

**Міністерство освіти і науки України  
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД  
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»**



**О.Є. ГРИГОР'ЄВ**

**ОХОРОНА КАПІТАЛЬНИХ ВИРОБОК  
ВУГІЛЬНИХ ШАХТ ЗАПОБІЖНИМИ ЦІЛИКАМИ**

Монографія

Дніпропетровськ  
НГУ  
2013

УДК 622.831.3  
ББК 33.14  
Г83

Рекомендовано вченою радою Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет» (протокол № 9 від 01 жовтня 2013).

Рецензенти:

*О.О. Сдвижкова* – д-р техн. наук, проф., завідувач кафедри вищої математики Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет»;

*О.В. Солодянкін* – д-р техн. наук, проф. кафедри будівництва і геомеханіки Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет».

**Григор'єв О.Є.**

Г83 Охорона капітальних виробок вугільних шахт запобіжними ціликами: монографія / О.Є. Григор'єв; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д. : НГУ, 2013. – 88 с.

ISBN 978-966-350-441

Виявлено закономірності зміни розмірів зони непружних деформацій навколо капітальних виробок залежно від гірничо-геологічних умов їх закладення та визначено максимально припустимі розміри таких зон. Встановлено закономірності зміни напружено-деформованого стану породного масиву навколо капітальних похилих виробок та виконано актуальне науково-технічне завдання, метою якого було визначення припустимих розмірів запобіжних ціликів з урахуванням економічної ефективності зменшення їх ширини.

Матеріал може бути корисний студентам гірничого й будівельного профілю та спеціалістам, що займаються питаннями охорони гірничих виробок.

УДК 622.831.3  
ББК 33.14

ISBN 978-966-350-441 © О.Є. Григор'єв, 2013  
© Державний ВНЗ «Національний гірничий університет», 2013

---

## ЗМІСТ

<b>ВСТУП.....</b>	<b>5</b>
<b>ГЛАВА 1. ШЛЯХИ ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ.....</b>	<b>6</b>
1.1. Перспективи і основні напрями розвитку вуглевидобувної галузі України.....	6
1.2. Сучасний стан вуглевидобувних підприємств України та напрями підвищення ефективності видобутку вугілля.....	10
1.3. Гірничотехнічні і гірничо-геологічні умови відпрацювання запасів на ТОВ "ДТЕК Добропіллявугілля".....	12
1.4. Аналіз існуючих методів визначення розмірів ціликів.....	18
<b>ГЛАВА 2. ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ЗАКОНОМІРНОСТЕЙ ДЕФОРМУВАННЯ ПОРОДНОГО МАСИВУ НА КОНТУРІ ВИРОБКИ, ЩО ОХОРОНЯЄТЬСЯ ЦІЛИКОМ.....</b>	<b>23</b>
2.1. Загальні положення лабораторних методів фізичного моделювання стосовно задач геомеханіки.....	23
2.2. Теоретичні основи моделювання методом еквівалентних матеріалів.....	24
2.3. Підбір і виготовлення еквівалентних матеріалів.....	26
2.4. Методика формування плоских моделей та проведення лабораторних досліджень.....	30
<b>ГЛАВА 3. ДОСЛІДЖЕННЯ МЕТОДОМ СКІНЧЕННИХ ЕЛЕМЕНТІВ ЗМІНИ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПОРОДНОГО МАСИВУ НАВКОЛО ДВОХ КАПІТАЛЬНИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК, РОЗДІЛЕНИХ ЗАПОБІЖНИМ ЦІЛИКОМ.....</b>	<b>36</b>
3.1. Вибір і обґрунтування методу числового моделювання.....	36
3.2. Алгоритм числового моделювання на основі феноменологічної теорії руйнування породного масиву.....	38
3.3. Розв'язання тестової задачі.....	43
3.4. Визначення стійкості запобіжного цілика між двома виробками.....	46
3.5. Моделювання системи "виробка–цілик–виробка" поза зоною впливу очисних робіт.....	54
<b>ГЛАВА 4. ВИЗНАЧЕННЯ ГЕОМЕТРИЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ЗАПОБІЖНИХ ЦІЛИКІВ, ЩО ОХОРОНЯЮТЬ КАПІТАЛЬНІ ВИРОБКИ ВІД ШКІДЛИВОГО ВПЛИВУ ОЧИСНИХ РОБІТ.....</b>	<b>61</b>
4.1. Гіпотези гірського тиску в очисних виробках.....	61
4.2. Особливості формування напружено-деформованого стану породного масиву в запобіжному цілику, який розділяє лаву і капітальну виробку.....	65

---

4.3. Моделювання пружно-деформованого стану породного масиву, що вміщує систему «лава–цілик–хідник».....	68
<b>ГЛАВА 5. ШАХТНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЯВІВ ГІРСЬКОГО ТИСКУ В ВИРОБКАХ, ЩО ОХОРОНЯЮТЬСЯ ЗАПОБІЖНИМИ ЦІЛИКАМИ.....</b>	<b>72</b>
5.1. Визначення припустимих геометричних параметрів запобіжного цілика.....	72
5.1.1. Визначення ширини цілика за нормативною методикою.....	72
5.1.2. Визначення припустимої ширини цілика з використанням числового моделювання.....	74
5.2. Шахтні вимірювання зміщень контуру хідника, що охороняється запобіжним ціликом від впливу очисних робіт.....	75
5.3. Обґрунтування економічної ефективності зменшення розмірів запобіжних ціликів.....	77
<b>ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ.....</b>	<b>79</b>
<b>СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....</b>	<b>80</b>

---

## ВСТУП

Ефективність роботи вугільної шахти визначається станом підземних гірничих виробок, що забезпечують транспортування корисних копалин, доставку людей і матеріалів, вентиляцію, водовідлив та ін. Нормальний експлуатаційний стан більшості виробок, у свою чергу, залежить від заходів, що спрямовані на їх захист від дії гірського тиску. Такі заходи передбачаються в період будівництва, експлуатації виробок і, що досить важливо з точки зору економії використання грошових ресурсів, на стадії проектування.

Проте охоронні заходи далеко не завжди дозволяють зберегти стійкість гірничих виробок, що особливо характерно для шахт, видобувні ділянки яких наразі переходять на все глибші горизонти. В цьому випадку спостерігається істотне зростання експлуатаційних витрат грошових і трудових ресурсів на ремонт і підтримку виробок, а також знижується продуктивність і безпека праці.

В той же час мають місце випадки, коли в результаті реалізації прийнятих проектних рішень стійкість виробок забезпечується за рахунок зайвої витрати запасів корисної копалини в межах природних охоронних об'єктів – ціликів. Саме шляхом залишення ціликів забезпечується охорона переважної більшості капітальних виробок від дії опорного тиску, а також охорона об'єктів поверхні і меж шахтного поля. При цьому втрати вугілля в ціликах сягають 10...15 % від загального об'єму балансових запасів шахти.

Тому геомеханічне обґрунтування параметрів запобіжних ціликів є актуальним завданням, виконавши яке, можна знизити обсяги втрат, збільшити навантаження на видобувні стовпи і зменшити кінцеву собівартість видобутого вугілля.

# ГЛАВА 1

## ШЛЯХИ ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ

### 1.1. Перспективи і основні напрями розвитку вуглевидобувної галузі України

Ефективне функціонування паливно-енергетичного комплексу – основа промислового розвитку і економічної незалежності будь-якої держави. У свою чергу, розвиток усіх галузей ПЕК значною мірою визначається доступними енергетичними ресурсами і, зокрема, станом гірничовидобувної промисловості.

Двадцяте століття стало епохою інтенсивного використання мінеральних енергоносіїв – нафти, вугілля і природного газу. Починаючи з 30-х років минулого сторіччя, в міру розвідки і збільшення видобутку нафти і газу, частка вугілля у світовому балансі споживання первинних енергоресурсів поступово знижувалася. Відкриття в галузі ядерної фізики зумовили збільшення частки ядерної енергії, а розробки останніх десятиліть у сфері високих наукомістких технологій дали поштовх до використання нетрадиційних джерел енергії. Внаслідок цього в 2000 році зафіксований мінімальний відносний світовий рівень видобутку вугілля [1, 2] (рис 1.1).

Частка інших джерел енергії в загальному обсязі споживаних енергоресурсів на сьогодні відносно мала, а подальше використання деяких з них взагалі під знаком питання. Так, аварії на атомних електростанціях Чорнобиля (Україна) в 1986 році і Фукусіми (Японія) в 2011-му змусили інакше оцінити перспективи розвитку мирних ядерних програм, що призвело до часткового згортання програм розвитку атомної енергетики в країнах ЄС і Японії. Використання поновлюваних джерел енергії часто негативно позначається на екологічній ситуації, а висока ціна виробленої електроенергії і все ще низький ККД станцій генерації (за винятком гідроелектростанцій) робить їх неконкурентоздатними порівняно з тепловими і атомними.

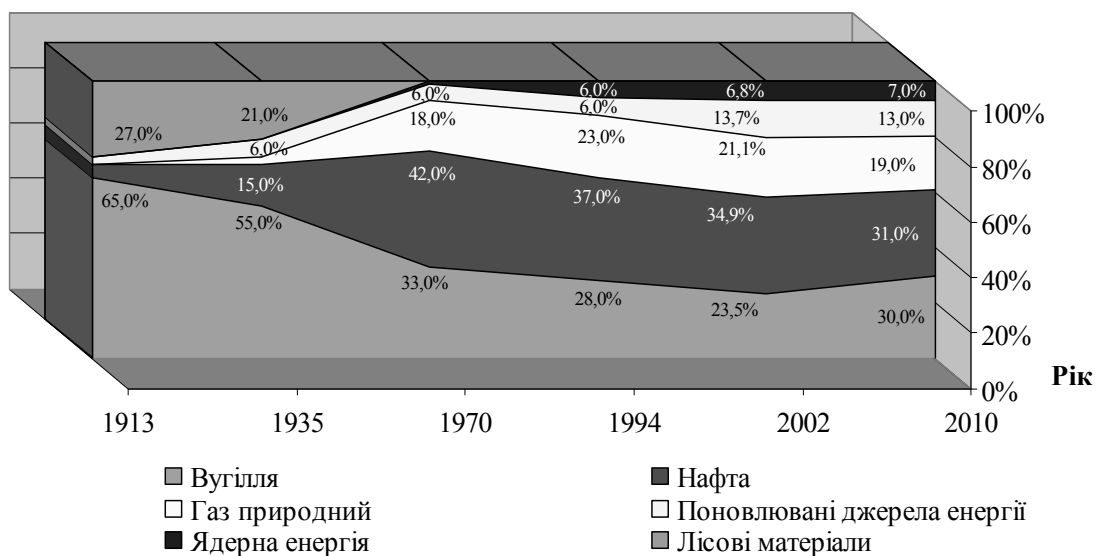


Рис. 1.1. Динаміка світового балансу споживання первинних енергоносіїв

Аналіз структури світових запасів викопних видів палива (рис. 1.2.) і динаміки їх видобутку дозволяє відзначити, що, незважаючи на високу технологічність і транспортабельність нафти і газу, в другій половині ХХІ століття саме вугілля стане основним світовим паливним ресурсом, а до 2015 року потреба в ньому, на думку фахівців, зросте майже в 2 рази [3], про що вже зараз свідчать тенденції зростання відносного його споживання (рис. 1.1).

У структурі світових органічних енергетичних запасів вугілля становить 71 % [4], тоді як світові запаси нафти і газу, за оцінками експертів, можуть бути вичерпані вже через 30...40 років [3, 5].

Світові промислові лідери, такі як США, країни ЄС і Росія, а також Китай, Бразилія і Індія, що на разі динамічно розвиваються, вже зараз будують енергетичну політику, базуючись на значних запасах вугільних родовищ (див. табл. 1.2).

Сприяє збільшенню світового видобутку вугілля зростання цін на світовому ринку, про що свідчать дані наведені на рис. 1.3 [1]. Подібне зростання викликане збільшеними потребами Китаю, зниженням виробництва і постачання цього продукту австралійськими підприємствами внаслідок повені, а також підвищенням цін на нафту і газ. На цьому фоні світові ціни на коксівне вугілля вже зросли на 12,4% до \$253 за тону, а протягом 2011 року ціна може сягти \$300 за тону [6].

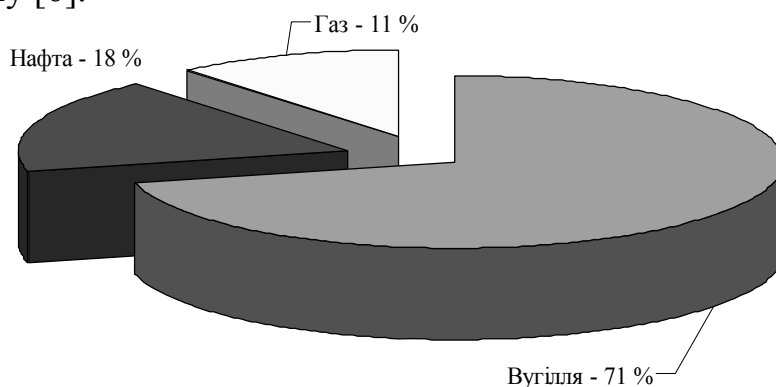


Рис. 1.2. Структура світових запасів енергетичної сировини

Як відомо, вугілля широко використовується не лише як паливо для теплоелектростанцій, але й в хімічній промисловості. Вже зараз обсяги виробництва синтетичного палива з вугілля перевищують 2,5 млн т на рік, і надалі, при наявних тенденціях зниження нафтовидобутку, обсяги переробки вугілля значно зростуть.

Перспективними напрямками розвитку вуглевидобувної промисловості, за умови відповідного наукового обґрунтування, є супутній видобуток метану та інших корисних копалини, розробка родовищ якісно бідного вугілля і горючих сланців, зниження собівартості глибокої переробки і збагачення видобутого вугілля.

Таким чином, оцінюючи відносні розміри запасів, динаміку зростання обсягів видобутку і змін ціни на вугілля, можна відзначити, що вугілля є найперспективнішим видом палива як найближчим часом, так і в довгостроковій перспективі.

Таблиця 1.1

Розподіл запасів вугілля та обсяги видобутку в 2009 р. у світі, млн т [7]

Країна	Запаси вугілля	Обсяги видобутку
США	238308	973,2
РФ	157010	298,1
Китай	114500	3050,0
Австралія	76200	409,2
Індія	58600	557,6
Україна	33873	73,7
Казахстан	31300	101,5
Південна Африка	30408	250,0
Польща	7502	135,1
Бразилія	7059	5,1
Колумбія	6814	72,1
Німеччина	6708	183,7
Канада	6578	62,9
Індонезія	4328	252,5
Чехія	4501	53,3
Всього	826001	6940,6

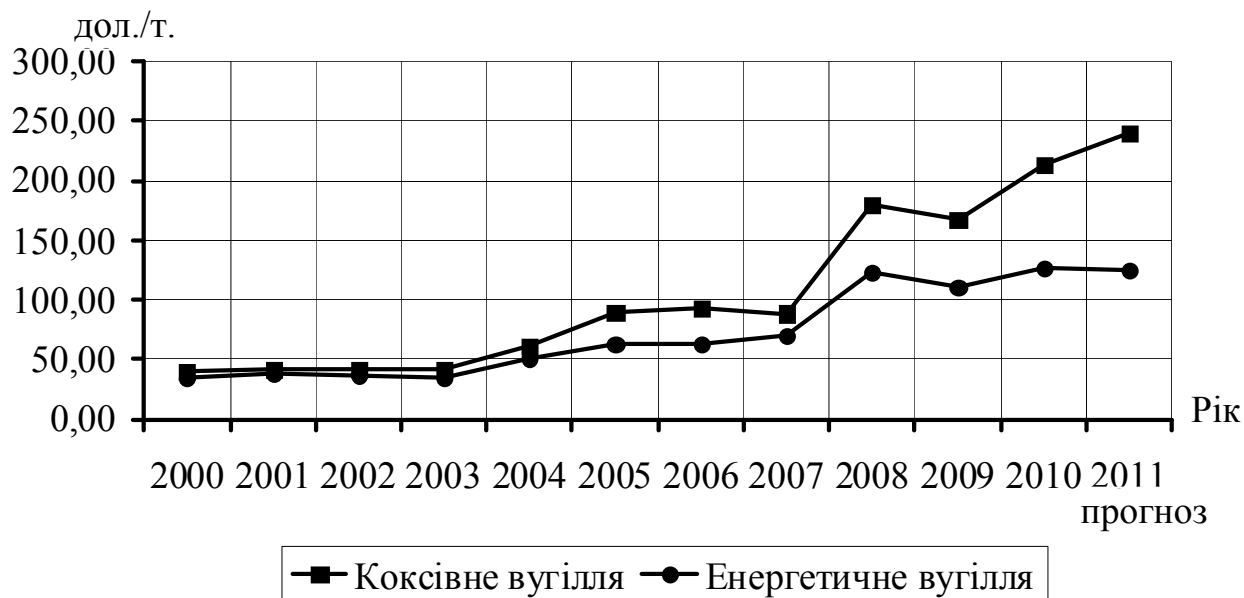


Рис. 1.3. Динаміка зміни цін на вугільну продукцію на світовому ринку

Україна посідала 6-те місце за розвіданими запасами вугілля і 11-те за обсягами його видобутку в 2009 році у світі [1]. При цьому вугілля – єдиний викопний енергоносіє, обсягів якого вистачає для повного забезпечення потреб національної енергетики, коксохімічної промисловості, населення та ін. спожи-



вачів. Саме тому вугільна промисловість України є однією з базових галузей національної економіки, а видобуток вугілля має пріоритетне значення, оскільки його частка в загальному паливно-енергетичному балансі країни становить близько 25%.

Вугільна галузь України з часу отримання країною незалежності в 1991 році переживає складний період реорганізації і оздоровлення шляхом вкладення інвестицій в перспективні шахти, закриття нерентабельних, впровадження інноваційних технологій і техніки. Проте, починаючи з 1997 року, коли вдалося зупинити спад обсягів видобутку, і до цього дня виробництво вугільної продукції залишається на рівні 80 млн т/рік (рис. 1.4).

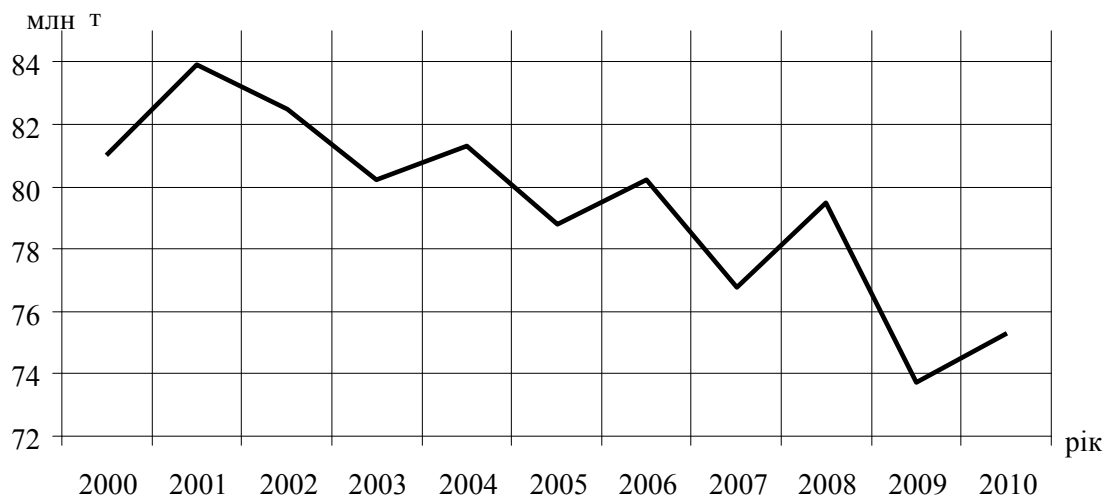


Рис. 1.4. Обсяги видобутку вугілля на шахтах України у 2000–2010 роках [1, 9]

Незважаючи на зусилля, що приймаються, у вигляді реалізації різних програм з оздоровлення вугільної галузі, наразі вивести обсяги видобутку на декларований рівень в 106 млн т на рік до 2010 року не вдалося. Серед основних причин такого положення слід виділити недостатній рівень фінансування програмних завдань і зміну кон'юнктури світових й вітчизняного ринків торгівлі вугільною продукцією, а також падіння попиту в результаті фінансової кризи 2008 року [10-12].

Проте, для збільшення обсягів виробництва вугілля існують усі передумови.

Загальні запаси вугілля в Україні становлять 117,5 млрд т (57 млрд т є балансовими) [10], а в структурі запасів органічного палива його частка становить 95,4 % [3]. На балансі діючих шахт запаси вугілля становлять 9,0 млрд т, з яких 6,5 млрд т промислові [10].

Значна кількість вуглевидобувних підприємств є дуже привабливими об'єктами в плані залучення інвестицій, про що свідчить поглинання великими корпораціями об'єднань шахт, прикладом чого в 2011 році стало придбання великою вітчизняною промислово-фінансовою групою ДТЕК державної компанії "Добропіллявугілля". Подібний інтерес з боку інвесторів дозволяє з оптимізмом

оцінити перспективи будівництва нових шахт, оскільки потенційно в Україні є не менше 25 ділянок, де можливе їх будівництво.

Зростання ціни на нафту на світових ринках в найближчій перспективі змусить виробників теплової енергії звернути пильнішу увагу на вугілля як альтернативу нафтопродуктам, що використовуються на теплових станціях.

"Енергетична стратегія України до 2030 року", яка діє з 2006 року, найбільшу увагу приділяє розвитку саме вугільної промисловості, а реалізація декларованих заходів, як очікується, дозволить збільшити обсяги видобутку українського вугілля до 130 млн т на рік.

Таким чином, для України єдиним шляхом отримання енергетичної незалежності є інтенсифікація видобутку вугілля і зростання ефективності його переробки і використання.

## 1.2. Сучасний стан вуглевидобувних підприємств України та напрями підвищення ефективності видобутку вугілля

Середня глибина вугільних шахт перевищує 800 м, а 31 шахта працює на горизонтах 1000 м і більше. На таких глибинах спостерігається різке зростання кількості раптових викидів вугілля і газу, що ускладнює ведення робіт з видобутку і вимагає проведення дорогих заходів з безпеки.

У 2010 році видобуток на 70 % шахт становив менше ніж 0,6 млн т, і лише на 5 % було вироблено понад 1,2 млн т [13]. Потужність вугільних пластів, що наразі відпрацьовуються, коливається від 0,7 до 2,7 м (рис. 1.5)

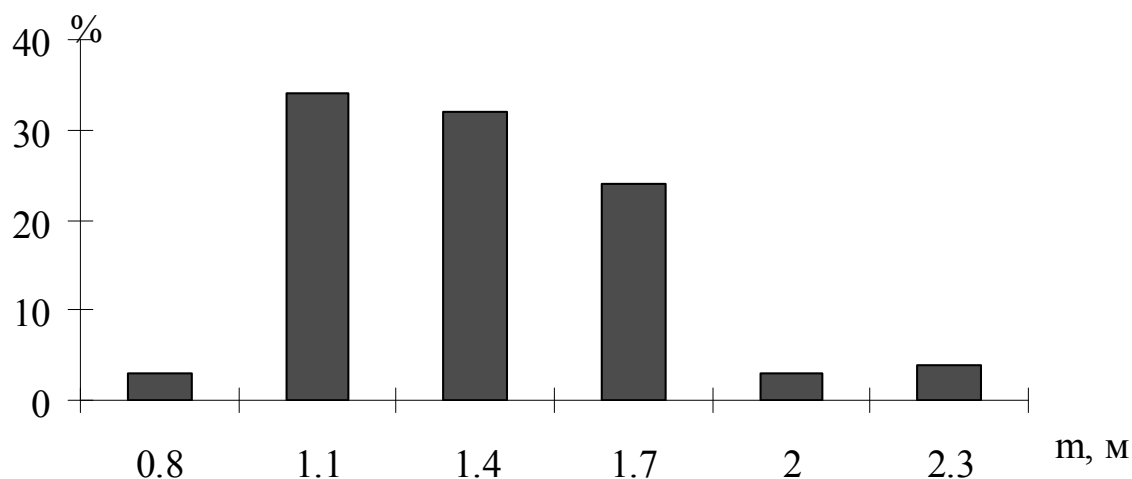


Рис. 1.5. Середньодинамічна потужність вугільних пластів, що відпрацьовуються [13]

Одним з факторів, які істотно впливають на ефективність роботи вугільних шахт, є стан головних підготовчих і розкривних виробок, що зумовлює продуктивність очисних вибоїв й безпеку робіт з видобутку, а, відповідно, і ефективність роботи усього підприємства.

Починаючи з 2000 року, спостерігається зниження обсягів проходки підземних гірничих виробок (рис. 1.6).

Головною причиною падіння обсягів проходки слід визнати відсутність фінансування проектних робіт і підготовки нових ділянок видобутку, що негативно позначається не лише на обсягах проходки, але і на загальній продуктивності шахт. Така ситуація характерна як для шахт, що дотуються з держбюджету, так і для рентабельних підприємств, у тому числі тих, що перебувають в приватній власності.

У ситуації, що склалася, вирішенням проблеми могло б стати повторне використання вже існуючих виробок. Незважаючи на істотні затрати праці, матеріальних ресурсів і коштів на підтримку виробок, такий підхід, безумовно, себе виправдовує, оскільки вартість виконання ремонтних робіт найчастіше нижча, ніж ціна проходки нових виробок.

При збільшенні глибини розробки проблема забезпечення стійкості виробок набуває особливої актуальності, що викликано, передусім, ускладненням гірничо-геологічних умов відпрацювання й недостатнім рівнем теоретичного обґрунтування параметрів забезпечення охорони виробок для великих глибин.

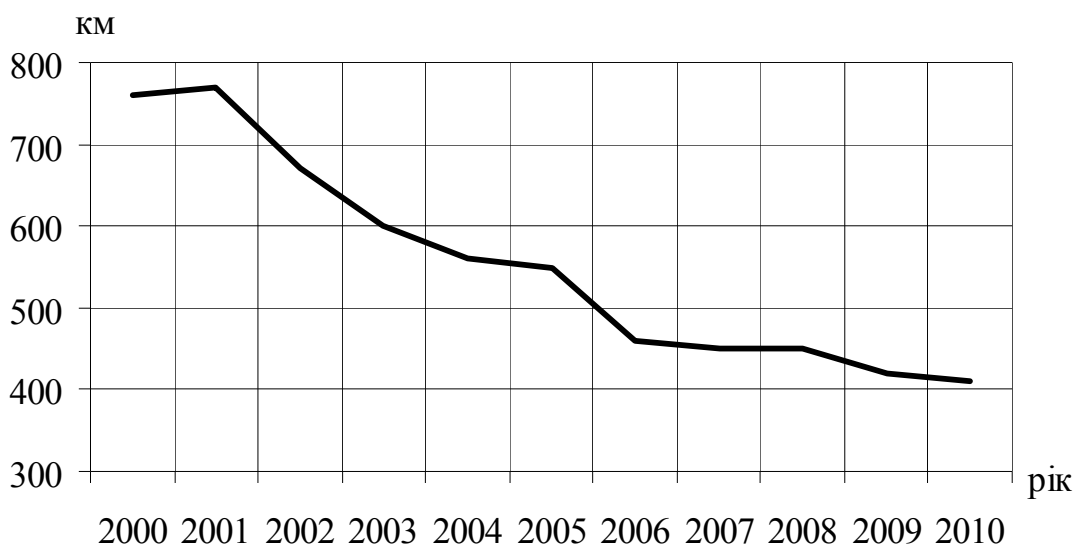


Рис. 1.6. Обсяги проведення гірничих виробок на шахтах України за останні роки

У той самий час заходи, що проводяться для забезпечення збереження експлуатаційного стану виробок, часто призводять до втрат корисної копалини. Так, ширина ціликів, що охороняють капітальні виробки, на глибинах більше 800 м вже зараз сягає понад 200 м. При існуючих системах підготовки шахтних полів такі проектні загальношахтні втрати неминучі, і в масштабах України сягають 10...15 % від балансових запасів залежно від особливостей таких систем.

Наприклад, тільки на ТДВ «Шахта Білозерська», прийнятій в даній роботі за базове підприємство для виконання досліджень, загальні обсяги втрат відносно потужності підприємства сягають 35,9 % (рис. 1.7), а проектні загальношахтні втрати в 2011 році перевищували 8 млн т вугілля (рис. 1.8).

Цілики за функціональністю класифікують як бар'єрні, а також розташовані під об'єктами поверхні та під гірничими виробками. Аналізуючи статистичну інформацію про діяльність ТДВ «Шахта Білозерська», важливо відзначити,

що втрати вугілля в ціликах під гірничими виробками сягають 25 % від загальних обсягів втрат.

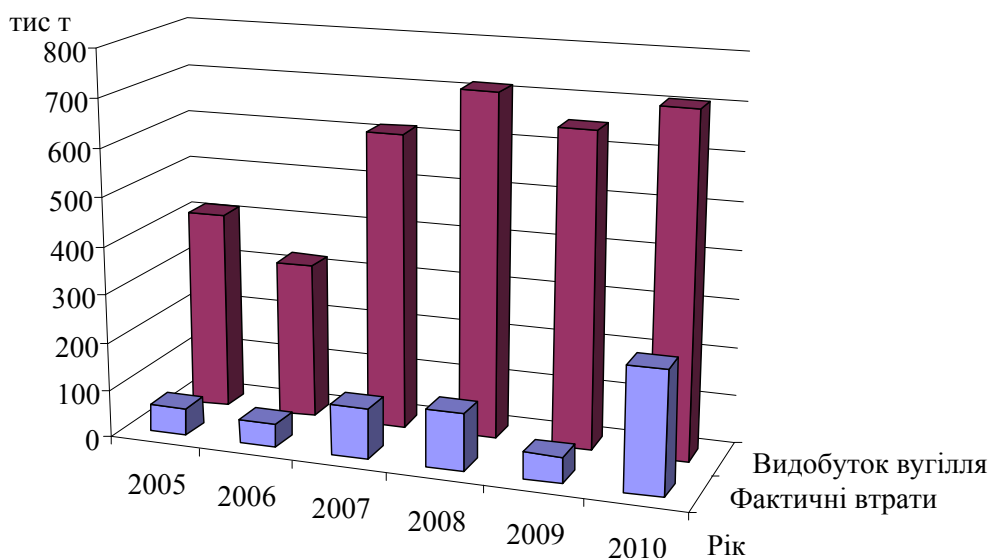


Рис. 1.7. Обсяги видобутку вугілля і його втрат на ТДВ "Шахта Білозерська"

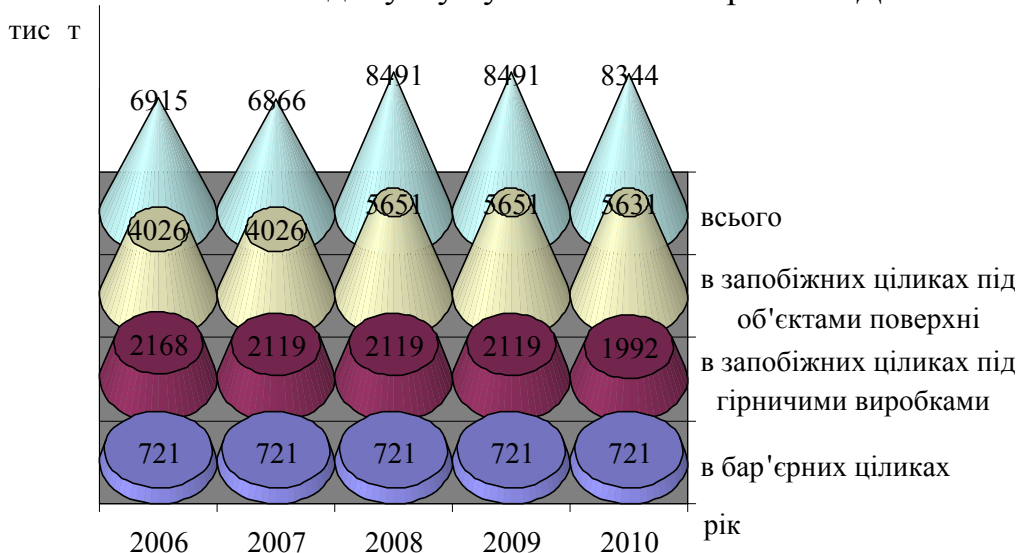


Рис. 1.8. Проектні загальношахтні втрати вугілля у ціликах на ТДВ "Шахта Білозерська"

### 1.3. Гірничотехнічні і гірничо-геологічні умови відпрацювання запасів на ТОВ "ДТЕК Добропіллявугілля"

ТОВ "ДТЕК Добропіллявугілля" нині об'єднує шахти "Алмазна", "Білецька", "Добропільська", "Новодонецька", "Піонер" та ТДВ «Шахта Білозерська», розташованих в межах території Червоноармійського вугільного регіону Центрального Донбасу. Шахти об'єднані в два шахтоуправління: ВСП «ДТЕК Шахтоуправління Білозерське» та ВСП «ДТЕК Шахтоуправління Добропільське».

Усі шахти об'єднання ріднить наявність в межах полів однакових світ пластів, системи підготовки та інші виробничі показники.

---

Запаси вугілля, придатні до промислового відпрацювання, становлять близько 500 млн т, при балансових запасах усього регіону 4,5 млрд т. За якісними характеристиками вугілля шахт об'єднання відноситься до коксівного, газового і жирного.

Особливістю шахт ТОВ "ДТЕК Добропіллявугілля" є їхня належність до небезпечних за пилом і газом (4 шахти позакатегорійні і 2 – третьої категорії).

Поля шахт розкриті двома центрально-здвоєними вертикальними стволами і капітальними квершлагами. Одночасно відпрацьовуються від 1 до 3 горизонтів. Шахтні поля готуються за панельною схемою, при цьому порядок відпрацювання – від ствола до меж полів.

Панелі готуються трьома похилими виробками [уклон (бремсберг) і два хідники], охорона яких виконується вугільними ціликами. Виймальні поля відпрацьовуються зворотним ходом через підготовчі штреки. Довжина виймальних стовпів становить 700...2000 м.

Вентиляція шахт відбувається за всмоктуючою схемою, а для забезпечення необхідного обсягу подачі свіжого повітря на більшості з них пройдені вентиляційні стволи і свердловини на флангах шахтних полів.

Характерною особливістю геологічної будови регіону є наявність осадових порід середнього і верхнього карбону, що вміщують вугільні свити  $C_2^5$ ,  $C_2^6$ ,  $C_2^7$ . У свитах містяться близько 30 пластів, серед яких 10 мають потужність понад 0,7 м. Кут падіння пластів становить в середньому 9...13 градусів.

Коефіцієнт міцності вугілля за класифікацією професора М.М. Протодьяконова  $f = 1,5$ . Вугільні пласти мають чітко визначену систему тріщин з азимутом 87...100 град і кутом падіння 87...89 град. Вміст сірки у вугіллі змінюється від 0,6% до 5%.

Відкладення, що містять кам'яне вугілля складаються із пісковиків, аргілітів й алевролітів, потужність і склад яких змінюються. Простягання порід – північно-західне, азимут – 320°, падіння північно-східне, кути падіння – 6...12 град.

Серед тектонічних порушень найбільш значними є Добропільський, Карповське і Кутузовське скидання і Добропільський насув.

