

ДВНЗ «Донецький Національний Технічний Університет»

(повне найменування інституту, назва факультету)

Факультет «Гірничий»

(повне найменування інституту, назва факультету)

Кафедра «Управління гірничим виробництвом»

(повна назва кафедри)

«До захисту допущено»

Завідувач кафедри

_____/Ляшок Я.О/
(підпис) (ініціали, прізвище)
« ____ » _____ 2020 р.

ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

магістр

(освітньо-кваліфікаційний рівень)

на тему: *Геомеханічне обґрунтування параметрів обвалення покрівлі при ведення очисних робіт в складних гірничо-геологічних умовах*

Виконав: студент 2 курсу, групи ОПГм-19і
(шифр групи)

напряму підготовки (спеціальності) 184 «Гірництво», спеціалізація

«Охорона праці»

(шифр і назва напряму підготовки, спеціальності)

Болбат Дмитро Миколайович

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Керівник доцент, к.т.н. Бачурін Л.Л.

(посада, науковий ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали)

(підпис)

Рецензент _____

(посада, науковий ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали)

(підпис)

Засвідчую, що у цій дипломній роботі немає запозичень з праць інших авторів без відповідних посилань.

Студент _____
(підпис)

Покровськ – 2020 р.

ДВНЗ «Донецький Національний Технічний Університет»
 Факультет Гірничий
 Кафедра Управління гірничим виробництвом
 Освітньо-кваліфікаційний рівень (освітній ступінь) Магістр
 Напрямок підготовки (спеціальність) 184 Гірництво
 (шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ:
 Завідувач кафедри

_____/Ляшок Я.О/
 (підпис) (ініціали, прізвище)
 “ ” 2020 р.

ЗАВДАННЯ НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРУ

Болбат Дмитро Миколайович
 (прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема проекту (роботи) Геомеханічне обґрунтування параметрів обвалення покрівлі при ведення очисних робіт в складних гірничо-геологічних умовах

керівник проекту (роботи) Бачурін Леонід Леонідович, к.т.н
 (прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
 затверджені наказом від № _____ “ ” _____ 2020 року

2. Строк подання студентом проекту (роботи) “ ” _____ 2020 року

3. Вихідні дані до проекту (роботи) матеріали переддипломної практики

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) 1. Аналіз причин аварій пов'язаних з обваленням покрівлі в очисних вибоях 2. Шахтні спостереження за обваленням основної покрівлі при відробки пласта d₄ ШУ «Покровське» 3. Лабораторні дослідження руйнування гірських порід. 4. Чисельні дослідження напружено-деформованого стану гірських порід під навантаженням 5. Обґрунтування ефективного способу керування покрівлею для безпечного ведення очисних робіт в складних гірничо-геологічних умовах.

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) рисунки, графіки, фото процесів моделювання.

6. Консультанти розділів проекту (роботи)

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв

7. Дата видачі завдання “ ____ ” ____ 2020 року

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
1.	<i>Аналіз причин аварій пов’язаних з обваленням покрівлі в очисних вибоях</i>	<i>22.09.20</i>	<i>Виконано</i>
2.	<i>Шахтні спостереження за обваленням основної покрівлі при відробки пласта d₄ ШУ «Покровське»</i>	<i>05.10.20</i>	<i>Виконано</i>
3.	<i>Лабораторні дослідження руйнування гірських порід</i>	<i>15.10.20</i>	<i>Виконано</i>
4.	<i>Чисельні дослідження напружено-деформованого стану гірських порід під навантаженням</i>	<i>05.11.20</i>	<i>Виконано</i>
5.	<i>Обґрунтування ефективного способу керування покрівлею для безпечного ведення очисних робіт в складних гірничо-геологічних умовах</i>	<i>25.11.20</i>	<i>Виконано</i>
6.	<i>Оформлення роботи і підготовка до захисту</i>	<i>02.12.20</i>	<i>Виконано</i>
7.			
8.			
9.			
10.			

Студент _____ *Болбат Д.М.*
 (підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник проекту (роботи) _____ *Бачурін Л.Л.*
 (підпис) (прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Болбат Д.М. Геомеханічне обґрунтування параметрів обвалення покрівлі при ведення очисних робіт в складних гірничо-геологічних умовах / Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «магістр» за спеціальністю 184 «Гірництво» (спеціалізація «Охорона праці в гірництві»). – ДВНЗ ДонНТУ, Покровськ, 2020.

Метою роботи є геомеханічне обґрунтування параметрів обвалення покрівлі при ведення очисних робіт в складних гірничо-геологічних умовах.

Ідея роботи полягає в використанні у якості критерію руйнування і обвалення порід основної покрівлі коефіцієнту інтенсивності напруження.

У результаті проведених лабораторних експериментів отримані результати в'язкості руйнування, питомої енергії тріщино-утворення для пісковика.

Вперше встановлені залежності кроку обвалення основної покрівлі з урахуванням трищіностійкості порід. Вперше встановлена залежність висоти розшарування з урахуванням трищіностійкості порід. Вперше представлена методика по визначення часу руйнування порід покрівлі з урахуванням трищіностійкості порід.

Ключові слова: пісковик, основна покрівля, тріщиностійкість, в'язкість руйнування, час руйнування порід покрівлі, висота розшарування, питома енергія тріщино-утворення.

SUMMARY

Bolbat D.M. Geomechanical substantiation of roof collapse parameters during cleaning works in difficult mining and geological conditions / Graduation qualification work for the degree of "Master" in specialty 184 "Mining" (specialization "Occupational Safety in Mining"). - SHEE DonNTU, Pokrovsk, 2020.

The purpose of the work is a geomechanical substantiation of the parameters of the roof collapse during the cleaning works in difficult mining and geological conditions.

The idea of the work is to use as a criterion for the destruction and collapse of the rocks of the main roof stress factor.

As a result of laboratory experiments, the results of fracture toughness, specific energy of crack formation for sandstone were obtained.

For the first time the dependences of the collapse step of the main roof taking into account the crack resistance of rocks have been established. For the first time the dependence of the height of stratification taking into account the crack resistance of rocks was established. For the first time the technique on definition of time of destruction of breeds of a roof taking into account crack resistance of breeds is presented.

Key words: sandstone, main roof, crack resistance, fracture toughness, time of destruction of roof rocks, height of stratification, specific energy of crack formation.

ЗМІСТ

ВСТУП	8
1. АНАЛІЗ ПРИЧИН АВАРІЙ ПОВ'ЯЗАНИХ З ОБВАЛЕННЯМ ПОКРІВЛІ В ОЧИСНИХ ВИБОЯХ.....	10
1.1. Небезпеки, що виникають при обваленні гірських порід і вугілля.....	10
1.2. Вплив гірничо-геологічних факторів на стійкість покрівлі	12
1.3. Класифікації порід покрівлі по обваленню і стійкості	16
1.4. Теоретичні аспекти механіки руйнування	21
2. ШАХТНІ СПОСТЕРЕЖЕННЯ ЗА ОБВАЛЕННЯМ ОСНОВНОЇ ПОКРІВЛІ ПРИ ВІДРОБКИ ПЛАСТА d ₄ ШУ «ПОКРОВСЬКЕ».....	27
2.1. Гірничо-геологічна характеристика умов відробки лав пласта d ₄ блоку №10	27
2.2. Спостереження за обваленням основної покрівлі у лавах блоку №10	35
3. ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД.....	38
3.1. Підготовка та проведення експерименту	38
3.2. Визначення показників тріщиностійкості (в'язкості руйнування) зразків пісковику	41
3.3. Визначення питомої поверхневої енергії руйнування зразків пісковику	45
3.4. Аналіз результату дослідження руйнування зразків пісковику	50
4. ЧИСЕЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПІД НАВАНТАЖЕННЯМ	52
4.1. Методика чисельного моделювання напружено-деформованого стану гірських порід під навантаженням	52
4.2. Чисельні дослідження напружено-деформованого стану зразків порід з тріщиною	55
5. ОБҐРУНТУВАННЯ ЕФЕКТИВНОГО СПОСОБУ КЕРУВАННЯ ПОКРІВЛЕЮ ДЛЯ БЕЗПЕЧНОГО ВЕДЕННЯ ОЧИСНИХ РОБІТ В	

СКЛАДНИХ ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВАХ	61
5.1. Обґрунтування способу прогнозу руйнування і обвалення порід покрівлі	61
5.2. Розробка методу прогнозу руйнування і обвалення порід важкокерованої покрівлі	65
5.2.1. Обґрунтування параметрів обвалення основної покрівлі з урахуванням тріщиностійкості тріщини розколювання	65
5.2.2. Обґрунтування параметрів обвалення основної покрівлі з урахуванням тріщиностійкості тріщин розшарування	69
5.3. Обґрунтування часу руйнування основної покрівлі	70
5.2. Застосування прогнозу руйнування і обвалення порід покрівлі	71
5.3. Фізичне моделювання деформування кострів та бутокострів під навантаженням	76
5.4. Чисельне моделювання для обґрунтування способу керування покрівлею у очисному вибою	79
6. ЕКОНОМІЧНЕ ОБҐРУНТОВУВАННЯ ЗАХОДІВ	87
6.1. Об'єм інвестицій, необхідних для здійснення проекту	87
6.2. Розрахунок чисельності трудящих	87
6.3. Розрахунок показників продуктивності праці на вихід і за місяць	89
6.4. Визначення витрат шахти	90
6.5. Техніко-економічні показники шахти	91
6.7. Річний економічний ефект від впроваджених заходів	92
ВИСНОВКИ	93
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ	95

ВСТУП

Актуальність роботи. На сьогодні, зі збільшенням глибини розробки значно погіршилися гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови ведення очисних робіт. В таких умовах, при відпрацюванні лави все частіше над пластом залягають шари важкокерованої покрівлі. Недостатня вивченість поведінки гірничого масиву над виробленим простором, при веденні очисних робіт в складних гірничо-геологічних умовах, є однією з основних причин непередбаченого обвалення покрівлі у очисних вибоях. Обвалення покрівлі, представленої потужними міцними пісковиками або слабкими глинистими сланцями, у привибійній частині лави веде до її зупинки і втрати видобутку вугілля. Додатково на процеси обвалення покрівлі впливає їх природна тріщинуватість, яка формує з породних шарів структурні блоки. І чим глибше і міцніше шари порід, тим більші їх розміри. Таким чином, ведення очисних робіт на таких пластах передбачає ряд додаткових заходів щодо управління покрівлею, які необхідні для стабільної й безпечної роботи видобувної дільниці, а також потребує подальших досліджень процесу зрушення вуглепородного масиву. Тому, геомеханічне обґрунтування параметрів обвалення покрівлі при ведення очисних робіт в складних гірничо-геологічних умовах є актуальним завданням.

Мета і задачі дослідження. Метою роботи є геомеханічне обґрунтування параметрів обвалення покрівлі при ведення очисних робіт в складних гірничо-геологічних умовах.

Для досягнення поставленої мети у роботі сформульовані наступні задачі:

- 1) Аналіз причин аварій пов'язаних з обваленням покрівлі в очисних вибоях;
- 2) Шахтні спостереження за обваленням основної покрівлі при відробки вугільного пласта;
- 3) Лабораторні дослідження руйнування гірських порід;
- 4) Чисельні дослідження напружено-деформованого стану гірських порід

під навантаженням;

- 5) Обґрунтування ефективного способу керування покрівлею для безпечного ведення очисних робіт в складних гірничо-геологічних умовах.

Ідея роботи полягає в використанні у якості критерію руйнування і обвалення порід основної покрівлі коефіцієнта інтенсивності напруження.

Об'єкт дослідження. Процес руйнування і обвалення порід покрівлі очисного вибою при веденні очисних робіт в складних гірничо-геологічних умовах.

Предмет дослідження. Породи безпосередньої і основної покрівлі.

Методи дослідження: Для вирішення поставлених задач використані наступні методи дослідження: шахтні спостереження за обваленням основної покрівлі при відробки пласта, метод лабораторних досліджень в'язкості руйнування гірських порід; метод кінцевих елементів для чисельного моделювання напружено-деформованого стану порід під навантаженням; метод фізичного моделювання; метод кореляційно-регресійного аналізу даних.

Новизна роботи:

1. Вперше встановлені аналітичні залежності кроку обвалення основної покрівлі при складних гірничо-геологічних умовах з урахуванням тріщиностійкості порід.
2. Вперше встановлена аналітична залежність висоти розшарування з урахуванням тріщиностійкості порід.
3. Вперше представлена методика по визначенню часу руйнування порід покрівлі з урахуванням тріщиностійкості порід.

