

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет
«Дніпровська політехніка»

ФАКУЛЬТЕТ БУДІВНИЦТВА

Кафедра будівництва, геотехніки і геомеханіки

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
кваліфікаційної роботи ступеню магістра

студента Жадленко Тетяни Іванівни

(ПІБ)

академічної групи 184М-17з-5

(шифр)

спеціальності 184 Гірництво

(код і назва спеціальності)

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою Будівельні геотехнології та геомеханіка

(офіційна назва)

на тему Обґрунтування ширини ціликів, що охороняють панельні похилі капітальні

виробки, для гірничо-геологічних умов ТОВ «ДТЕК Добропіллявугілля».

(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Григор'єв О.Є.			
розділів:				
визначення економічної ефективності	Вигодін М.О.			
Рецензент	Забалотна Ю.О.			
Нормоконтролер	Максимова Е.О.			

Дніпро
2018

ЗАТВЕРДЖЕНО:
завідувач кафедри
будівництва, геотехніки і геомеханіки

_____ Гапєєв С.М.
(підпис) (прізвище, ініціали)

« _____ » _____ 2018 року

**ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу
ступеню магістра**

студенту Жадленко Т.І. академічної групи 184М-17з-5
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою Будівельні геотехнології та геомеханіка

(офіційна назва)

на тему Обґрунтування ширини ціликів, що охороняють панельні похилі капітальні виробки, для гірничо-геологічних умов ТОВ «ДТЕК Добропіллявугілля».

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від 04.12.2018 р. №2062-л

Розділ	Зміст	Термін виконання
<i>I</i>	Стан вуглевидобувної галузі світу і України, джерела підвищення ефективності вуглевидобутку, мета, і основні завдання досліджень	03.09-23.09.2018
<i>II</i>	Визначення змін параметрів пружно-деформованого стану породного масиву навколо двох капітальних гірничих виробок, що розділені запобіжним ціликом	24.09-18.11.2018
<i>III</i>	Визначення економічної ефективності	19.11-11.12.2018

Завдання видано _____
(підпис керівника)

Григор'єв О.Є.
(прізвище, ініціали)

Дата видачі _____

Дата подання до екзаменаційної комісії _____

Прийнято до виконання _____
(підпис студента)

Жадленко Т.І.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Магістерська робота виконана в Національному технічному університеті «Дніпровська політехніка» восени 2018 року на кафедрі будівництва, геотехніки і геомеханіки.

Робота складається із записки обсягом ___ стор. і демонстраційного матеріалу обсягом ____ слайдів.

Записка містить ___ таблиць, ____ рисунків і ___ додатків.

Структурно робота розділена на розділи:

- вступ, в якому визначаються актуальність роботи, предмет досліджень, новизна, цілі тощо;
- перший розділ, який містить загальну інформацію про стан вугільної промисловості України, показники роботи і гірничо-геологічні умови відпрацювання вугільних пластів ТОВ «ДТЕК Добропіллявугілля» та обґрунтовується важливість обраної теми роботи;
- другий розділ, в якому викладені матеріали досліджень і отримані закономірності, що підтверджують можливість збільшення ефективності відпрацювання вугільних пластів за існуючими схемами відпрацювання;
- третій розділ, в якому розраховано економічний ефект;
- загальні висновки;
- перелік використаних джерел.

ABSTRACT

Master's work is carried out at the National Technical University "Dniprovskaya Polytechnic" in the 2018 at the Department of Construction, Geotechnics and Geomechanics.

The work consists of a note of ___ pages and a ___ slide show.

The note contains ___ tables, ___ drawings and ___ applications.

Structural work is divided into sections:

- Introduction, which determines the relevance of work, subject of research, novelty, goals, etc.;

- the first section, which contains general information on the state of the coal industry of Ukraine, performance indicators and mining and geological conditions for the working out of coal seams of «DTEK Dobropillyugol», and substantiates the importance of the chosen theme;

- the second section, which describes the materials of the research and obtained the patterns, which confirm the possibility of increasing the efficiency of the development of coal seams under existing treatment schemes;

- the third section, in which the economic effect is calculated;

- general conclusions;

- list of sources used.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
РОЗДІЛ 1.	
СТАН ВУГЛЕВИДОБУВНОЇ ГАЛУЗІ СВІТУ І УКРАЇНИ, ДЖЕРЕЛА ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ВУГЛЕВИДОБУТКУ, МЕТА, І ОСНОВНІ ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ.....	10
1.1. Перспективи розвитку вуглевидобувної галузі України.....	10
1.2. Гірничотехнічні і гірничо-геологічні умови відпрацювання запасів ТОВ "ДТЕК Добропіллявугілля".....	15
1.3. Аналіз існуючих методів визначення розмірів ціликів.....	19
1.4. Мета, ідея, основні задачі і методи досліджень.....	26
ВИСНОВКИ.....	27
РОЗДІЛ 2.	
ВИЗНАЧЕННЯ ЗМІН ПАРАМЕТРІВ ПРУЖНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПОРОДНОГО МАСИВУ НАВКОЛО ДВОХ КАПІТАЛЬНИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК, ЩО РОЗДІЛЕНІ ЗАПОБІЖНИМ ЦІЛИКОМ..	28
2.1. Вибір методу чисельного моделювання.....	28
2.2. Алгоритм чисельного моделювання руйнування породного масиву.....	30
2.3. Визначення стійкості запобіжного цілику між двома виробками.....	36
2.4. Моделювання системи "виробка-цілик-виробка" поза зоною впливу очисних робіт.....	48
ВИСНОВКИ.....	59
РОЗДІЛ 3.	
ВИЗНАЧЕННЯ ЕКОНОМІЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ ЗАПРОПОНОВАНИХ РІШЕНЬ.....	61
ВИСНОВОК.....	63
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ.....	64

ВСТУП

Актуальність теми. Ефективність роботи вугільного підприємства залежить від багатьох факторів, серед яких одним з найвпливовіших є стан підземних гірничих виробок, які в складі системи видобуток-транспортування-переробка-продаж продукції забезпечують виконання транспортування корисної копалини, повітря, трудових ресурсів тощо. Експлуатаційний стан виробок залежить від спрямованих на захист гірничої виробки від проявів гірського тиску заходів, які передбачаються в на всіх стадіях існування виробки: проектування, будівництва, експлуатації, ліквідації.

На жаль передбачувані і впроваджувані заходи часом не дозволяють утримати виробку в стійкому стані. Така ситуація більшою мірою характерна для глибоких шахт, на підземних горизонтах яких спостерігається суттєве зростання витрат трудових ресурсів і коштів на ремонт виробок і їх підтримку, що, звісно, призводить до зниження продуктивності праці і її безпеки.

З іншого боку досвід експлуатації вуглевидобувних підприємств свідчить про наявність ситуацій, коли за цілком обґрунтованими проектними рішеннями, стійкість виробок є надлишковою і забезпечується за рахунок зайвої витрати ресурсів, перш за все – запасів корисної копалини, наприклад, в межах природних охоронних об'єктів, так званих, ціликів. Такі цілики дозволяють забезпечити охорону виробок, а в межах всієї шахти втрати корисних копалин сягають 10 і більше відсотків від балансових запасів шахти.

Саме тому визначення геометричних розмірів ціликів є важливою і актуальною задачею, розв'язання якої дозволить зменшити втрати, підвищити видобуток і оптимізувати собівартість вугільної продукції.

Мета роботи полягає в обґрунтуванні ширини ціликів, що охороняють капітальні гірничі виробки від взаємного впливу у залежності від гірничо-геологічних умов їх закладення.

Для досягнення цієї мети в роботі поставлені **основні задачі досліджень:**

- аналіз і узагальнення літературних джерел з визначення розмірів ціликів між двома виробками;
- оцінка можливих гірничо-геологічних умов закладення виробок, які охороняються ціликами від взаємного впливу, і вибір об'єкту досліджень;
- визначення закономірностей поведінки породного масиву, що містить виробки розділені ціликом з використанням чисельного моделювання;
- розрахунок можливого економічного ефекту від впровадження результатів роботи.

Предметом досліджень є ширина запобіжного цілику, що запобігає впливу капітальних гірничих виробок в породному масиві, який містить вугільний пласт.

Об'єктом досліджень є пружно-деформований стан породного масиву, який містить вугільний пласт і дві капітальні виробки, розділені ціликом.

Наукова новизна отриманих результатів:

– встановлена закономірність зміни коефіцієнту запасу міцності запобіжного цілику, як параметра, що характеризує його стійкість, від потужності вугільного пласту, що складає цілик;

– встановлена закономірність зміни напружено-деформованого стану породного масиву навколо капітальних виробок від ширини ціликів, що охороняють такі виробки для характерної ситуації "виробка-цілик-виробка";

Практичне значення роботи полягає в науковому обґрунтуванні раціональної ширини ціликів між двома капітальними виробками, що дозволяє зменшити втрати вугілля у природних охоронних конструкціях.

Соціальний ефект полягає у можливості збільшення потужності і ефективності вуглевидобувного підприємства без залучення додаткових земельних відводів.

Економічний ефект можливий за рахунок додаткового видобутку вугілля і в для однієї панелі може сягати 780 млн. грн..

Апробація результатів досліджень. Солодянкин А.В., Стрельник-Дзюба И.В. Исследование влияния подрывок пород почвы на состояние выработок //

Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі: Матеріали II Міжнар. наук.-техн. інтернетконференції. Кривий Ріг, 14 грудня 2017 р. – Кривий Ріг: КНУ, 2017. – С. 168.

РОЗДІЛ 1

СТАН ВУГЛЕВИДОБУВНОЇ ГАЛУЗІ СВІТУ І УКРАЇНИ, ДЖЕРЕЛА ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ВУГЛЕВИДОБУТКУ МЕТА, І ОСНОВНІ ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ

1.1. Перспективи розвитку вуглевидобувної галузі України

Промисловий розвиток і економічна незалежність країни безпосередньо залежить від ефективного функціонування паливно-енергетичного комплексу, який визначається доступністю енергетичних ресурсів і станом гірничовидобувної промисловості.

Початок 21 сторіччя позначився швидким розвитком і суттєвим здешевленням технологій виробництва електроенергії з використанням відновлюваних джерел, які все частіше сприймаються як цілком традиційні.

Аналізуючи дані табл. 1.1 [1], можна зауважити, що за 42 роки доля вітрової, сонячної та інших видів відновлювальної енергії зросла в 12 разів, втім відсоток використання вугілля залишився майже не змінним.

Табл.1.1

Динаміка зміни часток джерел виробництва електроенергії

Доля джерел в світовому виробництві електроенергії	Вугілля	Газ	ГЕС	АЕС	Нафта	Інші	Загалом
1973 год	38,3 %	12,1 %	20,9 %	3,3 %	24,8 %	0,6 %	6 131 ТВт*ч
2015 год	39,3 %	22,9 %	16,0 %	10,6 %	4,1 %	7,1 %	24 255 ТВт*ч

В минулому столітті інтенсивно використовувались мінеральні енергоносії – нафта, вугілля і природний газ. Починаючи з кінця першої третини минулого століття доля споживання вугілля в світі поступово знижувалася, що пов'язано із розвитком видобутку нафти і газу. Останні десятиріччя двадцятого віку позначилися швидким зростанням обсягів використання ядерної енергії та енергії нетрадиційних джерел. Внаслідок цього в 2000 році зафіксований мінімальний відносний світовий рівень видобутку вугілля [2] (рис 1.1.). В подальшому рівень споживання лише збільшувався, виключаючи лише посткризовий період 2008-2010 років, коли споживання всіх енергоносіїв суттєво зменшилось. Тим не менш аналіз динаміки споживання вугілля свідчить про стале підвищення зацікавленості споживачів саме до вугілля [3].

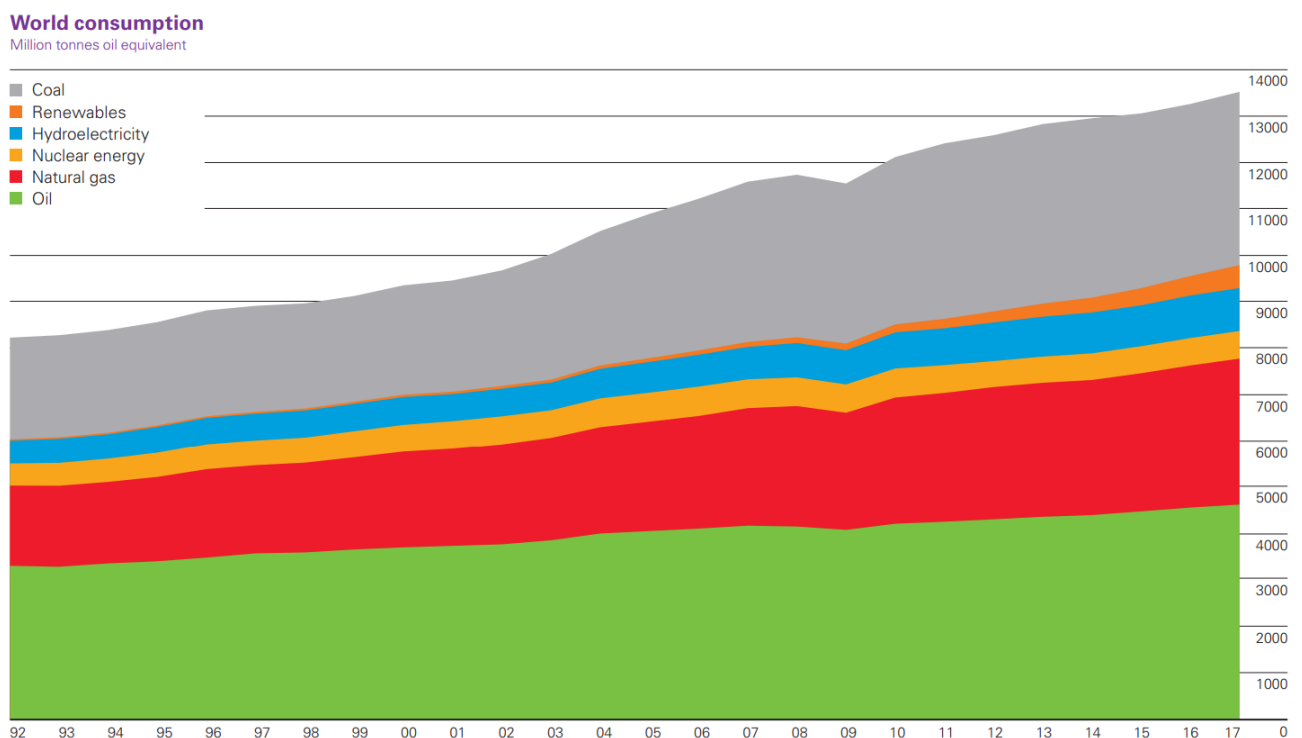


Рис. 1.1. Зміна світового балансу споживання первинних енергоносіїв

У світовій структурі запасів органічних енергоносіїв вугілля становить 71 % [5], а нафта і газ за свідченнями експертів мають зникнути за 30...40 років [4, 6].

Світові промислові лідери, не відмовляються від вугілля повністю, вважаючи його стратегічною сировиною. Це притаманно як високорозвиненим країнам на кшталт США, Канади, Австралії, так і менш потужним економікам (Росія тощо), навіть незважаючи на впровадження і економічну стимуляцію розвитку систем на базі відновлювальних джерел енергії (таблиця 1.2.).

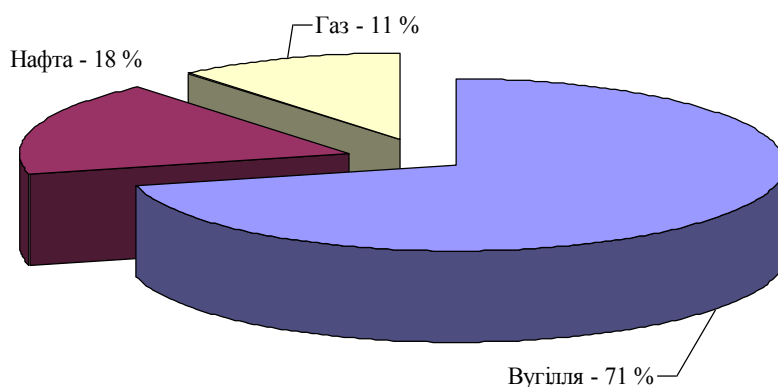


Рис. 1.2. Структура світових запасів енергетичної сировини

Таблиця 1.2.

