

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

ФАКУЛЬТЕТ БУДІВНИЦТВА

Кафедра будівництва, геотехніки і геомеханіки

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
кваліфікаційної роботи ступеню магістра

студента Погорєлов Іван Андрійович

(ПІБ)

академічної групи 184м-17-1

(шифр)

спеціальності 8.184 «Гірництво»

(код і назва спеціальності)

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою «Будівельні геотехнології і геомеханіка»

(офіційна назва)

на тему Обґрунтування технологічної схеми кріплення демонтажної камери з урахуванням характерних особливостей її функціонування в зоні інтенсивного впливу рухомого вибою лави

(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Кравченко К.В.			
розділів:				
Розділ 1	Кравченко К.В.			
Розділ 2	Кравченко К.В.			
Розділ 3	Вигодін М.О.			
Рецензент	Бабець Д.В.			
Нормоконтролер	Максимова Є.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(ці) Погорєлов І.А. академічної групи 184М-17-1
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 8.184 «Гірництво»

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою «Будівельні геотехнології і геомеханіка»

_____ (офіційна назва)

на тему Обґрунтування технологічної схеми кріплення демонтажної камери з урахуванням характерних особливостей її функціонування в зоні інтенсивного впливу рухомого вибою лави, затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від 04.12.2018 р. №2062-л

Розділ	Зміст	Термін виконання
Розділ 1	Актуальність, основні завдання і методи досліджень	01.11.18.
Розділ 2	Дослідження геомеханічних процесів при послідовному наближенні лави до демонтажної камери	01.12.18
Розділ 3	Економічне обґрунтування	05.12.18
Розділ 4	Рекомендації щодо обґрунтування параметрів демонтажної камери	15.12.18

Завдання видано _____
(підпис керівника)

Кравченко К.В.
(прізвище, ініціали)

Дата видачі 03.09.2018 р.

Дата подання до екзаменаційної комісії _____

Прийнято до виконання _____
(підпис студента)

Погорєлов І.А.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 92 сторінок, 47 малюнків, 1 додатки, 31 джерел.

Вугілля залишається найважливішим джерелом енергії і стратегія розвитку вугільної галузі повинна передбачати підвищення обсягів та ефективності використання власного вугілля як напрям забезпечення енергетичної безпеки України.

Ефективна розробка тонких і вельми тонких вугільних пластів залишається актуальною проблемою, одне з рішень якої - впровадження стругових очисних установок, які забезпечують підвищення обсягів видобутку до 3000-3500 тис. тон з добу за рахунок збільшення швидкості посування очисного вибою. При цьому на перший план виходить завдання мінімізації втрати видобутку вугілля за рахунок вимушеного простою. Одним з перспективних варіантів скорочення термінів демонтажу очисного комплексу і якнайшвидшого введення очисного забою є попереднє спорудження демонтажних камер.

Основними рішеннями, які розроблені в ході виконання роботи: розробка математичної моделі і розрахункових схем для оцінки стану геомеханічної системи «виробка-кріплення-породний масив»; рекомендації щодо параметрів демонтажної камери і розробка заходів для забезпечення її стійкості; розрахунок економічного ефекту від використання результатів досліджень.

Ключові слова: стругова лава, демонтажна камера, стійкість гірничих виробок, анкерне кріплення.

Содержание

РОЗДІЛ 1 АКТУАЛЬНІСТЬ, ОСНОВНІ ЗАВДАННЯ І МЕТОДИ ДОСЛІДЖЕНЬ	8
1.1. Аналіз стану вугільної промисловості в світі і Україні.....	8
1.2. Основні аспекти вдосконалення та підвищення безпеки механізованого видобутку вугілля	10
1.3. Підвищення ефективності та безпеки робіт при демонтажі обладнання очисних комплексів.....	13
1.4. Мета, ідея, методи і основні завдання досліджень	15
ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 1	17
РОЗДІЛ 2 ДОСЛІДЖЕННЯ ГЕОМЕХАНІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ПРИ ПОСЛІДОВНОМУ НАБЛИЖЕННІ ЛАВИ ДО ДЕМОНТАЖНІ КАМЕРИ	28
2.1. Теоретичні передумови	28
2.2. Алгоритм визначення НДС породного масиву методом скінченних елементів.....	30
2.3. Визначення напружено-деформованого стану породного масиву при підході забою лави до демонтажної камері.....	34
2.3.1. Вихідні дані до розрахунку. Розрахункова схема завдання.	35
2.3.2. Аналіз переміщень при послідовному наближенні лави до демонтажної камери.	36
2.3.3. Аналіз напруг при послідовному наближенні лави до демонтажної камери.	40
2.4. Визначення та аналіз зон руйнування	51
2.4.1. Вибір критерію міцності.....	51
2.4.2. Результати моделювання зон руйнування (ЗР) при послідовному наближенні лави до демонтажної камері прямокутної форми.	55
2.4.3. Узагальнення результатів моделювання. Закономірності зростання навантаження на кріплення при підході забою лави до демонтажної камері.	64
ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 2	67
РОЗДІЛ ІІІ ОБГРУНТУВАННЯ КОШТОРИСНИХ ПАРАМЕТРІВ ПРОЕКТУ	69
3.1. Кошторисна документація.....	69
3.2. Графік організації будівництва.....	69
3.3. Розрахунок можливого економічного ефекту	70
3.5. Основні техніко-економічні показники	70
РОЗДІЛ 4 РЕКОМЕНДАЦІЇ ЩОДО ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ДЕМОНТАЖНІ КАМЕРИ	72
4.1. Обґрунтування схеми проведення демонтажної камери і демонтажу в ній обладнання механізованого комплексу щитового типу DBT 65/130.....	72
4.2. Заходи безпеки при проведенні демонтажної камери	73
4.3. Необхідні заходи безпеки при підході лави до демонтажної камери	75
4.4. Розрахунок випереджаючого опорного тиску і вертикального навантаження на механізоване кріплення DBT, при лави до демонтажної камери	75
ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 4	78

	5
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	79
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	81
ДОДАТКИ.....	84

ВСТУП

Перспектива вугільної галузі в світі та в Україні показує, що вугілля залишається найважливішим джерелом енергії і стратегія розвитку вугільної галузі повинна передбачати підвищення обсягів та ефективності використання власного вугілля як напрям забезпечення енергетичної безпеки України.

Метою роботи є обґрунтування параметрів і просторового розташування камери для демонтажу стругового комплексу з урахуванням закономірностей прояву гірського тиску при відпрацюванні виймальних стовпа струговими комплексами в умовах шахти «Степова» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Основна ідея досліджень полягає в використанні закономірностей геомеханічних процесів, що протікають в вуглепородному масиві при безперервному переміщається фронту очисних робіт для обґрунтування параметрів попередньо проведених демонтажних камер з метою ефективного їх використання.

Основні завдання досліджень полягають в наступному:

- розробити математичну модель і розрахункові схеми для оцінки стану геомеханічної системи «виробка-кріплення-породний масив», що дозволяють виконувати різноманітне визначення НДС масиву на основі ефективних чисельних методів з можливістю імітації різних гірничотехнічних ситуацій, типів кріплення і варіантів охорони підземної споруди;
- встановлено закономірності розподілу напружень, деформацій і переміщень породного масиву при різному розташуванні очисного забою по відношенню до демонтажної камери, розміри зон руйнування і величину навантаження на кріплення;
- обґрунтувати рекомендації щодо параметрів демонтажної камери і розробити заходи для забезпечення її стійкості;
- виконати розрахунок передбачуваного економічного ефекту від використання результатів досліджень.

Методи досліджень. Поставлена в роботі мета досягнута шляхом комплексного підходу, що включає аналіз і узагальнення літературних даних, натурних методів вивчення напружено-деформованого стану неоднорідного породного масиву, основних положень механіки твердого тіла, чисельних методів механіки твердого деформованого тіла.

Особистий внесок автора полягає у формулюванні наукової мети і завдання, ідеї роботи і висновків, в розробці методики досліджень, математичної моделі, в аналізі результатів теоретичних досліджень і виконаній магістерської роботи.

Структура і обсяг роботи. Робота складається з реферату, змісту, вступу, 4 розділів, висновків, списку використаних джерел з 31 найменувань. Вона містить 47 малюнка і 2 таблиці. Загальний обсяг роботи становить 100 сторінок.

РОЗДІЛ 1 АКТУАЛЬНІСТЬ, ОСНОВНІ ЗАВДАННЯ І МЕТОДИ ДОСЛІДЖЕНЬ

1.1. Аналіз стану вугільної промисловості в світі і Україні

У першій половині ХХ ст. переважну частку в енергетичному балансі світу становило вугілля (рис. 1.1). За останні десятиліття його частка знизилась, а ключовими складовими стали нафта і газ, які користуються значною перевагою в порівнянні з твердим органічним паливом. Також простежується тенденція розвитку і збільшення частки відновлюваних видів енергії [1].

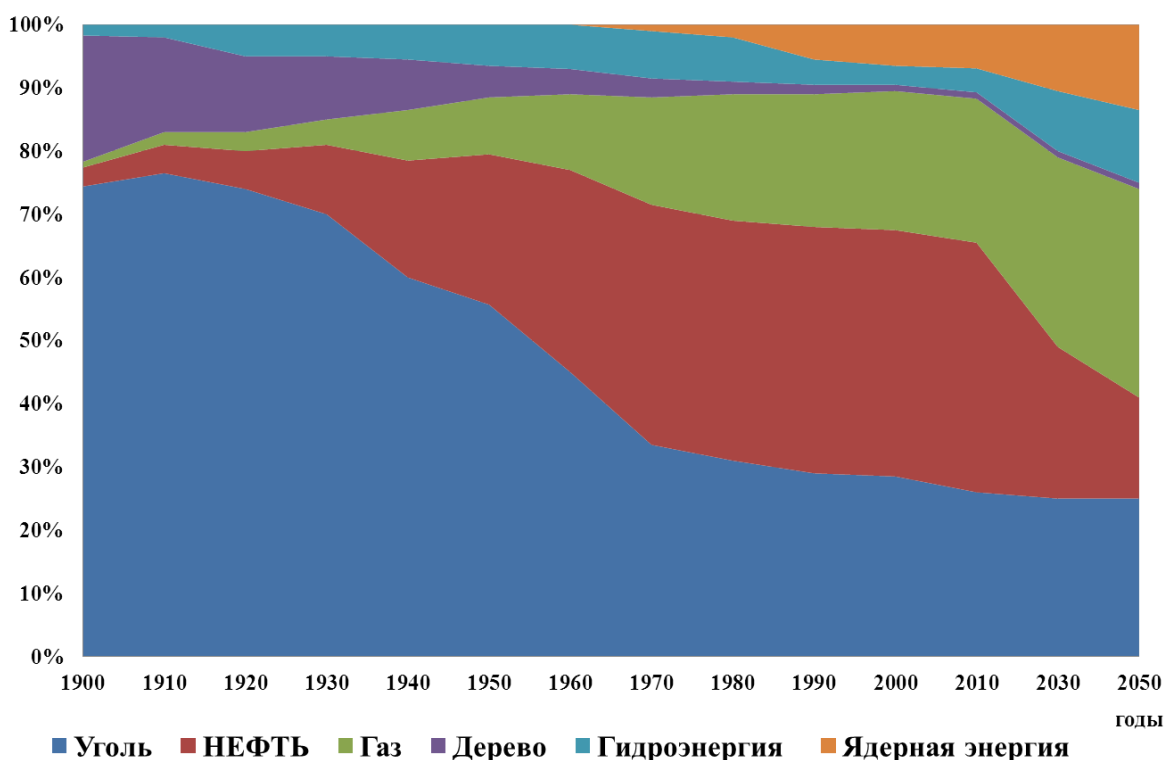


Рисунок. 1.1. Світовий енергетичний баланс ХХ століття

Серед відновлюваних джерел енергії найбільшу популярність має отримати біопаливо, використання якого з кожним роком буде збільшуватися на 8% (в той час як зростання попиту на газ не перевищить 2% в рік).

Нафта, як основний тип палива на світовому ринку в даний час, продовжить втрачати свої позиції, хоча попит на рідкі вуглеводні досягатиме до 2030 року 103 млн. Барелів на добу, тобто на 18% більше, ніж в 2010 році.

Зростання частки газу буде стабільною, а попит на інші види, в основному, буде рости після 2020 року (рис. 1.1) [2]. У зв'язку з цим державна політика багатьох розвинених країн світу, з урахуванням очікуваного вичерпання ресурсів нафти і газу, орієнтується зараз на поступове збільшення видобутку вугілля для його використання в промисловості та енергетиці. Вугілля, як паливний ресурс, має ряд вагомих позитивних особливостей. Це - великі запаси і відносно стабільна ціна, яка на міжнародному ринку в перерахунку на еквівалентну паливо в 2,5-3 рази нижче ціни на нафту і в 2,0-2,5 рази - на газ. Якщо за даними експертів світових запасів нафти і газу вистачить на 50-60 років, то запасів вугілля - на 400 років.

В Україні основний органічний енергоносіє - кам'яне і буре вугілля. Із загальних геологічних запасів вугілля, частка кам'яного становить 94,5%, бурого - 5,5%. Загальні запаси органічного палива в Україні представлені на рис. 1.2.

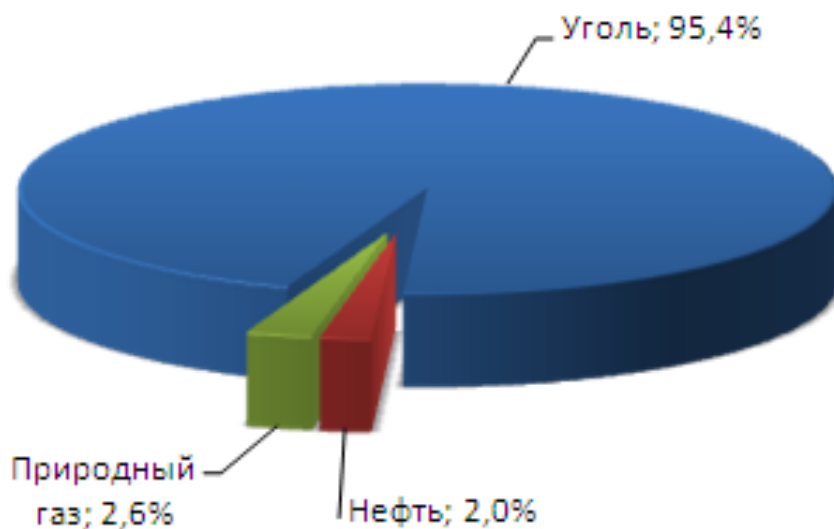


Рисунок. 1.2. Структура запасів органічного палива в Україні

В надрах України за загальними оцінками може бути зосереджено до 300 млрд. тон вугілля. Це дає можливість розглядати сучасну вугільну енергетику як пріоритетну, а вугілля - як основний енергетичний ресурс України.

Стратегія розвитку вугільної галузі повинна передбачати підвищення обсягів та ефективності використання власного вугілля як напрям забезпечення

енергетичної безпеки України. Можна стверджувати, що власний паливно-енергетичний потенціал України можна порівняти з більшістю країн Європи, однак ефективність його використання значно нижче середньосвітового рівня. В цілому рівень забезпеченості України власними енергоносіями становлять 42-44%, в тому числі вугіллям на рівні 80%, газом - на 21%, нафтою - на 25%.

При цьому протягом останніх 15 років переважна кількість шахт знаходяться в затяжній економічній кризі і в короткі терміни за будь-яких варіантах реформування галузі його подолати неможливо через високу інерційність, капіталомісткості і тривалих термінах, необхідних для освоєння коштів на розширення відтворення [3].

Нормативи, які є продуктом багаторічних теоретичних і практичних досліджень в області проведення і підтримки гірських виробок, виконання демонтажних робіт очисних комплексів в обмеженому просторі лави за короткий період часу і т.д., є запорукою не тільки збільшення обсягів видобутку на вугільних підприємствах, але і підвищення безпеки робіт, зниження рівня травматизму, що на сьогоднішній день являє собою одну з «хворих точок» гірничої промисловості.

1.2. Основні аспекти вдосконалення та підвищення безпеки механізованого видобутку вугілля

Основна частина промислових запасів кам'яного вугілля в Україні, розташована на глибині до 1500 м, оцінюються в 117,3 млрд. тон, однак 70-80% запасів вугілля знаходяться в тонких (до 1,2 м) і досить тонких (менше 0,7) пластах [4], які в багатьох країнах не розробляються.

Відпрацювання пластів середньої і малої потужності набуває все більшого значення, оскільки решту запасів вугілля в основному сконцентровані в тонких пластах, а «легкодоступне» вугілля вже майже вичерпано. У Німеччині, наприклад, 80%, що залишилися запасів вугілля знаходяться в пластах потужністю менше 1,5 м. Промислові запаси, що знаходяться в пластах потужністю від

0,6 до 1,5 м, що залягають на глибинах до 1500 м, складають близько 60% всіх розвіданих запасів кам'яного вугілля. У США видобуток вугілля все частіше проводиться шляхом відпрацювання пластів потужністю менше 1,6 м, в Китаї, згідно з оцінками, 40% всіх запасів вугілля сконцентровані в пластах потужністю менше 2 м.

Підвищення ефективності розробки тонких і вельми тонких вугільних пластів залишається актуальною проблемою. Нові технологічні вдосконалення вимагають детального вивчення і аналізу.

В даний час на шахтах України використовуються три основних способи механічної видобутку вугілля: комбайновий, струговий і бурошнековий. Вони в різній мірі дозволяють використовувати технологічні процеси, пов'язані з відпрацюванням, транспортуванням вугілля і забезпеченням управління станом гірського масиву.

Комбайнова технологія - найбільш широко використовувана - забезпечує механізоване відпрацювання вугілля будь-якої міцності і в'язкості на всю потужність пласта. Основним елементом механізованого комплексу є добувчі гірські машини, які одночасно виконують операції з руйнування гірничої маси, його подрібнення до транспортабельних розмірів і навантаження на скребкові конвеєри.

Бурошнекова технологія передбачає видобуток вугілля за допомогою спеціальних установок, розміщених в підготовчих виробках в одну або обидві сторони. Вона використовується для відпрацювання за балансових запасів вугілля, в зонах геологічних порушень і запобіжних ціликах. Експлуатація машин і комплексів не допускається на викидонебезпечних і загрозливих пластах, а також на пластах з самозаймистих вугіллям [5].

Стругова технологія передбачає відпрацювання пласта шляхом примусового переміщення струга уздовж лави між забоем і конвеєром, руйнуючи пласт на глибину до 70-100 мм або по всій його потужності або з залишенням верхньої пачки вугілля і подальшим її обваленням під дією сили тяжіння і гірського тиску. Струги, які здійснюють відбій і навалювання вугілля на забійний конве-

єр, поділяють на статичні (робочі різці закріплені в корпусі нерухомо) і динамічні (різці здійснюють ударні або вібраційні рухи). Поширення отримали статичні струги. Для комплексної механізації робіт в очисному забої при струговій виїмці застосовуються стругові комплекси, до складу яких, крім стругового обладнання, входить механізоване кріплення, за допомогою гідродомкратів які пересувають весь комплекс. Струговий комплекс - основний вид обладнання для стругового виїмання вугільних пластів, що виконує відбій, навалювання і доставку вугілля, кріплення покрівлі в робочому просторі і пересування всього обладнання слідом за переміщенням вибою лави. Енергозабезпеченість стругової установки становить 440-1600 кВт. Швидкість руху: струга 0,6-1,8 м/сек, скребковий ланцюг конвеєра 0,6-1,2 м / сек.

Найбільш ефективно і перспективно пристрій для стругового виїмання - струговий агрегат, в якому поєднані в єдине ціле струг (один або кілька), система його приводів, засоби доставки вугілля уздовж очисного забою і механізоване кріплення. Агрегат створює передумови для здійснення процесу виїмки вугілля без постійної присутності робітників в очисному забої, на основі систем автоматичного і дистанційного керування устаткуванням.

У попередні роки, використання стругових установок в довгих очисних вибоях обмежувалося м'якими вугіллям. На сьогоднішній день ситуація змінилася. Завдяки вдосконаленню систем приводу, доставки вугілля і управління - включаючи більш потужні електродвигуни, міцніший тяговий ланцюг, більш високу швидкість різання, більше поперечне зусилля, високоточне електронне управління глибиною різання і поліпшені різці - стругові установки можуть застосовуватися для виїмки вугілля будь-якої міцності і створюють серйозну альтернативу очисним комбайнів.

Таким чином, наведений вище аналіз дозволяє визначити перевагу стругових технологій на тонких пластах у порівнянні з комбайновою технологією:

- значно збільшує навантаження на очисний вибій;
- покращує якість видобутого вугілля;

- через малі габарити струга і малої товщини стружки забезпечується стабільне провітрювання призабійного простору;
- принцип дії струга (сколювання) і автоматична система зрошення призводять до меншого пилоутворення;
- забезпечує безлюдну виїмку вугілля;
- техобслуговування і ремонт струга через простоту конструкції не вимагає великих трудовитрат;
- дозволяє здійснювати управління і візуалізацію всіх виробничих процесів, що відбуваються в очисному забої, можливість параметрування функцій конкретно для кожної лави, а також ділянками по лаві, візуалізація відмов і пошкоджень, що полегшує виявлення і усунення несправностей;

1.3. Підвищення ефективності та безпеки робіт при демонтажі обладнання очисних комплексів

Як показує досвід, застосування нової техніки і технологій для ефективною відпрацювання пластів потужністю 0,4 - 1,5 м, в яких залягають основні запаси коксівного і енергетичного вугілля, стає досить затребуваною необхідністю. Стругова виїмка дозволить здійснювати видобуток пласта будь-якої потужності і забезпечує отримання чистого (товарного) вугілля безпосередньо з лави, без додаткового збагачення вугілля. Це один з важливих економічних чинників, вигідно відрізняє стругових технологію від комбайнової технології [6].

Реалізація напрямків по нарощуванню обсягів видобутку можлива при впровадженні нової високопродуктивної техніки, що дозволяє досягти навантаження на лаву 2000-3000 і більше тонн на добу.

Завдяки безперервному вдосконаленню конструкцій і поліпшення параметрів стругів є всі передумови для переходу до технології струговою відпрацювання тонких пологих пластів, і її ефективного використанню.

Така виробнича політика реалізується підприємством ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» - лідером вугледобувної промисловості України, яке орієнтуєть-

ся на використання прогресивних інноваційних технологій, зокрема на шахті «Степова», де введена в експлуатацію 161-я стругова лава горизонту 330 м.

Слід зазначити, що нарощування обсягів видобутку поряд з впровадженням нової техніки передбачає і скорочення термінів введення її в експлуатацію за рахунок раціоналізації та інтенсифікації підготовки виїмкових дільниць, а також скорочення термінів демонтажу обладнання. Як показують статистичні дані, з діючих 426 очисних комплексів близько 40% постійно знаходяться в процесі монтажних-демонтажних робіт. Основний обсяг робіт з монтажу-демонтажу доводиться на механізоване кріплення і забезпечення стійкості камер монтажу-демонтажу [7].

В даний час демонтаж вітчизняних очисних комплексів здійснюється безпосередньо в лаві відповідно до технологічних схем, передбаченими нормативними документами [8]. При цьому, не дивлячись на конструктивну можливість розвороту секцій механізованого кріплення безпосередньо в лаві і використанні для транспортування додаткового устаткування, демонтажні роботи в обмеженому просторі є найбільш небезпечним і тривалим технологічним процесом.

Одним з можливих рішень підвищення безпеки робіт і скорочення термінів демонтажу є попереднє спорудження штреків для демонтажу обладнання до підходу лави до тупикової частини виїмального стовпа поза зоною впливу очисних робіт. Попереднє спорудження таких штреків (камер) для демонтажу дозволяє підготувати спеціальні виробки, які будуть достатніми для використання сучасних засобів механізації, наприклад монорельсової дороги для транспортування секцій. При цьому найбільш складним технологічним моментом є безпосередній в'їзд секцій в задалегідь споруджену камеру, що пов'язано із забезпеченням підтримки виробленого простору великої площі.

З точки зору геомеханічних процесів, що протікають в породному масиві, попередньо споруджена демонтажна камера являє собою дуже складний об'єкт, оскільки, демонтажний штрек, споруджений поза зоною очисних робіт, в міру

наближення лави буде відчувати негативний вплив хвилі гірського тиску попереду рухомого вибою лави.

У момент безпосереднього підходу лави до демонтажного штреку створюється складна геомеханічна система взаємно впливаючих виробок. Залежно від гірничо-геологічних умов цей взаємний вплив проявляється в різних за інтенсивністю проявах гірського тиску: вивалився порід покрівлі і бортів виробки, деформація елементів кріплення, здимання порід підосви виробки.

