове селище м. Першотравенськ для трудящих шахти знаходиться в 4,5 км на південний схід від шахти. В 45 км на захід від шахти розташовано центр вугільної промисловості Західного Донбасу – м. Павлоград. З обласним центром м. Дніпром шахта зв'язана асфальтованою дорогою Київ – Донецьк.

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

### **1.2.1 Геологічна характеристика родовища**

У геологічному будові шахтного поля приймає участь комплекс осадових порід кам'яновугільний, палеогенового, неогенового та четвертичного віку. Порооди докембрія та девона на шахтному полі не розкриті.

Кам'яновугільні відкладення представлені турнейским та візейским ярусами нижнього відділу Донецького карбона та залягають, як правило, на розмитій поверхні декамбрійського кристального масива.

Турнійський ярус в межах шахтного поля складений світло-сірими, сірими вапняками, мергелистими сланцями та доломітами. Потужність турнейских утворень досягає 40-50 м.

Відкладення візейського яруса виділяються в межах від турнейських вапняків (А<sub>1</sub>) знизу, до вапняка (Д<sub>1</sub>) зверху. По літологічному складу та фаунистичним залишкам відкладення візейського яруса підрозділяються на нижньовізейські і верхньовізейські. Нижньовізейські відкладення укладені між вапняками турнейського яруса та вапняком В<sub>1</sub> та представлені пісковиками, аргілітами, алевролітами та вапняками. Їх потужність досягає 40 м. Верхньовізейські відкладення мають потужність близько 800 м та складають основну частину розрізу нижнього карбону району. Вони укладені між маркованими вапняками В<sub>1</sub> та Д<sub>1</sub>.

Залягання вуглевмісних порід в основному моноклінальне з зануренням на північний схід під кутом 2-5 градусів, ускладнене рядом диз'юнктивних порушень типу круто спадаючих скидів. Серед них слід відзначити серію більших скидів - Поздовжнього, Петропавлівського № 1, 2, 3, Петропавлівського, Західного. Простягання основних тектонічних порушень північно-західне і південно-східне. Кути падіння цих порушень круті і складають 60-85 °. Амплітуди зміщення порід в зонах порушень змінюються в межах від 7-10 м до 125 м.

Також гірничими виробками шахти відзначений ряд дрібноамплітудних порушень з амплітудами порядку 0,10-0,70 м.

У межах шахтного поля і прирізаного блоку №3 у вугленосній товщі Самарської свити налічується до 60 вугільних пластів і прошарків, з яких робочої товщини досягають 11 пластів: С<sub>10</sub><sup>в</sup>, С<sub>8</sub><sup>в</sup>, С<sub>7</sub><sup>в</sup>, С<sub>6</sub><sup>3</sup>, С<sub>6</sub><sup>1</sup>, С<sub>6</sub>, С<sub>5</sub><sup>1</sup>, С<sub>5</sub>, С<sub>2</sub><sup>1</sup>, С<sub>2</sub> та С<sub>1</sub>. Крім перерахованих вище вугільних пластів на шахтному полі простежуються пласти: С<sub>10</sub><sup>1</sup>, С<sub>8</sub><sup>н</sup> і С<sub>4</sub><sup>1</sup> з позабалансовими запасами. В даний час шахтою «Степова» розробляються пласти С<sub>6</sub><sup>1</sup> та С<sub>6</sub>.

Якісні характеристики вугілля по пластам представлені в таблиці 1.1.

## Якісні характеристики вугілля по пластам

№ п.п.	Найменування показників	По пластам межі зміни середніх значень	
		C <sub>6</sub>	C <sub>6</sub> <sup>1</sup>
1.	Марка вугілля	Г	Г
2.	Волога, W <sup>a</sup> , %	<u>0,4 – 2,9</u> 1,51	<u>0,7 – 4,7</u> 2,21
3.	Волога робоча W <sup>p</sup> , %	<u>4,8-10,1</u> 8,7	<u>8,7- 10,5</u> 9,2
4.	Зола A <sup>c</sup> , %	<u>3,2-21,4</u> 13,1	<u>2,26 – 2,99</u> 11,7
5.	Зола з урахуванням засмічення, %	<u>3,2-28,5</u> 16,9	<u>2,26 - 34,8</u> 12,8
6.	Сірка S <sup>c</sup> , об.	<u>1,53 - 4,9</u> 2,66	<u>0,2-3,94</u> 1,88
7.	Летючі V <sub>г</sub> , %	<u>38,7 – 47,0</u> 42,1	<u>29,6 – 44,0</u> 41,0
8.	Теплотворна здатність Q <sup>f</sup> <sub>б</sub> , ккал	<u>8190-8380</u> 8320	<u>6400 – 6450</u> 6425
9.	Об'ємна вага, г/см <sup>3</sup>	<u>1,12- 1,2</u> 1,24	<u>1,13-1,26</u> 1,29

## 1.2.2 Гірнична характеристика діючої шахти

Межі та запаси шахтного поля

Станом на 01.01.13 затвердженими технічними межами шахти є:

на півдні - для пластів C<sub>10</sub><sup>8</sup>, C<sub>8</sub><sup>8</sup>, C<sub>7</sub><sup>8</sup>, C<sub>6</sub><sup>3</sup>, C<sub>6</sub><sup>1</sup>, C<sub>6</sub>, C<sub>5</sub><sup>1</sup> та C<sub>5</sub> – їх виходи на поверхню карбону, для пластів C<sub>2</sub><sup>1</sup> і C<sub>2</sub> – Поздовжній скид, умовна лінія, що проходить вхрест простягання порід східніше свердловин №НЗ - 120 в 90м і №5717 - в 170м, далі по умовній лінії, що проходить по простягання порід

північніше свердловин №5717 в 220м і №НЗ-2794 - в 30м; для пласта С<sub>1</sub> – Поздовжній скид;

на заході - Нікольський, поздовжній, Петровський скиди і Петропавлівський скид №3;

на півночі - Петропавлівський скид;

на сході - умовна лінія, що проходить вхрест простягання порід через свердловини №6371, 12073, 2063, поздовжній скид №2, ступінчастий скид і далі по умовній лінії, що проходить вхрест простягання порід через точку, розташовану в 200м східніше свердловини №6571, і далі через свердловину №6574. В межах цих кордонів розміри шахтного поля становили по простягання 3,2-11 км, по падінню 7,3 км. Площа поля шахти становила 50 км<sup>2</sup>. Зазначені межі шахти «Степова» затверджені управлінням Держнаглядохоронпраці 05.07.83 актом №135.

У 1998 році Інститутом «Дніпродіпрошахт» виконано «ТЕО прирізки запасів...» (арх.№166484), в якому проаналізовано запаси вугілля шахти «Степова» та прилеглих площ. На підставі техніко-економічних обґрунтувань і прогнозу розвитку гірничих робіт шахти «Степова» було зроблено висновок про доцільність прирізки запасів тільки пластів С<sub>6</sub><sup>1</sup> і С<sub>6</sub> від ділянки поля шахти «Західно-Донбаська» №11/13.

#### Проектна потужність і загальна організація роботи шахти

Шахта «Степова» введена в експлуатацію в 1965 році з проектною потужністю 900 тис. т вугілля на рік, яку вона освоїла в 1972 році.

Відтоді протягом тривалого часу шахта працює ритмічно і стійко з видобутком 1300-1580 тис. т вугілля на рік.

У 1985 році інститут "Дніпродіпрошахт" розробив проект «Розкриття і підготовка пластів С<sub>6</sub> и С<sub>6</sub><sup>1</sup> в ухильному полі», яким річна потужність шахти була визначена 1200 тис.т.