Розподіл запасів вугілля і обсяги видобутку в 2017 р. по країнах, млн.т. [2]

Країна	Запаси вугілля	Обсяги видобутку
США	228308	973,2
РФ	147010	298,1
Китай	100500	3114,0
Австралія	76200	409,2
Індія	58600	557,6
Україна	33873	43,7
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

Подальший розвиток вуглевидобувної промисловості містить зокрема видобуток метану, германію, сірки, тощо, у вугільних шахтах, зниження собівартості видобутку, переробки і збагачення вугілля.

Отже, аналізуючи тенденції розвитку ринку торгівлі вугіллям, зміни обсягів його видобутку і споживання; оцінюючи світові запаси і динаміку цінових коливань, можна відзначити важливість вугілля як енергоресурсу, потреба в якому не зникатиме в найближчій перспективі, а технології його видобутку мають підстави для розвитку.

Україна має 6-і запаси в світі і ще нещодавно, до початку військової агресії Росії, входила до 10-ки найпотужніших виробників вугільної продукції, адже вугілля для України – єдиний викопний енергоносій, обсягів якого вистачає для повного забезпечення потреб національної промисловості. Саме тому вуглевидобувна промисловість України має пріоритетне значення.

Незважаючи на реалізацію різних програм, які спрямовані на піддвищення конкурентоспроможності вугільної галузі, наразі обсяги видобутку вугілля залишаються на рівні, який не дозволяє повністю забезпечити потреби держави. Серед основних причин такої ситуації слід визнати низький рівень фінансування модернізації вуглевидобувної галузі, фінансова криза, яка викликана збройним конфліктом на сході країни та висока собівартість власного вугілля [7-10].

Проте, для виправлення ситуації є усі передумови.

Загальні запаси вугілля в Україні складають понад 110,0 млрд. т. (понад 55 млрд. т. віднесені до балансових) [7]. В структурі запасів органічних паливних ресурсів його доля становить більше ніж 95,0 % [3]. На балансі шахт України запаси вугілля складають 9,0 млрд. т., з яких 6,5 млрд. т. [7].

Частина вуглевидобувних підприємств, що залишились у власності Держави, є досить привабливими об'єктами для інвесторів. Більше того, є досвід придбання великими компаніями окремих шахт і їх об'єднань. Так, наприклад в 2011 році промислово-фінансова група ДТЕК придбала шахти державної компанії "Добропіллявугілля". Протягом 1999...2011 цієї ж

процедури переведення державних компаній у власність приватних інвесторів зазнали інші об'єднання: «Павлоградвугілля», «Свердловськантрацит», тощо.

Середня глибина вугільних шахт сягає 700 м і більше. Унікальними в світі є шахти України, глибина видобутку яких сягає більше ніж 1 км, де спостерігається різке зростання кількості раптових проявів гірського тиску, що суттєво ускладнює видобуток з точки зору організації робіт, забезпечення технології і безпеки.

Стан капітальних виробок є визначним параметром, який має найбільший вплив на ефективність роботи технологічного ланцюжка з видобутку вугільної продукції.

При збільшенні глибини розробки забезпечення стійкості виробок стає вельми актуальною, що пов'язано із суттєвим ускладненням умов відпрацювання. До того ж технологічні аспекти видобутку в таких, не завжди передбачуваних умовах, вимагають відповідного наукового обґрунтування параметрів систем охорони виробок.

Окрім того, заходи, які впроваджуються для охорони виробок, доволі часто призводять до втрат корисної копалини. Свідченням цього є обсяги вугілля, які залишаються під час відпрацювання вугільних пластів панельним способом. На глибинах 800 м і більше ширина вугільного цілика за відповідними нормативними розрахунковими процедурами складає щонайменше 200 м. Якщо відпрацювання панелі відбувається з обох боків, а розкриття її виконується уклоном (ходком) та хідниками, відстань між якими також сягає 50 м і більше, загальна ширина панелі, що не відпрацьовується високомеханізованим способом, сягає 500 м. Враховуючи, що на шахтах, наприклад, Добропільського регіону довжина панелі сягає 2 км, а потужність пласту починається від 1 м, можна простим розрахунком визначити обсяги втрат, значення яких починається від 1,5 млн. т. вугілля з панелі. В середньому такі втрати становлять за різними оцінками до 15 % балансових запасів. І якщо повністю їх виключити, нажаль, не є можливим, то, напевно, слід намагатися суттєво їх зменшити.

Так, наприклад, за звітами ТОВ «ДТЕК Добропіллявугілля» на п'яти шахтах підприємства, обсяги страт сягають 20 % від загальної кількості видобутого вугілля.

Зменшення витрат у вугільних ціликах між хідниками і лавами потребують досить потужного обґрунтування із залученням, ймовірно, дещо відкоригованих теорій гірського тиску. До того ж потрібне врахування досить великої кількості факторів. Тому в межах дипломної магістерської роботи визначати метою досліджень саме обґрунтування параметрів таких ціликів є не зовсім доречним.

Втрати вугілля у просторах між капітальними розкривними виробками також є суттєвими, а обґрунтування їх розмірів цілком можливо із використанням існуючих методик і рекомендацій з урахуванням умов відпрацювання конкретних покладів вугілля.

1.2. Гірничотехнічні і гірничо-геологічні умови відпрацювання запасів ТОВ "ДТЕК Добропіллявугілля"

Нижченаведена інформація отримана безпосередньо від технічних відділів шахт ТОВ "ДТЕК Добропіллявугілля".

Підприємство об'єднує шахти "Алмазна", "Беліцька", "Добропільська", "Новодонецька", "Піонер" і «Білозерська», розташованих в межах території Червоноармійського вугільного регіону Центрального Донбасу. Шахта «Білецька» проходить процедуру закриття.

Усі шахти об'єднання споріднює наявність в межах полів однакових свит пластів, близьке місцезрештування, системи підготовки та інші виробничі показники.

Запаси вугілля, придатні до промислового відпрацювання, складають 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 ПАТ "ДТЕК Добропіллявугілля" є приналежність їх до небезпечних за пилом і газом (4 шахти позакатегорійні і 1 – 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 відробітку – від ствола до меж полів.

Панелі готуються трьома похилими виробками (уклон (бресберг) і два хідника), охорона яких виконується вугільними ціликами. Виймальні поля відпрацьовуються зворотним ходом через підготовчі штреки. Довжина виймальних стовпів складає 700...2000 м

Вентиляція шахт виконується 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 знаходяться близько 30 пластів, серед яких 10 мають потужність понад 0,7 м. Кут падіння пластів складає в середньому 9...13 градусів.

Вугілля пластів, що розробляються, має за класифікацією професора М.М. Протодьяконова коефіцієнт міцності $f = 1,5$. 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 складені пісковиками, аргілітами й алевролітами із змінними потужністю і складом. Простягання порід – північно-західне, азимут – 320°. Падіння північно-східне, кути падіння – 6...12 град.

Серед тектонічних порушень найбільш значними є Добропільський, Карповський і Кутузовський скидання і Добропільський надвиг.

Водоносність відкладень карбону віднесена до тріщинуватих пісковиків і вапняків. За умовами накопичення і циркуляції води 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 відрізняється великою різноманітністю.

В роботі [11] для умов шахти «Білозерська» обґрунтовані розміри в тому числі ціликів, які знаходяться під захистом потужного пласту пісковика. Однак такий пісковик притаманний лише досить обмеженій частині шахтного поля, отже питання визначення розмірів ціликів між хідником і уклоном є відкритим.

Відповідно до проекту шахти, її поле розташовано між Добропільським і Червоноармійським надвигами і межує з полями шахт "Алмазна" і "Червоноармійська". Тектонічні порушення (Добропільський, Гнилушинський і Карповський скидання) є причиною розвитку дрібних тектонічних зон.

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 складені комплексом осадових порід середнього і верхнього карбону, а саме різними за складом і потужністю пластами 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 .

Пласт l_8 представлений вугіллям марок $\Gamma_{\text{кокс}}$, $\text{Д}\Gamma_{\text{кокс}}$. Потужність – 1,6...2,24 м при вугіллі падіння – 11 град.

У безпосередній покрівлі пласта залягають алевроліт і аргіліт, в основній – пісковик, який зустрічається і у якості безпосередньої покрівлі.

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 насичені водою схильний до обвалення.

Водоприплив – 44 м³/год.

Таким чином, гірничо-геологічні умови відробки пласта l_8 складні.

Усі пласти шахти безпечні за раптовими викидами вугілля й газу, небезпечні за пилом, категорія шахти за газом – позакатегорійна.

Квершлагами гор. 550 м шахтне поле по падінню 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 складають за падінням – 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 ходками).

Система розробки, прийнята на шахті – довгими стовпами за простяганням. Управління покрівлею – повне обвалення.

Проведення підготовчих виробок виконується в основному комбайнами.

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

Результати спостережень маркшейдерських служб шахти свідчать, що стан капітальних панельних уклонів і ходків на пластах, що відпрацьовуються, істотно відрізняється. Південний і польовий ходки і уклон №1 горизонту 830 м пласта l_3 знаходяться в стані, що значно ускладнює їх подальшу експлуатацію. В той же час частини уклону №1, людського і вантажного ходків пласту l_8 горизонту 550 м після 12 років з часу проведення знаходяться в нормальному експлуатаційному стані. Це пояснюється, в першу чергу, специфічними гірничо-геологічними умовами закладення даних виробок. Наявність в покрівлі виробок, які проведені вугільним пластом, потужних і міцних пластів порід саме над ділянками з найменшим рівнем прояву гірського тиску, який виражається у мінімальних зміщеннях точок контуру, ймовірно, позначається сприятливо на їх стійкості.

Вищезазначене свідчить про наявність джерел суттєвого зменшення втрат вугілля без зменшення стійкості виробок, що охороняються ціликами.

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

1.3. Аналіз існуючих методів визначення розмірів ціликів

Майже всі існуючі схеми підземного видобутку вугільних родовищ передбачають залишення ціликів, метою яких є охорона різних наземних і підземних об'єктів від впливу гірничих робіт. До таких ціликів, згідно класифікації наданої в [12] відносяться охоронні, міжповерхові, дільничні, міжкамерні, панельні, уклонні (бремсбергові) і приштрекові.

Особливу зацікавленість викликає група ціликів призначених для забезпечення стійкості похилих розкривних виробок, до яких відносяться, передусім, уклони і бремсберги, яких під час розкриття панелі передбачається 3: уклон (бремсберг) і два ходки, між якими залишаються цілики, які запобігають взаємному впливу цих виробок. Додатково залишаються цілики, призначенням яких є захисту комплексу виробок від впливу опорного тиску попереду очисних робіт. Ширина таких ціликів за збільшенням глибини розробки сягає 150-200 метрів [12], що, природно, призводить до значних втрат фактично підготовлених до видобутку запасів вугілля.

Відомі методики розрахунку ціликів ґрунтуються на рішенні двох задач, які взаємопов'язані, – визначенні діючого на цілик навантаження і розрахунку його несучої здатності.

Першою роботою, присвяченою визначенню розмірів ціликів, вважають працю Л.М. Турнера [13], у якій автор відмічав залежність несучої здатності ціликів, що охороняють камери, від міцнісних характеристик гірських порід і площі масиву, що підробляється. Розрахунковий вираз Л.М. Турнера є критерієм стійкості цілику, який, по суті, лежить в основі переважної більшості розрахункових методик, що наразі використовуються.

Дж. Н. Гупільєр у своїй відомій роботі [14], ґрунтуючись на результатах досліджень Л.М. Турнера, визначав несучу здатність цілику враховуючи власну вагу порід, що вміщують його. Як і в базовій роботі цілик при цьому розглядався у якості пружного елемента системи, що працює тільки на стиснення без урахування додаткових чинників, які впливають на міцнісні характеристики матеріалу масиву.

Надалі еволюція досліджень в області оцінки стійкості ціликів і визначення їх припустимих розмірів містила декілька етапів, що віддзеркалюють загальний розвиток уявлень про механіку процесів, які відбуваються в порідному масиві, що вміщує гірничі виробки. Починаючи від відносно простих моделей Гупіль'єра і Турнера, де цілик являв собою однорідний об'єкт, на який впливає увесь вищерозміщений порідний масив, до теперішнього часу оцінка стану порідного матеріалу в межах цілику виконується на підставі аналізу пружно-деформованого стану порід з введенням коефіцієнтів, що враховують тріщинуватість, насиченість водою, шаруватість масиву, форму і розміри цілику і виробок, а також вплив зовнішніх по відношенню до системи «виробка-цілик» чинників – опорного тиску попереду лав, вплив сусідніх виробок, тектонічних порушень та ін.

Коментуючи розвиток гіпотез, слід виділити деякі з них, що зробили найбільш суттєвий вплив на розуміння природи процесів, що відбуваються, в цілику і в навколишньому масиві.

У вітчизняній практиці першим способом розрахунку ціликів, що набув широкого поширення, був запропонований метод акад. Л.Д. Шевякова [15, 16]. Навантаження на опорні стовпи в запропонованому методі обумовлювались

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 примикають.

Запропонована методика В.В. Соколовського [17] передбачає розрахунок несучої здатності цілика, а отримане значення, що характеризує граничний рівноважний стан порід цілику, порівнюється з вагою порід, що знаходяться 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 враховують фізико-механічні характеристики порід цілику, такі як зчеплення і кут внутрішнього тертя порід, що складають його.

Розрахунок припустимих розмірів цілику методом К.В. Руппенейта [18, 19] 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 [20] також частково базувались на висновках Л.Д. Шевякова щодо визначення навантаження на центральну частину цілику, розрахункова методика враховувала додаткове навантаження на крайові частини опорного стовпу, що утворюється в результаті обрушення порід в покрівлі камер в межах склепіння природної рівноваги.

Слесарєв В.Д. [21], застосовуючи формули опору матеріалів, визначає напруження в цілику на основі схеми дії усіх сил, до яких, окрім ваги всього стовпу порід покрівлі і опору з боку порід подошви, відносить й зчеплення. Це дещо викривляє результати розрахунку, оскільки зчеплення є мірою міцності матеріалу. Отримана величина порівнюється з межею міцності на одновісне стискання, після чого визначається запас міцності при прийнятих геометричних розмірах цілику.

В роботах [22-25] шляхом аналітичних досліджень й натурних вимірів в шахтних умовах визначається фактична величина навантаження на цілики, яка суттєво менша у порівнянні 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 пружно-деформованого стану масиву порід навколо виробок, що охороняються ціликами. Розглядаючи пружне плоске середовище, ослаблене двома і трьома отворами еліптичної і прямокутної форми та аналізуючи отримані картини пружно-деформованого стану масиву автори відзначають, що максимальні вертикальні напруження σ_y приурочені до контуру виробок, а їх величина різко спадає до середини міжкамерного цілику [26-30].

У роботах суттєва увага звернута на відмінність розподілу напружень навколо виробок різної форми, що дозволило зробити наступний 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 [26]. Крім того, у центральному перерізі цілику вертикальні напруження залежать від ширини камер, і, якщо ширина отвору і цілику дорівнюють одне одному, вертикальні напруження в середній частині цілику кількісно близькі до γH .

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, А.С. Космодаміанський, базуючись на роботах Д.І. Шермана, запропонував наближений метод вирішення задачі про пружно-деформований стан пружного ізотропного середовища, що послаблений обмеженою кількістю криволінійних отворів [31-33]. Його метод був істотно вдосконалений С.А.

Калоєровим для анізотропної напівплощини з кінцевим числом еліптичних отворів [34].

Г.Н. Савін [35] вирішував задачу для середовища, що ослаблене нескінченним числом однакових отворів, перемички між якими мають різну ширину (двокоперіодичне завдання). Автор відмічав, що головна трудність рішення подібних задач полягає у побудові конформної функції, що відображує площину з криволінійними отворами на область, утворену зовнішністю нескінченного числа одиничних кіл. Д.І. Шерман, що розробив метод для площини, послабленої круговими і некруговими отворами, здолав цю трудність [27-30].