Водоносність відкладень карбону віднесена до тріщинуватих пісковиків і вапняків. За умовами накопичення і циркуляції води вони відносяться до тріщинуватих, напірних. Фільтраційні властивості кам'яновугільних відкладень змінюються істотно навіть на невеликих відстанях залежно від їх тріщинуватості, як за глибиною, так і за площею залягання. Хімічний склад підземних вод регіону відзначається великою різноманітністю.

На основі аналізу гірничо-геологічних умов, обсягів і структури запасів, темпів відпрацювання і підготовки нових виймальних ділянок, можна зробити такі висновки:

- обсяги запасів дозволяють і надалі розвивати видобувні роботи;
- в найближчій перспективі виросте глибина видобутку запасів;

---

– у міру поглиблення горизонтів видобутку очікується зростання проявів гірського тиску, збільшення витрат матеріальних і трудових ресурсів на утримання в експлуатаційному стані очисних і підготовчих виробок.

Поле ТДВ "Шахта Білозерська" розташовано між Добропільським і Червоноармійським насувами і межує з полями шахт "Алмазна" і "Червоноармійська". Тектонічні порушення (Добропільський, Гнилушинський і Карповський скидання) є причиною розвитку дрібних тектонічних зон, що ускладнює збереження експлуатаційних характеристик підготовчих і очисних гірничих виробок.

Простягання порід північно-західне, падіння – північно-східне, під кутом 10...13 град. Помітних пликативних дислокацій в межах шахтного поля не спостерігається.

Породи, що вміщують вугільні пласти, що складаються з комплексу осадових порід середнього і верхнього карбону, а зокрема з різних за складом і потужністю пластів пісковиків, аргілітів і алевролітів з малопотужними пластами вапняків і вугілля. Характеристики порід змінюються у досить широких межах.

На сьогодні шахта розробляє два пласти:  $l_8$  і  $l_3$ . У світлі завдань роботи, які будуть сформульовані в остаточній постановці дещо нижче, саме гірничо-геологічні умови відпрацювання пласту  $l_8$  являють найбільший інтерес.

Пласт  $l_8$  містить вугілля марок  $\Gamma_{\text{кокс}}$ ,  $\text{ДГ}_{\text{кокс}}$ , його потужність становить 1,6...2,24 м, кут падіння 11 град.

У безпосередній покрівлі пласта залягають алевроліт і аргіліт, в основній – пісковик, що теж може являти собою безпосередню покрівлю.

Алевроліт малостійкий, або нестійкий при обводненні або в зонах підвищеної тріщинуватості. Аргіліт середньої міцності, при обводненні і в зонах порушень – слабкий, схильний до обвалення.

Пісковик середньої стійкості, при насиченні водою схильний до обвалення.

Водоприплив становить 44 м<sup>3</sup>/год.

Таким чином, гірничо-геологічні умови відпрацювання пласта  $l_8$  складні.

Усі пласти шахти безпечні за раптовими викидами вугілля й газу, небезпечні за пилом, стосовно небезпеки за газом шахта позакатегорійна.

Квершлагами гор. 550 м шахтне поле за падінням розділене на дві нерівні частини: бремсбергову довжиною до 700 м і уклонну – до 3400 м.

На шахті прийнятий панельний спосіб підготовки пластів, які відпрацьовуються. Роботи з видобутку вугілля проводяться в уклонній частині шахтного поля. Розміри панелей за падінням становлять 1500...2000 м, за простяганням – 1000...2500 м. Підготовка панелі виконується шляхом проведення трьох похилих виробок кожним пластом, що відпрацьовується (уклон в комплексі з людським і вантажним хідниками).

Система розробки, прийнята на шахті – довгими стовпами за простяганням, керування покрівлею – повне обрушення.

Проведення підготовчих виробок виконується в основному комбайнами, БВР-технологія застосовується для проведення квершлагів, сполучень виробок, камер, ніш, розрізних печей.

Охорона панельних похилих виробок здійснюється охоронними ціликами з розташуванням похилих виробок в створі з вертикаллю, що виключає їх підробку і скорочує втрати вугілля в ціликах.

Результати спостережень маркшейдерських служб шахти свідчать, що стан капітальних панельних уклонів і хідників на пластах, що відпрацьовуються, істотно відрізняється. Південний і польовий хідники і уклон №1 горизонту 830 м пласта  $l_3$  перебувають в стані, що значно ускладнює їх подальшу експлуатацію. В той же час частини уклону №1, людського і вантажного хідників пласта  $l_8$  горизонту 550 м після 12 років з часу проведення мають нормальний експлуатаційний стан. Це пояснюється, в першу чергу, специфічними гірничо-геологічними умовами закладення цих виробок. Наявність в покрівлі виробок, які проведені вугільним пластом, потужних і міцних пластів порід саме над ділянками з найменшим рівнем прояву гірського тиску, що виражається у мінімальних зміщеннях точок контуру, ймовірно, позначається сприятливо на їх стійкості. Про це свідчить аналіз кривої, що відображає зміну висоти північного хідника по довжині виробки (рис 1.9), за результатами якого можна відзначити різке зниження її висоти за межею наявності пісковика у покрівлі.

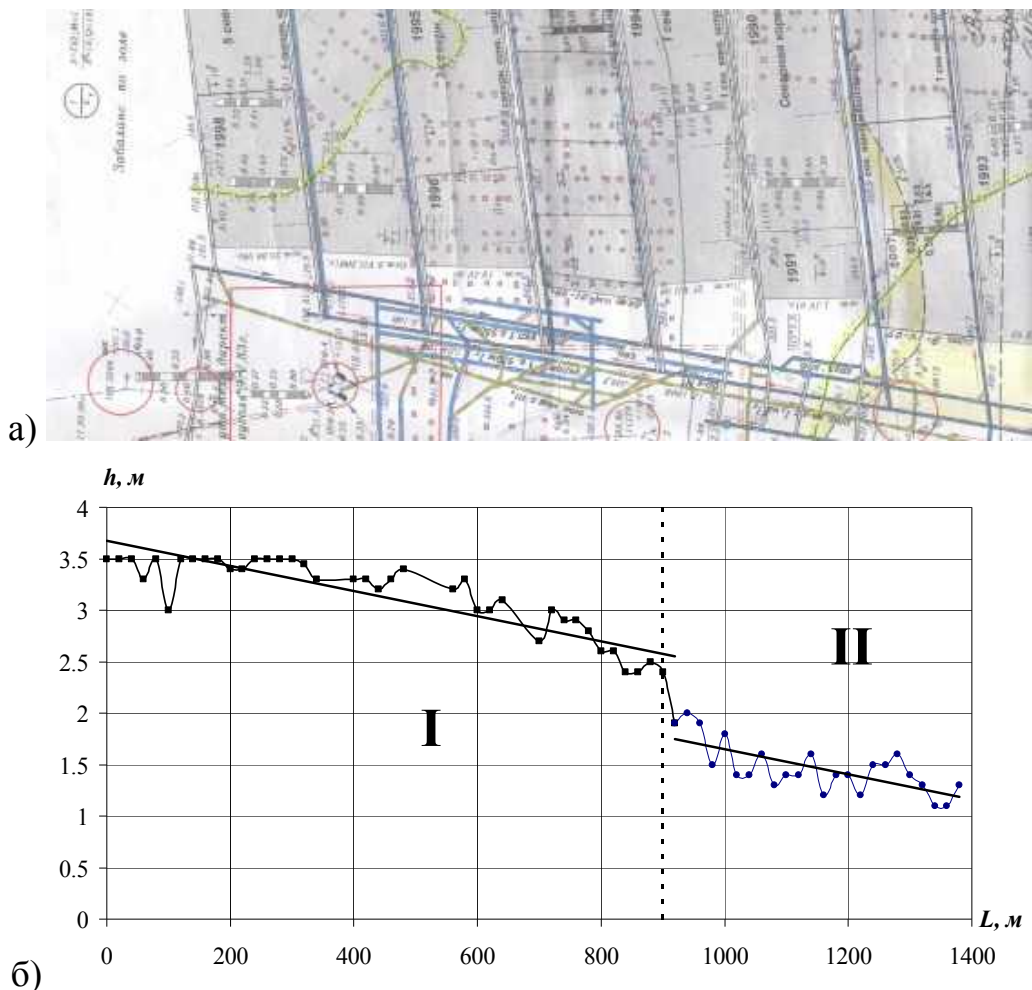


Рис. 1.9. Викопіювання з плану гірничих робіт (а) і крива розподілу висоти по довжині північного хідника пласта  $l_8$  горизонту 550 м на ТДВ "Шахта Білозерська" (б).

I – ділянка хідника з пісковиком в покрівлі; II – ділянка, де пісковик відсутній

---

Подану криву побудовано на основі візуальних та інструментальних спостережень за станом хідника, що виконувались протягом 2001–2011 років. Саме при виконанні останніх на цей час спостережень в червні 2011 року були отримані фотографії, наведені на рис. 1.10 та 1.11, які дозволяють прокоментувати деякі особливості стану виробки.

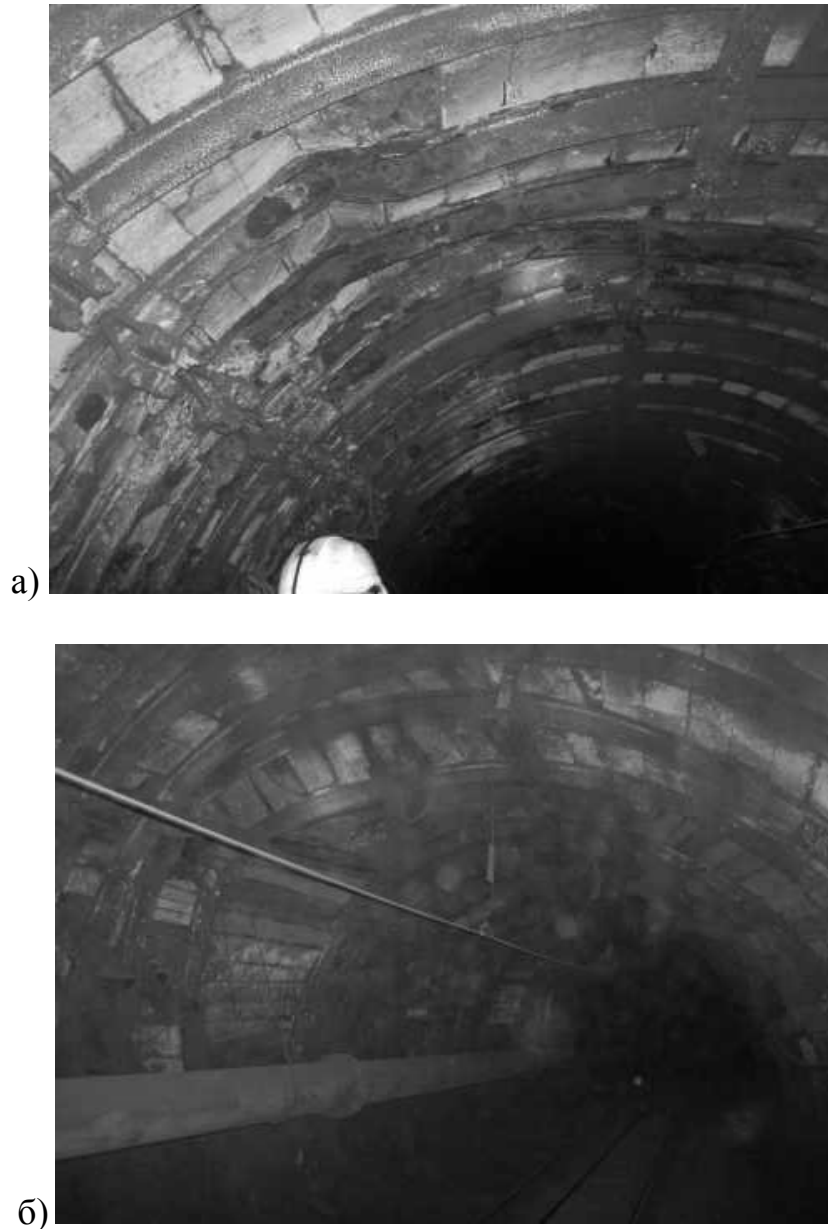


Рис. 1.10. Фото північного вантажного хідника уклону №1 пласта  $l_8$  горизонту 550 м на ТДВ "Шахта Білозерська" в межах наявного в покрівлі пласта пісковика: ПК 6 (а), ПК 22 (б)

Геометричні параметри хідника на перших 450 м за падінням майже не відрізняються від проектних, а стан виробки слід визнати задовільним, незважаючи на те, що на деяких ділянках сталеві рами кріплення хідника піддалися впливу корозії аж до розриву суцільності елементів.



---

Надалі геометричні розміри виробки зменшуються, а форма контуру викривляється зі збільшенням зміщень із боку, протилежного примиканню цілика між лавою і хідником.

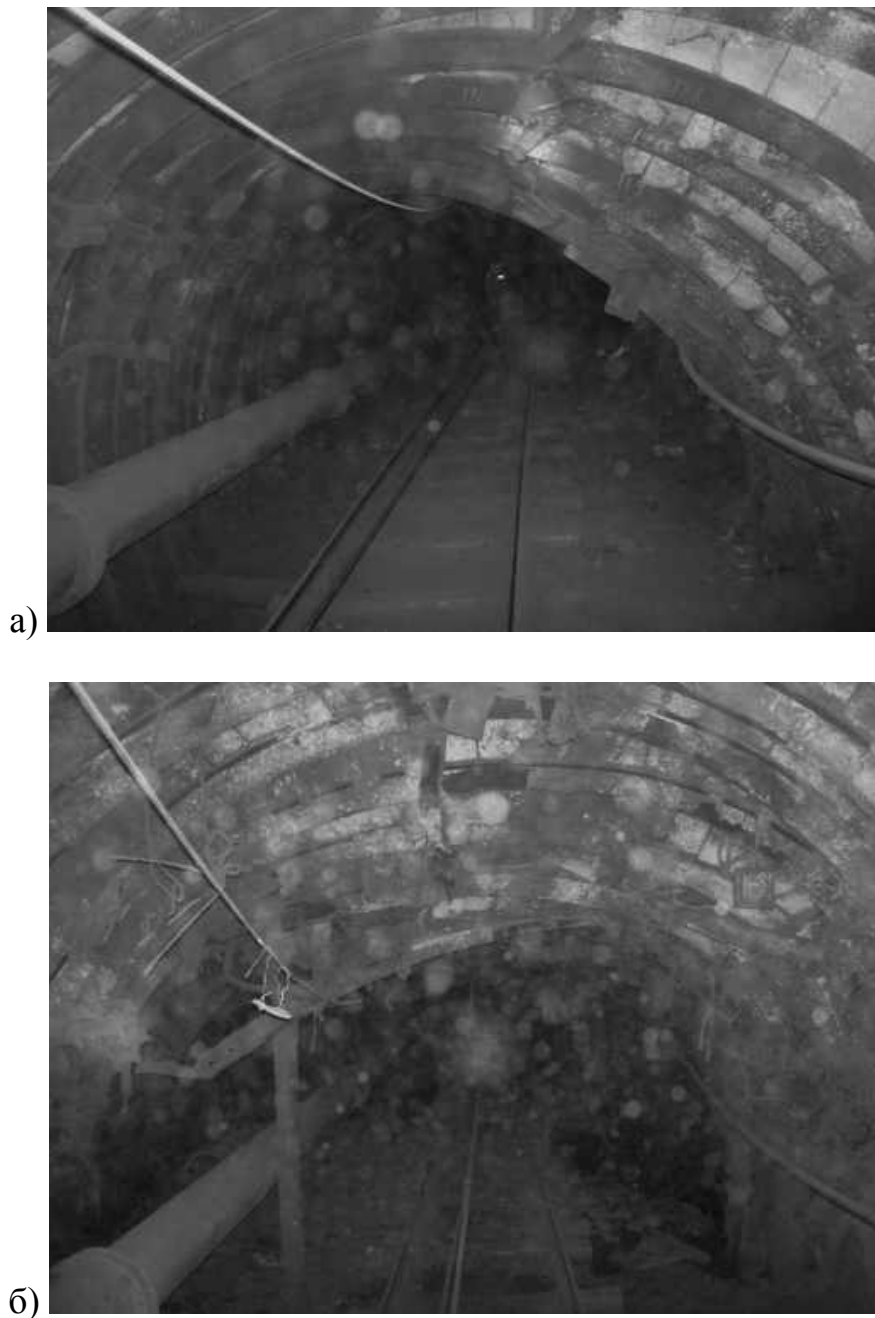


Рис. 1.11. Фото північного вантажного хіднику уклону №1 пласта  $l_8$  горизонту 550 м на ТДВ "Шахта Білозерська" поза межами ділянки з пісковиком у покрівлі: ПК48 (а), ПК 64 (б)

Ґрунтуючись на власному досвіді, з метою здійснення максимального відпрацювання запасів діючих лав, шахта зменшила ширину проектних ціликів. При цьому ширина вугільних ціликів для охорони виробок, що проводилися пластом, приймається не меншою за розміри зон шкідливої дії опорного тиску від очисних робіт.

У табл. 1.2 подано проектні і фактичні значення ширини ціликів, що охороняють капітальні похилі уклони і хідники пласта  $l_8$ , від дії опорного тиску в результаті роботи лав.

Таблиця 1.2

Проектні і експериментальні значення ширини ціликів, що охороняють північний вантажний хідник пласта  $l_8$

Назва лави	Ширина цілика, м			
	Проектна ширина		Експериментальна ширина	
	вент. штрек	конв. штрек	вент. штрек	конв. штрек
5 північна лава	74	78	35	60
4 північна лава	120,5	121,5	53	73
3 північна лава	113	117	60	85

За даними спостереження маркшейдерських служб шахти, геометричні параметри і експлуатаційний стан північного хідника уклону №1, при зменшенні ширини ціликів в 1,6...1,9 раза, після завершення виймальних робіт в лаві майже не змінилися. Це дало підстави вважати, що, при відповідному науковому обґрунтуванні є резерви збільшення видобутку корисної копалини за рахунок зменшення ширини ціликів, що, зрештою, сприяє зниженню втрат вугілля і зменшенню собівартості його видобутку.

На пласті  $l_3$ , в покрівлі якого залягають менш міцні порівняно з пісковиком пласта  $l_8$  аргіліти і алевроліти, очисні роботи чинять суттєво більший вплив на похилі панельні виробки, що проявляється у вигляді інтенсивного здимання порід підосви, що містить також алевроліти і аргіліти. Проведення в 1986...1989 рр. додаткових розвантажувальних хідників паралельно панельним похилим капітальним виробкам з метою зниження впливу очисних робіт необхідного результату не дало.

#### 1.4. Аналіз існуючих методів визначення розмірів ціликів

Більшість схем підземного відпрацювання вугільних родовищ Донбасу припускають залишення ціликів, головним призначенням яких є охорона різних наземних і підземних об'єктів від впливу гірничих робіт. До таких ціликів, згідно з класифікацією, поданою в [14], відносяться охоронні, міжповерхові, дільничні, міжкамерні, панельні, уклонні (бресбергові) і приштрекові.

Особливої уваги варта група ціликів, призначених для забезпечення стійкості похилих розкривних виробок, до яких відносяться, передусім, уклони і бресберги. При розтині ділянки шахтного поля таких виробок зазвичай три, це уклон (бресберг) і два хідники, між якими залишаються цілики, призначення яких виключити взаємний вплив цих виробок. Крім того, до кожного з хідників примикають цілики, призначені для захисту комплексу виробок від впливу опорного тиску в результаті ведення очисних робіт. Ширина таких ціликів у міру збільшення глибини розробки сягає двохсот метрів [15], що призводить до значних втрат фактично підготовлених до відпрацювання запасів вугілля.

---

Переважає більшість відомих методик розрахунку ціликів ґрунтуються на виконанні двох взаємопов'язаних завдань – розрахунку несучої здатності цілика і визначенні навантаження, яке на нього діє.

Першою роботою, присвяченою визначенню розмірів ціликів, вважають працю L.M. Tournaire [16], у якій автор вивів залежність несучої здатності ціликів, що охороняють камери від міцнісних характеристик гірських порід і площі масиву, що підробляється. Розрахунковий вираз автора є критерієм стійкості цілика, який, по суті, лежить в основі переважної більшості розрахункових методик, що наразі використовуються.

J.N. Haton de la Goupilliere у своїй відомій роботі [17], ґрунтуючись на результатах досліджень L.M. Tournaire, визначав несучу здатність цілика враховуючи власну вагу порід. Подібно до положень базової роботи, цілик при цьому розглядався як пружний елемент системи, що працює тільки на стиск без урахування додаткових чинників, що впливають на міцнісні характеристики матеріалу масиву.

Надалі еволюція досліджень у сфері оцінки стійкості ціликів і визначення їх припустимих розмірів містила декілька етапів, що віддзеркалюють загальний розвиток уявлень про механіку процесів, які відбуваються в породному масиві, що вміщує гірничі виробки. Починаючи від відносно простих моделей L.M. Tournaire і J.N. Haton de la Goupilliere, де цілик являв собою однорідний об'єкт, на який впливає розташований вище породний масив і до нашого часу, оцінка стану породного матеріалу в межах цілика виконується на підставі аналізу напружено-деформованого стану порід з введенням коефіцієнтів, що враховують тріщинуватість, насиченість водою, шаруватість масиву, форму і розміри цілика та виробок, а також вплив зовнішніх по відношенню до системи «виробка–цілик» чинників – опорного тиску попереду лав, сусідніх виробок, тектонічних порушень та ін.

Коментуючи розвиток гіпотез, слід виділити деякі з них, що найбільш суттєво вплинули на розуміння природи процесів, які відбуваються в цілику і в навколишньому масиві.

У вітчизняній практиці першим способом розрахунку ціликів, що набув значного поширення, був запропонований метод акад. Л.Д. Шевякова [18, 19]. Навантаження на опорні стовпи в запропонованому методі зумовлювались вагою порід з урахуванням власної ваги масиву ціликів, а внутрішні напруження в горизонтальному перерізі кожного з них вважалася рівномірно розподіленими. Важливим підсумком досліджень стало отримання ряду емпіричних розрахункових формул для визначення ширини ціликів залежно від форми самих ціликів і камер, що до них примикають.

Запропонована методика В.В. Соколовського [20] передбачає розрахунок несучої здатності цілика, а отримане значення, що характеризує граничний рівноважний стан порід цілика, порівнюється з вагою порід, що залягають вище. Відношення величини максимально припустимого навантаження на цілик до фактично діючих зусиль дозволяє визначити коефіцієнт запасу міцності. В розрахункові вирази Соколовського додатково введені коефіцієнти, що врахову-

---

ють фізико-механічні характеристики порід цілика, такі як зчеплення і кут внутрішнього тертя порід.

Розрахунок припустимих розмірів цілика методом К.В. Руппенейта [21, 22] виконується за послідовністю В.В. Соколовського з тією відміною, що руйнівне навантаження на цілик визначається методами теорії пружності, а діюче навантаження визначається за методикою Л.Д. Шевякова. Порівняння отриманих величин дає можливість розрахувати коефіцієнт запасу міцності.

Дослідження М. Стаматіу [23] також частково базувались на висновках Л.Д. Шевякова відносно оцінки навантаження на центральну частину цілика, розрахункова методика враховувала додаткове навантаження на крайові частини опорного стовпа, що утворюється в результаті обрушення порід в покрівлі камер в межах склепіння природної рівноваги.

Слесарев В.Д. [24], застосовуючи формули опору матеріалів, визначає напруження в цілику на основі схеми дії усіх сил, до яких, окрім ваги всього стовпа порід покрівлі і опору з боку порід підодшви, відносить і зчеплення. Отримана величина порівнюється з межею міцності на одноосьове стискання, після чого визначається запас міцності при заданих геометричних розмірах цілика.

В роботах [25-28] шляхом аналітичних досліджень й натурних вимірів в шахтних умовах визначається фактична величина навантаження на цілики, яка суттєво менша порівняно з вагою порід, що лежать над ізольованими панелями.

Використання теорії пружності дозволило Ц.О. Левіній, Д.І. Шерману і С.Г. Міхліну започаткувати цілий напрям досліджень з визначення напружено-деформованого стану масиву порід навколо виробок, що охороняються ціликами. Розглядаючи пружне плоске середовище, яке ослаблене двома і трьома отворами еліптичної і прямокутної форми та аналізуючи отримані картини напружено-деформованого стану масиву автори відзначають, що максимальні вертикальні напруження  $\sigma_y$  виникають у контурі виробок, а їх величина різко спадає до середини міжкамерного цілика [29-33].

У роботах суттєву увагу приділено відмінності розподілу напружень навколо виробок різної форми, що дозволило зробити такий висновок: концентрація вертикальних напружень на межах отворів еліптичної форми істотно нижча, ніж на контурі отворів прямокутного перерізу. Але в центральному вертикальному перерізі напруження кількісно рівні при будь-якій формі отворів [29]. Крім того, у центральному перерізі цілика вертикальні напруження залежать від ширини камер, і, якщо ширина отвору і цілика дорівнюють одна одній, то вертикальні напруження в середній частині цілика кількісно близькі до  $\gamma H$ .

Незважаючи на істотну ідеалізацію розрахункової схеми, отримані авторами висновки стали підґрунтям до подальших досліджень, в яких система «цілик(и)–виробка(и)», навантаження й модель поведінки поступово набували більшої реалістичності.

Так, О.С. Космодаміанський, базуючись на роботах Д.І. Шермана, запропонував наближений метод дослідження напружено-деформованого стану пружного ізотропного середовища, ослабленого обмеженою кількістю криволінійних отворів [34-36]. Його метод був істотно вдосконалений С.О. Калоєровим для анізотропної напівплощини із скінченням числом еліптичних отворів [37].

---

Г.М. Савін [38] досліджував середовище, ослаблене нескінченним числом однакових отворів, перемички між якими мають різну ширину (двокоперіодичне завдання). Автор відзначав, що головна трудність виконання подібних завдань полягає у побудові конформної функції, що відображує площину з криволінійними отворами, на ділянку, утворену нескінченним числом одиничних кіл. Д.І. Шерман, що розробив метод для площини, послабленої круговими і некруговими отворами, подолав цю трудність [32-33].

Аналізуючи методи, згадані вище, можна спостерігати поступовий перехід від ізотропного середовища, яке суттєво ідеалізується, маючи при цьому два отвори еліптичної форми, до реальніших анізотропних масивів з нескінченною кількістю отворів, відмінних за формою, що розділені ціликами, геометричні параметри яких варіюються. У цих дослідженнях опорні елементи між отворами, так само як і весь породний масив, складаються з одного матеріалу, завдяки чому полегшується визначення картини розподілу навантажень на перемички (цілики), а також ділянок максимальних концентрацій. Наступним кроком став пошук методів визначення навантажень на цілики, матеріал яких відрізняється від матеріалу площини.

В. Рахімов досліджував розподіл навантаження на стійки в разі двокоперіодичної їх послідовності, а К.В. Руппенейт і Н.О. Давидова запропонували наближений метод, згідно з яким система «отвір–цілик–отвір» замінювалася щілинним вирізом, в якому замість стійок докладені рівномірно розподілені зусилля [26]. Незважаючи на істотне перевищення розрахункових навантажень, спосіб став основою для подальших робіт Ю.М. Лібермана і Ц. Гомес [39], які визначали тиск на стовпчасті цілики, що підкріплюють виріз у формі паралелепіпеда.

І.І. Пасічник і В.І. Рибасов [40], використовуючи роботи А.І. Лур'є [41], визначали навантаження на двокоперіодичну послідовність стійок стрічкової форми і опор круглого поперечного перерізу різного діаметра шляхом додавання рівномірно розподіленого навантаження над опорами, що імітує тиск шару масиву порід, які залягають вище.

Дослідженню напруженого стану прямокутної пластини або кругового циліндра скінченної довжини, які є аналогами поодинокого стовпчастого і стрічкового ціликів, присвячені роботи Б.Л. Абрамяна, О.Я. Александрова, А.І. Лур'є і ряду інших дослідників.

Л.Г. Афендик [42] аналізував отримані оптичним методом напруження в прозорих моделях, що піддані двосторонньому стисканню. Вертикальні напруження в середньому горизонтальному перерізі цілика стиснутої пружної моделі розподілялися майже рівномірно, зростаючи не більше ніж на 6 % в крайових частинах цілика. На жаль, висновок про рівномірний розподіл вертикальних напружень в цілику був зроблений автором на підставі результатів аналізу лише однієї моделі при одному способі навантаження. При цьому властивості матеріалу цієї моделі близькі до пружних.

Практичну цінність являють собою роботи [43-46], в яких несуча здатність природних охоронних конструкцій пов'язується з міцністю зразків гірських порід. Наприклад, В.І. Бузило в роботі [43] обґрунтовує параметри камер-

---

но-стовбурової системи розробки гіпсових родовищ, а Ю.А. Модестовим запропоновані розрахункові формули для визначення параметрів ціликів при розробці пластових родовищ корисних копалин.

Одним з найбільш універсальних методів визначення несучої здатності цілика і навантаження, яке на нього діє, є метод, запропонований проф. О.М. Шашенком [47]. Використовуючи уперше застосований П.М. Цимбаревичем принцип суперпозиції [48], можливість використання якого обґрунтована С.П. Тимошенком [49] і, ґрунтуючись на запропонованому і реалізованому Л.Я. Парчевським і М.І. Козенком [50, 51] способі дослідження міцності міжкамерних ціликів у гідростатичностиснутому породному масиві, автором в роботах [47, 50] запропонований ряд розрахункових формул. У них, окрім геометричних і фізико-механічних параметрів цілика, а також усього різноманіття діючих навантажень, враховані негідростатичний розподіл напружень в непорушеному масиві, форма камер, тимчасові чинники. Підсумковим результатом досліджень стала запропонована автором методика, що дозволяє оцінити міцність стрічкових ціликів шляхом порівняння діючого навантаження з граничною несучою здатністю цілика.

Описані вище методи визначення розмірів ціликів в більшості своїй базуються на заздалегідь розроблених моделях поведінки масиву порід, що вміщує цілики, в основі яких – запропоновані авторами теорії руйнування. Такі теорії спочатку визначають деякі базові напрямки розвитку процесів, що відбуваються в масиві. Автори поділяють масив гірських порід на умовні елементи, механіка поведінки яких суттєво ідеалізується, як і параметри досліджуваного масиву.

Стійкість систем, що вміщує цілик, як правило, оцінюється за найбільш слабким елементом, що обирається безпосередньо дослідником. Але механічні процеси відбуваються у всьому масиві гірських порід навколо виробок і їх аналіз слід виконувати одночасно, а саму систему розглядати як єдину, що можливо завдяки застосуванню числових методів моделювання, таких, як метод скінченних елементів або метод граничних елементів, які набули значного поширення в останній час.

Нормативна методика визначення ширини ціликів [52], що використовується при проектуванні розміщення виробок у породному масиві, розроблена у 70-х роках минулого століття і за цей час майже не зазнала змін. Проте, враховуючи перехід видобувних робіт на більш глибокі горизонти, появу новітніх методів дослідження, формування інноваційних теоретичних висновків, згадана методика потребує суттєвого геомеханічного наповнення.

Таким чином, незважаючи на більш ніж столітню історію розвитку досліджень в галузі визначення припустимих розмірів ціликів та наявність нормативних методик їх розрахунку, універсальні рішення в цьому питанні відсутні. Тому визначення раціональних геометричних параметрів запобіжних ціликів з погляду ефективності відпрацювання вугільних родовищ вимагає аналізу стану породного масиву, що вміщує виробки і запобіжний цілик, в конкретних гірничо-геологічних умовах.

---

## ГЛАВА 2

### ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ЗАКОНОМІРНОСТЕЙ ДЕФОРМУВАННЯ ПОРОДНОГО МАСИВУ НА КОНТУРІ ВИРОБКИ, ЩО ОХОРОНЯЄТЬСЯ ЦІЛИКОМ

#### 2.1. Загальні положення лабораторних методів фізичного моделювання стосовно задач геомеханіки

З метою встановлення загальних закономірностей і отримання якісної картини розвитку геомеханічних процесів використовуються методи фізичного моделювання.

Ці методи дозволяють при відносно низьких матеріальних і трудових витратах досліджувати напружено-деформований стан породного масиву і основні прояви гірського тиску при веденні підготовчих й очисних робіт в умовах розробки родовищ корисних копалини, вивчати вплив різних гірничо-геологічних чинників на стійкість і технологічні параметри гірничих виробок та оцінювати ефективність вжитих заходів щодо їх охорони, а також виконати багато інших завдань.

Більшість процесів, що відбуваються в породному масиві складної будови і викликані гірським тиском на досягнутих наразі глибинах, важко піддаються математичному опису, а самі теоретичні розрахунки часто не враховують усі параметри, що беруть участь в процесах.

В той же час проведення натурних досліджень характеризується високою трудомісткістю і вартістю, і досить часто ускладнює виконання технологічних виробничих операцій на гірничому підприємстві. Крім того, натурні системи повільно реагують на зміну початкових умов, тоді як при виконанні фізичного моделювання швидкість перебігу того чи іншого процесу відносно просто регулюється залежно від поставлених завдань.

Таким чином, методи фізичного моделювання мають безперечні переваги перед аналітичними і натурними методами дослідження фізичних процесів. В той же час лабораторні методи припускають деяке спрощення об'єктів, що вивчаються, і процесів, а це найчастіше дозволяє лише якісно вивчити модельовану систему. Ось чому методи фізичного моделювання досить часто є ланкою між теоретичними розрахунками і аналітичними дослідженнями з наступною експериментальною перевіркою результатів.

У моделюванні геомеханічних процесів набули широкого застосування три основні методи, кожен з яких спрямовано на виконання певного кола завдань.

Метод еквівалентних матеріалів, основи якого викладені ще в 1959 році Кузнецовим Г.М. [53, 54], застосовується для дослідження проявів гірського тиску, зривання порід, зрушення масивів й інших завдань геомеханіки. В основу методу покладено відтворення в масштабі масиву гірських порід з матеріалів, фізико-механічні характеристики яких співвідносяться з аналогічними властивостями гірських порід в натурі. Відповідно до вибраних критеріїв подібності також відтворюються навантаження на масив, які зрештою реалізуються у

---

вигляді наочної картини його пружно-деформованого стану.

Оцінити пружний стан масиву гірських порід навколо виробки дозволяє оптичний метод, запропонований Ф. Левінсоном-Лессінгом [55], подальшим розвитком якого стали методи фотомеханіки [56], що дозволяють виконувати об'ємне моделювання систем.

Метод відцентрового моделювання, розроблений Г.І. Покровським [57, 58] використовується в тих випадках, коли досліджувані об'єкти зазнають впливу зусиль, сформованих вагою порід, що розміщені вище, а також для вивчення сейсмічних коливань і процесів руйнації гірських порід.

Наразі досить часто при виконанні лабораторних досліджень застосовуються комбінації цих методів, що дозволяє моделювати системи, які мають значні геометричні розміри.

## **2.2. Теоретичні основи моделювання методом еквівалентних матеріалів**

Метод еквівалентних матеріалів завдяки своїй відносній простоті і наочності є одним з найбільш поширених методів фізичного моделювання при дослідженні процесів гірських порід, що відбуваються в масиві.