Переваги споруди демонтажного штреку буде очевидні тільки в разі забезпечення її стійкого стану протягом усього терміну експлуатації, досягнення тим самим високий ступінь механізації робіт і скорочення термінів демонтажу, а також мінімізації ризику травматизму робітників. Таким чином, на перший план виходить завдання розробки раціональної технологічної схеми кріплення демонтажної камери з урахуванням характерних особливостей її функціонування в зоні інтенсивного впливу рухомого вибою лави.

Слід зазначити, що на сьогоднішній день відсутня нормативна база для розробки таких схем внаслідок недостатнього досвіду попереднього споруди камер демонтажу, як на шахтах України, так і за кордоном.

Чинні нормативні галузеві керівництва по монтажу-демонтажу [9], мало орієнтовані на питання кріплення в умовах інтенсифікації очисних робіт, особливості збереження виробок в слабких породах, придатності для вентиляції і проходів людей під час демонтажу секцій.

1.4. Мета, ідея, методи і основні завдання досліджень

Виконаний вище аналіз перспектив вугільної галузі в світі та в Україні показує, що вугілля залишається найважливішим джерелом енергії і стратегія розвитку вугільної галузі повинна передбачати підвищення обсягів та ефективності використання власного вугілля як напрям забезпечення енергетичної безпеки України.

Зокрема, ефективна розробка тонких і вельми тонких вугільних пластів залишається актуальною проблемою, одне з рішень якої - впровадження стругових очисних установок, які забезпечують підвищення обсягів видобутку до 3000-3500 тис. тон з добу за рахунок збільшення швидкості посування очисного вибою. При цьому на перший план виходить завдання мінімізації втрати видобутку вугілля за рахунок вимушеного простою. Одним з перспективних варіантів скорочення термінів демонтажу очисного комплексу і якнайшвидшого введення очисного забою є попереднє спорудження демонтажних камер.

У зв'язку з цим науковою задачею досліджень є встановлення закономірностей геомеханічних процесів, що протікають в породному масиві при попередньому спорудженні демонтажного штреку і подальшому наближенні до неї фронту очисних робіт, на основі яких повинні бути розроблені параметри кріплення демонтажного штреку і заходів по його охороні в момент найбільшого впливу очисних робіт.

Метою роботи є обґрунтування параметрів і просторового розташування камери для демонтажу стругового комплексу з урахуванням закономірностей прояву гірського тиску при відпрацюванні виймальних стовпа струговими комплексами в умовах шахти «Степова» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Основна ідея досліджень полягає в використанні закономірностей геомеханічних процесів, що протікають в вуглепородному масиві при безперервного переміщається фронту очисних робіт для обґрунтування параметрів попередньо проведених демонтажних камер з метою ефективного їх використання.

Основні завдання досліджень полягають в наступному:

розробити математичну модель і розрахункові схеми для оцінки стану геомеханічної системи «виробка-кріплення-породний масив», що дозволяють виконувати різноманітне визначення НДС масиву на основі ефективних чисельних методів з можливістю імітації різних гірничотехнічних ситуацій, типів кріплення і варіантів охорони підземної споруди;

встановлено закономірності розподілу напружень, деформацій і переміщень породного масиву при різному розташуванні очисного забою по відно-

шенню до демонтажної камери, розміри зон руйнування і величину навантаження на кріплення;

обґрунтувати рекомендації щодо параметрів демонтажної камери і розробити заходи для забезпечення її стійкості;

виконати розрахунок передбачуваного економічного ефекту від використання результатів досліджень.

Методи досліджень. Поставлена в роботі мета досягнута шляхом комплексного підходу, що включає аналіз і узагальнення літературних даних, натурних методів вивчення напружено-деформованого стану неоднорідного породного масиву, основних положень механіки твердого тіла, чисельних методів механіки твердого деформованого тіла.

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 1

1. Єдиною галуззю в паливо-економічному комплексі, яка при відповідному розвитку може повністю задовольнити потребу в паливі всього народного господарства, комунально-побутових споживачів та населення України за рахунок власних ресурсів, є вугільна промисловість.

2. Для відпрацювання пластів потужністю менше 1,6 м найбільш ефективним способом видобутку є стругова виїмка. Видобуток вугілля стругових комплексом вигідно відрізняється від комбайнового відпрацювання і має переваги за багатьма економічними показниками. У перспективі стругова виїмка може успішно використовуватися нарівні з комбайнового.

3. Нарощування обсягів видобутку поряд з впровадженням нової техніки передбачає і скорочення термінів введення її в експлуатацію за рахунок раціоналізації та інтенсифікації підготовки виїмкових ділянок. Підвищення ефективності роботи добувних обладнання можна виконати за рахунок скорочення термінів демонтажу очисного комплексу. Одним з перспективних рішень є попереднє спорудження демонтажних камер, поза зоною очисних робіт.

4. Встановлення закономірностей геомеханічних процесів, що протікають в вуглепородному масив при струговій виїмці вугільних пластів та обґрунтування на їх основі раціональних параметрів монтажних камер, що забезпечують їх стійке стан і можливість скорочення монтажних робіт, є актуальною науково-технічною задачею, що має важливе значення для вуглевидобувної галузі України .

5. Сформульовано мету, ідея і завдання досліджень.

РОЗДІЛ 2 ДОСЛІДЖЕННЯ ГЕОМЕХАНІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ПРИ ПОСЛІДОВНОМУ НАБЛИЖЕННІ ЛАВИ ДО ДЕМОНТАЖНІ КАМЕРИ

2.1. Теоретичні передумови

Дослідженнями НДС масиву навколо очисних і підготовчих виробок займалося чимало наукових колективів і вчених, серед яких: Бабіюк Г.В., Бузило В.І., Глушко В.Т., Усаченко Б.М., Халимендик Ю.М., Роєнко А.М., Виноградов В.В., Слащев І.М., Дружко Є.Б., Друцький В.П., Кошелєв К.В., Литвинський Г.Г., Заславський Ю.З., Зорін О.Н., Зборщик М.П., Касьян М.М., Косков І.Г., Назимко В.В., Новикова Л.В. і багато інших. Результати цих досліджень викладені в роботах [10-13]. Однак, незважаючи на значні досягнення, проблема досі залишається актуальною особливо для виробок, що зазнають комплексний вплив з боку масиву і очисних робіт.

На думку ряду дослідників, геомеханічні процеси в породному масиві при підході до попередньо проведеної виробки аналогічні тим, що мають місце при відході лави від розрізної печі і монтажної камери [14]. В обох випадках має місце безперервне перерозподіл напружень в породному масиві як наслідок просування очисного вибою, яке визначає деформаційні процеси як в камері, так і в очисній виробці в міру зміни розмірів останньої. Спорудження монтажної камери і розрізної печі вносить перша зміна в початкове напружено-деформований стан (НДС) вуглепородного масиву. Подальше просування очисного вибою, тобто збільшення розмірів оголення, викликає збільшення концентрації напружень попереду виробки, падіння напруги над очисної порожниною, тобто утворення зон опорного тиску і розвантаження. При певному розмірі виробленого простору відбувається первинне обвалення порід покрівлі, яке викликає черговий перерозподіл напружень в масиві, що впливає на стан механізованого кріплення, монтажної камери і розрізної печі. Подальший рух очисного забою відбувається при наявності зони обвалення, в певній мірі ущільнен-

ні порід позаду секцій механізованого кріплення, і супроводжується наступними циклічними посадками покрівлі.

Очевидно, що при моделюванні підходу лави до демонтажної камери необхідно взяти до уваги саме зазначені вище особливості: наявність області раніше завалених порід і періодичність посадок основної покрівлі.

Згідно сформованим уявленням викладених в [15-17] над виробленим простором внаслідок перерозподілу напружень формується деяка область, в межах якої гірські породи перейшли в інший якісний стан, відмінне від стану недоторканого масиву. З точки зору механіки суцільного середовища це зони пружних деформацій, які проявляються по-різному в залежності від типу гірських порід. Дані численних спостережень наведених в роботах [18-20] вказують на явища розшарування, розпушення порід в цій області, втрату зв'язку між шарами, а також з основною частиною масиву. Поширення зони руйнування в породах покрівлі в міру поступового збільшення розмірів виробленого простору можна трактувати як процес утворення склепіння обвалення в його класичному розумінні. За фізичної суті класичний звід «по М.М. Протодьяконову» являє собою зону граничної рівноваги порід або зону пружних деформацій, в межах якого породи покладаються зруйнованими, такими, що втратили суцільність і щеплення з основним масивом. Надалі цю область умовно будемо називати «зона руйнування» в тому сенсі, що матеріал в межах цієї зони руйнується відповідно до обраного критерію міцності, і фізико-механічні властивості порід всередині цієї зони відмінні від властивостей основного породного масиву. Слід зазначити, що для шаруватої, неоднорідного середовища форма зони руйнування може відхилитися від класичної параболи, приймаючи, наприклад, форму трапеції [21].

За сформованими уявленнями навантаження на кріплення виробки створює вага порід, укладений у зазначеній зоні [22-24]. У міру посування очисного забою і наближенні його до демонтажної камери (ДК) внаслідок зміни розмірів виробленого простору і взаємовпливу виробок змінюється напружено деформований стан породного масиву в околиці утвореної порожнини, а отже, змі-

нюються розміри і конфігурація зони руйнування. Відповідно, змінюється навантаження на елементи кріплення і лави і ДК.

Таким чином, при математичному моделювання завдання зводиться до визначення розмірів зон пружних деформацій (зон руйнування) при різному взаємне розташування очисного забою і ДК. При цьому поширення в масиві зазначених зон повинно розглядатися як квазістатичний процес, пов'язаний з послідовним перерозподілом напружень в породній середовищі.

2.2. Алгоритм визначення НДС породного масиву методом скінченних елементів

Метод скінченних елементів є одним з досить простих і універсальних методів вирішення завдань механіки, в тому числі і механіки гірських порід. До переваг даного методу можна віднести можливість використовувати різні типи і розміри елементів, вузлові точки можуть розташовуватися довільно, а число їх може регулюватися. Є можливість для кожного скінченного елемента задавати практично необмежене число параметрів для найбільш точного опису його поведінки, що відповідає властивостям гірських порід. Відповідно до інтегральної формою виведення характеристик жорсткості елемента можна домогтися кращих наближень до заданим граничним умовам. Що стосується завданням механіки гірських порід метод скінченних елементів дає можливість більш природно врахувати структурні особливості гірського масиву, такі як неоднорідність, тріщинуватість, шаруватість і інші. Так само до достоїнств МСЕ можна віднести і те, що після постановки конкретного завдання і апроксимації досліджуваної області кінцевими елементами процес подальшого розрахунку будується за стандартним зразком.

МСЕ відомий також і при вирішенні тривимірних задач [25-26], але не можна вважати цей метод доступним для інженерних розрахунків, внаслідок великого обсягу оперативної пам'яті ЕОМ.

Метод кінцевих елементів дозволяє аналізувати дискретні і континуальні системи.

Досліджувана система складається із сукупності частин, званих кінцевими елементами. Ці елементи з'єднані один з одним в дискретну модель, в окремих точках, званих вузлами.

Кінцеві елементи структури мають досить просту форму, для якої напружено-деформований стан є вивченим і може бути виражено алгебраїчними співвідношеннями між компонентами сил і компонентами переміщень через жорсткості коефіцієнти. Ці співвідношення названі співвідношеннями жорсткості.

Оскільки кожен кінцевий елемент має декілька вузлів, зазначені співвідношення жорсткості є фактично сукупністю співвідношень, тобто системою рівнянь. Обмежуючись системами з малими деформаціями з матеріалів, що підкоряються закону Гука, одержимо лінійну систему рівнянь, яка може бути записана в матричній формі:

$$[K_e]\{q_e\} = \{F_e\}, \quad (2.1)$$

де $[K_e]$ - матриця жорсткості з постійними коефіцієнтами, залежними від матеріалу і від форми елемента; $\{q_e\}$ - вектор, складові якого є вузловими переміщеннями елемента; $\{F_e\}$ - вектор, складові якого є вузловими силами.

Рішення задач механіки методом скінченних елементів (МСЕ) засновано на застосуванні наближених методів обчислень, методів матричної і лінійної алгебри.

При вирішенні завдань по МСЕ можна виділити такі основні етапи:

- побудова функціоналу;
- розчленовування системи на кінцеві елементи, для кожного з яких ставиться у відповідність їх фізико-механічні характеристики;
- вибір координатних функцій;
- побудова матриць жорсткості;
- приведення місцевої навантаження для кожного кінцевого елемента;

- побудова канонічних рівнянь і їх рішення;
- визначення напружено-деформованого стану.

Стосовно до вирішення завдання про протяжної гірничої виробки, досліджувана область являє собою перетин виробок, перпендикулярний її поздовжньої осі і розбивається на плоскі трикутні або чотирикутні елементи одиничної товщини h , взаємодіючі між собою через дотичні точки - вузли. У межах кожного кінцевого елемента масив передбачається однорідним і пружним. Всі види навантажень, що діють на досліджувану область і формують в ній певне напружено-деформований стан, наводяться до статично еквівалентним силам, прикладеним в вузлових точках. На зовнішньому контурі даній області масиву і на контурі виробки задаються поверхневі сили F_n , які в разі відсутності поверхневих навантажень дорівнюють нулю, а переміщення вузлових точок контуру невідомі.

Метод скінченних елементів дозволяє розглядати напруги і переміщення в неоднорідних середовищах, дослідити, наприклад, взаємодія кріплення з навколишнім породним масивом, враховуючи при цьому реальну форму досліджуваної області і деформаційні показники кріплення і масиву. Породний масив, що вміщає закріплену або незакріплену виробку, в свою чергу може мати ділянки з різною жорсткістю, пов'язані з особливостями його структури і неоднорідності складу гірських порід. Для того щоб повною мірою врахувати неоднорідність породного масиву параметрам кожного елемента або групи елементів можна привласнювати різні значення, в тому числі випадкові, які можуть бути згенерованими відповідно до визначеного законом розподілу.

Блок-схема програми, що реалізує метод кінцевих елементів має вигляд зображений на рис. 2.1.

Важливим елементом є те, що одним з факторів, що впливають є співвідношення між жорсткісні характеристики шарів. Цей факт був доведений в роботах [85-88]. Тому необхідне використання моделі трансверсально-ізотропного середовища, що імітує природну горизонтальну шаруватість породного масиву.



Рисунок. 4.1. Блок схема програми розрахунку МСЕ

Введена в розрахункову схему вихідна інформація складається з наступних параметрів: число кінцевих елементів, на які розбивається досліджувана область; загальне число вузлів утворюються при цьому розбитті і координати цих вузлів; число типів елементів з різними фізико-механічними властивостями; значення фізико-механічних властивостей для кожної групи елементів, значення напруг і переміщень, що характеризують граничні умови.

2.3. Визначення напружено-деформованого стану породного масиву при підході забою лави до демонтажної камери

Розрахунки виконувалися з використанням ліцензійної обчислювального середовища «Phase2», розробленої компанією Rocscience. Розглядалася область породного масиву, що включає очисну виробку, зону зруйнованих порід позаду очисного забою, демонтажні камеру (рис.2.2).

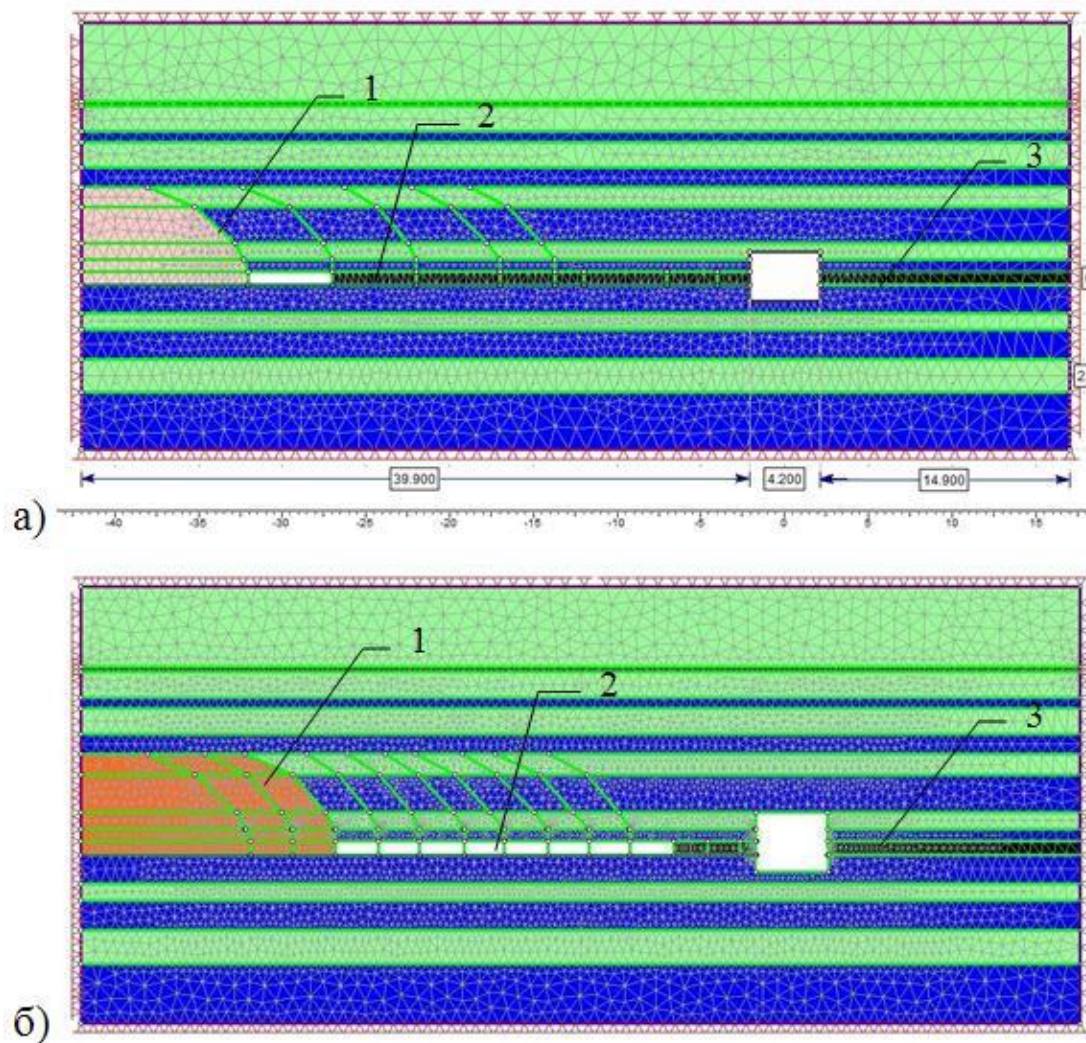


Рисунок. 2.2. Розрахункові схеми для покрокового визначення НДС породного масиву при наближенні лави до демонтажної камери: 1 - зруйновані породи; 2 - вироблений простір; 3 - демонтажна камера

Гірські породи моделювалися як шарувата среда, яка припускає непружні деформації. Алгоритм МСЕ, реалізований в середовищі «Phase2», дозволяє ви-

значати напружено-деформований стан (НДС) досліджуваної області масиву на різних стадіях розвитку гірничих робіт. Шляхом зміни граничних умов моделюються порожнини різних розмірів і на кожній стадії розрахунків визначаються компоненти поля напружень, деформацій і переміщень. При цьому, компоненти ПДВ, отримані на попередній стадії, враховуються в наступному етапі рішення. Таким чином, імітується квазістатичний процес посування очисного забою і наближення до існуючої порожнини - демонтажної камері.

2.3.1. Вихідні дані до розрахунку. Розрахункова схема завдання.

Глибина розробки H становить 330 м. Фізико-механічні властивості порід представлені в табл. 2.1. Відповідно до рекомендацій [27] значення H має бути збільшено в зв'язку з наявністю ускладнюючих факторів обумовлених структурної і текстурної неоднорідністю [28] на мікро - та макрорівнях, що проявляються зокрема як тріщинуватість, до величини: $H_p = 330 * 1,5 = 495$ м., а міцність порід на одновісний визначена з урахуванням коефіцієнта структурного ослаблення в залежності від характеристик природного тріщинуватості порід. Відповідно до H_p при середньому об'ємній вазі порід $\gamma = 24,7 \text{ кН} / \text{м}^3$ визначено початкове поле напружень в незайманому масиві відповідно до гіпотезою про його гідростатичності: $\sigma_y = \sigma_x = \gamma H_p = 11$ МПа.

На першому етапі розрахунків передбачається, що породи покрівлі обрушаються майже відразу після пересування секцій механізованого кріплення. На першій стадії моделюється вироблений простір позаду забою розміром 5 м і демонтажна камера (ДК) прямокутного перерізу. На наступних стадіях розмір виробленого простору циклічно збільшується ще на 5 м імітуючи рух забою до камери, деякий зависання порід основної покрівлі та подальше обвалення. Таким чином, розмір виробленого простору становить 10 м на кожній стадії при збільшенні зони обвалення і скорочення відстані між забоєм і ДК. На кожній стадії розрахунків визначалися всі компоненти напружено-деформованого ста-

ну в досліджуваній області та розміри зони руйнування і відстежувалася їх зміна в міру скорочення відстані між забоєм і ДК.

Таблиця 2.1

Фізико-механічні властивості порід

Порода	Модуль Юнга, МПа	Коеф. Пуассона	Міцність породного зразка на стиск, МПа	Коефіцієнт структурного ослаблення	Міцність на стиск з урахуванням коефіцієнтом структурного ослаблення, МПа
Аргіліт	3193.0	0.3	32	0.5	16
Алевроліт	2981.7	0.3	43	0.5	21.5
Вугілля	11755.	0.3	37.5	0.4	15
Зруйновані породи	2268.1	0.3	7	-	7

2.3.2. Аналіз переміщень при послідовному наближенні лави до демонтажної камери.

Стійкість виробки визначається напружено-деформованим станом навколишнього породного масиву, що формує величину гірського тиску, і здатністю кріплення виробки протистояти величині цього тиску. Зміщення порід навколо виробки є найважливішим показником прояви гірського тиску. Аналіз зсувів грає основну роль при віднесенні порід до тієї чи іншої категорії стійкості за загальноприйнятими класифікаціями і оцінці стійкості підземної споруди. Зміщення порід - найбільш доступний для візуального спостереження результат прояви гірського тиску.

Нижче на рисунках 2.3.-2.7. наведені числові значення повних переміщень контурів очисної виробки і демонтажної камери при різних відстанях між ними (при відсутності засобів кріплення).