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

В.Рахімов досліджував розподіл навантаження на стійки для двокоперіодичної їх послідовності, а К.В. Руппенейт і Н.А. Давидова запропонували наближений метод, згідно з яким система «отвір-цілик-отвір» замінювалася щілинним вирізом, в якому замість стійок докладені рівномірно розподілені зусилля [23]. Незважаючи на істотне перевищення розрахункових навантажень, спосіб став основою для подальших робіт Ю.М. Лібермана і Ц. Гомес [36], котрі визначали тиск на стовпчасті цілики, які підкріплюють виріз у формі паралелепіпеду.

І.І. Пасічник і В.І. Рибасов [37], використовуючи роботи А.И. Лур'є [38], визначали навантаження на двокоперіодичну послідовність стійок стрічкової

форми і опор круглого поперечного перерізу різного діаметру шляхом додавання рівномірно розподіленого навантаження над опорами, що імітує тиск шару масиву порід, що залягає вище.

Рішенню завдань про напружений стан прямокутної пластини або кругового циліндра кінцевої довжини, які є аналогами поодинокого стовпчастого і стрічкового ціликів, присвячені роботи Б.Л. Абрамяна, А.Я. Олександрова, А.І. Лур'є і ряду інших дослідників.

Л.Г. Афендик [39] аналізував отримані оптичним методом напруження в прозорих моделях, що піддані двосторонньому стисканню. Вертикальні напруження в середньому горизонтальному перерізі цілику стиснутої пружної моделі розподілялися майже рівномірно, зростаючи не більше ніж на 6 % в крайових частинах цілику. Нажаль, висновок про рівномірний розподіл вертикальних напружень в цілику був зроблений автором на підставі результатів аналізу лише однієї моделі при одному способу навантаження. При цьому властивості матеріалу цієї моделі близькі до пружних.

Практичну цінність являють собою роботи [40-43] в яких несуча здатність природних охоронних конструкцій пов'язується з міцністю зразків гірських порід. Так, наприклад, В.І. Бузило в роботі [40] обґрунтовує параметри камерно-стовбурової системи розробки гіпсових родовищ, а Ю.А. Модестовим запропоновані розрахункові формули з визначення параметрів ціликів для пластових родовищ корисних копалин.

Одним з найбільш універсальних методів визначення несучої здатності цілику і діючого на нього навантаження, є метод, запропонований проф. О.М. Шашенком [44]. Використовуючи уперше застосований Цимбаревичем принцип суперпозиції [45], можливість використання якого обґрунтована С.П. Тимошенко [46], і, ґрунтуючись на запропонованому і реалізованому Л.Я. Парчевським і М.І. Козенко [47, 48] способі дослідження міцності міжкамерних ціликів для випадку гідростатичностиснутого породного масиву, автором в роботах [44, 47] запропонований ряд розрахункових формул. У них, окрім геометричних і фізико-механічних параметрів цілику, а також усього

різноманіття діючих навантажень, враховані негідростатичний розподіл напружень в неторканому 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 цілику.

Описані вище методи визначення розмірів ціликів в більшості своїй базуються на заздалегідь розроблених моделях поведінки масиву порід, що вміщує цілики, заснованих на пропонованих авторами теоріях руйнування. Такі теорії спочатку визначають деякі базові напрями розвитку процесів, що відбуваються в масиві. Автори розділяють 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 слабим елементом, який 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 чисельних методів моделювання, таких, як метод скінчених елементів або метод граничних елементів, які отримали вельми широке поширення в останній час.

Нормативна методика визначення ширини ціликів [49], 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, враховуючі перехід видобувних робіт на більш глибокі горизонти, появу новітніх методів дослідження, набуття теоретичних висновків, згадана методика потребує суттєвого геомеханічного наповнення.

Таким чином, незважаючи на більш ніж вікову 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, враховуючи необхідність забезпечення ефективності видобувних робіт,

вимагає аналізу стану породного масиву, що вміщує виробки і запобіжний цілик, в конкретних гірничо-геологічних умовах.

1.4. Мета, ідея, основні задачі і методи досліджень

Мета досліджень полягає в геомеханічному обґрунтуванні ширини запобіжних ціликів, що охороняють капітальні гірничі виробки від взаємного впливу.

Практичне значення роботи полягає в геомеханічному обґрунтуванні припустимої ширини ціликів між двома капітальними виробками, яка забезпечує достатню стійкість як запобіжного цілику так і виробок, що охороняються і дозволяє зменшити втрати вугілля в умовах шахт «ДТЕК Добропіллявугілля».

Основна ідея роботи полягає в урахуванні міцнісних й геометричних параметрів порід покрівлі й складноструктурного запобіжного цілику при визначенні його припустимих розмірів.

Для досягнення поставленої мети в дисертації сформульовані і виконані наступні основні задачі досліджень:

- аналіз і узагальнення літературних джерел з визначення геометричних параметрів запобіжних ціликів;
- вибір об'єкту досліджень і оцінка гірничо-геологічних умов закладення виробок, що охороняються запобіжними ціликами;
- встановлення закономірностей зміни стійкості цілику в залежності від структури масиву, що його складає з використанням чисельного моделювання;
- розробка розрахункових схем, встановлення закономірностей зміни пружно-деформованого стану породного масиву навколо капітальних виробок, що охороняються ціликами за різних гірничо-геологічних умов з використанням чисельного моделювання;

- розрахунок очікуваного економічного ефекту від використання результатів досліджень.

ВИСНОВКИ

1. Результати аналізу стану і напрямів розвитку світового ринку енергоресурсів доводять, що в найближчі 20...30 років роль вугілля дещо зросте.

2. Єдиним паливним джерелом, здатним забезпечити енергетичну безпеку і незалежність України в найближчі десятиліття є вугілля, запаси якого перевищують 100 млрд. т.

3. Стан капітальних панельних гірничих виробок на різних пластах шахт «ДТЕК Добропіллявугілля» істотно відрізняється, що дозволяє припускати наявність значного впливу геометричних і міцнісних параметрів порід, що вміщують виробки.

4. Згідно з поставленими цілями, визначені завдання досліджень, виконання яких дозволить обґрунтувати місця розташування капітальних гірничих виробок в масиві гірських порід, а також параметри вугільних ціликів, що охороняють їх, залежно від гірничо-геологічних умов їх розташування.

РОЗДІЛ 2
ВИЗНАЧЕННЯ ЗМІН ПАРАМЕТРІВ
ПРУЖНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ПОРОДНОГО МАСИВУ
НАВКОЛО ДВОХ КАПІТАЛЬНИХ
ГІРНИЧИХ ВИРОБОК, ЩО РОЗДІЛЕНІ ЗАПОБІЖНИМ ЦІЛИКОМ

2.1. Вибір методу чисельного моделювання

Кількісна оцінка фізичних явищ, що діють в породному масиві, доступ до якого, за великим рахунком, не є можливим за сучасним розвитком науки і техніки; обґрунтовано виконується зазвичай з використанням емпіричних виразів, отриманих шляхом аналізу результатів натурних спостережень й інших експериментальних даних. Втім, враховуючи, що геомеханічні системи є досить великими за масштабами і кількістю структурних елементів, під час послідовного багатоетапного аналізу виникає проблема накопичення помилок.

Методи фізичного моделювання дозволяють оцінити якісні аспекти процесів, але кількісні зазвичай залишаються поза дужками.

Найточнішими методами, які дозволяють визначити стан геомеханічних систем, є такі, що засновані на аналізі картини пружно-деформованого стану породного середовища.

Під час розв'язання задачі про пружно-деформований стан породного масиву, який пропонується більшістю дослідників, використовуються методи механіки суцільного середовища, які дозволяють зберегти подібність процесів в реальному масиві за якісними і за кількісними параметрами.

Для цього використовуються прості моделі деформації породного масиву – пружна, пластична, в'язка та ін. Для гірських масивів зазвичай використовуються пружнопластичні моделі, що пов'язано з не лінійністю явищ і процесів у геомеханічних системах.

Підстави для використання таких моделей було належним чином обґрунтовано у роботах Р. Феннера [50], А. Лаббаса [51], К.В. Руппенейт [52], а

в подальшому Л.А. Галіна [53], А.С. Космодаміанського [54], В. Мірсалімова [55], Б.Д. Аніна [56], Н.И. Остросабліна [57], П. И. Перлина [58], В. С. Сажина [59] і ін.

В роботах пізніших періодів Н.П. Немчина [60], А.М. Лінькова [61], І.В. Баклашова і Б.А. Картозії [62], О.Г. Протосені [63], В.Т. Глушко і В.В. Віноградова [64], О.М. Шашенка [65], отримали розвиток питання формування, аналізу і визначенню параметрів пружно-деформованого стану породного масиву навколо штучних отворів.

Формування загальної картини пружно деформованого стану масиву стає можливою лише у випадку врахування всіх найбільш впливових чинників.

До методів, які так чи інакше задовольняють більшості вимог до моделювання відносяться наближені чисельні, що дозволяють отримати кількісну оцінку показників стану масиву гірських порід. До того ж до переваг слід віднести можливість показати якісну картинку процесів, що відбуваються в масиві, у динаміці.

До таких методів відносяться метод скінченних елементів (МСЕ), метод граничних елементів (МГЕ), метод дискретних елементів (МДЕ). Ступінь використання останніх двох на разі не є значною, тому завдяки досить значному поширенню, універсальності і легкості у використанні, точності і наочності саме МСЕ є найбільш вживаним методом під час вирішення задач геомеханіки.

Теоретичні основи МСЕ викладені в роботах Розіна Л.А. [66, 67], Зенкевича О. [68, 69], Норрі Д. і де Фріза Ж. [70] та ін., має ряд переваг, які висвітлені в роботі [71].

МСЕ неодноразово використовувався для вирішення задач геомеханіки в роботах Фадеева А.Б. [72, 73], Апусіна Б.З. [73, 74], Єржанова Ж.С. і Карімбаєва Т.Д. [75], Слащова І.М. [76]. Надалі МСЕ використовується як прикладний метод для вирішення конкретних завдань механіки підземних споруд і масиву [77...81].

2.2. Алгоритм чисельного моделювання руйнування породного масиву

У основі чисельного 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, що протікають, переважно нелінійні. 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 чисельний апарат МСЕ для вирішення нелінійних завдань, а також правильним чином інтерпретувати отримувані результати.

Згідно з пануючими уявленнями, навколо гірничої виробки стан породного масиву у міру віддалення від її контуру істотно відрізняється. У деякій зоні, розташованій в безпосередній близькості від абрису виробки, породи, що вміщують гірничу виробку, знаходяться в розпушеному стані. Тут під впливом гірського тиску поведінка масиву більшою мірою відповідає поведінці пластичного тіла, а межі міцності помітно нижче.

Вглиб масиву міцність порід зростає, міра розпушування знижується і на деякому віддаленні поведінка масиву під впливом гірського тиску підкоряється 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 σ_E . Надалі, порівнюючи σ_E з межею міцності на одноосьове стиснення 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 пружного 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 рішення на практиці отримують за рахунок використання ітераційного підходу, суть якого зводиться до наступного. На кожному кроці обчислень, відповідно до набутих на попередньому кроці значень напружень згідно прийнятої моделі, міняються фізико-механічні властивості елементів масиву.

Відомий ряд алгоритмів, 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 рішень нелінійних задач О.А. Ільюшина [82].

Суть методу січних модулів полягає в наступному. Властивості середовища задаються у вигляді початкового набору пружних характеристик. В результаті рішення пружної задачі при повному навантаженні, для елементів, в яких напруження перевищують деяку граничну задану величину, обчислюються нові значення модуля пружності (січного модуля) $E_{сек}$. Якщо хоч би в одному елементі нове значення $E_{сек}$ відрізняється від старого, виконується повторне рішення з новою матрицею жорсткості, заснованої на нових пружних характеристиках. При повторному рішенні в елементах з новими модулями рівень напружень зменшиться, а через декілька ітерацій наблизиться до

заданого мінімального рівня, відповідного величині умовно прямої ділянки спадаючої гілки діаграми.

Головним недоліком методу є неможливість моделювання процесів в середовищах, що розпушуються. Цього недоліку позбавлений метод пружних рішень, сутність якого полягає в наступному.

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 одновісного стискання (рис. 2.1.).

На першому з двох ділянок (прямолінійному), матеріал підкоряється закону Гука при початковому коефіцієнті Пуассона μ . Тут величина максимальних деформацій пропорційна межі міцності на одновісне стиснення R_c і зворотнопропорційна модулю Юнга E .

Спадаюча ділянка описується функцією

$$\sigma_1 = R_c - f(\varepsilon_1 - \varepsilon_c); \quad f(0) = 0, \quad \frac{\partial f}{\partial \varepsilon_1} < 0, \quad (2.1)$$

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.

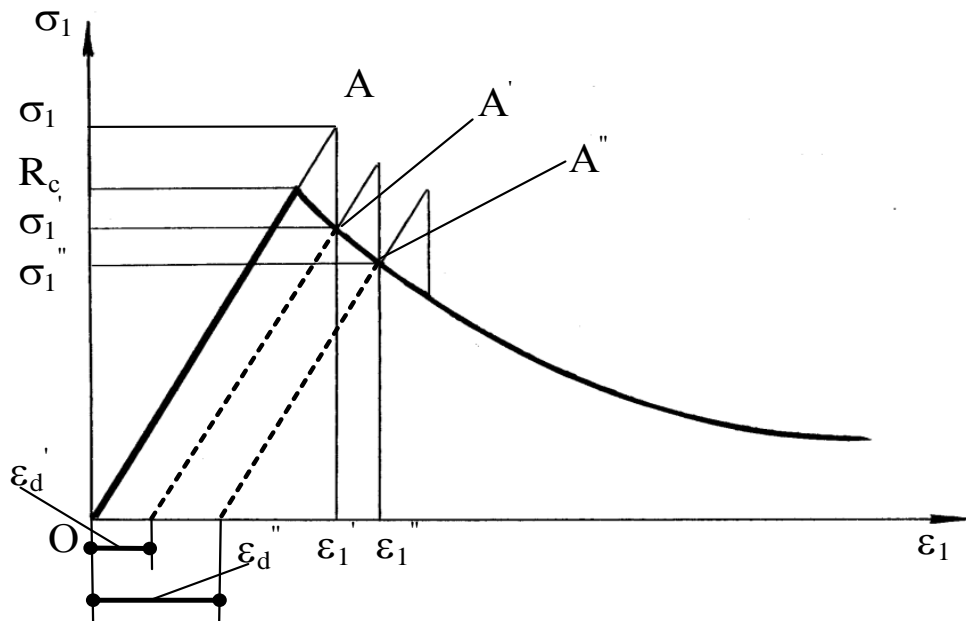


Рис. 2.1. Схема до обґрунтування процедури чисельного моделювання породного масиву, що знеміцнюється

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. 2.1. можна уявити наступним чином.

При рішенні пружної задачі у разі, коли в якому-небудь елементі моделі на деякій стадії навантаження напруження σ_1 сягає значення, що перевищує межу міцності на одновісне стискування R_c , на перетині перпендикуляра з точки, що характеризує величину максимального напруження, і спадаючої гілки, отримують точку A, що характеризує нові граничні властивості матеріалу. При цьому деформації відповідають величині ϵ_1' , а величина залишкових деформацій ϵ_d' на осі абсцис характеризує початок відліку при наступному навантаженні для вказаного елемента моделі.

Надалі, у разі, якщо 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, доки напруження в будь-якому з них не перевищуватиме граничні значення, а навантаження на модель не досягнуть максимальних значень.

Породний масив знаходиться в тривимірному пружному стані, тому використовувати наведену вище процедуру можна лише у тому випадку, якщо такий багато осьовий напружений стан привести до простого одновісного.

Існує декілька розрахункових формул, заснованих на відповідних феноменологічних теоріях міцності, які дозволяють подібне приведення. Незважаючи на переваги феноменологічних теорій, вони все ж не є універсальними, чим і пояснюється їх різноманіття.

У основі феноменологічних теорій руйнування, що відносяться до практичних теорій міцності, лежать безструктурні моделі суцільного твердого тіла, що деформується. До теперішнього часу з тих, що класифікуються в [83], моделей твердого тіла, клас безструктурних вивчений якнайповніше, а феноменологічні теорії знайшли широке застосування.