Так в роботі [59] метод використаний для визначення у тому числі і геометричних параметрів міжкамерних ціликів. В дослідженнях, виконаних проф. Шашенком О.М., визначені параметри ціликів, фізико-механічні властивості яких тотожні властивостям порідного масиву, а втрата їх стійкості неприпустима. Тоді як в умовах вугільних шахт України вугільний цілик є охоронною конструкцією, затиснутою міцнішими породами покрівлі і підшви, а міцність крайових частин такого цілику істотно нижча з причини розвитку зони непружних деформацій навколо виробок.

Проф. Роєнком А.М. в роботі [60] за допомогою методу еквівалентних матеріалів був змодельований механізм здимання порід підшви. Згодом Гапеев С.М. виявив характерні особливості прояву процесу здимання в умовах кількох шахт Центрального Донбасу [61], а Мартовицький А.В. запропонував ефективний метод боротьби зі здиманням [62]. Обидва дослідники використовували метод еквівалентних матеріалів.

Терещуком Р.М. в [63] за результатами лабораторного моделювання визначені параметри анкерного кріплення для гірничо-геологічних умов шахт ДП «Добропіллявугілля».

З метою визначення первинного і повторних кроків обвалення порід покрівлі в лавах вугільних шахт також був використаний метод еквівалентних матеріалів, а результати досліджень Хозьякіної Н.В. [64] стали основою для розробки нормативної методики визначення кроку обвалення порід основної покрівлі при видобутку вугільних родовищ лавами.

Використаний метод базується на теорії подібності механічних явищ, сформульованій Ж. Бертраном, виходячи із загального поняття динамічної подібності і другого закону механіки Ньютона [53]. Подальший розвиток теоретичних основ і власне розробку методу відображено в роботах Г.М. Кузнецова [53], М.В. Кірпицова [65] і І.Д. Насонова [66].



Відповідно до теорії механічної подібності Ньютона розвиток фізичного процесу в моделі відповідає реальній картині його розвитку в природі, коли забезпечується геометрична, кінематична і динамічна подібність, тобто

- розміри системи, що вивчається, та її елементів зменшені в певне число разів;
- подібні частинки проходять геометрично подібні шляхи геометрично подібними траєкторіями протягом періодів, що мають постійний множник;
- маси двох подібних частинок відрізняються одна від одної в одне і те саме число разів.

Забезпечення цих умов визначається перехідними множниками (масштабами), а саме:

$$\frac{l'_n}{l'_m} = \frac{l''_n}{l''_m} = \dots = \frac{l^i_n}{l^i_m} = C_l; \quad (2.1)$$

$$\frac{\tau'_n}{\tau'_m} = \frac{\tau''_n}{\tau''_m} = \dots = \frac{\tau^i_n}{\tau^i_m} = C_\tau; \quad (2.2)$$

$$\frac{m'_n}{m'_m} = \frac{m''_n}{m''_m} = \dots = \frac{m^i_n}{m^i_m} = C_m, \quad (2.3)$$

де  $l_n$ ,  $l_m$ ,  $\tau_n$ ,  $\tau_m$ ,  $m_n$ ,  $m_m$  – лінійні розміри, проміжок часу і маса частинок в природі та моделі відповідно;  $C_l$ ,  $C_\tau$ ,  $C_m$  – множники геометричної, кінематичної та динамічної подібності відповідно.

З метою досягнення механічної подібності, крім забезпечення визначальних критеріїв, необхідне дотримання подібності граничних умов і початкового стану. Разом з тим, точне виконання граничних умов, особливо при моделюванні розташованих на великих глибинах геосистем з відносно великим геометричним масштабом, на практиці ускладнене. Проте, при відповідних масштабах і поставлених завданнях моделювання дотримання граничних умов з боку дна, верху і двох торців плоскої моделі можливо шляхом розміщення досліджуваної ділянки на деякій відстані від її контуру. Ця відстань після серії дослідів обирається такою, щоб умови на межах моделі не впливали на величини, що характеризують процеси в досліджуваній зоні.

Граничні ж умови на лицьовій і задній поверхнях плоскої моделі відрізнятимуться від умов природи. Але в тих випадках, коли вивчаються процеси, прояв яких найбільш характерний у перерізах, паралельних цим площинам, ці відмінності істотно не впливатимуть на достовірність отриманих результатів. Крім того, використання твердих цементованих сумішей як еквівалентних матеріалів і спеціальних мастил на поверхнях стінок робочих камер стендів для моделювання істотно знижує ефект спотворення від дії на ці поверхні сил тертя. Достатньо дієвим способом усунення цього ефекту є також збільшення масштабу моделювання.

Однією з головних переваг методу є можливість у будь-який момент фіксувати геометричні зміни елементів модельованої системи, відстежувати переміщення характерних точок, і, як наслідок, визначати механізм процесу.

### 2.3. Підбір і виготовлення еквівалентних матеріалів

Залежно від поставлених цілей моделювання, умов роботи природних геомеханічних систем, параметрів досліджуваних натурних процесів, вивчення їх методом моделювання на еквівалентних матеріалах вимагає підбору таких речовин, фізико-механічні характеристики яких, при заданні відповідних процесу критеріїв подібності, найповніше відповідали б характеристикам порід досліджуваної геосистеми. Для цього повинна забезпечуватися кількісна подібність фізико-механічних характеристик матеріалів моделі і природи, а характер їх деформації і руйнування збігатись за якісними показниками. Крім того, матеріали повинні мати структурну міцність і деформаційну однорідність, а всі їх властивості мають залишатися незмінними під впливом умов навколишнього середовища.

Отже умова, дотримання якої при відповідному підборі параметрів матеріалів моделі свідчить про подібність динамічних процесів в природі і моделі, має такий вигляд:

$$\frac{P_n}{\rho_n l_n^2 v_n^2} = \frac{P_m}{\rho_m l_m^2 v_m^2} = idem = Ne; \quad (2.4)$$

де  $P_n, P_m$  – тиск;  $\rho_n, \rho_m$  – щільність матеріалу природи і моделі;

При спільній дії сил тяжіння і внутрішніх напружень загальний закон подібності Ньютона формулюється таким чином:

$$\frac{P_n}{\rho_n g_n l_n^3} = \frac{P_m}{\rho_m g_m l_m^3}, \quad (2.5)$$

де  $g_n, g_m$  – прискорення сили тяжіння.

Для отримання визначального критерію подібності введемо таке позначення:

$$N_n = \frac{P_n}{l_n^2}; \quad (2.6)$$

$$N_m = \frac{P_m}{l_m^2}; \quad (2.7)$$

тоді

$$K = \frac{N_m}{\gamma_m l_m} = \frac{N_n}{\gamma_n l_n}, \quad (2.8)$$

де  $\gamma_i = \rho_i g_i$  – об'ємна вага матеріалу моделі або природи;  $K$  – безрозмірний визначальний критерій подібності.

Застосування методу еквівалентних матеріалів виправдане, якщо

$$N_m \neq N_n, \gamma_m \neq \gamma_n. \quad (2.9)$$

Тоді, задавшись співвідношеннями  $\frac{l_m}{l_n}$  і  $\frac{\gamma_m}{\gamma_n}$  при відомому значенні  $N_n$ ,

розраховується величина  $N_m$ , необхідна для забезпечення подібності моделі і природи, таким чином:

$$N_m = \frac{l_m \gamma_m}{l_n \gamma_n} N_n. \quad (2.10)$$

При моделюванні геомеханічних процесів визначальними критеріями подібності є межі міцності порід на стиск  $R_c$  і розтягування  $R_p$ , а значить для дотримання умов подібності необхідне виконання таких рівностей:

- для зовнішніх сил

$$P_m = \frac{\gamma_m l_m^3}{\gamma_n l_n^3} P_n. \quad (2.11)$$

- для процесів руйнування

$$R_{c.m} = \frac{\gamma_m l_m}{\gamma_n l_n} R_{c.n}; \quad (2.12)$$

$$R_{p.m} = \frac{\gamma_m l_m}{\gamma_n l_n} R_{p.n}. \quad (2.13)$$

Подібність процесів механіки гірських порід в зоні пружних деформацій забезпечується при виконанні такої рівності:

$$E_m = \frac{\gamma_m l_m}{\gamma_n l_n} E_n; \quad (2.14)$$

$$\mu_m = \mu_n, \quad (2.15)$$

де  $E$  – модуль пружності;  $\mu$  – коефіцієнт Пуассона.

Механічні процеси в зоні пластичних деформацій слід вважати подібними за дотримання такої умови:

$$\frac{\varepsilon_{n.m}}{(\varepsilon_y + \varepsilon_n)_m} = \frac{\varepsilon_{n.n}}{(\varepsilon_y + \varepsilon_n)_n}, \quad (2.16)$$

при цьому

$$(\varepsilon_y + \varepsilon_n) = f(\sigma), \quad (2.17)$$

де  $e_y$  і  $e_n$  – пружна і пластична відносна деформація відповідно.

У той же час виконання всіх умов подібності для матеріалів однієї моделі на практиці здійснити досить складно. Ось чому, залежно від виду руйнування обирається один або декілька головних критеріїв, якому повинні задовольняти характеристики еквівалентних матеріалів. Відповідно до поставлених завдань, підбір сумішей виконувався таким чином, щоб забезпечувалася геометрична подібність сформованих з них моделей (масштаб 1:100), подібність меж міцності на одноосьовий стиск і вигин порід натури і матеріалів моделі, а також подібність їх об'ємних ваг. Згідно з рекомендаціями роботи [53] для моделювання геомеханічних процесів на плоских моделях необхідно забезпечити виконання саме цих критеріїв подібності.

Початковими речовинами для виготовлення сумішей еквівалентних матеріалів можуть слугувати пісок, глина, слюда, тальк, крейда й ін. Як цементуючі речовини використовуються гіпс, парафін, клей, цемент. Крім того, для надання сумішам деяких властивостей в них додатково вводиться деревна тирса, графіт,

подрібнена гума та ін. Всі ці компоненти достатньо дешеві та доступні.

Підбір складу сумішей і власне лабораторні дослідження виконувалися в умовах лабораторії науково-освітнього центру Національного гірничого університету за фінансової підтримки фонду CRDF (США) (грант USB1-021-DP-07).

Відповідно до рекомендацій, викладених в [59...64, 66], еквівалентними матеріалами слугували піщано-графітові суміші, цементовані парафіном з додаванням технічного вазеліну, до переваг яких слід віднести можливість їх багатократного використання. При кімнатній температурі моделі готові до випробувань вже через 1,5...2 години після їх укладання, а механічні властивості матеріалів не залежать від впливу вологості. Крім того, суміші досить пластичні, що робить їх зручними для укладання, а кожен шар, що виготовляється, однорідний у всьому об'ємі.

Проте, сумішам характерні занижені співвідношення між межами міцності на стиск і межами міцності на вигин і розтягування, а також завищені пластичні властивості. Проте, як показує досвід їх використання [59...64], ці недоліки істотно не впливають на адекватність результатів.

Для моделювання умов залягання вугільного пласта були підібрані три різні типи суміші – вугілля, пісковик (покрівля) і алевроліт (підосва). З урахуванням обраного геометричного масштабу, фізико-механічні параметри сумішей визначаються з таких виразів:

$$R_{c.m} = \frac{l_m \gamma_m}{l_n \gamma_n} R_{c.n} = \frac{1}{100} 0,6 R_{c.n} = 0,006 R_{c.n}; \quad (2.18)$$

$$R_{узг.m} = \frac{l_m \gamma_m}{l_n \gamma_n} R_{узг.n} = 0,006 R_{узг.n}; \quad (2.19)$$

$$\gamma_m = 0,6 \gamma_n, \quad (2.20)$$

$$\frac{\gamma_m}{\gamma_n} = 0,6$$

тут  $\gamma_n$  – типове співвідношення об'ємних ваг, що приймається залежно від вибраних матеріалів сумішей.

Основні фізичні параметри порід, що вміщують пласт  $l_8$ , і розраховані властивості еквівалентних матеріалів подано в табл. 2.1.

З метою отримання матеріалів, фізичні властивості яких відповідали б розрахунковим, було проведено ряд випробувань піщано-парафінових сумішей.

На першому етапі підбору готувалися двокомпонентні піщані суміші з додаванням від 0 до 10 % парафіну. Подальше збільшення частки парафіну у складі суміші, як показує досвід [53, 61...63], недоцільне, оскільки отримуваний матеріал володіє високою пластичністю і відноситься до сумішей рідкої консистенції, не придатних для моделювання у вибраному масштабі.

Для виготовлення сумішей використовувався промитий сухий річковий кварцовий пісок. У спеціальних металевих посудинах він змішувався з подрібненим парафіном. Після ретельного перемішування сумішей, посудини щільно закривалися кришкою, поміщалися на 4 години у ванну з водою, температура якої впродовж всього розігрівання підтримувалася на рівні:  $t \approx 100^{\circ}\text{C}$ .

Властивості реальних і еквівалентних матеріалів

Найменування порід	Межа міцності на одноосьовий стиск $R_{сж}$ , кг/см <sup>2</sup>		Межа міцності на одноосьове розтягування $R_p$ , кг/см <sup>2</sup>		Об'ємна вага, т/м <sup>3</sup>	
	Порід	Еквівалентного матеріалу	Порід	Еквівалентного матеріалу	Порід	Еквівалентного матеріалу
Пісковик	550	3,3	55	0,33	2,8	1,7
Аргіліт	250	1,5	25	0,15	2,49	1,5
Вугілля	225	1,35	22	0,14	1,32	0,8

Потім суміші поміщалися в осередки опалубки (розмір осередка 50x50x50 мм), де залишалися до моменту остаточного застигання і тверднення. Виходячи з прийнятого допустимого відхилення 5%, було виготовлено по 4 зразки кожного складу суміші.

Отримані зразки зважувалися, розраховувалася об'ємна вага кожного з них, після чого піддавалися випробуванню на одноосьовий стиск на пресі.

На другому етапі підбору матеріалів до піщано-парафінової суміші додався графіт в кількості 0,5...5,0% від загального об'єму суміші, і відповідно до викладеної вище методики підбору двокомпонентної суміші, виконувалися випробування зразків, виготовлених з трикомпонентних сумішей.

В результаті проведених досліджень була побудована діаграма Гіббса–Розебома (рис. 2.1), яка дозволяє визначити процентне співвідношення компонентів матеріалу (див. табл. 2.2).

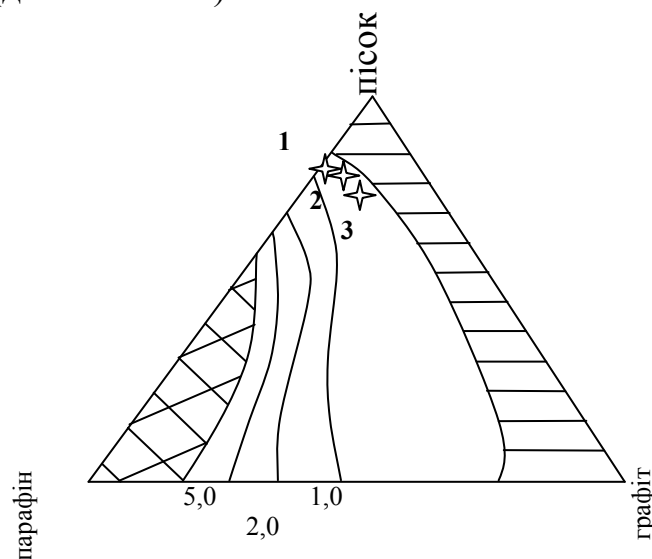


Рис. 2.1. Діаграма Гіббса–Розебома міцнісних характеристик сумішей

## Склад сумішей еквівалентних матеріалів

Найменування породи	Співвідношення компонентів, %		
	пісок	парафін	графіт
Пісковик	90,5	8,5	1,0
Алевроліт	91,5	6,5	2,0
Вугілля	92,5	4,0	3,5

#### 2.4. Методика формування плоских моделей та проведення лабораторних досліджень

Формування моделі виконувалося на спеціальному стенді, що є плоскою рамною конструкцією прямокутної форми, закріпленою вертикально на столі-підставці (рис. 2.2). Стенд має систему навантаження, що дозволяє формувати в робочій камері навантаження, подібне до гірського тиску в природі.



Рис. 2.2. Зовнішній вигляд стенду для моделювання

Поверхні стінок робочої камери заздалегідь ретельно протиралися графітовим порошком з метою зменшити сили тертя між матеріалами моделі і елементами камери. Далі шарами завтовшки 2...5 см формувався масив, з подальшим його ущільненням шляхом додавання статичного вантажу вагою 20 кг. Щоб уникнути склеювання пластів, у ролі інертного матеріалу для їх пересипання використовувалася порошкоподібна крейда.

Після укладання останнього шару зверху встановлювався пуансон і за допомогою важільної системи прикладалося вертикальне навантаження. Інтенси-

вність навантаження –  $5 \text{ кг/см}^2$ , що при обраному масштабі моделювання відповідає глибині розташування виробки. Після 1,5...2 годин навантаження знімалося, частково розбиралася робоча камера і, за допомогою прямокутних рамок з покритими крейдою натягнутими шнурами, на поверхню моделі наносилася мірна сітка (вічко  $2 \times 2 \text{ см}$ ), зсув ліній якої відображав деформації, що відбувалися під час навантаження моделі, в цілику, покрівлі й підшві виробок, та загалом у масиві.

Потім в центрі масиву, відповідно до масштабу «проходилися» дві виробки, між якими залишався вугільний цілик. Величина  $l_g$  визначається розрахунковим шляхом для гірничо-геологічних умов закладення реальних виробок таким чином:

$$l_g = (b_1 + b_2) \cdot k_l, \quad (2.21)$$

де  $b_1, b_2$  – ширина кожної виробки;  $k_l$  – коефіцієнт їх взаємного впливу.

Величина  $k_l$  визначається з урахуванням глибини закладення виробок і механічних властивостей вміщуючих порід.

При випробуванні моделей, для визначення зсувів точок, застосовувався метод фотофіксації. Перед початком моделювання напроти центра плоскої моделі на штативі встановлювався фотоапарат таким чином, щоб його оптична вісь розташовувалася строго перпендикулярно площини моделі. В процесі лабораторних випробувань фіксувалися початкові і кінцеві моделі кожної конфігурації, а зміна розмірів квадратів мірної сітки та їх зсув була основою для аналізу поведінки масиву моделі.

Навантаження вагової системи відбувалось з кроком  $5 \text{ кг}$ , при цьому його максимальна величина на важіль становила  $55 \text{ кг}$ , що відповідає глибині закладення виробок ( $550 \text{ м}$ ).

Кількість моделей однієї конфігурації визначалася за такою формулою:

$$n = t_a \left( \frac{\eta}{q} \right)^2, \quad (2.22)$$

де  $t_a$  – коефіцієнт Стюдента, який залежить від довірчої ймовірності ( $a = 0,95$ ) і визначається за таблицею «Критичні точки розподілу Стюдента»;  $\eta$  – коефіцієнт варіації, % ;  $q$  – допустиме відхилення ( $q = 1 - a$ ), %.

Таким чином, для кожної характерної картини було сформовано 4 моделі.

В першу чергу, згідно з метою роботи були сформовані моделі, що дозволяють визначити закономірність зміни конвергенції виробок від ширини цілика.

Очевидно, що на деякій відстані між виробками втрата їх стійкості і поведінка навколишнього масиву ідентичні одиночним виробкам. Тому другорядним, але не менш важливим завданням першого етапу моделювання було визначення тієї ширини цілика, при якій виявляється істотний вплив однієї виробки на іншу.

Оцінити такий вплив передбачалося завдяки істотній зміні конвергенції у міру наближення виробок одна до одної. Всього було сформовано 32 моделі (вісім геологічних картин модельованого масиву).

На рис. 2.3 наведена фотографія однієї з моделей до навантаження і після, коли ширина цілика становила 6 метрів (у масштабі 1:100).

За результатами першого етапу моделювання був складений графік зміни конвергенції у виробках залежно від ширини цілика, що наведений на рис. 2.4.

На графіку видно, що, починаючи з відстані в 12 м, спостерігається викривлення кривої залежності, що свідчить про початок формування загальної для 2 виробок зони розпушування.

При зменшенні ширини цілика до 4 метрів має місце істотне зростання зсуву масиву в безпосередній близькості до модельованих виробок. Це, у свою чергу, свідчить про формування зони розпушування, яка є більш характерною для однієї виробки великого перерізу, а також про зниження значущості поведінки самого цілика і впливу його на зміну стійкості виробок.

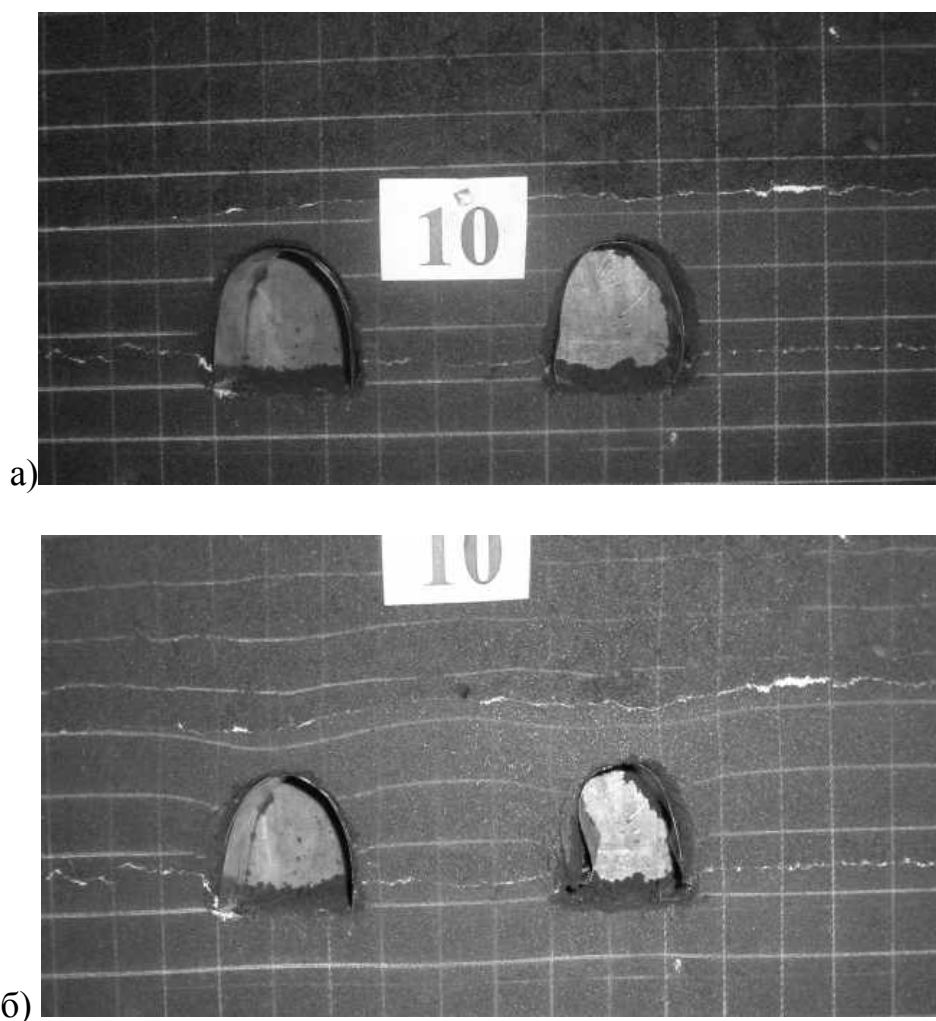


Рис. 2.3. Модель до (а) і після (б) навантаження при відсутності міцних порід основної покрівлі

Надалі для виконання наступних етапів лабораторних досліджень було прийнято постійне значення ширини цілика, що потрапляє в діапазон 4...10 м і дорівнює 6 м, а в натурних умовах воно становить 15 і більше метрів. Прийняте значення істотно нижче. Втім, це має своє пояснення і є припустимим.



У виконуваних раніше дослідженнях Ц.О. Левіної і С.Г. Міхліна було розглянуто пружне плоске середовище, послаблене отворами еліптичної і прямокутної форми [29]. У результаті досліджень автори дійшли висновку, що вертикальні напруження в центральному перерізі цілика вже тоді, коли  $B=b_{ц}$ , дорівнює  $\gamma H$  [де  $B$  – ширина виробки (отвору),  $b_{ц}$  – ширина цілика]. У натурних умовах, в абсолютно пружному середовищі вплив виробок був би відсутній вже тоді, коли ширина цілика, що розділяє виробки, становить 5 м (а ширина виробок 4,5...5 м).

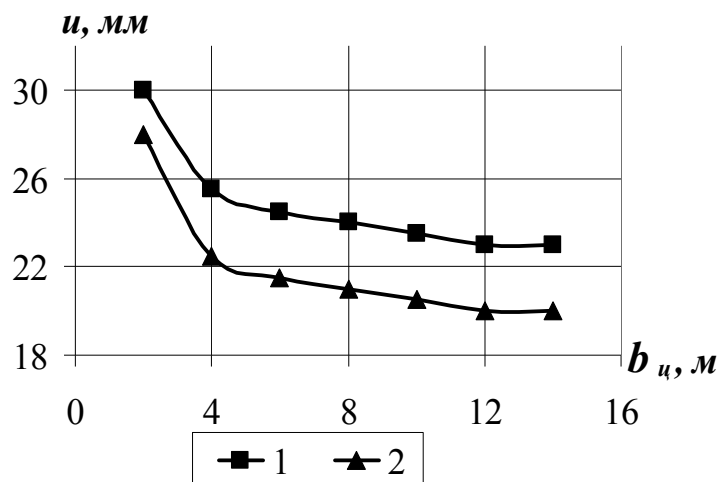


Рис. 2.4. Графіки залежності зміни вертикальної (1) і горизонтальної (2) конвергенцій від ширини цілика  $b_{ц}$

Таким чином, з одного боку правдоподібність результатів першого етапу моделювання, враховуючи істотну пружність еквівалентних матеріалів (відмінну від натурних), що відзначається багатьма дослідниками, підтверджується результатами робіт Ц.О. Левіної та ін. З іншого боку, ширина цілика, при якій фіксується взаємний вплив виробок, дорівнює 10 м, що не більше ніж в 1,5 раза менше мінімальної ширини ціликів в натурних умовах.

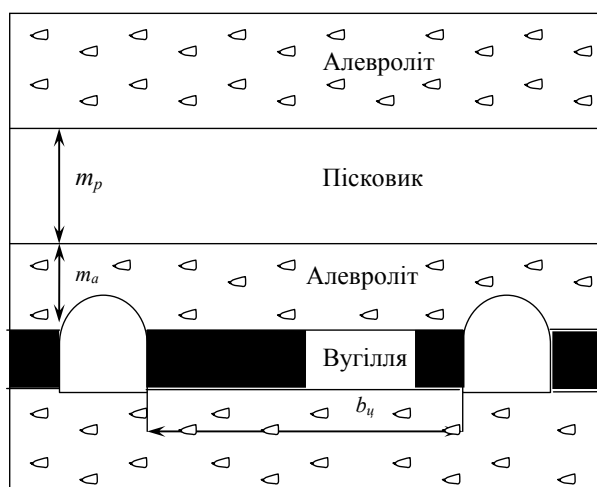


Рис. 2.5. Схема моделі масиву порід, що вміщують пласт  $l_8$

На другому етапі лабораторних досліджень передбачалося формування і навантаження серії моделей, в яких потужність пласта пісковика варіювалась таким чином:  $m_n = 0 \dots 30$  м з кроком 5 м в основній покрівлі і відстань від пісковика до вугільного пласта  $m_a = 0 \dots 25$  м з кроком 5 м (рис. 2.5). При цьому також вимірювалась конвергенція у виробках.

В цілому виконано випробування 80 моделей 20 різних конфігурацій порідного масиву, що вміщує виробки (рис. 2.6, 2.7).

За результатами моделювання отримані графіки залежності зміни конвергенції у виробках, зображені на рис. 2.8.

Аналіз отриманих залежностей (рис. 2.8) дозволяє зробити такі висновки:

– при зменшенні ширини запобіжного цілика стійкість виробок знижується, що оцінюється в даному випадку за зміною вертикальної й горизонтальної конвергенцій. Істотний ріст конвергенції, відбувається при наближенні виробок на відстань, що майже дорівнює ширині самих виробок.

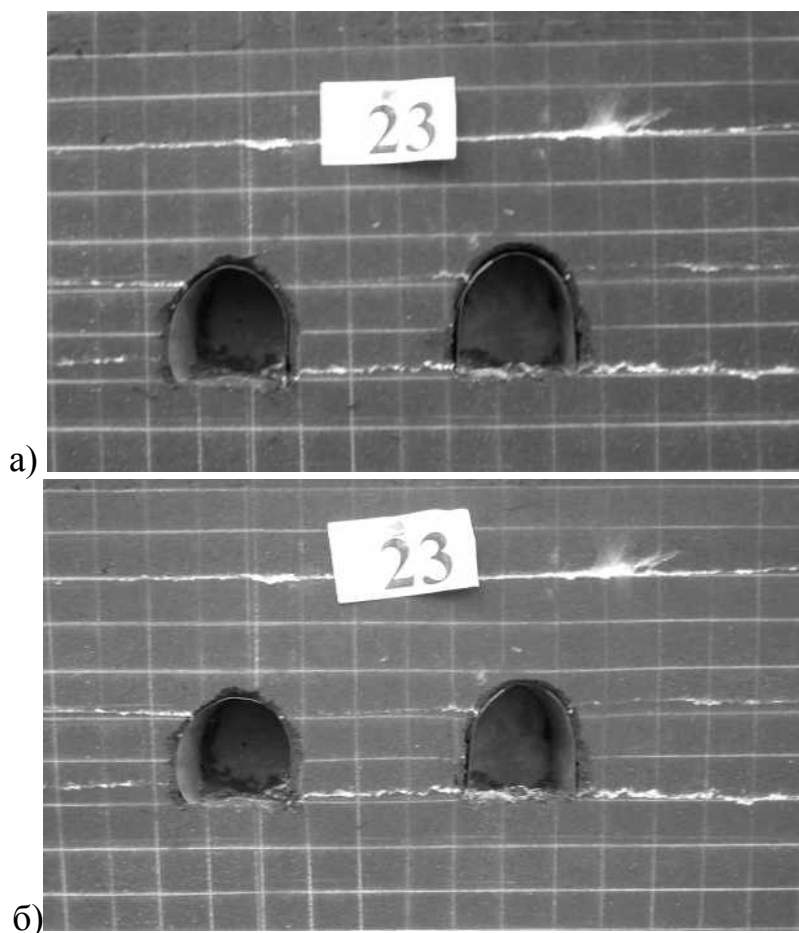


Рис. 2.6. Модель до (а) і після (б) навантаження для двох виробок, за умови, що  $m_n = 30$  м,  $m_a = 5$  м

– стійкість виробок залежить від потужності пласта пісковика у покрівлі. При збільшенні потужності пісковика до певної межі (в даному випадку при  $m_p = 18$  м), стійкість виробок зростає за експоненціальним законом. Максимальні зміщення дорівнюють 25 мм, що при висоті виробки в моделі 55 мм, становить майже 50 % перерізу отвору.

– найменші зміщення мають місце при максимальній потужності пласта пісковика, що розташований безпосередньо в покрівлі виробки. З віддаленням цього пласта від виробок зміщення зростають майже утричі також за експоненціальним законом.

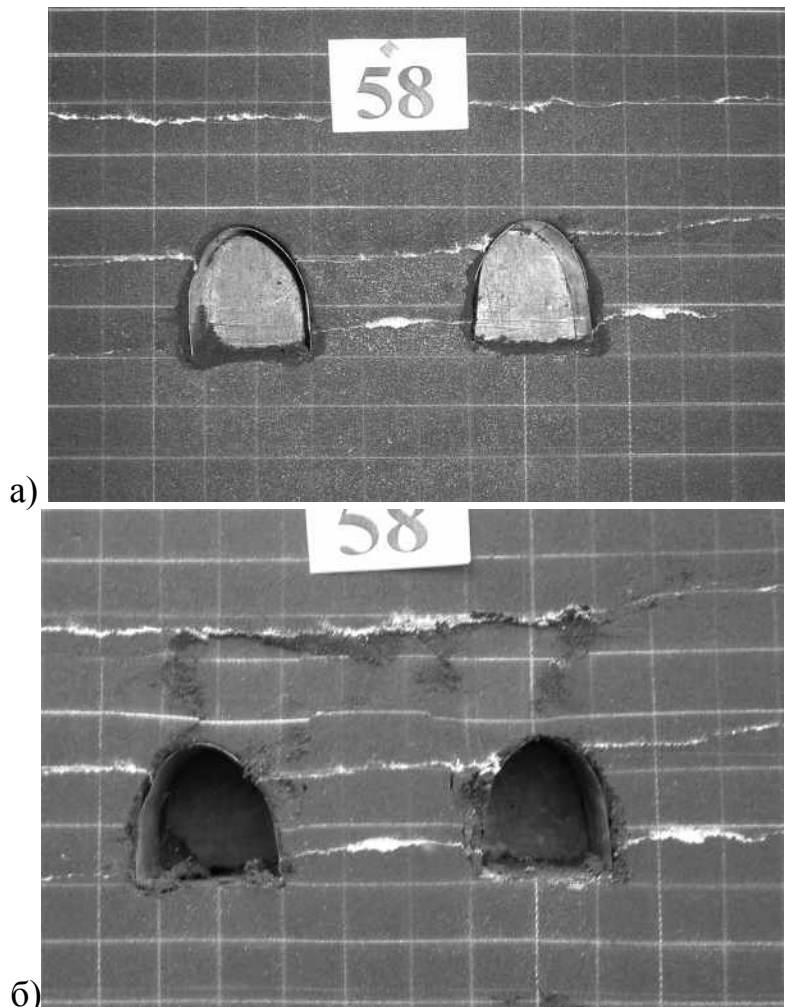


Рис. 2.7. Модель до (а) і після (б) навантаження, коли  $m_n = 10$  м,  $m_a = 5$  м

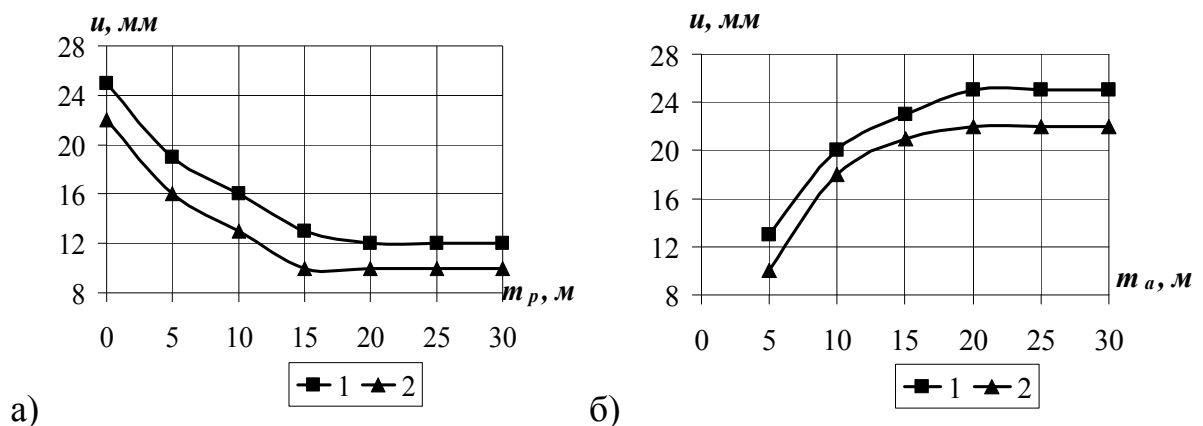


Рис. 2.8. Графіки залежності вертикальної й горизонтальної конвергенцій від потужності пласта пісковика ( $m_a=5$  м) (а) і від потужності пласта алевроліту ( $m_p=20$  м) (б): 1 – вертикальна конвергенція; 2 – горизонтальна конвергенція

---

### ГЛАВА 3

## ДОСЛІДЖЕННЯ МЕТОДОМ СКІНЧЕННИХ ЕЛЕМЕНТІВ ЗМІНИ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПОРОДНОГО МАСИВУ НАВКОЛО ДВОХ КАПІТАЛЬНИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК, РОЗДІЛЕНИХ ЗАПОБІЖНИМ ЦІЛИКОМ

### 3.1. Вибір і обґрунтування методу числового моделювання

За допомогою методів фізичного моделювання, зокрема, методу еквівалентних матеріалів, можливе отримання якісної картини розвитку геомеханічних процесів. Втім, така картина не дозволяє виявити з високою мірою точність зони максимальних внутрішніх зусиль в масиві та визначити їх величину. Крім того, досить складно визначити міру впливу того або іншого чинника на зміну силових параметрів усієї системи в цілому та її елементів окремо. У зв'язку з чим, аналіз результатів кінцевого етапу фізичного моделювання дозволяє виявити лише основні якісні параметри розвитку процесів і результуючу картину зміни геометричних параметрів цієї системи без кількісної оцінки нових фізико-механічних характеристик її елементів.