1. АНАЛІЗ ПРИЧИН АВАРІЙ ПОВ'ЯЗАНИХ З ОБВАЛЕННЯМ ПОКРІВЛІ В ОЧИСНИХ ВИБОЯХ

1.1. Небезпеки, що виникають при обваленні гірських порід і вугілля

Під час ведення гірничих робіт підземним способом, коли в гірському масиві проводяться гірничі виробки і здобувається корисна копалина – вугілля з утворенням порожнин, завжди доводиться рахуватися з проявом гірського тиску і можливістю обвалів і обвалень [1].

Для гірників, що перебувають під землею завжди існує потенційна небезпека травмування при обвалах і обваленнях покрівлі.

Запобігання небезпеки травмування людей в шахтах забезпечується належним кріпленням гірничих виробок і вибоїв, раціональним управлінням гірським тиском, профілактикою і прогнозом гірського тиску, виведенням робітників з небезпечних зон завчасно перед очікуваним обваленням і посадкою покрівлі, а також застосуванням індивідуальних засобів захисту, голови, тіла і ніг. Шахтар під землею завжди повинен знаходитися в захисній касці, в спеціальному спецодязі і взутті.

Однак статистичні дані свідчать про те, що обвали і обвалення є найбільш частими аваріями при розробці родовищ підземним способом. В шахтах щорічно відбувається в середньому до 40 обвалів і обвалень із загибеллю або травмуванням людей. Від обвалів і обвалень щорічно гине в шахтах більше сотні гірників. Крім смертельних травм, відбуваються травми різного ступеня тяжкості, в тому числі порушеннями хребта, що приводять до інвалідності постраждалих або потребують тривалого лікування.

В основі природних причин обвалів і обвалень лежить:

- різноманіття гірничо-геологічних умов;
- різноманіття прояву гірського тиску і прояв раптового його збільшення;
- відсутність надійних і достовірних методів прогнозу і виявлення показників гірського тиску для використання їх в розрахунках

кріплення і методів управління гірським тиском.

До цього слід додати інженерні розрахунки при розробці паспортів кріплення і управління покрівлею, їх недотримання або порушення в процесі ведення гірничих робіт.

В актах розслідування аварій, пов'язаних з обвалами і обваленнями, відзначаються різноманітні причини таких аварій:

- недотримання або порушення паспортів кріплення;
- ведення гірничих робіт в зоні непередбачуваних тріщин кліважу порід безпосередньої покрівлі;
- недостатня стійкість металевого кріплення;
- відсутність тимчасового кріплення;
- залишення за кріпленням незакладених пустот;
- невідповідність кріплення гірничо-геологічними умовами;
- недостатнє опір кріплення;
- недостатня щільність кріплення;
- порушення розробленої технології виїмки вугілля;
- несвоєчасне застосування заходів щодо посилення кріплення;
- відсутність в паспорті виїмкової ділянки спеціальних заходів з управління гірським тиском і кріпленням;
- раптова посадка основної покрівлі;
- наявність геологічних порушень в масиві або в пласті вугілля;
- неякісне кріплення виробок;
- при аваріях відзначається декілька з перерахованих причин, а також подібні або інші причини.

Обвали і обвалення при пологому заляганні пластів відрізняють від обвалів і обвалення при крутому заляганні пластів.

1.2. Вплив гірничо-геологічних факторів на стійкість покрівлі

Більшість дослідників відзначають велике значення фізико-механічних властивостей гірських порід на величину зміщення покрівлі і її стійкість, серед яких виділяють міцнісні і деформаційні. З безлічі відомих характеристик міцності (тимчасовий опір стискуванню, розтягуванню, зсуву і вигину, коефіцієнт зчеплення і кут внутрішнього тертя) найбільш часто використовують в класифікаціях показник опору на стискуванню, а в розрахунках використовують також опір на вигин і кут внутрішнього тертя. Деформаційні характеристики (модуль пропорційності напруження і деформацій Юнга, коефіцієнт Пуассона та інші) використовують значно рідше.

Встановлено, що породи з межею міцності на стиснення менше 40 МПа після видалення кріплення обвалюються, незалежно від потужності шару.

Гірські породи вугільних родовищ є осадовими і їм властиві наявність шаруватості, а також тріщинуватості, що розділяє гірський масив на окремі структурні блоки.

Шаруватість масиву гірських порід викликає їх розшарування при утворенні виробки. Від потужності окремого шару залежить стійкість покрівлі.

Експериментально встановлено вплив шаруватості порід покрівлі на їх стійкість. В роботі [1] запропоновані емпіричні залежності між коефіцієнтом структурного ослаблення і потужністю шарів породи. Під коефіцієнтом структурного ослаблення розуміється співвідношення міцності порід в масиві і їх міцності в зразку.

Другим показником структури гірських порід є їх тріщинуватість. По генезису тріщинуватість розділяється на три типи:

- ендогенна, тобто природна;
- екзогенна, викликана тектонічними процесами;
- техногенна, викликана гірським тиском при розробці родовища.

Кожна з типів тріщинуватості утворюють одну або кілька систем тріщин, розбивають гірський масив на окремі структурні блоки, що в значній мірі знижує стійкість покрівлі.

Тектонічні тріщини, супутні великим розривним порушенням, пересікають породи безпосередньої покрівлі, сприяють обваленню порід покрівлі на висоту нижнього шару. Також відомо що, системою тріщин породи розбиті на висоту всієї потужності безпосередньої покрівлі, що при відсутності зчеплення з площиною тріщинуватості викликає більш великі обвалення у привибійному просторі. Велике значення має і взаємне положення системи тріщин і лінії очисного вибою. Так, при малих значеннях кута зустрічі (до 30-35°), тобто при практично паралельному розташуванні, найбільш вірогідні завали лав і труднощі в управлінні гірським тиском через підвищених навантажень на кріплення. Зі збільшенням глибини робіт техногенна тріщинуватість виражається декількома системами, орієнтованих щодо лінії вибою, виробленого простору від раніше відпрацьованої лави і крайової частини. Авторами експериментально на моделях з еквівалентних матеріалах [1] встановлені не тільки якісні, але кількісні залежності стійкості покрівлі від її тріщинуватості. Так, граничний проліт тріщинуватої покрівлі становить 0,50-0,75 від аналогічного показника непорушеної покрівлі.

Для очисних виробок шахт Донбасу відома емпірична залежність між розмірами оголеної площі, шаруватістю і тріщинуватістю порід:

$$y = \frac{a\sqrt{h \cdot x}}{C(x - a\sqrt{h})} \quad (1.1)$$

де C - коефіцієнт структурного ослаблення;

h - потужність шару;

a - відстань між тріщинами;

x, y - довжини сторін площі оголення.

Тріщинуватість врахована в коефіцієнті C . Його значення рівні:

- 1,4-2,0 для міцних порід без видимих тріщин;
- 3,0-4,0 для міцних порід з яскраво вираженою тріщинуватістю;
- 3,0-5,0 для слабких порід з яскраво вираженими тріщинами.

Також, для визначення потужності порід в формулу вводять коефіцієнт запасу k_m , який враховує тріщинуватість порід (табл. 1.1).

Коефіцієнт структурного ослаблення, рівний відношенню показника зчеплення в масиві і показником в зразку, по окремим тріщинах становить 0,02-0,04, за напрямками поверхонь ослаблення - 0,07-0,11.

Таблиця 1.1. –

Залежність коефіцієнта тріщинуватості від числа тріщин

Число тріщин на 1 м поверхні покрівлі	Величина коефіцієнта запасу міцності k_m
1-2	1,8
2-3	2,0
3-4	2,5
4-5	3,0

Також, вплив на стійкість покрівлі надає глибина розробки, тому що нею визначається напружений стан гірських порід і характер їх руйнування в околиці очисної виробки. Великий вплив робить потужність і кут падіння пласта на стійкість.

В.Т. Давідянцем запропонована залежність для обчислення величини опускання покрівлі при будь-якій ширині приви́бійного простору [2]:

$$h = a \cdot R \cdot m, \quad (1.2)$$

де a - коефіцієнт, що залежить від класу порід по обваленню;

R - ширина приви́бійного простору;

m - потужність пласта.

Аналогічні залежності отримані і для крутих пластів.

Відмінність лише у величині коефіцієнту a , оскільки через особливості геомеханічних процесів при крутому заляганні пластів, величини зближень

покрівлі і ґрунту менше, ніж при пологому заляганні.

Вплив потужності пласта на величину опускання покрівлі встановлено експериментально в шахтах, а також при моделюванні геомеханічних процесів на моделях з еквівалентних матеріалів і при теоретичних дослідженнях.

В.І. Барановський [3] запропонував визначати початковий зсув покрівлі у очисному вибої за формулою:

$$U_o^T = a \cdot h_{nl} \cdot \frac{\gamma \cdot H}{\varepsilon_{nl}} \quad (1.3)$$

де a - безрозмірний емпіричний коефіцієнт;

h_{nl} - потужність пласта, м;

γ - об'ємна вага породи, кН/м³;

H - глибина розробки, м;

ε_{nl} - модуль пропорційності напруження і деформацій, МПа.

Залежність стійкості покрівлі виробки від кута падіння вивчена в роботах В.Д. Слесарева, О.О. Борисова, Н.А. Шаповала, В.І. Барановського, В.Т. Давідянца, Ф.Н. Воскобоева, К.Ф. Сапицького та ін. [2, 3, 4, 6].

Встановлено, що зі збільшенням кута падіння збільшується крок обвалення покрівлі, зменшуються величини її опускання. Величину граничних прольотів спрощено можна визначити за формулою В.Д. Слесарева:

$$L_a = \frac{L_\Gamma}{\cos \alpha}, \quad (1.4)$$

де L_Γ - граничний проліт при негоризонтальному заляганні, м;

L_a - граничний проліт при горизонтальному заляганні, м.

1.3. Класифікації порід покрівлі по обваленню і стійкості

Для ефективного відпрацювання вугільного пласта в будь-яких гірничо-геологічних умовах та вибору оптимального методу управління гірським тиском, важливе значення має прогноз стійкості порід покрівлі у привибійному просторі на всіх стадіях розвитку гірничих робіт - від стадії відходу з розрізної печі до первинного обвалення безпосередньої та основної покрівлі, аж до встановленого процесу її обвалення, а також параметри зміщення покрівлі і гірського тиску.

В міру накопичення наукою і практикою досвіду ведення гірничих робіт почали створюватися класифікації покрівлі по обваленню і стійкості.

В даний час в галузі діють класифікації ВНІМІ - ДонВУГІ для пологих, похилих і крутих пластів [5], а також класифікація ДонВУГІ для пологих пластів.

В роботі [6] О.О. Борисов пропонує оцінювати стійкість покрівлі за коефіцієнтом стійкості (k_y), який слід визначати як відношення довжини граничного прольоту (l_{np}) шару покрівлі (або пачки шарів), яка визначається за методикою О.О. Борисова, до фактичного прольоту (l_ϕ). З урахуванням дефектів шарів покрівлі, їх тріщинуватості, анізотропії фізико-механічних властивостей, величину k_y пропонується приймати

$$k_y = \frac{l_{np}}{l_\phi} \geq 3$$

(1.5)

У цьому критерії побічно враховані практично всі гірничо-геологічні, геомеханічні і гірничотехнічні фактори, тому що вони в тій чи іншій мірі відображаються на значенні величин l_{np} і l_ϕ . Разом з тим, у разі застосування закладки, активних способів управління напружено-деформованим станом гірського масиву у вибої величина l_ϕ може збільшитися, а стійкість покрівлі при цьому покращитися. Таким чином,

може виникнути ситуація, коли $k_y < 3$, а покрівля стійка.

Критерій стійкості покрівлі запропонован Ю.Б. Грядущим, В.В. Вишневецьким, В.В. Назимко, М.І. Бугару та інші [7, 8]. На основі критичного аналізу класифікацій ДонВУГІ, ВНІМІ та інші. Пропонується оцінювати міцність порід покрівлі з урахуванням не тільки міцності і геометричних характеристик кожного шару покрівлі, але також враховувати вугільний пласт і безпосередньо ґрунт. Формула для середньозваженої міцності порід покрівлі має вигляд:

$$R = \frac{\sum_{i=t}^{n+1} \frac{R_i h_i}{y_i} + R_y h_y + R_n h_n}{\sum_{i=t}^{n+1} \frac{h_i}{y_i} + h_y + h_n} \quad (1.6)$$

де n - кількість шарів у покрівлі;

R_i - міцність i -го шару в масиві з урахуванням трещиноватости, МПа;

h_i - потужність шару, м;

y_i - відстань від центру шару до центру вугільного пласта, м;

h_y, h_n - потужність пласта і потужність безпосередньої покрівлі, м;

R_y, R_n - відповідні міцності вугілля і порід ґрунту, МПа.