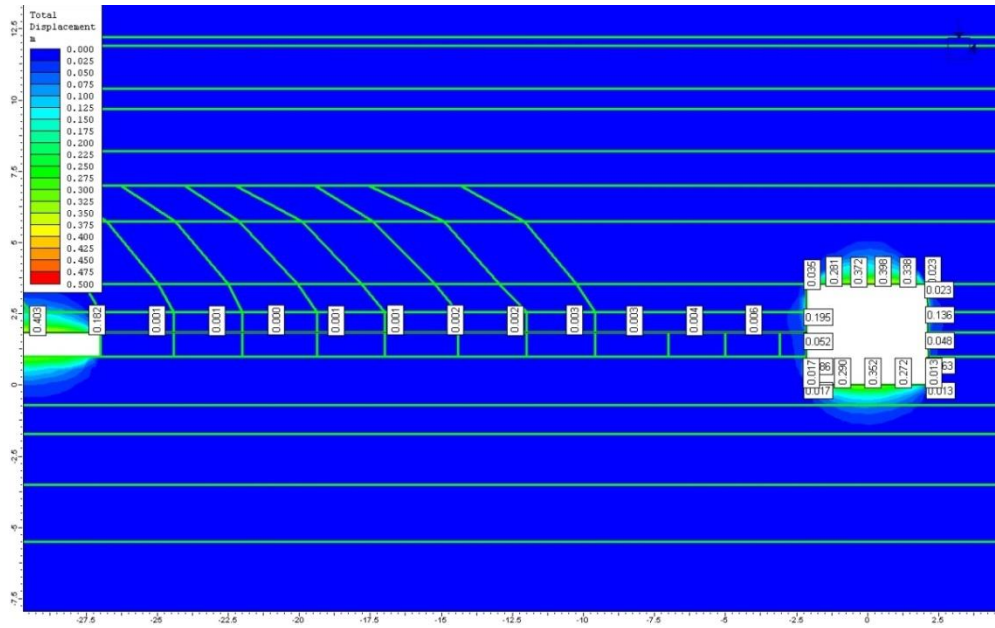


Рисунок. 2.3. Переміщення контуру камери при наближенні лави до камери на відстань 25 м (розмір очисної виробки 20 м)

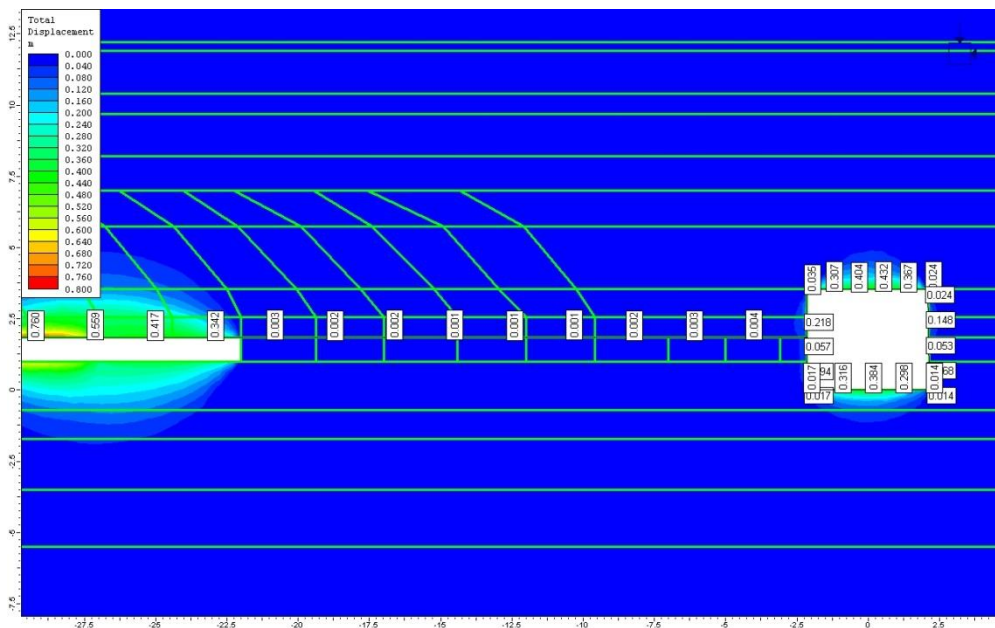


Рисунок. 2.4. Переміщення контуру камери при наближенні лави до камери на відстань 20 м (розмір очисної виробки 20 м)

Нижче показані переміщення контуру камери при наближенні до неї лави на відстань 5 м і 1 м.

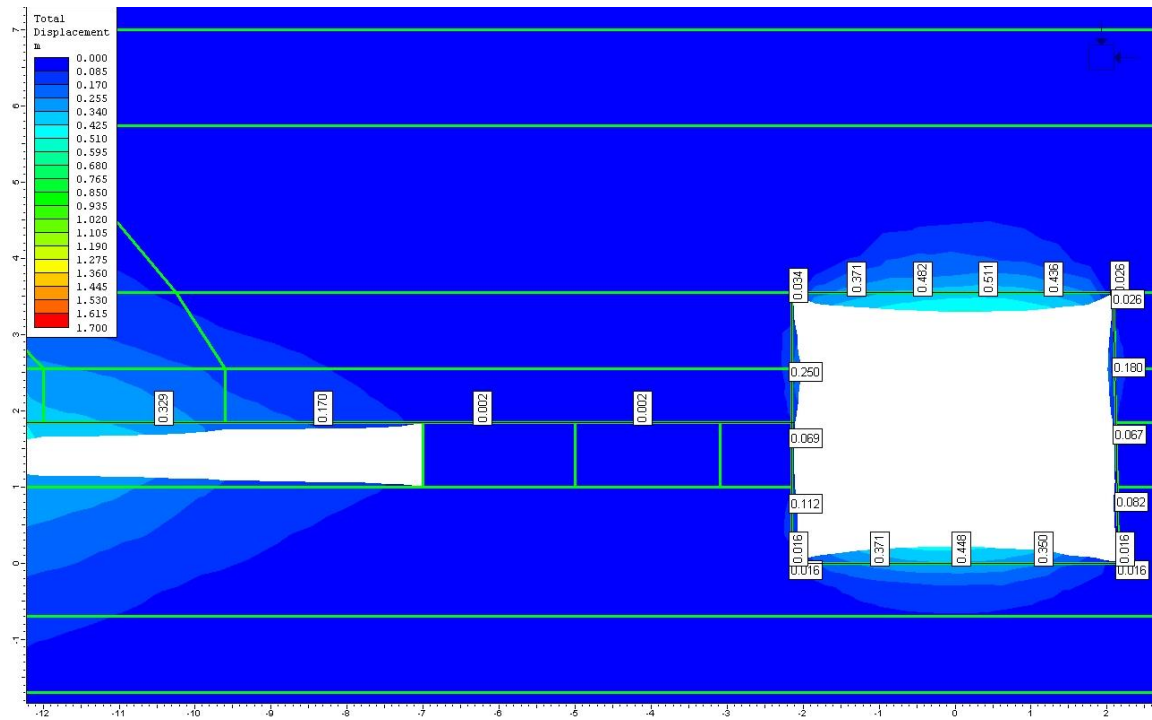


Рисунок. 2.5. Переміщення контуру камери при наближенні лави до камери на відстань 5 м (розмір очисної виробки 20 м)

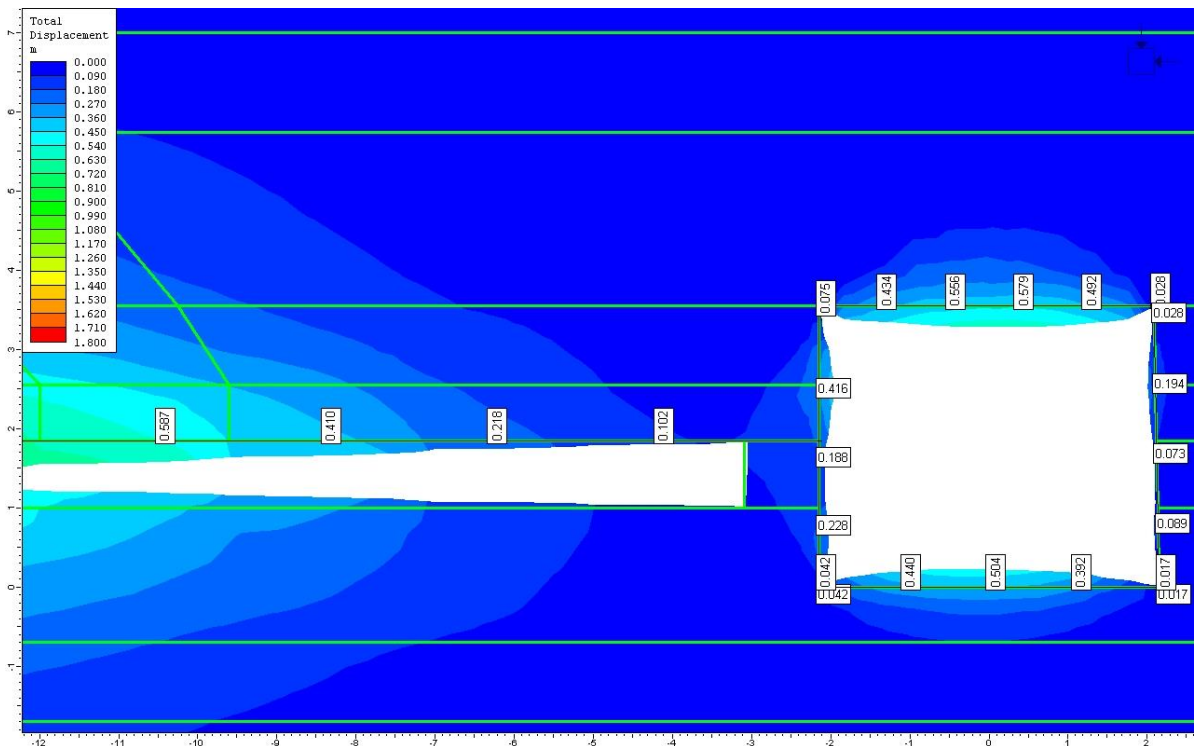


Рисунок. 2.6. Переміщення контуру камери при наближенні лави до камери на відстань 1 м (розмір очисної виробки 20 м)

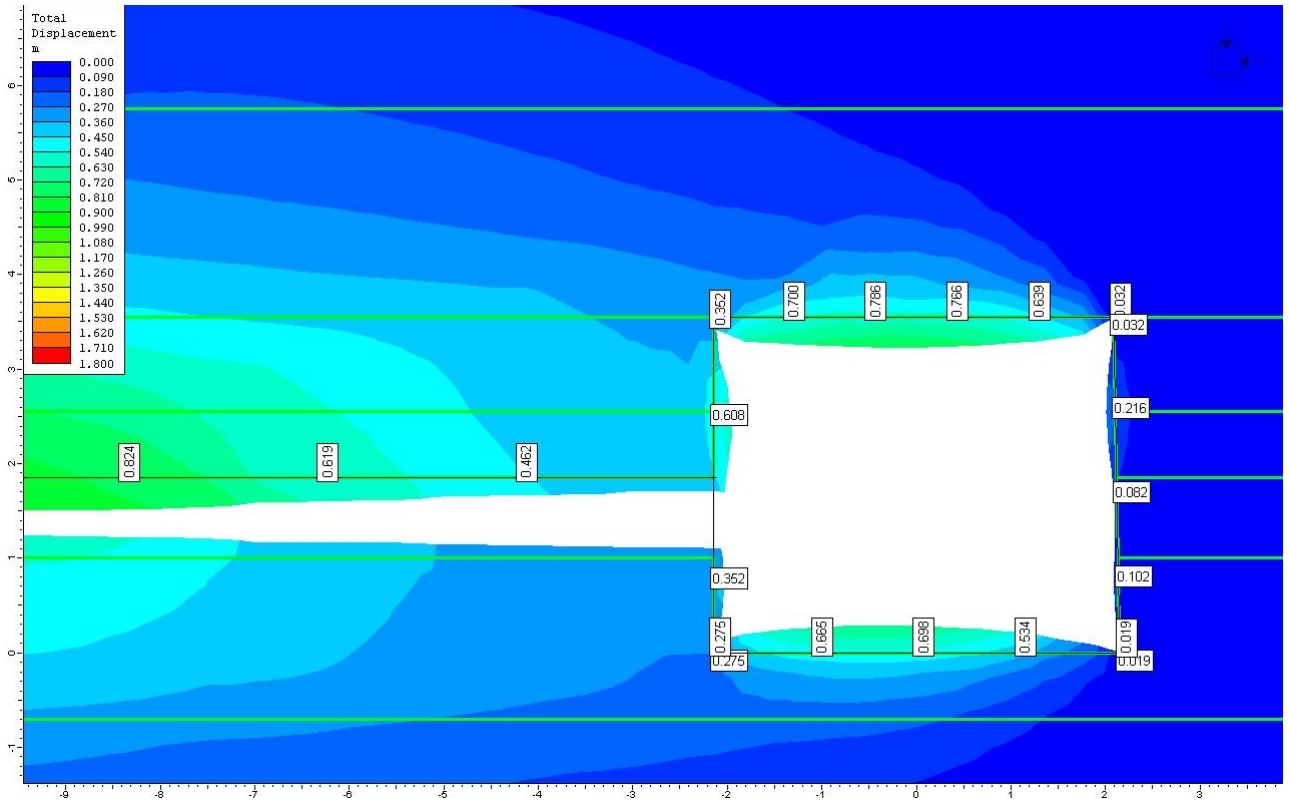


Рисунок. 2.7. Переміщення контуру камери при зустрічі лави і камери (розмір очисної виробки 20 м)

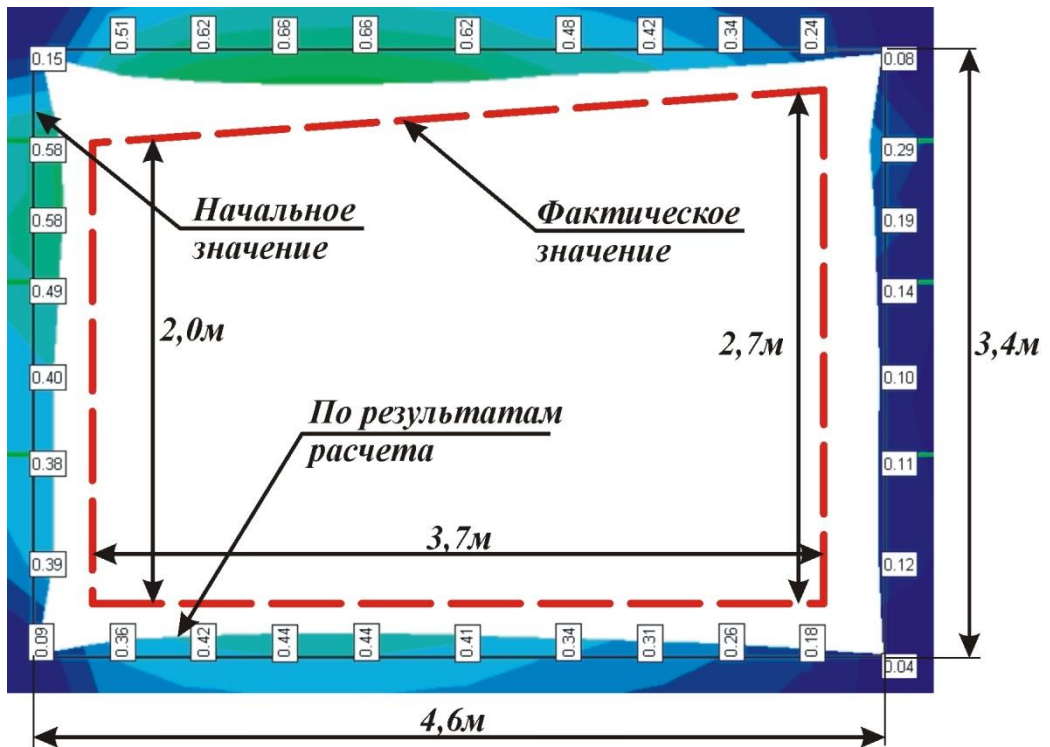


Рисунок. 2.8. Переміщення контура ДК при зустрічі лави до камери на відстань 1 м за результатами натурних значень і чисельного моделювання

На рисунку 2.8 представлені значення зміщення контуру демонтажної камери, отримані в результаті натурного експерименту і за результатами математичного моделювання.

Таким чином, при підході лави до ДК слід очікувати, що переміщення в покрівлі складе 0,78 м; в боках 0,6 м; в ґрунті 0,7 м. Тобто загальне зменшення камери по висоті буде складати близько 1,4 м, а по ширині 0,8 м, причому з боку виробленого простору - не менше 0,6 м. У порівнянні з ситуацією коли взаємовпливу не відчувалося (20-25 м до підходу до камери) переміщення збільшилися приблизно (з урахуванням розкиду даних) в 1,9 рази.

2.3.3. Аналіз напруг при послідовному наближенні лави до демонтажної камери.

У відповідності зі сформованими уявленнями поняття «гірський тиск» асоціюють з вертикальною нормальною напругою, що виникають від ваги порід налягає товщі.

Алгоритм МСЕ дає можливість визначати всі компоненти напружено деформованого стану породного масиву: вертикальні напруги, горизонтальні напруги і тангенціальні напруги. Для аналізу ПДВ найбільш важливими є вертикальні нормальні напруження. В сучасних програмних продуктах, наприклад, в Phase2 для візуалізації напруг використовується колірна гамма з одночасним виведенням числових значень в найбільш характерних точках досліджуваної області. Картини розподілу вертикальних нормальних напружень і значення напруг в безпосередній близькості від оголень (очисної виробки і камери) наведені на рисунках 2.9-2.11.

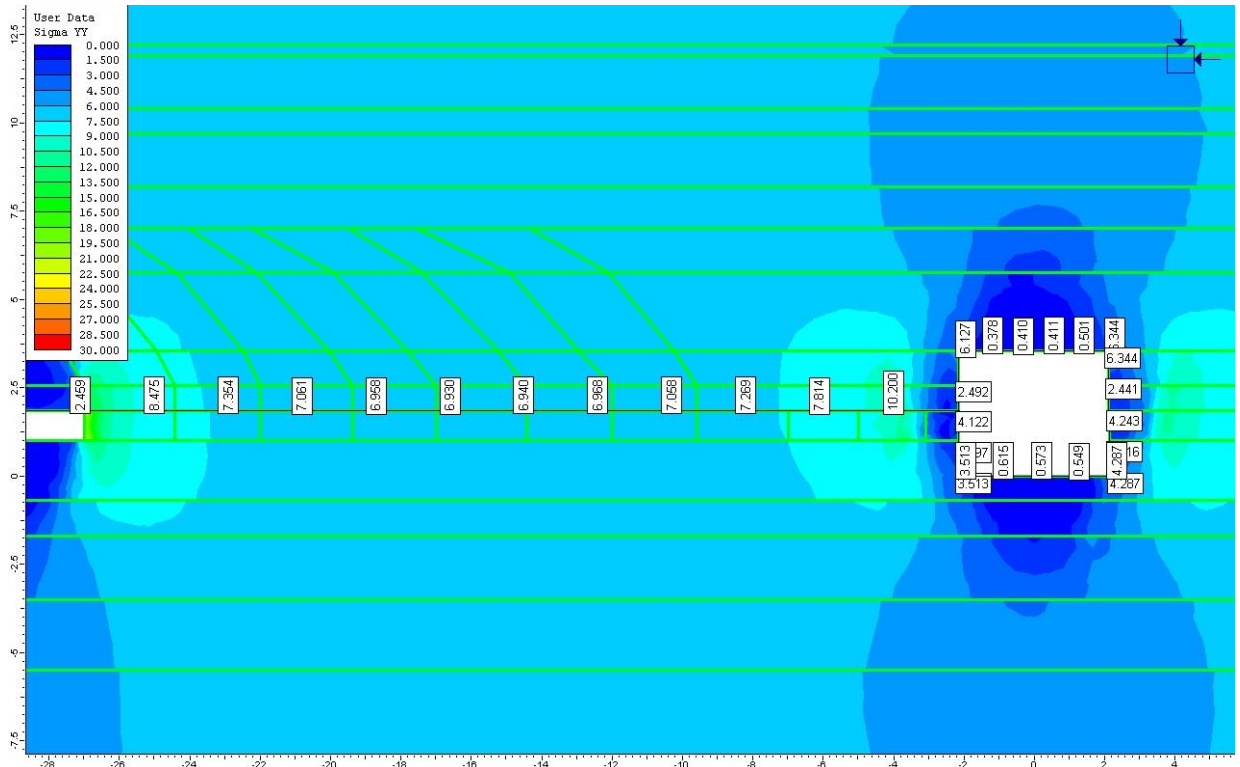


Рисунок. 2.9. Розподіл нормальних вертикальних напружень при наближенні лави до камери на відстань 25 м (розмір очисної виробки 20 м)

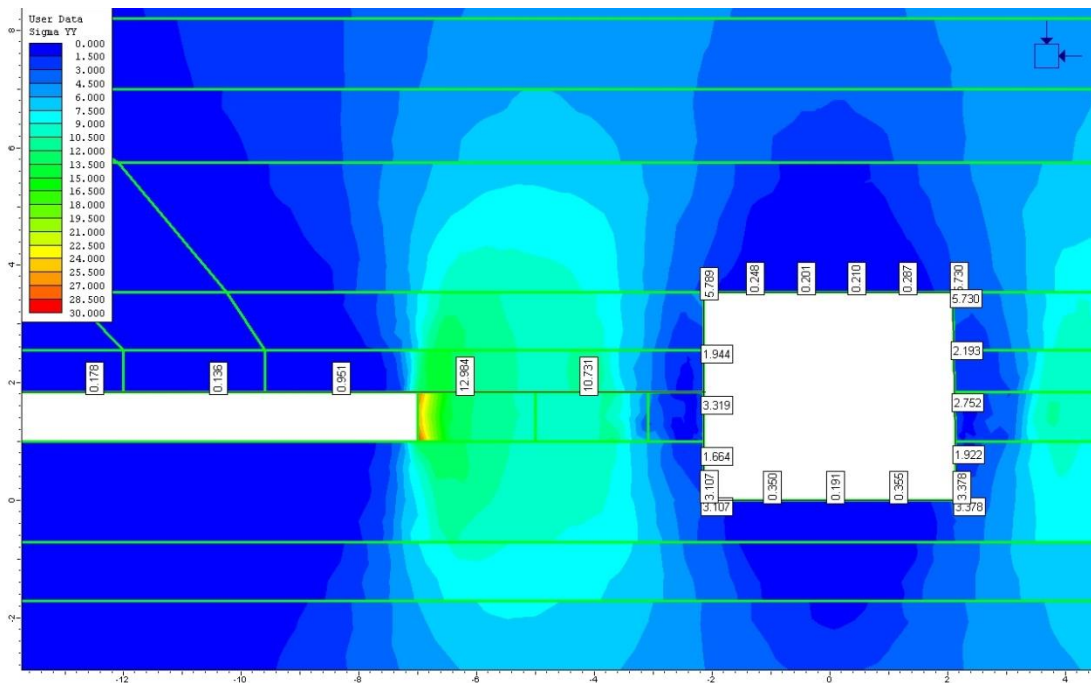


Рисунок.2.10. Розподіл нормальних вертикальних напружень при наближенні лави до камери на відстань 5 м (розмір очисної виробки 20 м)

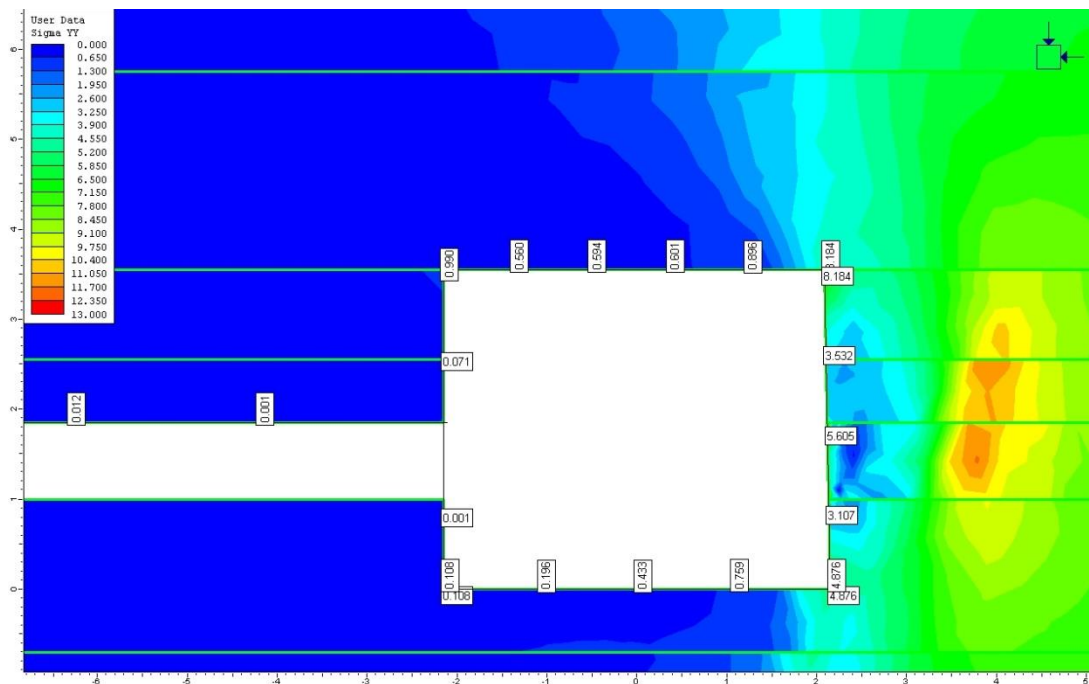


Рисунок. 2.11. Розподіл нормальних вертикальних напружень при зустрічі лави і камери (розмір очисної виробки 20 м)

Більш традиційним способом представлення компонент ПДВ є епюри напружень. Епюри нормальних вертикальних напружень в найбільш характерному перерізі області (на кордоні вугільного пласта і безпосередньої покрівлі) представлені на рисунках 2.12-2.16:

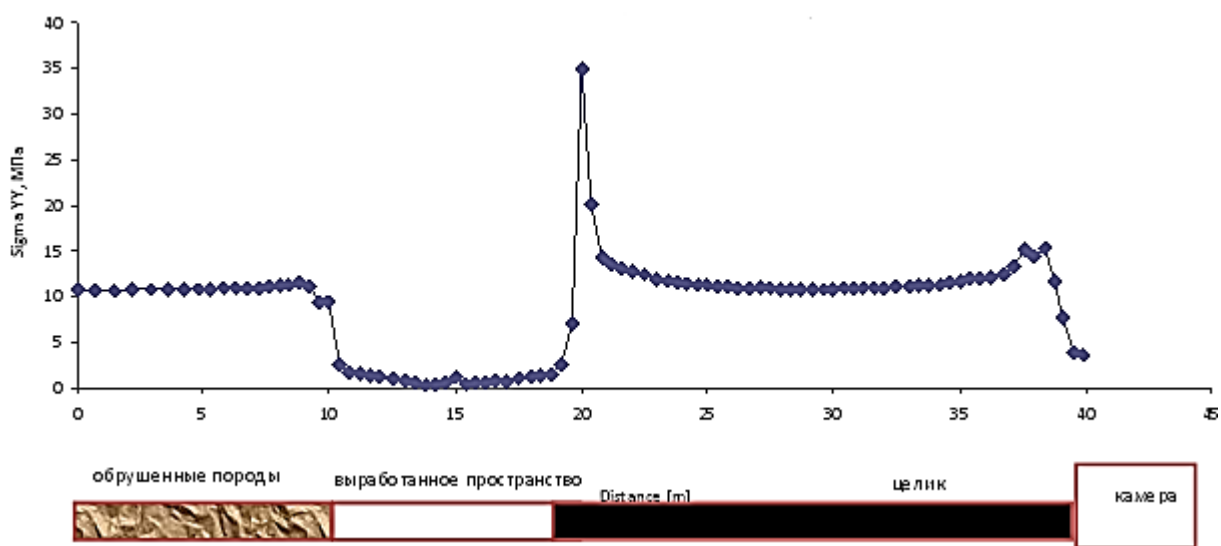


Рисунок. 2.12. Епюри нормальних вертикальних напружень над пластом при наближенні лави до камери на відстань 20 м

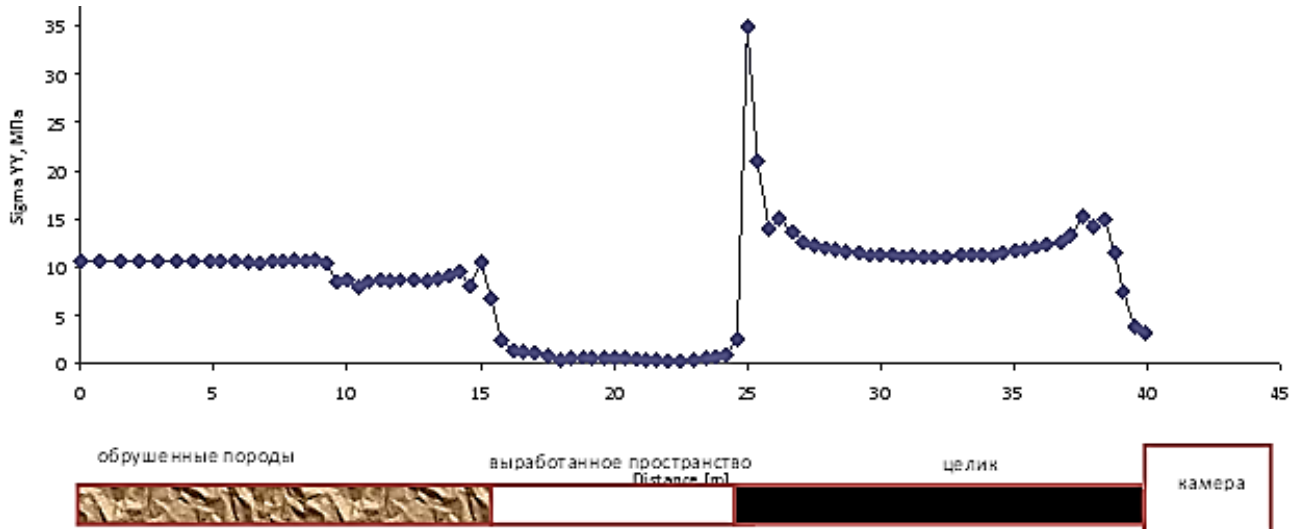


Рисунок. 2.13. Епюри нормальних вертикальних напружень над пластом при наближенні лави до камери на відстань 15 м

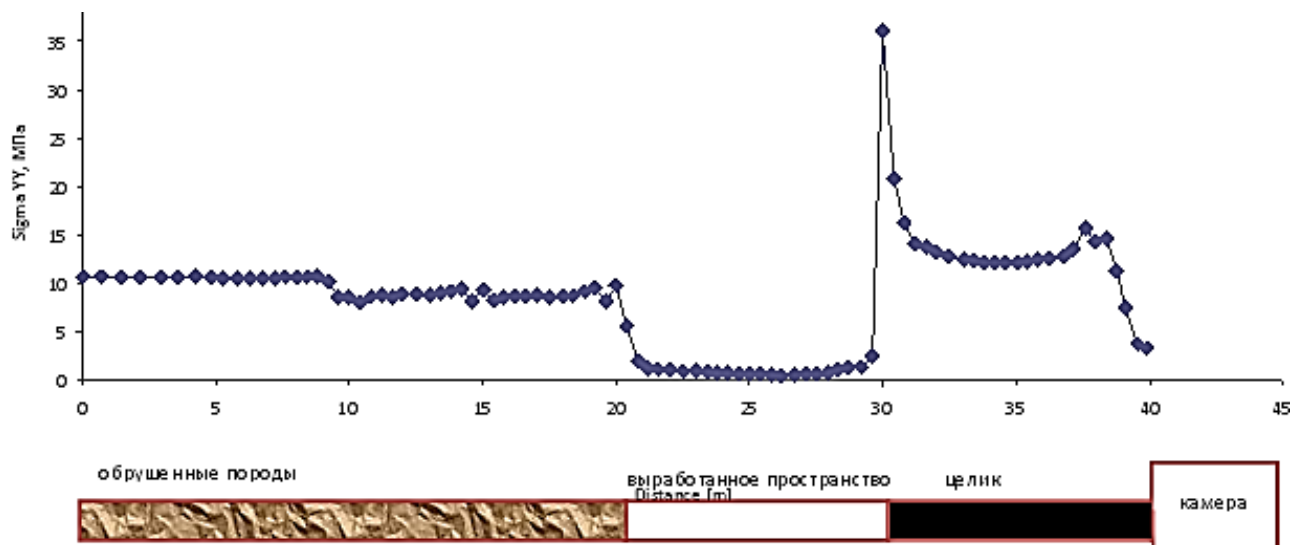


Рисунок. 2.14. Епюри нормальних вертикальних напружень над пластом при наближенні лави до камери на відстань 10 м

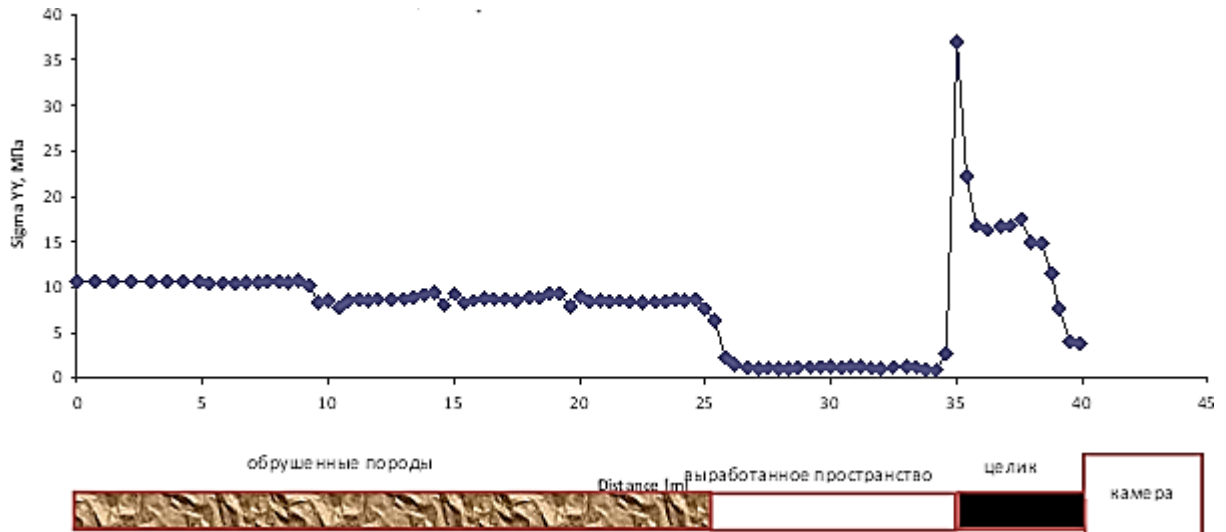


Рисунок. 2.15. Епюри нормальних вертикальних напружень над пластом при наближенні лави до камери на відстань 5 м

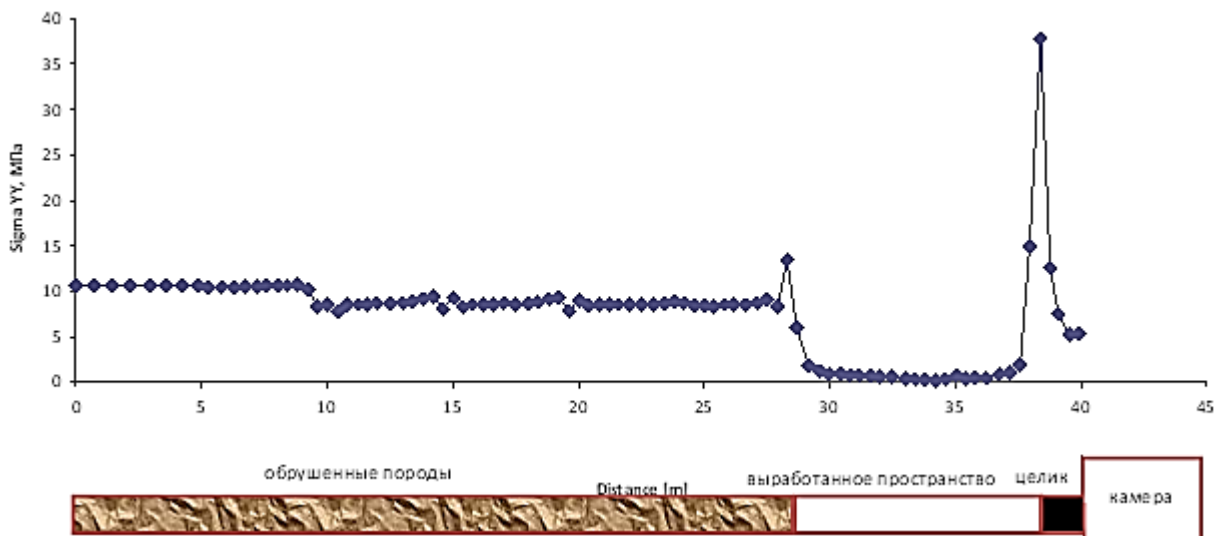


Рисунок. 2.16. Епюри нормальних вертикальних напружень над пластом при наближенні лави до камери на відстань 2 м

Найбільший пік напружень, як і слід було очікувати, має місце при наближенні лави до камери на відстань 2 м і досягає 39 МПа. Очевидно, що під дією таких високих напруг целик при підході лави буде зруйнований.

Перейдемо тепер до аналізу напружень в покрівлі демонтажної камери уздовж горизонтальної лінії на відстані 0,5 м від контуру камери.

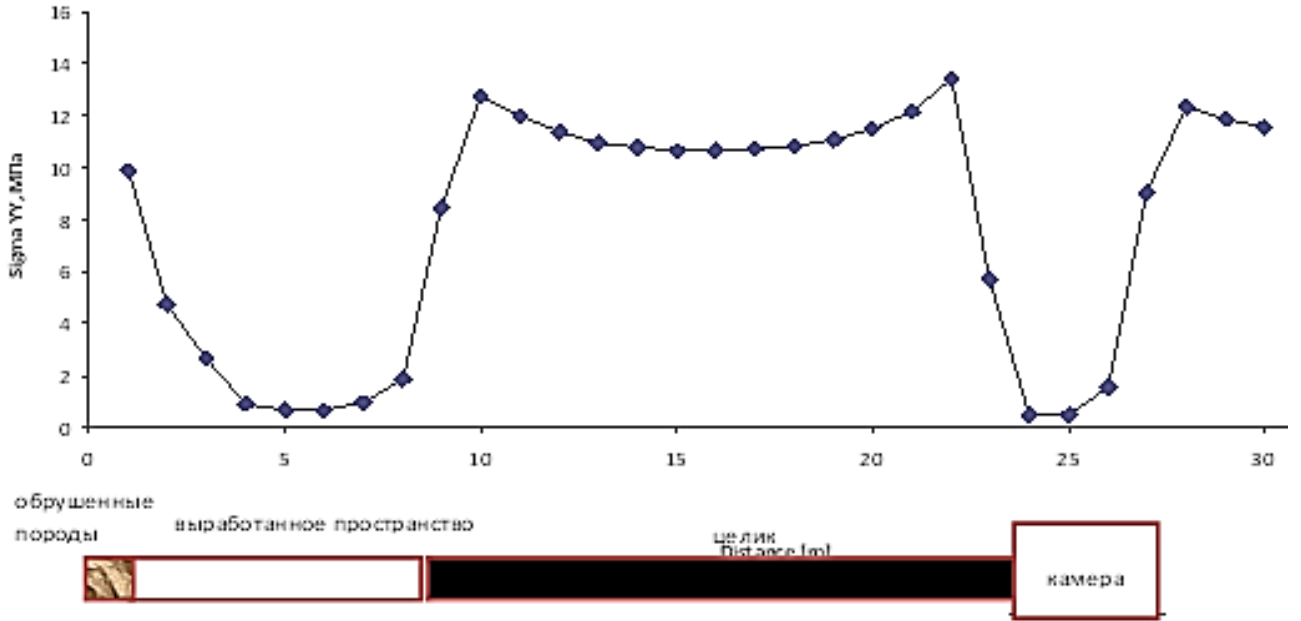


Рисунок. 2.17. Епюри нормальных вертикальных напряжений над демонтирующей камерой при приближенні лави до камери на відстань 20 м

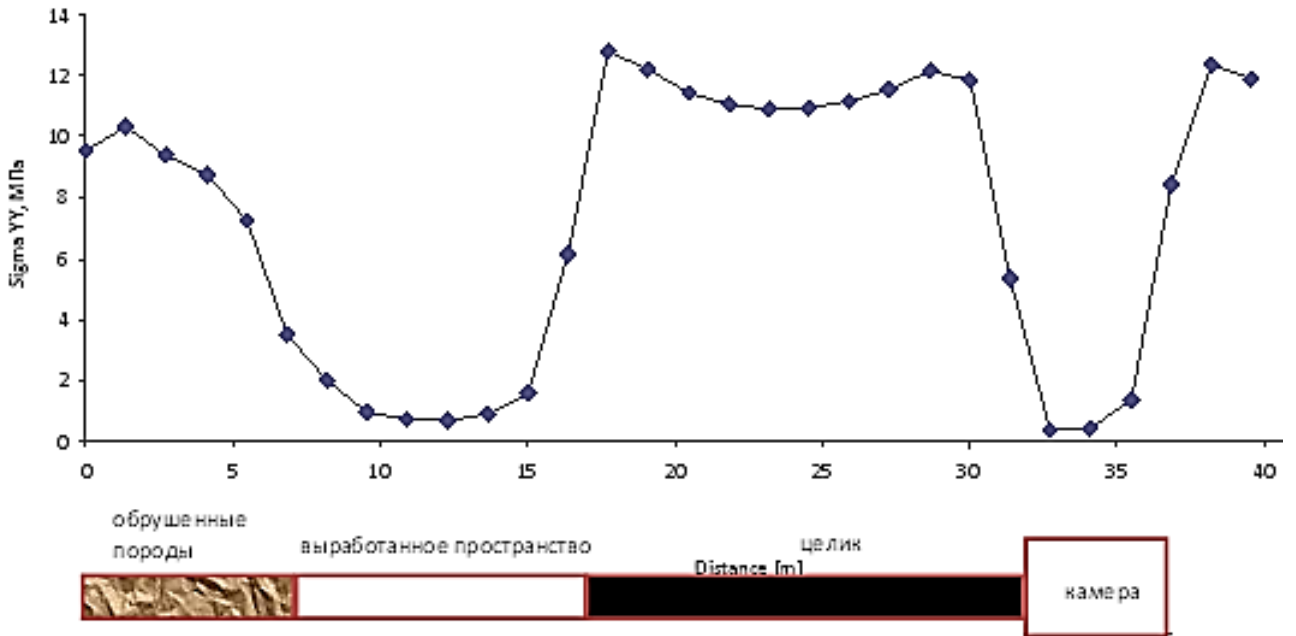


Рисунок. 2.18. Епюри нормальных вертикальных напряжений над демонтирующей камерой при приближенні лави до камери на відстань 15 м

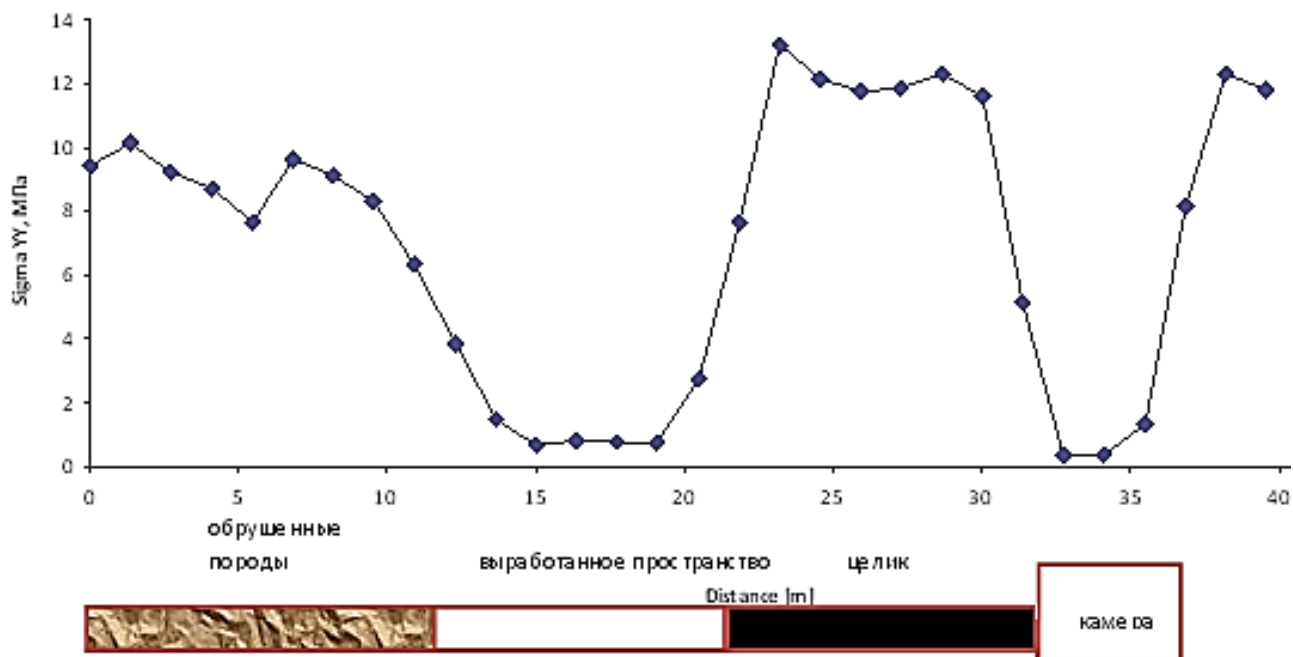


Рисунок. 2.19. Епюри нормальних вертикальних напружень над демонтажної камерою при наближенні лави до камери на відстань 10 м

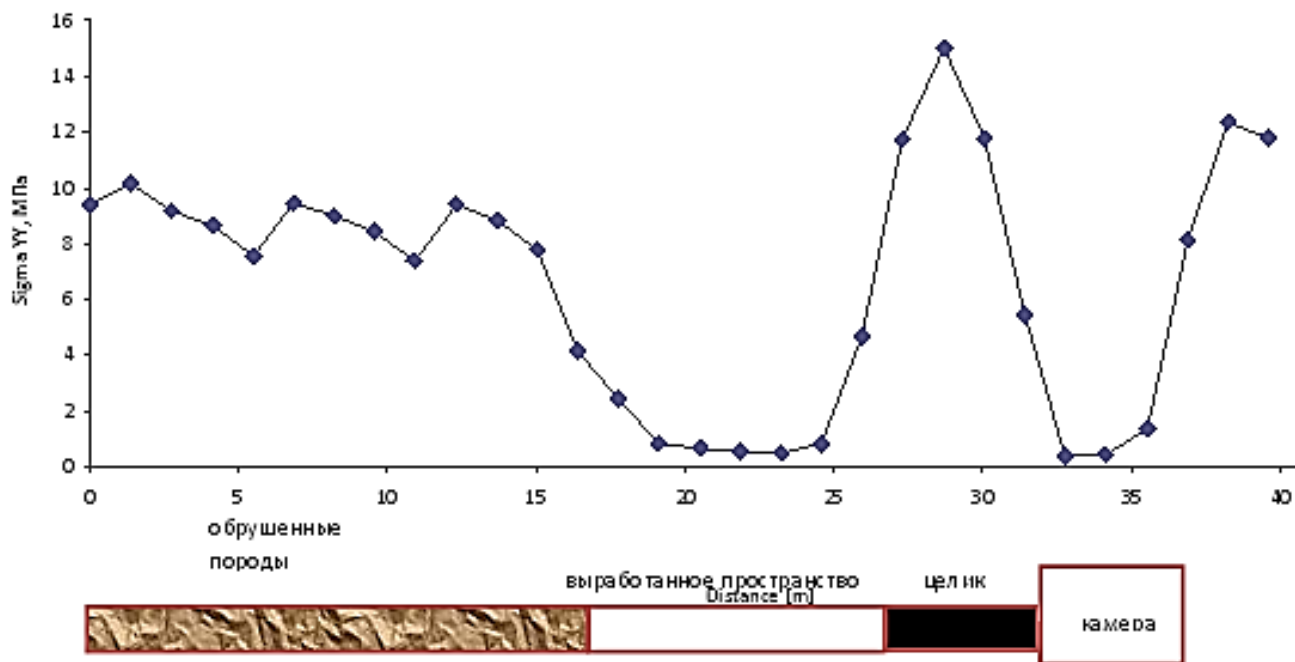


Рисунок. 2.20. Епюри нормальних вертикальних напружень над демонтажної камерою при наближенні лави до камери на відстань 5 м

Для візуалізації отриманих результатів на рисунках 2.22-2.28 наведені епюри вертикальних напружень, уздовж кордону вугільного пласта попереду вибою лави, при наближенні до демонтажної камери, розраховані в частках від вертикальної компоненти вихідного поля напружень (ваги порід γ_H).