Кількісна оцінка зусиль, які діють у породному масиві, і зміна властивостей гірських порід можлива у разі застосування емпіричних виразів, отриманих шляхом аналізу натурних спостережень і експериментальних даних. Проте, за рахунок широких діапазонів вживаних в розрахунку поправкових коефіцієнтів, в ході обчислень відбувається "накопичення помилок". Чим складніша система розглядається і чим більше стадій у дослідженні завдання (що характерно для завдань геомеханіки), тим нижча міра достовірності результатів таких розрахунків. Більше того, як і при використанні методів фізичного моделювання, в більшості випадків дослідник не має можливості точно визначити причини процесів, що відбуваються в породному масиві, аналізуючи лише їх результати.

Найбільш точні методами, що дозволяють встановити причинно-наслідкові зв'язки між силами, що діють на систему, і кінцевим розподілом напружень у породному масиві, базуються на аналізі результуючої картини напружено-деформованого стану породного середовища навколо виробки.

Більшість дослідників пропонують досліджувати напружено-деформований стан породного масиву, використовуючи методи механіки суцільного середовища. Їх залучення дозволяє у кожному конкретному випадку, залежно від типу порід, що вміщують виробки, найбільш адекватно відбити фізико-механічні властивості і особливості деформації матеріалів.

Для опису напружено-деформованого стану масиву використовуються прості моделі деформації породного масиву – пружна, пластична, в'язка та ін. Проте, враховуючи нелінійність переважної більшості реальних природних процесів і явищ, у дослідженнях напружено-деформованого стану породного середовища значного поширення набула модель пружнопластичної деформації.

Вперше така модель була використана в роботах Р. Феннера [67] і А. Лаббаса [68]. Згідно із запропонованою авторами розрахунковою схемою, навколо підземної гірничої виробки утворюється зона розпушення, породам якої влас-

---

тива непружна деформація. Р. Феннер, А. Лаббас, а також К.В. Руппенейт [69], описували напружено-деформований стан масиву на основі кривої, що огинає круг Мора. Вирішенню задачі про напружено-деформований стан породного масиву навколо гірничої виробки в пружно-пластичній постановці присвячено також роботи Л.О. Галіна [70], О.С. Космодам'янського [71], В. Мірсалімова [72], Б.Д. Аніна [73], М.І. Остросабліна [74], П.І. Перліна [75], В.С. Сажина [76] та ін.

Роботи М.П. Немчина [77], О.М. Лінькова [78], І.В. Баклашова і Б.А. Картозії [79], О.Г. Протосені [80], В.Т. Глушка і В.В. Виноградова [81], О.М. Шашенка [82], опубліковані пізніше, розглядали питання побудови і аналізу картини розподілу напружено-деформованого стану навколо виробки і визначенню фізико-механічних властивостей масиву в зоні непружних деформацій. Результати, отримані в ході досліджень, окрім новаторського підходу до теоретичного обґрунтування закономірностей розподілу напружень в масиві, несуть також значне прикладне наповнення. Чинні нормативні методики розрахунку стійкості виробок різного призначення, обґрунтування заходів, спрямованих на збереження їх експлуатаційних характеристик залежно від гірничо-геологічних умов розміщення і впливу очисних робіт, прогнозу збереження підземних об'єктів протягом терміну їх використання, базуються на розробках цих учених.

Побудова загальної картини напружено-деформованого стану масиву можлива лише у разі врахування усіх чинників, що впливають на середовище. Вплив більшості з них відносно малий, у зв'язку з чим, достатньо виділити декілька найбільш важливих і на основі динаміки їх розвитку прогнозувати з достатньою точністю розподіл напружень в загальній підсумковій картині напружено-деформованого стану.

Ґрунтуючись на викладеному вище, можна зробити такі висновки:

- найбільш точний прогноз поведінки елементів досліджуваного середовища, яким у геомеханіці є масив гірських порід, що вміщує гірничі виробки, можливий на основі аналізу напружено-деформованого стану усього масиву;
- у свою чергу, при побудові підсумкової картини розподілу напружень слід враховувати нелінійність зміни характеристик елементів масиву, і, передусім, пружно-пластичну деформацію порід;
- для побудови картини напружено-деформованого стану масиву досить виділити декілька параметрів, що найбільш впливають на його поведінку, і шляхом комплексного аналізу або моделювання отримати результуючу картину розподілу напружень;
- метод аналізу пружно-деформованого стану повинен забезпечувати високу точність результатів обчислень.

Методами, що задовольняють висловлені вимоги, є так звані наближені числові методи, які протягом останніх років набули значного поширення [61, 63, 64]. Такі методи дозволяють з достатньою мірою точності отримати кількісну оцінку параметрів стану масиву гірських порід, а також наочно показати якісну картину його напружено-деформованого стану. До переваг методів слід та-

---

кож віднести можливість побудови для наступного аналізу моделей різних геометричних контурів, як двовимірних, так і тривимірних.

При виконанні завдань геомеханіки найширшого використання набули метод скінченних елементів (МСЕ) і метод граничних елементів (МГЕ).

Теоретичні основи МГЕ викладено в роботі [83]. У дослідженнях Векслера Ю.О., Колоколова С.Б., Жданкіна Н.О. [84, 85], Петухова І.М., Зубкова В.В. [86], Новикової Л.В. [87] для виконання поставлених завдань застосовують МГЕ. Обґрунтування можливості застосування МГЕ в геомеханічних дослідженнях міститься в роботах Сдвижкової О.О. [88], Гавриша А.К. [89].

МСЕ, теоретичні основи якого викладені в публікаціях Розіна Л.О. [90, 91], Зенкевича О. [92, 93], Норрі Д. і де Фріза Ж. [94] та ін., має ряд переваг, які істотно полегшують виконання завдань геомеханіки з отриманням найбільш точних результатів. Передусім, це можливість створення скільки завгодно геометрично складних моделей, як плоских, так і просторових. Виконання алгоритму методу при побудові моделей складної форми з великою кількістю елементів дещо обмежується можливостями обчислювальної техніки, насамперед, швидкістю виконання обчислень.

До переваг слід також віднести можливість формування моделей, матеріальні властивості яких є змінними.

Урахування нелінійності деформації середовища, в якому для кожного матеріалу моделі задається своя крива деформації, дозволяє, на відміну від більшості інших методів, виконання геомеханічних завдань, де в більшості випадків, має місце пружнопластичне, крихке або пластичне руйнування і відповідний перерозподіл напружень у непорушеному масиві.

Саме завдяки своїй універсальності МСЕ був адаптований і неодноразово використовувався у геомеханічних дослідженнях Фадєєва О.Б. [95, 96], Амосіна Б.З. [96, 97], Єржанова Ж.С. і Карімбаєва Т.Д. [98], Слацова І.М. [99]. Надалі МСЕ використовується як прикладний метод для вирішення конкретних завдань механіки підземних споруд і масиву [61, 63, 64].

### **3.2. Алгоритм числового моделювання на основі феноменологічної теорії руйнування породного масиву**

У основі числового алгоритму МСЕ лежать лінійні залежності, що базуються на законі Гука. В той же час в породному масиві в безпосередній близькості від гірничих виробок процеси деформації і руйнування породного масиву мають переважно нелінійний характер. А тому для використання МСЕ при рішенні завдань слід чітко уявляти, яким чином відбуваються геомеханічні процеси в породному масиві, що вміщує гірничу виробку. Це дозволить адаптувати числовий апарат МСЕ для виконання нелінійних завдань, а також належним чином інтерпретувати отримувані результати.

Згідно з панівними уявленнями, навколо гірничої виробки стан породного масиву у міру віддалення від її контуру істотно відрізняється. У деякій зоні, розташованій в безпосередній близькості від контуру виробки, породи, що вміщують гірничу виробку, перебувають в розпушеному стані. Тут під впливом

---

гірського тиску поведінка масиву більшою мірою відповідає поведінці пластичного тіла, а межі міцності помітно нижчі.

Вглиб масиву міцність порід зростає, міра розпушування знижується і на деякому віддаленні поведінка масиву під впливом гірського тиску підлягає лінійному закону.

Таким чином, напружений стан кожної точки масиву порід навколо виробки можна показати на характерній діаграмі деформації, властивій конкретному типу порід. Такі діаграми визначені для переважної більшості порід, що складають породні масиви у надрах Донбасу.

Якщо ж розбити масив на елементи, заздалегідь задавши подібні діаграми деформації для кожного з них, а потім прикласти властиві природним умовам навантаження, при розрахунку в кожному елементі математичної моделі стає можливим визначення компонент напружень, на підставі яких можливий розрахунок величини еквівалентних напружень  $\sigma_E$ . Надалі, порівнюючи  $\sigma_E$  з межею міцності на одноосьовий стиск  $R_C$ , визначаються зруйновані елементи і області розпушування масиву, що, при використанні обраної спочатку теорії гірського тиску, дозволяє оцінити стійкість виробки і навколишнього масиву.

Незважаючи на уявну простоту підходу, отримання достовірних результатів моделювання можливе при дотриманні декількох умов. Передусім, в алгоритмі моделювання має бути врахована нелінійність деформації елементів масиву після їх руйнування. Крім того, розрахункова формула еквівалентних напружень, як характеристики напруженого стану породного масиву, вимагає обґрунтування з урахуванням специфіки фізико-механічних властивостей породного масиву. І, нарешті, процедура моделювання має бути адаптована під обрану модель теорії гірського тиску.

При моделюванні за допомогою МСЕ, нелінійні розв'язки на практиці отримують за рахунок використання ітераційного підходу, суть якого полягає в тому, що на кожному кроці обчислень, відповідно до набутих на попередньому кроці значень напружень згідно з прийнятою моделлю, змінюються фізико-механічні властивості елементів масиву.

Існує ряд алгоритмів [61], що реалізують такий підхід, проте, зважаючи на складність урахування природи знеміцнення і розпушування масиву, найбільшого поширення набули тільки два з них: метод січних модулів і метод пружних розв'язків нелінійних задач О.А. Ільюшина [100].

Суть методу січних модулів полягає в тому, що властивості середовища задаються у вигляді початкового набору пружних характеристик. В результаті розв'язування пружної задачі при повному навантаженні для елементів, у яких напруження перевищують деяку граничну задану величину, обчислюються нові значення модуля пружності (січного модуля)  $E_{ci}$ . Якщо хоч би в одному елементі нове значення  $E_{ci}$  відрізняється від старого, виконується повторне розв'язування з новою матрицею жорсткості, яка базується на нових пружних характеристиках. При цьому в елементах з новими модулями рівень напружень зменшиться, а через декілька ітерацій наблизиться до заданого мінімального рівня, відповідного величині умовно прямої ділянки спадної гілки діаграми.

---

Головним недоліком методу є неможливість моделювання процесів в розпушуваних середовищах. Цього недоліку позбавлений метод пружних розв'язань, за яким ділянка спадаючої частини діаграми деформацій сприймається як крива, точки якої характеризують насправді гранично припустимий рівень напружень в матеріалі (породному масиві) за наявності конкретних деформацій, що утворилися в результаті первинного руйнування.

Для зручності опису механізму деформації матеріалу при використанні методу пружних рішень розглядається діаграма деформації одноосьового стиску (рис. 3.1).

На першому з двох ділянок (прямолінійному), матеріал підлягає закону Гука при початковому коефіцієнті Пуассона  $\mu$ . Тут величина максимальних деформацій пропорційна межі міцності на одноосьовий стиск  $R_C$  і обернено пропорційна модулю Юнга  $E$ .

Спадна ділянка описується такою функцією:

$$\sigma_1 = R_c - f(\varepsilon_1 - \varepsilon_c); \quad f(0) = 0, \quad \frac{\partial f}{\partial \varepsilon_1} < 0, \quad (3.1)$$

при цьому коефіцієнт Пуассона  $\mu = 0,5$ .

Наведена схема дещо спрощена, оскільки відсутні петлі гістерезису. Крім того, передбачається, що навантаження і розвантаження випробовуваного матеріалу виконується паралельно прямолінійному відрізку діаграми, тоді як на реальних діаграмах є невелике відхилення за напрямом.

Проте, вищезгадані спрощення істотно не впливають на характер описуваної діаграмою деформації, а сама модель адаптована під алгоритм моделювання методом скінчених елементів.

Механізм деформації елементів масиву, схема якого і описується діаграмою на рис. 3.1 можна уявити наступним чином.

При розв'язуванні пружної задачі у разі, коли в якому-небудь елементі моделі на деякій стадії навантаження напруження  $\sigma_1$  сягає значення, що перевищує межу міцності на одноосьовий стиск  $R_C$ , на перетині перпендикуляра з точки, що характеризує величину максимального напруження, і спадної гілки, отримують точку А, що характеризує нові граничні властивості матеріалу. При цьому деформації відповідають величині  $\varepsilon'_1$ , а величина залишкових деформацій  $\varepsilon'_d$  на осі абсцис характеризує початок відліку при наступному навантаженні для згаданого елемента моделі.

Надалі, тоді, коли в елементі будуть досягнуті граничні значення напружень на якому-небудь кроці навантаження, процедура визначення нових граничних властивостей матеріалу елемента повторюється, але вже з урахуванням зміщення точки відліку.

Процедура визначення зруйнованих елементів і їх властивостей триває до тих пір, поки напруження в будь-якому з них не перевищуватиме граничні значення, а навантаження на модель не досягнуть максимальних значень.

Породний масив перебуває в тривимірному напруженому стані, тому використовувати наведену вище процедуру можна лише у тому випадку, якщо такий багатоосьовий напружений стан привести до простого одноосьового.



Існує декілька розрахункових формул, що базуються на відповідних феноменологічних теоріях міцності, які дозволяють це зробити. Незважаючи на переваги феноменологічних теорій, вони все ж не є універсальними, чим і пояснюється їх різноманіття.

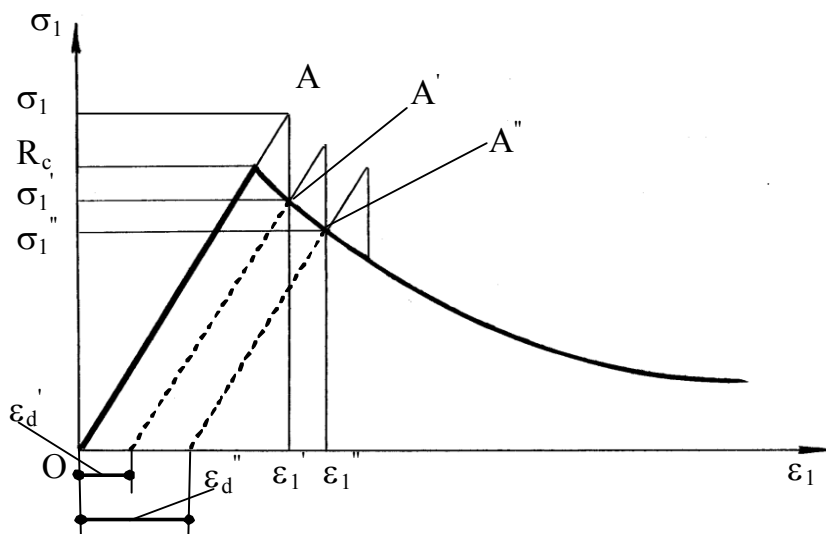


Рис. 3.1. Схема до обґрунтування процедури числового моделювання породного масиву, який втрачає міцність

В основі феноменологічних теорій руйнування, що відносяться до практичних теорій міцності, лежать безструктурні моделі суцільного деформованого твердого тіла. На сьогодні з тих, що класифікуються в [101], моделей твердого тіла, клас безструктурних вивчено якнайповніше, а феноменологічні теорії набули широкого застосування. Серед них найбільш використовуваними є теорії П.П. Баландіна і Л.Я. Парчевського – О.М. Шашенка, які відповідно до аналізу О.М. Ставрогіна [102] (рис. 3.2) пояснюється найбільшою близькістю описуваних теоріями кривих до апроксимувальної кривої результатів випробувань зразків гірських порід, що містяться в досліджуваному шахтному полі.

Особливістю теорії Л.Я. Парчевського – О.М. Шашенка є висока точність отримуваних результатів розв’язування плоских задач, для чого вона по суті й була розроблена. Розвиваючи положення теорії Мора, автори [103] отримали формулу для визначення еквівалентних напружень в точках породного масиву, що має такий вигляд:

$$\sigma_e = \frac{1}{\psi} \left[ (1 - \psi) \left( \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \right) + \sqrt{(1 - \psi)^2 \left( \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \right)^2 + 4\psi \left( \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \right)^2} \right], \quad (3.2)$$

де  $\sigma_e$  – еквівалентні напруження;  $\sigma_1, \sigma_3$  – компоненти поля напружень,  $\psi$  – відношення межі міцності на одноосьове розтягування  $R_p$  до межі міцності на одноосьовий стиск  $R_c$ .

Проте, завдяки врахуванню усіх компонент поля напружень, у тому числі і  $\sigma_2$ , крива, відповідна теорії П.П. Баландіна, більшою мірою (відмінність сягає 25%) близька до результативної кривої. Особливо така відмінність характерна в тих випадках, коли в породному масиві спостерігається досить високий рівень

концентрації напружень. Пропонована формула П.П. Баландіна має такий вигляд:

$$\sigma_e = \frac{(1-\psi)(\sigma_1 + 2\sigma_3) + \sqrt{(1-\psi)^2(\sigma_1 + 2\sigma_3)^2 + 4\psi(\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi} \leq R_c k_c. \quad (3.3)$$

Вирази 3.2 і 3.3 мають важливе прикладне значення. По суті  $\sigma_e$  – універсальний параметр, що визначає напружений стан точки масиву порід або породного зразка. На практиці, порівнюючи його величину в точках модельованого масиву з межею міцності на одноосьовий стиск  $R_c$  [вираз 3.4] можна визначити геометрію усієї зони розпушування і поле руйнування в її межах. У свою чергу, використовуючи відомі залежності (наведені нижче) величини переміщень від розмірів зони непружних деформацій, вдається спрогнозувати поведінку всієї досліджуваної системи, а також оцінити стійкість виробок.

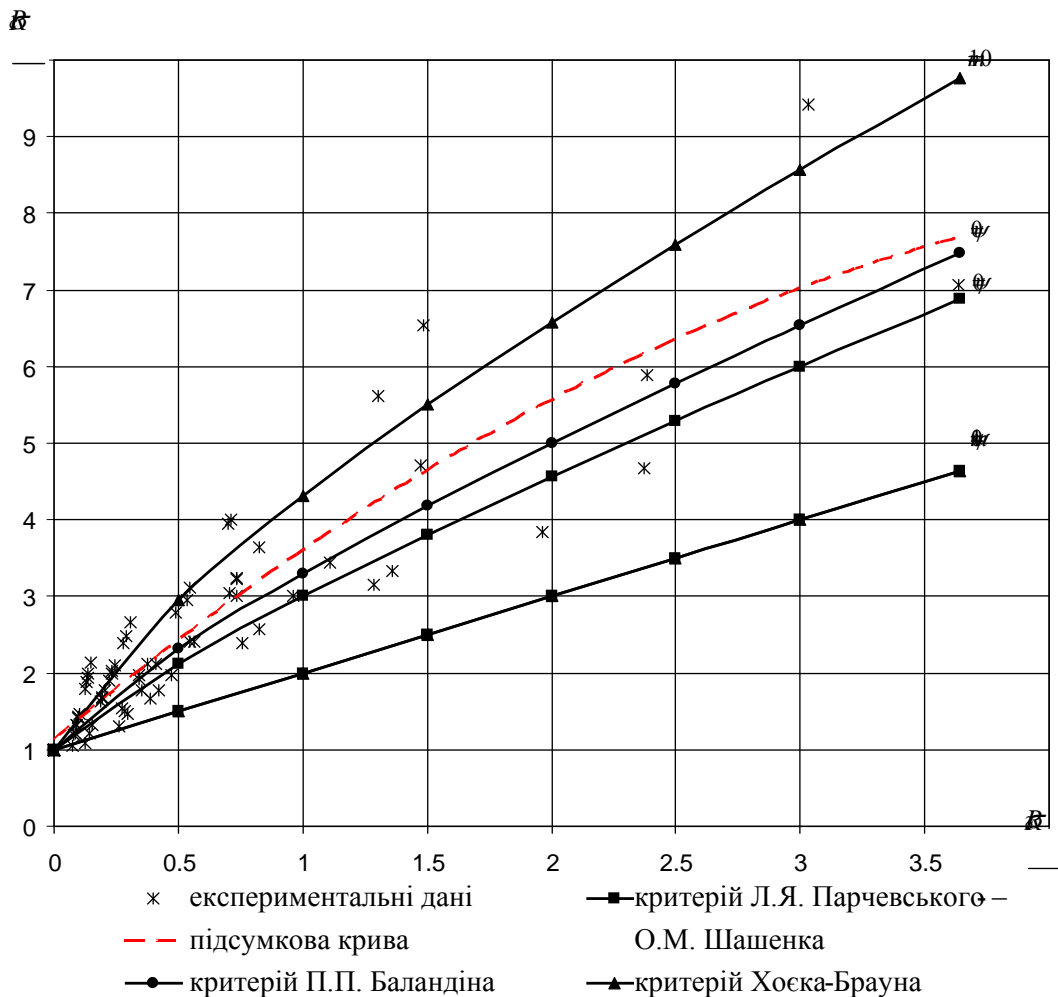


Рис. 3.2. Порівняння критеріїв міцності з результатами випробувань гірських порід

Виходячи із сказаного вище, граничний стан масиву порід характеризується таким виразом:

$$\sigma_e = R_c k_c, \quad (3.4)$$

---

де  $k_C$  – коефіцієнт структурно-механічного послаблення, значення якого залежить від виду порід згідно з [103].

За умови наявності отриманих в результаті моделювання МСЕ усіх компонент напружень, використовуючи вираз 3.4, не складно визначити ділянки масиву в стійкому стані та зони із зруйнованими елементами.

### 3.3. Розв'язання тестової задачі

Запропонований алгоритм моделювання, безумовно, вимагає перевірки на предмет достовірності. Подібна перевірка може бути здійснена шляхом порівняння результатів моделювання з відомими розв'язками задачі, достовірність яких підтверджується натурними спостереженнями.

Так, у [101] подано розрахункову формулу, яка дозволяє залежно від найбільш значущих параметрів закладення виробки, розрахувати величину відносного радіуса непружних деформацій. Підсумковий вираз, що дозволяє визначити відносний радіус зони непружних деформацій навколо виробки, має такий вигляд:

$$\frac{r_L^2 \ln r_L}{r_L^2 - 1} = \sqrt{\frac{\gamma H}{2R_C k_C}}, \quad (3.5)$$

тут

$$r_L = \frac{R_l}{R_0} \quad (3.6)$$

де  $R_0$  – напіврадіус виробки, м.

Відповідно до аналізу, поданого в [101], вираз (3.5) має адекватне підґрунтя у вигляді великої кількості результатів вимірювань параметрів зони непружних деформацій, виконаних Ю.Е. Заславським, Н.Є. Костомаровим, Є.В. Стрельцовим.

Крім того, не випадково в розділі 3.2 наведено одразу два вирази для визначення еквівалентних напружень. Еталонними можна вважати результати аналітичного розв'язку пружно-пластичної задачі для неоднорідного масиву, що ослаблений виробкою круглої форми, отримані на підставі емпіричної теорії Л.Я. Парчевського – О.М. Шашенка за методикою, розробленою в [82]. З урахуванням конкретних гірничо-геологічних умов було виконано розрахунок можливого відносного радіуса непружних деформацій, величина якого близька до отриманої в шахтних умовах. В роботі [61] Гапеева С.М. розрахункові результати підтверджено шляхом розв'язування тестової задачі методом скінченних елементів, що зайвий раз підтверджує правомірність використання виразу (3.5) та залежності, що отримана за цим виразом.

Математичне моделювання виконувалося на основі розрахункової схеми, наведеної на рис. 3.3, а параметром для порівняння, що характеризує відповідність отримуваних результатів аналітичним розрахункам, слугувала величина  $r_L$  (відносний радіус зони розпушення).

Моделювання виконували з огляду на такі умови: підземна гірничавиробка кругового обрису, глибиною закладення 550 м розміщувалася в одно-

рідному породному масиві. На дослідній ділянці ТДВ «Шахта Білозерська» породний масив складається з різних типів порід, тому тестове завдання виконували для алевроліту (ділянки безпосередньої покрівлі та підосви), аргіліту (безпосередня покрівля) і пісковик (основна покрівля). Використані при моделюванні характеристики породного масиву наведено в табл. 3.1.

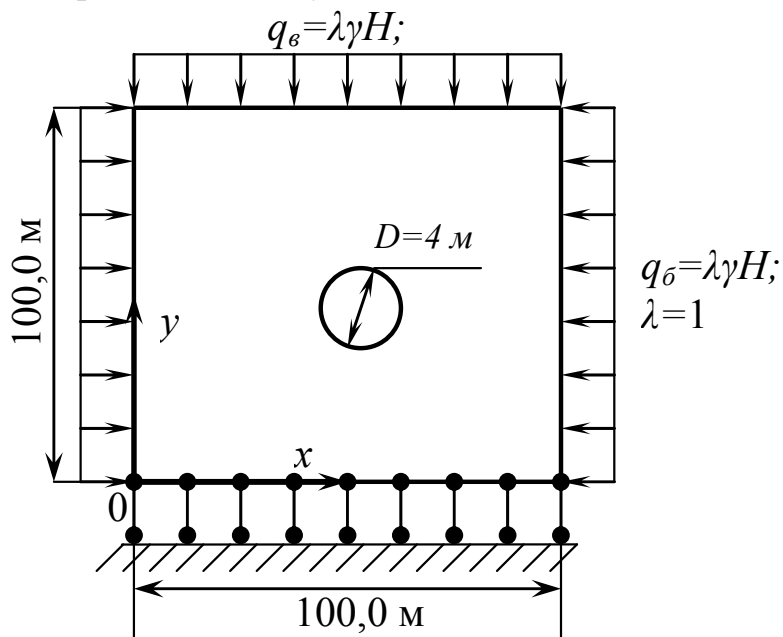


Рис. 3.3. Розрахункова схема для виконання тестового завдання

Таблиця 3.1

Характеристики породного масиву для розв'язання тестових задач

Параметр	Значення		
	алевроліт	аргіліт	пісковик
Глибина закладення виробки $H$ , м	550,0		
Межа міцності на одноосьовий стиск $R_C$ , МПа	30,0	28,0	50,0
Межа міцності на одноосьове розтягнення $R_P$ , МПа	3,0	2,0	5,0
Об'ємна щільність $\gamma$ , кг/м <sup>3</sup>	$2,50 \cdot 10^3$	$2,50 \cdot 10^3$	$2,80 \cdot 10^3$
Модуль Юнга $E$ , МПа	$6,75 \cdot 10^3$	$6,75 \cdot 10^3$	$1,15 \cdot 10^4$
Коефіцієнт Пуассона $\mu$	0,23	0,23	0,21
Коефіцієнт структурно-механічного послаблення $k_C$	0,33	0,33	0,4

Досліджувану зону масиву розбивали на чотиривузлові елементи (рис. 3.4).

При дослідженні масиву, що містить алевроліт, було отримано конфігурацію зони непружних деформацій (рис. 3.5), величина відносного радіуса якої майже ідентична отриманій в результаті аналізу залежності на рис 3.6, тобто  $r_L = 3,0$  при прогнозованому значенні  $r_L = 2,8$ . Було протестовано також моделі,

що містять пісковик і аргіліт, а отримані значення також близькі до прогнозованих.

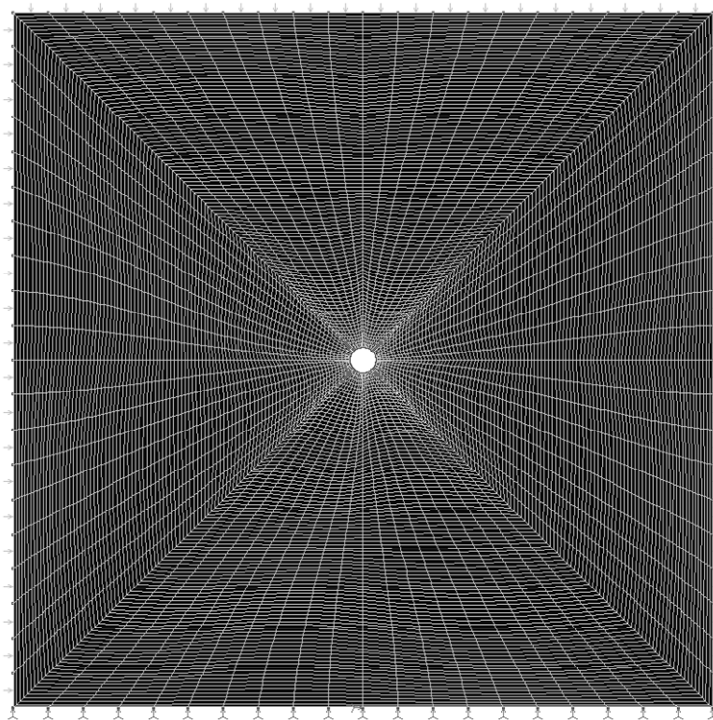


Рис. 3.4. Скінченно-елементна апроксимація розрахункової схеми

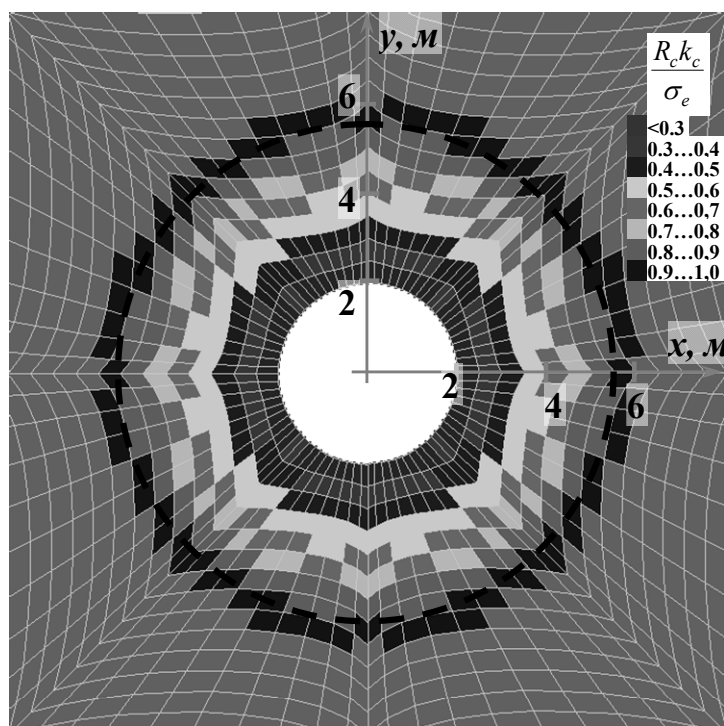


Рис. 3.5. Конфігурація зони непружних деформацій для алевроліту

Гірничо-геологічні умови ТДВ «Шахта Білозерська» більшою мірою аналогічні умовам шахт всього регіону і шахтного об'єднання ТОВ «ДТЕК Добропіллявугілля», а зокрема умовам шахти «Добропільська». Саме на її базі, за результатами шахтного спостереження за станом глибинних реперів і вимірювань рівня зміщень контуру виробки, що розташована в схожих умовах, у робо-

ті [104] було визначено радіус зони непружних деформацій, причому для алевролітів  $R_f=6,4$  м. При ширині виробки  $B_n = 4,8$  м, відносний радіус розпушення  $r_L = 2,55$ , що цілком збігається з величиною, визначеною числовим методом та з результатом розрахунку за аналітичним виразом (3.5) ( $r_L = 2,67$ ).

Тестування моделей за допомогою МСЕ та порівняння результатів з відомими розв'язаннями і даними натурних спостережень дозволяє визначити високий рівень збіжності, що зумовлює можливість застосування цього методу.

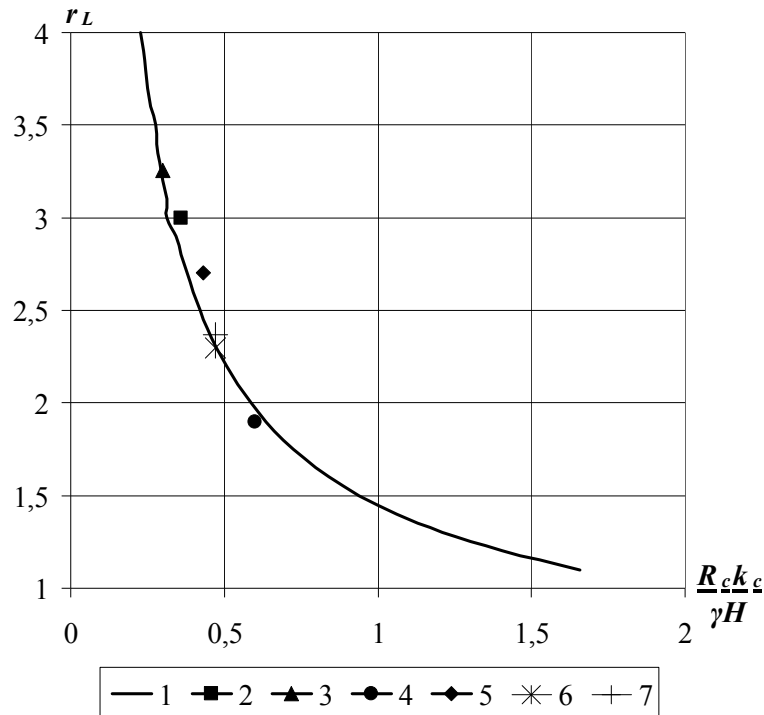


Рис 3.6. Крива залежності відносного радіуса непружних деформацій  $r_L$  від умов розробки  $\frac{R_c k_c}{\gamma H}$  відповідно до виразу (3.5) (1); за результатами числового моделювання (2 – алевроліт, 3 – аргіліт, 4 – пісковик); за натурними вимірюваннями Новикова О.О. (5); за результатами числового моделювання (6) і шахтних досліджень Гапєєва С.М. (7)

### 3.4. Визначення стійкості запобіжного цілика між двома виробками

Переважає більшість методик визначення припустимих розмірів ціликів ґрунтуються на розв'язуванні двох взаємопов'язаних задач – розрахунку максимальної несучої здатності цілика і визначенні навантаження, що діє на такий цілик. Порівняння отриманих в результаті подібних розрахунків значень дозволяє обчислити величину коефіцієнта запасу міцності  $K_3$ , до чого зверталися багато дослідників, що займалися питаннями стійкості ціликів. Нині в достатній мірі обґрунтованою для ухвалення проектних рішень вважається величина:  $K_3 = 1,8 \dots 7$  [14], і принаймні двократне перевищення межі міцності над зусиллями, що діють на цілик, дозволяє виключити вплив несуттєвих або неврахованих деструктивних чинників на його стійкість. Іншими словами, саме коефіцієнт запасу міцності цілика  $K_3$  є своєрідним мірилом його стійкості.