В результаті аналізу шахтних інструментальних спостережень за проявом гірського тиску в очисних вибоях, а також при аналізі результатів фізичного та математичного моделювання автори [7, 8, 23] пропонують для оцінки стану покрівлі у очисній виробки єдиний критерій, в якому враховується не тільки фізико-механічні властивості порід покрівлі і її літологічний склад, а також ці ж параметри вугільного пласта і безпосередньої покрівлі.

Крім цього, враховані геомеханічні параметри, такі як довговічність порід при тривалому оголенні (T_o), реакція кріплення (P), напружений стан гірського масиву ($k\gamma H$).

Формула для критерію стійкості покрівлі має вигляд:

$$F_s = \frac{R}{k\gamma H} \cdot \frac{\ln(T_d)}{\left(\frac{R_o h_i}{Y_o^2} + \sum_{i=1}^n \frac{R_i h_i}{y_i^2} \right) \lambda} \cdot \frac{P}{h_y \ln(t_o)},$$

(1.7)

де t_o - час оголення, с;

Y - відстань від вугільного пласта до підшови основної покрівлі, м;

λ - емпіричний коефіцієнт;

y_i - відстань від центру вугільного пласта до підшови шару, тому що тут концентрується і передаються напруження при його вигині і обваленні;

$T_d = \eta R^2$, де $\eta = 47.8$ с/МПа² - емпіричний множник.

При цьому пропонується врахувати динамічні навантаження основної покрівлі, які за припущенням авторів обернено пропорційні квадрату відстані від підшови шару, що обвалюється до середини вугільного пласта, а довговічність порід приймається як функція квадрата їх міцності (R).

Разом з тим, незважаючи на досить комплексний підхід до оцінки стійкості покрівлі, недостатньо оцінена динаміка процесу впливу основної покрівлі.

За даними (1.7), динамічні навантаження покрівлі мають яскраво виражену періодичність, викликану опадами потужних шарів основної покрівлі. Вони проявляються найсильніше при незначній потужності безпосередньої покрівлі (менше 3-4-х потужностей вугільного пласта), яка не забезпечує надійного підбучення основної покрівлі при обваленні.

Це відноситься до спрощеного способу оцінки тривалої стійкості покрівлі у вибої після виїмки вугілля ("довговічність порід") як функції від квадрата міцності. При цьому не враховується літологія, реакція кріплення, кут падіння і інші впливові фактори. Проте, запропонована методика дозволяє виконувати оцінку покрівлі більш обґрунтовано і повно, ніж по міцності і літології.

Цими ж авторами [7, 8] запропоновано більш простий критерій стійкості покрівлі:

$$K = \frac{k\gamma H}{\sigma_c^{kp}},$$

(1.8)

де k - коефіцієнт концентрації напружень;

H - глибина робіт, м;

γ - питома вага, кН/м³;

σ_c^{kp} - межа міцності порід безпосередньої покрівлі при одноосьовому стисненні, МПа.

У роботах В.П. Зубова [9] запропоновано комплексний підхід до оцінки стану покрівлі за критерієм стійкості. В основу підходу положено, що все геомеханічні процеси, що протікають в гірському масиві при розробці вугільних пластів, залежать від його напруженого стану. Тому автором запропоновано критерій:

$$\eta = \frac{\gamma H}{\sigma_c^{kp}},$$

(1.9)

де γ - середньозважена щільність порід покриваємої товщі;

H - глибина ведення робіт, м;

σ_c^{kp} - межа міцності порід безпосередньої покрівлі при одноосьовому стисненні, МПа.

Відповідно до цього критерію пропонується класифікувати гірські масиви наступним чином:

1. $\eta > 0.3$. На середніх ділянках лав процес руйнування порід безпосередньої покрівлі починається з утворення тріщин, орієнтованих під кутом 0-15° до лінії вибою. Згодом за цими тріщинами відбувається проковзування породних блоків з переміщенням їх в сторону забою, в результаті чого в покрівлі утворюються заколи. Відстань між тріщинами

залежить від фізико-механічних властивостей покрівлі та умов взаємодії основний і безпосередньої покрівлі, і коливається від $(0,6-0,98)l_{з.к.}$ при обваленнях основної покрівлі та $(0,9-2,7) l_{з.к.}$ при деформації її ($l_{з.к.}$ - ширина захвату комбайна).

2. $\eta \leq 0.3$. Основною причиною обвалів при осіданні основної покрівлі є руйнування порід безпосередньої покрівлі на незакріплених ділянках, при відході лави на відстань $S_{тр}$ від тріщини розлому - підвищена порушенність порід, що лежать над консоллю кріплення.

3. $\eta > 0.3 - 0.4$. При глибинах, які відповідають цим параметрам, спостерігаються якісні зміни в процесі деформування і руйнування безпосередньої покрівлі пласта, які обумовлені переходом її в граничний стан попереду вибою лави. Вже до моменту оголення покрівля порушена декількома системами тріщин. З них найбільш чітко виражені дві системи: одна аналогічна тій системі, що спостерігається при роботі на глибинах при $\eta < 0.3$. Інша система має безпосередню орієнтацію, поверхня тріщин нерівна і відсутні ознаки ковзання. Найбільш інтенсивно ці тріщини проявляються в безпосередній близькості від тріщин першої системи з боку незайманого масиву. Утворення цієї системи в значній мірі визначається глибиною розробки та фізико-механічними властивостями порід безпосередньої покрівлі. При зміні коефіцієнта η від 0,4 до 0,8 відстань між тріщинами, тобто порушенність покрівлі зменшується в три рази. Обвалення порід у привибійному просторі відбуваються як в стадії деформування основної покрівлі, так і в стадії її осадки. Якщо при $\eta < 0.4$ обвалення над комбайном складають 1-3% від усієї кількості обвалів, то при $\eta > 0.6$ вони складають вже 16-18%.

Таким чином, умови підтримки покрівлі у привибійному просторі різко погіршуються зі зміною коефіцієнту η з 0,3-0,4 до 0,6. Покрівля, починає руйнуватися попереду очисного вибою на відстані 1,0-4,5 м. Автор [9] пропонує розділяти глибини ведення гірничих робіт по геомеханічним

ознаками на:

- малі ($\eta < 0.4$), при яких інтенсивність обвалень покрівлі в призабойному просторі лав визначається головним чином осіданнями основної покрівлі;
- середні ($\eta = 0.4 - 0.6$), коли інтенсивність обвалень покрівлі обумовлена як осіданнями основної покрівлі, так і порушеністю порід покрівлі попереду вибою техногенними тріщинами;
- великі ($\eta > 0.6$), при яких основною причиною обвалення покрівлі є їх порушеністю техногенними тріщинами.

1.4. Теоретичні аспекти механіки руйнування

Руйнування є такий процес, при якому фізичне тіло ділиться на дві і більше частин. Руйнування можна спостерігати в самих різних масштабах: від великих руйнувань конструкцій до дуже малих, що представляють собою розбіжність атомів. Отже, явище що розглядається носить вкрай складний характер, а механізм руйнування не може бути розглянутий гранично просто. При вивченні явища руйнування слід мати на увазі, що ця проблема носить комплексний характер і вимагає залучення різних дисциплін, таких, наприклад, як теорія дислокацій, матеріалознавство і фізика твердого тіла [15].

Механіка руйнування має дві сторони, одна з яких представляє собою аналіз (розрахунок) напружень, що виникають в елементі конструкції або деталі з тріщиною. Іншою стороною є експериментальні дослідження на в'язкість руйнування (тріщиностійкість). Механіка руйнування є розділом опору матеріалів, що включає в себе випробування матеріалів і аналіз (розрахунок) напружень в конструкціях. В опорі матеріалів за допомогою аналізу напружень визначають максимальне напруження $\sigma_{\max}$, яке існує в даній конструкції, наприклад в області концентрації напружень. Надалі

проводять проектування конструкції, керуючись наступним співвідношенням:

$$\sigma_{\max} \leq \sigma_m / n$$

(1.10)

де σ_m – межа текучості матеріалу, тоб то встановлений експериментально параметр, що характеризує опір матеріалу малим пластичним деформаціям (таким параметром може бути не тільки межа текучості);
 n – коефіцієнт запасу міцності, яким зазвичай задаються на підставі наявного досвіду, беручи до уваги неточність оцінки зовнішніх сил, помилки, пов'язані зі складанням моделі конструкції і розрахунком напружень, розкид механічних характеристик використовуваного матеріалу.

У загальному випадку можна вважати, що в поле напружень в пружній околиці вершини тріщини величина $\sigma_{\max}$ стає нескінченно великою. Ця обставина не дозволяє безпосередньо користуватися співвідношенням (1.10). Якщо скористатися параметром K , який характеризує поле напружень в пружній околиці тріщини, можна замість співвідношення (1.10) записати наступне:

$$K \leq K_c / n$$

(1.11)

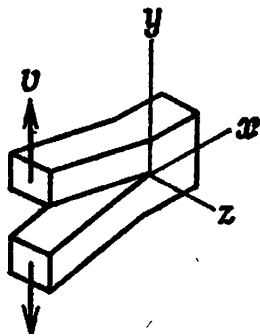
Коли в якості умови запобігання крихкому руйнуванню керуються цим співвідношенням, то в такому випадку мають справу з лінійною механікою руйнування. Параметр K носить назву коефіцієнта інтенсивності напружень.

У лінійної механіки руйнування коефіцієнт інтенсивності напружень є одним з найбільш важливих параметрів. В Японії і за її межами опубліковані різні монографії та довідкові посібники, присвячені коефіцієнту інтенсивності напружень [10, 11, 12].

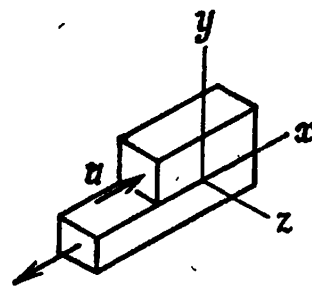
Під поверхнями (берегами) тріщини можна розуміти вільні поверхні тіла в околі вершини тріщини. Ці поверхні мають найбільш сильний вплив на

розподіл напружень у зазначеній околиці. Інші віддалені межі і зовнішні сили впливають тільки на інтенсивність розподілу напружень в околі вершини тріщини і не впливають на характер цього розподілу.

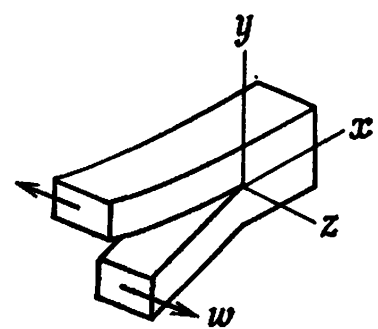
Якщо провести класифікацію полів напружень в околі вершини тріщини, то їх можна розділити на три основних види, які відповідають трьом типам деформування при розтріскування, представленим на рисунку 1.1.



Тип I (відрив)



Тип II (поперечний зсув)



Тип III (поздовжній зсув)

Рисунок 1.1 – Три основні типи деформації при розтріскування

Тип I називається відривом. При відриві деформування відбувається таким чином, що поверхні тріщини віддаляються один від одного при збереженні симетричності щодо площин xu і xz .

Тип II називають поперечним зсувом. При такій деформації зсув точок залишається перпендикулярним до осі z (паралельним фронту тріщини). Деформування являє собою ковзання поверхонь тріщини в напрямку осі x (має місце симетрія відносно площини xu і зворотна симетрія відносно площини xz).

Тип III деформування при розтріскуванні названо поздовжнім зрушенням. В цьому випадку відбувається взаємне ковзання поверхонь тріщини паралельно осі z (щодо площин xu і xz існує зворотна симетрія). Довільні поля деформацій і переміщень в околі вершини тріщини можуть бути представлені у вигляді суми трьох зазначених основних типів

деформування при розтріскуванні.

Ірвін [13, 14], керуючись методом, запропонованим Вестергардом [15], для наведених на рисунку 1.1. типів деформування при розтріскуванні отримав відповідні вираження у явному вигляді для полів напружень і полів деформацій.

Типи I і II можуть бути розглянуті як плоскі задачі теорії пружності. При цьому для зсуву поверхонь тріщин можна виділити симетричні і косиметричні частини. Деформування при розтріскуванні типу III можна віднести до антиплоскої задачі чистого зсуву або кручення. Для координат і компонент напружень використовують позначення, наведені на рисунку 1.2.