Серед таких теорій найбільш використовуваними є теорія П.П. Баландина і Л.Я. Парчевського–О.М. Шашенка, які відповідно до аналізу А.М. Ставрогіна [84] (рис.2.2.) пояснюється найбільшою близькістю описуваних теоріями кривих до апроксимуючої кривої результатів випробувань зразків гірських порід, що представляють досліджуване шахтне поле.

Відмітною особливістю теорії Л.Я.Парчевського-А.Н.Шашенко є висока точність отримуваних результатів при вирішенні плоских задач, для чого по суті й була розроблена. Розвиваючи положення теорії Мору, автори [85] отримали формулу для визначення еквівалентних напружень в точках породного масиву, що має вигляд:

$$\sigma_e = \frac{1}{\psi} \left[(1 - \psi) \left(\frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \right) + \sqrt{(1 - \psi)^2 \left(\frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \right)^2 + 4\psi \left(\frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \right)^2} \right], \quad (2.2)$$

де σ_e – еквівалентні напруження; σ_1, σ_3 – компоненти поля напружень, ψ – відношення межі міцності на однісіне розтягування – R_P до межі міцності на однісіне стискування – R_C .

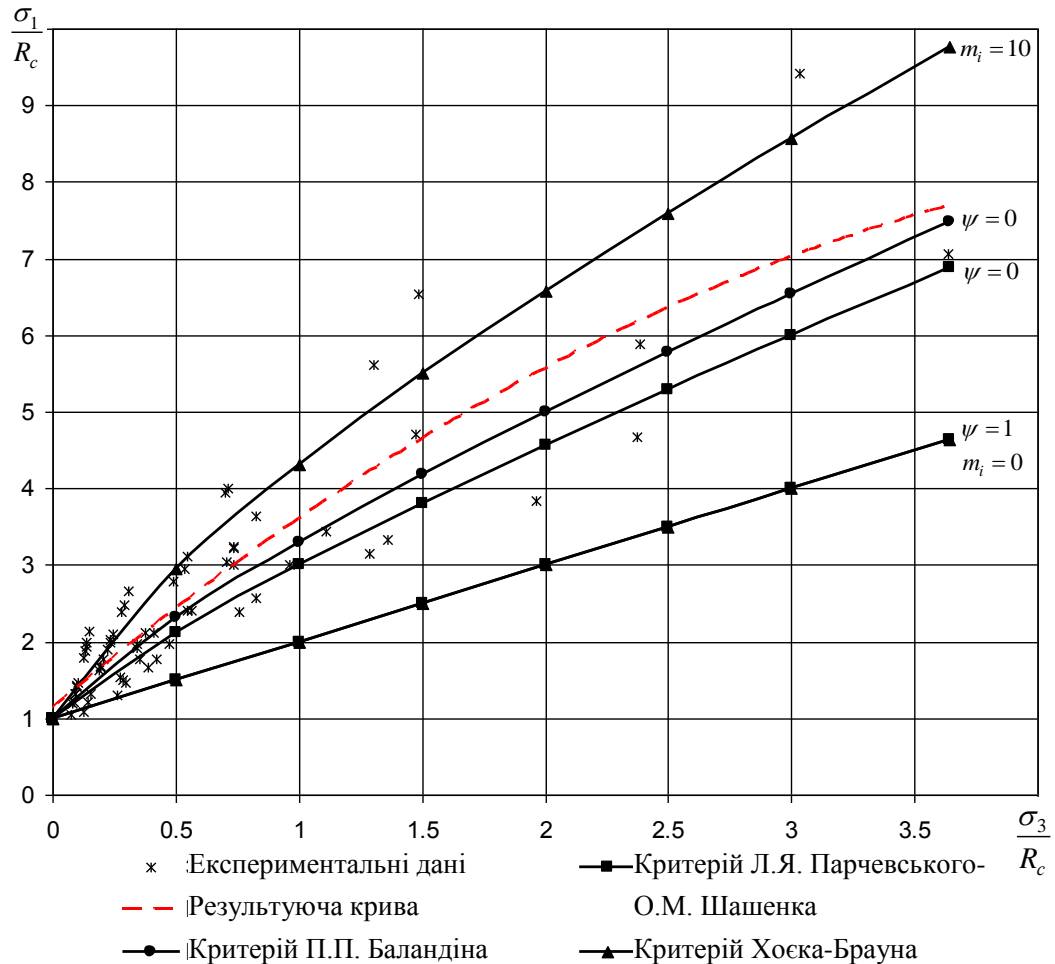


Рис. 2.2. Порівняння критеріїв міцності з результатами випробувань гірських порід

Проте, завдяки врахуванню усіх компонент поля напружень, у тому числі і σ_2 , крива, відповідна теорії П. П. Баландіна, більшою мірою (відмінність сягає 25 %) близька до результуючої кривої. Особливо така відмінність характерна в тих випадках, коли в породному масиві спостерігається досить високий рівень концентрації напружень. Пропонована формула П. П. Баландіна має вигляд:

$$\sigma_e = \frac{(1-\psi)(\sigma_1 + 2\sigma_3) + \sqrt{(1-\psi)^2(\sigma_1 + 2\sigma_3)^2 + 4\psi(\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi} \leq R_c k_c \quad (2.3)$$

Вирази 2.2 і 2.3 мають важливе прикладне значення. По суті σ_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 одновісьове стискання R_c (вираз 2.4) стає можливим визначити геометрію усієї області розпушування і міру руйнування в межах такої області. У свою чергу, використовуючи відомі залежності (наведені нижче) величини переміщень від розмірів зони непружних деформацій, вдається спрогнозувати поведінку усієї досліджуваної системи в цілому, а також оцінити стійкість виробок.

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

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

де k_c – коефіцієнт структурно-механічного послаблення, що приймається залежно від виду порід згідно [85].

За умови наявності отриманих в результаті моделювання МСЕ усіх компонент напружень, використовуючи вираз 2.4, не складно визначити в процесі моделювання ділянки масиву в стійкому стані і області із зруйнованими елементами.

2.3. Визначення стійкості запобіжного цілику між двома виробками

Переважає більшість методик визначення припустимих розмірів ціликів ґрунтуються на рішенні двох взаємопов'язаних задач – розрахунку максимальної несучої здатності цілику і визначенні навантаження, що діє на такий цілик. Порівняння набутих в результаті подібних розрахунків значень

дозволяє розрахувати величину коефіцієнта запасу міцності K_3 , до питання визначення якого, так або інакше, зверталися переважна більшість дослідників, що займалися питаннями стійкості ціликів. Нині в достатній мірі обґрунтованим значенням для ухвалення проектних рішень вважається величина $K_3=1,8\dots 7$ [11], і майже двократне перевищення межі міцності над зусиллями, що діють на цілик, дозволяє виключити дію маловпливових або неврахованих деструктивних чинників на загальну стійкість цілику. Іншими словами, саме коефіцієнт запасу міцності цілику K_3 можна позначити як своєрідне мірило його стійкості.

Найбільш простим способом визначення K_3 є метод, запропонований Л.Д. Шевяковым [15], відповідно до якого відношення навантажень, що діють на цілик, до його максимальної несучої здатності являє собою коефіцієнт запасу міцності. При камерно-стовбуровій 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. Шашенко. У роботі [86] 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 одновісне стиснення над еквівалентними напруженнями. Набуті значення дозволяють побудувати криву розподілу величин коефіцієнта запасу міцності по найбільш слабкому його перерізу – в наведеному випадку на уявній лінії, що є продовженням головних горизонтальних висей виробок.

Надалі автор, виконуючи інтегрування за площею, що описується отриманою кривою, визначає сумарний коефіцієнт запасу міцності цілику. Запропонована методика достатньою мірою універсальна, оскільки незалежно від досліджуваної геотехнічної системи, прийнятої теорії руйнування і прогнозованої поведінки породного масиву, використання гіпотез, заснованих 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 практичної точки зору перевагою методики являється можливість визначити найбільш слабкий горизонтальний переріз цілику, в якому 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 цілику, а, відповідно, і на стійкість виробок, що охороняються ним, потрібен аналіз картини розподілу пружно-деформованого стану в матеріалі цілику залежно від геометричних параметрів вугільного пласту в тілі цілику для конкретних заданих гірничо-геологічних умов.

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 для умов шахт України. Тому при виконанні досліджень в області визначення припустимих розмірів ціликів слід спочатку задаватися конкретними гірничо-геологічними і гірничотехнічними умовами. Відповідно до мети роботи, оцінка стійкості цілику виконувалася для гірничо-геологічних умов пласту l_8 горизонту 550 ТДВ "Шахта Білозерська", підготовка якого виконана шляхом проведення трьох похилих виробок (уклон і два ходка), розділених ціликами, які вміщують вугільний пласт.

Як відомо, в породному масиві навколо поодинокі виробки виникає зона непружних деформацій, розміри якої співставні з геометричними параметрами самих виробок. Кожна точка масиву в межах такої області частково зруйнована, проте має деяку залишкову межу міцності. Визначення загального запасу міцності цілику, частиною якого є також області розпушування навколо виробок, можливе шляхом знаходження середнього значення \bar{K} , що враховує усереднені значення коефіцієнта запасу міцності в межах кожної з визначених областей. У разі дослідження системи "виробка-цілик-виробка" (рис. 2.7) таких

областей в межах цілику три: зона невідкладна розпушуванню в центральній частині цілику (І) і дві області непружних деформацій навколо виробок (ІІ).

У загальному вигляді формула визначення коефіцієнта запасу міцності для досліджуваної системи записується у вигляді:

$$\bar{K} = \frac{\sum_1^i \bar{K}_i l_i}{\sum_1^i l_i}; \quad (2.7)$$

де l_i – ширина ділянки цілику в межах області, $i=3$ для випадку модельованої системи.

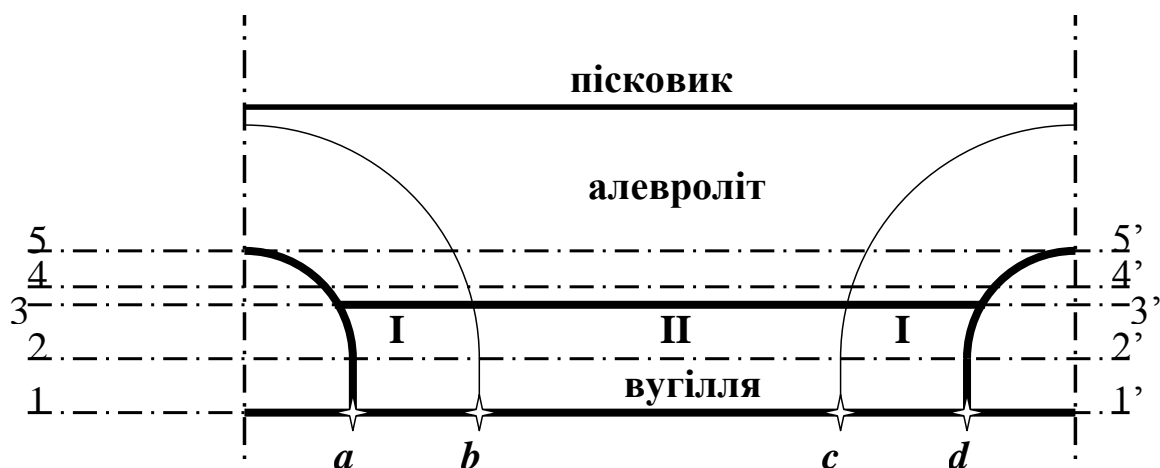


Рис. 2.7. Розрахункова схема до визначення коефіцієнта запасу міцності цілику

Для кожної з ділянок величина коефіцієнта запасу міцності визначається як:

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

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

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

Отримання підінтегральних функцій виразів (3.8-3.10) можливе шляхом побудови залежності зміни крапкового коефіцієнта запасу міцності k_3 уздовж вибраних спочатку горизонтальних висей в межах цілику (для випадку плоскої задачі). У перерізі цілику можна виділити декілька характерних ділянок, в межах яких слід провести умовні вісі для визначення k_3 , якими для наведеної на рис. 3.7 розрахункової схеми є умовні осі 1-1', 2-2' і т.д. Вибір ділянок обґрунтовується наявністю наступних особливостей:

- вісь 1-1' – підшва цілику 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 цілику;
- вісь 5-5' – верхня межа цілику.

Величина коефіцієнта запасу міцності в кожній точці масиву уздовж обраної вісі визначається як:

$$k_3 = \frac{R_c k_c}{\sigma_e}; \quad (2.11)$$

де σ_e – еквівалентне напруження; R_c – межа міцності на одновісне стиснення; k_c – коефіцієнт структурно-механічного послаблення.

Величина σ_e , як характеристика пружного стану породного масиву, визначається згідно обраному критерію міцності, яким в цій роботі був обраний критерій П.П. Баландіна.

На кінцевому кроці моделювання в кожному елементі масиву були визначені σ_e і залишкова межа міцності R_{Cocm} , що дозволило розрахувати крапковий κ_3 .

Згідно поставленої мети досліджень головними завданнями роботи визначені наступні:

- розробка розрахункової схеми і формування скінчено-елементної моделі для умов пласта l_8 горизонту 550 ТДВ "Шахта Білозерська";

- рішення задачі про пружно-деформований стан породного масиву, що вміщує дві виробки, розділені запобіжним цілком, який складений вугіллям і алевролітом при змінній (з кроком 0,5 м) потужності вугільного цілику m_y ;

- розрахунок \bar{K} за обраними характерними перерізами цілику.

Розрахункова схема модельованих ситуацій складена на підставі даних про властивості порід, що вміщують виробки згідно з табл. 2.3.

Табл. 2.3

Фізико – механічні властивості порід, враховані при чисельному 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, τ , 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, μ	0,16	0,23	0,21
Об'ємна щільність, γ , Мкг/м ³	$1,6 \cdot 10^{-3}$	$2,5 \cdot 10^{-3}$	$2,8 \cdot 10^{-3}$

Геометричні параметри виробок визначені з паспортів проведення і кріплення вантажного ходка і уклону №1 горизонту 550 м пласта l_8 ТДВ "шахта Білозерська". Виробки арочної форми площею поперечного перерізу в проходці $S_{np}=15,9$ м² при ширині $B_{np}=5,1$ м і висоті $H_{np}=3,58$ м

Величина навантажень, що прикладаються, визначається глибиною розташування виробок з урахуванням ділянки масиву, що забезпечує дотримання граничних умов.

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

Наведена на рис. 3.9. скінчено-елементна реалізація розрахункової схеми (рис. 3.8) для заданих умов сформована на підставі наступних початкових даних:

- враховуючи симетричність задачі за наявності трьох підготовчих виробок (уклону і 2-х ходків), розміри яких визначаються паспортами кріплення, для досліджень прийнята розрахункова схема з двома виробками;

- мінімальна ширина цілику, що становить 40 м, обґрунтовується розрахунком згідно нормативних рекомендацій [36];

- гірничо-геологічні умови системи, що моделюється, відповідають ділянці шахтного поля пласта l_8 ТДВ "Шахта Білозерська" на ділянці відпрацювання 2-ої північної лави горизонту 550 м, а властивості породного масиву задаються згідно даних геологічної служби шахти.