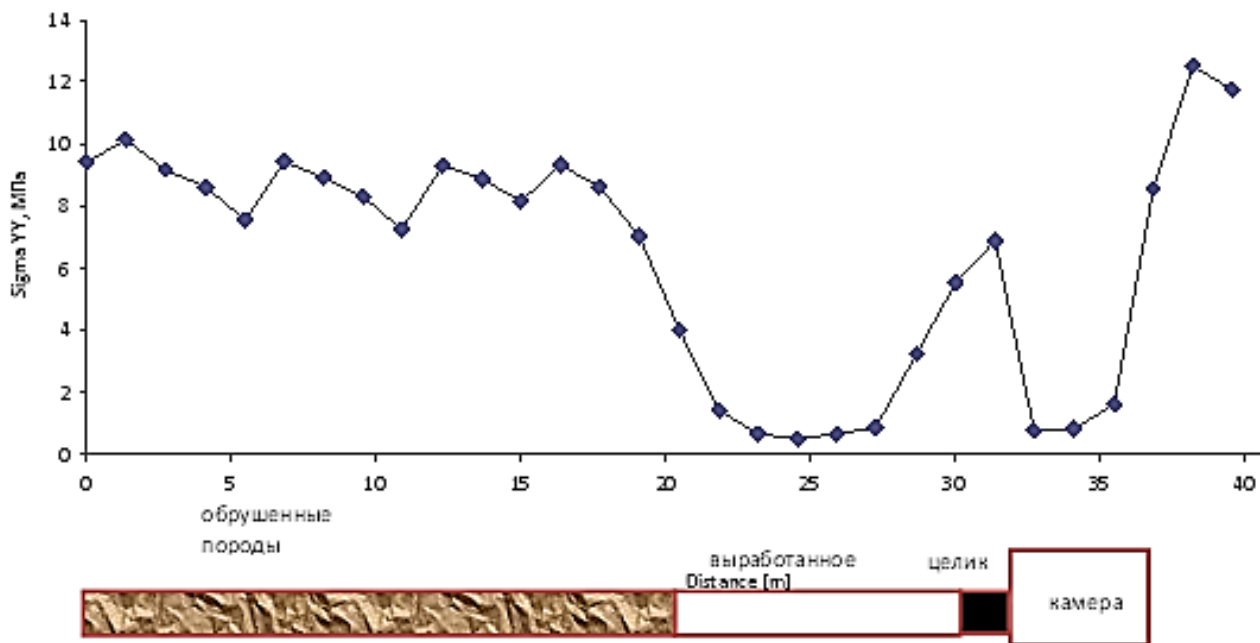


Рисунок. 2.21. Епюри нормальных вертикальных напряжений над демонтирующей камерой при приближенні лави до камери на відстань 2 м

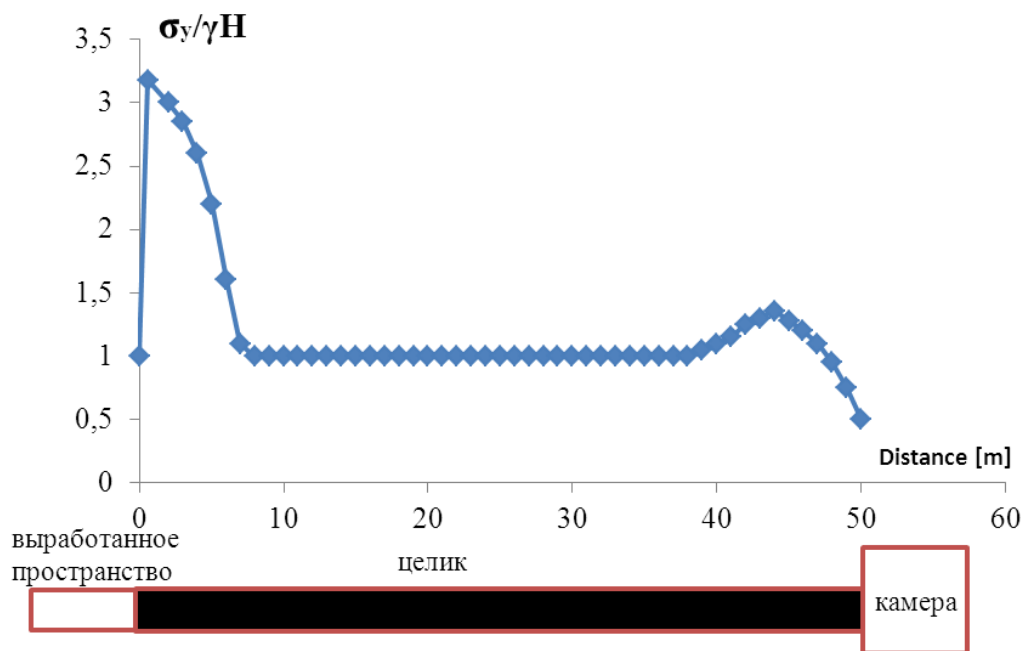


Рисунок. 2.22. Зміна вертикальних нормальних напружень (віднесених до вертикальної складової початкового поля напружень) при скороченні відстані між забоєм лави і демонтажних штреком на 50 м

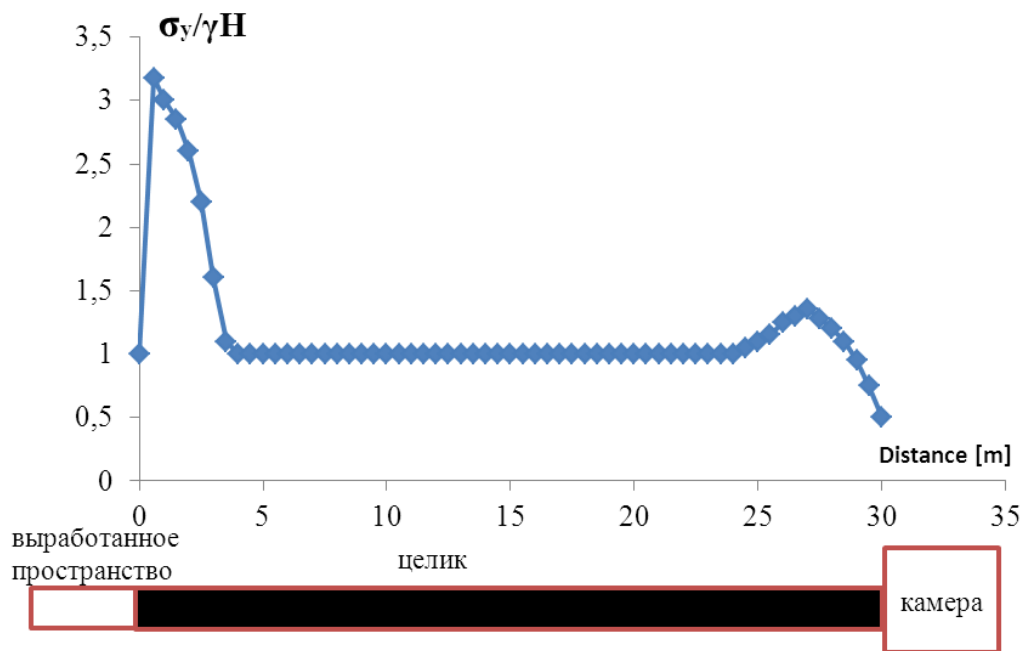


Рисунок. 2.23. Зміна вертикальних нормальних напружень (віднесених до вертикальної складової початкового поля напружень) при скороченні відстані між забоєм лави і демонтажних штреком на 30 м

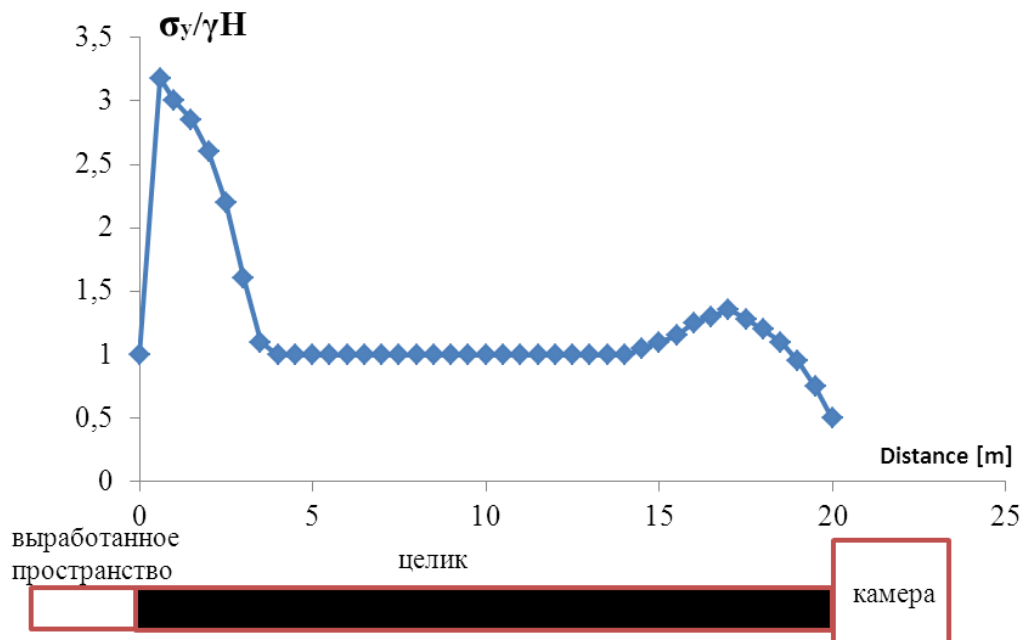


Рисунок. 2.24. Зміна вертикальних нормальних напружень (віднесених до вертикальної складової початкового поля напружень) при скороченні відстані між забоєм лави і демонтажних штреком на 20 м

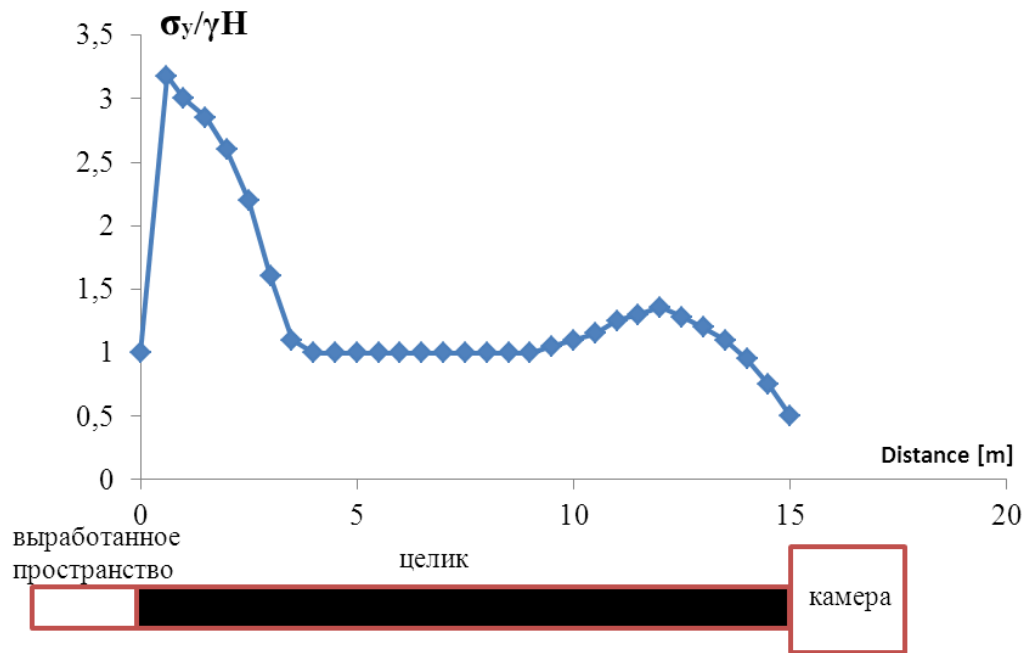


Рисунок. 2.25. Зміна вертикальних нормальних напружень (віднесених до вертикальної складової початкового поля напружень) при скороченні відстані між забоем лави і демонтажних штреком на 15 м

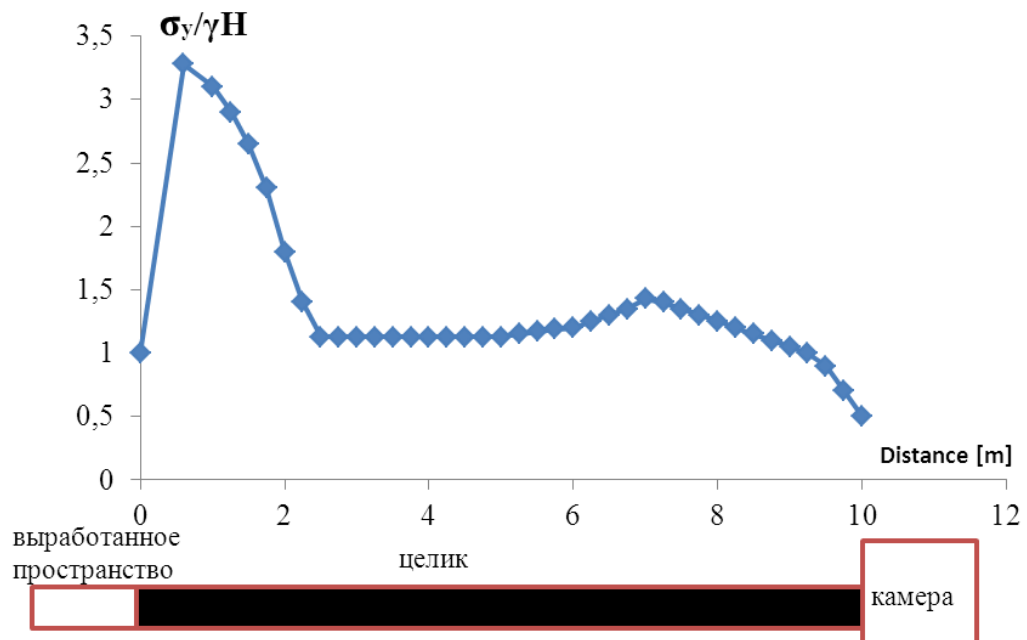


Рисунок. 2.26. Зміна вертикальних нормальних напружень (віднесених до вертикальної складової початкового поля напружень) при скороченні відстані між забоем лави і демонтажних штреком на 10 м

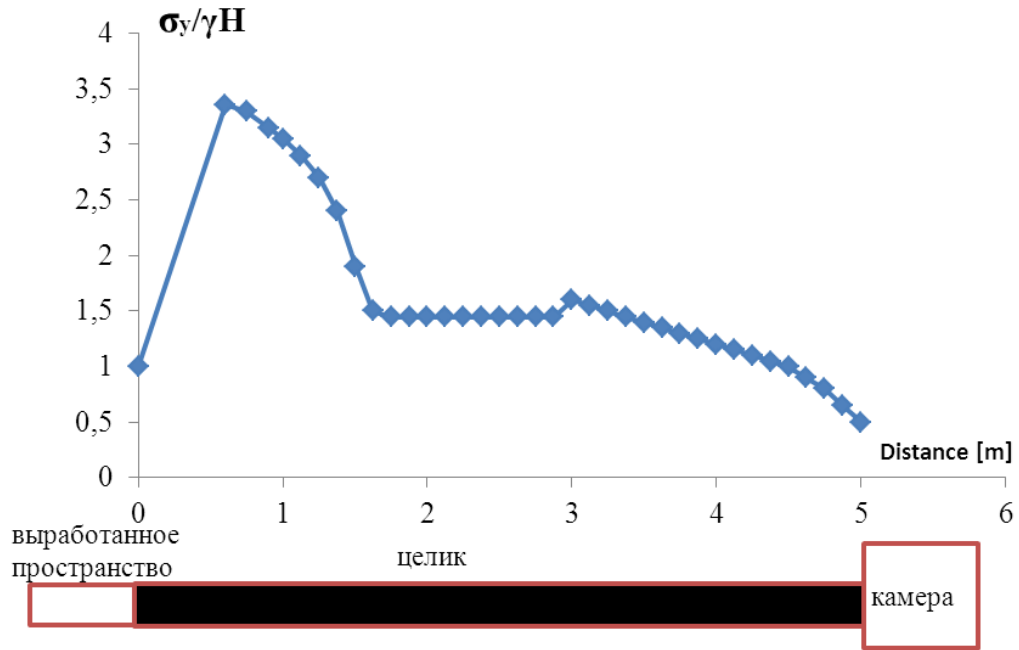


Рисунок. 2.27. Зміна вертикальних нормальних напружень (віднесених до вертикальної складової початкового поля напружень) при скороченні відстані між забоєм лави і демонтажних штреком на 5 м

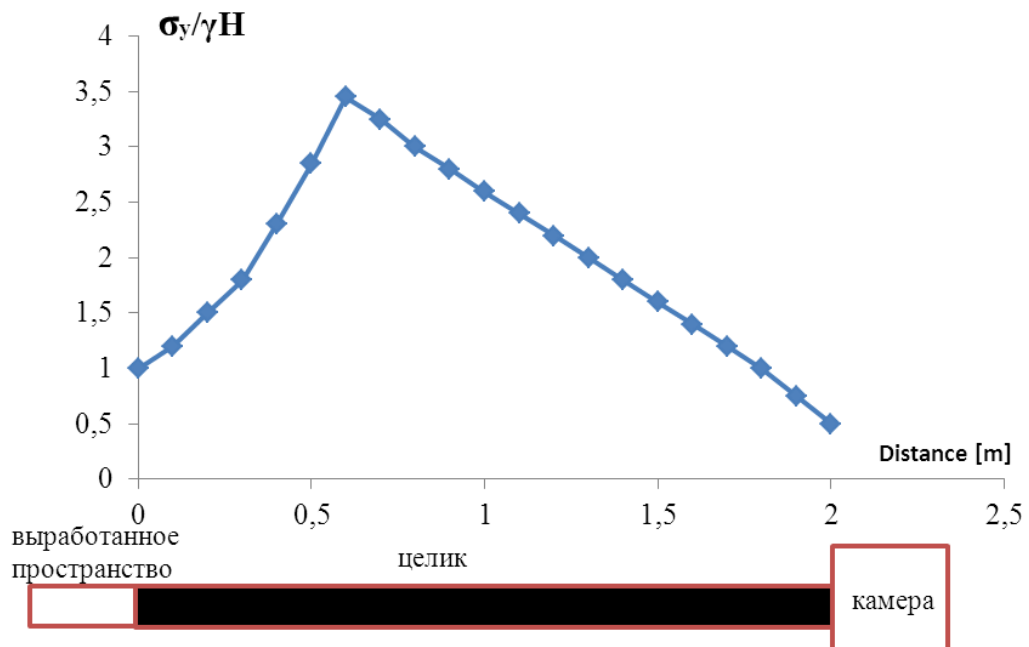


Рисунок. 2.28. Зміна вертикальних нормальних напружень (віднесених до вертикальної складової початкового поля напружень) при скороченні відстані між забоєм лави і демонтажних штреком на 2 м

При відстані між забоем лави і демонтажних штреком 90 м і 45 м істотних змін характеристик напружено-деформованого стану породного масиву не відзначено.

Аналогічний результат дав і аналіз переміщень точок масиву, на шахтних вимірювальних пунктах, встановлених у виробках забезпечення 161-ої лави, що включають глибинні і контурні реперні станції. Таким чином, найбільший пік напружень має місце при наближенні лави до демонтажної камери на відстань 2 м і досягає 39 МПа. Очевидно, що під дією таких високих напруг цілик при підході лави буде зруйнований.

Аналіз тиску в вологостійкість може послужити ще однією підставою для визначення критичного відстані між лавою і демонтажних штреком. При цьому всі заходи щодо забезпечення стійкості демонтажного штреку повинні бути завершені до того моменту, коли відстань між лавою і штреком скоротиться до шуканої «критичної» величини.

2.4. Визначення та аналіз зон руйнування

2.4.1. Вибір критерію міцності.

Для опису геомеханічних процесів в породному масиві використовують різні критерії міцності, однак всі вони не універсальні: добре описуючи процес руйнування одних твердих тіл, вони непридатні для інших, що відрізняються за структурою. Докладний аналіз розроблених в різний час теорій міцності твердих тіл наведено в [29-30].

За способом отримання критерії міцності можна розділити на дві великі групи: аналітичні та емпіричні. Відомі аналітичні критерії міцності - Тріска-Сен-Венана, Ю.І. Ягна, П.П. Баландіна, І.М. Миролюбова, Л.Я. Парчевського і А.Н. Шашенко. До найбільш популярним емпіричним відносяться критерії О. Мора, З.Т. Бенявські, Хоека-Брауна і деякі інші. Емпіричні критерії міцності отримують на основі обробки результатів лабораторних випробувань гірських

порід у складних напружених станах і натурних вимірювань при дотриманні основних базових положень механіки руйнування, аналітичні - з використанням деякої загальної залежності, наведеної в роботі [21].

Міцність порід, що знаходяться в умовах нерівномірно всебічного стиснення, залежить перш за все від співвідношення між головними напруженнями: σ_1 , σ_2 и σ_3 . У зв'язку з цим в природі можливі три види об'ємного напруженого стану:

- гідростатичний, коли всі три компоненти напруги рівні між собою $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3$;
- неавнокомпонентні, коли дві менші компоненти напруги рівні між собою, тобто $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$;
- неавнокомпонентні, коли всі три компоненти різні, тобто $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$.

За результатами численних дослідів було встановлено, що проміжне за величиною напруга σ_2 має незначний вплив на руйнування гірських порід (гіпотеза Мора), тому їх міцність визначається, перш за все, різницею найбільшого і найменшого напруг $\sigma_1 - \sigma_3$ і їх сумою $\sigma_1 + \sigma_3$. При цьому, є дослідження, в яких доводиться істотний вплив середнього по величині напруги σ_2 .

При дослідженні плоских напружено-деформованих станів найбільший практичний інтерес при вивченні міцнісних властивостей гірських порід являє різні напруження стану, коли $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$.

Теорія міцності П. П. Баландіна [21] в якості критерію міцності використовує результати випробувань матеріалу при граничних одноосьовому розтягуванні і одноосьовому стисканні. При цьому, формула еквівалентності, яка веде складний напружений стан (для випадку, коли $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$) до простого одноосьовому, виглядає так:

$$\sigma_{\text{екв}} = \frac{(1 - \psi)(\sigma_1 + 2\sigma_3) - \sqrt{(1 - \psi)^2(\sigma_1 + 2\sigma_3)^2 + 4\psi(\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi} \leq R_c. \quad (2.2)$$

Де $\sigma_{\text{екв}}$ – напруга, еквівалентну одноосьовому напруженому стану, $\psi=R_p/R_c$.

Аналітичний вираз теорії міцності Л.Я. Парчевського-О.Н. Шашенко (2.2), отримане з тих же передумов, що і теорія міцності П.П. Баландіна виглядає так:

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

Критерій Кулона-Мора.

При аналітичних дослідженнях параметрів пружно-пластичного стану найчастіше використовується критерій міцності Мора з прямолінійною обвідної граничних кіл головних напружень.

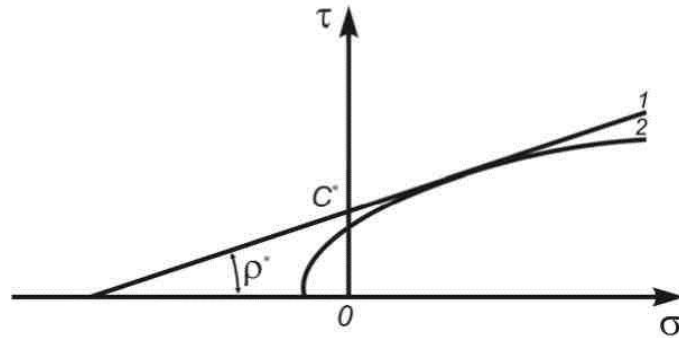
Міцності, що входять в умову міцності, оснований на прямолінійній обвідної граничних кіл головних напружень, є кут внутрішнього тертя ρ і зчеплення C , або межі міцності на одновісний R_c і розтягнення R_p . У механіку гірських порід, об'єктом досліджень якої є, як правило, породи скельного типу, кут внутрішнього тертя і величина зчеплення як міцності були перенесені з механіки ґрунтів, науки старішої, ніж геомеханіка. Так, при оцінці граничного стану широко використовується лінійне відношення Кулона-Мора, що має вигляд:

$$\tau = C + \sigma_n \operatorname{tg} \rho \quad (2.4)$$

Де τ - напруга зсуву, σ_n - нормальне напруга. З відомим допущенням умова міцності Кулона може застосовуватися, коли мова йде про ґрунти або сипучих породах, хоча, як показав М.М. Протодьяконов, огинає граничних кіл Мора навіть при випробуваннях піску має все-таки криволінійну форму (рис. 2.29). Для зв'язкових порід в області стиснення відміну реальної криволінійної обвідної від прямолінійної має велике значення.

Критерій Кулона-Мора застосовується в гірській механіці щодо руйнувань при зсуві в породі, з'єднанні порід і масивах. Критерій передбачає, що обвалення відбувається уздовж площини без всякого розширення. Критерій Кулона-Мора також може бути виражений в основних напружених як

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_3} = \frac{2C \cos \varphi}{\sigma_3 (1 - \sin \varphi)} + \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \quad (4.5)$$



Рисунку. 2.29. Перехід від криволінійної обвідної граничних кіл Мора до прямолінійної: 1 - прямолінійна; 2 - криволінійна

Одна з причин, по якій критерій Кулона-Мора часто використовується в гірській механіці - то, що він може бути описаний простим математичним виразом, легкий для розуміння і простий у використанні.

При виконанні даних досліджень зони непружних деформацій (зруйнованих порід) визначалися на основі критерію міцності Хоека-Брауна, добре апробованого і широко застосовується в світовій практиці геомеханічних розрахунків. У цьому критерії спочатку враховуються фізико-механічні властивості інтактного, тобто неушкодженого породного масиву, який в процесі моделювання поетапно піддається зовнішнім навантаженням як природного (гравітація), так і техногенного походження (гірничі роботи). В результаті знижуються міцнісні характеристики укосу за рахунок зменшення сил зчеплення і відбувається зрушення гірського масиву по криволінійній поверхні ковзання. Стійкість укосів виражається коефіцієнтом запасу стійкості (КЗУ): при $KZU > 1$ укіс стійкий, $KZU = 1$ відповідає критичного стану, яке переходить в стан обвалення при $KZU < 1$.

У загальному вигляді критерій Хоека-Брауна виражається формулою:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (2.6)$$

де σ_1 и σ_3 - максимальні і мінімальні напруги в масиві, m_b - константа Хоека-Брауна для породного масиву, s и a постійні величини, що враховують генезис і стан (якість) породного масиву, σ_{ci} – межа міцності на одновісний масиву порід в інтактному стані.