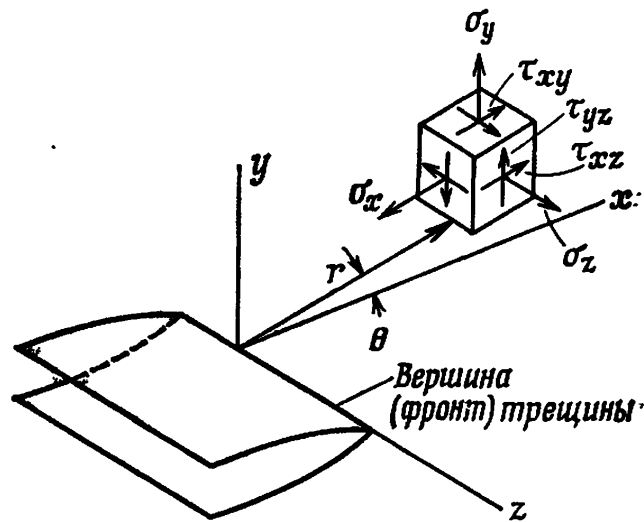


Рисунок 1.2 – Місцева система координат у вершині тріщини і компоненти напружень.

Полярні координати r і θ , початок яких поміщається у вершині тріщини, розташовуються в площині xu .

Для деформації типу I маємо

$$\sigma_x = \frac{K_I}{\sqrt{2\pi r}} \cos \frac{\theta}{2} \left(1 - \sin \frac{\theta}{2} \sin \frac{3\theta}{2} \right),$$

$$\sigma_y = \frac{K_I}{\sqrt{2\pi r}} \cos \frac{\theta}{2} \left(1 + \sin \frac{\theta}{2} \sin \frac{3\theta}{2} \right),$$

$$\tau_{xy} = \frac{K_I}{\sqrt{2\pi r}} \sin \frac{\theta}{2} \cos \frac{\theta}{2} \cos \frac{3\theta}{2},$$

(1.12)

$$\begin{aligned}\sigma_z &= \nu(\sigma_x + \sigma_y), \quad \tau_{xy} = \tau_{yz} = 0; \\ u &= \frac{K_I}{\mu} \sqrt{\frac{r}{2\pi}} \cos \frac{\theta}{2} \left(1 - 2\nu + \sin^2 \frac{\theta}{2} \right), \\ v &= \frac{K_I}{\mu} \sqrt{\frac{r}{2\pi}} \sin \frac{\theta}{2} \left(2 - 2\nu - \cos^2 \frac{\theta}{2} \right),\end{aligned}$$

(1.13)

$$\omega = 0.$$

Тип II:

$$\begin{aligned}\sigma_x &= \frac{K_{II}}{\sqrt{2\pi r}} \sin \frac{\theta}{2} \left(2 + \cos \frac{\theta}{2} \cos \frac{3\theta}{2} \right), \\ \sigma_y &= \frac{K_{II}}{\sqrt{2\pi r}} \sin \frac{\theta}{2} \cos \frac{\theta}{2} \cos \frac{3\theta}{2}, \\ \tau_{xy} &= \frac{K_{II}}{\sqrt{2\pi r}} \cos \frac{\theta}{2} \left(1 - \sin \frac{\theta}{2} \sin \frac{3\theta}{2} \right),\end{aligned}$$

(1.14)

$$\begin{aligned}\sigma_z &= \nu(\sigma_x + \sigma_y), \quad \tau_{xz} = \tau_{yz} = 0; \\ u &= \frac{K_{II}}{\mu} \sqrt{\frac{r}{2\pi}} \sin \frac{\theta}{2} \left(2 - 2\nu + \cos^2 \frac{\theta}{2} \right), \\ v &= \frac{K_{II}}{\mu} \sqrt{\frac{r}{2\pi}} \cos \frac{\theta}{2} \left(-1 + 2\nu + \sin^2 \frac{\theta}{2} \right),\end{aligned}$$

(1.15)

$$\omega = 0.$$

Тип III:

$$\begin{aligned}\tau_{xz} &= -\frac{K_{III}}{\sqrt{2\pi r}} \sin \frac{\theta}{2}, \\ \tau_{yz} &= \frac{K_{III}}{\sqrt{2\pi r}} \cos \frac{\theta}{2},\end{aligned}$$

(1.16)

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z = \tau_{xy} = 0;$$

$$\omega = \frac{K_{III}}{\mu} \sqrt{\frac{2r}{\pi}} \sin \frac{\theta}{2},$$

$$(1.17)$$

$$u = v = 0$$

Параметри K_I , K_{II} і K_{III} , які містяться в розглянутих залежностях, носять назву коефіцієнтів інтенсивності напружень і відповідають своїм видам полів деформацій і напружень (зазначених нижніми індексами). Коефіцієнт інтенсивності напружень не залежить від координат r і θ . Ці коефіцієнти впливають на інтенсивність поля напруження при тому чи іншому типі деформування.

Необхідно звернути особливу увагу на те, що коефіцієнти інтенсивності напружень не впливають на кутове і радіальне розподілення напружень. Якщо провести аналіз розмірностей формул (1.13) - (1.17), то в разі пружного тіла можна встановити, що коефіцієнт інтенсивності напружень прямо пропорційний величині зовнішніх сил і залежить від форми тіла, що містить тріщину. Отже, з точки зору фізичного значення коефіцієнт інтенсивності напружень можна розглядати як параметр, який відображає перерозподіл напружень в тілі при наявності тріщини, зокрема тип деформування при розтріскуванні і величину сили, «що обгинає» вершину тріщини.

2. ШАХТНІ СПОСТЕРЕЖЕННЯ ЗА ОБВАЛЕННЯМ ОСНОВНОЇ ПОКРІВЛІ ПРИ ВІДРОБКИ ПЛАСТА d_4 ШУ «ПОКРОВСЬКЕ»

З метою геомеханічного обґрунтування параметрів обвалення покрівлі при веденні очисних робіт в складних гірничо-геологічних умовах були проведені дослідження первинного обвалення основної покрівлі на наступних виймальних ділянках: 8-ій північній "біс" лави блоку №10, 11-ій південній лави блоку №10, 2-ій лави південній панелі блоку №10.

2.1. Гірничо-геологічна характеристика умов відробки лав пласта d_4 блоку №10

8-а північна "біс" лава блоку №10 (рис. 2.1) розташована в північно-східній частині шахтного поля. Очисні роботи ведуться по простяганню. Система управління покрівлею - повне обвалення.

Довжина виймального стовпа - 1465 м.

Довжина лави - 252 м.

Промислові запаси - 385 т.т.

Балансові запаси - 423 т.т.

Вугільний пласт d_4 на ділянці ведення гірничих робіт має просту будову. Потужність вугільного пласта коливається від 0,79 м до 1,07 м. Середня потужність пласта складає 0,90 м. Кут падіння пласта коливається у діапазоні 2-4°.

Природна газоносність вугільного пласта на площі відпрацювання виїмкового стовпа - 8,7-13,1 м³/т.с.б.м, природна газоносність пісковиків – 0,15-6,9 м³/м³ породи. Вугільний пласт на площі виймального поля віднесений до небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу, не схильний до самозаймання, по пилу небезпечний. Пісковики небезпечні за раптовими викидами. Лава не є небезпечною з руйнування ґрунту і проривів метану з ґрунту.

Обводнення лави буде пов'язана з двома водоносними горизонтами, пісковиками d_3Sd_4 і $d_4Sd_4^1$, що залягають у ґрунті і покрівлі. Очікуваний приток по виїмковому стовпу 8-10 м³/год. Після посадки основної покрівлі стало збільшення водо-припливу до 10-15 м³/год. Скупчення води по штреку відбуватиметься на ділянках зниженого профілю, де необхідно передбачити спорудження водозбірників. Лава буде підробляти розвідувальні свердловини №4388, №4387, в разі їх неякісного тампонажу можливий прорив води. Води, що формуються в гірничих виробках, хлоридно-натрієвого типу з мінералізацією 16,5-28,3 г/л, жорсткі, сильно-агресивні до сталевих конструкцій.

При відпрацюванні лави первинна посадка основної покрівлі відбулася через 40-45 м. Крок періодичної посадки основної покрівлі 10-15 м, безпосередньої покрівлі -1-3 м.

Вугільний пласт d_4 на площі виїмкового поля віднесений до небезпечного за раптовими викидами вугілля і газу, не схильний до самозаймання, по пилу небезпечний. Пісковики є викидонебезпечні. Лава не є небезпечною за раптовими проривами метану з ґрунту і її руйнування в зонах тектонічних порушень.

Середній вміст SiO_2 у вміщаючих породах: алевроліти 10-70%, пісковики 40-90%.

Температура порід – 34-35,5 °С.

Фактори, що ускладнюють ведення гірничих робіт:

- перехід зон геологічних порушень розмивів, зон підвищеної тріщинуватості порід;
- хвиляста гіпсометрія пласта і вміщуючих порід;
- підвищене виділення метану в зонах геологічних порушень;
- перехід зон зміни літології порід покрівлі;
- схильність ґрунту до здимання.

Небезпечні зони: зони геологічного порушення; зони бар'єрних ціликів під розвідувальними свердловинами №4388, №4387.

Характеристика вміщуючих порід 8-ї північної "біс" лави бл. №10

№	Нормальна потужність, м	Опис вміщуючих порід	Вологість первинна, %	Щільність, т/м ³	Пористість, %	Межа міцності на стискання, МПа	Межа міцності на розрив, МПа	Стійкість покрівлі і ґрунту
1	9.91-9.35	Пісковик - світло-сірий, дрібнозернистий, кварцево-полевошпатовий, слюдистий, потужністю 1.0 м ізвестковистий, в основному нешаруватий, лише незначними інтервалами з тонкої штрихувато-переривчатою шаруватістю, обумовленої перешарованими з алевролітом і скупчення обвугленого шламу, зрідка по шару по нашаруванню нальоти блискучого вугілля, контакт виразний. У нижній частині шару 2.95-7.95 потужністю 5.0м з тонкими плитками товщиною 0.5-1 см, не мають стійкого зв'язку між собою. Міцний.	2,53-2,55	2,69	5,20-9,50	54,3-81	4-6	A2
2	0.00-2.00	Алевроліт - темно-сірий, дрібнозернистий, глинисто-слюдистий, нешаруватий, грудкуватий, "кучерявчик", по нашаруванню зрідка дрібні нальоти і блискітки вугілля, контакт виразний, середньої міцності.	1,10-1,21	2,71-2,77	3,5-4,65	40,2-50,5	3-5	Б3, Б4
3	0.75-1.09	Вугілля d ₄ - чорний, напів-блискучий, з прошарками блискучого вугілля, фюзен у вигляді одиночних лінз, прімазок, простої будови, середньої міцності.	2,2	1,34	-	10-15	-	
4	9.16-10.42	Алевроліт - темно-сірий, дрібнозернистий, глинисто-слюдистий, нешаруватий, грудкуватий, "кучерявчик", по нашаруванню зрідка дрібні нальоти і блискітки вугілля, контакт виразний, середньої міцності.	1,10-1,21	2,71-2,77	3,5-4,65	40,2-50,5	3-5	П2