---

Найбільш простим способом визначення  $K_3$  є метод, запропонований Л.Д. Шевяковым [18], відповідно до якого відношення навантажень, що діють на цілик, до його максимальної несучої здатності являє собою коефіцієнт запасу міцності. При камерно-стобуровій системі видобутку, для якої і був запропонований спосіб, де розміри зони непружних деформацій навколо запобіжних ціликів відносно малі зважаючи на високу міцність порід і де цілик працює майже в пружному режимі, такий підхід є досить обґрунтованим. Проте для умов вугільних шахт доречніша методика визначення  $K_3$ , запропонована Д.О. Шашенком. У роботі [105] автор, на підставі отриманої за допомогою МСЕ картини пружно-деформованого стану масиву навколо двох виробок круглої форми, визначає в кожній точці системи перевищення межі міцності на одноосний стиск над еквівалентними напруженнями. Отримані значення дозволяють побудувати криву розподілу величин коефіцієнта запасу міцності по найбільш слабкому перерізу цілика.

Надалі автор, виконуючи інтегрування за площею, що описується отриманою кривою, визначає сумарний коефіцієнт запасу міцності цілика. Запропонована методика достатньою мірою універсальна, оскільки незалежно від досліджуваної геотехнічної системи, прийнятої теорії руйнування і прогнозованої поведінки породного масиву, використання гіпотез, базованих на оцінці пружно-деформованого стану масиву, в більшості випадків дозволяє визначити рівень напружень і міру руйнування елементів масиву, а, відповідно, і визначити в них коефіцієнт запасу міцності. Крім того, з практичного погляду перевага методики полягає в можливості визначити найбільш слабкий горизонтальний переріз цілика, де запас міцності найменший. Проте, зважаючи на специфіку розподілу напружень в масиві порід навколо виробок вугільних шахт, запропонована методика вимагає деякого коригування.

Для оцінки міри впливу параметрів вугільного пласта на загальну стійкість цілика, а, відповідно, і на стійкість виробок, що охороняються ним, потрібен аналіз картини розподілу пружно-деформованого стану в його матеріалі залежно від геометричних параметрів вугільного пласта в тілі цілика з огляду на конкретні задані гірничо-геологічні умови.

При аналізі такої картини, зважаючи на високу трудомісткість досліджень, в роботі умисно не передбачається варіювати фізико-механічні властивості вугілля і порід масиву, що пояснюється дуже широким діапазоном їх зміни в умовах шахт України. Тому при виконанні досліджень, спрямованих на визначення припустимих розмірів ціликів, слід спочатку задаватися конкретними гірничо-геологічними і гірничотехнічними умовами. Відповідно до мети роботи стійкість цілика оцінювали з урахуванням гірничо-геологічних умов пласта  $l_8$  горизонту 550 м ТДВ "Шахта Білозерська".

Як відомо, в породному масиві навколо окремої виробки виникає зона непружних деформацій, розміри якої порівнянні з геометричними параметрами самих виробок. Кожна точка масиву в межах такої зони частково зруйнована, проте має деяку залишкову межу міцності. Визначення загального запасу міцності цілика, частиною якого є також ділянки розпушування навколо виробок, можливе шляхом обчислення середнього значення величини  $\bar{K}$ , що враховує

усереднені значення коефіцієнта запасу міцності в межах кожної з визначених ділянок. При дослідженні системи "виробка–цілик–виробка" (рис. 3.7) таких ділянок в межах цілика три: перша не підлягає розпушуванню в центральній частині цілика (I) і дві, характерні непружними деформаціями навколо виробок (II).

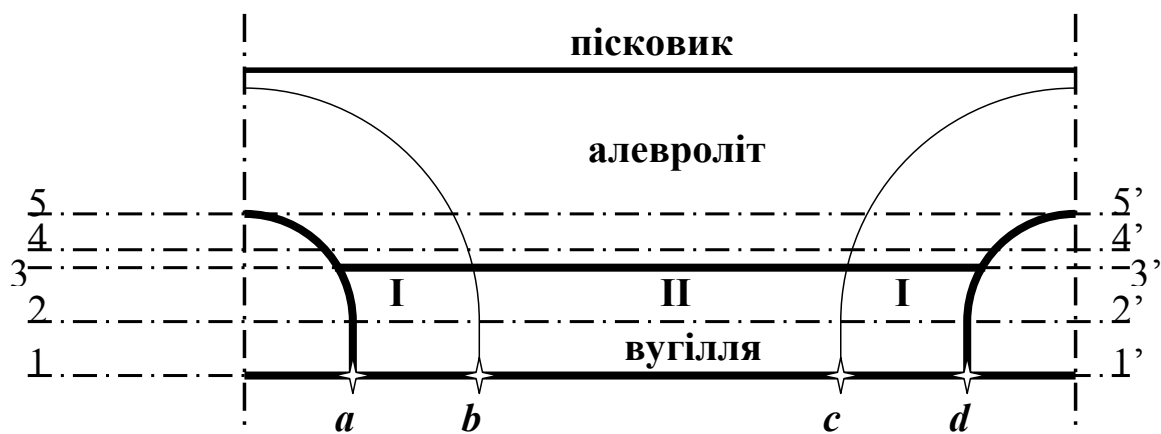


Рис. 3.7. Розрахункова схема до визначення коефіцієнта запасу міцності цілика

У загальному вигляді формула визначення коефіцієнта запасу міцності в досліджуваній системі записується таким чином:

$$\bar{K} = \frac{\sum_{i=1}^3 \bar{K}_i l_i}{\sum_{i=1}^3 l_i}, \quad (3.7)$$

де  $l_i$  – ширина ділянки цілика в межах зони, тут  $i=3$ .

Для кожної з ділянок величина коефіцієнта запасу міцності визначається з таких виразів:

$$\bar{K}_1 = \frac{\int_a^b f(x) dx}{ab}; \quad (3.8)$$

$$\bar{K}_2 = \frac{\int_b^c f(x) dx}{bc}; \quad (3.9)$$

$$\bar{K}_3 = \frac{\int_c^d f(x) dx}{cd}. \quad (3.10)$$

Отримання підінтегральних функцій виразів (3.8–3.10) можливе шляхом побудови залежності зміни точкового коефіцієнта запасу міцності  $\kappa_3$  уздовж вибраних попередньо горизонтальних осей в межах цілика (для випадку плоскої задачі). У перерізі цілика можна виділити декілька характерних ділянок, в межах яких слід провести умовні осі (1-1', 2-2' і т.д.) для визначення величини  $\kappa_3$  (див. схему на рис. 3.7). Вибір ділянок обґрунтовується наявністю таких особливостей:

– вісь 1-1' – підшва цілика і межа, що розділяє пласти вугілля і алевроліту;



- вісь 2-2' – центральний переріз вугільного пласта;
- вісь 3-3' – покрівля вугільного пласта і межа, що розділяє пласти алевроліту і вугілля;
- вісь 4-4' – центральний переріз пласта алевроліту в межах цілика;
- вісь 5-5' – верхня межа цілика.

Величину коефіцієнта запасу міцності в кожній точці масиву уздовж обраної осі визначають таким чином:

$$k_3 = \frac{R_c k_c}{\sigma_e}, \quad (3.11)$$

де  $\sigma_e$  – еквівалентне напруження;  $R_c$  – межа міцності на одноосьовий стиск;  $k_c$  – коефіцієнт структурно-механічного послаблення.

Величина  $\sigma_e$  як характеристика напруженого стану породного масиву визначається згідно з обраним критерієм міцності, яким в цій роботі був обраний критерій П.П. Баландіна.

На кінцевому кроці моделювання в кожному елементі масиву було визначено  $\sigma_e$  і залишкову межу міцності  $R_{Cзал}$ , що дозволило розрахувати точковий коефіцієнт  $k_3$ .

Відповідно до поставленої мети досліджень було визначено завдання:

- розробка розрахункової схеми і формування скінченно-елементної моделі для умов пласта  $l_8$  горизонту 550 м ТДВ "Шахта Білозерська";
- розв'язування задачі про напружено-деформований стан породного масиву, що вміщує дві виробки, розділені запобіжним ціликом, який містить вугілля і алевроліт при змінній (з кроком 0,5 м) потужності вугільного цілика  $m_y$ ;
- розрахунок величини  $\bar{K}$  для обраних характерних перерізів цілик.

Розрахункова схема модельованих ситуацій складена на підставі даних про властивості порід, які вміщують виробки (див. табл. 3.2)

Таблиця 3.2

Фізико-механічні властивості порід, враховані в числовому моделюванні

Показник	Вугілля	Алевроліт	Пісковик
Межа міцності на одноосьовий стиск $R_c$ , МПа	10,0	30,0	50,0
Межа міцності на одноосьове розтягнення $R_p$ , МПа	1,0	3,0	5,0
Межа міцності на зрушення $\tau$ , МПа	2,0	7,0	11,0
Модуль Юнга $E$ , МПа	$3,6 \cdot 10^3$	$6,75 \cdot 10^3$	$1,15 \cdot 10^4$
Коефіцієнт Пуассона $\mu$	0,16	0,23	0,21
Об'ємна щільність $\gamma$ , кг/м <sup>3</sup>	$1,6 \cdot 10^{-3}$	$2,5 \cdot 10^{-3}$	$2,8 \cdot 10^{-3}$

Геометричні параметри виробок визначені з паспортів на проведення і кріплення вантажного хідника і уклону №1 горизонту 550 м пласта  $l_8$  на ТДВ "Шахта Білозерська". Виробки мають аркову форму, площа перерізу яких у проходці  $S_{np} = 15,9 \text{ м}^2$ , ширина  $B_{np} = 5,1 \text{ м}$  і висота  $H_{np} = 3,58 \text{ м}$ .

Величину прикладених навантажень визначають залежно від глибини розташування виробок з урахуванням ділянки масиву, що забезпечує дотримання граничних умов.

Бічні навантаження визначаються з урахуванням власної ваги порід. При цьому передбачено, що величина коефіцієнта бічного розпору  $\lambda=1$ .

Зображена на рис. 3.9 скінченно-елементна реалізація розрахункової схеми (рис. 3.8) для заданих умов сформована на підставі таких початкових даних:

- враховуючи симетричність задачі за наявності трьох підготовчих виробок (уклону і 2 хідників), розміри яких визначаються із паспортів кріплення, прийнято розрахункову схему з двома виробками;
- мінімальна ширина цілика, що становить 40 м, обґрунтовується розрахунком згідно з нормативними рекомендаціями [52];
- гірничо-геологічні умови модельованої системи відповідають частині шахтного поля пласта  $l_8$  на ТДВ "Шахта Білозерська" на ділянці відпрацювання 2-ї північної лави горизонту 550 м, а властивості породного масиву задаються згідно з даними геологічної служби шахти.

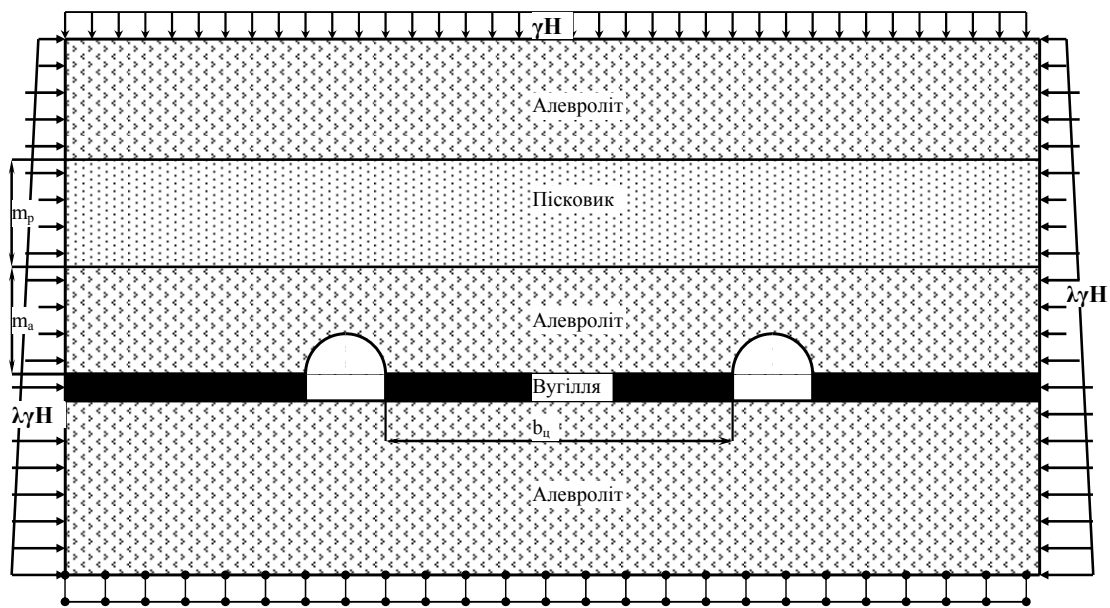


Рис. 3.8. Розрахункова схема моделі для визначення зон непружних деформацій у двох капітальних виробках

Після проведення серії розрахунків побудовано відповідні картини розподілу напружень  $\sigma_e$  в породному масиві (рис. 3.10), а також визначено конфігурацію зони непружних деформацій (рис. 3.11).

Розрахунок коефіцієнта запасу міцності уздовж обраних заздалегідь осей дозволяє сформулювати залежності розподілу значень величини  $k_3$  по ширині цілика в межах кожної з ділянок (рис. 3.12). У зоні непружних деформацій величина коефіцієнта запасу міцності дещо більша або близька до одиниці, що є цілком передбачуваним, враховуючи стан масиву в таких місцях. Від контуру виробки у напрямку до середини цілика величина залишкової межі міцності  $R_{Сзал}$  зростає від майже нульових значень, при цьому збільшуються і значення еквівалентних напружень  $\sigma_e$ , залишаючись дещо меншими гранично припустимих. В основній же частині цілика поза зоною непружних деформацій величина  $k_3$  зростає від межі граничного стану масиву поблизу контуру усієї зони до середньої частини цілика.

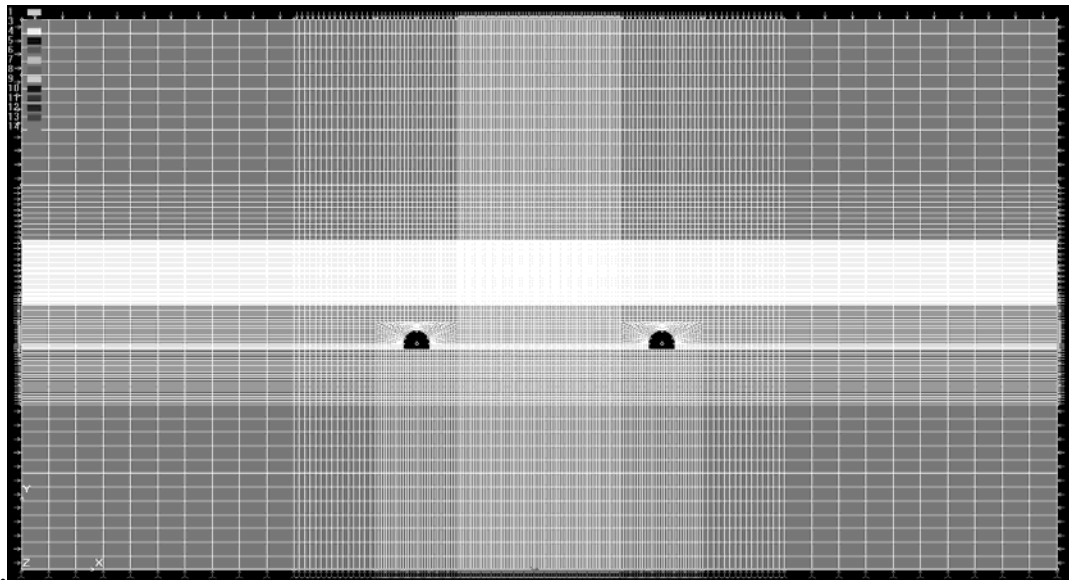


Рис. 3.9. Скінченно-елементна реалізація розрахункової схеми

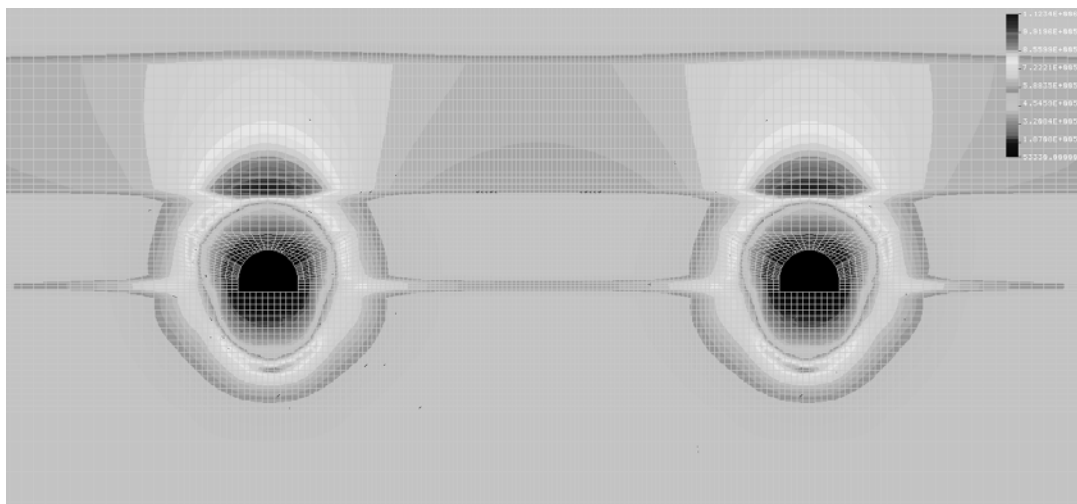


Рис. 3.10. Розподіл еквівалентних напружень  $\sigma_e$  навколо виробок

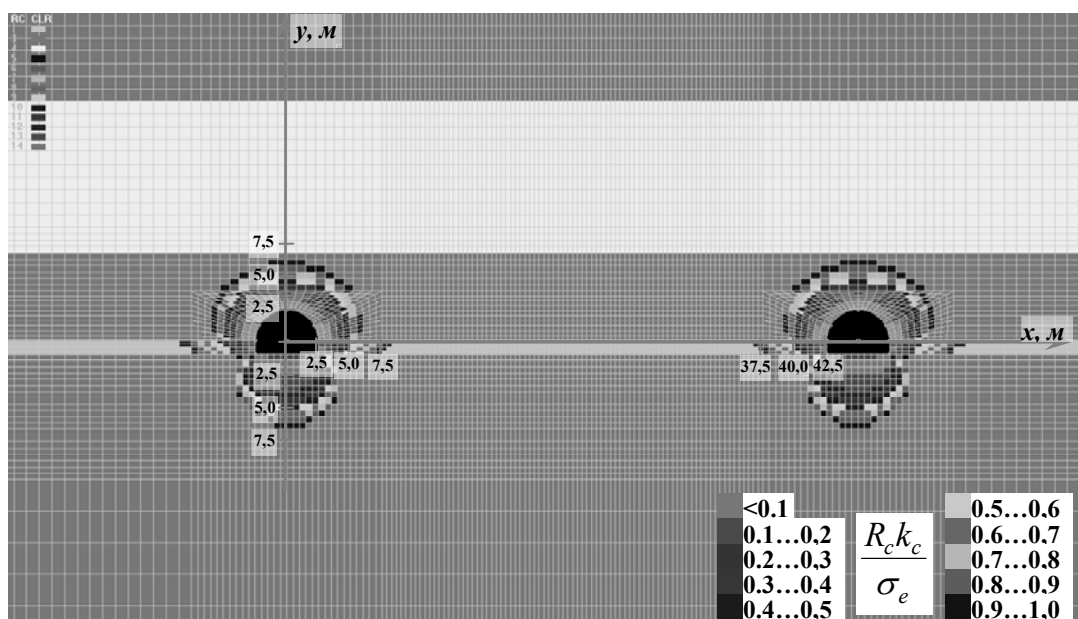


Рис. 3.11. Конфігурації зони непружних деформацій навколо виробок

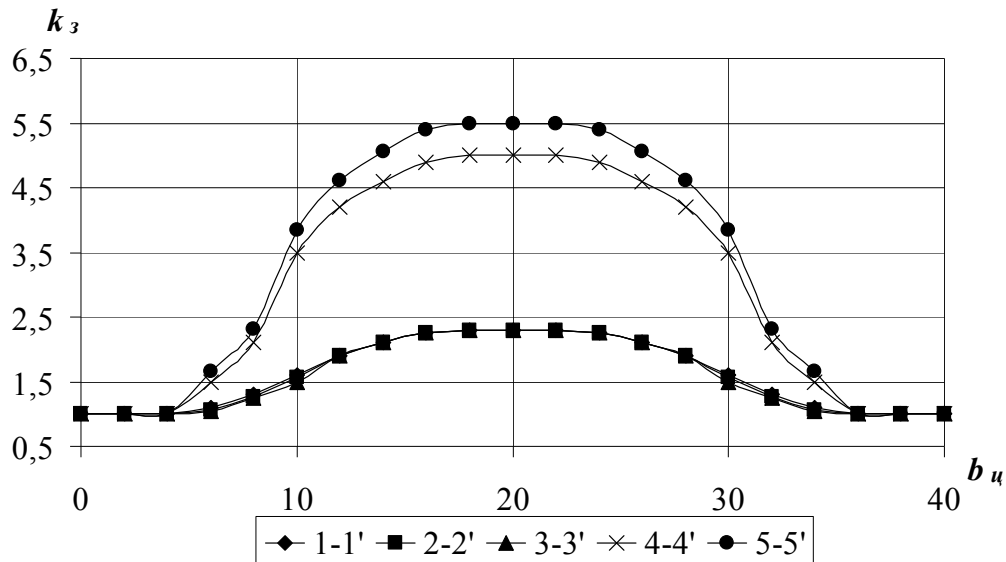


Рис. 3.12. Криві розподілу величини  $k_3$  по ширині цілика

Отримані залежності для центральної частини цілика описуються поліномом 4-го ступеня і мають вигляд:

$$y = a + bx + cx^2 + dx^3 + ex^4, \quad (3.12)$$

Шляхом розрахунку відношення проінтегрованих залежностей до ширини цілика були отримані значення величини  $\bar{K}$  (табл. 3.3), найменші з яких відповідають осям, що проходять через вугільний пласт. При цьому розкид значень в межах пласта становить менше 1 % при будь-якій його потужності.

Таблиця 3.3

Розрахункові значення величини  $\bar{K}$  ( $m_v=1$  м,  $b_u=40$  м)

Вісь	$\bar{K}$	Вісь	$\bar{K}$	Вісь	$\bar{K}$
1-1'	$\bar{K}_{1-1'} = 1,81$	2-2'	$\bar{K}_{2-2'} = 1,79$	3-3'	$\bar{K}_{3-3'} = 1,77$
4-4'	$\bar{K}_{4-4'} = 2,9$	5-5'	$\bar{K}_{5-5'} = 3,28$		

Аналізуючи отримані значення  $\bar{K}$ , можна зауважити такі особливості:

- в межах вугільного пласта величина сумарного коефіцієнта запасу міцності виявляється істотно меншою для усіх проаналізованих осей порівняно з іншим породними пластами, які складають цілик;

- перерізом цілика, де значення  $\bar{K}$  найменше, є горизонтальна площина, що проходить через вугільний пласт в безпосередній близькості до межі розділу пластів вугілля і алевроліту.

Подібні особливості характерні для усіх моделей, незалежно від потужності вугільного пласта, і побудову залежності середнього значення коефіцієнта запасу міцності цілика від потужності вугільного пласта слід виконувати передусім саме для цього перерізу (рис. 3.7).

Надалі запас міцності на основі результатів числового моделювання для інших конфігурацій модельованого масиву оцінювали тільки в горизонтальному перерізі цілика, що проходить через центральну частину пласта. За вихідни-

ми даними моделювання отримані підсумкові залежності, що відображають ступінь впливу варійованих параметрів на величину  $\bar{K}$  (рис. 3.13, 3.14).

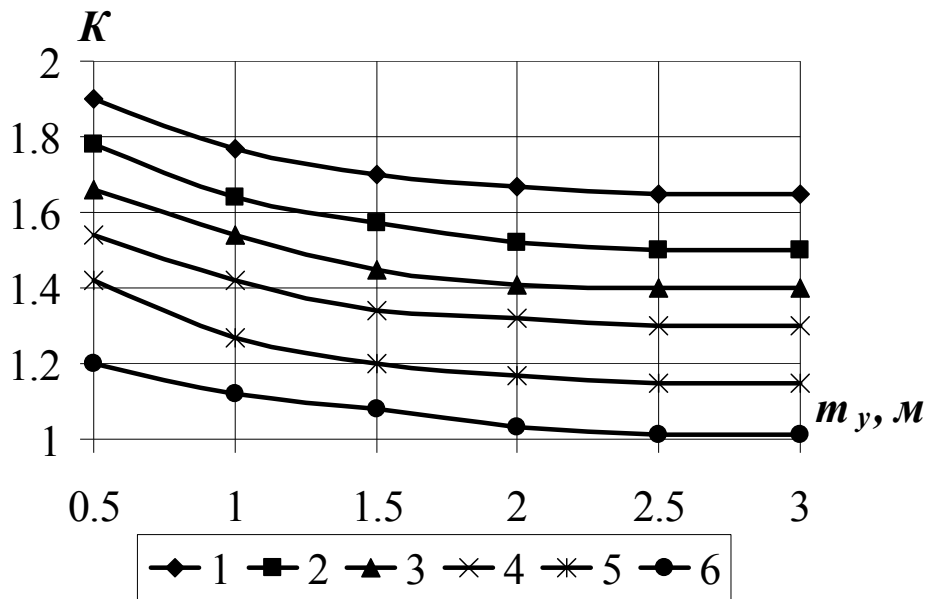


Рис. 3.13. Криві залежності усередненого значення коефіцієнта запасу міцності цілика  $\bar{K}$  від потужності вугільного пласта  $m_y$ , при цьому  $b_u = 40$  м (1);  $b_u = 35$  м (2);  $b_u = 30$  м (3);  $b_u = 25$  м (4);  $b_u = 20$  м (5);  $b_u = 15$  м (6)

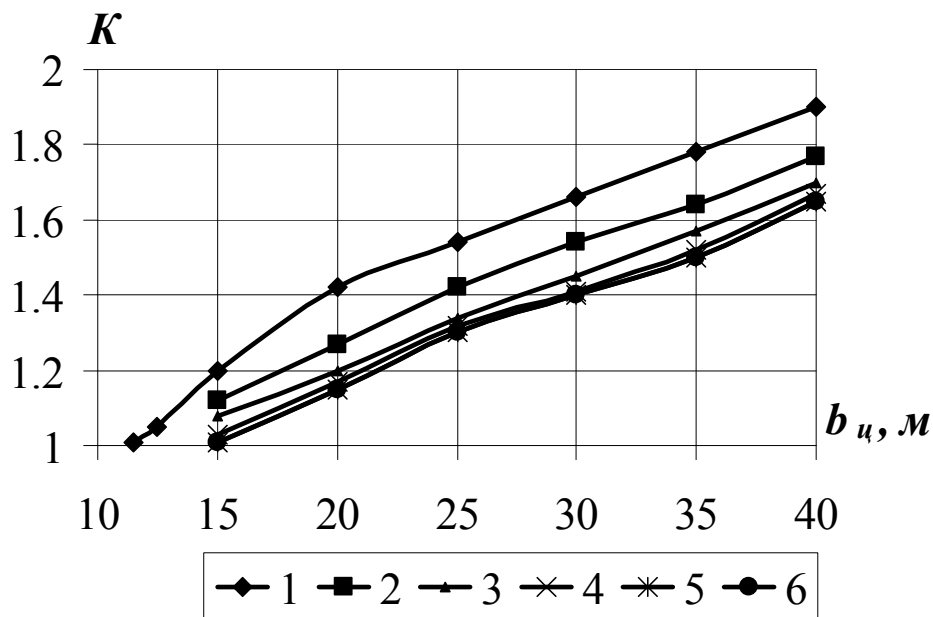


Рис. 3.14. Криві залежності усередненого значення коефіцієнта запасу міцності цілика  $\bar{K}$  від його ширини  $b_u$  якщо:  $m_y = 0,5$  м (1);  $m_y = 1,0$  м (2);  $m_y = 1,5$  м (3);  $m_y = 2,0$  м (4);  $m_y = 2,5$  м (5);  $m_y = 3,0$  м (6)

Аналіз отриманих залежностей дозволяє зробити такі висновки:

- коефіцієнт запасу міцності зменшується за експоненціальною залежністю у межах 15...20% при підвищенні потужності вугільного пласта;
- при збільшенні ширини цілика величина  $\bar{K}$  зростає за лінійним законом і при досягненні нею мінімально припустимих розмірів відповідно до норматив-

---

ної методики ( $b_y = 40$  м) запас міцності збільшується у 1,5...1,9 раза порівняно з мінімальним значенням.

Таким чином, коефіцієнт запасу міцності запобіжного цілика, як параметр, що характеризує його стійкість, є прямо пропорційним до ширини цілика і перебуває в експоненціальній залежності з потужністю вугільного пласта, що дозволяє регулювати розміри першого, знижуючи втрати вугілля.

При значеннях  $\bar{K}$ , близьких до одиниці, цілик перебуває або у граничному, або тією чи іншою мірою у зруйнованому стані, тому залежно від потужності вугільного пласта його мінімально припустима ширина в заданих умовах набуває значень у межах 11,5...15 м.

Подальше збільшення ширини цілика ( $b_y > 40$  м) з часом сприятиме зростанню коефіцієнта запасу міцності, величина якого, однак, обмежується відношенням межі міцності на одноосьовий стиск до напружень, властивих для не порушеного масиву.

Збільшення потужності вугільного пласта ( $m_y > 3,0$  м) суттєво не вплине на величину  $\bar{K}$ , але, враховуючи зменшення загальної міцності породного масиву навколо виробок, ймовірно, негативно позначиться на їх стані.

### **3.5. Моделювання системи "виробка–цілик–виробка" поза зоною впливу очисних робіт**

Згідно з нормативними рекомендаціями [52], паралельні капітальні виробки слід розташовувати в масиві порід на такій відстані, що дозволяє уникнути їх взаємного впливу. Природно, що наявність на деякій відстані сусідньої виробки зумовлює якісні і кількісні зміни параметрів напружено-деформованого стану масиву навколо обох виробок. Зони високої концентрації напружень в породному середовищі, викликаних наявністю порожнин, при досить близькому їх розміщенні накладаються, унаслідок чого збільшується зона непружних деформацій, які кількісно зростають, що призводить до зміщень контуру виробки. Проте, величина таких зміщень далеко не завжди приводить до таких викривлень контуру виробки, після яких експлуатація її стає неможливою.

Питанню визначення величини зміщень контуру виробки залежно від різних гірничогеологічних і гірничо-технічних чинників на підставі прийнятих гіпотез гірського тиску присвячено багато праць, детальний аналіз яких виконаний в [106]. Проф. О.В. Солодянкін, спираючись на власні дослідження, а також на роботи попередників, робить такі важливі висновки:

– зміщення контуру виробки, які є наслідком об'ємного розширення порід в межах зони непружних деформацій, безумовно пов'язані з так званим критичним її радіусом. Він визначає такі геометричні розміри зони розпушування, після досягнення яких переміщення на контурі виробки призводять до істотного, інакше кажучи, критичного, викривлення її форми, внаслідок чого подальша експлуатація виробки стає неможливою;

– втрата міцності при досягненні критичних розмірів зони непружних деформацій спостерігається, передусім, в площині подошви виробки, що пов'язано із

застосуванням переважно незамкнених типів кріплення і послабленням міцнісних характеристик порід в результаті наявності шахтних вод;

– величина критичних зміщень нелінійно залежить від гірничо-геологічних умов розташування виробки, зокрема, від показника умов розробки  $\theta$  і коефіцієнта бічного розпору  $\lambda$ .

Сформульовані автором умови з метою подальшого практичного використання можна записати у вигляді математичних виразів.

По-перше, враховуючи, що підосва виробки є найменш стійкою частиною її контуру, саме її здимання є найбільш ймовірним проявом гірського тиску. Відповідно, критичний радіус зони непружних деформацій та ймовірність здимання згідно з біфуркаційною теорією втрати стійкості порід підосви О.М. Шашенка [104] можна визначити таким чином:

$$\overline{\varepsilon}_v r_L^{*2} \ln^2 r_L^* - 2 > 0, \quad (3.13)$$

де  $r_L^*$  – відносний критичний радіус зони непружних деформацій;  $\overline{\varepsilon}_v$  – відносне об'ємне розпушення порід на контурі виробки.

Використання цього виразу в роботах Гапеева С.М. показало високий рівень відповідності передбаченого теорією механізму прояву здимання з реальною поведінкою породного масиву в межах підосви виробки в природних умовах.

Безумовним є зв'язок між зміщеннями на контурі виробки і відносним радіусом непружних деформацій, про що свідчить такий вираз [106]:

$$u = \varepsilon_v \left( 0,5 - \frac{r_L^2 \ln r_L}{r_L^2 - 1} \right), \quad (3.14)$$

де  $u$  – переміщення контуру виробки у відносних одиницях, тобто

$$u = U / R_0, \quad (3.15)$$

де  $R_0$  – радіус виробки, м,  $U$  – переміщення на контурі виробки.

На відміну від підходу, запропонованого О.В. Солодянкіним, тут величина критичних зміщень визначається незалежно від коефіцієнта умов розробки  $\theta$ , який визначають за такою формулою:

$$\theta = \frac{R_c k_c}{\gamma H}. \quad (3.16)$$

Величини, що входять до складу розрахункової формули, за винятком глибини розробки  $H$ , визначають усереднено для усієї товщі породного масиву, що за умови наявності в безпосередній близькості від досліджуваної ділянки пласта порід, чия міцність істотно відрізняється від міцнісних параметрів решти масиву, певна річ, дещо спотворює отримувану величину зміщення точок породного контуру. Використання отриманих проф. О.В. Солодянкіним залежностей критичних переміщень від коефіцієнта умов розробки доречно більшою мірою для однорідних масивів.

Природно, що підставляючи у вираз (3.14) значення критичного радіуса непружних деформацій, можна розрахувати і значення величини критичних зміщень. Крім того, надалі, зменшуючи ширину цілика між виробками, відповідно до описаних вище уявлень про накладання збурень в породному масиві,

---

викликаних проведенням виробок, отримують можливість виявити діапазон, в якому отримані значення відносного радіуса зони непружних деформацій менші ніж критична величина.