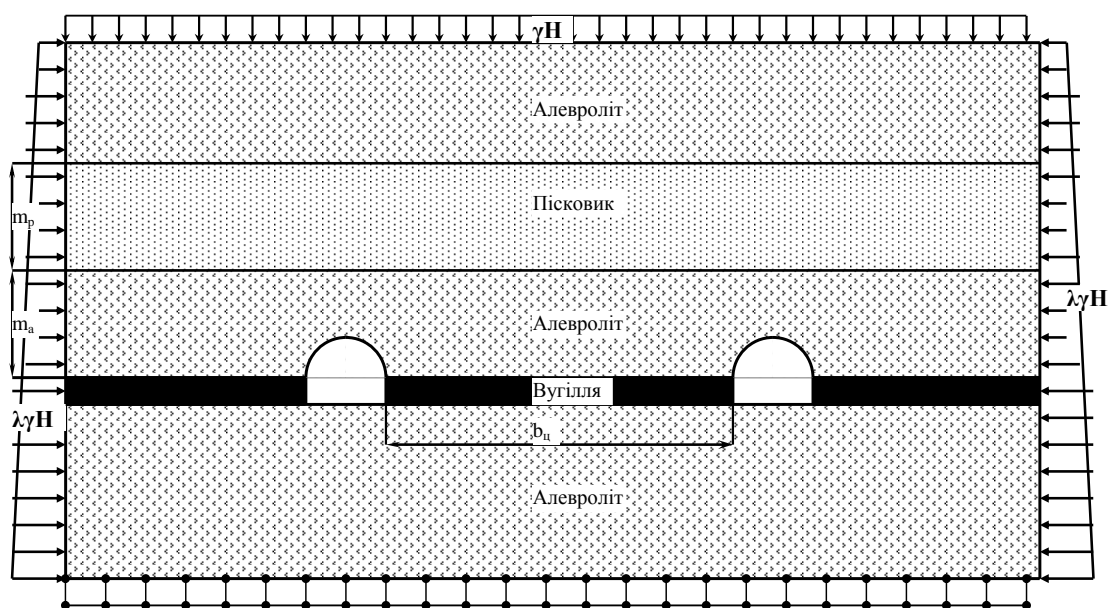


Рис. 2.8. Розрахункова схема моделі для визначення зон непружних деформацій для двох капітальних виробок

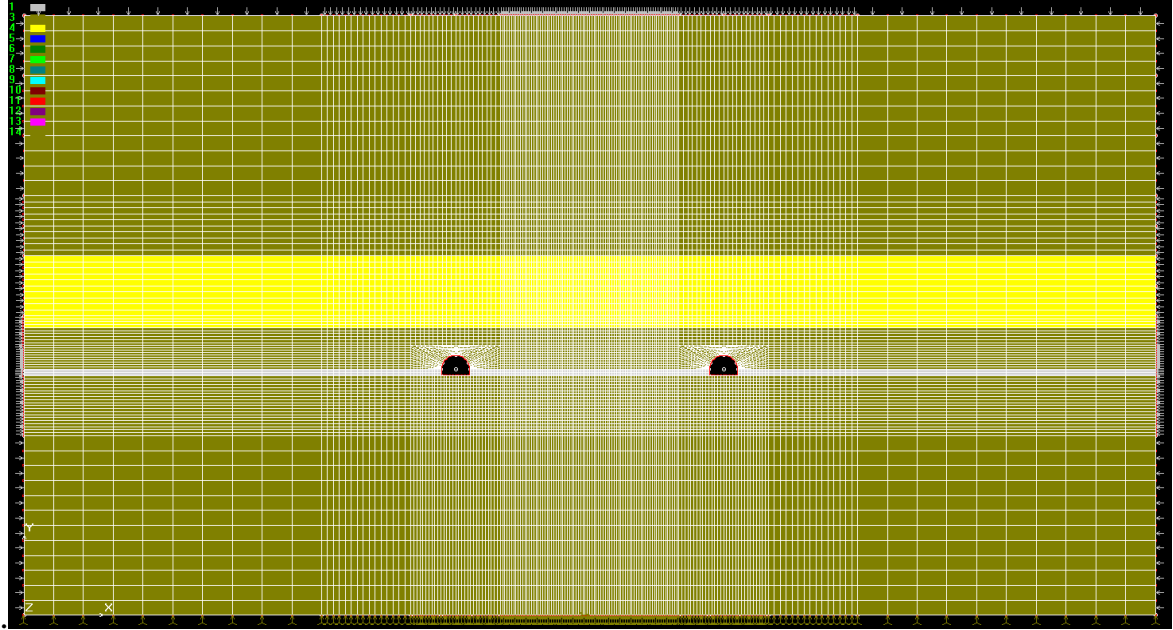


Рис. 2.9. Скінчено-елементна реалізація розрахункової схеми l_8 горизонту 550 ТДВ "Шахта Білозерська" при $m_y=1$

В результаті рішення серії задач отримані відповідні картини розподілу напружень σ_e в породному масиві (рис. 2.10), а також визначені конфігурації зон непружних деформацій (рис. 2.11).

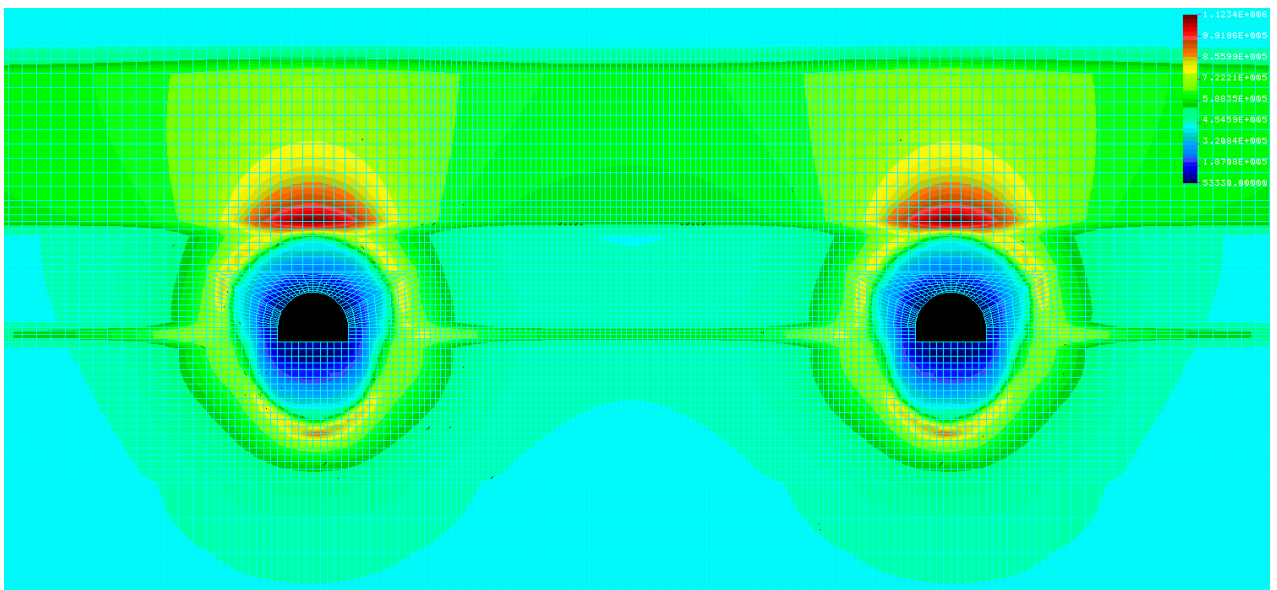


Рис. 2.10. Розподіл еквівалентних напружень σ_e

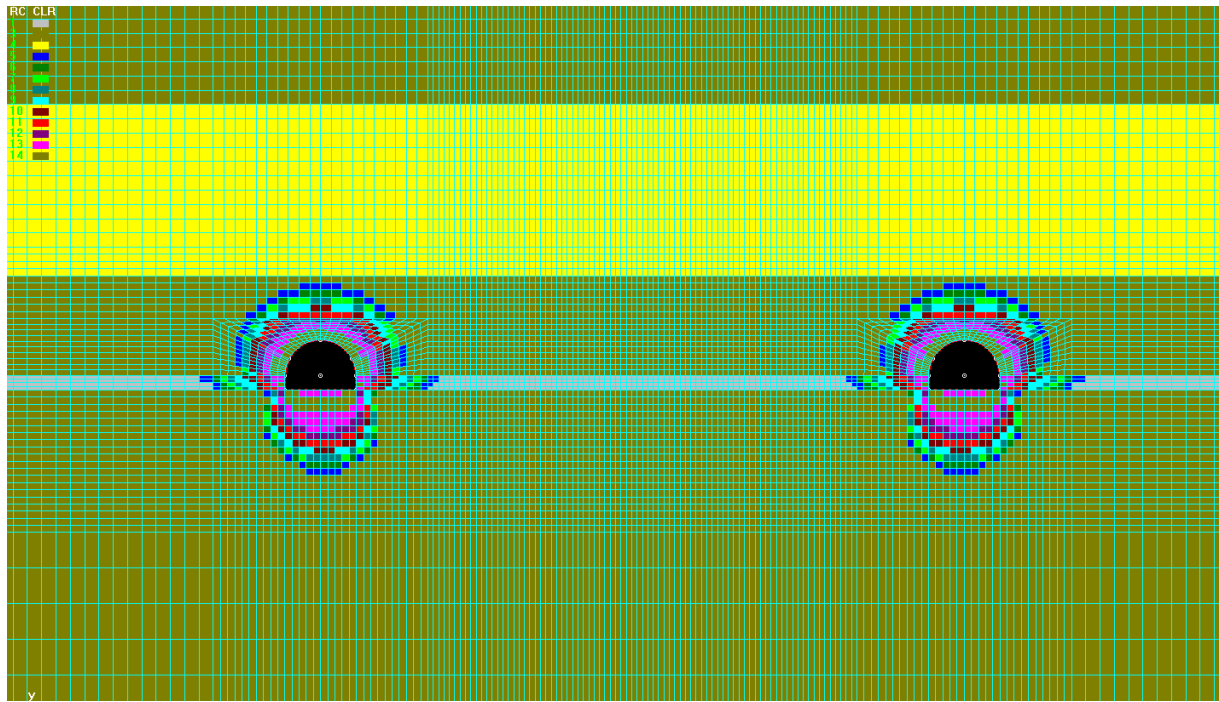


Рис. 2.11. Конфігурації зони непружних деформацій навколо виробок

Розрахунок коефіцієнта запасу міцності уздовж обраних заздалегідь висей дозволяє сформуванати залежності розподілу κ_z за шириною цілику в межах кожної з ділянок (рис. 2.12). В межах зони непружних деформацій величина коефіцієнта запасу міцності дещо більше або близька до одиниці, що є цілком передбачуваним, враховуючи стан масиву в межах таких областей. Від контуру виробки у напрямку до середини цілику величина залишкової межі міцності $R_{Cост}$ зростає від майже нульових значень, проте ростуть і значення еквівалентних напружень σ_e , залишаючись при цьому дещо менше гранично припустимих.

У основній же частині цілику поза зоною непружних деформацій величина κ_z зростає від межі граничного стану масиву поблизу контуру області непружних деформацій до середньої частини цілику.

Отримані залежності для центральної частини цілику описуються поліномом 4-ого ступеню і мають вигляд:

$$y = a + bx + cx^2 + dx^3 + ex^4; \quad (2.12)$$

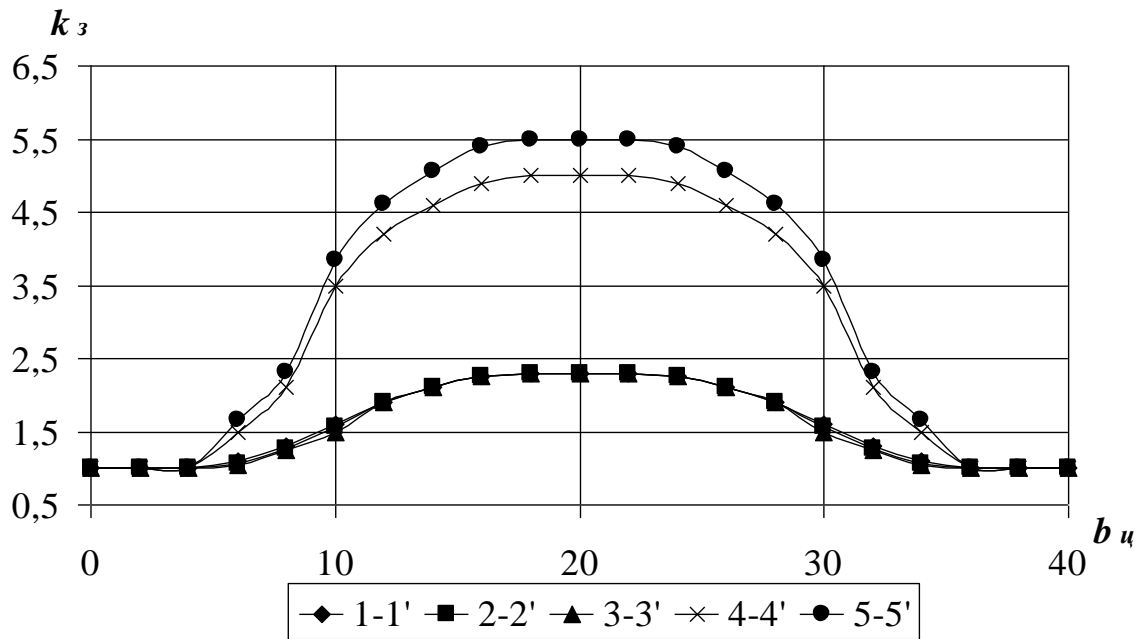


Рис. 2.12. Розподіл величини k_z за шириною цілика

Шляхом розрахунку відношення інтегрування отриманих залежностей до ширини цілика були отримані значення \bar{K} (табл. 2.2), найменші з яких відповідають осям, що проходять вугільним пластом. При цьому розкид значень в межах пласта складає менше 1 % при будь-якій потужності вугільного пласту.

Табл. 2.2

Розрахункові значення \bar{K} при потужності пласту вугілля $m_y=1$ м і ширині цілику $b_u=40$ 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 набуті значення \bar{K} , можна відмітити наступні особливості:

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

- перерізом цілику, де значення \bar{K} найменше, є горизонтальна площина, що перетинає вугільний пласт в безпосередній близькості від межі розділу пластів вугілля і алевроліту.

Подібні особливості властиві для усіх моделей, незалежно від потужності вугільного пласта, і побудову залежності середнього значення коефіцієнта запасу міцності цілику від потужності вугільного пласта слід виконувати передусім саме для цього перерізу (рис. 2.7).

У подальшому оцінка запасу міцності на основі результатів чисельного моделювання для інших конфігурацій модельованого масиву виконувалась лише для горизонтального перерізу цілику (для плоскої задачі – вісі), що перетинає центральну частину пласту. За вихідними даними моделювання отримані підсумкові залежності, що відображають ступінь впливу варійованих параметрів на величину \bar{K} (рис. 2.13, 2.14).