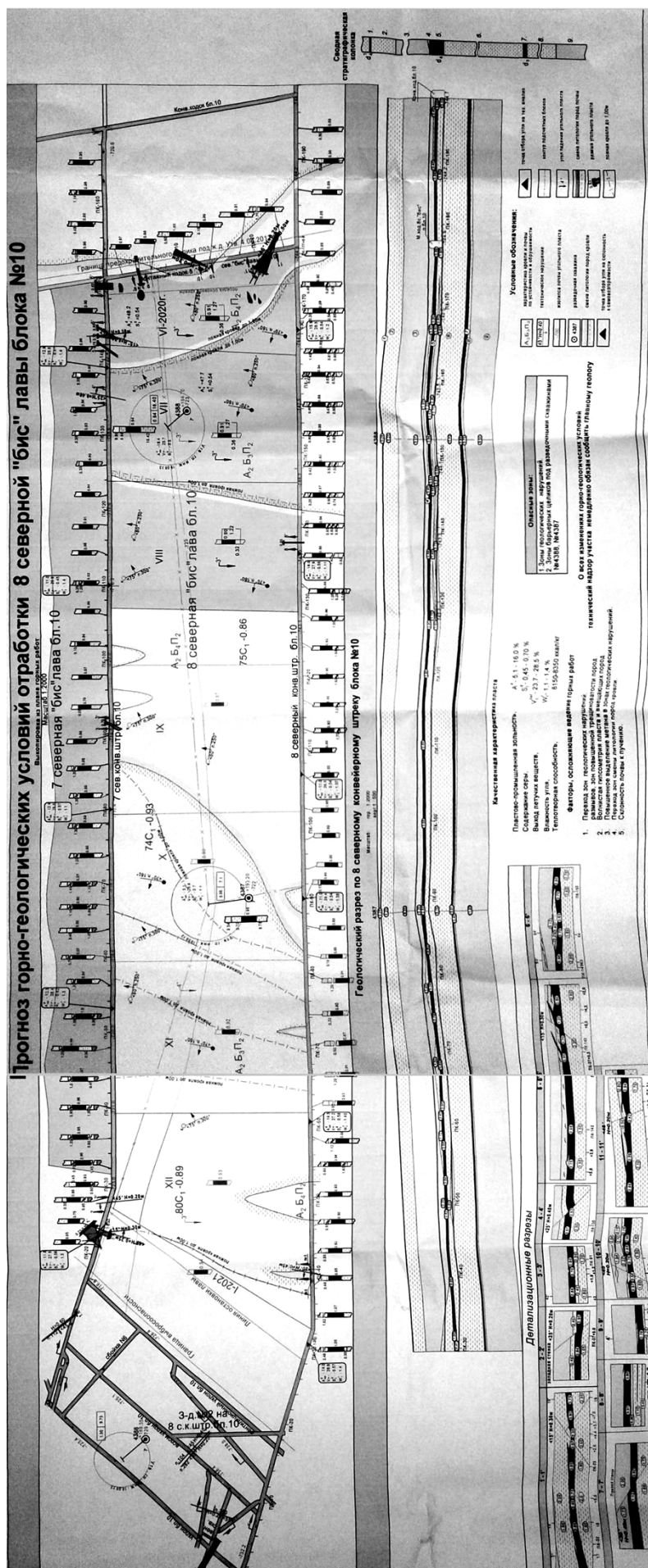


Рисунок 2.1 – Прогноз гірничо-геологічних умов відробки 8-ї північної "біс" лави бл. №10

11-а південна лава бл. №10 (рис. 2.2) розташована в південно-східній частині шахтного поля. Очисні роботи будуть вестися по простяганню. Система управління покрівлею - повне обвалення.

Довжина виїмального стовпа - 2400м.

Довжина лави - 220 м.

Промислові запаси - 269 т.т.

Балансові запаси - 327 т.т.

Вугільний пласт d_4 на ділянці ведення гірничих робіт має просту будову. Геологічна потужність вугільного пласта коливається від 1,35м до 1,55м. Середня потужність пласта складає 1,45м. Кут падіння пласта коливається у діапазоні 2-4°.

При відпрацюванні лави буде зустрічатися ряд тектонічних порушень і розмивів пласта, виконаних алевролітом і пісковиками. Всі зони геологічних порушень характеризуються високим ступенем тріщинуватості і нестійкістю вміщуючих порід, підвищеним метановиділенням.

Обводнення лави пов'язана з двома водоносними горизонтами, пісковиками d_3Sd_4 і $d_4Sd_4^1$, що залягають у ґрунті і покрівлі. Очікуваний приток по виїмковому стовпу 8-10 м³/год. Після посадки основної покрівлі і при підробки розвідувальних свердловин №4369, №3473, №3469, №3479, №4176 у разі їх неякісного тампонажу стало збільшення припливу до 10-15 м³/год. Води, що формуються в гірничих виробках, хлоридно-натрієвого типу з мінералізацією від 16,5 до 28,3 г/л, жорсткі, сильно-агресивні до сталевих конструкцій.

Первинна посадка основної покрівлі відбулася через 40-45 м. Крок періодичної посадки основної покрівлі 10-15 м, безпосередньої покрівлі - 2 м.

Природна газоносність вугільного пласта на площі відпрацювання виїмкового стовпа - 10,0-15,6 м³/т.с.б.м, природна газоносність пісковиків – 0,15-6,9 м³/м³ породи.

Всі зони тектонічних порушень і підвищеної тріщинуватості є потенційними джерелами метановиділення. Потенційно небезпечними

джерелами метановиділення є пласти-супутники d_4^1 і d_4^2 , потужністю 0,20-0,96 м, що залягають на відстані 18,20-21,65 м та 21,80-24,10 м відповідно. Метановиділення може відбуватися також з пісковиків, що залягають у ґрунті і покрівлі пласта з природною газоносністю 0,16-6,9 м³/м³ породи.

Вугільний пласт d_4 віднесений до небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу, не схильний до самозаймання, по пилу небезпечний. Пісковики небезпечні за раптовими викидами. Лава не є небезпечною з руйнування ґрунту і проривів метану з ґрунту.

Середній вміст SiO₂ у вміщаючих породах: алевроліти 10-70%, пісковики 40-92%.

Температура порід – 34,5 °С.

Фактори, що ускладнюють ведення гірничих робіт:

- перехід зон геологічних порушень, розмивів, зон підвищеної тріщинуватості порід;
- хвиляста гіпсометрія пласта і вміщуючих порід;
- підвищене виділення метану в зонах геологічних порушень;
- перехід зон зміни літології порід покрівлі;
- схильність ґрунту до здимання;
- виділення води з ґрунту і скупчення її в місцях зниженого профілю;
- перехід зон зміни літології порід покрівлі;
- небезпека прориву води при підробці розвідувальних свердловин №4369, №3473, №3469, №3479, №4176.

Характеристика вміщуючих порід 11-ї південної лави бл. №10

№	Нормальна потужність, м	Опис вміщуючих порід	Вологість первинна, %	Щільність, т/м ³	Пористість, %	Межа міцності на стискання, МПа	Межа міцності на розрив, МПа	Стійкість покрівлі і ґрунту
1	4.65-24.05	Пісковик - дрібнозернистий, кварцовий, слюдистий, на глинистому цементі, сірого кольору, інтервалами горизонтально і хвилясто-шаруватий за рахунок слюдисто-вуглистого матеріалу, рідше дрібних лінз і одиничними прошарками сланцю піщаного, плитчасту товщина плиток до 1 см, стінки нерівні, шорсткі, тріщинуватий, тріщини, різного орієнтування (15-20 тр. на 1 п.м). За шару зрідка зустрічаються дрібні лінзи сідерита. В кінці шару 1,5м пісковик нешаруватий. Контакт з нижнім шаром видимий, виразний, зчеплення між шарами слабе. Міцний.	1,81-2,55	2,72-2,75	8,46-12	76,5-107,7	5,2-8,8	A2
2	0.00-3.65	Алевроліт - нешаруватий, слюдистий, темно-сірий, з незначним вмістом вуглефіцірованих рослинних залишків і після 0,20м з великою кількістю, тріщини з площинами притирання під кутом 35 ° (8-18тр. на 1 п.м.) На площинах видно вертикальне переміщення . Схильний до обвалення. Міцність середня. Зчеплення в шарі середнє, місцями слабе.	1,05-1,51	2,8	5,36	41,8-53,6	4,7-7,9	Б3, Б4
3	1.35-1.55	Вугілля d ₄ - чорний, напівблискучий, тонко-смугастий, злам нерівний, простого і складного будови, що складається з 2-х пачок вугілля, поділених пачкою алевроліту, середньої міцності.	1,2-2,7	1,34	-	10-15	-	
4	0-2.4	Алевроліт - темно-сірий, нешаруватий, слюдистий, на початку шару 0,2 м «кучерявичик», з відбитками вугле-фіцірованих стигмарій, схильний до пученню. Середньої міцності.	1,08-1,57	2,59-2,76	4,90-7,27	11,5-42,7	2,9-4,3	П2

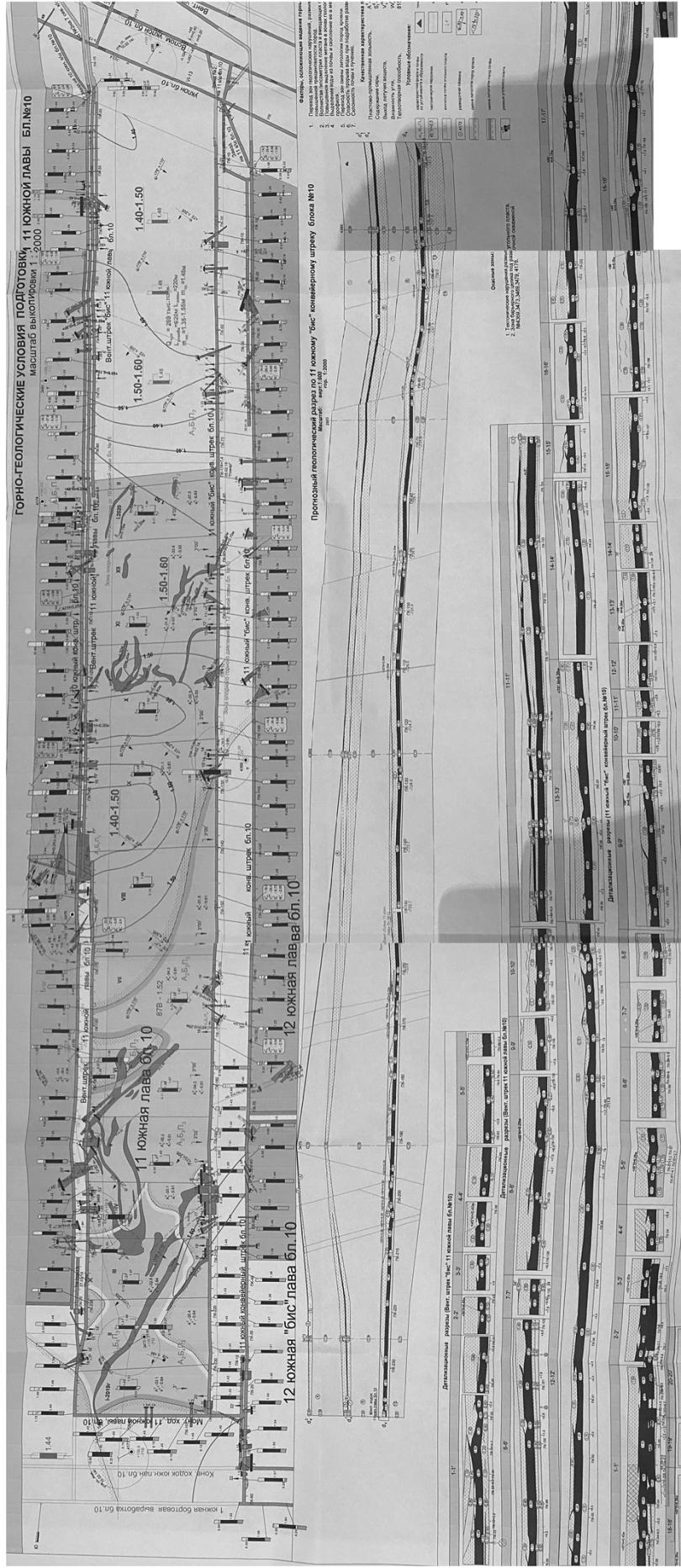


Рисунок 2.2.–Прогноз гірничо-геологічних умов відробки 11-ї південної лави бл. №10

2.2. Спостереження за обваленням основної покрівлі у лавах блоку №10

Шахтні спостереження за кроком обвалення основної покрівлі проводились надзором шахти ПАТ ШУ Покровське у 3-х очисних вибоях з 2019 по 2020 роки.

З початку роботи лави наглядом діляниці, діляниці ВТБ, працівниками виробничої служби, працівниками ШГС, геологічної і маркшейдерської службами здійснювався систематичний контроль за станом і поведінкою породного масиву покрівлі, станом кріплення в штреках, на сполученнях лави зі штреками і у відпрацьованій частини, водопроявів у лаві.

На підставі наявної інформації зазначається наступне:

- з моменту початку ведення очисних робіт після посування лави на крок первинного обвалення відзначено невелике посилення тиску на кріплення штреків за лавою, поява пошарових тріщин в породах покрівлі;

- підвищення активності пов'язано з утворенням тріщин відколу в породах основної покрівлі, утворенням окремих блоків. Відзначається збільшення тиску на кріплення виробок на сполученнях лави зі штреками, віджимання вугілля по лаві.

У цей період спостерігалось збільшення ступеня тріщинуватості порід покрівлі, приплив води з покрівлі у вигляді капежу. Надалі відзначено зниження активності порід покрівлі, тобто зменшення тиску на кріплення виробок, практично зменшилося віджимання вугілля по лаві, зникли ті водопроявища, які були відзначені раніше.