Враховуючи ритмічну роботу шахти і намічуване роботою впровадження більш продуктивної техніки, в роботі потужність шахти прийнята на рівні

максимально досягнутої в перерахунку на 300 робочих днів у році – 1200 тис.т на рік.

Режим роботи шахти прийнятий наступний:

- число робочих днів у році для шахти-300;
- п'ятиденний робочий тиждень для трудящих з одним загальним вихідним і одним вихідним за змінним графіком;
- тривалість робочої зміни:
  - на підземних роботах-6 годин;
  - на поверхні-8 годин;
- кількість робочих змін:
  - в очисних вибоях-три зміни і одна ремонтно-підготовча;
  - у підготовчих вибоях - три зміни безпосередньо з проведення виробок і одна ремонтно-підготовча;
  - на поверхні-три зміни;
- число змін з видачі вугілля з шахти-три.

#### Схема розкриття шахтного поля

Блок №1 розкритий двома вертикальними центрально-здвоєними стволами – головним і допоміжним - діаметрами відповідно 5,5 і 6,0 м, пройденими до горизонту 145м, і горизонтальними та похилими квершлагами.

Головний ствол обладнаний двоскиповим вугільним і односкиповим породним підйомами, служить для видачі вугілля та породи з горизонту 145м і виведення вихідного струменя повітря.

Допоміжний ствл обладнаний двоклітьовим підйомом, служить для спуску-підйому людей, матеріалів, обладнання та подачі свіжого повітря.

У верхньої межі (за поздовжнім скидом) ухильне поле №2 блоку №1 розкрито горизонтальними квершлагами: магістральним конвеєрним і відкаточним горизонту 145м, а також північним вентиляційним горизонту 130м. Біля нижньої межі ухильне поле №2 розкривається відкаточним квершлагом горизонту 210м. Зв'язок між горизонтами 210м і 145м здійснюється по Північному похилому квершлагу. Для виведення вихідного струменя повітря

з горизонту 210м пройдено вентиляційний ходок до північного вентиляційного квершлягу горизонту 130м.

Блок № 2 розкритий двома вертикальними центрально-здвоєними стволами - повітряподавальним і вентиляційним - діаметром по 6,5 м, пройденими до горизонту 400м, і квершлягами на горизонті 300м.

#### Підготовка шахтного поля

Схема підготовки погоризонтна з відпрацюванням пластів довгими стовпами по повстанню спареними лавами.

На східному крилі на горизонті 210м пройдено конвеєрний штрек, а на горизонті 200м - вентиляційний. На горизонті 300м пройдено відкаточний і вентиляційний штреки (проміжні).

На західному крилі на горизонті 300м проходяться відкаточний і конвеєрний штреки, а на горизонті 290м - вентиляційний.

На горизонті 400м проходить Східний вентиляційний штрек пласта С<sub>6</sub><sup>1</sup>, на західному крилі на горизонті 400м магістральні виробки не проходяться.

Між магістральними виробками горизонтів 210м і 300м і 300м і 400м проходяться (або пройдені) через 175–200м виїмкові конвеєрні вантажолодські штреки, які оконтурюють виїмкові стовпи. На східному крилі виїмкові конвеєрні штреки проходяться між горизонтами 400м і 210м.

Середня довжина лав 195,1 м, довжина виїмкових стовпів коливається від 1000 до 1600м, відпрацювання стовпів здійснюється у напрямку повстання пластів.

#### Система розробки, очисні та підготовчі роботи

Існуюча система розробки на шахті – довгі стовпи за повстанням.

Виїмка вугілля в очисних вибоях блоку №2 проводиться механізованими комплексами КД-80 з комбайнами КА-80 в напрямку повстання. В одночасній роботі на пластах С<sub>6</sub><sup>1</sup> та С<sub>6</sub> знаходилося 5 очисних вибоїв, середньодобове навантаження на лаву 710 тонн, середньомісячне посування лінії діючих вибоїв – 78,4 метра.

Середня діюча довжина очисного вибою становить 195м, довжина виїмкового стовпа 1500-1600м. Корисна потужність пластів в блоці №1 становить: пласт  $C_6^1$  – 0,61м, пласт  $C_6$  – 0,86м.

Спосіб управління покрівлею-повне обвалення, виїмка вугілля в нішах проводиться за допомогою БВР.

Проходження виїмкових і панельних штреків проводиться прохідницькими комбайнами ПК-3Р, ГПКС і 4ПП-2, а також частково буропідривним способом з навантаженням відбитої породи і вугілля в вагонетки породонавантажувальними машинами.

Одночасно роботи велися в 6 підготовчих вибоях. Кріплення виробок - податлива металева аркова з СВП.

### **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.

На даному етапі розвитку обчислювального експерименту в рішенні задач геомеханіки можна говорити про три покоління математичного моделювання. На першому етапі мова найчастіше йде про математичні 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.

Відносно до досліджень стану гірничих виробок, розвиток математичного моделювання дозволив сформулювати 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 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, та інших. Зараз подібного типу завдання вирішуються в рамках більш складних обчислювальних експериментів, які дозволяють отримувати високоточний опис реального об'єкта при формуванні розрахункової області. 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.Є. Міренковим. 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 методик досліджень, яка застосовується Фотієвою М.М. та Новіковою Л.В., то відразу стає зрозумілим, що використовуються діаметрально протилежні оцінки стійкості гірничих виробок. Наріжним каменем робіт Фотієвої 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.

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 витрат 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, вибіркковість 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. 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. 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.

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.

Дослідження Сдвижкової Є.А. присвячені розробці методики застосування ймовірно-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.

У роботах Бабіюка Г.В 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.

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 імовірнісний вигляд. Наприклад, точне моделювання вузла податливості рамного кріплення КШПП 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.

Таким чином, запропонований підхід в моделюванні задач геомеханіки здатний забезпечити можливість вирішення широкого діапазону проблем, які виникають при проєктуванні 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.

Рішення задачі з підвищення стійкості виїмкових штреків шахти базувалося на визначенні оптимальних характеристик перетину виробки, 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 Нікольського, Поздовжнього, Петровського і Петропавлівського 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°. Середні значення: азимут падіння – 20°, кут падіння – 67°; 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°. Середні значення елементів тріщин цієї системи: азимут падіння – 269°, кут падіння – 66°.

## **2.1 Моделювання тріщинуватості гірських порід при вирішенні задач геомеханіки**

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. 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.



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.