Для породного масиву в інтактному стані критерій Хоека-Брауна зводиться до наступного виразу:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_i \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + 1 \right)^{0.5} \quad (2.7)$$

Тут константа m_i , на відміну від константи m_b , враховує тільки генезис і текстуру гірських порід ($4 \leq m_i \leq 33$). Велика величина m_i відповідає крихким породам, чим вона менша, тим пластичніше порода, а при $m_i = 0$ має місце ідеальна пластичність.

2.4.2. Результати моделювання зон руйнування (ЗР) при послідовному наближенні лави до демонтажної камері прямокутної форми.

Як зазначалося вище, за сучасними уявленнями навантаження на кріплення вироблення створює вага порід, укладений в зоні руйнування. У міру просування очисного забою і наближенні його до демонтажної камери змінюється напружено деформований стан породного масиву в околиці утвореної порожнини, а отже, змінюються розміри і конфігурація зони руйнування. Відповідно, змінюється навантаження на елементи кріплення і лави і ДК.

Площа зони руйнування безпосередньо над кріпленням лави при відстані від ДК 20 м (рис. 2.30) становить 27,6 м². Навантаження на кріплення складе $P = S \cdot \gamma = 27,6 \cdot 2,47 = 68,17$ т/м. З урахуванням коефіцієнта динамічності $K_d = 1,5$ отримаємо $P = 102,25$ т/м.

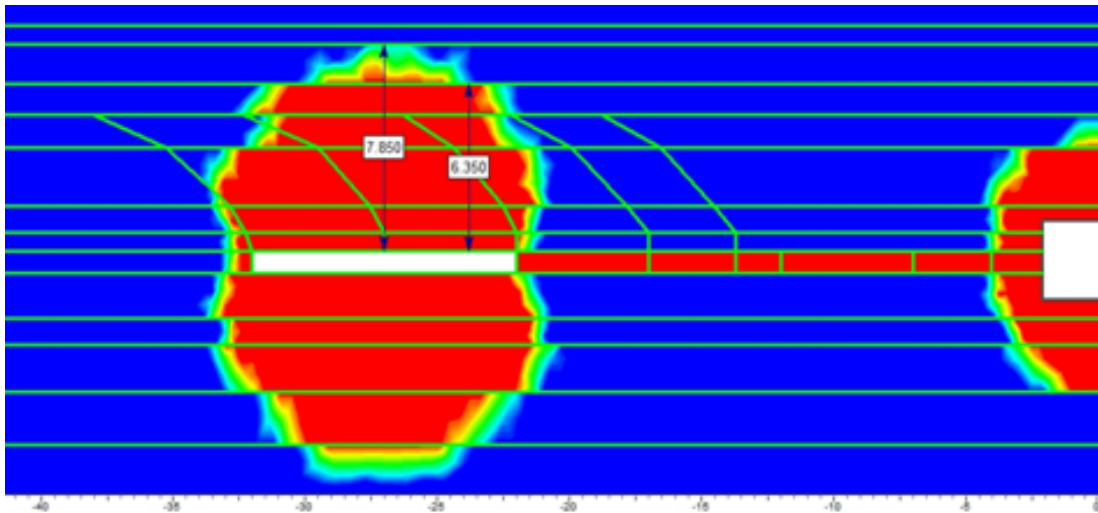


Рисунок. 2.30. Зони руйнування при наближенні лави до камери на відстань 20 м (розмір вироблення 10 м)

При скороченні відстані до 15 м площа зони руйнування безпосередньо над кріпленням лави зростає до $42,1\text{ м}^2$ (рис.2.31). Навантаження на кріплення в цьому випадку складе $P=29,5*2,47=72,86\text{ т/м}$. З урахуванням коефіцієнта динамічності $K_d = 1,5$ отримаємо $P = 109\text{ т / м}$.

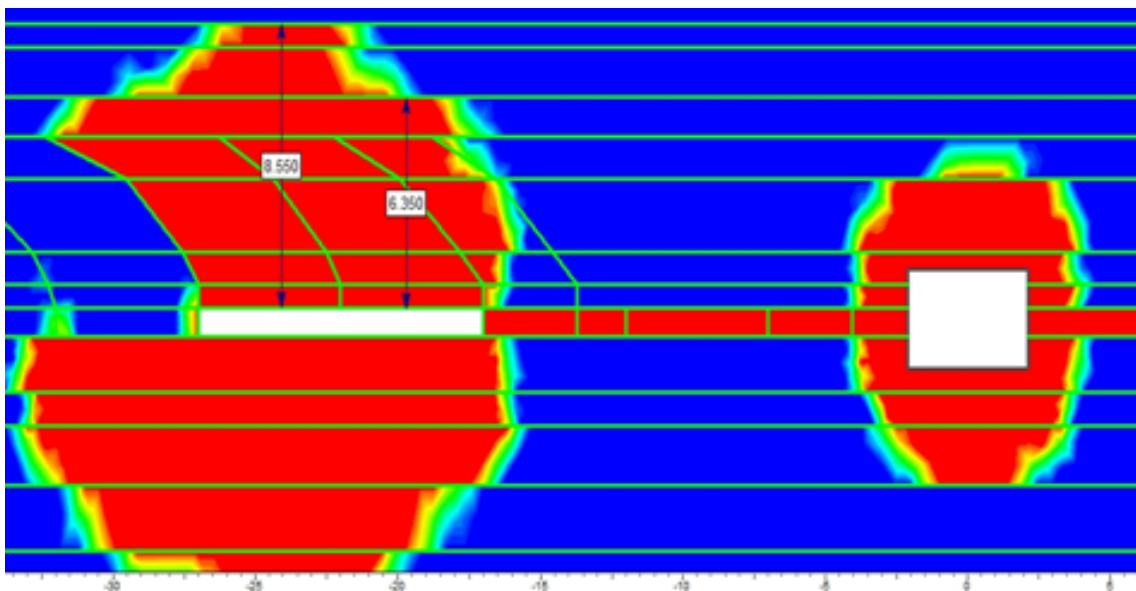


Рисунок. 2.31. Зони руйнування при наближенні лави до камери на відстань 15 м (розмір вироблення 10 м)

При скороченні відстані до 10 м площа зони руйнування безпосередньо над кріпленням лави зростає до $30,2 \text{ м}^2$ (рис. 2.32). Навантаження на кріплення в цьому випадку складе $P = 30,2 \text{ м}^2 * 2,47 \text{ т} / \text{м}^3 = 74,6 \text{ т} / \text{м}$. З урахуванням коефіцієнта динамічності $K_d = 1,5$ отримаємо $P = 111,9 \text{ т} / \text{м}$.

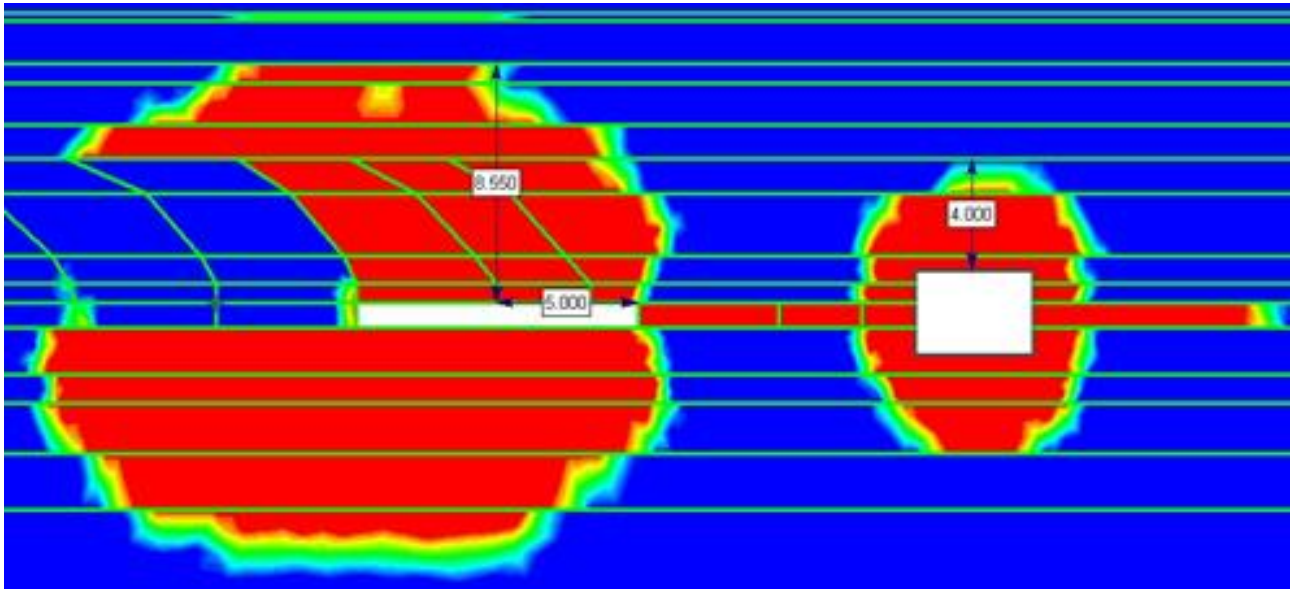


Рисунок. 2.32. Зони руйнування при наближенні лави до камери на відстань 10 м (розмір вироблення 10 м)

При подальшому русі лави зона руйнування продовжує збільшуватися по вертикалі, а також стає більшою в горизонтальному напрямку. При скороченні відстані між лавою і ДК до 5 м за умови, що розмір виробленого простору становить 10 м ЗР над кріпленням лави збільшується до 33 м^2 . Навантаження на кріплення виростає до $P = 82,04 \text{ т} / \text{м}$. З урахуванням коефіцієнта динамічності $P = 123 \text{ т} / \text{м}$. При цьому зона руйнування над камерою змінюється незначно (рис. 2.33).

При скороченні відстані між лавою і камерою до 1-2 м зони руйнування навколо камери і очисної виробки зливаються. ЗР над кріпленням лави досягає максимального значення - $53,8 \text{ м}^2$, навантаження на кріплення складе $132,2 \text{ т} / \text{м}$. З урахуванням коефіцієнта динамічності $K_d = 1,5$ навантаження на кріплення складе $P = 199,32 \text{ т} / \text{м}$. (Рис. 2.34)

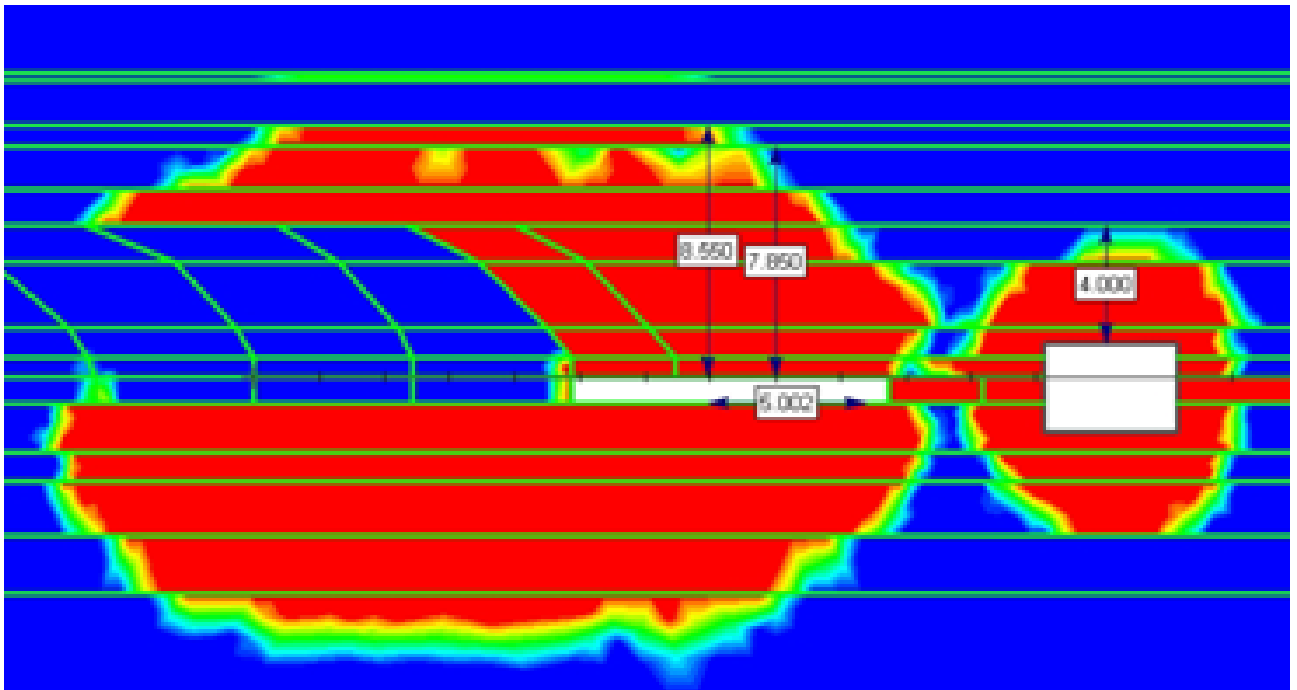


Рисунок. 2.33. Зони руйнування при наближенні лави до камери на відстань 5 м (розмір вироблення 10 м)

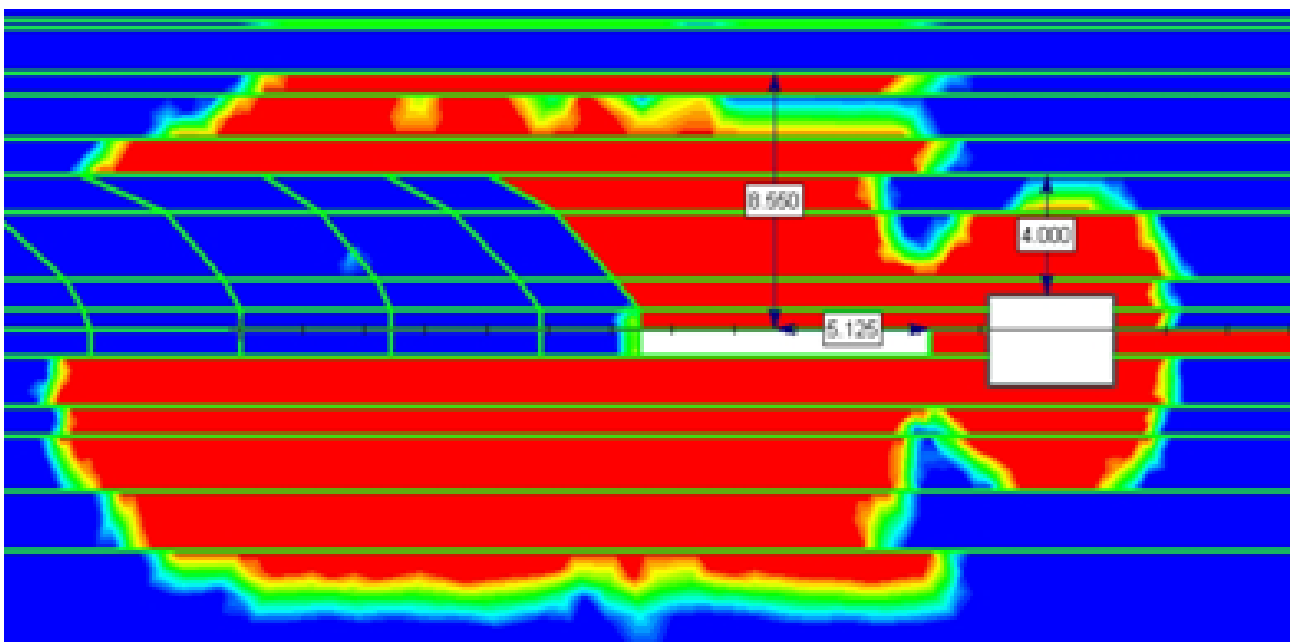


Рисунок. 2.34. Зони руйнування при наближенні лави до камери на відстань 2 м (розмір вироблення 10 м)

Зростання концентрації напружень попереду рухомого вибою лави, а отже і формування зон руйнування, відповідальних за навантаження на кріплення вироблення, залежать від величини виробленого простору позаду вибою лави [31-32]. Для умов шахт Західного Донбасу характерно обвалення безпосередньої покрівлі відразу після пересування механізованого кріплення. Обрушилися породи підштовхують вище лежачі шари, перешкоджаючи їх розшарування до певного моменту, коли цього відсічі стає мало і відбувається осаду основної покрівлі. За даними геологічної служби циклічні осідання основної покрівлі відбуваються з періодичністю 20-22 м. У розглянутих вище розрахункових схемах моделювання ситуації, коли розмір виробленого простору не досяг свого критичного значення, що передуює посадці основної покрівлі. Моделювалося простір, рівний 10 м, тобто імітувалась деяка «середня» ситуація між посадками основної покрівлі. Для визначення найбільш критичних моментів в навантаженні елементів системи «лава - демонтажна камера» необхідно врахувати, що в момент перед посадкою основної покрівлі розмір виробленого простору складе 20-22 м.

Тому розглянутий ряд розрахункових схем, в яких розмір порожнини позаду вибою лави збільшений до 20 м. При такому «критичному» розмірі простору позаду вибою лави розглянуті ситуації:

- 1 - відстань від лави до ДК становить 10 м;
- 2 - відстань від лави до ДК становить 5 м;
- 3 - відстань від лави до ДК становить 1 м (найгірший випадок);

Результати моделювання даних ситуацій наведені на рисунках 2.35-2.37.

При розмірі вироблення 20 м і відстані між лавою і камерою 10 м розмір ЗР над кріпленням лави досягає значення - 31 м², навантаження на кріплення складе 76,6. З урахуванням коефіцієнта динамічності $K_d = 1,5$ отримаємо 114,6 т / м.

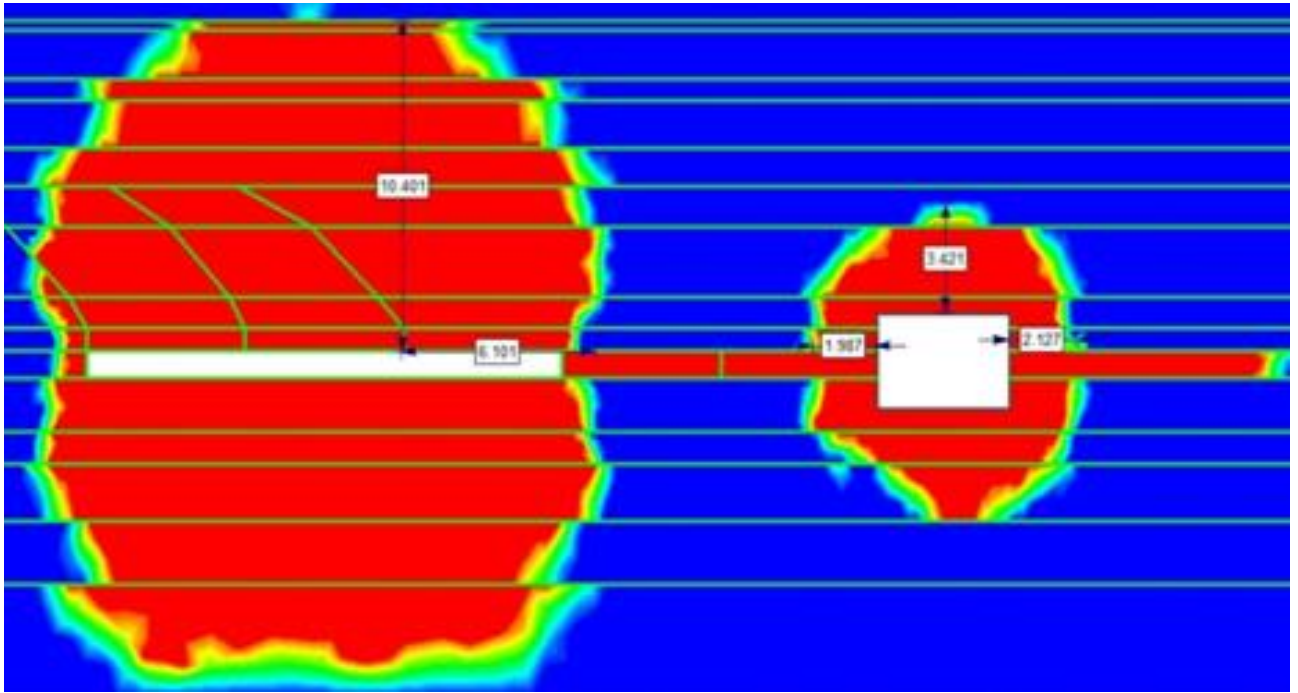


Рисунок. 2.35. Зони руйнування при наближенні лави до камери на відстань 10 м (розмір вироблення 20 м)

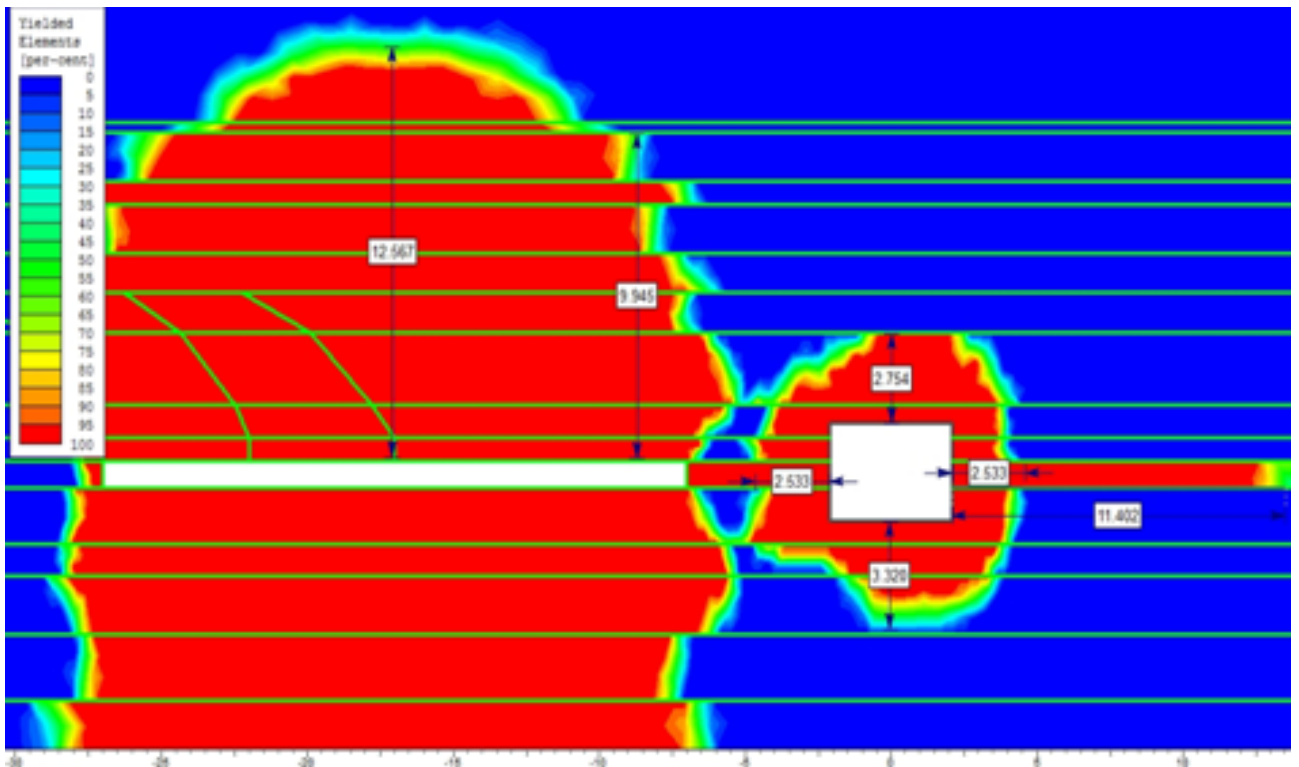


Рисунок. 2.36. Зони руйнування при наближенні лави до камери на відстань 5 м (розмір вироблення 20 м)

При розмірі вироблення 20 м і відстані між лавою і камерою 5 м розмір ЗР над кріпленням лави досягає значення - $54,3 \text{ м}^2$, навантаження на кріплення складе $135,2$. З урахуванням коефіцієнта та динамічності $K_d = 1,5$ отримаємо 202 т / м .