Результати шахтних спостережень відображені у таблицях 2.1, 2.2

Таблиця 2.1 –

Посадки основної покрівлі очисних вибоїв блоку №10

11 південна лава блоку 10				
дата	вент. штр.	конв. штр.	середнє	посадка
12.02.2019	38,0 м	50,0 м	44,0 м	первинна
27.11.2019	12,4 м	13,4 м	12,9 м	періодична
03.12.2019	11,4 м	12,6 м	12,0 м	періодична
2 лава півд пан. блоку 10				
08.04.2020	38,2 м	42,4 м	40,3 м	первинна
8 півн. "біс" лава блоку 10				
18.06.2020	58,0 м	25,6 м	41,8 м	первинна

Таблиця 2.2 –

Первинна посадка основної покрівлі очисних вибоїв блоку №10

Первинна посадка основної покрівлі очисних вибоїв блоку №10			
Очисний вибій	вент. штр.	конв. штр.	середнє
11 південна лава блоку 10	38,0 м	50,0 м	44,0 м
2 лава півд пан. блоку 10	38,2 м	42,4 м	40,3 м
8 півн. "біс" лава блоку 10	58,0 м	25,6 м	41,8 м

Результати спостережень за посадками основної покрівлі відображені графічно у діаграмах рис. 2.3 і 2.4.

Первинна посадка основної покрівлі на декілька лав блоку №10 складає від 40,3 м до 44,0м, що свідчить про більш однакові гірничо-геологічні умови їх відробки. Але на кожному очисному вибої спостерігаються різні геологічні порушення та різні системи тріщин, які теж впливають на параметри обвалення основної покрівлі.

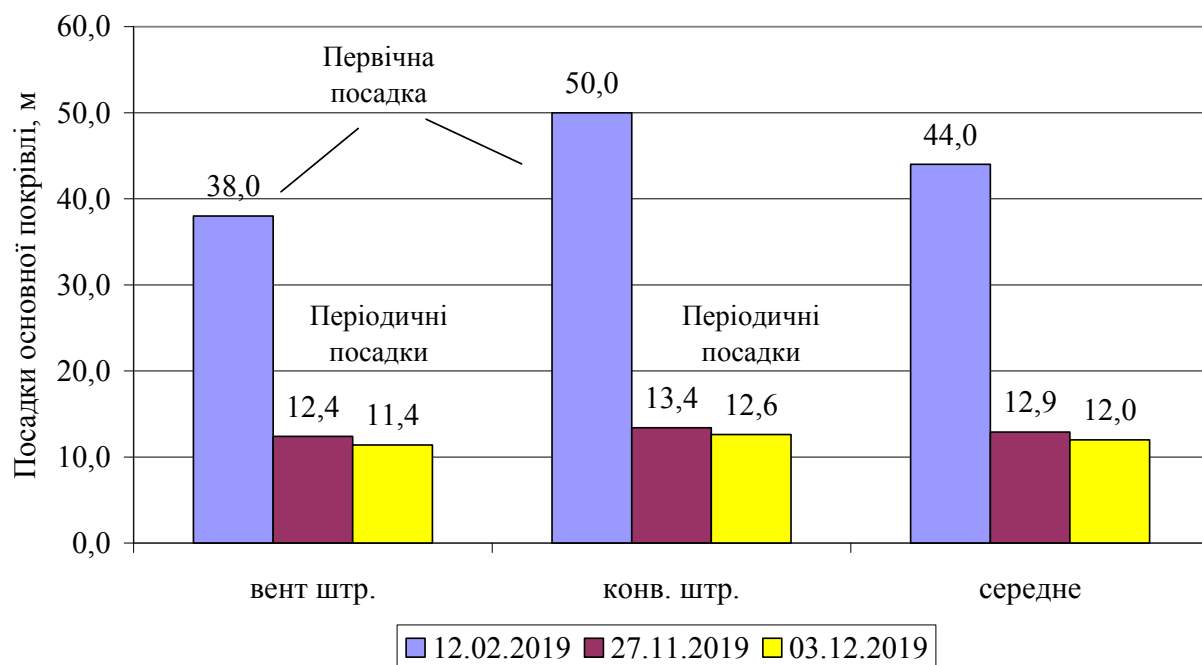


Рисунок 2.3 – Посадки основної покрівлі 11-ї південної лави блоку №10

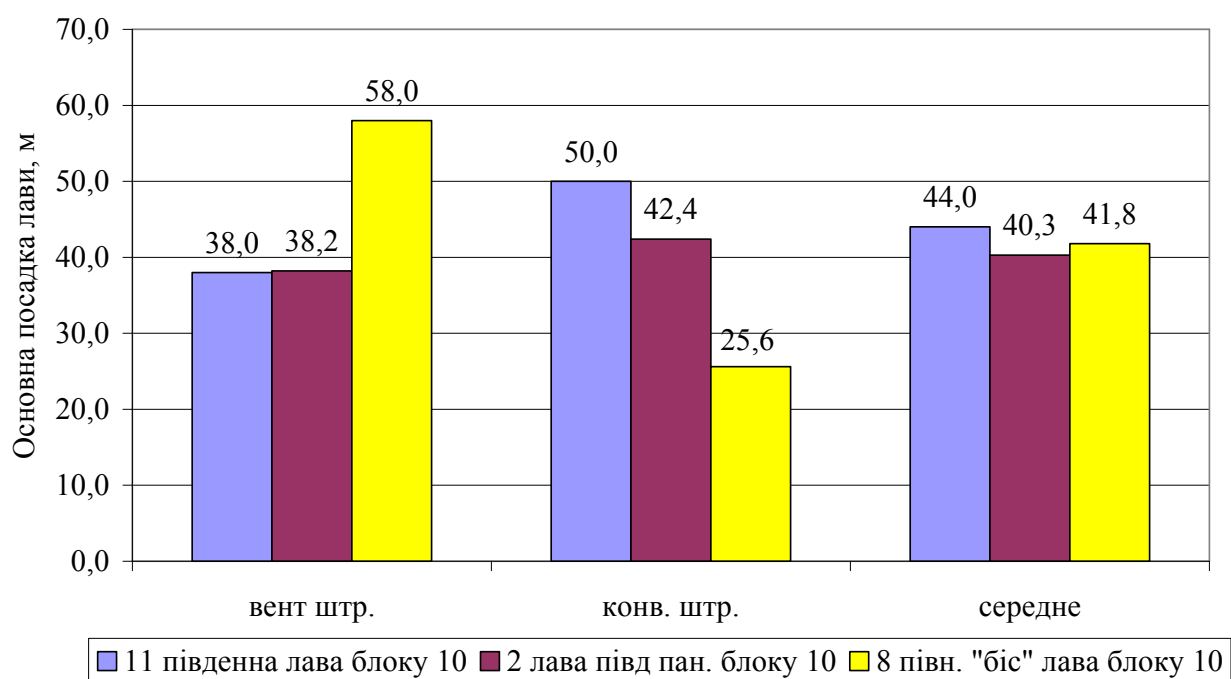


Рисунок 2.4 – Первинна посадка основної покрівлі очисних вибоїв блоку №10

3. ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД

Для дослідження впливу тріщиностійкості порід на шаг обвалення основної покрівлі, необхідно виконати лабораторні дослідження по визначенню в'язкості руйнування гірських порід. Тому мета лабораторного експерименту: дослідження процесу тріщино-утворення зразків пісковика при трьох точковому вигині, та визначенню в'язкості їх руйнування.

3.1. Підготовка та проведення експерименту

Експерименти проводилися на зразках пісковика шахти «Капітальна». Зі зразків пісковика довільної форми, за допомогою каменерізного верстату (рис. 3.1), були виготовлені заготовки у формі балок (рис. 3.2).



*Рисунок 3.1 – Верстат для обробки
природного каменю*



*Рисунок 3.2 – Зразок пісковика у
формі балки*

Всього було виготовлено 17 зразків у формі балки. Після чого зразки висушили у сушильній шафі (рис. 3.3) при температурі 120°C протягом години і охолоджували у ексикаторі з додаванням хлористого калію

(рис. 3.4).

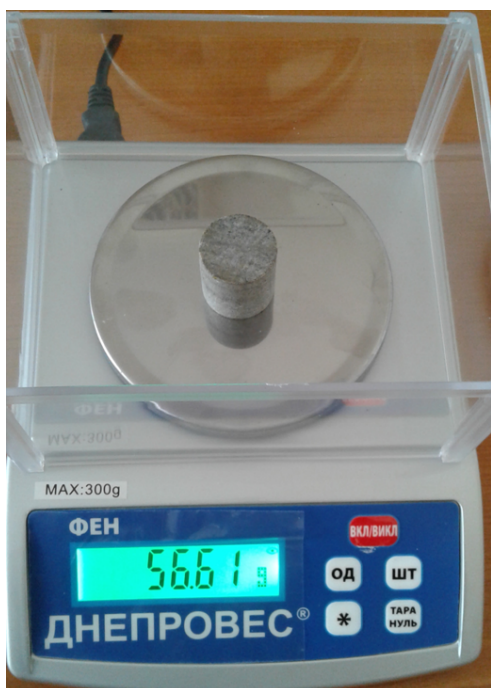
Усі зразки були зважені на електронних вагах ФЕН ДНЕПРОВЕС® (рис. 3.5) з точністю 0,01 гр. Виміри геометричних параметрів зразків проводилися електронним штангенциркулем (рис. 3.6) з точністю до 0,01 мм.



Рисунок 3.3 – Сушильна шафа



Рисунок 3.4 – Ексикатор



*Рисунок 3.5 – Електронні ваги Фен
ДНЕПРОВЕС®*



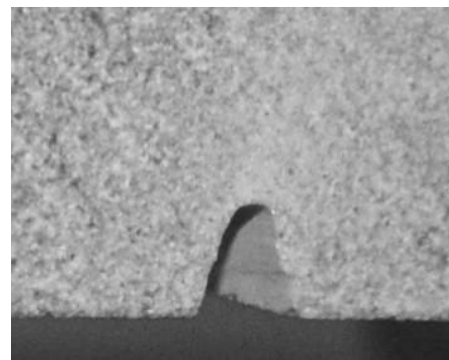
*Рисунок 3.6 – Електронний
штангенциркуль*

З використанням акумуляторної бормашини Bosch GRO 12V-35 (рис. 3.7) були зроблені надрізи (рис. 3.8) точно по центру за допомогою

алмазних дисків товщиною 2 мм і глибиною від 1,5 до 3 мм.



*Рисунок 3.7 – Акумуляторна бормашина
Bosch GRO 12V-35*



*Рисунок 3.8 – U-образний
надріз, що імітує початкову
тріщину у зразку*

За допомогою токарного верстата ТВ-16 (рис. 3.9) були виготовлені сталеві опори (рис. 3.10) для випробування зразків на згинання.



*Рисунок 3.9 – Токарно-гвинторізний
верстат ТВ-16*



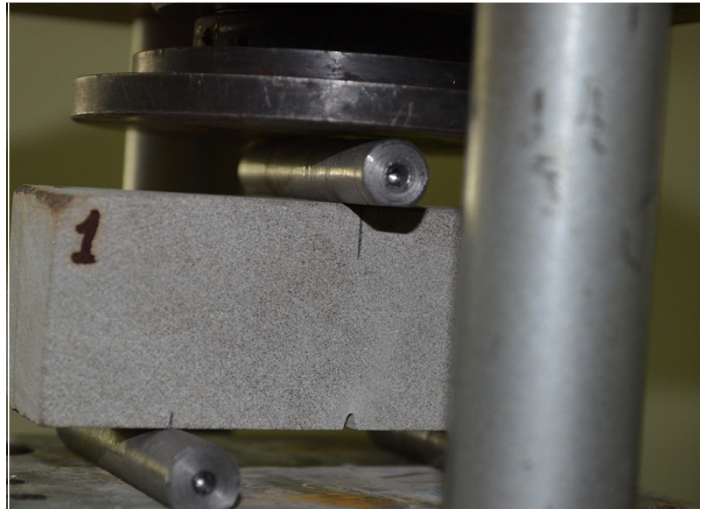
*Рисунок 3.10 – Металева упора для
випробування зразків на згинання*

Потім було проведено випробування оброблених балок на згинання по трьох точковій методиці за допомогою ручного гідравлічного преса БП-29 з максимальним навантаженням 4 т. (рис. 3.11).

Зразки поміщалися на спеціальні опори поверхню, що має поздовжній розріз, вниз. Навантаження подавалася на поверхню зразка, через встановлену по центру балки металеву опору (рис. 3.12).



*Рисунок 3.11 – Гвинтовий ручний
гідролічний прес БП-29*



*Рисунок 3.12 – Випробування зразків на
згинання*

3.2. Визначення показників тріщиностійкості (в'язкості руйнування) зразків пісковику

На момент руйнування зразка (рис. 3.13), фіксувалося руйнуюче навантаження за допомогою аналогового манометру з ціною поділки 5 $\text{кгс}/\text{см}^2$ (рис. 3.14).