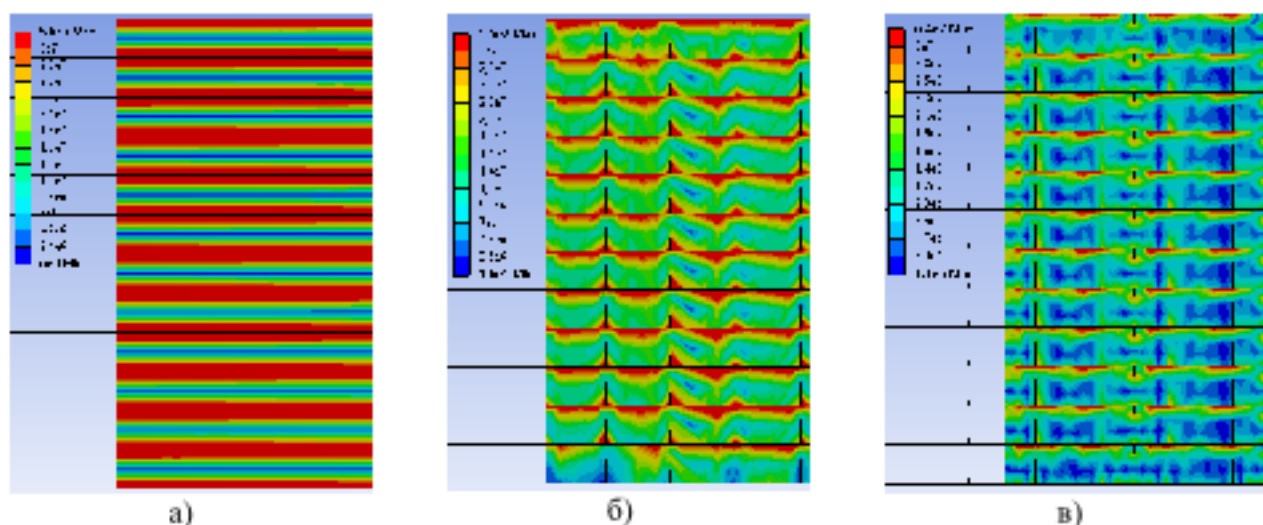


Рис. 2.1. Епюри інтенсивності напружень для макромоделей: а) без; б) з однією; в) з двома поперечними системами тріщин

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.

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.

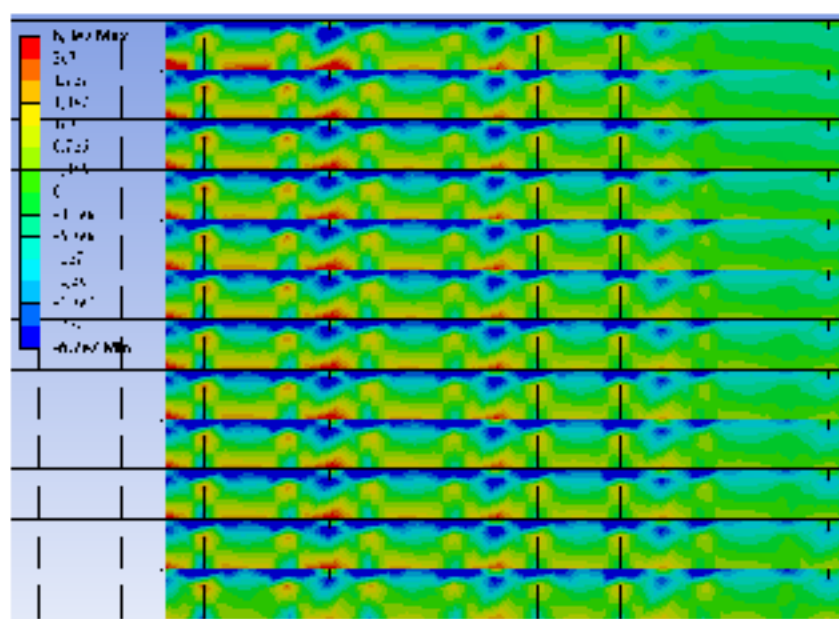


Рис. 2.2. Епюри поздовжніх напруг у макромоделі з двома поперечними системами тріщин

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. Тому стає необхідним

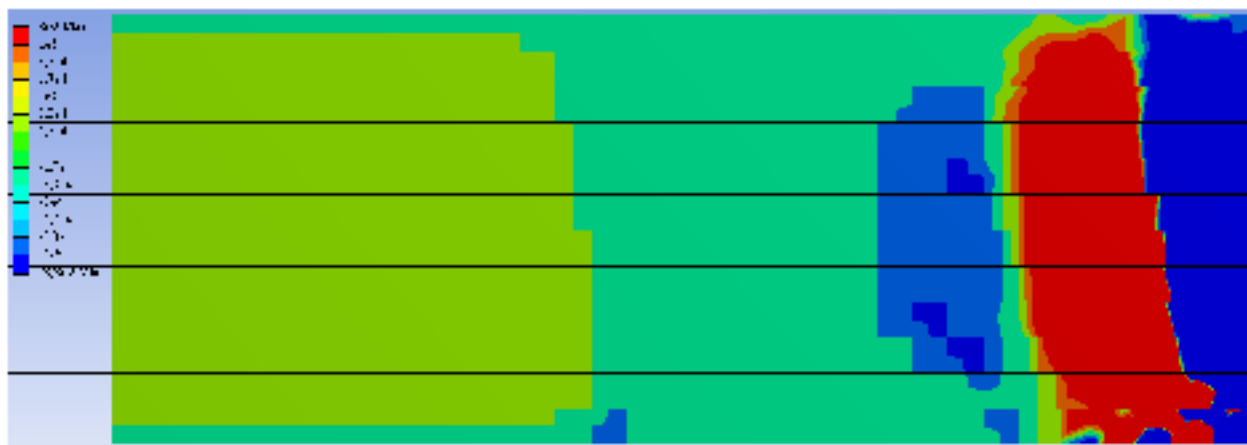
розгляд впливу сукупності параметрів тріщинуватості кількома підходами в рамках пропонованого рішення.

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

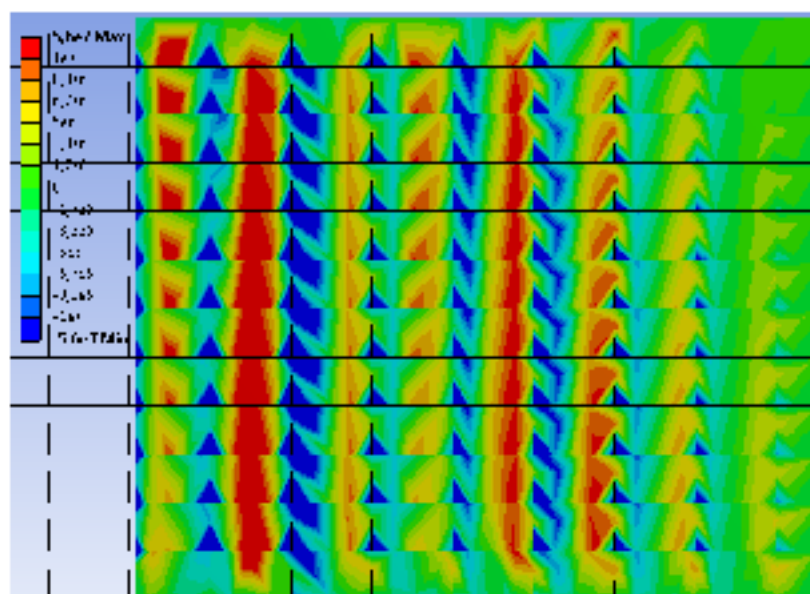
Як видно, кожна система тріщин робить свій внесок у розвиток деформацій породних шарів. Якщо довші тріщини, завдяки їх орієнтації, формують в районах своїх вершин зони підвищених розтягуючих деформацій, то короткі тріщини являють собою фактор ослаблення поперечного перерізу вироблення. Таким чином, в 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. Це добре узгоджується з загальними уявленнями механіки про поведінку матеріалів в граничному та позамежному стані.