Для умов пласта  $l_8$  горизонту 550 м ТДВ «Шахта Білозерська» шляхом математичного моделювання за допомогою МСЕ визначаються зони непружних деформацій для кожного з варіантів розташування виробок. Кількість варіантів залежить від максимально припустимої ширини цілика, відповідно до нормативного розрахункового значення з наступним зменшенням до розмірів, що залежать від критичної величини відносного радіуса деформацій. Крім того, відповідно до ідеї роботи, серію розрахунків за допомогою МСЕ виконують для декількох конфігурацій породного масиву, що містить в покрівлі пласта пісковика змінної потужності і який розташовується на змінній відстані від підшоши вугільного пласта.

Для кожного варіанта, відповідно до виразу (3.14), визначають відносну величину зміщення на контурі виробки і будують залежності відносного радіуса зони непружних деформацій від ширини цілика, а також визначають закономірності впливу величини потужності пласта пісковика і відстані до нього на припустиму ширину цілика між двома виробками.

Максимальна ширина цілика, визначена за методикою, що викладена в [52] для умов пласта  $l_8$  горизонту 550 м ТДВ "Шахта Білозерська",  $b_{\text{ц}}=40$  м. При зменшенні ширини цілика  $b_{\text{ц}}$  з кроком 5 м максимальна кількість моделей  $n_m=8$ . Природно, що фактична кількість модельованих ситуацій буде дещо меншою, оскільки при досягненні граничних значень критичного радіуса зони розпушення, необхідність у подальших розрахунках відпаде. Власне, критичний радіус для заданих умов згідно з виразом (3.12)  $r^*_L = 3,6$ .

Кількість конфігурацій модельованого масиву визначається відповідно до результатів лабораторного моделювання, що наведені в розділі 2, згідно з аналізом яких вплив пласта пісковика спостерігається тоді, коли його відстань від підшоши вугільного пласта на відстані до  $m_a < 20$  м, а його потужність  $m_n < 18$  м. Відповідно, якщо величина кроку зміни варійованих параметрів моделі  $\Delta = 5$  м, моделювання виконувалось для 128 задач.

За розрахункову було прийнято вже використану для визначення коефіцієнта запасу міцності схему (рис. 3.8) з відповідною скінченно-елементною реалізацією (рис. 3.9).

Кінцеві картини розподілу еквівалентних напружень для декількох конфігурацій модельованого масиву подано на рис. 3.15.

Аналіз отриманих картин дозволяє відзначити такі особливості:

– зона непружних деформацій при розташуванні виробок на максимальній відстані одна від одної ( $b_{\text{ц}} = 40$  м) у вуглепородному масиві без міцного шару пісковика в покрівлі симетрична відносно головних вертикальних осей виробок, а її відносний радіус відповідає розрахунковому радіусу зони розпушення, визначеному за формулою (3.5);

– якщо  $k_c=0,33$ , то розрахункова величина відносного радіуса непружних деформацій згідно з виразом (3.5),  $r_L = 2,85$ , тоді як отримане в результаті моделювання значення цієї величини при вимірі відстані від центра виробки до мак-



симально віддаленої точки зони  $r_L = 3,0$ , що зайвий раз підтверджує адекватність прийнятого алгоритму моделювання;

– відносно контуру виробки максимально віддалені точки зони непружних деформацій перебувають в підшві, що визначає більші зміщення за інших рівних умов саме в цій зоні масиву порівняно із зміщеннями в покрівлі виробки;

– у міру зменшення ширини цілика геометрія зони розпушення змінює конфігурацію з тенденцією зміщення центра мас у бік сусідньої виробки, як в покрівлі, так і в підшві;

– за наявності пласта пісковика в покрівлі виробки зона розпушення в межах вугільного пласта займає дещо більшу площу, ніж за його відсутності.

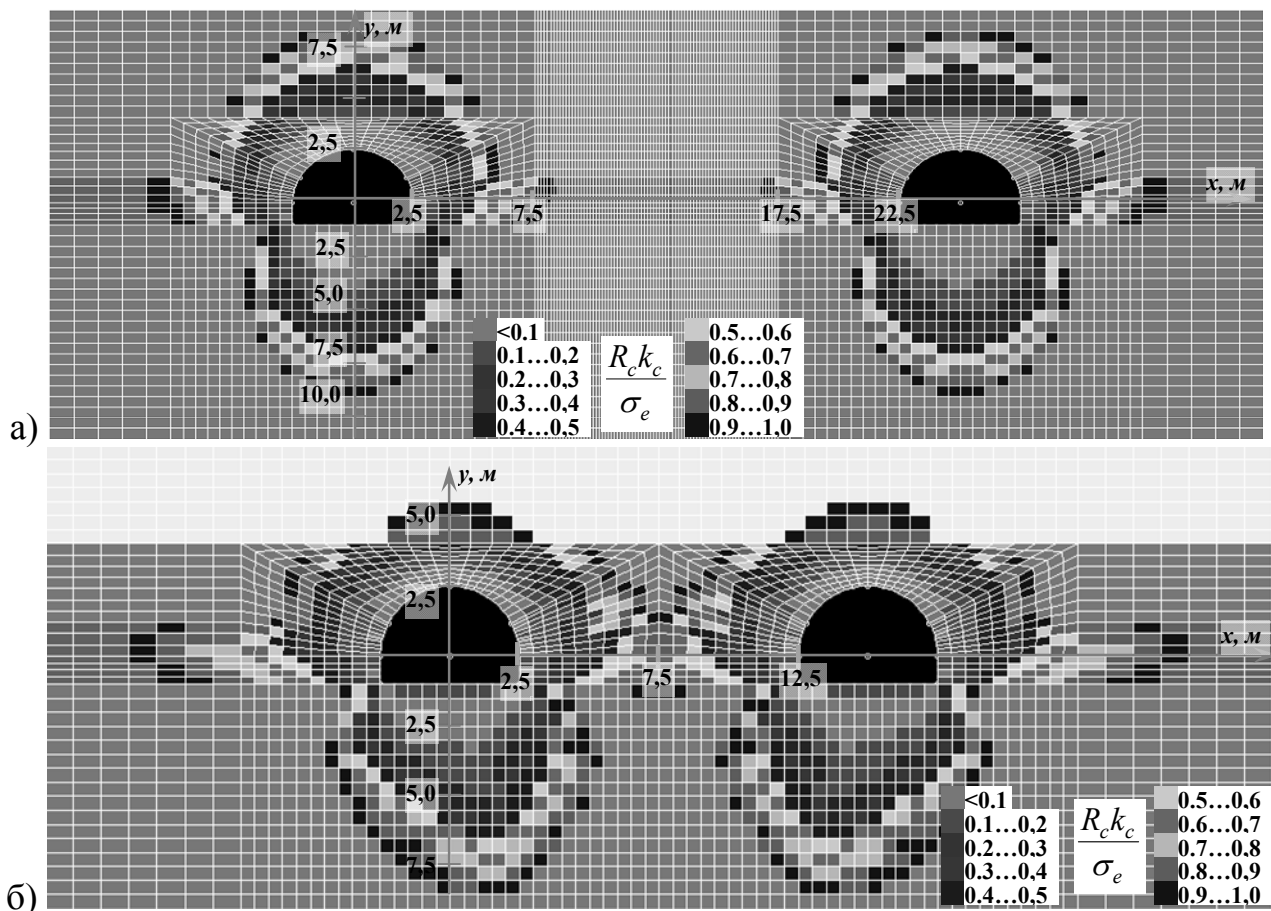
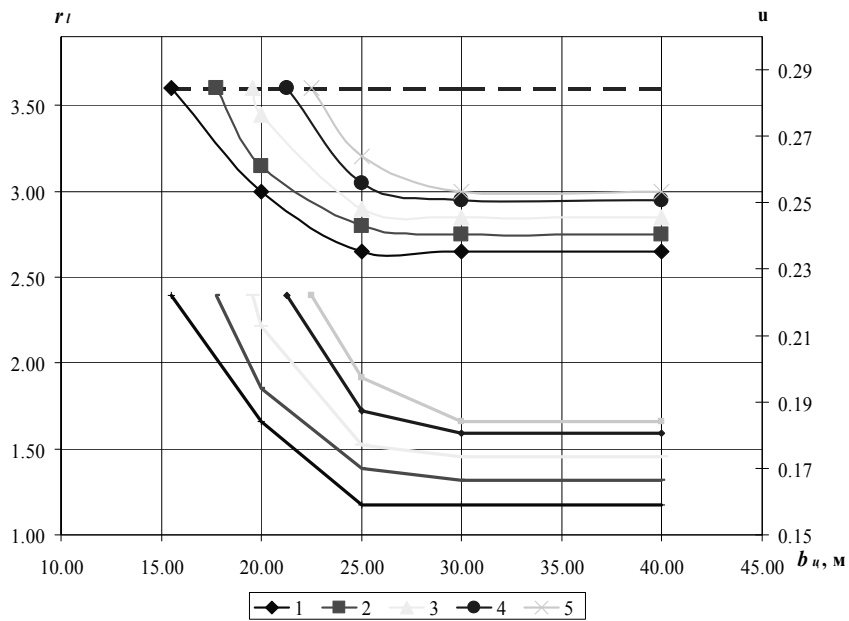


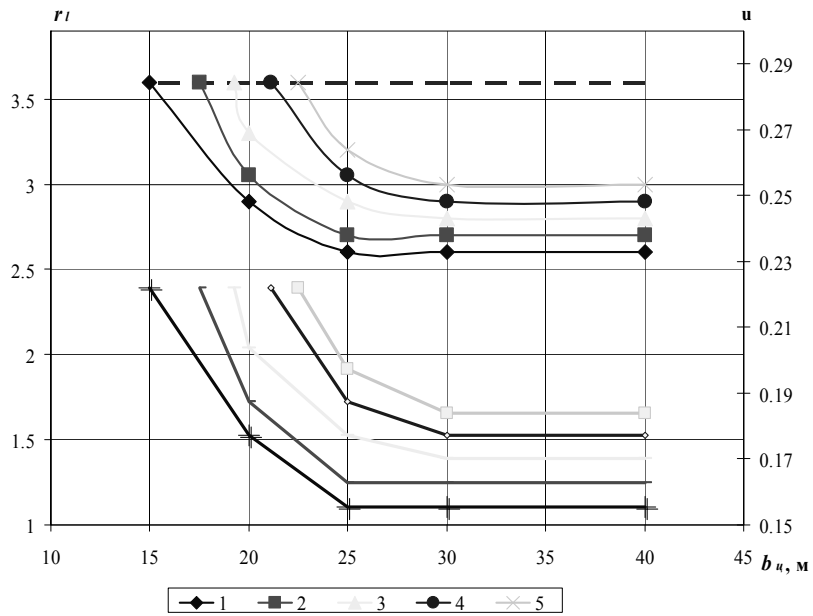
Рис. 3.15. Конфігурація зон непружних деформацій навколо виробок:  
 $b_y = 20$  м,  $m_n = 0$  (а);  $b_y = 15$  м,  $m_n = 20$ ;  $m_a = 5$  м (б)

За результатами серії розрахунків побудовано залежності між величиною відносного радіуса зони непружних деформацій і розрахованих згідно з виразом (3.14) переміщень та шириною цілика при змінних значеннях потужності пласта пісковика й шару алевроліту, який розмежує вугільний пласт і пісковик (рис. 3.16, 3.17).

Крім того, згідно з цілями досліджень, на рис 3.18 і 3.19 побудовано графіки, що дозволяють визначити припустиму ширину запобіжного цілика, який охороняє виробки від взаємного впливу, залежно від їх місця розташування і потужності відносно міцного пласта пісковика.



а)



б)

Рис. 3.16. Графіки залежності відносного радіуса непружних деформацій  $r_L$  та відносних переміщень  $u$  від ширини щілики між двома капітальними виробками  $b_u$  якщо  $m_n=20$  м (а);  $m_n=15$  м (б);

Комплексний аналіз залежностей на рис. 3.16...3.19 показав такі характерні особливості:

– незалежно від потужності пласта пісковика і його положення відносно вугільного пласта у міру зменшення ширини щілики відносний радіус зони непружних деформацій зростає за експоненціальним законом, сягаючи критичної величини, коли  $b_u=15\dots22,5$  м ( $6\dots9R_0$ );

– найменша припустима ширина щілики  $b_u=15$ , що можливо за наявності в покрівлі пласта пісковика, потужність якого  $m_n=20$  м, відстань від вугільного пласта  $m_a=5$  м;

– вплив пласта пісковика спостерігається, коли його потужність  $m_n < 20$  м, а відстань до вугільного пласта  $m_a < 20$  м. В іншому випадку напружено-деформований стан породного масиву навколо виробок аналогічний однорідному масиву;

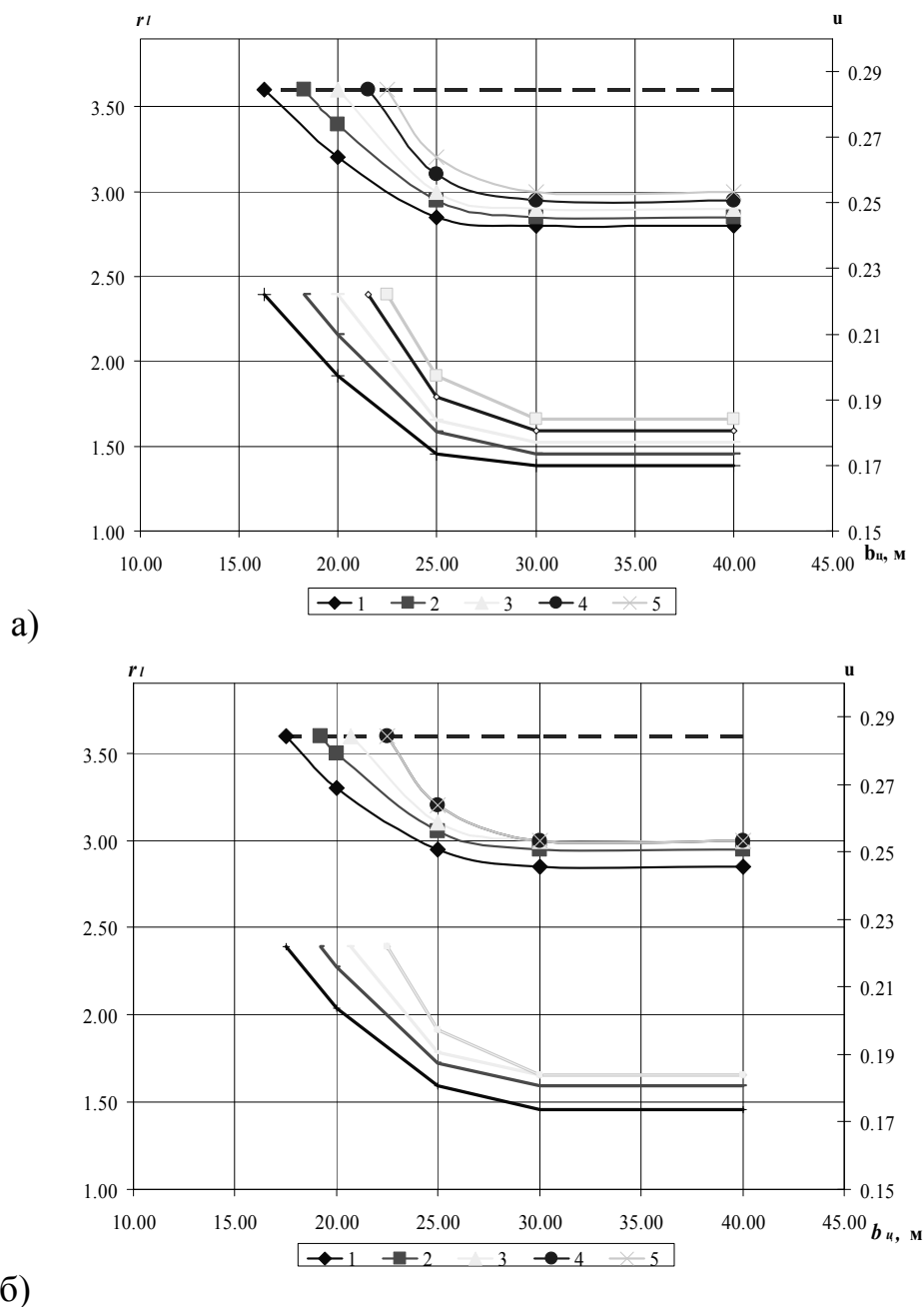


Рис. 3.17. Графіки залежності відносного радіуса непружних деформацій  $r_L$  та відносних переміщень  $u$  від ширини цілика між двома капітальними виробками  $b_u$ , якщо:  $m_n = 10$  м (а);  $m_n = 5$  м (б)

– переміщення контуру виробок, пропорційно залежні, згідно з виразами (3.14) і (3.15), відносному радіусу зони розпушення породного масиву, також зростають у міру зменшення розмірів цілика за експоненціальним законом;

– залежність ширини цілика від змінних параметрів  $m_n$  і  $m_a$  описується експоненціальною залежністю:

$$y = a(b - e^{-cx}), \quad (3.17)$$

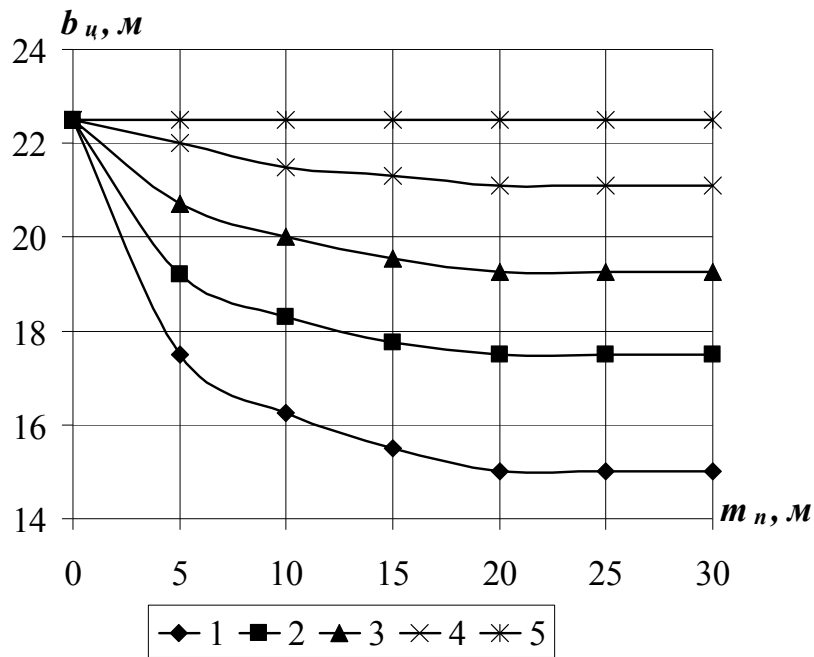


Рис. 3.18. Графік залежності ширини цілика  $b_u$  від потужності пласта пісковика  $m_n$  для двох виробок поза зоною впливу очисних робіт, якщо  $m_a = 5$  м (1),  $m_a = 10$  м (2),  $m_a = 15$  м (3),  $m_a = 20$  м (4),  $m_a = 25$  м (5)

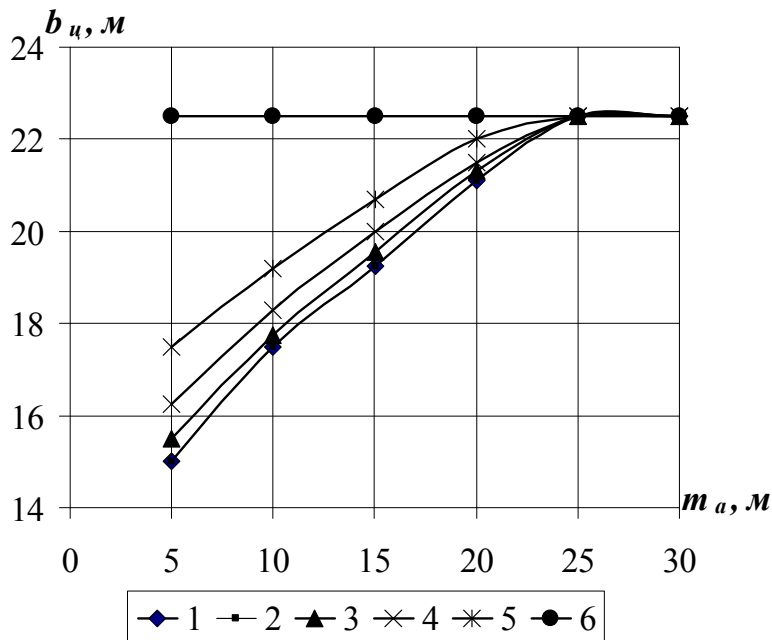


Рис. 3.19. Графік залежності ширини цілика  $b_u$  від відстані  $m_a$  між пластами вугілля і пісковика для двох виробок поза зоною впливу очисних робіт, коли  $m_n = 5$  м (1),  $m_n = 10$  м (2),  $m_n = 15$  м (3),  $m_n = 20$  м (4),  $m_n = 25$  м (5)

Отримані залежності, безумовно, можуть бути застосовані лише для гірничо-геологічних умов обраного для досліджень породного масиву. Проте загальні закономірності, ймовірно, будуть дотримані і для інших умов.

---

## ГЛАВА 4

### ВИЗНАЧЕННЯ ГЕОМЕТРИЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ЗАПОБІЖНИХ ЦІЛИКІВ, ЩО ОХОРОНЯЮТЬ КАПІТАЛЬНІ ВИРОБКИ ВІД ШКІДЛИВОГО ВПЛИВУ ОЧИСНИХ РОБІТ

#### 4.1. Гіпотези гірського тиску в очисних виробках

Стан панельних капітальних гірничих виробок залежить від багатьох обставин, серед яких вирішальне значення має стійкість запобіжних ціликів, що охороняють такі виробки. І якщо основним завданням ціликів між паралельними виробками є виключення їх взаємного впливу, то цілики між лавою і групою підготовчих виробок покликані запобігти впливу на крайові хідники опорного тиску, що викликаний очисними роботами. Обґрунтування ширини таких ціликів дозволить суттєво зменшити втрати вугілля та витрати на підтримання гірничих виробок.

Розуміння природи зусиль, що впливають на цілики, закономірностей формування напружено-деформованого стану масиву і розвитку зони непружних деформацій навколо виробок, механізмів деформації і руйнування порід дозволить скласти розрахункову схему, а також визначити геометричні параметри і фізико-механічні характеристики її елементів, на підставі чого можлива побудова математичної моделі.

Перша спроба пояснити процеси формування і визначити конфігурацію зон зруйнованих порід навколо очисної виробки була здійснена В. Хааком у 1928 році.

Ф. Шпрут і Г. Жиллітцер [109], розвиваючи його гіпотезу зведення тиску, стверджували, що в привибійній частині лави на відстані 15 м від вибою формується максимальний тиск, як у вугільному пласті, так і в зоні закладення позаду очисної виробки. Обмежуючись у своїх роботах розглядом відносно невеликої локальної ділянки породного масиву, що примикає до вибою лави, автори помилково втрачають з поля зору вплив геомеханічних процесів за її межами – в товщі порід аж до земної поверхні, а також в межах формування зони опорного тиску, поширення якої вглиб масиву сягає понад 50 м.

Уявлення про породні пласти покрівлі як про консольні балки, висловлене А. Шульцем і И. Шпарре в гіпотезі консольної балки, згідно з чим у міру посування лави внаслідок обвалення безпосередньої покрівлі, а згодом і основної, над вибоєм частини породних пластів діють як консолі.

Обвалення розпушених порід масиву за очисною виробкою з часом утворюють опору для розміщених вище, ще не обвалених пластів породного масиву, що згодом діятимуть як балки, затиснені з одного боку і оперті на основу з іншого.

Розвиваючи гіпотезу консольних балок, проф. Білаєнко [110] уявляв пласти порід над очисною виробкою як плити, природа руйнування яких є функцією тектонічних порушень і кліважу, а для опису механізму деформації і руйнування масиву використав співвідношення теорії пружності.

---

Г. Кегель, що був прибічником гіпотези консольних балок, відмінним від її базових положень бачив характер деформації пластів порід покрівлі, які плавно опускаються на закладений простір вслід за очисним вибоєм без утворення затиснутих в масиві консолей. Аналізуючи результати досліджень автора, слід зазначити істотну ідеалізацію системи, внаслідок чого кожен пласт порід покрівлі розглядався відособлено, без прив'язки до інших шарів масиву.

Висунута О.О. Борисовом [111] гіпотеза стадійного обвалення також базується на положеннях гіпотези консольних балок. Розділяючи пласти породного масиву над лавою на безпосередню і основну покрівлю, автор відзначав істотні відмінності в характері деформації і руйнуванні кожної з них.

Так, в межах безпосередньої покрівлі процеси руйнування і обвалення відбуваються одразу за очисною виробкою практично без відставання, а крок обвалення порівнянний з шириною самої очисної виробки. Пласти основної покрівлі, що є свитою міцних пластів порід над безпосередньою покрівлею, вигинаються у міру посування очисної виробки з наступним обваленням, величина кроку якого залежить від жорсткості пластів. Величини зусиль, що виникають в масиві, кроки обвалення, максимальні вильоти консолей та її вигину, кути вигину та інші параметри розраховувалися автором методами опору матеріалів.

Узагальнюючи наявні теорії, Г.М. Кузнецов [112] запропонував гіпотезу блокового руйнування, згідно з якою увесь масив над очисною виробкою розподіляється на окремі блоки, розміри яких співвимірні з потужністю пласта, що відпрацьовується. Блоки нижньої зони (аналог безпосередньої покрівлі за О.О. Борисовим) обвалюються у вироблений простір, в той же час блоки верхньої зони внаслідок вигину усього масиву підпираються знизу вже обваленим і розпушеним матеріалом раніше посаджених порід нижньої зони. Розглядаючи кінематичну взаємодію блоків між собою, автор гіпотези дещо помилково не бере до уваги руйнування масиву порід в межах блоків і в самому масиві в результаті зростання і перерозподілу максимумів напружень в загальній картині напружено-деформованого стану породного середовища.

Подібно до прибічників гіпотези консольних балок, А. Лабасс [68] розглядав породний масив як шарувату систему, з пластами різної жорсткості. Виділяючи в межах масиву навколо очисної виробки три зони, автор оцінює стан і поведінку порід в кожній з них.

Так, в першій зоні, що оточує лаву та охоплює як покрівлю, так і подошву, породи вважаються повністю зруйнованими, а тиск в межах зони мінімальним. В зоні масиву порід попереду лави, яка оточує першу зону, спостерігаються підвищені напруження, що виникають під час інтенсивного утворення тріщин, внаслідок чого міцність усього масиву істотно знижується. При цьому вважається, що пласти порід з найменшою тріщинуватістю є найбільш жорсткими. Вигин шарів за межами другої зони здійснюється плавно без руйнування суцільності, що автором характеризується терміном "псевдопластичність".

Запропоноване А. Лабассом припущення дістало назву гіпотези попереднього руйнування порід покрівлі. Проте істотним недоліком такої гіпотези стала відсутність кількісної оцінки процесів прояву гірського тиску в очисній виробці.

---

Цимбаревич П.М. [48], дещо змінивши розрахункову схему А. Лабасса, також відзначав наявність навколо очисної виробки зони знижених тисків у формі трикутника, основа якого більша, ніж протяжність виробленого простору, причому у міру посування очисного вибою, його площа збільшується. Згідно з гіпотезою ступінчасте опускання породи відбувається у формі призм, нахилених у бік напрямку руху лави, а їх висота обмежується земною поверхнею або істотно жорсткішими шарами пластів масиву.

До переваг підсумкових висновків роботи слід віднести практичні розрахункові формули визначення параметрів кріплення лави. Проте, на думку самого автора, запропонована гіпотеза пояснює поведінку масиву порід навколо лави на відносно неглибоких горизонтах, тоді як горизонти відпрацювання вугільних пластів в Україні вже давно перейшли на глибини, що перевищують 300 м.

Найбільш універсальною вважається гіпотеза радіальних зміщень К.В. Руппенейта [69], яка узагальнює результати аналізу більшості описаних вище гіпотетичних теорій. Згідно з її положеннями в привибійній зоні породного масиву, в покрівлі, підшві і вугільному пласті, а також позаду лави в зоні обвалених порід, формується опорний тиск, що характеризується концентрацією великих напружень порівняно з початковим тиском у непорушеному масиві.

В результаті прояву цього тиску безпосередньо над лавою і у вугільному пласті виникає зона непружних деформацій. На деякій висоті над цією зоною масив порід діє в пружному режимі. Вважаючи, що пласти породного масиву над виробкою згинаються у формі кола, використовуючи методи механіки суцільного середовища та виконуючи дослідження в пружнопластичній постановці, К.В. Руппенейт пропонує розрахункові формули для кількісної оцінки зміщень порід покрівлі в очисній виробці, що, безумовно, має практичну цінність.

Незважаючи на практичні і теоретичні переваги гіпотези, сам автор відзначає складність врахування усіх чинників, що впливають на процеси, які відбуваються в масиві, підробленому лавою, що істотно ускладнює побудову математичної моделі.

Серед наявних теорій гірського тиску заслуговує на увагу і гіпотеза хвилі тиску, висунута Г. Вебером і як продовження теорії Г. Шпаккеллера [108] та узагальнення досвіду спостережень за деформаціями вугільного пласта в процесі ведення очисних робіт. Відповідно до гіпотези породи покрівлі поведуться як балка на пружній основі (вугільний пласт і підшва), а розподіл опорного тиску має хвильовий характер з тенденцією до згасання амплітуди у напрямку руху очисної виробки до величини  $\gamma H$ . Крок хвилі тиску залежить від міцнісних характеристик основи, яка складається з вугілля і його підшви.

Максимум вертикальних напружень залежить від глибини закладення виробки і жорсткості пластів порід покрівлі. За оцінкою експертів, положення гіпотези справедливі при веденні очисних робіт з повним обваленням, тоді як при плавному посаді порід хвильового прояву гірського тиску не спостерігається. Крім того, опорний тиск проявляє себе найпомітніше на ділянці розподілу напружень опорного тиску першої хвилі, тоді як прояв підвищеного тиску на ділянках наступних хвиль малопомітний і несуттєвий.

Маючи різне теоретичне підґрунтя, відмінні за своєю суттю, описані гіпотези дають можливість зробити ряд загальних висновків.

У різних зонах масиву порід навколо очисної виробки формуються ділянки (рис. 4.1), де зусилля, що виникають внаслідок ведення очисних робіт, якісно і кількісно відрізняються, а, відповідно, різним є напружено-деформований стан і поведінка середовища, динаміка та якість його руйнування.

Попереду очисної виробки формується зона опорного тиску, розміри якої за різними оцінками становлять 50...200 м, головною причиною появи якої є дія на основу, яка складається з вугільного пласта і його підшви, навислих у вигляді консолей необвалених пластів порід основної покрівлі. Результатом впливу опорного тиску є утворення ділянок концентрації високих напружень, що призводить до утворення в приконтурному середовищі лави зони непружних деформацій, де масив порід піддається сильному тріщиноутворенню і розпушенню. Конфігурація такої зони досить складна, вона охоплює частину вугільного пласта, а також породи покрівлі і підшви навколо лави у напрямі її руху.

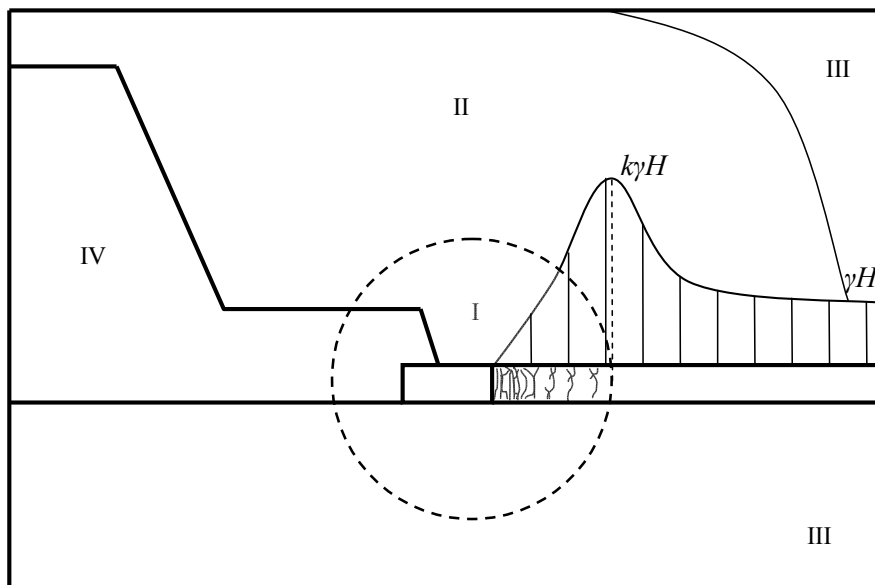


Рис. 4.1. Принципова схема розподілу зон впливу очисної виробки:  
I – зона непружних деформацій; II – зона концентрації високих напружень;  
III – зона масиву поза впливом очисної виробки; IV – зона обвалених порід

Вугільний пласт попереду лави в межах зони розпушення до точки екстремуму перебуває в зруйнованому стані.

За межами зони непружних деформацій породний масив має пружні властивості.

Позаду лави обвалені породи основної і безпосередньої покрівлі формують ділянку зниженого тиску, а міцнісні характеристики масиву на порядок нижчі за величиною, ніж в непорушеному масиві.

Проте, головним недоліком, про що говорять самі автори більшості гіпотез, виявилась складність вибору універсальної математичної моделі і методу наступного опису процесів, що відбуваються в масиві порід навколо очисної виробки. Математичні моделі, розроблені на базі ряду допущень, які вимагають



додаткового обґрунтування, поширюються на лише окремі випадки загальної теорії гірського тиску в частково ідеалізованому породному масиві.

Тому розробка рішень, які мають практичну цінність, можлива на базі досліджень з використанням моделей, де враховано гірничо-геологічні і гірничотехнічні умови відпрацювання вугільних пластів конкретних горизонтів шахт, а також загальні переваги усіх теорій гірського тиску. Описаний в главі 3 алгоритм моделювання з використанням МСЕ підходить для дослідження масиву, який вміщує систему "лава–цілик–хідник".

#### 4.2. Особливості формування напружено-деформованого стану породного масиву в запобіжному цілику, який розділяє лаву і капітальну виробку

При панельній підготовці шахтного поля його відпрацювання очисними вибоями виконується симетрично відносно панельних виробок. При розв'язуванні задач геомеханіки з використанням МСЕ такі симетричні моделі трапляються досить часто. В подібних випадках, при складанні розрахункових схем з метою зменшення кількості елементів і зниження тривалості виконання розрахунків, допускається використання моделей, що включають лише частину досліджуваного середовища, обмежену осями симетрії та її загальним контуром. При цьому відсутня частина компенсується введенням в розрахункову схему додаткових сумарних зусиль або переміщень з боку елементів масиву, які опускаються.

Тому розрахункова схема моделі включатиме лише ділянку породного масиву, обмежену віссю симетрії, яка збігається з головною вертикальною віссю капітального уклону (бремсберга), сам уклон, хідник, цілик, що виключає взаємний вплив панельних виробок, очисну виробку і охоронний цілик між лавою і хідником (рис. 4.2).