Рисунок 3.13 – Момент руйнування зразка пісковику і утворення тріщини



Рисунок 3.14 – Манометр пресу БП-29

Тріщиностійкість, K_{1c} , для схеми (рис. 3.15) визначається для кожного зразка за формулою [16]:

$$K_{1c} = \frac{P \cdot S}{b \cdot h^{1,5}} \cdot \frac{3 \cdot \sqrt{\alpha}}{\sqrt{2} \cdot (1 - \alpha)^{1,5}} \cdot F\left(\frac{l}{h}\right); \quad (3.1)$$

$$F\left(\frac{l}{h}\right) = \sum_{i=0}^5 \left(A_i \cdot \left(\frac{l}{h}\right)^i \right) \quad (3.2)$$

$$A_0 = 1.9109, \quad A_1 = -5.1552, \quad A_2 = 12.688, \quad A_3 = -19.5736$$

$$A_4 = 15.9377, \quad A_5 = -5.1454$$

де K_{1c} - в'язкість руйнування, $\text{МПа}\sqrt{\text{м}}$;

P - руйнуюче навантаження, МН;

h - висота зразка, м;

b - товщина зразка, м;

S - відстань між опорами, м;

$\alpha = \frac{l}{h}$ - відносна глибина U- образного надрізу;

$F\left(\frac{l}{h}\right)$ - коефіцієнт фактора інтенсивності навантаження зразка;

l - глибина U- образного надрізу, м.

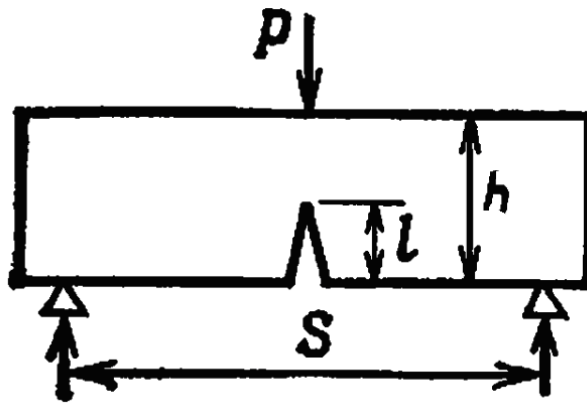


Рисунок 3.15. Трьох точкове згинання зразка з крайовою тріщиною

Обчислення були проведені для всіх зразків, що були піддані випробуванню. Потім обчислювалися середні значення і середні квадратичні відхилення показників тріщиностійкості (в'язкості руйнування) з округленням результатів до трьох знаків після коми. Результати обчислення були занесені до таблиці 3.1 і відображені графічно (рис. 3.16)

Таблиця 3.1 –

Результати обробки даних експерименту.

№ зразка	Довжина зразка, мм	Відстань між опорами S , мм	Висота зразка h , мм	Ширина зразка, b , мм	Довжина вирізу, l , мм	Руйнуюче навантаження P , кг/см ²	В'язкість руйнування K_{Ic} , МПа $\sqrt{м}$
1	100,80	61,00	36,30	27,90	2,94	33	1,749
5	85,50	65,00	35,80	35,30	3,27	38	1,829
6	79,00	60,00	29,30	25,60	3,75	19	1,838
7	125,00	97,00	30,00	29,70	4,07	12	1,605
10	90,60	51,00	36,00	33,40	4,02	33	1,433
13	105,00	66,00	40,10	33,30	2,93	42	1,659
14	112,60	83,00	44,40	28,60	2,42	36	1,564
15	124,10	80,00	47,00	32,90	3,43	37	1,412

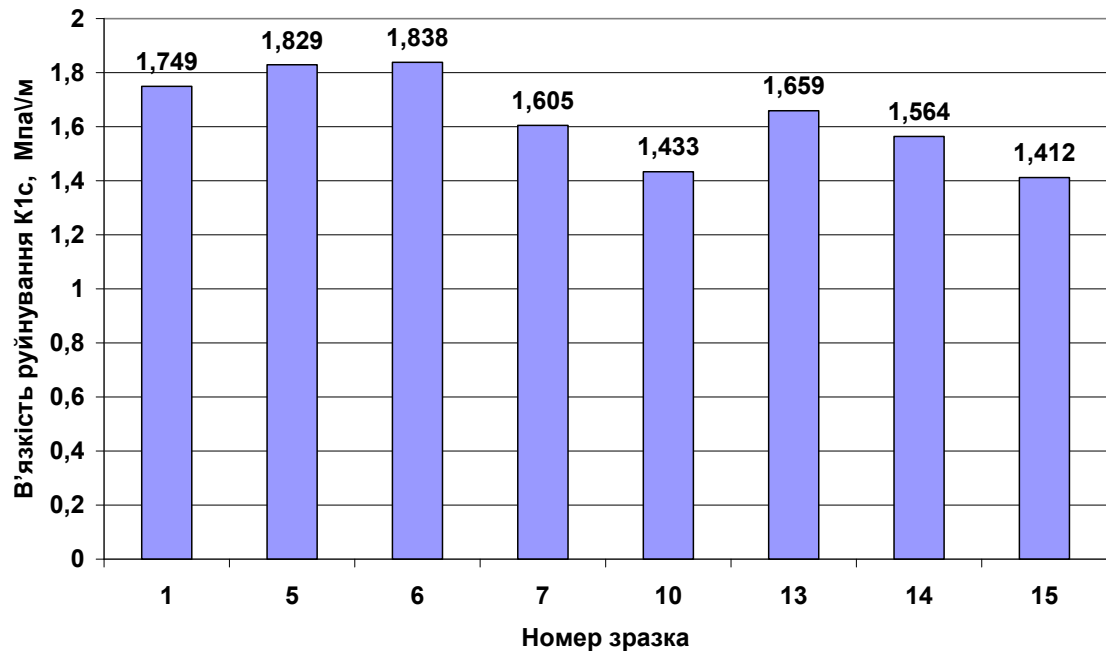


Рисунок 3.16 – В'язкість руйнування для зразків пісковика

Середнє арифметичне для вибіркової сукупності даних визначається за формулою:

$$\overline{K_{1c}} = \frac{\sum_{i=1}^N K_{1c i}}{N} \quad (3.3)$$

Середнє арифметичне в'язкості руйнування складе:

$$\overline{K_{1c}} = 1.686 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$$

Середньоквадратичне відхилення вихідних даних від середнього значення фактора [17]:

$$\sigma = \sqrt{\frac{1}{N} \cdot \sum_{i=1}^N (\overline{K_{1c}} - K_{1c i})^2} \quad (3.4)$$

Середньоквадратичне відхилення для в'язкості руйнування складе:

$$\sigma = 0.1538 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$$

Визначення величини помилки при заданому числі спостережень:

$$\Delta K_{1c} = \sqrt{\frac{3.84 \cdot \sigma^2}{N}} \cdot \frac{100}{\overline{K_{1c}}} = \sqrt{\frac{3.84 \cdot 0.1538^2}{8}} \cdot \frac{100}{1.636} = 6.51\% \quad (3.5)$$

3.3. Визначення питомої поверхневої енергії руйнування зразків пісковика

Для визначення питомої поверхневої енергії руйнування γ_o матеріалу твердого тіла (рис. 3.17) скористаємося наступною формулою [18]:

$$\gamma_o = \frac{K_{Ic}^2}{2 \cdot E}, \text{ Дж/м}^2 \quad (3.6)$$

де E - модуль пружності, для даного пісковика $E=1.5$ ГПа.

Таблиця 3.2 –

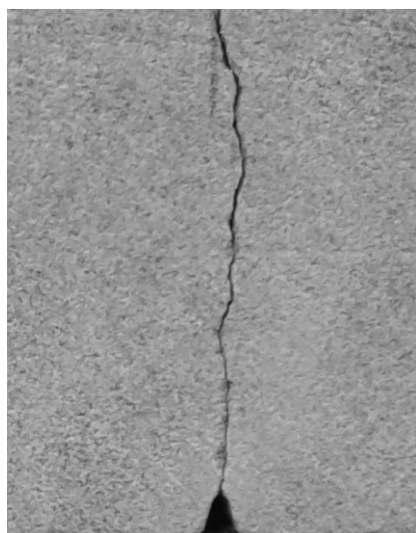
Визначення питомої поверхневої енергії руйнування зразків пісковика

№ зразка	Довжина зразка, мм	Висота зразка h , мм	Ширина зразка, b , мм	Довжина утвореної тріщини, l_y , мм	В'язкість руйнування K_{Ic} , МПа $\sqrt{м}$	Питома поверхнева енергія руйнування γ_o , Дж/м ²
1	100,80	36,30	27,90	34,25	1,749	1020,12
5	85,50	35,80	35,30	33,46	1,829	1115,68
6	79,00	29,30	25,60	26,90	1,838	1125,81
7	125,00	30,00	29,70	28,11	1,605	858,78
10	90,60	36,00	33,40	34,31	1,433	684,08
13	105,00	40,10	33,30	38,25	1,659	917,45
14	112,60	44,40	28,60	43,19	1,564	815,24
15	124,10	47,00	32,90	44,63	1,412	664,87

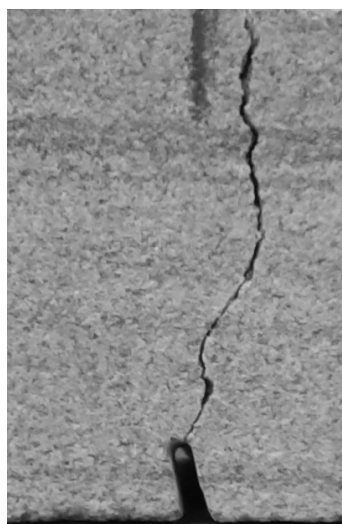
Середнє арифметичне для питомої поверхневої енергії руйнування згідно формули (3.3) склало: $\gamma_o = 900.25$ Дж/м²

Середньоквадратичне відхилення вихідних даних від середнього значення фактора для питомої поверхневої енергії руйнування за формулою (3.4) склало: $\sigma = 166.971$ Дж/м²

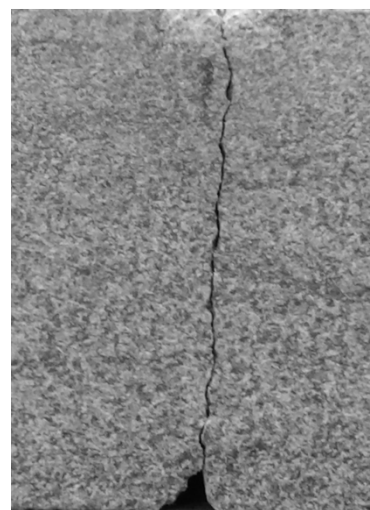
Величина помилки при заданому числі спостережень за формулою (3.5) склало: $\Delta\gamma_o = 12.85$ %



Зразок №1



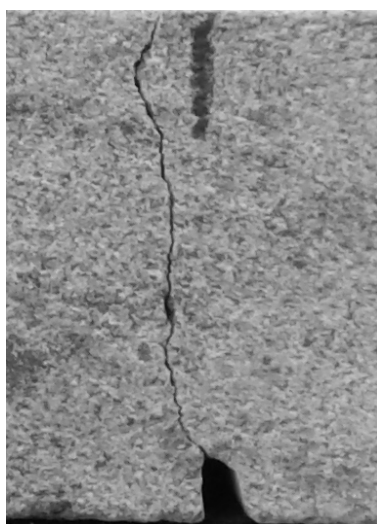
Зразок №2



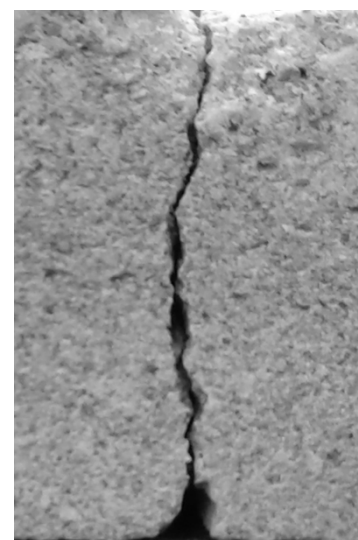
Зразок №5



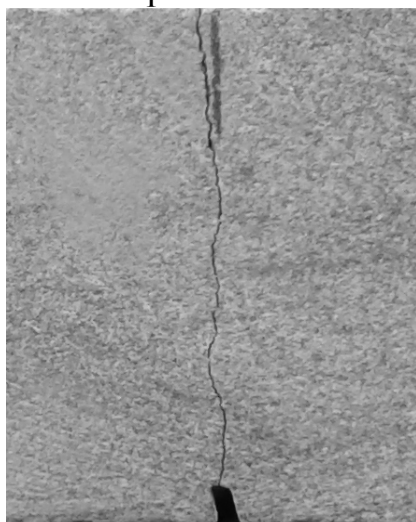
Зразок №6



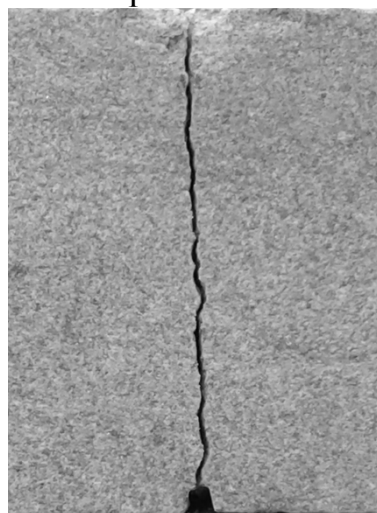
Зразок №7



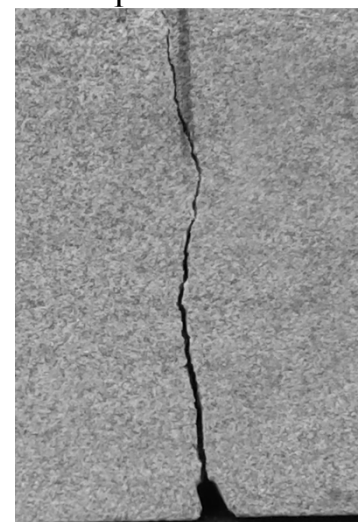
Зразок №10



Зразок №13



Зразок №14



Зразок №15

Рисунок 3.17 – Утворення тріщин в зразках пісковика після випробувань

Повна поверхнева енергія руйнування зразка визначиться, якщо питому поверхневу енергію руйнування помножити на площу утвореної поверхні після руйнування (табл. 3.3):