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

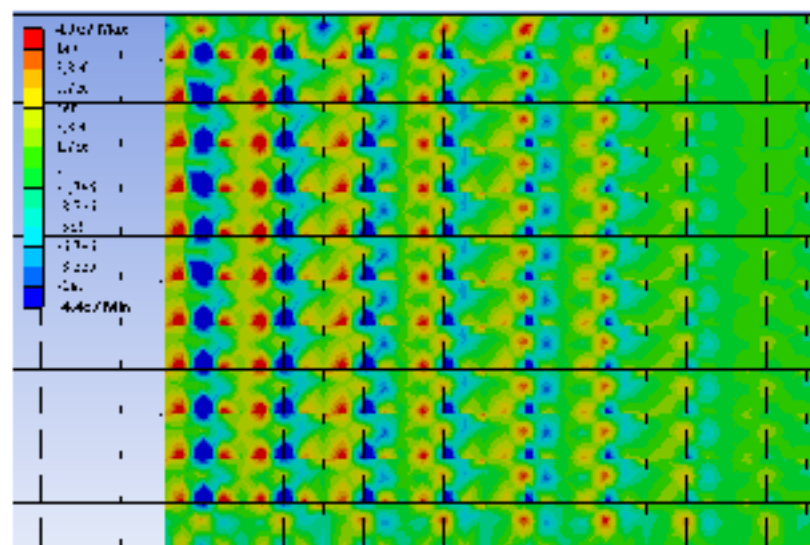
Таким чином, проліт моделі рівномірно деформується з незначним кутом прогину.



а)



б)



в)

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

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 %.

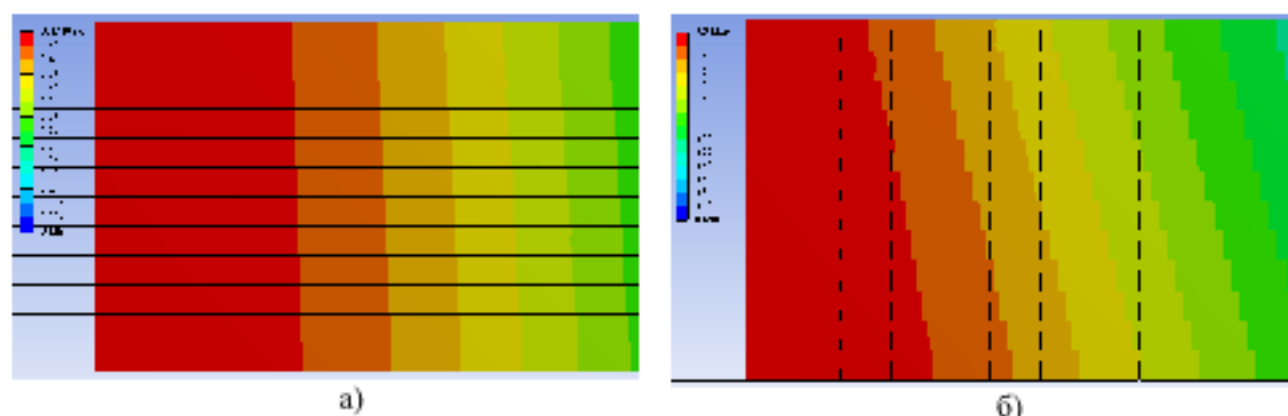


Рис. 2.4. Епюри повних переміщень для макромоделей: а) без поперечної системи тріщин; б) з однією поперечною системою тріщин

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. 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

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

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, використовуюваного 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

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

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.

На рис.2.5 видно що, 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.



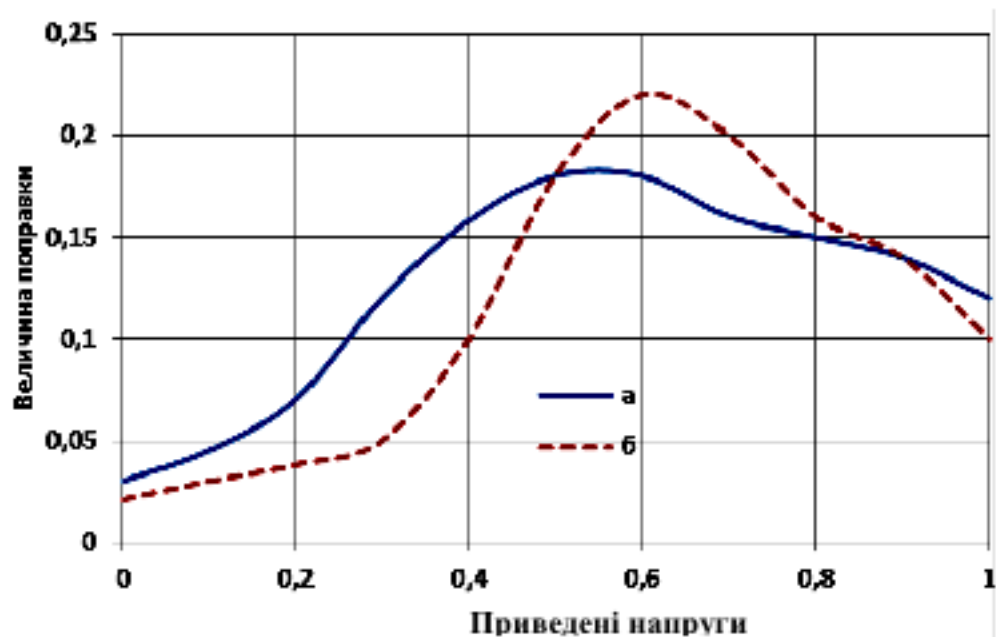


Рис. 2.5. Криві зміни ступеня впливу тріщинуватості на характеристики міцності порід із зростанням напруг в кінцевому елементі: а-аргіліти; б-пісковик.

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.

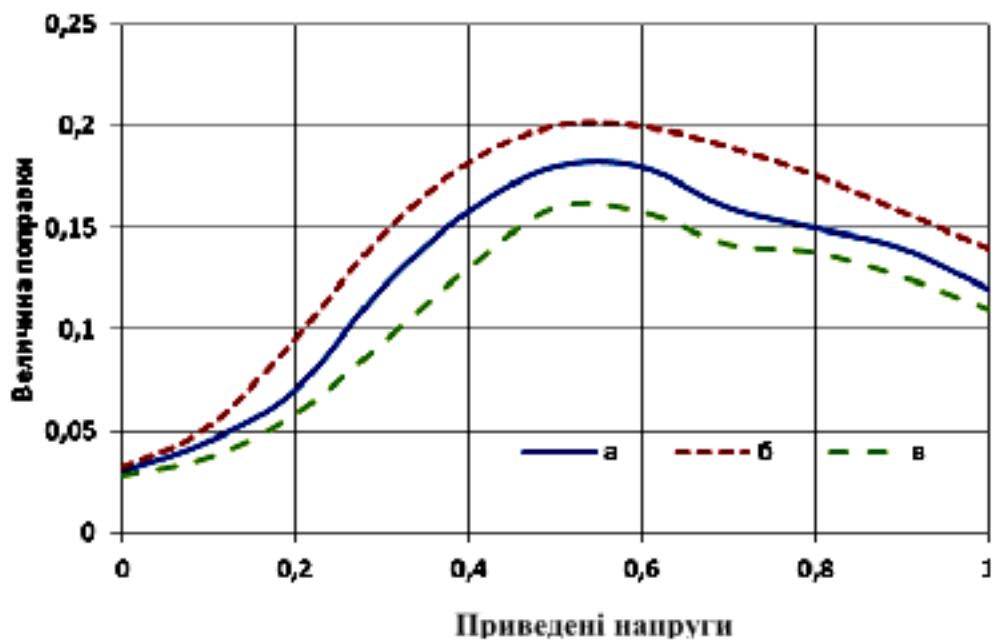


Рис. 2.6. Вплив різних систем тріщин на міцнісні характеристики породи: а) при густоті тріщин 15 на 0,1 м; б) при густоті тріщин 20 на 0,1 м; в) при густоті тріщин 5 на 0,1 м

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 виплоджується. 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 Характерні особливості побудови моделі породного масиву при проведенні обчислювального експерименту і обліку декількох систем тріщин**

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 і в узагальненій формі унормована в керівних документах.