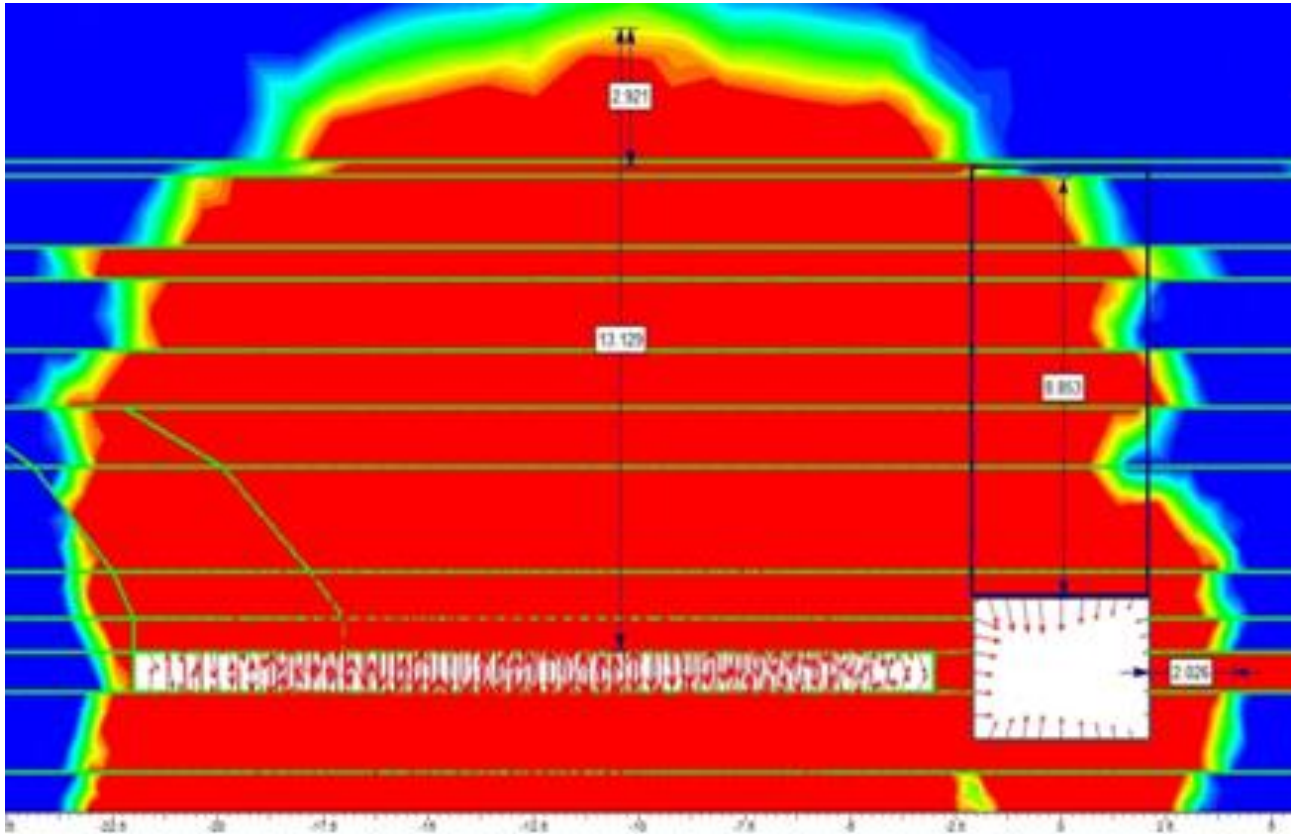


Рисунок. 2.37. Зони руйнування при наближенні лави до камери на відстань 1 м (розмір вироблення 20 м)

При розмірі виробленого простору 20 м і відстані між лавою і камерою 1 м зони руйнування над лавою і камерою зливаються повністю. Розмір ЗР над кріпленням лави досягає значення - $70,7 \text{ м}^2$, навантаження на кріплення лави складе $174,6$. З урахуванням коефіцієнта динамічності $K_d = 1,5$ отримаємо 262 т/м . Зона зруйнованих порід над ДК складе 45 м^2 . Навантаження на кріплення ДК складе $111,15 \text{ т/м}$. З урахуванням коефіцієнта динамічності $K_d = 1,5$ отримаємо 167 т / м .

Таким чином, якщо підхід вибою лави безпосередньо до борту демонтажної камери співпаде з посадкою основної покрівлі, слід очікувати, що питоме навантаження на кріплення лави складе 262 т/м, на кріплення ДК – 167 т/м

Для полегшення інженерного розрахунку навантаження на кріплення елементів системи «лава - ДК» нижче представлені узагальнені схеми до обчислення площ зон руйнування над кріпленням лави і демонтажної камери при різній відстані між ними. За умови, що розмір виробленого простору позаду вибою лави не перевищує 10 м до чергової (циклової) опади основної покрівлі розміри зон руйнувань дані на рис. 2.38 - 2.41.

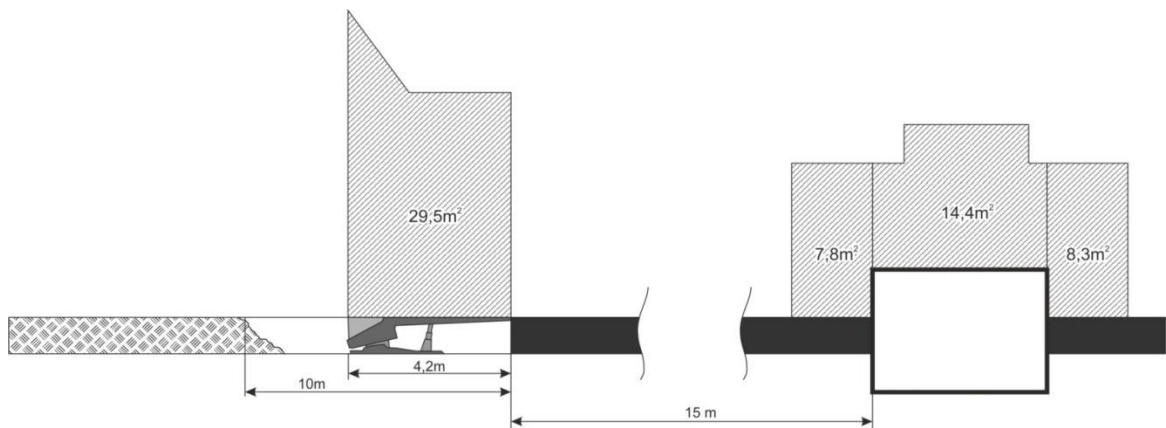


Рисунок. 2.38. Площі зон руйнування при наближенні лави до демонтажної камери на відстань 15 м (розмір вироблення 10 м)

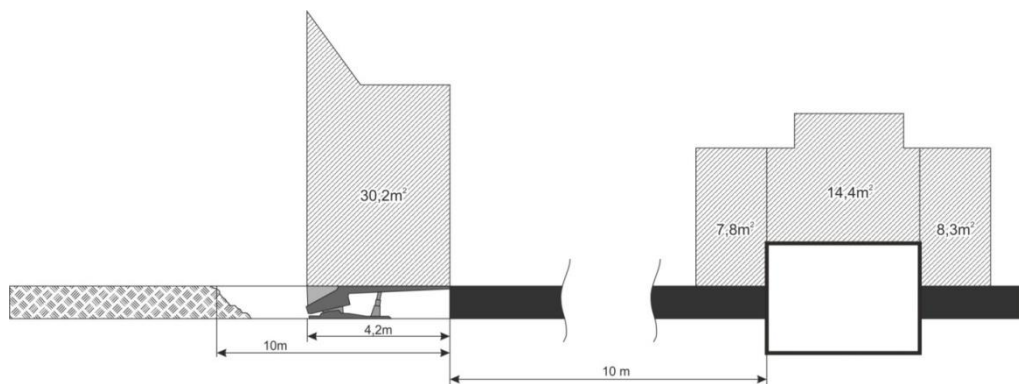


Рисунок. 2.39. Площі зон руйнування при наближенні лави до демонтажної камери на відстань 10 м (розмір вироблення 10 м)

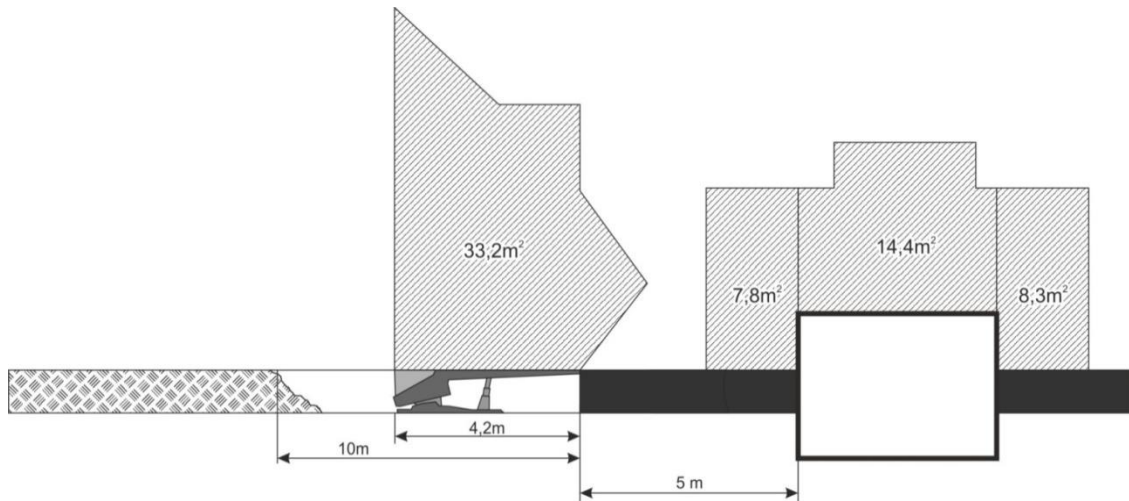


Рисунок. 2.40. Площі зон руйнування при наближенні лави до камери на відстань 5 м (розмір вироблення 10 м)

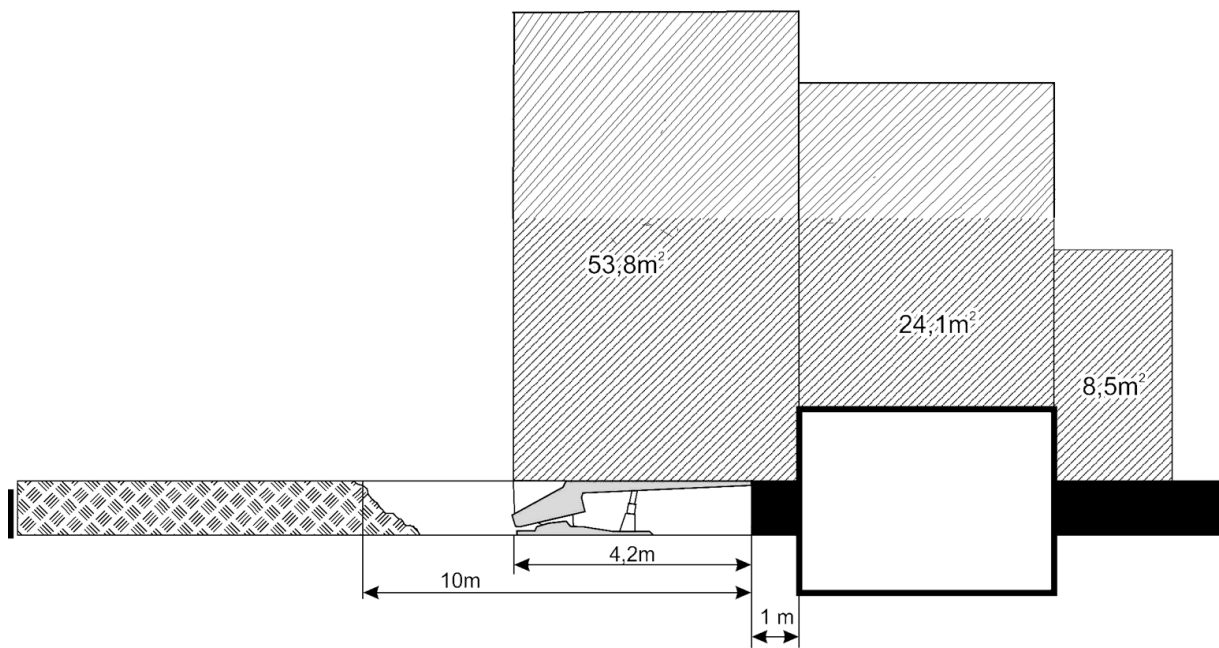


Рисунок. 2.41. Площі зон руйнування при наближенні лави до камери на відстань 1 м (розмір вироблення 10 м)

Площі зон руйнування над кріпленням лави і демонтажною камерою при наближенні вибою до демонтажної камери на відстань 5 м і 1 м і за умови, що розмір виробленого простору позаду вибою лави становить 20 м (критична, тобто найгірша ситуація, що передусє можливому осіданні основний покрівлі) представлені на рисунках 2.42 - 2.43.

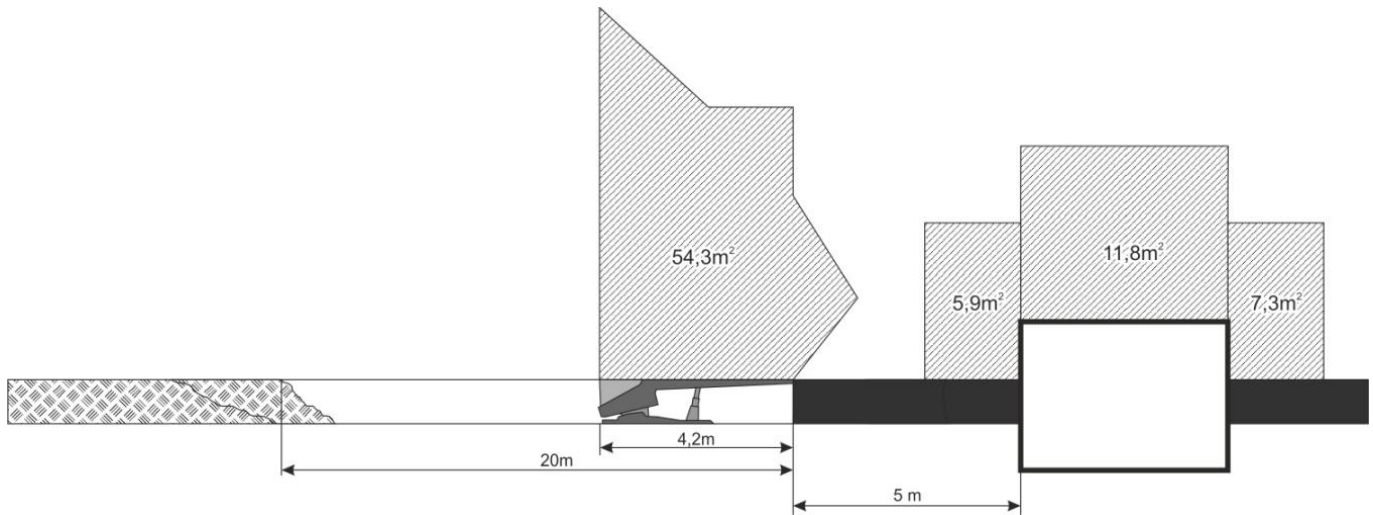


Рисунок. 2.42. Площі зон руйнування при наближенні лави до демонтажної камери на відстань 5 м (розмір вироблення 20 м)

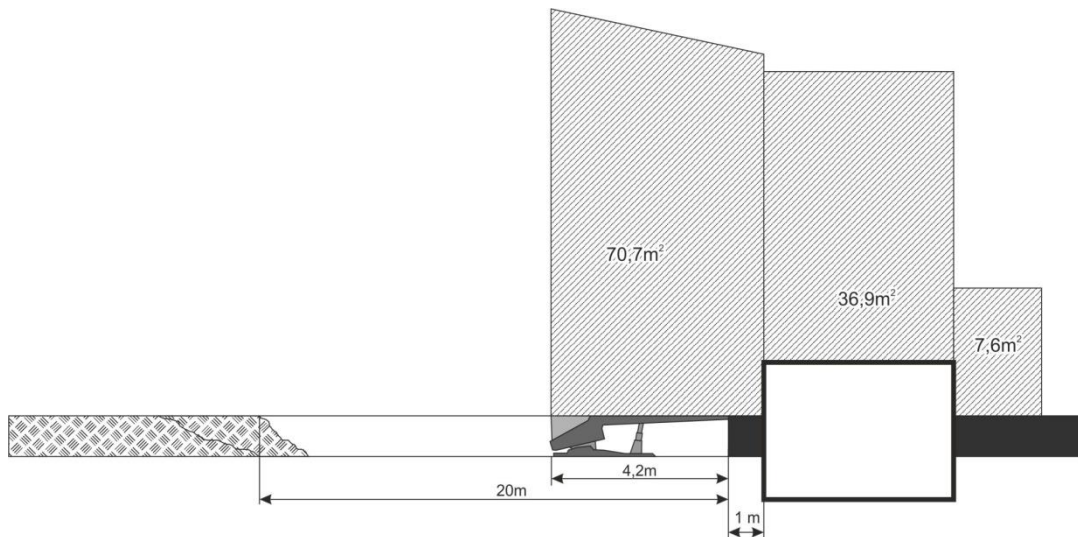


Рисунок. 2.43. Площі зон руйнування при наближенні лави до демонтажної камери на відстань 1 м (розмір вироблення 20 м)

2.4.3. Узагальнення результатів моделювання. Закономірності зростання навантаження на кріплення при підході забою лави до демонтажної камери.

Для узагальнення і аналізу результатів виконаного моделювання на рис. 2.44-2.45 показаний приріст навантаження на кріплення елементів системи «лава - ДК» в залежності від скорочення відстані від вибою лави до борта камери.

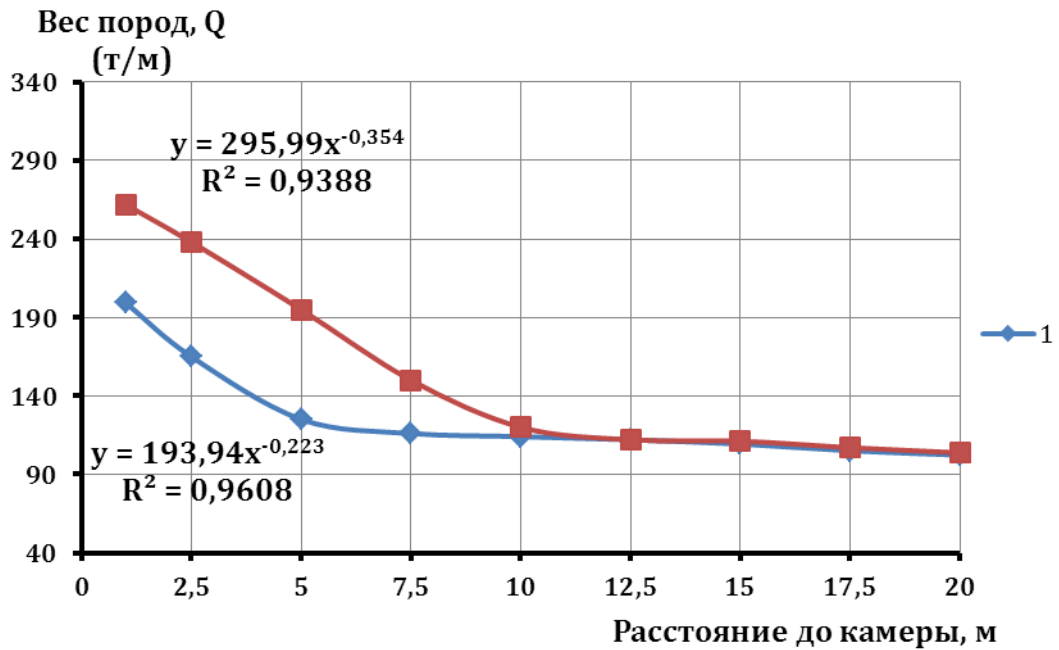


Рисунок. 2.44. Приріст навантаження на кріплення лави при наближенні лави до демонтажної камері: 1 - розмір оголення позаду забою 10 м; 2 - розмір оголення позаду забою 20 м

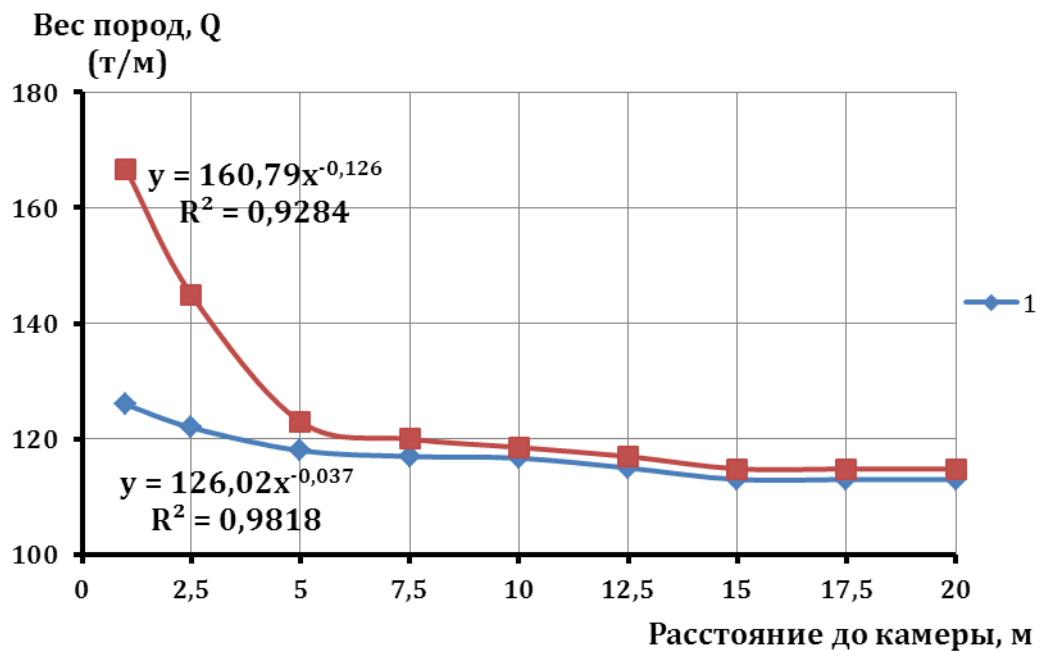


Рисунок. 2.45. Приріст навантаження на кріплення демонтажної камери при наближенні лави: 1 - розмір оголення позаду забою 10 м; 2 - розмір оголення позаду забою 20 м

Аналіз показує, що приріст навантаження на кріплення лави і камери має вигляд монотонно зростаючої функції. Істотне збільшення навантаження має місце при скороченні відстані між лавою і камерою до 10м. Найбільшою мірою приріст навантаження відбувається в ситуації, що передує посадці основної покрівлі. Найбільший тиск на кріплення лави і камери має місце, якщо момент посадки основної покрівлі збігається з моментом безпосереднього підходу камери до борту ДК.

На підставі виконаних і наведених вище розрахунків сформульовано залежність:

Розміри зони зруйнованих порід в покрівлі демонтажної камери зростають в експоненційній залежності від відстані між очисним забоєм лави і бортом демонтажної камери, що призводить до збільшення навантаження на кріплення виробки при безпосередньому підході лави до борту камери в 1,75 рази в порівнянні з її значенням поза зонами очисних робіт, що дозволяє проводити розрахунок елементів систем комбінованої кріплення.

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 2

1. Вироблений простір позаду очисного вибою лави і попередньо спорудженої демонтажної камери це вирішення складної Геомеханічної систему, вивчення станів якої можливо шляхом моделювання квазістатичного процесу зміни її параметрів.
2. Взаємний вплив елементів даної системи - виробленого простору лави і демонтажної камери - в гірничо-геологічних умовах шахти «Степова» стає значущим при скороченні відстані між забоєм лави і ДК до 12-15 м.
3. При підході лави до ДК переміщення в покрівлі складуть 0,78 м; в боках 0,6 м; в підшві 0,7 м. Загальне зменшення камери по висоті слід очікувати близько 1,4 м, а по ширині 0,8 м, причому з боку виробленого простору - не менше 0,6 м.
4. Переміщення контуру демонтажної камери збільшуються (з урахуванням розкиду даних) в 1,9 разів у порівнянні з ситуацією коли взаємовпливу лави і ДК не відчувається (20-25 м до підходу до камери).
5. Найбільший пік напружень попереду вибою лави має місце при наближенні лави до демонтажної камери на відстань 2 м і досягає 39 МПа, що в 3,8 рази перевищує вертикальну складову початкового поля напружень від ваги порід вищерозміщеної товщі. Очевидно, що під дією таких високих напруг цілик при підході лави буде зруйнований.
6. Внаслідок перерозподілу напружень попереду рухомого вибою лави змінюється форма і розмір зони руйнувань над виробленим простором лави і над ДК залежно від відстані між ними і кроку циклової посадки основної покрівлі.
7. При прямокутній формі камери в разі обвалення порід безпосередньо після пересування механізованого кріплення при підході лави до ДК на відстань 1м зони руйнування над виробленим простором лави і ДК зливаються, навантаження на кріплення лави становить 199 т/м, а на кріплення ДК - 125 т/м.