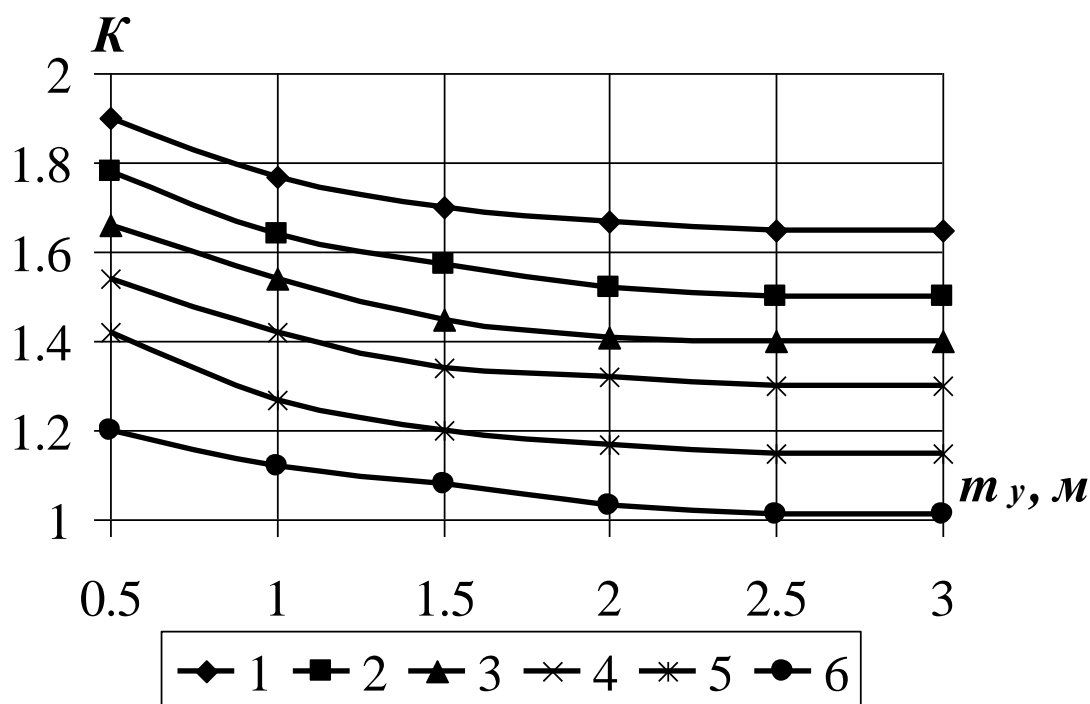


Рис. 2.13. Залежність усередненого значення коефіцієнту запасу міцності цілику \bar{K} від потужності вугільного пласту m_y при ширині цілику: 1. $b_u= 40$ м; 2. $b_u= 35$ м; 3. $b_u= 30$ м; 4. $b_u= 25$ м; 5. $b_u= 20$ м; 6. $b_u= 15$ м

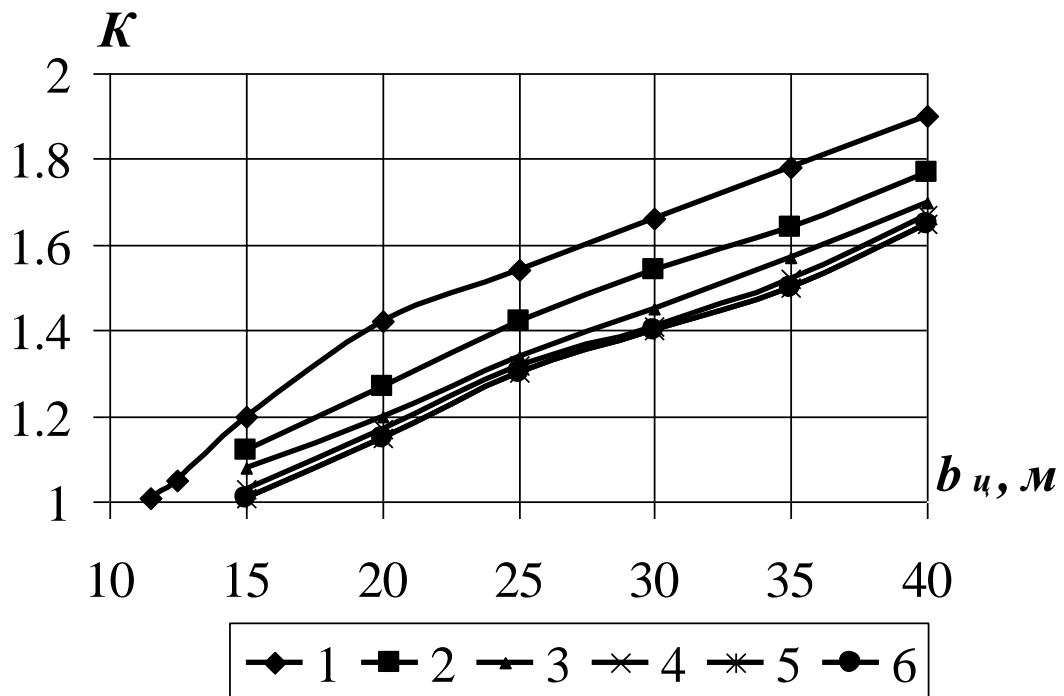


Рис. 2.14. Залежність усередненого значення коефіцієнту запасу міцності цілику \bar{K} від його ширини b_u при потужності вугільного пласту: 1. $m_y= 0,5$ м; 2. $m_y= 1,0$ м; 3. $m_y= 1,5$ м; 4. $m_y= 2,0$ м; 5. $m_y= 2,5$ м; 6. $m_y= 3,0$ м

Аналіз отриманих залежностей дозволяє зробити наступні висновки:

- коефіцієнт запасу міцності зменшується за експоненціальною залежністю у межах 15...20 % при збільшенні потужності вугільного пласту;

- при збільшенні ширини цілику величина \bar{K} зростає за лінійним законом і при досягненні мінімально припустимих розмірів цілика відповідно до нормативної методики ($b_u= 40$ м) запас міцності збільшується у 1,5...1,9 рази порівняно з мінімальним значенням.

Визначені у результаті виконаних досліджень залежності дозволили сформулювати перше наукове положення роботи:

Коефіцієнт запасу міцності запобіжного цілику, як параметр, що характеризує його стійкість, є прямо пропорційним до ширини цілику і

знаходиться у експоненціальній залежності до потужності вугільного пласту, що дозволяє регулювати розміри цілику, зменшуючи експлуатаційні втрати вугілля.

При значеннях \bar{K} , близьких до одиниці, цілик знаходиться або у граничному, або тією чи іншою мірою у зруйнованому стані, тому у залежності від потужності вугільного пласту мінімально припустима ширина цілику для заданих умов знаходиться у межах 11,5...15 м.

Подальше збільшення ширини цілика ($b_{ц} > 40$ м) з часом призведе до зростання коефіцієнта запасу міцності, величина якого, однак, обмежується відношенням межі міцності на одноосьове стиснення до напружень, які характерні недоторканому масиву.

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

2.4. Моделювання системи "виробка-цілик-виробка" поза зоною впливу очисних робіт

Згідно з нормативними рекомендаціями [36], паралельні капітальні виробки слід розташовувати в масиві порід на найкоротшій відстані, що виключає їх взаємний вплив. Природно, що на деякій відстані наявність сусідньої виробки призводить до якісних і кількісних змін параметрів пружно-деформованого стану масиву навколо виробок. Області високих концентрацій напружень в породному середовищі, викликаних наявністю порожнин, при досить близькому їх розміщенні, накладаються, слідством чого являється зростання деформацій, збільшення зони непружних деформацій, а, відповідно, зростають і зміщення 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 [88]. Проф. А.В. Солодянкін у своїй роботі, спираючись на власні дослідження, а також роботи попередників, робить наступні важливі у світлі намічених цілей даної роботи висновки:

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

- втрата міцності при досягненні критичних розмірів зони непружних деформацій спостерігається, передусім, в площині підшви виробки, що пов'язано із застосуванням переважно незамкнених типів кріплення і послабленням міцнісних характеристик порід в результаті присутності шахтних вод;

- величина критичних зміщень нелінійно залежить від гірничо-геологічних умов розміщення виробки, зокрема, від показника умов розробки θ і коефіцієнта бічного розпору λ .

Сформульовані автором умови для наступного практичного використання можна записати у вигляді математичних виразів.

По-перше, враховуючи, що підшва виробки є найменш стійкою частиною її контуру, саме здуття порід підшви є найбільш вірогідним проявом гірського тиску. Відповідно, критичний радіус зони непружних деформацій згідно теорії біфуркації А.Н. Шашенко [87], а також можливість здимання можна визначити з виразу:

$$\overline{\varepsilon}_V r_L^{*2} \ln^2 r_L^* - 2 > 0 \quad (2.13)$$

де r_L^* – відносний критичний радіус зони непружних деформацій;

ε_v – відносне об'ємне розпушення порід на контурі виробки.

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

Безумовним є зв'язок між зміщеннями на контурі виробки і відносним радіусом непружних деформацій, що визначається з виразу [88]:

$$u = \varepsilon_v \left(0,5 - \frac{r_L^2 \ln r_L}{r_L^2 - 1} \right) \quad (2.14)$$

де u – переміщення контуру виробки у відносних одиницях:

$$u = U / R_0 \quad (2.15)$$

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

На відміну від підходу, запропонованого А.В. Солодянкіним, тут величина критичних зміщень визначається незалежно від коефіцієнта умов розробки θ , що визначається за формулою:

$$\theta = \frac{R_c k_c}{\gamma H} \quad (2.16)$$

Величини, що входять до складу розрахункової формули, за винятком глибини розробки H , визначаються усереднено для усієї товщі породного масиву, що, природно, в умовах наявності в безпосередній близькості від досліджуваної ділянки пласта порід, чия міцність істотно відрізняється від міцнісних параметрів решти масиву, дещо викривляє отримувану величину зміщення

точок породного контуру. Використання отриманих проф. А.В. Солодянкіним залежностей критичних переміщень від коефіцієнта умов розробки доречно більшою мірою для однорідних масивів.

Природно, що підставляючи у вираз 2.14 значення критичного радіусу непружних деформацій, можна розрахувати і значення величини критичних зміщень. Крім того, надалі, зменшуючи ширину цілику між виробками, відповідно до викладених вище уявлень про накладення збурень в породному масиві від виробок, стає можливим визначити діапазон, в якому можливе таке зменшення, порівнюючи отримані значення відносного радіусу зони непружних деформацій з критичною величиною радіусу.

Послідовність виконання чисельного моделювання полягає в наступному.

Для умов горизонту 550 м пласта l_8 ТДВ «шахти Білозерська» шляхом математичного моделювання за допомогою МСЕ визначаються зони непружних деформацій для кожного з варіантів розташування виробок. Кількість варіантів визначаються, виходячи з максимально припустимої ширини цілику, згідно з нормативними розрахунковими значеннями з наступним зменшенням до розмірів, що визначаються критичною величиною відносного радіусу деформацій. Крім того, відповідно до ідеї роботи, рішення серії задач виконується для декількох конфігурацій породного масиву, що містить в покрівлі пісковик змінної потужності і який розташовується на змінній відстані від подошви вугільного пласту.

Для кожного варіанту, відповідно до виразу 2.14, визначаються відносна величина зміщення на контурі виробки і будуються залежності відносного радіусу зони непружних деформацій від ширини цілику, а також визначаються закономірності впливу величини потужності пісковика і відстані до нього на ширину цілику між двома виробками.

Максимальна ширина цілика, що визначається згідно [36] для умов горизонту 550 м пласта l_8 ТДВ "шахта Білозерська", складає $b_{\text{ц}}=40$ м. При зменшенні ширини цілику $b_{\text{ц}}$ з кроком 5 м максимальна кількість моделей складе $n_m=8$. Природно, що фактична кількість модельованих ситуацій буде

дещо меншою, оскільки по досягненню граничних значень критичного радіусу зони розпушення, необхідність рішення наступних задач відпаде. Власне, критичний радіус для заданих умов згідно з виразом 2.12 складе $r^*_L=3,6$.

Кількість конфігурацій модельованого масиву визначається відповідно до результатів лабораторного моделювання, що наведені в розділі 2, згідно з аналізом яких вплив пласта пісковика спостерігається на відстані $m_a < 20$ м від підшови вугільного пласта при потужності $m_n < 18$ м. Відповідно, при величині кроку зміни варійованих параметрів моделі $\Delta=5$ м, моделювання виконувалось для 128 задач.

За розрахункову схему була прийнята вже використана для визначення коефіцієнту запасу міцності розрахункова схема (рис. 2.8) з відповідною скінчено-елементною реалізацією (рис. 2.9).

Кінцеві картини розподілу еквівалентних напружень для декількох конфігурацій модельованого масиву наведені на рис. 2.15.

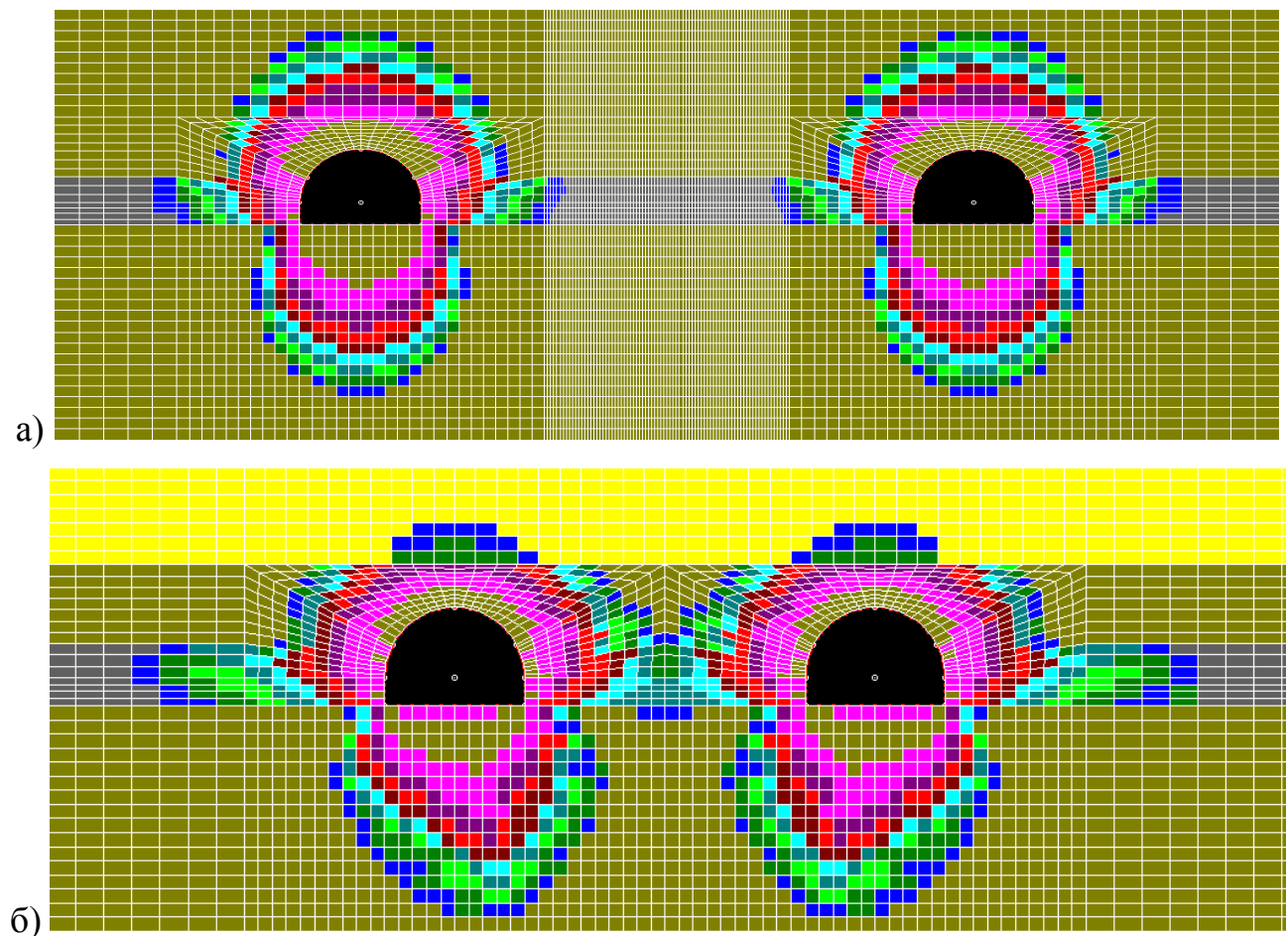


Рис. 2.15. Конфігурація зон непружних деформацій навколо виробок при:

а) $b_y=20$ м; $m_n=0$; б) $b_y=15$ м, $m_n=20$; $m_a=5$ м

Аналіз отриманих картин дозволяє відмітити наступні особливості:

- зона непружних деформацій при розташуванні виробок на максимальній відстані одна від одної ($b_y=40$ м) у вуглепородному масиві без міцного шару пісковика в покрівлі симетрична відносно головних вертикальних висей виробок, а відносний радіус області відповідає розрахунковому радіусу зони розпушення, що визначається за формулою 2.5:

- при $k_c=0,33$, розрахункова величина відносного радіусу непружних деформацій, згідно з виразом 2.5, складе $r_L=2,85$, тоді як отримане в результаті моделювання значення шуканої величини при вимірі відстані від центру виробки до максимально віддаленої точки області складає $r_L=3,0$, що зайвий раз підтверджує адекватність прийнятого алгоритму моделювання;

- відносно контуру виробки максимально віддалені точки зони непружних деформацій знаходяться в підшві, що визначає більші зміщення за інших рівних умов саме в цій області масиву в порівнянні із зміщеннями в покрівлі виробки;

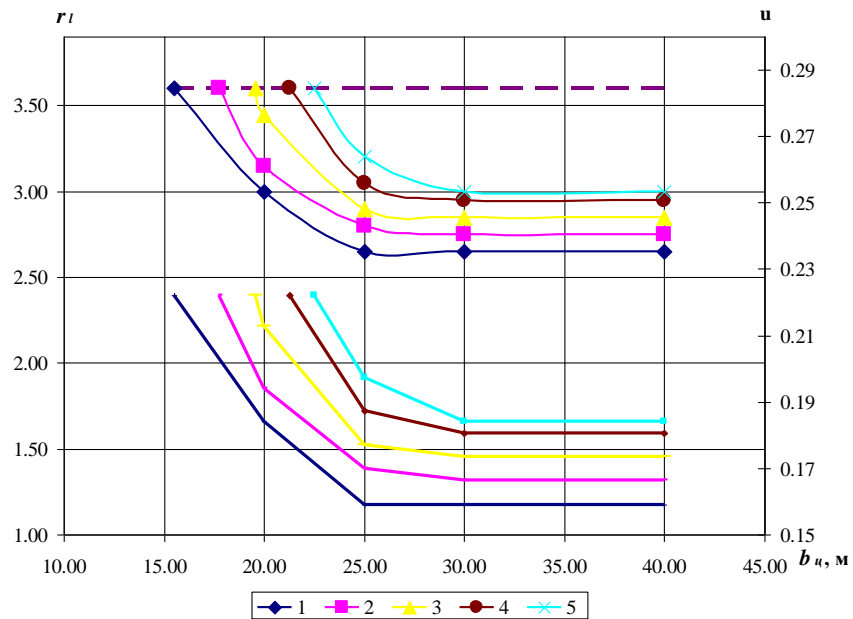
- у міру зменшення ширини цілику геометрія області розпушення міняє конфігурацію з тенденцією зміщення центру мас у бік сусідньої виробки, як в покрівлі, так і в підшві;

- за наявності пласта пісковика в покрівлі виробки область розпушення в межах вугільного пласта займає дещо більшу площу, чим при його відсутності.