По-третє, необхідно змоделювати умови контакту по площинах напашарування 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 углевмісної 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 Нікольського, Поздовжнього, Петровського і Петропавлівського 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  $0-42^\circ$  з кутами падіння  $45-90^\circ$ . Середні значення: азимут падіння –  $20^\circ$ , кут падіння –  $67^\circ$ . 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 шахти.

Штрек пройдений на глибині 300 м комбайновим способом з перерізом у світлі 13,8 м<sup>2</sup>, закріплений триланковим кріпленням типу КШП 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 конвеєрний 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  $\sigma_{сж}^{np} = 60,5$  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:  $\sigma_{сж1}^K = 40 \dots 50$  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:  $\sigma_{сж2}^K = 70$  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:  $\sigma_{сж4}^K = 40 \dots 60$  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:  $\sigma_{сж5}^K = 80 \dots 90$  МПа,  $E_5^K = 5,31 \cdot 10^4$  МПа.

Безпосередня підшва 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:  $\sigma_{сж1}^{II} = 40 \dots 50$  МПа,  $E_1^{II} = 2,68 \cdot 10^4$  МПа;  $\sigma_{сж2}^{II} = 60 \dots 70$  МПа,  $E_2^{II} = 2,68 \cdot 10^4$  МПа.

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

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

### 2.3. Виявлення зон прогнозованого вивалоутворення

Застосування «випереджаючого» розрахунку в рамках багатопараметричної рекурсивної моделі оптимізації обчислювального експерименту дозволяє спрогнозувати межу використання макромодельовання 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 максимумами наведених напруг на рівні  $\sigma = 45...65\text{ МПа}$  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.

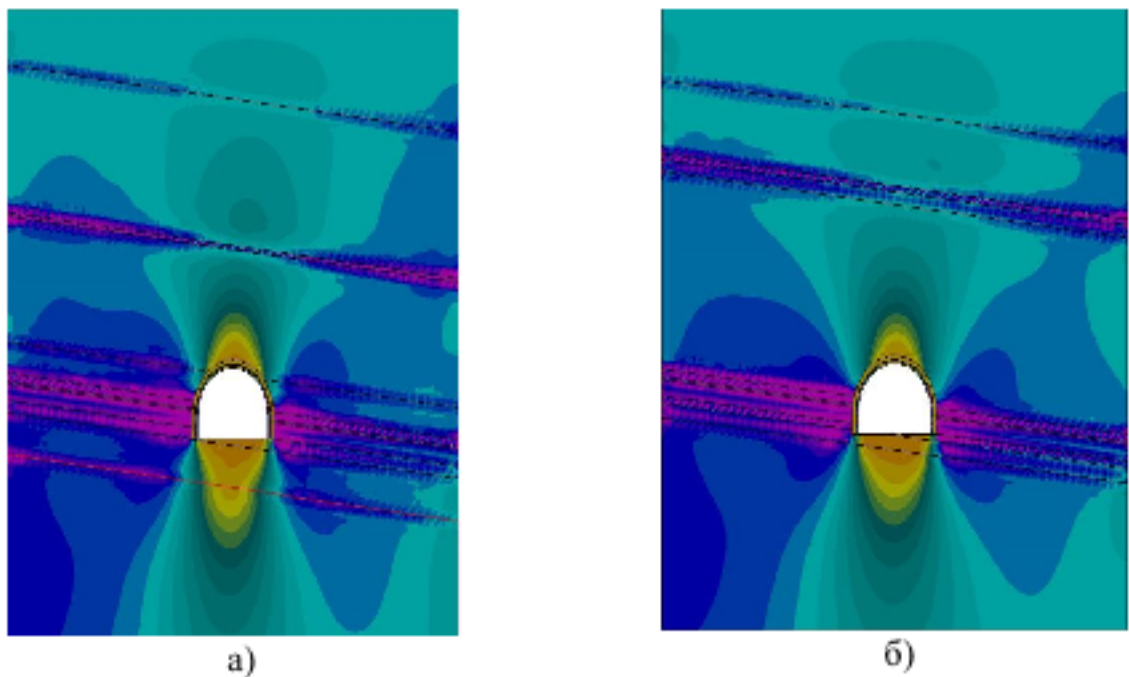


Рис. 2.8. Епюра вертикальних напруг  $\sigma_y$  поблизу штрека по варіанту 2: а) варіанту 1; б) варіанту 2.

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.

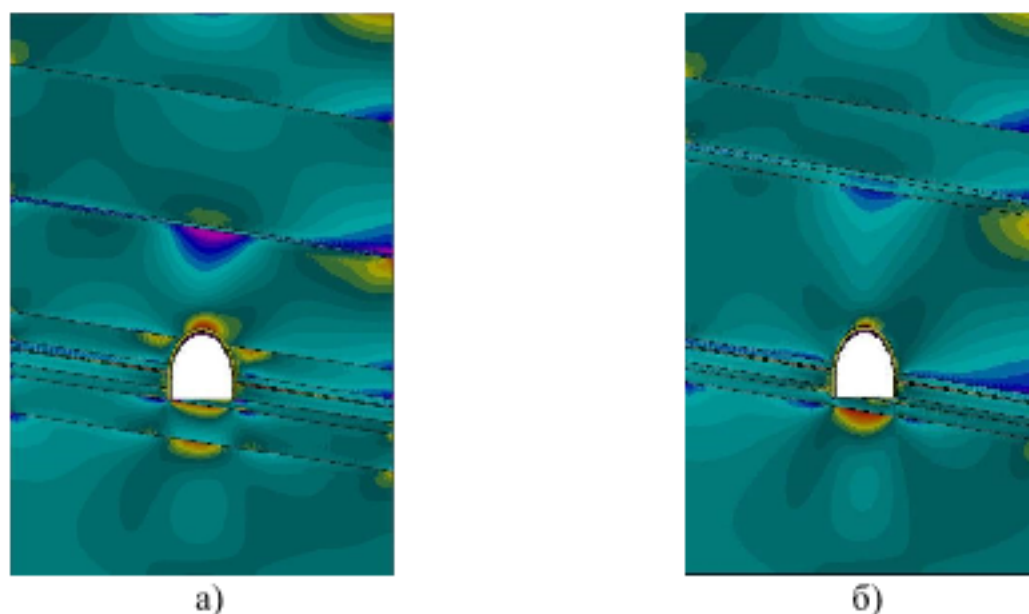


Рис. 2.9. Ешора горизонтальних напруг  $\sigma_x$  поблизу штреку по варіанту 2: а) варіанту 1; б) варіанту 2.

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  $K_3^1$

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  $\sigma_x$ :

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

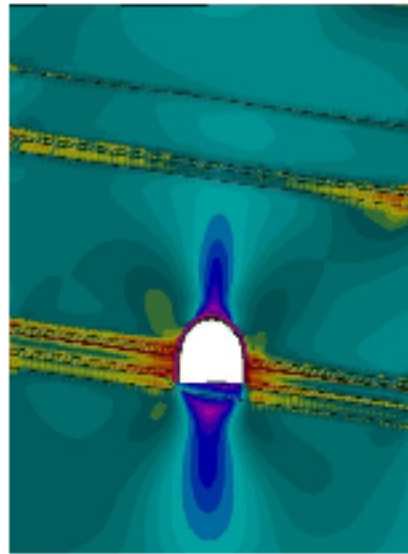


Рис. 2.10. Поле приведених напруг поблизу штрека.