8. У найгіршому випадку, коли момент підходу лави до демонтажної камері прямокутної форми може збігтися з моментом посадки основної покрівлі, навантаження на кріплення лави складе 262 т / м, а на кріплення ДК – 167 т/м.

9. Приріст навантаження на кріплення лави і камери має вигляд монотонно зростаючої функції. Істотне збільшення навантаження має місце при скороченні відстані між лавою і камерою до 10м. Найбільшою мірою приріст навантаження відбувається в ситуації, що передує посадці основної покрівлі.

10. Величини навантаження на кріплення, отримані при чисельному моделюванні, можуть бути безпосередньо використані для розробки або уточнення паспорта кріплення демонтажної камери, а також для розробки заходів щодо посилення кріплення лави при підході її до демонтажної камері.

РОЗДІЛ ІІІ ОБГРУНТУВАННЯ КОШТОРИСНИХ ПАРАМЕТРІВ ПРОЕКТУ

3.1. Кошторисна документація

Кошторисна документація проекту спорудження демонтажної камери шахти «Степова» ПСП «ШУ Першотравенське» ПАТ «ДТЕК ПАВЛОГРАД-ВУГІЛЛЯ» містить договірну ціну, відомість ресурсів до неї, а також локальний кошторис.

Розрахунок параметрів економічного обґрунтування виконувався за допомогою програмного забезпечення «Будівельні технології - Кошторис 0510 Computer Logic Ltd.», версія 7.21, основою якого є ДСТУ Б. Д.1.1-1: 2013 «Правила визначення вартості будівництва» і ресурсні елементні кошторисні норми ДБН Д.2.2-35-99 «Гірничопрохідницькі роботи».

3.2. Графік організації будівництва

Темпи спорудження виробки визначається за формулою:

$$T_i = \frac{Q_i}{N \cdot n \cdot t \cdot n_{зг} \cdot k_n \cdot k};$$

де Q_i – кошторисна трудомісткість проведення виробки;

N – кількість робочих днів в місяці, 30,41 днів/місяць;

n – кількість прохідницьких і ремонтних змін на добу, 4 зм./доба;

t – тривалість зміни, 6 год.;

$n_{зг}$ – чисельний склад прохідницької ланки, в т.ч. гірничі майстри та електромеханіки - 7 люд.;

k_n – коефіцієнт перевиконання норм виробітку, 1,1;

k – коефіцієнт, який враховує долю трудомісткості робіт, які не відносяться безпосередньо до прохідницьких процесів (доставка матеріалів і обладнання, роботи на поверхні, монтаж-демонтаж обладнання, пуско-налагоджувані роботи), $k = 1,5 \dots 1,6$.

Таким чином, тривалість спорудження демонтажної камери:

$$T = \frac{16848}{30,41 \cdot 4 \cdot 6 \cdot 7 \cdot 1,1 \cdot 1,6} = 1,87 \text{ мес};$$

3.3. Розрахунок можливого економічного ефекту

Отримання економічного ефекту можливе за рахунок скорочення часу на 15 діб на введення в експлуатацію нової лави після демонтажу обладнання в демонтажній камері у порівнянні із проектною тривалістю демонтажу. За цей час щодобовий видобуток вугілля становитиме 3500 тон/добу. Загальна сума отриманого доходу при вартості вугілля 2600 грн за тону становитиме:

$$Д = 3\,500 \cdot 15 \cdot 2\,600 = 136\,500\,000 \text{ грн.}$$

При собівартості видобутку 1900 грн чистий прибуток становитиме:

$$П = 136\,500\,000 - 3500 \cdot 15 \cdot 1\,900 = 36\,750\,000 \text{ грн.}$$

Втім, витрати на проведення демонтажної камери також є додатковими витратами і мають бути враховані як додаткові втрати. Договірна ціна проведення камери становить 7 838 000 грн. Тому загальний економічний ефект від впровадження додаткового проведення демонтажної камери і скорочення строків становитиме:

$$Е = 36\,750\,000 - 7\,838\,000 = 28\,912\,000 \text{ грн.}$$

3.5. Основні техніко-економічні показники

Таблиця 3.1

Сумарні техніко-економічні показники

№ з/п	Показники	Од. вим.	Кількість
1	Договірна ціна	тис. грн	7 838,2
2	Кошторисна вартість будівництва. в т.ч.: прямі витрати заробітна плата	тис. грн	6 099,8 5 403,2 1 316,7
3	Трудомісткість	тис. люд. год.	16,9
4	Тривалість будівництва	міс.	1,87
5	Швидкість спорудження	м/міс.	160,4
6	Вартість спорудження	грн/м.	26 127
7	Продуктивність	м/люд. змін.	10,6

РОЗДІЛ 4 РЕКОМЕНДАЦІЇ ЩОДО ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ДЕ- МОНТАЖНІ КАМЕРИ

4.1. Обґрунтування схеми проведення демонтажної камери і демонтажу в ній обладнання механізованого комплексу щитового типу DBT 65/130

Вище, в роботі вказувалося, що особливістю 161-ої лави є те, що вона змонтована на базі механізованого комплексу струговою установки і лавного конвеєра фірми DBT (Німеччина), для ефективного використання якого ключовим є мінімізація витрат часу на допоміжні операції, пов'язаними з монтажними і демонтажними роботами.

В даний час демонтаж механізованих комплексів вітчизняного виробництва виконується за традиційною схемою, коли видача видобувної обладнання здійснюється безпосередньо в лаві, що істотно знижує ефективність всього комплексу гірничо-видобувних робіт.

Існуюча технологія передбачає виконання таких операцій. При закінченні відпрацювання лави, проводиться її постановка під демонтаж з повним перекриттям покрівлі дошкою суцільно і збільшенням виймаємо потужності при підході лави на відстань 14-16 м до місця демонтажу. При виїмці останньої стружки вугілля привід і секції кріплення не доходять до площини забою на відстані 0.8 м. Діагонально на секції механізованого кріплення виробляють заведення брусів під кутом 55° відповідно до схеми подальшого транспортування. Далі виконується зняття підтискної консолі, розворот секції і подальше її транспортування вздовж лінії вибою лави. Слід зазначити, що незважаючи конструктивну можливість такого маневру для вітчизняних комплексів, розворот секцій є найбільш небезпечним технологічним процесом, хоча й дозволяє мінімізувати ризик і травматизм при вимушених технологічних операціях в обмеженому просторі лави.

Комплекси зарубіжного виробництва щитового типу сконструйовані таким чином, що підтискний верхняк кріплення має цільну литу конструкцію, в результаті чого відсутня висувна і підтискаюча консолі. Це виключає можли-

вість її зняття в підземних умовах шахти. При цьому загальна довжина секції ДВТ в зібраному стані становить 5,1 м, що не дозволяє завести дерев'яні бруси на механізоване кріплення і забезпечити необхідну безпеку робіт.

У зв'язку з неможливістю застосування звичайної схеми демонтажу для 161-ої лави, виникла необхідність проведення додаткових заходів. Одним з найбільш прийнятних рішень, які дозволять скоротити час демонтажу механізованого комплексу і забезпечити безпеку праці робітників, є попереднє проведення демонтажної камери поза зоною очисних робіт.

Обґрунтування параметрів проведення та кріплення камери для демонтажу стругового комплексу з урахуванням можливих негативних проявів гірського тиску попереду очисного вибою лави є складною науковою задачею, рішення якої виконувалося шляхом чисельного моделювання та описано вище. Основними величинами, визначальними розрахунок елементів кріплення і заходи з охорони даної виробки є навантаження на кріплення і зміщення контуру виробки.

4.2. Заходи безпеки при проведенні демонтажної камери

1. Для підтримки породного масиву з аргілітів та алевролітів в кровлі демонтажної камери встановлюються металеві анкери в кількості 5 шт, між металевими прогонами з СВП-22 з кроком установки 1,0м.

2. Для створення жорсткої бази металеві прогони з СВП-22 встановлені в демонтажній камері, через 1,0м «пришиваються» металевими анкерами.

3. Канатні анкери глибокого закладення встановлюються між металевими прогонами в шаховому порядку з кроком установки 1,0м.

4. При підході стругової лави до демонтажної камери необхідно враховувати і те, що найбільша небезпека втрати стійкості порід покрівлі над демонтажною камерою, виникне в момент втрати несучої здатності цілика між очисним вибоєм лави і демонтажною камерою.

5. В цей момент швидкість зсуву порід покрівлі збільшується в кілька разів і покрівля зміщується в режимі заданих деформацій до тих пір, поки не отримає опору на почву, через обвалені породи в завальній частини лави.

6. При розрахунку вертикального гірського тиску необхідно враховувати і опорний тиск попереду лави, яке переміщається в сторону демонтажної камери і створить додаткове опорний тиск над демонтажною камерою і спільно з розрахунковим вертикальним тиском навантаження на прямокутну кріплення в демонтажній камері яка дорівнює 429 т.

7. Такий розвиток в покрівлі розшарованих порід і відповідно його тиск на кріплення виробки, відбудеться в разі відсутності відповідного посилення кріплення.

8. Крім того, при розвитку зони зруйнованих порід в кровлі, необхідно враховувати вплив випереджаючого опорного тиску в зоні ведення очисних робіт лави, при підході до демонтажної камери.

9. З наведених розрахунків і розрахункової величини вертикального гірського тиску який дорівнює 4290 кН або 429 т, необхідно виконати посилення кріплення, яке забезпечить необхідну відсіч опорного тиску, як з боку покрівлі виробки, так і з боку опорного тиску лави.

10. Ділянка демонтажного штреку підлягає посиленню, визначається довжиною лави, крім того необхідно врахувати розвиток опорного тиску, в масиві по сторонам від виймальних стовпа.

11.Посилення кріплення демонтажної камери доцільно виконати до її потрапляння в зону впливу очисного вибою, яка може становити від 50-100м.

12.Встановлення підсилення додаткового кріплення, необхідно зробити під час проведення демонтажної камери, поза зоною ведення очисних робіт.

4.3. Необхідні заходи безпеки при підході лави до демонтажної камери

1. За 10 м до підходу 161 лави до демонтажної камери необхідно по всій її довжині обтягнути замки в підтримуючих стійках посилення із СВП-22;

2. Деформовані і які втратили свою несучу здатність дерев'яні стійки повинні бути замінені по всій виробки демонтажної камери.

3. За 5,0м до підходу до демонтажної камери, знаходження людей в демонтажній камері строго заборонено, в разі збільшення швидкості зсуву порід покрівлі над демонтажним штреком і небезпеці деформації комбінованого кріплення і в зв'язку з різким збільшенням вертикального опорного тиску.

4. Ці додаткові заходи безпеки необхідно зробити, так як відсутній досвід робіт на шахті «Степова» при підході лави до попередньо пройденої демонтажної камері прямокутної форми і які при цьому можуть відбутися зміни і деформації в самій демонтажній камері.

4.4. Розрахунок випереджаючого опорного тиску і вертикального навантаження на механізоване кріплення DBT, при лави до демонтажної камери

В даний час відсутня розроблена нормативна документація дозволяє розрахувати навантаження на кріплення при підході очисного вибою до попередньо пройденої демонтажної камери.

Розрахунок максимального навантаження на механізоване кріплення і демонтажну камеру, повинен виконуватися для механізованого кріплення і виробки демонтажної камери спільно.

1. Фактичне навантаження з боку опорного тиску на демонтажну камеру гор. 330 м при підході до неї 161 лави, складе:

$$Q_1 = 111\text{т} = 1110 \text{ кН}$$

2. З урахуванням динамічного коефіцієнта навантаження на демонтажні камеру складе:

$$Q_2 = Q_1 \cdot k_d = 111 \text{ т} \cdot 2 = 222 \text{ т} = 2220 \text{ кН}$$

За стандартом [108] (таблиця 4.2 стор.7) застосовується коефіцієнт динамічності має дорівнювати $k_d=2$, з огляду на швидкість зміщення породного масиву і збільшення опорного тиску в утворилася єдиної геомеханічної системі при підході 161-ої лави до демонтажної камери.

3. Сумарний відпор підтримуючого кріплення посилення встановленої в демонтажній камері повинен залишати не менше.

$$P = 222 \text{ т} = 2220 \text{ кН}$$

4. Розрахунок робочого опору та відсічі дерев'яних стійок встановлюються в демонтажній камері 161-ої лави під металевий прогін з СВП-22.

4.1. Визначимо несучу здатність дерев'яної стійки встановленої під металевий прогін з СВП-22 ($\phi = 0,22 \text{ м}$; $L = 2,8 \text{ м}$);

$$\delta_{\text{кр } 1} = 293 - 7,76 \cdot \frac{l}{d} = 293 - 7,76 \cdot \frac{280}{22} = 194,2 \text{ кг/см}^2$$

де: $\delta_{\text{кр } 1}$ – критичне напруження стиснення;

293 – межа міцності на стиск для деревини (суха сосна), кг/см^2 ;

l – довжина стійки, см ;

d – діаметр стійки, см .

4.2. Максимальне навантаження на дерев'яну стійку визначається з виразу.

$$P_c = \frac{\delta \cdot F}{k} = \frac{194,2 \cdot 380}{2} = 37 \text{ т}$$

де: $k = 2$ – коефіцієнт запасу міцності без повторного використання;

F – площа поперечного перерізу дерев'яної стійки, см^2 .

$$F = \frac{\pi \cdot d^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 22^2}{4} = 380 \text{ см}^2$$

4.3. Сумарна несуча здатність дерев'яного кріплення.

$$P_{\text{ст}} = 2 \cdot P_c = 2 \cdot 37 = 74 \text{ т}$$

де: 2 – кількість встановлюваних дерев'яних стійок під металевий прогін з СВП-22;

37 т – робоче розрахунковий опір дерев'яної стійки ($l = 2,8 \text{ м}$; $\phi = 0,22 \text{ м}$);

5. Максимальний відсіч дерев'яних і металевих стояк на 1 п. м. В демонтажної камери гор. 330м:

$$P_{\text{кр}} = \frac{(P_{\text{м}} \cdot 2) + P_{\text{ст}}}{0,5} = \frac{(40 \cdot 2) + 74}{0,5} = 308 \text{ т}$$

де: 0,5 м – крок установки дерев'яних і металевих стояків;

40 т – робочий опір металевої стійки посилення з СВП-22.

6. Максимальний відсіч механізованого кріплення DBT на 1 п. м.

$$P_{\text{кр}} = \frac{P_{\text{р.с}}}{1,5} = \frac{278,9}{1,5} = 185,9 \text{ т}$$

де: 1,5 м – крок установки механізованого кріплення;

278,9 т – робоче опір однієї секції кріплення DBT.

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 4

1. Таким чином загальний відсіч дерев'яних і металевих стійок посилення із СВП-22 встановлених в демонтажній камері під металевий прогін з СВП-22 під час її проведення і підходу до неї лави, витримає вертикальне навантаження в утворилася єдиної геомеханічної зоні випереджаючого опорного тиску з боку лави.

2. При демонтажі секцій механізованого кріплення в лаві і демонтажній камері, її максимальний опір з боку навантажувати гірського масиву виключить посадку механізованого кріплення на «жорстку базу», її «перекидання» щодо вертикальній площині пласта в лаві, а також деформацію і руйнування підтримує кріплення встановленої в демонтажній камері

493, 2 > 429 Умова підтримки виконується

де: **493, 2 т** – відсіч підтримуючої кріплення посилення встановленої в демонтажній камери.

429 т – вертикальне гірське тиск, що утворилася над демонтажною камерою в результаті об'єднання зон непружних деформацій і вертикального опорного тиску з боку лави при підході до демонтажної камери.

Схема епюри тиску показує, що найбільший тиск припадає на борт виробки демонтажної камери, яка направлена в сторону руху очисного вибою лави.

Тому для перерозподілу гірського тиску необхідно дві металеві стійки посилення із СВП-22, змістити в сторону найбільшого тиску (тобто в бік руху лави).

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

1. Єдиною галуззю в паливо-економічному комплексі, яка при відповідному розвитку може повністю задовольнити потребу в паливі всього народного господарства, комунально-побутових споживачів та населення України за рахунок власних ресурсів, є вугільна промисловість.

2. Нарощування обсягів видобутку поряд з впровадженням нової техніки передбачає і скорочення термінів введення її в експлуатацію за рахунок раціоналізації та інтенсифікації підготовки виїмкових ділянок. Підвищення ефективності роботи добувних обладнання можна виконати за рахунок скорочення термінів демонтажу очисного комплексу. Одним з перспективних рішень є попереднє спорудження демонтажних камер, поза зоною очисних робіт.

3. Вироблений простір позаду очисного вибою лави і попередньо спорудженої демонтажної камери це вирішення складної геомеханічної системи, вивчення станів якої можливо шляхом моделювання квазістатичного процесу зміни її параметрів.

4. Взаємний вплив елементів даної системи - виробленого простору лави і демонтажної камери - в гірничо-геологічних умовах шахти «Степова» стає значущим при скороченні відстані між забоем лави і ДК до 12-15 м.

5. При підході лави до ДК переміщення в покрівлі складуть 0,78 м; в боках 0,6 м; в підшві 0,7 м. Загальне зменшення камери по висоті слід очікувати близько 1,4 м, а по ширині 0,8 м, причому з боку виробленого простору - не менше 0,6 м.

6. Переміщення контуру демонтажної камери збільшуються (з урахуванням розкиду даних) в 1,9 разів у порівнянні з ситуацією коли взаємовпливу лави і ДК не відчувається (20-25 м до підходу до камери).

7. Найбільший пік напружень попереду вибою лави має місце при наближенні лави до демонтажної камери на відстань 2 м і досягає 39 МПа, що в 3,8 рази перевищує вертикальну складову початкового поля напружень від ваги

порід вищерозміщеної товщі. Очевидно, що під дією таких високих напруг цілик при підході лави буде зруйнований.

8. Внаслідок перерозподілу напружень попереду рухомого вибою лави змінюється форма і розмір зони руйнувань над виробленим простором лави і над ДК залежно від відстані між ними і кроку циклової посадки основної покрівлі.

9. При прямокутній формі камери в разі обвалення порід безпосередньо після пересування механізованого кріплення при підході лави до ДК на відстань 1 м зони руйнування над виробленим простором лави і ДК зливаються, навантаження на кріплення лави становить 199 т/м, а на кріплення ДК - 125 т/м.

10. У найгіршому випадку, коли момент підходу лави до демонтажної камері прямокутної форми може збігтися з моментом посадки основної покрівлі, навантаження на кріплення лави складе 262 т / м, а на кріплення ДК – Величини навантаження на кріплення, отримані при чисельному моделюванні, можуть бути безпосередньо використані для розробки або уточнення паспорта кріплення демонтажної камери, а також для розробки заходів щодо посилення кріплення лави при підході її до демонтажної камері.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Возможный сценарий мирового энергетического развития .VII- Московский Международный Форум «Энергетика и Общество» 14 декабря 2005 г. Доступно з <<http://civilg8.ru/ngo/6449.php>>.
2. К 2030 году мировой спрос на энергию увеличится на 39%, - BritishPetroleum. Доступно с <http://focus.ua/economy/215765/>
3. Полтавец В.И., Грядущий Б.А., Майдунок Г.Л. Альтернативы реформирования угольной промышленности Украины// Уголь. – 2008. - №7. – С. 10-16.
4. Артемьев В.Б. Перспективы струговой выемки угля// Уголь. - 2004. - № 3. - С. 9.
5. Ходырев Е.Д., Филатов В.Ф., Анциферов В.А. Механизированная- выемка тонких пластов// Наукові праці УкрНДМІ НАН України, – 2008 – № 2. – С 156 – 162
6. Понамаренко В.В. Струговая выемка – перспективное направление по преодолению энергетического кризиса в Украине// Уголь Украины. – 1997. - №1. С. 26-28.
7. Борзых А.Ф., Сафонов В.И. Обеспечение устойчивости демонтажной камеры до извлечения механизированной крепи // Уголь Украины, 2006. №7. – С. 20-23.
8. Технологические схемы монтажа и демонтажа оборудования механизированных комплексов в условиях шахт ОАО «Павлоградуголь». Донецк, 2008. 201 с.
9. Руководство по безопасному производству монтажно-демонтажных работ механизированных комплексов// Углемеханизация. – Луганск, 2001.
10. Халимендик Ю.М. Геомеханический мониторинг состояния демонтажной камеры в условиях ПСП шахты «Степная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» / А.В. Мартовицкий, Н.С. Еремин, В.И. Жильский, Ю.М. Халимендик,

К.В. Кравченко // Матеріали міжнар. конф. «Форум гірників - 2011», 12-15 жовт. 2011 р. Геомеханіка і геотехніка. Будівництво і експлуатація підземних споруд. Шляхи розвитку маркшейдерсько-геодезичних робіт. – Д.: ДВНЗ «НГУ», 2011. – С. 34-42.

11. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок / В.В. Виноградов. – Киев: Наук. думка, 1989. – 192 с.

12. Кошелев К.В. Охрана и ремонт горных выработок / К.В. Кошелев, Ю.А. Петренко, А.О. Новиков. – М.: Недра, 1990. – 218 с.

13. Заславский Ю.З. Расчет параметров крепи выработок глубоких шахт / Ю.З. Заславский, А.Н. Зорин, И.Л. Черняк. – К.: Техника, 1972.– 156 с.

14. Руппель У. Поддержание базисных выработок при подходе к ним или развитию от них лав » // Глюкауф. – 1990. - № 7/8. – С. 14-21.

15. Усаченко Б.М. Свойства пород и устойчивость горных выработок. – К.: «Наук. думка», 1979. – 135 с.

16. Комиссаров С.Н. Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок. - М.: Недра, 1983. - 237 с.

17. Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок: Справочник. - М.: Недра, - 1989. – 571 с.

18. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах // Вопросы теории горного давления. - М.: Госгортехиздат, 1961. - С.59-164.

19. Либерман Ю.М. Естественное напряженное состояния массива горных пород // Вопросы прочности подземных сооружений. - Труды ВНИИСТ. - 1962. -Вып.12. -С.15-18.

20. Шашенко А. Н. Устойчивость подземных выработок в неоднородном породном массиве. – Дис. ... д-ра техн. наук. – Днепропетровск, 1988. – 507 с.

21. Шашенко А.Н., Хозяйкина Н.В. Закономерности обрушения пород кровли при отработке горизонтальных пластов угля длинными очистными забоями // Межведомственный сборник научных трудов. Выпуск 61. Институт

геотехнической механики НАН Украины им. Н.С. Полякова. Днепропетровск, 2006. С 115-124.

22. Цимбаревич П.М. Величина горного давления в горизонтальной выработке / П.М. Цимбаревич // Горный журнал. – 1933. - № 3. – С. 27-34.

23. Цимбаревич П.М. Рудничное креплением / П.М. Цимбаревич. – М.: Углетехиздат, 1948. – 247 с.

24. Цимбаревич П.М. Механика горных пород / П.М. Цимбаревич. – М.: Углетехиздат, 1959. – 608 с.

25. Сдвижкова Е.А. Устойчивость подземных выработок в структурно-неоднородном породном массиве со случайно распределенными свойствами: Дис...докт.техн.наук: 05.15.11. – Днепропетровск, 2002. – 410 с.

26. Сдвижкова Е.А. Численный анализ работы металлической рамной крепи в условиях случайного нагружения // Горный информационный аналитический бюллетень. – 1997. – № 4. – С. 163-166.

27. Виноградов В.В. Геомеханика разрушения предельно напряженных пород приконтурной зоны горных выработок: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.09 / Виноградов Виктор Владимирович. – Днепропетровск, 1988. – 35 с.

28. Hoek E. (2002). Practical Rock Engineering. London: Institution of Mining and Metallurgy. pp. 325.

29. Cook H.G.W., Hoek E. Rock mechanics Applying to the Study of Rock bursts.– J. of the South A.J. of Min. and Met.– 1966.– P.435-528.

30. Сідельников О.А. Обґрунтування технологічних параметрів відпрацювання виїмкових стовпів на основі просторової моделі стійкості шаруватого вуглевмісного масиву.: Дис....канд. техн. наук: -Днепропетровск, 2010. - 187 с.

31. Зубов В.П. Особенности деформирования пород кровли на концевых участках лав // Уголь. -1985. - №5. -С. 48-52.

СОУ 10.100185790.011:2007. Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, спосіб і засіб охорони. Мінвуглепром України. Київ. 2007. С. 114.

ДОДАТКИ