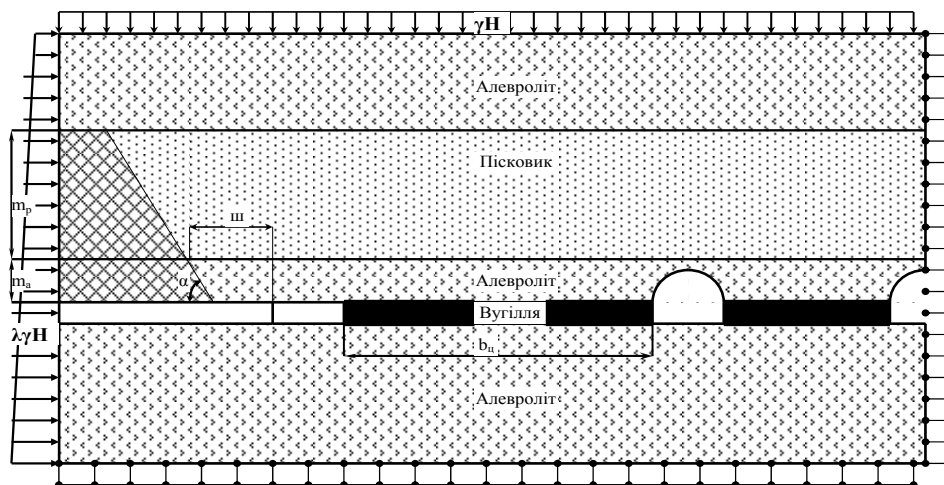


Рис. 4.2. Розрахункова схема моделі для визначення зон непружних деформацій навколо виробки, що охороняється запобіжним ціликом

Розміри хідника і уклону беруть з паспортів проведення і кріплення виробок пласта  $l_8$  горизонту 550 м. При ширині 5,1 м і висоті 3,58 м виробки мають аркову форму поперечного перерізу.

Ширина цілика між уклоном і хідником має дорівнювати 40 м, що згідно з положеннями глави 3 дозволяє уникнути взаємного впливу цих виробок. В процесі моделювання, порівнюючи параметри зони непружних деформацій кожної з виробок, можна також визначити момент початку впливу опорного тиску на крайній хідник.

Передбачається, що ширина лави має становити 6 м при висоті 2 м, що відповідає ширині демонтажної виробки при закінченні очисних робіт.

Ширина охоронного цілика між лавою і хідником в процесі моделювання варіюватиметься в деякому діапазоні. Очевидно, що мінімальним розмір цілика буде у тому випадку, коли очисна виробка підійде впритул до панельного хідника. Для визначення ж максимальної ширини, яка і буде прийнята в розрахунковій схемі, заздалегідь слід оцінити стан самого цілика в плані зусиль, що впливають на нього, деформацій і напружень, у зв'язку з чим у ньому виділяють декілька характерних ділянок.

У крайових зонах з боку кожної виробки (рис. 4.3) вугілля і частково породи покрівлі і підшви перебувають в розпушеному стані аж до моменту досягнення піку опорного тиску (точки 1–2, 1'–2'). У цій ділянці мають місце переміщення порід покрівлі і підшви в межах зони непружних деформацій, а напруження в межах ділянки мінімальні біля вибою і стінки хідника і зростають до максимуму (точки 2, 2'), як і залишкова міцність масиву.

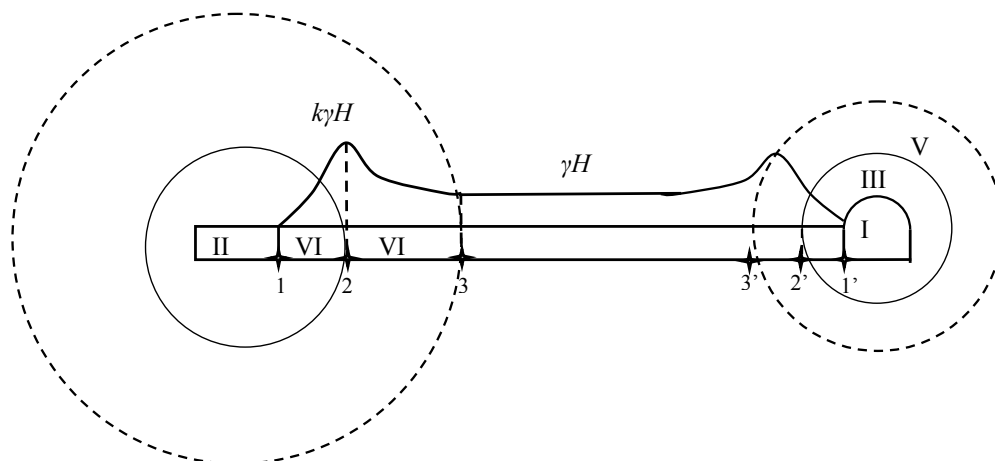


Рис. 4.3. Схема до опису механізму накладення зон концентрації напружень при наближенні лави до хідника, який охороняється ціликом:

I – капітальна виробка, II – лава, III, IV – зони непружних деформацій навколо капітальної виробки і лави відповідно, V, VI – зони підвищеного рівня напружень навколо виробок відповідно

На другій ділянці (точки 2–3 і 2'–3'), обмеженій максимумом опорного тиску і точкою переходу підвищеного тиску до зусиль характерних для непорушеного масиву, породи цілика перебувають в пружному стані, а опорний тиск знижується.

На третій ділянці в цілику спостерігається природний рівень напружень, характерний для непорушеного масиву.

У міру наближення лави опорний тиск, як і межі ділянок, зміщується у бік хідника, і на деякій відстані виникає явище взаємного впливу виробок, якому передують збіг точок 3 і 3'.

Починаючи з цього моменту, дуже важливим є визначення конфігурації зони непружних деформацій на кожній ділянці, переміщення точок покрівлі і підшви, а також виявлення інших чинників, які впливають на перебіг геомеханічних процесів у масиві порід.

На підставі сказаного вище, стає можливим визначити деякі геометричні розміри розрахункової схеми для наступного моделювання.

Спираючись на висновки дослідників, які відзначали, що зона опорного тиску сягає 200 м, а максимальна зона впливу одиночної виробки становить 30 м, ширина цілика, розміри якого в процесі моделювання варіюватимуться, для першої моделі буде становити 230 м. Але згідно з нормативною методикою визначення розмірів цілика для гірничо-геологічних умов пласта  $l_8$  горизонту 550 м, ширина зони опорного тиску не перевищуватиме 120 м.

Ще одним важливим параметром для складання розрахункової схеми є довжина вильоту консолі порід основної покрівлі, що нависають над відпрацьованим простором позаду лави. Очевидно, що при найбільшому значенні цього показника в породному масиві спостерігається складна в плані розподілу і концентрації напружень картина.

Визначенню кроку сталого обвалення, а відповідно й довжини найбільшого нависання порід покрівлі, присвячено роботу Н.В. Хозяйкіної [64]. З огляду на умови шахт "ДТЕК Добропіллявугілля", а також особливості вугільних пластів ТДВ «Шахта Білозерська», автором було виведено залежності кроку первинного і сталого обвалення від потужності міцнішого порівняно з іншими шарами пласта пісковіку, який залягає в покрівлі вугільного пласта. Згідно з висновками цієї роботи величина такого кроку варіюється в межах 30...63 м при потужності пласта пісковіку до 30 м. При цьому змінною величиною також була потужність алевроліту, що залягає в безпосередній покрівлі.

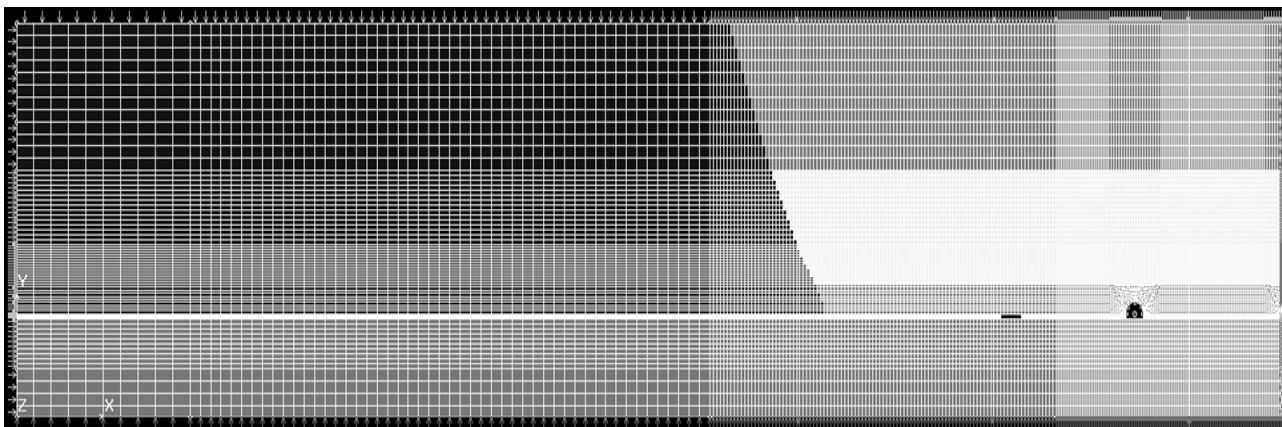


Рис. 4.4. Скінченно-елементна реалізація розрахункової схеми

У тій же роботі було встановлено, що при потужності пласта пісковіку 16 м і більше, а шар алевроліту, який підстилає пісковик, перевищує 14 м, істо-

тних відмінностей в характері руйнування масиву не спостерігається, а величина сталого кроку обвалення залишається незмінною.

Ймовірно, що при складанні розрахункової схеми досить буде передбачити ділянку масиву над вугільним пластом, висота якої дорівнює сумі значень потужності пластів пісковика і алевроліту (див. роботу [64]), з двократним запасом, що дозволяє виключити вплив граничних умов на контурі моделі, фактично це 60 м.

При цьому найбільша відстань пласта пісковика від вугільного пласта, максимальна потужність якого дорівнює 30 м, буде становити також 30 м.

Враховуючи факт, що кут нахилу поверхні обвалення до горизонту згідно з [64, 111] становить 65...85 градусів, крайня точка вильоту консолі від вибою лави буде розташована відстані приблизно 100 м.

Дотримуючись граничних умов, з боку очисної виробки також слід передбачити простір шириною 100 м.

### 4.3. Моделювання пружно-деформованого стану породного масиву, що вміщує систему «лава–цілик–хідник»

Моделювання МСЕ відповідно до процедури, описаної в попередній главі, виконувалося з варіюванням ширини цілика, потужності пласта пісковика і товщини пласта алевроліту, розташованого над пластом вугілля. Для кожної конфігурації моделі визначалася форма зони непружних деформацій з оцінкою її відносних розмірів. Крім того, визначалися переміщення на контурі масиву навколо капітальної виробки. Крок варіювання змінних величин  $\Delta=5$  м, а загальна кількість виконаних розрахункових завдань перевищувала сто.

На рис. 4.5 подано картину розподілу еквівалентних напружень в породному масиві для однієї з характерних ситуацій, а графіки залежності відносного радіуса непружних деформацій  $r_L$  та відносних переміщень  $u$  від ширини цілика, розміщеного між лавою й хідником  $b_{\psi}$ , зображено на рис. 4.6.

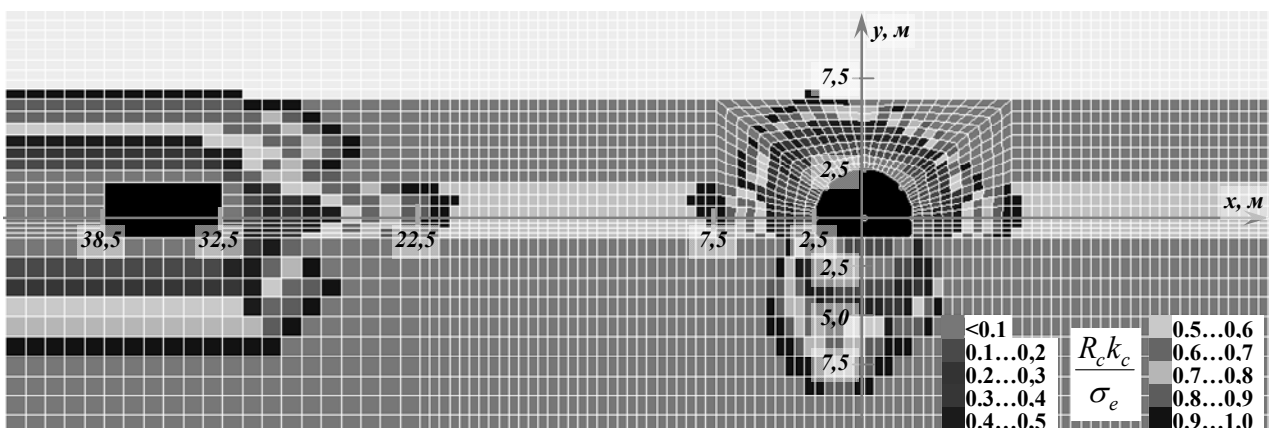
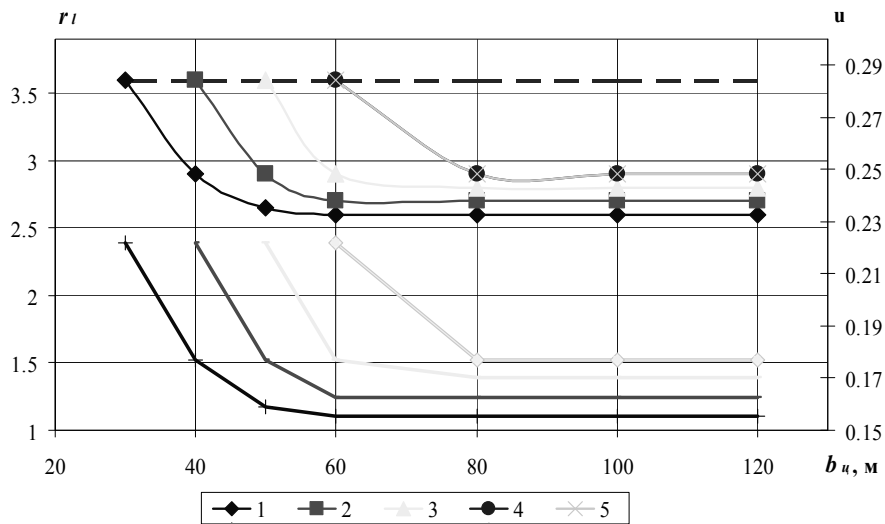
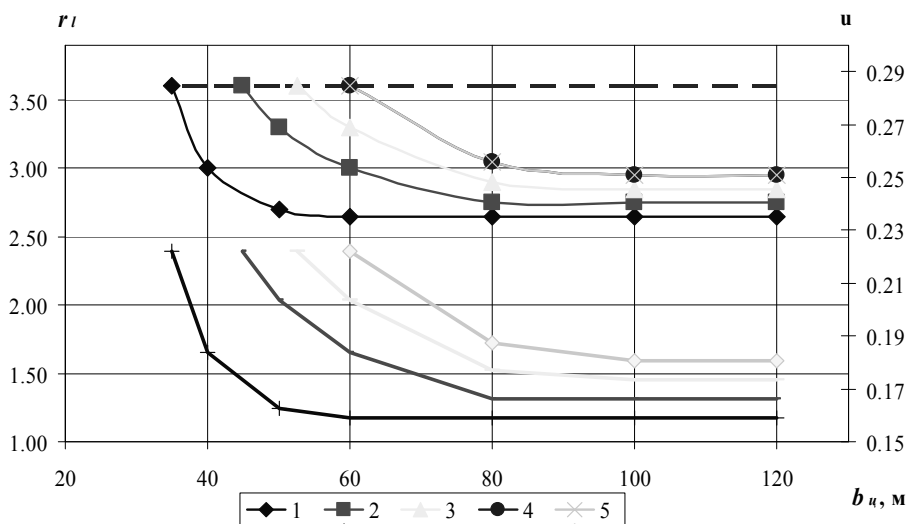


Рис. 4.5. Конфігурація зон непружних деформацій навколо виробок, якщо  $b_{\psi}=30$  м;  $m_n=20$  м;  $m_a=3$  м



а)



б)

Рис. 4.6. Графіки залежності відносного радіуса непружних деформацій  $r_L$  та відносних переміщень  $u$  від ширини цілика між лавою й хідником  $b_u$ , якщо  $m_n = 20$  м (а);  $m_n = 15$  м (б);  $m_a = 5$  м (1);  $m_a = 10$  м (2);  $m_a = 15$  м (3);  $m_a = 20$  м (4);  $m_a = 25$  м,  $m_a = 0$  м (5)

Аналіз отриманих залежностей дозволяє зробити такі висновки:

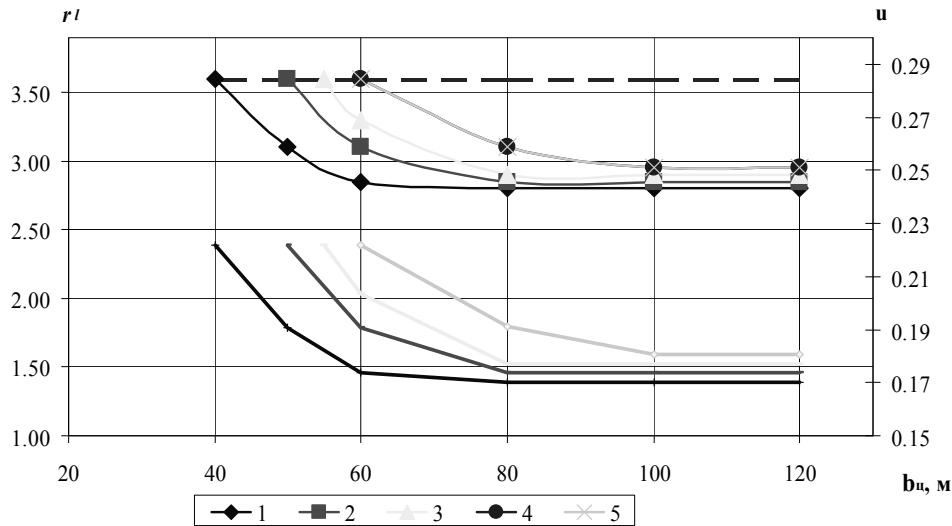
– зона непружних деформацій навколо крайнього хідника на максимальній відстані від лави має конфігурацію, подібну до конфігурації ділянки розпушення поза зоною будь-якого впливу;

– у міру зменшення ширини цілика, як і при дослідженні двох виробок, розділених ціликом, геометрія ділянки розпушення навколо капітальної виробки змінюється із переміщенням максимуму радіуса непружних деформацій у бік лави;

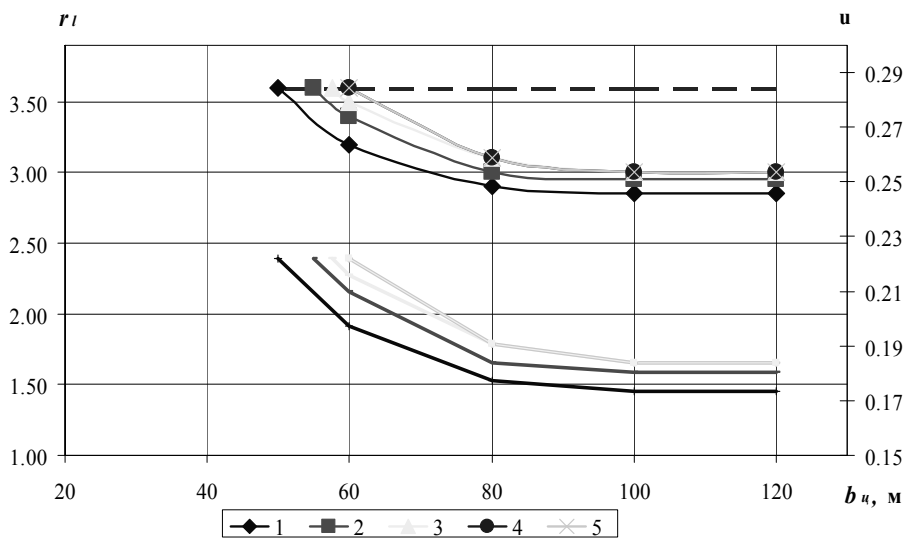
– за наявності пласта пісковика відносний радіус непружних деформацій суттєво зменшується, а вплив першого спостерігається, якщо його потужність  $m_n$  не перевищує 20 м, а відстань до нього  $m_a$  менша ніж 20 м. Отримані значення збігаються з результатами описаного в главі 3 моделювання двох паралельних виробок, що охороняються ціликом від взаємного впливу;

– за наявності в покрівлі пласта пісковика, потужність якого  $m_n = 20$  м, а відстань до вугільного пласта  $m_a = 5$  м, можлива найменша допустима ширина цілика  $b_u = 30$  м;

– відносний радіус зони непружних деформацій, як і залежні від нього переміщення контуру виробки, збільшуються за експоненціальним законом у міру зменшення ширини цілика.



а)

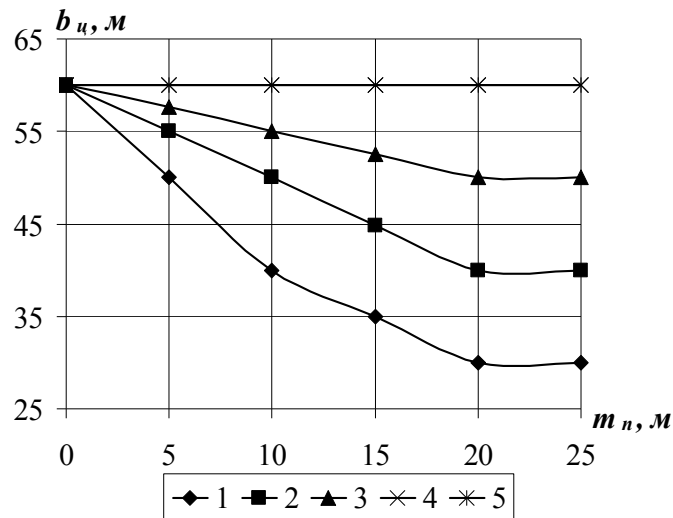


б)

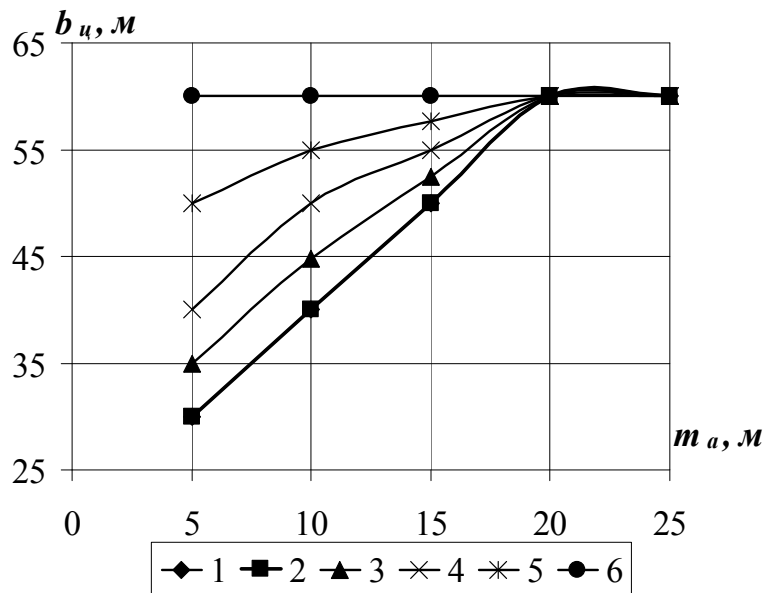
Рис. 4.7. Графіки залежності відносного радіуса непружних деформацій  $r_L$  та відносних переміщень  $u$  від ширини цілика між лавою й хідником  $b_u$ , якщо  $m_n = 10$  м (а);  $m_n = 5$  м (б);  $m_a = 5$  м (1);  $m_a = 10$  м (2);  $m_a = 15$  м (3);  $m_a = 20$  м (4);  $m_a = 25$  м,  $m_a = 0$  м (5);

Отримані результати, що наведені на рис. 4.6 та 4.7, дали змогу сформулювати остаточні залежності, які дозволяють визначити ширину цілика  $b_u$  з урахуванням потужності пласта пісковика  $m_n$  і відстані до нього  $m_a$ . Аналіз цих закономірностей, що наведені на рис. 4.8, дозволяє зробити такий висновок: стійкість капітальних виробок, що охороняються ціликами від взаємного впливу й впливу очисних робіт, перебуває в експоненціальній залежності як від потужності міцного породного пласта, який залягає в покрівлі, так і від відстані між

таким пластом й підшовою виробок, що дозволяє регулювати розміри цілика, зменшуючи експлуатаційні втрати вугілля.



а)  
 $m_a=5$  м (1),  $m_a=10$  м (2),  $m_a=15$  м (3),  $m_a=20$  м (4),  $m_a=25$  м (5)



б)  
 $m_n=5$  м (1),  $m_n=10$  м (2),  $m_n=15$  м (3),  $m_n=20$  м (4),  $m_n=25$  м (5)

Рис. 4.8. Графік залежності ширини цілика між лавою й хідником  $b_u$  від потужності пласта пісковуку  $m_n$  (а) і від відстані  $m_a$  між підшоною вугільного пласту й пластом пісковуку (б), якщо

---

## ГЛАВА 5

### ШАХТНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЯВУ ГІРСЬКОГО ТИСКУ У ВИРОБКАХ, ЩО ОХОРОНЯЮТЬСЯ ЗАПОБІЖНИМИ ЦІЛИКАМИ

#### 5.1. Визначення припустимих геометричних параметрів запобіжного цілика

##### *5.1.1. Визначення ширини цілика за нормативною методикою*

Отримані у главах 3 та 4 залежності дозволяють визначити розміри запобіжних ціликів з урахуванням гірничо-геологічних умов, в яких споруджуються виробки, що охороняються.

Одним із параметрів, за яким судять про стан виробки, є рівень зміщень її контуру, прогнозні значення яких обчислюють, користуючись цими залежностями. Порівняння прогнозованих зміщень на контурі виробки з реальними, що виявлені під час проведення шахтних вимірювань, дозволяє визначити достовірність отриманих теоретичних результатів.

У зв'язку з неможливістю варіювати ширину запобіжного цілика між капітальними виробками, що вже проведені на всю проектну довжину, створення рекомендацій до визначення геометричних параметрів стосувалось ціликів, розташованих між 2-ю лавою і панельним північним вантажним хідником пласта  $l_8$  горизонту 550 м ТДВ «Шахта Білозерська».

Гірничо-геологічні і гірничотехнічні умови, з урахуванням яких визначається ширина цілика, подано нижче. Ділянка вантажного хідника уклону №1 гор. 550 м. пл.  $l_8$  охороняється від шкідливого впливу очисних робіт 2-ї південної лави. Хідник проведений шляхом верхнього і нижнього підривання з кріпленням АП-13,8 і залізобетонною затяжкою. Середня висота виробки  $h_e = 3,2$  м (проектна  $h_{en} = 3,58$  м), ширина  $b_e = 4,7$  м ( $b_{en} = 5,12$  м). Глибина розробки по конвеєрному штреку  $H = 473$  м, по вентиляційному –  $H = 444$  м.

Вугільний пласт складної будови, його потужність  $m_e = 2,05...2,12$  м, корисна –  $m_{ек} = 1,69...1,77$  м, середня  $m_{ес} = 1,73$  м. Вугілля чорне, блискуче, тріщинувате. Пласт не схильний до самозаймання, безпечний стосовно газодинамічних явищ, вибухонебезпечний за пилом,  $R_c = 20$  МПа.

Безпосередня покрівля пласта – аргіліт, потужність пласта якого  $m_a = 2,1...3,0$  м, темно-сірий, однорідний;  $R_c = 31$  МПа. На цій ділянці, на відміну від інших, безпосередня покрівля складається з аргіліту, в той час як на більшості інших ділянок у покрівлі вугільного пласта залягає або алевроліт, або пісковик.

Основна покрівля – це пласт пісковика, потужність якого  $m_n = 11,3...14,0$  м, середньозернистий, середньостійкий;  $R_c = 53$  МПа.

Безпосередня і основна підшва являє собою пласт алевроліту, потужність якого  $m_a = 8,3...10,35$  м, середньозернистий, слюдистий;  $R_c = 34$  МПа.

Розрахункову ширину цілика визначають відповідно до нормативної методики [52] таким чином:



1. Розрахункову глибину  $H_p$  обчислюють з урахуванням коефіцієнта концентрації напружень  $k$ , значення якого зумовлене дією тектонічних процесів, і в даних умовах  $k=1$ . Отже,  $H_p = 458,5$  м, тобто як середнє значення між глибиною закладення вентиляційного і конвеєрного штреків.

2. Розрахунковий опір порід масиву на стиск визначають відповідно до кожного елемента виробки (підосви, покрівлі, бічних частин) для усіх пластів, які перетинаються виробкою, на глибину, що дорівнює її ширині  $b_e$ . При цьому враховується додаткова порушеність масиву (тріщинуватість, наявність дзеркал сковзання або глинистих прошарків і т. д.) шляхом введення до розрахункової формули коефіцієнта  $k_m$ , тобто

$$R_i = R_{ci} k_m. \quad (5.1)$$

Відповідно до проекту визначення розмірів ціликів, який виконано маркшейдерським відділом ТДВ «Шахта Білозерська»,  $k_m = 0,9$ , а розрахункові величини опору порід масиву набувають таких значень:

- для пісковика (основна покрівля)  $R_n = 53 \cdot 0,9 = 47$  МПа;
- для аргіліту (безпосередня покрівля)  $R_n = 31 \cdot 0,9 = 28$  МПа;
- для алевроліту (підосва)  $R_n = 34 \cdot 0,9 = 31$  МПа;
- для вугілля (бічна частина виробки)  $R_n = 20 \cdot 0,9 = 18$  МПа.

3. Вантажний хідник пройдено у неоднорідному шаруватому середовищі, значення опору стисненню порід якого відрізняється в межах дослідної ділянки більш ніж на 30 %, тому розрахунок підсумкового опору на стиск виконують окремо для порід підосви, покрівлі і боків.

Для покрівлі (2,4 м – аргіліт, 11,3 м – пісковик):

$$R_c = \frac{47 \cdot 11,3 + 28 \cdot 2,4}{11,3 + 2,4} = 44 \text{ МПа}. \quad (5.2)$$

Для підосви (7,85 м алевроліт):

$$R_c = \frac{31 \cdot 7,85}{7,85} = 31 \text{ МПа}. \quad (5.3)$$

Для боків (2,1 м – вугілля, 0,6 м – аргіліт; 0,5 м – алевроліт):

$$R_c = \frac{18 \cdot 2,1 + 28 \cdot 0,6 + 31 \cdot 0,5}{2,1 + 0,6 + 0,5} = 22 \text{ МПа}. \quad (5.4)$$

4. За табл. 6.1 нормативних методичних рекомендацій [52] ширина цілика поряд з вентиляційним штреком становить 83 м, біля конвеєрного – 86 м. Враховуючи вичерпаність податливості кріплення північного хідника, визначену ширину цілика вважають проектною.

Аналізуючи методику визначення ширини цілика, важливо зауважити, що найважливішим елементом масиву, спираючись на міцнісні характеристики якого розраховують геометричні параметри цілика, є найбільш слабкий (в даному випадку вугілля), в той час як більш міцні породні шари масиву, що, безумовно, впливають на загальну стійкість всієї системи, майже не враховуються.

### 5.1.2. Визначення припустимої ширини цілика з використанням числового моделювання

Використовуючи методику числового моделювання, що наведена в главі 4, для заданих умов з метою визначення припустимих розмірів цілика було сформовано 6 моделей. Аналіз остаточних картин розподілу напружень цих моделей дозволили встановити залежності зміни величини радіуса зони непружних деформацій  $r_L$  та переміщень  $U$  від ширини цілика  $b_{\text{ц}}$  (рис. 5.1).

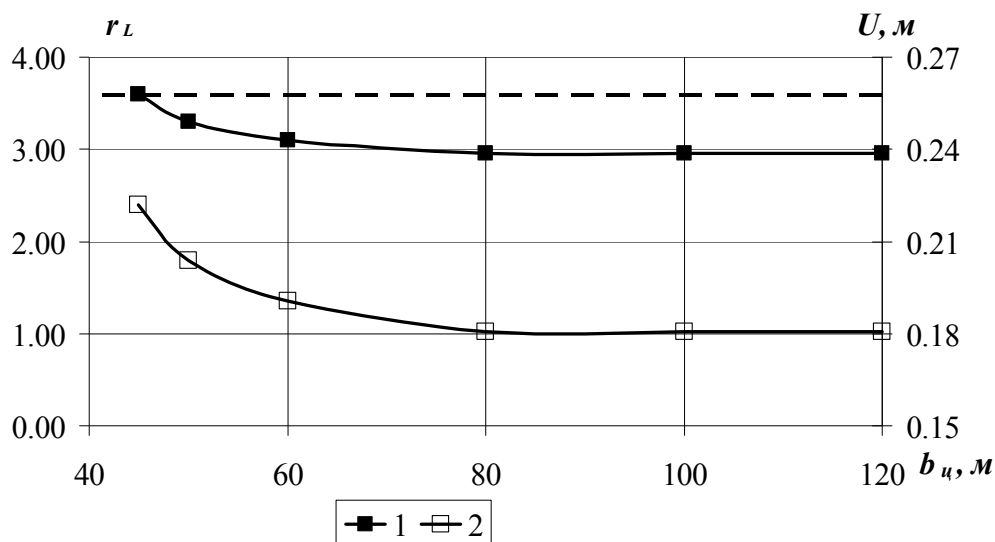


Рис. 5.1. Графік залежності відносного радіуса непружних деформацій  $r_L$  (1) та переміщень  $U$  (2) від ширини цілика  $b_{\text{ц}}$ , розташованого між лавою та хідником, якщо  $m_n = 11,3$  м,  $m_a = 3$  м

За отриманими залежностями можливо визначити припустиму мінімальну ширину цілика, а саме  $b_{\text{ц}} = 45$  м у середньому перерізі. Крім того, заслуговує на увагу і той факт, що обчислені за нормативною методикою значення припустимої ширини цілика перебувають у межах ділянки графіка, тобто  $b_{\text{ц}} = 80 \dots 120$  м, коли зміщення на контурі хідника мінімальні, через що стан самої виробки відповідає стану поза межами впливу очисних робіт. Це свідчить про суттєвий запас міцності ціликів, розміри яких визначаються за нормативною методикою.

З метою зменшення впливу можливих неврахованих факторів ширина цілика, яку визначили як експериментальну, була обчислена за такою формулою:

$$b_{\text{це}} = \frac{b_{\text{цн}} - b_{\text{цпр}}}{2} + b_{\text{цн}}, \quad (5.5)$$

де  $b_{\text{це}}$ ,  $b_{\text{цн}}$ ,  $b_{\text{цпр}}$  – ширина цілика експериментальна, визначена за нормативною методикою і рекомендована за результатами числового моделювання відповідно.

Встановлено такі кінцеві значення ширини запобіжного цілика:  $b_{\text{це}} = 60$  м для вентиляційного штреку та  $b_{\text{це}} = 65$  м для конвеєрного штреку, а розраховані значення по суті становлять 50 % від пропонованого зменшення розмірів (табл. 5.1).