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.

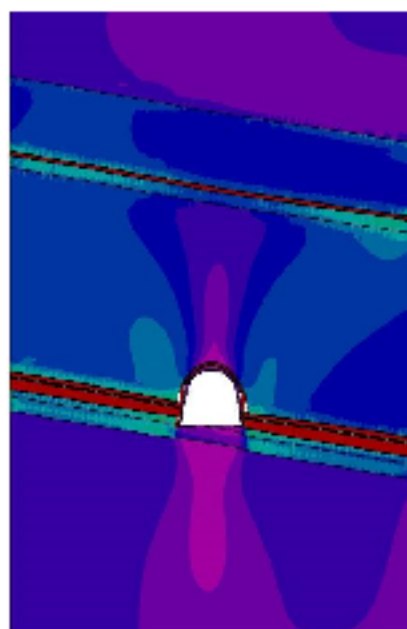


Рис. 2.11. Поле повних деформацій масиву поблизу штрека.

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).

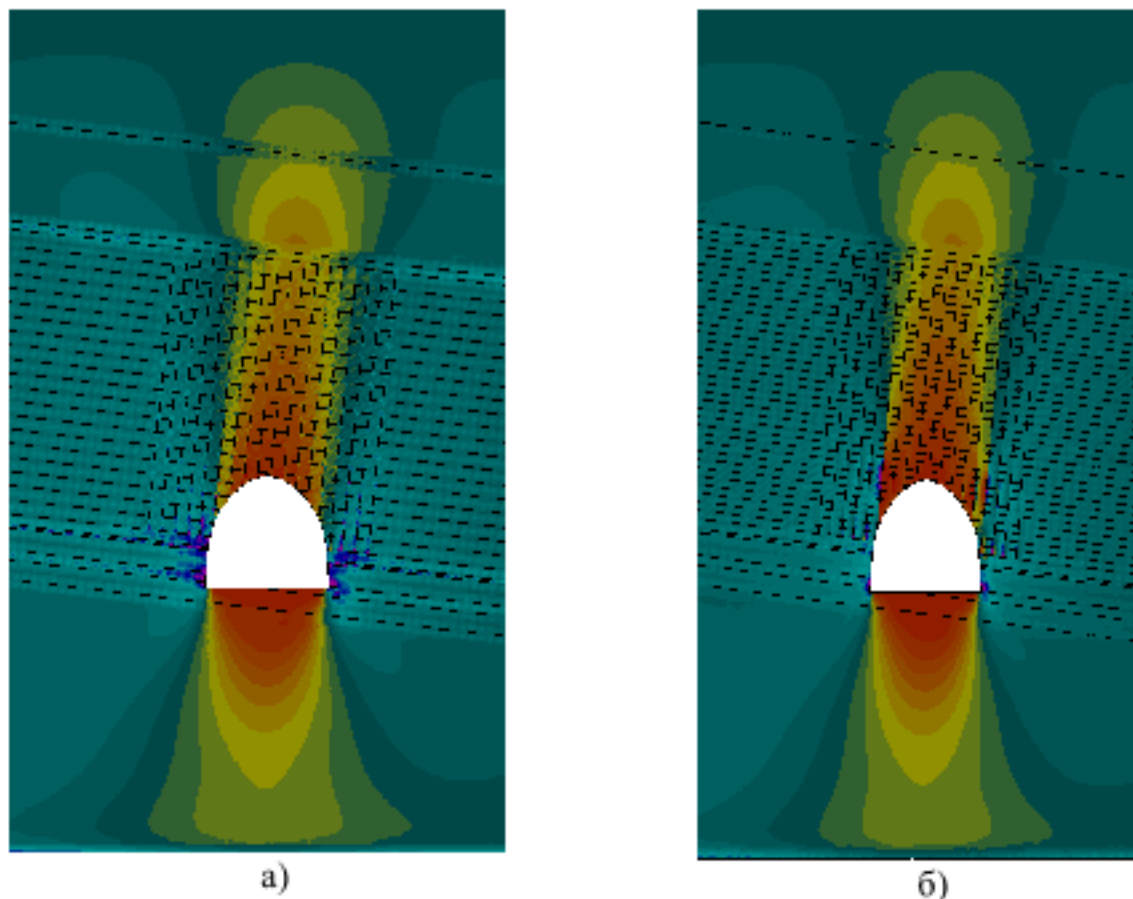


Рис. 2.12. Поля вертикальних напруг  $\sigma_y$  біля незакріпленої виробки при середній відстані між тріщинами: а)  $l_T = 0,5$  м; б)  $l_T = 0,3$  м

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.

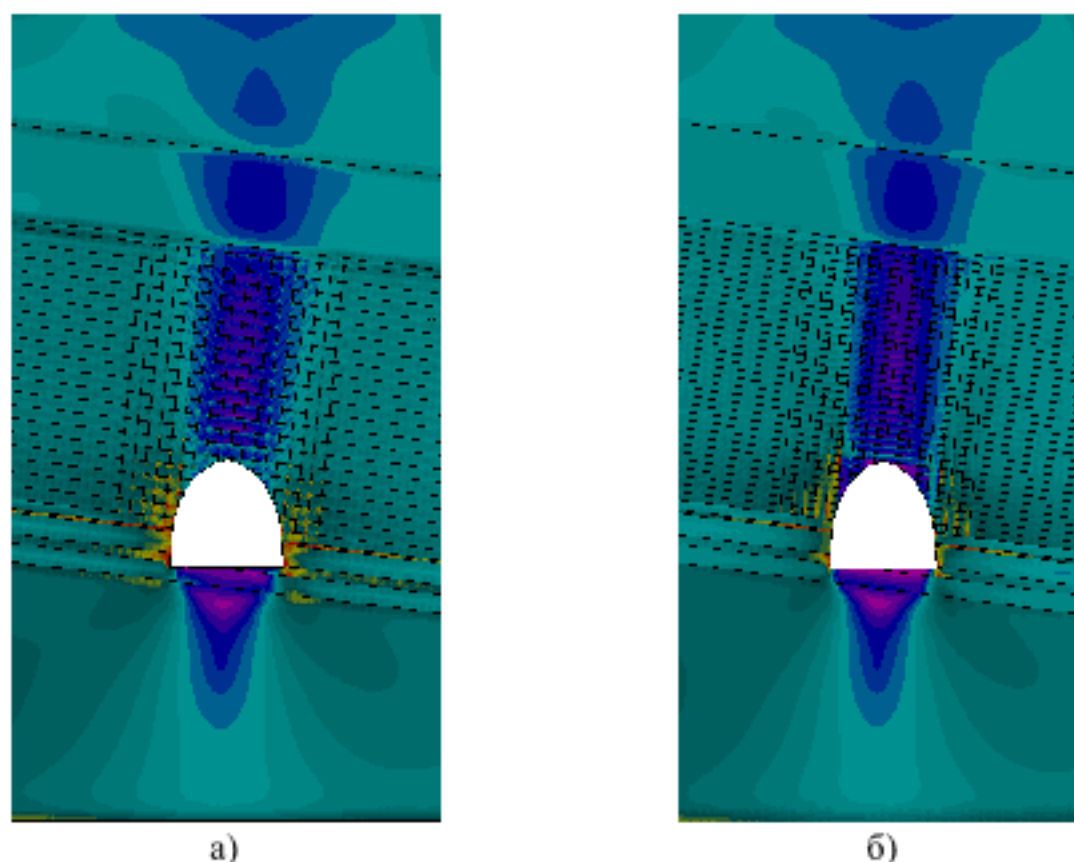


Рис. 2.13. Поля приведених напруг  $\sigma$  поблизу незакріпленої пластової виробки при середній відстані між тріщинами: а)  $l_T = 0,5\text{ м}$ ; б)  $l_T = 0,3\text{ м}$