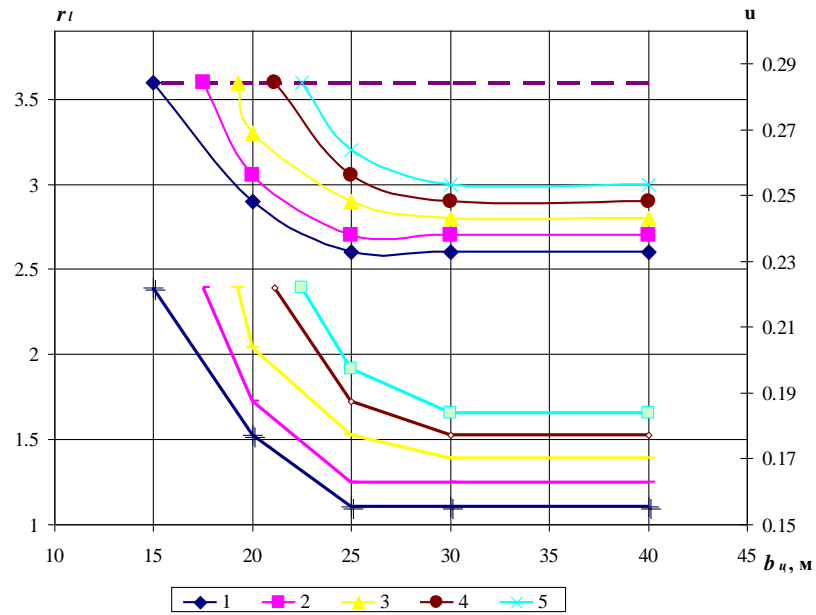
В результаті рішення серії задач про пружно-деформований стан породного масиву навколо двох паралельних виробок, розділених цілком, побудовані залежності відносного радіусу зони непружних деформацій, і розрахованих згідно з виразом 2.14 переміщень від ширини цілику при змінних значеннях потужності пісковика і потужності шару алевроліту, що розмежовує вугільний пласт і пісковик (Рис. 2.16, 2.17).

Крім того, згідно з цілями досліджень, на рис 2.18 і 2.19 наведені графіки, що дозволяють визначити припустиму ширину запобіжного цілику, що

охороняє виробки від взаємного впливу залежно від місця розташування і потужності відносно міцного пласта пісковика.



а)



б)

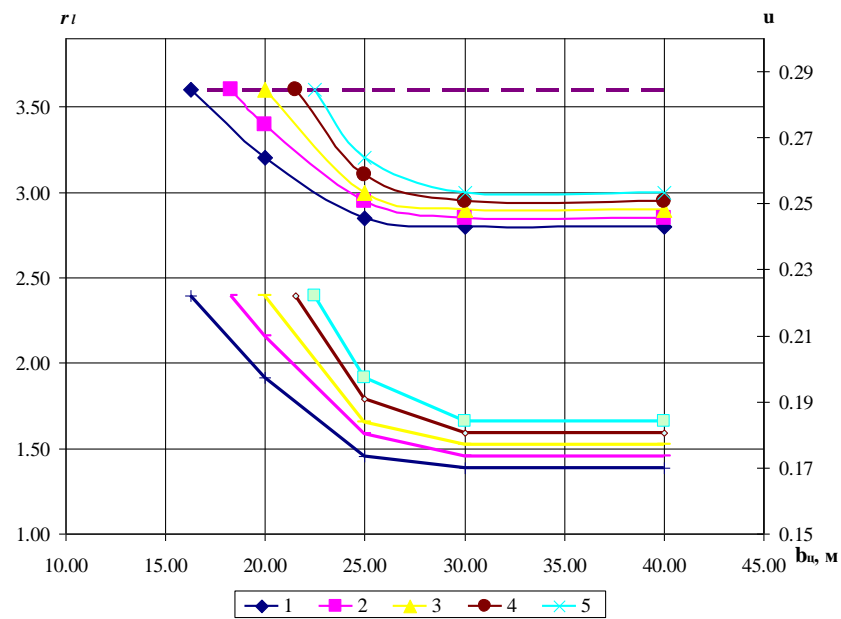
Рис. 2.16. Графіки залежності відносного радіусу непружних деформацій r_L та відносних переміщень u від ширини щілики між двома капітальними виробками

b_u при а) $m_n=20$ м; б) $m_n=15$ м;

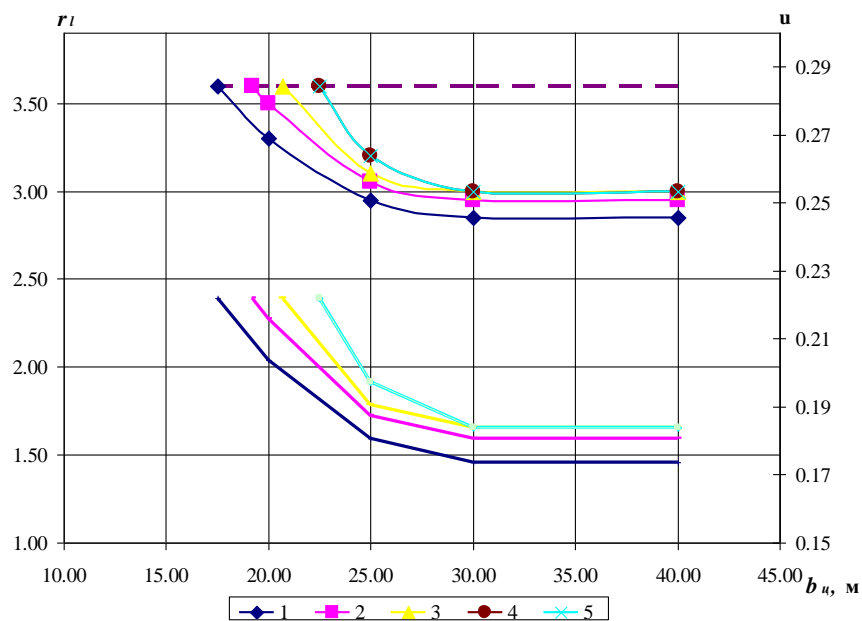
Комплексний аналіз залежностей на мал. 3.16...3.19 показав наступні характерні особливості:

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

- найменша припустима ширина цілику $b_u=15$ можлива за наявності в покрівлі пласта пісковика потужністю $m_n=20$ м на відстані від вугільного пласта $m_a=5$ м;

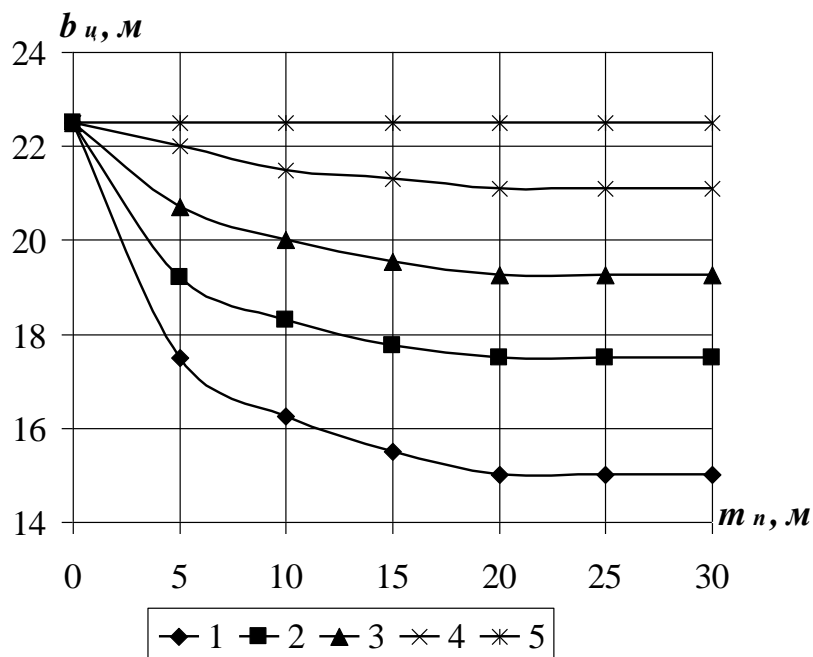


а)



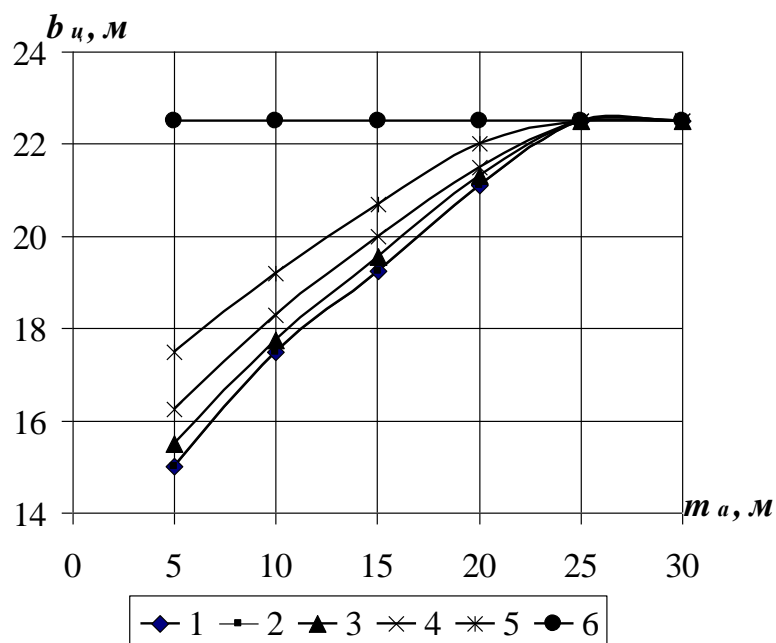
б)

Рис. 2.17. Графіки залежності відносного радіусу непружних деформацій r_L та відносних переміщень u від ширини цілика між двома капітальними виробками b_u при а) $m_n=10$ м; б) $m_n=5$ м;



1 – $m_a=5$ м, 2 – $m_a=10$ м, 3 – $m_a=15$ м, 4 – $m_a=20$ м, 5 – $m_a=25$ м

Рис. 2.18. Графік залежності ширини цілика b_u від потужності пласту пісковика m_n для двох виробок поза зоною впливу очисних робіт



1 – $m_n=5$ м, 2 – $m_n=10$ м, 3 – $m_n=15$ м, 4 – $m_n=20$ м, 5 – $m_n=25$ м

Рис. 2.19. Графік залежності ширини цілика b_c від відстані m_a між підошвою вугільного пласту й пластом пісковика для двох виробок поза зоною впливу очисних робіт

- вплив пласта пісковика спостерігається при потужності пісковика до $m_n=20$ м і при розташуванні його на відстані до $m_a=20$ м. При видаленні пісковика більш, ніж на 20 м від вугільного пласта пружно-деформований стан породного масиву навколо виробок аналогічний однорідному масиву;

- переміщення контуру виробок, що пропорційно залежні, згідно з виразами 2.14 і 2.15, 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 виду :

$$y = a(b - e^{-cx}) \quad (2.17)$$

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.

ВИСНОВКИ

1. Найбільш точними методами, що дозволяють встановити причинно-наслідкові зв'язки між силами, діючими на систему, і кінцевим розподілом напружень у породному масиві, що вміщують виробки, є методи, засновані на аналізі результуючої картини пружно-деформованого стану породного середовища навколо виробки.

2. Моделювання з використанням методу скінчених елементів з впровадженою в алгоритм досліджень процедурою, що реалізує метод пружних рішень нелінійних задач, дозволяє отримати адекватні результати при вирішенні задач з визначення стану пружно-деформованого стану породного масиву навколо виробок.

3. Найбільш слабким перерізом цілику, свого роду вузьким місцем, є горизонтальна площина у вугільному пласті в безпосередній близькості від межі розподілу вугільного пласта і алевроліту, але у межах пласта по горизонтальних перерізах розкид значень запасу міцності не перевищує 1 %.

4. Потужність вугільного пласта чинить вплив на загальну стійкість цілику, що відбивається на величині коефіцієнта запасу міцності, залежність якого від товщини вугільного пласта описується експоненціальною функцією.

5. Області високих концентрацій напружень в породному середовищі, викликані наявністю двох виробок, при досить близькому їх розташуванні, накладаються, слідством чого є зростання величини напружень, а, відповідно, зростають і розміри області непружних деформацій навколо виробок.

6. Критичні зміщення точок контуру виробок для заданих умов реалізуються в підшві цих виробок, а їх величина пропорційна розмірам

критичної зони непружних деформацій, що визначається згідно з положеннями теорії біфуркації здуття.

7. У міру зменшення ширини цілика між двома паралельними виробками відносний радіус зони непружних деформацій і зміщення контуру виробки зростає за експоненціальним законом.

8. Для заданих гірничо-геологічних умов вплив пласту пісковика, що знаходиться в покрівлі вугільного пласту, спостерігається при його потужності до $m_n=20$ м і при його розташуванні на відстані до $m_a=20$ м. При віддаленні пісковика більше, ніж на 20 м від вугільного пласта пружно-деформований стан породного масиву навколо виробок відповідає стану однорідного масиву.

9. Залежність припустимої ширини цілика $b_{ц}$ від потужності пласту пісковика m_n та від відстані між ним і вугільним пластом m_a описується експоненціальним законом.

РОЗДІЛ 3

ВИЗНАЧЕННЯ ЕКОНОМІЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ

ЗАПРОПОНОВАНИХ РІШЕНЬ

Отримання економічного ефекту, вочевидь, можливе за рахунок додаткового видобутку вугілля з ціликів за рахунок обґрунтованого їх зменшення. Вартість такого вугілля в першому наближенні й буде визначати економічний ефект. Враховуючи складнощі щодо отримання конкретної інформації щодо собівартості видобутку вугілля безпосередньо на підприємствах, відмінності у використовуваних засобах щодо виймання ціликів тощо, більш конкретну величину економічного ефекту отримати досить важко.

Розкриття шахтного поля більшості шахт ТОВ «Добропіллявугілля» передбачає залишення між капітальним ходком і уклоном (бремсбергом) вугільного цілику максимальною шириною 50 м. Відповідно до результатів досліджень у залежності від гірничо-геологічних умов, які притаманні саме вуглевидобувному району Добропілля розміри вугільного цілика можуть бути зменшені. При цьому максимальне зменшення становитиме 15,0 м. Тому й економічний ефект від проектного зменшення ширини ціликів варіюватиметься у залежності від двох модельованих параметрів – потужності пласту міцної основної покрівлі і відстані до неї.

Відповідно рис. 2.18 і 2.19, а також враховуючи, що потужність пласта в середньому складає 2,2 м, довжина лави – 200 м, кількість лав в середньому на шахтах ТОВ становить 7, кількість ціликів з боків бремсбергу (уклону) – 2, розрахунок для варіанта за яким потужність міцного пласта становитиме 15 м, а відстань до нього, наприклад, 10 м, дозволить визначити обсяги додатково видобутого вугілля:

$$V = (50 - 17,75) * 2,2 * 200 * 7 * 2 = 198\ 660 \text{ м}^3 \text{ вугілля.}$$

За середньої питомої ваги вугілля марок Г і ДГ 1,4 т/м³ кількість додатково видобутого вугілля складатиме 278 124 т. За ціною щонайменше 2600,00 грн/т, вартість додатково видобутого вугілля в ціликах окремої панелі

становитиме 723 122 400 грн, а для конкретної лави - 51 651 600 грн. Загальний обсяг можливої додаткової вигоди в грошовому виразі наведено на рис. 3.1 і 3.2.