Таблиця 5.1

Розміри цілика для охорони північного вантажного хідника уклону №1 гор. 550 м пласта  $l_8$  від впливу 2-ї північної лави

№ з/п	Назва виробки	Розміри цілика, м		
		Нормативні	Експериментальні	Рекомендовані (за результатами моделювання)
1	Вентиляційний штрек	83	60	45
2	Конвеєрний штрек	86	65	

При використанні знайдених за даними рис. 5.1 значень ширини цілика, прогнозовані зміщення  $U=0,19$  м, а критичні  $U^*=0,22$  м.

## 5.2. Шахтні вимірювання зміщень контуру хідника, що охороняється запобіжним ціликом від впливу очисних робіт

Для оцінки стану північного вантажного хідника уклону №1 пласта  $l_8$  горизонту 550 м на ТДВ «Шахта Білозерська» розташованого між вентиляційним і конвеєрним штреками 2-ї північної лави, було встановлено дві контурні замірні станції на ПК18 та ПК23.

Вибір місця облаштування станцій пояснюється необхідністю виключити можливий вплив на стан виробки сполучень штреків і хідника. З іншого боку, вимірювання слід виконувати якнайближче до цих самих сполучень, тому що ширина ціликів за нормативною методикою визначається на відмітках закладення дільничних підготовчих штреків.

Станції влаштовувались на дільницях, які відповідають таким вимогам: рами кріплення відповідають паспорту; можливість демонтажу двох зтяжок для доступу до породного контуру виробки, відсутність гірничого обладнання.

Облаштування контурної замірної станції (рис. 5.2) виконували таким чином: по центральній осі виробки у покрівлі та на висоті 1000 мм від рівня головки рейки в боках виробки були пробурені 3 шпури глибиною 300...350 мм; в них шляхом розклинення закладали дерев'яні колодки діаметром 30 мм, в які закручувалися гачки.

Для виконання замірів до центрального гачка у покрівлі підвішувався висок, між нижньою частиною якого і реперами у боках виробки замірялися відстані  $a_1$  й  $a_2$ . Між гачками в боках виробки натягувалася капронова нитка, від якої вимірювали відстані до репера у покрівлі ( $h_1$ ) і до рейок на підшві ( $h_2$ ). Сума вимірюваних значень по вертикалі й горизонталі становить загальну висоту і ширину виробки відповідно.

Крім того, прийнята схема вимірювань дозволяла визначити не тільки загальну величину зміщень контуру, але й напрям, за яким такі зміщення найбільші.

Враховуючи проектну і фактичну дату призупинення лави (14.01.2009) заміри виконувались співробітниками маркшейдерської служби ТДВ «Шахта Білозерська» відповідно такого графіка:

- грудень 2008 року – 1 раз на тиждень;
- січень 2009 року – 3 рази на тиждень;
- лютий–березень 2009 року – 1 раз на тиждень.

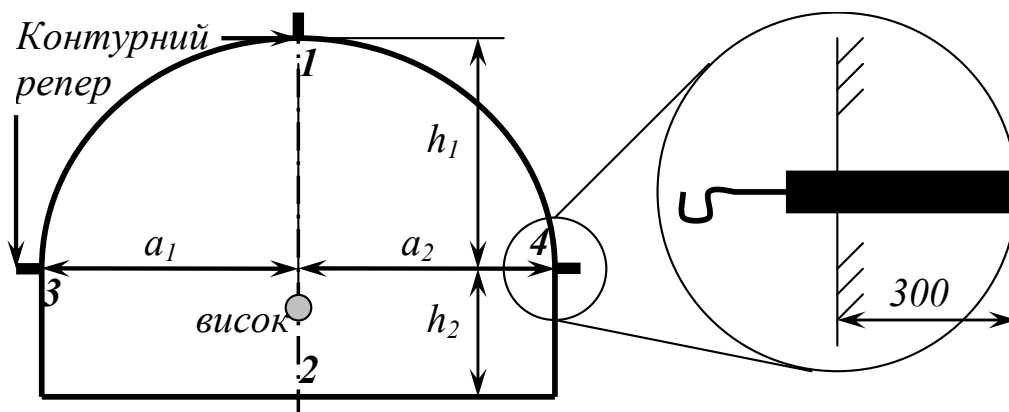


Рис. 5.2. Схема замірної станції з контурним репером

За результатами вимірювань визначені підсумкові зміщення на контурі виробки (табл. 5.2). Максимальні зміщення спостерігаються у підшві виробки на обох реперах, а розкид отриманих значень порівняно з прогнозними не перевищує 10%. Мінімальні зміщення спостерігались у боках виробки.

Таблиця 5.2

Зміщення на контурі хідника після закінчення вимірювань

№ станції	Зміщення*, мм				Прогнозні $U_n$	$\Delta = \frac{U_n - U_{\max}}{U_n} \cdot 100\%$
	$U_1$	$U_2$	$U_3$	$U_4$		
1	90	180	50	30	190	5,3
2	110	200	60	30		5,3

\*Індекси відповідають номерам реперів

Загальний стан виробки після призупинення лави в цілому задовольняє експлуатаційні вимоги за факторами вентиляції і витримки габаритів рухомого складу і зазорів, що підтверджується контрольними замірами висоти ( $h_g = 2,9$  м) і ширини виробки ( $b_g = 4,6$  м). Але об'єктивне визначення стану виробки потребує відповідного обґрунтування у числовому вираженні.

Для визначення стійкості виробки досить часто користуються коефіцієнтом стійкості  $\omega$ , що визначається за такою формулою:

$$\omega = \frac{n - n_\partial}{n}, \quad (5.6)$$

де  $n$ ,  $n_\partial$  – загальна кількість та кількість зруйнованих рам кріплення виробки на дослідному відрізку відповідно.

До зруйнованих рам відносяться ті, в яких мають місце розриви суцільності профілю СВП, відсутні або порушені замки та їх елементи, спостерігається суттєве викривлення рам та ін.

До початку виконання вимірювань на ділянці між ПК 18...23 були пороховані рами з відповідними дефектами і було визначено, що величина коефіцієнту стійкості  $\omega = 0,78$  ( $n = 200, n_0 = 44$ ). Після призупинення лави за тією ж процедурою повторно визначили, що  $\omega = 0,75$  ( $n = 200, n_0 = 51$ ), це лише на 5% менше від початкової величини.

Таким чином, аналіз результатів виконаних вимірювань на замірних станціях та підсумкового значення коефіцієнта стійкості виробки показав, що обґрунтоване на базі математичного моделювання зменшення ширини запобіжного цілика зумовлює прогнозовані за величиною зміщення контуру виробки, що охороняється, але суттєвого погіршення її стану при цьому не відбувається.

### 5.3. Обґрунтування економічної ефективності зменшення розмірів запобіжних ціликів

Починаючи з 1996 року на пласті  $l_8$  ТДВ «Шахта Білозерська» було зменшено ширину 4 запобіжних ціликів, що охороняють уклон і хідники від шкідливого впливу підвищеного гірського тиску попереду лав північного поля, які за часом закінчення видобувних робіт розподіляються таким чином: 1996–2001 рр. – 3-тя, 4-та і 5-та лави, 2009 – 2-га.

Враховуючи суттєвий часовий проміжок між зазначеними датами, розрахунок економічного ефекту слід виконувати для групи з трьох ціликів і окремо для цілика 2-ї північної лави, основні геометричні параметри яких наведені у табл. 5.3.

Таблиця 5.3

Розміри запобіжних ціликів північного поля пласта  $l_8$  гор. 550 м

Параметри	№ лави	Проектні		Фактичні	
		Штреки			
		вентиляц.	конвеєр.	вентиляц.	конвеєр.
Ширина вугільного цілика, м	2	83	86	65	60
	3	113	117	62	85
	4	120,5	121,5	53	73
	5	74	78	35	60
Середня довжина лави, м	2-5	150			
Корисна потужність пласта, м	2-5	1,5			

Вартість вугілля, що виймається з  $i$ -го цілика при зменшенні його проектної ширини, визначають за такою формулою:

$$C_i = \left( \frac{l_i^{нв} + l_i^{нк}}{2} - \frac{l_i^{\phiв} + l_i^{\phiк}}{2} \right) \cdot L_i \cdot m \cdot \gamma_{об} \cdot C_{1m} \quad (5.7)$$

де  $l_i^{нв}, l_i^{нк}, l_i^{\phiв}, l_i^{\phiк}$  – проектні й прийняті значення ширини цілика  $i$ -ої лави по вентиляційному й конвеєрному штрекам, відповідно, м;  $L_i$  – ширина стовпу  $i$ -ої лави, м;  $m$  – потужність вугільного пласта;  $\gamma_{об}$  – щільність вугілля марки  $\Gamma_{\text{кокс}}$ , т/м<sup>3</sup>;  $C_{1m}$  – ціна 1 т вугілля.

Ціна 1 т. вугілля марки  $\Gamma_{\text{кокс}}$  станом на липень 2004 р. дорівнювала 275 грн/т; у лютому 2009 р. – 910 грн/т. Щільність вугілля – 1,32 т/м<sup>3</sup>.

Розрахункова вартість вугілля, що додатково виймається з кожного цілика, має такі значення:

2-га північна лава –  $C_2 = 5\,945,9$  тис. грн;

3-тя північна лава –  $C_3 = 1\,468,5$  тис. грн;

4-та північна лава –  $C_4 = 4\,184,5$  тис. грн;

5-та північна лава –  $C_5 = 2\,652,8$  тис. грн.

Середній річний економічний ефект на один вибій

$$C = \frac{\sum C_i}{T \cdot n} \cdot I \quad (5.8)$$

де  $T$  – тривалість відпрацювання видобувних вибоїв, рік;  $n$  – кількість видобувних вибоїв;  $I$  – індекс ціни на вугілля.

Для ціликів 3...5-ї південних лав станом на 2004 рік економічний ефект  $C = 395,5$  тис. грн/рік.

Економічний ефект з урахуванням індексу цін, який дозволяє привести їх тогочасний рівень до теперішнього  $C_{3-5} = 2445,0$  тис. грн/рік для ціликів 3...5-ї південних лав і  $C_2 = 5529,7$  тис. грн/рік для цілика 2-ї південної лави.

Таким чином, зменшення розмірів ціликів дозволило отримати загальний економічний ефект 14 251,7 тис. грн. відповідно до рівня цін 2009 року.

---

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

На основі встановлених для гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов ТДВ «Шахта Білозерська» закономірностей деформації контуру виробок, що охороняються запобіжними ціликами, та розподілу напружень в породному масиві навколо похилих виробок, було виконано актуальне науково-технічне завдання, що полягало у визначенні припустимої ширини запобіжних ціликів, а це має важливе значення для підвищення ефективності та безпеки гірничих робіт в умовах вугільних шахт.

Основні наукові і практичні результати роботи такі:

1. Виконано аналіз стану панельних похилих виробок ТДВ «шахта Білозерська», результати якого довели, що підвищити ефективність видобутку вугілля (зниження його втрат в ціликах) можливо за рахунок обґрунтованого зменшення розмірів запобіжних ціликів з урахуванням впливу пласта пісковика в покрівлі.

2. Запропоновану методику адаптовано до визначення запасу міцності ціликів вугільних шахт, за її допомогою якої було з'ясовано, що залежність коефіцієнта запасу міцності складноструктурного цілика від потужності вугільного пласта носить експоненціальний характер, а для заданих умов мінімальна ширина цілика становить 11,5...15 м.

3. Для гірничо-геологічних умов ТДВ «Шахта Білозерська» встановлено залежності зміни відносного радіуса непружних деформацій від ширини запобіжного цілика стосовно двох характерних систем «виробка–цілик–виробка», «лава–цілик–виробка», які носять експоненціальний характер.

4. Встановлено ступінь впливу пласта пісковика в покрівлі виробок і відстані від нього до підосви вугільного пласта, яка описується експоненціальними залежностями.

5. Для умов ТДВ «Шахта Білозерська» визначено діапазони ширини ціликів, які становлять 15...22,5 та 30...60 м у кожній із досліджуваних систем відповідно.

6. На основі досліджень обґрунтовано економічний ефект, що досягається шляхом прирізки додаткових ділянок вугільних стовпів і становить 2,5 млн грн/рік на кожний очисний вибій.

---

## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. BP Statistical Review of World Energy [Электронный ресурс] / Способ доступа: URL: [www.bp.com/liveassets/bp\\_internet/globalbp/globalbp\\_uk\\_english/reports\\_and\\_publications/statistical\\_energy\\_review\\_2010/STAGING/local\\_assets/downloads/spreadsheets/statistical\\_review\\_full\\_reportworkbook2010.xls](http://www.bp.com/liveassets/bp_internet/globalbp/globalbp_uk_english/reports_and_publications/statistical_energy_review_2010/STAGING/local_assets/downloads/spreadsheets/statistical_review_full_reportworkbook2010.xls)
2. Перспективы развития мировой угольной промышленности // Уголь. – 2008. – № 1. – С. 78–79.
3. Мировая экономика: глобальные тенденции за 1000 лет / [Под ред. И.С. Королева]. – М. : Экономист, 2003. – 247 с.
4. Долгосрочный прогноз развития мировой угольной промышленности // Уголь. – 2008. – № 2. – С. 66–68.
5. Coal Facts 2005. – World Coal Institute.-Richmond. – 2005.-[Cited 2005, 26 Dec.].-Available
6. Наводнение в Австралии стало причиной резкого роста мировых цен на уголь. [Электронный ресурс] / Способ доступа: <http://www.energyland.info/news-show---62994>.
7. Green Paper : Towards a European strategy for the security of energy supply.- Brussels, 2005.-[Cited 2005, 10 June].- Available from:<[http://europa.eu.int/comm/energy\\_transport/en/lpi\\_lv\\_en1.html](http://europa.eu.int/comm/energy_transport/en/lpi_lv_en1.html)>.
8. Проект Енергетичної стратегії розвитку України до 2030 р. та подальшу перспективу. – Київ, 2006. – Доступний з: < <http://www.ukrenergogov.ua/ukrenergogov/control/uk/archive/docview?typeId=44577>>.
9. Вугільна промисловість України у 2010 році // Уголь Украины. – 2011. – № 2. – С. 50.
10. Красник В.Г. Программы перспективного развития угольной промышленности Украины / В.Г. Красник // Уголь Украины. – 2006. – № 12. – С. 6–8.
11. Концепція розвитку вугільної промисловості // Уголь Украины. – 2005. – № 9. – С. 3–4.
12. Ляшенко О.Ф. Першочергові заходи з оздоровлення вугільної промисловості / О.Ф. Ляшенко, М.М. Кулик // Уголь Украины. – 2006. – № 1. – С. 6–9.
13. Грядущий Б.А. Валовая добыча как фактор рентабельности угольных шахт / Б.А. Грядущий, С.С. Майдукова, В.Н. Болбат, М.Е. Григорюк, С.В. Пономаренко // Уголь Украины. – 2011. – № 2. – С. 13–18.
14. Шашенко А.Н. Расчет несущих элементов подземных сооружений / А.Н. Шашенко, В.П. Пустовойтенко. – К.: Наукова думка, 2001. – 168 с.
15. Халимендик Ю.М. Об изменчивости амплитуды дизъюнктивного нарушения: Сб. науч. тр. ДонГТУ / Ю.М. Халимендик, А.В.Бруй. ДонГТУ. 2005. Вып. 20. – С. 35–43.
16. Tournaire L.M. Des dimensions a donner aux pilliers des carrieres et des pressions, auxquelles les terrains sont soumis dans les profondeurs. / L.M. Tournair // Annales des mines, 1883. – t. V. – P. 11–36.



- 
17. Haton de la Goupilliere J.N. Cours d'exploitation des mines / J.N. Haton de la Goupilliere. – Paris, 1931. – 1045 p.
  18. Шевяков Л.Д. О расчете прочных размеров и деформаций опорных целиков / Шевяков Л.Д. // Изв. АН СССР. Отд. техн. наук. – 1941 – № 7,8. – С.3 – 13; – №9. – С.43–58.
  19. Шевяков Л.Д. Задачи и методы научно-исследовательских работ по вопросам управления кровлей при разработке мощных пластов при разработке пластов и залежей / Л.Д. Шевяков // Тр. совещания по управлению горным давлением. – Л. : Изд-ва АН СССР, 1938. – С. 175–189.
  20. Соколовский В.В. Статика сыпучей среды / В.В. Соколовский. – М.: Изд-во АН СССР, 1942. – 207 с.
  21. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород / К.В. Руппенейт. – М. : Углетехиздат, 1954. – 384 с.
  22. Руппенейт К.В. Обоснование инженерного метода определения давлений на междукамерные целики / К.В. Руппенейт, Н.А. Давыдов // Физико-механические свойства, давление и разрушение горных пород – М. : Изд-во АН СССР, 1962. – С. 109–122.
  23. Стаматиу М. Расчет целиков на соляных рудниках / М. Стаматиу. – М. : Госгортехиздат, 1963. – 108 с.
  24. Слесарев В.Д. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения / В.Д. Слесарев – Углетехиздат Минзападугля, 1948. – 345 с.
  25. Ялымов Н.Г. Определение размеров камер и целиков при разработке месторождений в горнах районах / Н.Г. Ялымов, О.В. Рогожников. – Фрунзе: Илим, 1980. – 166 с.
  26. Рахимов В.Р. Определение давлений на междукамерные и барьерные целики, образующие периодическую последовательность / В.Р. Рахимов // Физико-механические свойства, давление и разрушение горных пород. – М.: Изд-во АН СССР, 1962. Вып. 1. – С. 123–132.
  27. Мусин А.И. К методике расчета параметров опорных целиков / А.И. Мусин, Н.П. Долгих // Технология разработки месторождений полезных ископаемых Казахстана. – Алма-Ата : Наука, 1963. – С. 33–43.
  28. Авершин С.Г. Вопросы определения параметров камерных систем разработки полезных ископаемых / С.Г. Авершин // Методы определения размеров опорных целиков и потолочин. – М. : Изд-во АН СССР, 1962. С. 9–16.
  29. Левина Ц.О. К вопросу о расчете напряжений в междукамерных целиках / Ц.О. Левина, С.Г. Михлин // Труды Сейсмологического института/ – № 94. – 1940.
  30. Шерман Д.И. Смешанная задача статической теории упругости для плоских многосвязных областей / Д.И. Шерман // Докл. АН СССР. – 1940. – № 1. – С. 29–32.
  31. Шерман Д.И. Упругая полуплоскость с прямолинейными разрезами. / Д.И. Шерман // Докл. АН СССР – 1940. – № 1. – С. 48–52.
  32. Шерман Д.И. О напряжениях в весовой полуплоскости, ослабленной двумя круговыми отверстиями / Д.И. Шерман // Прикладная математика и механика. – 1951. – Вып. 3. – № 15. – С. 297–316.

- 
33. Шерман Д.И. К вопросу о напряженном состоянии междукамерных целиков. Упругая весовая среда, ослабленная двумя круговыми отверстиями эллиптической формы / Д.И. Шерман // Изв. Ан СССР. Отд-ние техн. наук. – 1952. – № 6. – С. 840–857; №7. – С. 992–1010.
34. Космодамианский А.С. Приближенные методы определения напряженного состояния упругого горного массива, в котором пройдены выработки круглого сечения / А.С. Космодамианский // Сб. научн. трудов. – ВНИМИ, 1962. – Вып. 45. – С. 180–192.
35. Космодамианский А.С. О напряженном состоянии горного массива, ослабленного большим количеством выработок квадратного сечения / А.С. Космодамианский // Сб. научн. Трудов. – ВНИМИ, 1962. – Вып. 45. – С. 194–203.
36. Космодамианский А.С. Приближенный метод определения напряженного состояния анизотропного массива с двумя одинаковыми эллиптическими выработками / А.С. Космодамианский // Исследования горн. давления – М.: Госгортехиздат, 1960. – С. 311–322.
37. Калоеров С.А. Двумерная и плоская задачи для пьезомагнитного тела с отверстиями и трещинами / С.А. Калоеров, О.И. Бороненко // Теоретическая и прикладная механика. – 2005. – вып. 41. – С. 111–123.
38. Савин Г.Н. Концентрация напряжений около отверстий / Г.Н. Савин. – К. : Наукова думка, 1968. – 891 с.
39. Расчет панельных целиков при камерно-столбовой системе разработки угольных месторождений / Отв. испол. Ю.М. Либерман; тр. ИГД им. Скочинского. – М. : 1965. – 18 с.
40. Пасичник А.Ф. О напряжениях в весовой полуплоскости, ослабленной двумя круговыми отверстиями / А.Ф. Пасичник, Д.Ф. Рибасов // Прикладная математика и механика. – 1988. – Вып. 3. – № 87. – С. 297–316.
41. Лурье М. Теория упругости / Лурье М. – М.: Недра, 1975. – 576 с.
42. Афендик Л.Г. Применение оптического метода для выяснения распределения напряжений возле некоторых горных выработок / Л.Г. Афендик // Горный журнал. – № 5. – С. 19–38.
43. Бузило В.И. Выбор и обоснование основных параметров камерно-столбовой системы разработки для условий гипсовых рудников: автореф. дисс. на соискание наук степени канд. техн. наук / В.И. Бузило – Днепропетровск, 1981. – 21 с.
44. Модестов Ю.А. Совместный расчет междукамерных и межблоковых (барьерных) целиков при разработке пластовых месторождений / Ю.А. Модестов // Методы определения размеров опорных целиков и потолочин – М. : Изд-во АН СССР, 1962. – С.182–189.
45. Зильбершмидт В.Г. Технология подземной разработки калийных руд / В.Г. Зильбершмидт, К.Г. Синопальников, Г.Д. Полянина – М. : Недра, 1977. – 287 с.
46. Борисенко С.Г. Определение прочностных размеров потолочин / С.Г. Борисенко, Е.И. Комский, В.П. Михайлов // Горный журнал. – 1967. – №8. – С. 52–53.

- 
47. Шашенко А.Н. Механика горных пород: учебн. [для студ. виш. учеб. завед.] / А.Н. Шашенко, В.П. Пустовойтенко. – К. : Новый друк, 2004. – 400 с.
48. Цимбаревич П.М. Механика горных пород / П.М. Цимбаревич. – М.: Углетехиздат, 1948 г. – 148 с.
49. Тимошенко С.П. Теория упругости / С.П. Тимошенко, Дж. Гурьер. – М. : Недра, 1975. – 576 с.
50. Парчевский Л.Я. Метод расчета устойчивых размеров целиков на калийных рудниках Верхнекамского месторождения / Л.Я. Парчевский, А.Н. Шашенко //ФТРПИ. – 1981. – № 6. – С. 81–85.
51. Козенко И.М. Исследование и совершенствование подземной разработки пильных известняков юга Украины: автореф. дисс. на соискание науч. степени канд. техн. наук / И.М. Козенко – Донецк, 1971. – 20 с.
52. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах; КД 12.01.01.201-98. Мінвуглепром України. – К., 1998. – 150 с.
53. Кузнецов Г.Н. Изучение проявлений горного давления на моделях / Г.Н. Кузнецов, М.Н. Будько, А.А. Филиппова и др. – М. : Углетехиздат. 1959. – 289 с.
54. Кузнецов Г.Н. Моделирование проявлений горного давления / Г.Н. Кузнецов, М.Н. Будько, Ю.И. Васильев и др. – Л. : Недра, Ленинградское отделение, 1968. – 279 с.
55. Левинсон-Лессинг Ф. К вопросу о давлении в тоннелях / Ф. Левинсон-Лессинг, А.К. Зайцев – М. : ОНТИ, 1915. – 118 с.
56. Трумбачев В.Ф. Методика моделирования массива горных пород методами фотомеханики / В.Ф. Трумбачев, О.К. Славин. Ч. I и II. – М. : Изд-во ИГД им. Скочинского, 1975.
57. Покровский Г.И. Центробежное моделирование в горном деле. / Г.И. Покровский, И.С. Федоров – М. : Недра, 1969. – 247 с.
58. Покровский Г.И. Центробежное моделирование в горном деле / Г.И. Покровский, И.С. Федоров. – М. : Недра, 1969. – 247 с.
59. Шашенко А.Н. Устойчивость подземных выработок в неоднородном породном массиве: Дис...д-ра техн. наук: 05.15.04 / А.Н. Шашенко. – Днепропетровск, 1988. – 507 с.
60. Роечко А.Н. Устойчивость подготовительных выработок угольных шахт в условиях больших глубин: – Дис...д-ра техн. наук: 05.15.04 / А.Н. Роечко. – Днепропетровск, 1995. – 426 с.
61. Гапеев С.Н. Закономерности потери упругопластической устойчивости сложноструктурного массива в окрестности одиночной выработки. – Дис...канд. техн. наук: 05.15.09 / С.Н. Гапеев. – Днепропетровск, 2004. – 188 с.
62. Мартовицкий А.В. Обоснование параметров способа обеспечения устойчивости подготовительных выработок в условиях больших деформаций пород почвы (на примере шахты им. В.М. Бажанова). – Дис...канд. техн. наук: 05.15.04 / А.В. Мартовицкий – Днепропетровск, 2006. – 158 с.

- 
63. Терещук Р.Н. Обоснование параметров анкерной крепи капитальных наклонных выработок в условиях шахт ГХК «Добропольеуголь». – Дис....канд. техн. наук: 05.15.04 / Р.Н. Терещук – Днепропетровск, 2004. – 152 с.
64. Хозяйкина Н.В. Закономерности изменения предельного напряженного состояния в сложноструктурной кровле лав пологопадающих угольных пластов – Дис....канд. техн. наук: 05.15.04 / Н.В. Хозяйкина – Днепропетровск, 2002. – 165 с.
65. Кирпичев М.В. Теория подобия / М.В. Кирпичев. – М. : Изд. АН СССР, 1936. – 216 с.
66. Насонов И.Д. Моделирование физических процессов в горном деле / И.Д. Насонов, В.И. Ресин – М. : Недра – 1969. – 247 с.
67. Феннер Р. Исследование горного давления / Р. Феннер // Горное давление.– М.: Госгортехиздат, 1961.– С. 5–58.
68. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах / А. Лабасс // Горное давление. – М. : Госгортехиздат, 1961.– С. 59–199.
69. Руппенейт К.В. Давление: и смещение горных пород в лавах пологопадающих пластов / К.В. Руппенейт. – М. : Углетехиздат, 1957.– 222 с.
70. Галин Л.А. Плоская упругопластическая задача / Л.А. Галин // Прикладная математика и механика, 1946. – Т.10, вып.3 – С. 307–386.
71. Космодамианский А.С. Упругопластическая задача для изотропного массива, ослабленного бесконечным рядом одинаковых круговых выработок / А.С. Космодамианский // Изв. АН СССР. Отд-ние техн. наук, механика и машиностроение, 1961. – № 4. – С. 187–188.
72. Мирсалимов В.М. О решении упругопластических задач для плоскости с однопериодической системой круговых отверстий / В.М. Мирсалимов // ДАН АзССР, 1973. – т. 29. – № 5. – С.11–15.
73. Анин Б.Д. Упругопластическое распределение напряжений в плоскости, ослабленной двумя круговыми отверстиями / Б.Д. Анин // Динамика сплошной среды. – Новосибирск: Наука, 1969. – вып. 1. – С. 234–241.
74. Остросаблин Н.И. Упругопластическое распределение напряжений в плоскости, ослабленной конечным числом круговых отверстий / Н.И. Остросаблин // Прикл. механика, 1973. – т.9. – № 10. – С. 124–128.
75. Перлин П.И. Решение плоских упругопластических задач двухсвязных областей / П.И. Перлин // Инж. журн., 1961. – т.1. – вып.4. – С. 68–76.
76. Сажин В.С. Упругопластическое распределение напряжений вокруг горных выработок различного очертания / Сажин В.С. – М. : Наука, 1968.– 90 с.
77. Немчин Н.П. Об учете неупругого разрыхления в теории горного давления / Н.П. Немчин // ФТПРПИ, 1971. – № 3. – С. 13–17.
78. Линьков Л.М. О постановке и решении задач деформирования пород вокруг горные выработок за пределом прочности / Л.М. Линьков // Проблемы механики подземных сооружений. Л. : Изд-во ЛГИ, 1979. – С. 9–13.
79. Баклашов И.В. Механические процессы в породных массивах / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия Б.А. – М. : Недра, 1986. – 272 с.

- 
80. Протосеня А.Г. Упругопластическое распределение напряжений возле кругового отверстия для пластически неоднородной среды / А.Г. Протосеня // Прикладная механика. – 1972. – т.8, № 2. – С. 73–78.
81. Глушко В.Т. Разрушение горных пород и прогнозирование проявлений горного давления / В.Т. Глушко, В.В. Виноградов – М. : Недра, 1980. – 214 с.
82. Шашенко А.Н. Упругопластическая задача для структурно-неоднородного массива, ослабленного круглой выработкой / А.Н. Шашенко // Прикл. механика. – 1989. – т.25, № 6. – С. 48–54.
83. Бенерджи П. Методы граничных элементов в прикладных науках: Пер. с англ / П. Бенерджи, Р. Батеерфилд – М. : Мир, 1984. – 494 с.
84. Векслер Ю.А. Решение пространственной задачи упругости для подготовительной выработки / Ю.А. Векслер, Н.А. Жданкин, С.Б. Колоколов // ФТПРПИ. – 1981. – № 4. – С. 15–23.
85. Векслер Ю.А. Анализ объемного напряженно-деформированного состояния массива пород в окрестности забоя горной выработки / Ю.А. Векслер, Н.А. Жданкин, С.Б. Колоколов // Аналитические и численные исследования в механике горных пород. – Новосибирск: ИГД. – 1981. – С. 70–72.
86. Петухов И.М. Напряженное состояние массива горных пород около очистных выработок произвольной формы в плане / И.М. Петухов, В.В. Зубков, И.А. Зубкова и др. // ФТПРПИ. – 1982. – № 5. – С. 3–8.
87. Новикова Л.В. Оценка влияния забоя выработки на напряженно-деформированное состояние крепи соседних выработок и окружающих пород / Л.В. Новикова, Н.П. Уланова, Касем Абдулах // Науковий вісник НГА України. – 1998. – №1. – С. 29–31.
88. Сдвижкова Е.А. Численный анализ работы металлической рамной крепи в условиях случайного нагружения / Е.А. Сдвижкова // Горный информационный аналитический бюллетень. – 1997. – №4. – С. 163–166.
89. Гавриш А.К. геомеханическое обоснование параметров способа управления напряженным состоянием пород вокруг выработок камерного типа. – Дис....канд. техн. наук: 05.15.09 / А.К. Гавриш – Днепропетровск, 2004. – 187 с.
90. Розин Л.А. Расчет гидротехнических сооружений на ЭЦВМ. Метод конечных элементов / Л.А. Розин. – Л. : Энергия, 1971. – 214 с.
91. Розин Л.А. Метод конечных элементов в приложении к упругим системам. / Л.А. Розин. – М.: Стройиздат, 1977. – 129 с.
92. Зенкевич О. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред: Пер. с англ / О. Зенкевич, И. Чанг – М. : Недра, 1974. – 239 с.
93. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике / О. Зенкевич – М. : Мир, 1975. – 539 с.
94. Норри Д. Введение в метод конечных элементов / Д. Норри, Ж. де Фриз – М. : Мир, 1981. – 304 с.
95. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике / А.Б. Фадеев. – М. : Недра, 1987. – 221 с.

- 
96. Амусин Б.З. Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики / Б.З. Амусин, А.Б. Фадеев – М. : Недра, 1975. – 144 с.
97. Амусин Б.З. Расчет взаимодействия крепи подземных выработок некругового очертания с неоднородным вязкоупругим массивом горных пород / Б.З. Амусин // ФТПРПИ. – 1979. – № 2. – С. 100–102.
98. Ержанов Ж.С. Метод конечных элементов в задачах механики горных пород / Ж.С. Ержанов, Т.Д. Каримбаев. – Алма-Ата: Наука, 1975. – 238 с.
99. Слащев И.Н. Оценка техногенной трещиноватости методами математического моделирования / И.Н. Слащев // Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2010. – Вып. 85. – С. 239–250.
100. Ильюшин А.А. Механика сплошной среды / А.А. Ильюшин. – М.: Изд-во Моск. ун-та, 1990. – 310 с.
101. Шашенко А.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород / А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, С.Н. Гапеев [Монография]. – Д. : Национальный горный университет, 2008. – 224 с.
102. Ставрогин А.Н. Пластичность горных пород / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня М.: Недра – 1979. – 301 с.
103. Шашенко А.Н. Геомеханические процессы в породных массивах / А.Н. Шашенко, Т. Майхерчик, Е.А. Сдвижкова [Монография]. – Д. : Национальный горный университет, 2005. – 319 с.
104. Новиков А.О. Шахтные исследования особенностей деформирования заанкерowanego массива / А.О. Новиков, И.Г. Сахно, С.Ю. Гладкий, И.Н. Шестопалов // Międzynarodowe Konferencja, VIII szkola geomechaniki-2007, Czesc II: zagraniczna; Materialy Naukowe, Gliwice-Ustron, 2007. – С. 97–101.
105. Шашенко Д.А. Геомеханическое обоснование длительной устойчивости предохранительных целиков между транспортными тоннелями. – Дис...канд. техн. наук: 05.15.09 / Д.А. Шашенко – Днепропетровск, 2010. – 159 с.
106. Солодянкин А.В. Геомеханические модели в системе геомониторинга глубоких угольных шахт и способы обеспечения устойчивости протяженных выработок: Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.04., 05.15.09 / А.В. Солодянкин. – Днепропетровск, 2009. – 426 с.
107. Шашенко А.Н. Некоторые задачи статистической геомеханики / А.Н. Шашенко, С.Б. Тулуб, Е.А. Сдвижкова. – К.: Пульсары, 2002. – 304 с.
108. Шпаккелер Г. Методы исследования горного давления / Г. Шпаккелер // Международная конференция по горному давлению. – М. : Углетехиздат, 1957. – С. 242–256.
109. Шпрут Ф. Распределение горного давления вокруг очистного забоя / Ф. Шпрут // Международная конференция по горному давлению. – М. : Углетехиздат, 1957. – С. 9–23.
110. Белаенко Ф.А. Итоги экспериментальных работ по управлению кровлей в Донбассе, Подмосковном бассейне и Челябинском районе / Ф.А. Белаенко // Труды совещания по управлению горным давлением. М–Л. : Изд-во АН СССР, 1938. – С. 137–174.

---

111. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов / А.А. Борисов – М. : Недра, 1980. – 360 с.

112. Кузнецов Г.Н. Взаимодействие боковых пород и крепий очистных выработках пологопадающих пластов каменного угля / Г.Н. Кузнецов // Исследования по вопросам маркшейдерского дела. – Вып. 27. – М. : Углетехиздат, 1953. – С. 28–36.

**Наукове видання**

**Григор'єв Олексій Євгенович**

**ОХОРОНА КАПІТАЛЬНИХ ВИРОБОК  
ВУГІЛЬНИХ ШАХТ ЗАПОБІЖНИМИ ЦІЛИКАМИ**

Монографія

Видано в авторській редакції.

Підп. до друку 12.11.2013. Формат 30x42/4.  
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 5,1.  
Обл.-вид. арк. 6,4. Тираж 300 пр. Зам. № .

Підготовлено до друку та видруковано  
в Державному ВНЗ «Національний гірничий університет».  
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842  
від 11.06. 2004.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.