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 напруженнями 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 середовищі, 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

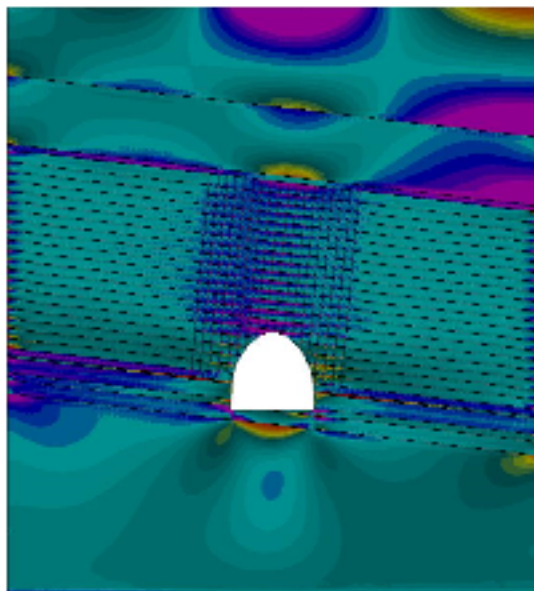
$$P_{\delta} = P_y \operatorname{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}, \quad (2.32)$$

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

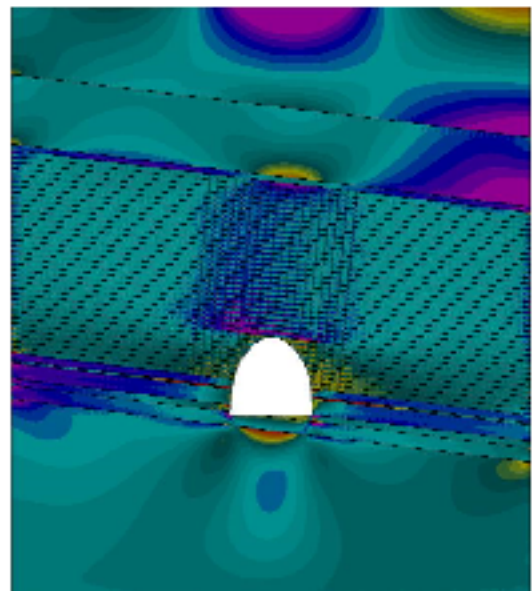
При раніше вказаних значеннях  $P_y = 30 \dots 50$  кПа та усередненому куті внутрішнього тертя  $\varphi = 35^\circ$  боковий тиск на кріплення складе  $P_{\delta} = 8 \dots 14$  кПа. При висоті виробки у проходці  $A = 3,66$  м бокове навантаження на кріплення на один погонний метр виробки складе 30-50 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  $\sigma_x$ .



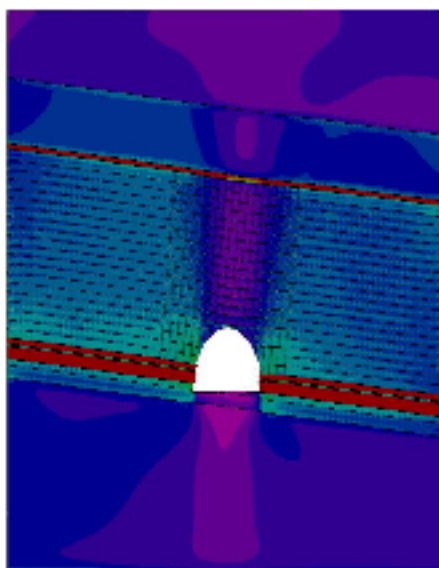
а)



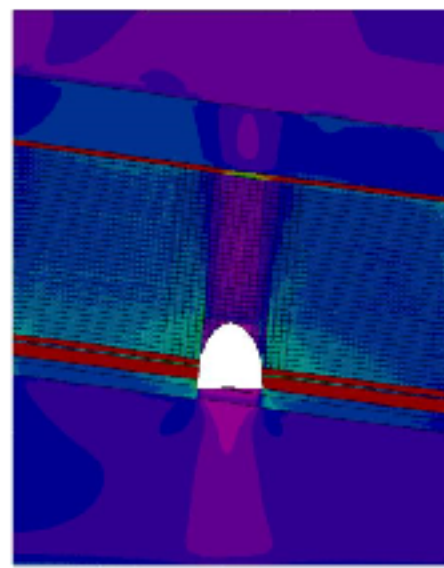
б)

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 підшві до 2,3 м від дії горизонтальних розтягуючих напружень  $\sigma_x$ .



а)



б)

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 підошві незакріпленої виробки при різному ступені тріщинуватості породних шарів безпосередньої покрівлі:  $l_T = 0,5$  м – рис. 2.15, а і  $l_T = 0,3$  м – рис. 2.15, б, можливо відзначити наступне.

По-перше, породні шари безпосереднього підошви 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 підошви діють розтягуючі вертикальні напруги  $\sigma_y$ , які й знеміцнюють безпосередній ґрунт.

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

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

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

За результатами аналізу епор переміщень підошви незакріпленої пластової виробки можна зробити два висновки: по-перше, максимальна величина здимання підошви 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 підошви 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

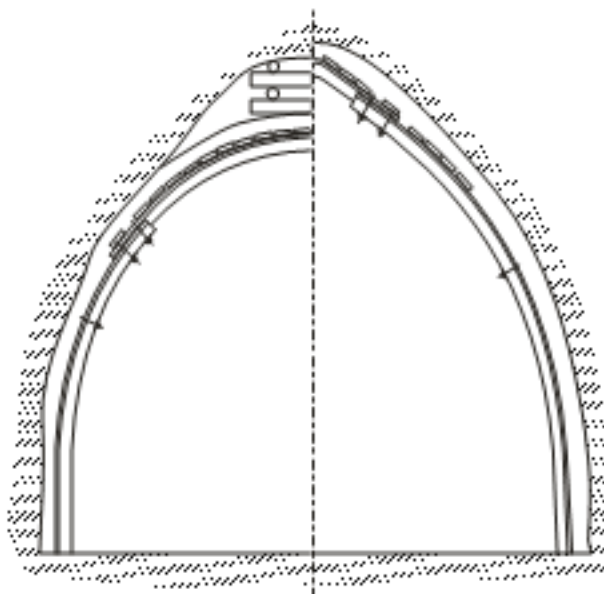


Рис. 2.16. Поперечний переріз виїмкової виробки з кріпленням КШПП (за паспортом) та зведенням у вивалах покрівлі кострів (ліворуч) та пропонований переріз виробки з кріпленням КВТ-2 (праворуч), вписується в фактичний породний контур.

решень, дозволила уточнити параметри обчислювального експерименту, що призвело до корекції первинно запропонованого технологічного рішення і забезпечило зниження матеріаломісткості кріплення до 9%, а підвищення стійкості виробок, 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 «Степова», тріщинуваті породи в покрівлі привибійного простору виробок знаходяться у знеміцненому стані та схильні до «руйного»

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

руйнування.