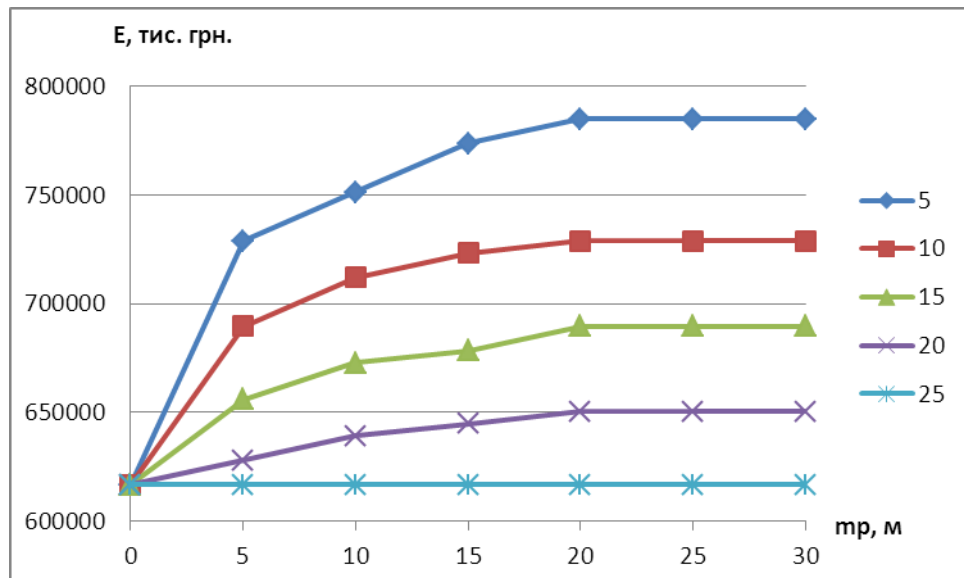


Рис.3.1. Залежність величини економічного ефекту E від потужності міцного пласту в покрівлі залежно від відстані до нього (5, 10, ... 25 м).

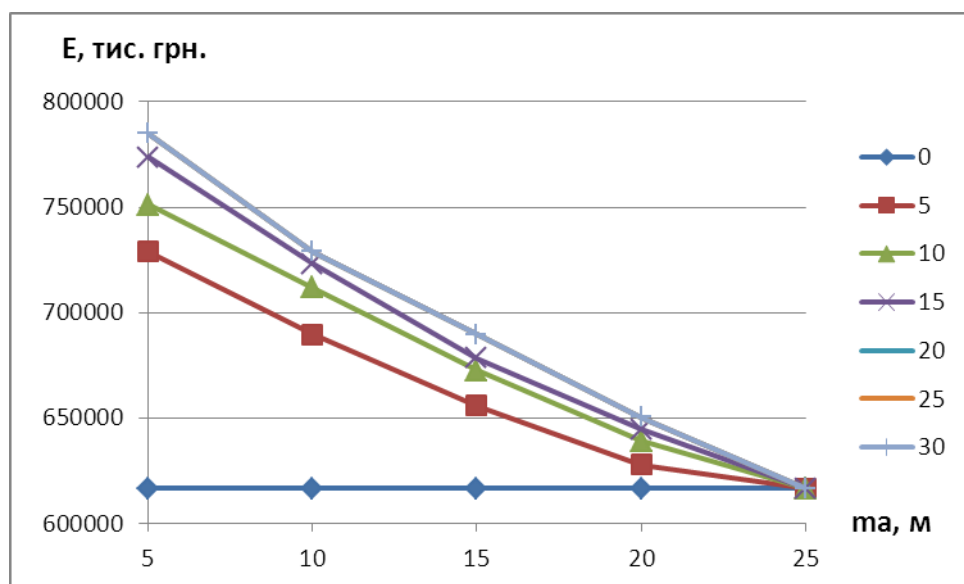


Рис.3.2. Залежність величини економічного ефекту E від відстані до міцного пласту в покрівлі залежно від потужності такого пласту (5, 10, ... 30 м).

Висновок

Таким чином, зменшення ширини вугільного цілику лише однієї панелі однієї шахти до обґрунтованих дипломною роботою величин дозволить отримати суттєвий економічний ефект від 610 до 780 млн. грн.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

Основні результати роботи полягають в наступному:

1. Виконаний аналіз стану виробок шахт ТОВ «ДТЕК Добропіллявугілля», за результатом яких визначено, що є можливість зменшити втрати вугілля за рахунок обґрунтованого зменшення ширини ціликів між капітальними панельними виробками.
2. За відомою методикою визначено, що мінімальна ширина цілику для зазначених умов складає 15 м.
3. Визначені закономірності зміни відносного радіусу непружних деформацій від ширини цілику для системи «виробка-цілик-виробка».
4. Встановлена ступінь впливу міцного пласту в основній покрівлі виробок і відстані від нього до підшви вугільного пласту.
5. Визначено можливий економічний ефект, який у залежності від гірничо-геологічних умов складає 610...780 млн.грн на панель.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Енергетика [Електроний ресурс] / Спосіб доступу:
<https://uk.wikipedia.org/wiki/%D0%95%D0%BD%D0%B5%D1%80%D0%B3%D0%B5%D1%82%D0%B8%D0%BA%D0%B0>.
2. BP Statistical Review of World Energy [Електроний ресурс] / Спосіб доступу: 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
3. BP Statistical Review of World Energy [Електроний ресурс] / Спосіб доступу: URL: <https://www.bp.com/content/dam/bp/en/corporate/pdf/energy-economics/statistical-review/bp-stats-review-2018-full-report.pdf>
4. Мировая экономика: глобальные тенденции за 1000 лет / [Под ред. И.С. Королева]. – М.: Экономист, 2003. – 247 с.
5. Долгосрочный прогноз развития мировой угольной промышленности // Уголь. – 2008. – № 2. – С. 66–68.
6. Вугільна промисловість України у 2010 році // Уголь Украины. – 2011. – №2. – С. 50.
7. Красник В.Г. Программы перспективного развития угольной промышленности Украины / В.Г. Красник // Уголь Украины. – 2006. – №12. – С. 6-8.
8. Концепція розвитку вугільної промисловості // Уголь Украины. – 2005. – №9. – С. 3-4.
9. Ляшенко О.Ф. Першочергові заходи з оздоровлення вугільної промисловості / О.Ф. Ляшенко, М.М. Кулик // Уголь Украины. – 2006. – №1. – С. 6-9.
10. 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.

11. Шашенко А.Н. Расчет несущих элементов подземных сооружений / А.Н. Шашенко, В.П. Пустовойтенко. – К.: Наукова думка, 2001. – 168 с.
12. 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.
13. 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.
14. Haton de la Goupilliere J.N. Cours d'exploitation des mines / J.N. Haton de la Goupilliere. – Paris, 1931. – 1045 p.
15. 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.
16. 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.
17. Соколовский В.В. Статика сыпучей среды / В.В. Соколовский. – М.: Изд-во АН СССР, 1942. – 207 с.
18. Руппeneйт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород / К.В. Руппeneйт. – М.: Углетехиздат, 1954. – 384 с.
19. Руппeneйт К.В. Обоснование инженерного метода определения давлений на междукамерные целики / К.В. Руппeneйт, Н.А. Давыдов // Физико-механические свойства, давление и разрушение горных пород – М.: Изд-во АН СССР, 1962. – С. 109–122.
20. Стаматиу М. Расчет целиков на соляных рудниках / М. Стаматиу. – М.: Госгортехиздат, 1963 г. – 108 с.
21. Слесарев В.Д. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения / В.Д. Слесарев – Углетехиздат Минзападугля, 1948. – 345 с.

22. Ялымов Н.Г. Определение размеров камер и целиков при разработке месторождений в горных районах / Н.Г. Ялымов, О.В. Рогожников. – Фрунзе: Илим, 1980. – 166 с.
23. 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.
24. 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.
25. 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.
26. Левина Ц.О. К вопросу о расчете напряжений в междукамерных целиках / Ц.О. Левина, С.Г. Михлин // Труды Сейсмологического института – № 94 – 1940.
27. Шерман Д.И. Смешанная задача статической теории упругости для плоских многосвязных областей / Д.И. Шерман // Докл. АН СССР. – 1940. – № 1. – С. 29 – 32.
28. Шерман Д.И. Упругая полуплоскость с прямолинейными разрезами. / Д.И. Шерман // Докл. АН СССР – 1940. – № 1. – С. 48 – 52.
29. 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.
30. 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.
31. 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.

32. 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.

33. 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.

34. 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.

35. Савин Г.Н. Концентрация напряжений около отверстий / Г.Н. Савин. – К.: Наукова думка, 1968. – 891 с.

36. Расчет панельных целиков при камерно-столбовой системе разработки угольных месторождений / Отв. испол. Ю.М. Либерман; тр. ИГД им. Скочинского. – М.: 1965. – 18 с.

37. Пасичник А.Ф. О напряжениях в весовой полуплоскости, ослабленной двумя круговыми отверстиями / А.Ф. Пасичник, Д.Ф. Рібасов // Прикладная математика и механика. – 1988. – Вып. 3. – № 87. – С. 297 – 316.

38. Лурье М. Теория упругости / Лурье М. – М.: Недра, 1975. – 576 с.

39. Афендик Л.Г. Применение оптического метода для выяснения распределения напряжений возле некоторых горных выработок / Л.Г. Афендик // Горный журнал. – № 5. – С. 19 – 38.

40. 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.

41. 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.
42. Зильбершмидт В.Г. Технология подземной разработки калийных руд / В.Г. Зильбершмидт, К.Г. Синопальников, Г.Д. Полянина – М.: Недра, 1977. – 287с.
43. Борисенко С.Г. Определение прочностных размеров потолочин / С.Г. Борисенко, Е.И. Комский, В.П. Михайлов // Горный журнал. – 1967. – №8. – С.52–53.
44. Шашенко А.Н. Механика горных пород: учебн. [для студ. виш. учеб. завед.] / А.Н. Шашенко, В.П. Пустовойтенко. – К.: Новый друк, 2004. – 400 с.
45. Цимбаревич П.М. Механика горных пород / П.М. Цимбаревич. – М.: Углетехиздат, 1948 г. – 148 с.
46. Тимошенко С.П. Теория упругости / С.П. Тимошенко, Дж. Гурьер. – М.: Недра, 1975. – 576 с.
47. 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.
48. 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.
49. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах; КД 12.01.01.201-98. Мінвуглепром України. – К., 1998. – 150 с.
50. Феннер Р. Исследование горного давления / Р. Феннер // Горное давление.– М.: Госгортехиздат, 1961.– С. 5-58.
51. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах / А. Лабасс // Горное давление. – М: Госгортехиздат, 1961.– С. 59-199.

52. Руппенейт К.В. Давление: и смещение горных пород в лавах пологопадающих пластов / К.В. Руппенейт. – М.: Углетехиздат, 1957.– 222 с.
53. Галин Л.А. Плоская упругопластическая задача / Л.А. Галин // Прикладная математика и механика, Т.10, вып.3, 1946. – С. 307-386.
54. 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.
55. 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.
56. 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.
57. 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.
58. Перлин П.И. Решение плоских упругопластических задач двухсвязных областей / П.И. Перлин // Инж. журн., 1961. – т.1. – вып.4. – С.68-76.
59. Сажин В.С. Упругопластическое распределение напряжений вокруг горных выработок различного очертания / Сажин В.С. – М.:Наука, 1968.– 90 с.
60. Немчин Н.П. Об учете неупругого разрыхления в теории горного давления / Н.П. Немчин // ФТПРПИ, 1971. – № 3. – С. 13-17.
61. 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.
62. Баклашов И.В. Механические процессы в породных массивах / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия Б.А. – М.: Недра, 1986. – 272 с.

63. 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.
64. Глушко В.Т. Разрушение горных пород и прогнозирование проявлений горного давления / В.Т. Глушко, В.В. Виноградов – М.: Недра, 1980.– 214 с.
65. Шашенко А.Н. Упругопластическая задача для структурно-неоднородного массива, ослабленного круглой выработкой / А.Н. Шашенко // Прикл. механика. – 1989. – т.25, № 6. – С. 48-54.
66. Розин Л.А. Расчет гидротехнических сооружений на ЭЦВМ. Метод конечных элементов / Л.А. Розин. – Л.: Энергия, 1971. – 214 с.
67. Розин Л.А. Метод конечных элементов в приложении к упругим системам. / Л.А. Розин. – М.: Стройиздат, 1977. – 129 с.
68. 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.
69. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике / О. Зенкевич – М.: Мир, 1975. – 539 с.
70. Норри Д. Введение в метод конечных элементов / Д. Норри, Ж. де Фриз – М.: Мир, 1981.– 304 с.
71. Григор'єв О.Є. 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.
72. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике / А.Б. Фадеев. – М.: Недра, 1987.– 221 с.
73. Амусин Б.З. Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики / Б.З. Амусин, А.Б. Фадеев – М.: Недра, 1975. – 144 с.
74. 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.

75. Ержанов Ж.С. Метод конечных элементов в задачах механики горных пород / Ж.С. Ержанов, Т.Д. Каримбаев. – Алма-Ата.: Наука, 1975. – 238 с.
76. Слащев И.Н. Оценка техногенной трещиноватости методами математического моделирования / И.Н. Слащев // Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2010. – Вып. 85. – С. 239-250.
77. Терещук Р.Н. Определение рациональных параметров анкерования наклонных выработок / Р.Н. Терещук, О.В. Терещук // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. – Наукововиробничий журнал: Кременчуцький національний університет імені Михайла Осроградського. – Кременчук: КрНУ, 2014. – Вип. 2 (14). – С. 104–113.
78. Янко В.В. Оценка и методика расчета горизонтальной выработки при её пересечении геологического нарушения / В.В. Янко, Ю.А. Смоляк // Материалы конференции “Перспективы освоения подземного пространства”. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2009. – С. 14-19.
79. Гапеев С.Н. Компьютерное моделирование процесса пучения пород почвы в подготовительных выработках / Гапеев С.Н., Рязанцев А.П., Лозовский С.П. // ГИАБ.– М: Изд-во МГГУ, 2003. – №10.– С. 99–101.
80. Гапеев С.Н. Исследование процесса потери упругопластической устойчивости массива в окрестности одиночной выработки численными методами / Гапеев С.Н. // Изв. Тульского государственного университета. Серия: «Геомеханика. Механика подземных сооружений».– Тула: Изд-во ТГУ, 2003.– Вып. 1.– С. 65–69.
81. Хозяйкина Н.В. Обрушение пород кровли в лавах пологопадающих угольных пластов: Монография / Н.В. Хозяйкина. – Д.: Национальный горный университет, 2012. – 127 с.
82. Ильюшин А.А. Механика сплошной среды / А.А. Ильюшин. – М.: Изд-во Моск. ун-та, 1990. 310 с.

83. Шашенко А.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород / А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, С.Н. Гапеев [Монография]. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2008. – 224 с.
84. Ставрогин А.Н. Пластичность горных пород / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня М.: Недра – 1979. – 301 с.
85. Шашенко А.Н. Геомеханические процессы в породных массивах / А.Н. Шашенко, Т. Майхерчик, Е.А. Сдвижкова [Монография]. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2005. – 319 с.
86. Новиков А.О. Шахтные исследования особенностей деформирования заанкерowanego массива / А.О. Новиков, И.Г. Сахно, С.Ю. Гладкий, И.Н. Шестопапов // Międzynarodowe Konferencja, VIII szkola geomechaniki-2007, Czesc II: zagraniczna; Materiały Naukowe, Gliwice-Ustron, 2007. – С. 97-101.
87. 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.
88. 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.
89. Шашенко А.Н. Устойчивость подземных выработок в неоднородном породном массиве: Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.04. / А.Н. Шашенко. – Днепропетровск, 1988.– 507 с.