Оскільки початок обвалення 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 шатрової форми зводу (рис. 2.16, зліва) рами (КШПП) на форму зводу, максимально наближеного до еліпса (кріплення КМП тип АЗР2) або на загострену форму кріплення опуклої трикутної форми 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. 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.

### 3. ОХОРОНА ПРАЦІ

#### 3.1 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 СН<sub>4</sub>, Н<sub>2</sub>, СО, СО<sub>2</sub>, Н<sub>2</sub>С та інші. Концентрація газу метану СН<sub>4</sub> виявлена у всіх виробках шахти, СО і СО<sub>2</sub> надходять з тупиків погашених виробок внаслідок горіння і гниття вугілля, дерева найбільша концентрація Н<sub>2</sub> досягається в електромашинних камерах. Концентрація газів не перевищує допустимих ПБ.

Радіаційна безпека, основною причинною 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 пиловиділення 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  $\text{CH}_4$ . За ендогенною пожежонебезпечністю шахта віднесена до III категорії.

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

Періодичність обмивки визначаємо за формулою:

$$T = \frac{K_n \cdot K_{\text{CH}_4} \cdot \delta_{\text{отл}}}{P_k}, \text{ хв}$$

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;

$\delta_{min}$  - 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.).

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

### 3.3 Розрахунок параметрів водяних заслонів на вентиляційному штреку

Необхідна витрата води на водяний заслін визначається за формулою:

$$Q_p = 1,1 \cdot q \cdot S, \text{ л}$$

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]:

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

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 емностей при щільності кріплення більше 2 рам/м. становить 1 м, а при щільності 2 рам/м. - дорівнює кроку кріплення.

У суміжних рядах емності повинні розташовуватися, перекриваючи одна одну.

### 3.4 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 ділянки шахтного поля.

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

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

У вентиляційних штреках (діляничних ходках) пожежно-рятувальний трубопровід обладнується пожежними кранами через кожні 200 м. 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.



При наявності обмеження в кількості засобів пожежогасіння		
Видове позначення	Найменування	Кол-во
—	Гасителі вогню (класифікація, вказана в таблиці)	90 шт
	Задимачі	3 шт
	Сигналізатор СІ	57 шт
	Вогнегасники СДМЗ	3 шт
	Поворотні кроки	18 шт
	Поворотні ринди со стрижками	4 шт
	Товсті в'єс	1 шт
	Навісний	1 шт
	Ротонди для вогнегасників	1 комплект
	Звукові сигнали	4 шт

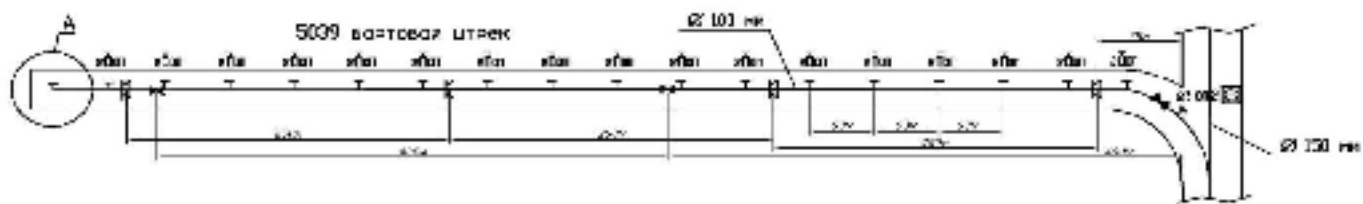
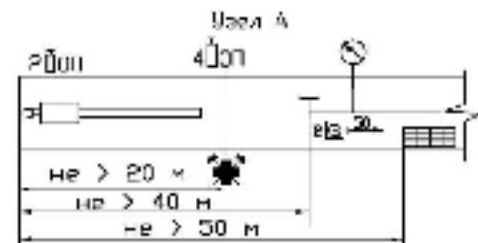


Рис. 2.17 Схема протипожежного захисту підготовчої виробки

## ВИСНОВОК

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

Основні результати 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%.

3. 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.

4. 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.

5. 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 [19].

## ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. ДСТУ 3008:2015. Звіти у сфері науки і техніки. Структура та правила оформлення.
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. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 1. - К., 2003. - 478 с.
5. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 2.- К., 2003. - 409 с.
6. Виноградов В.В. Геомеханіка управління станом масиву поблизу гірських виробок - Київ: Наукова думка, 1989. 192 с.
7. Булат А.Ф., Виноградов В.В. Опорно-анкерне кріплення гірничих виробок вугільних шахт / Ін-т геотехнічної механіки НАН України. - Дніпропетровськ, 2002. - 372 с.
8. Бондаренко В.І., Ковалевська І.А., Мартовицький А.В., Фомічов В.В. Розвиток наукових основ підвищення стійкості гірничих виробок шахт Західного Донбасу / - Дніпропетровськ: ЛізуновПрес, 2010. - 340 с.
9. Тищенко Н.В., Нехрещенюк А.Ф. Сучасний стан та перспективні напрямки розвитку вугільних шахт Західного Донбасу // Зб. науч. пр. Школа підземної розробки. - Дніпропетровськ-Ялта: НГУ, 2007. - С.69-76.
10. Васильєв В.Є. Аналіз умов розробки пластів Західного Донбасу // Науковий вісник НГУ. - 2004. - №9. - С.6-11.
11. Лапко В.В., Фомічов В.В., Скітенко А.І. Обґрунтування доцільності застосування анкерного кріплення для підтримки гірничих виробок / Матеріали V міжнар. наук.-практ. конф. «Школа підземної розробки». - Дніпропетровськ: «Лізунов-Прес», 2011. - С. 305-310
12. Бондаренко В.І., Ковалевська І.А., Симанович Г.А., Фомічов В.В.

Комп'ютерне моделювання напружено-деформованого стану мелкослоїстого породного масиву навколо виробки пласта. Книга II. Граничне і позамежне стан системи «порода кріплення» / Днепропетровск: Системні технології, 2007. - Ч. II. - 198 с.

13. 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, 2004. – 708 с.

14. Лапко В.В., Фомичов В.В., Мамайкін А.Р. Вплив на адекватність і точність рішення задач геомеханіки математичних методів, використовуваних при моделюванні взаємодії кріплення і гірського масиву / Матер. міжнар. конф. «Форум гірників-2011». - Дніпропетровськ: НГУ, 2011. - С. 109-114.

15. Сивко В. Й. Розрахунки з охорони праці: Навчальний посібник. – Житомир: ЖІТІ, 2001. – 152с.

16. Ткачук К. Н., Гурін А. О., Бересневич П. В. та ін. Охорона праці (підручник для студентів гірничих спеціальностей вищих закладів освіти). За ред. К.Н. Ткачука. Київ, 1998. – 320с.

17. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт.– Донецьк: Касіопея, 2004.– 292 с.

18. Довідник з гірничого обладнання дільниць вугільних і сланцевих шахт: навч. посібник / М.М. Табаченко, Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський та ін. – Д.: НГУ, 2012. – 432 с.

19. ИНЖИНИРИНГ ГІРНИЦТВА. Методичні рекомендації до виконання кваліфікаційної роботи магістра за освітньо-професійною програмою підготовки спеціальності 184 ГІРНИЦТВО. / В.І. Бондаренко, В.М. Почепов, О.Р. Мамайкін, В.Ю. Медяник, В.В. Лапко – М-во освіти і науки України Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: НТУ «ДП», 2023. – 24 с.