$$W = \gamma_o \cdot S_y = \gamma_o \cdot l_y \cdot b \quad (3.9)$$

Для визначення довжини тріщини, що утворилась після руйнування, необхідно її представити у вигляді графіку (використовуючи фото зразка при збільшеному масштабі), для того щоб визначити відстань між найближчими точками (визначається за теоремою Піфагора). Сума цих відрізків і є довжина тріщини (табл. 3.4), що утворилась після руйнування зразка:

$$l_y = \sum_{i=1}^N \sqrt{\Delta x_i^2 + \Delta y_i^2} \quad (3.8)$$

де N – кількість відрізків;

Δx_i – відстань між найближчими точками по осі X (проекція на ось X);

Δy_i – відстань між найближчими точками по осі Y (проекція на ось Y);

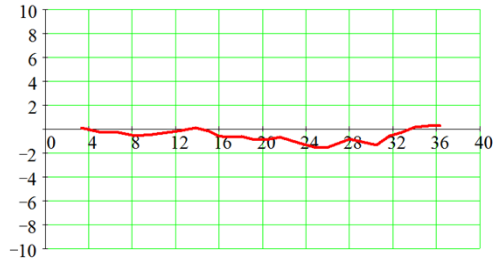
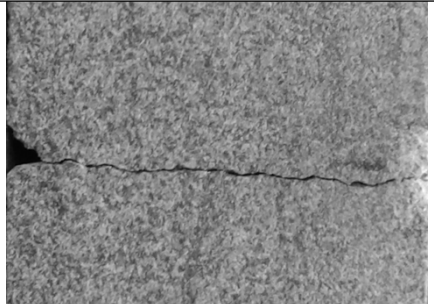
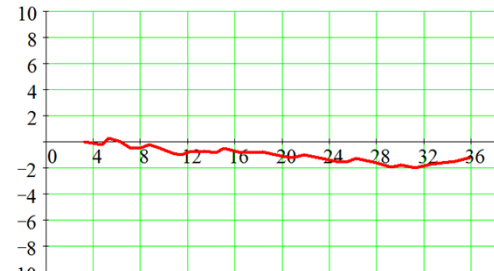
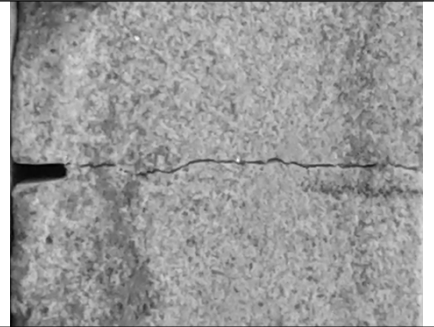
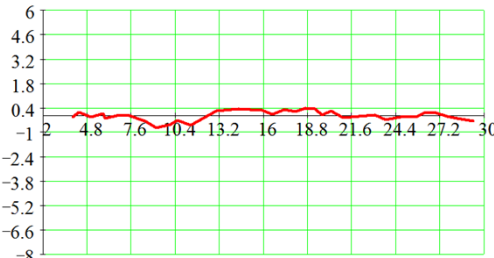
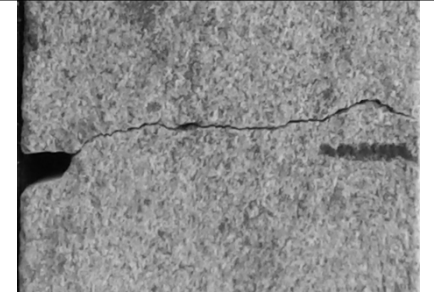
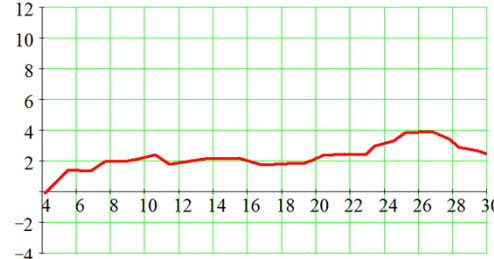
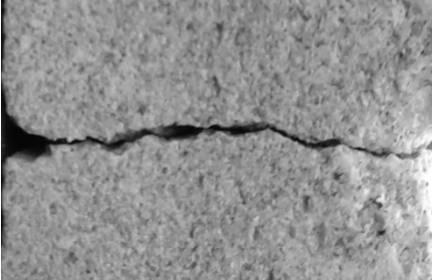
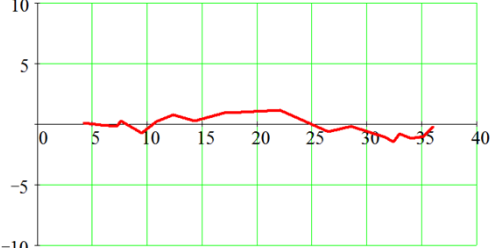
Таблиця 3.3 –

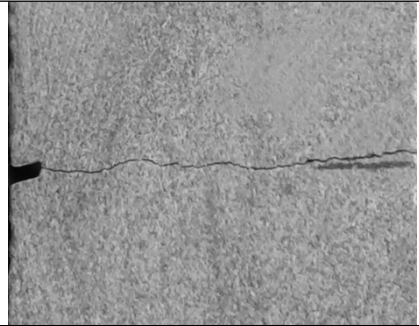
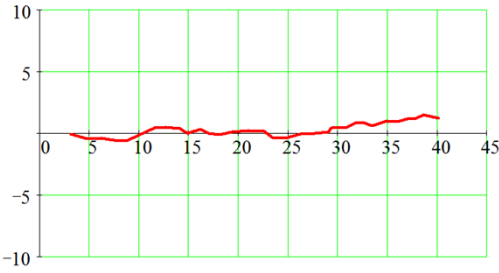
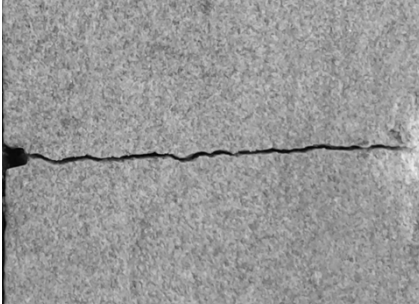
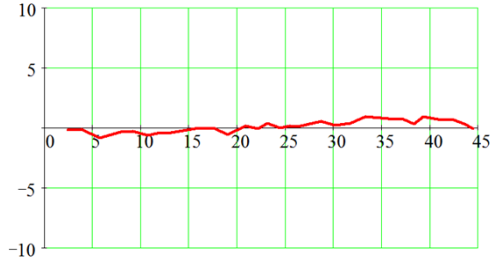
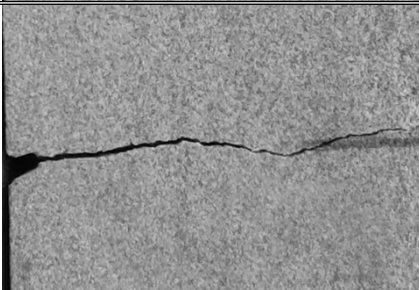
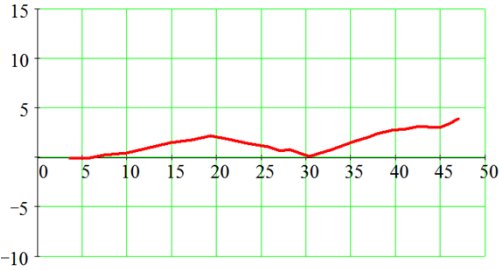
Визначення повної поверхневої енергії руйнування зразків пісковику

№ зразка	Довжина утвореної тріщини, l_y , мм	Ширина зразка, b , мм	В'язкість руйнування K_{Ic} , $\text{МПа}\sqrt{\text{м}}$	Питома поверхнева енергія руйнування γ_o , $\text{Дж} / \text{м}^2$	Повна поверхнева енергія руйнування зразка W , Дж
1	34,25	27,90	1,749	1020,12	0,975
5	33,46	35,30	1,829	1115,68	1,318
6	26,90	25,60	1,838	1125,81	0,775
7	28,11	29,70	1,605	858,78	0,717
10	34,31	33,40	1,433	684,08	0,784
13	38,25	33,30	1,659	917,45	1,169
14	43,19	28,60	1,564	815,24	1,007
15	44,63	32,90	1,412	664,87	0,976
Середнє			1,686	900,26	0,965

Таблиця 3.4 –

Визначення довжина тріщини, що утворилась після руйнування

№ зраз.	Тріщина в зразку	Графічне уявлення тріщини	Довжина тріщини l , мм
1			34,25
5			33,46
6			26,90
7			28,11
10			34,31

№ зраз.	Тріщина в зразку	Графічне уявлення тріщини	Довжина тріщини l , мм
13			38,25
14			43,19
15			44,63

Отже процент збільшення шляху поширення тріщини у середньому складає 3,88% (табл. 3.5).

Таблиця 3.5 –

Процент збільшення шляху поширення тріщини

№ зразка	Висота зразка h , мм	Довжина первісної тріщини, l , мм	Довжина утвореної тріщини, l_y , мм	Загальна довжина тріщини, l_z , мм	Процент збільшення шляху поширення тріщини $\frac{l_z - h}{h} \cdot 100\%$
1	36,30	2,94	34,25	37,19	2,45
5	35,80	3,27	33,46	36,73	2,60
6	29,30	3,75	26,90	30,65	4,61
7	30,00	4,07	28,11	32,18	7,27
10	36,00	4,02	34,31	38,33	6,47
13	40,10	2,93	38,25	41,18	2,69
14	44,40	2,42	43,19	45,61	2,73
15	47,00	3,43	44,63	48,06	2,26

3.4. Аналіз результату дослідження руйнування зразків пісковику

Виходячи з умов експерименту, були отримані наступні результати руйнування зразків пісковику:

- в'язкість руйнування, середнє значення $\overline{K_{1c}} = 1.686 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$;
- питома поверхнева енергії руйнування, середнє значення $\gamma_o = 900,26 \text{ Дж} / \text{м}^2$;
- Повна поверхнева енергія руйнування зразка, середнє значення $W = 0,965 \text{ Дж}$.
- Процент збільшення шляху поширення тріщини у середньому складає 3,88%

Тип руйнування зразків пісковику охарактеризується як (рис. 3.18):

- в'язке руйнування, якщо зразок містить природні тріщини та містить вологу (1).
- крихке руйнування, якщо зразок не містить шарів нашарування та природних тріщин (2);
- квазікрихке руйнування, якщо зразок містить шари нашарування (3);

Руйнування зразків з різним напрямом росту тріщини відносно нашаруванню (рис. 3.19):

- якщо фронт тріщини розташований по нормалі нашаруванню (а) - шари розколюють фронт тріщини, але не зупиняють її;
- якщо тріщина розташована по нормалі нашаруванню (б) - шари є перешкодою на шляху тріщини;
- якщо фронт тріщини розташований паралельно нашаруванню (в) – шари не зупиняють тріщину або зменшують тріщиностійкість.

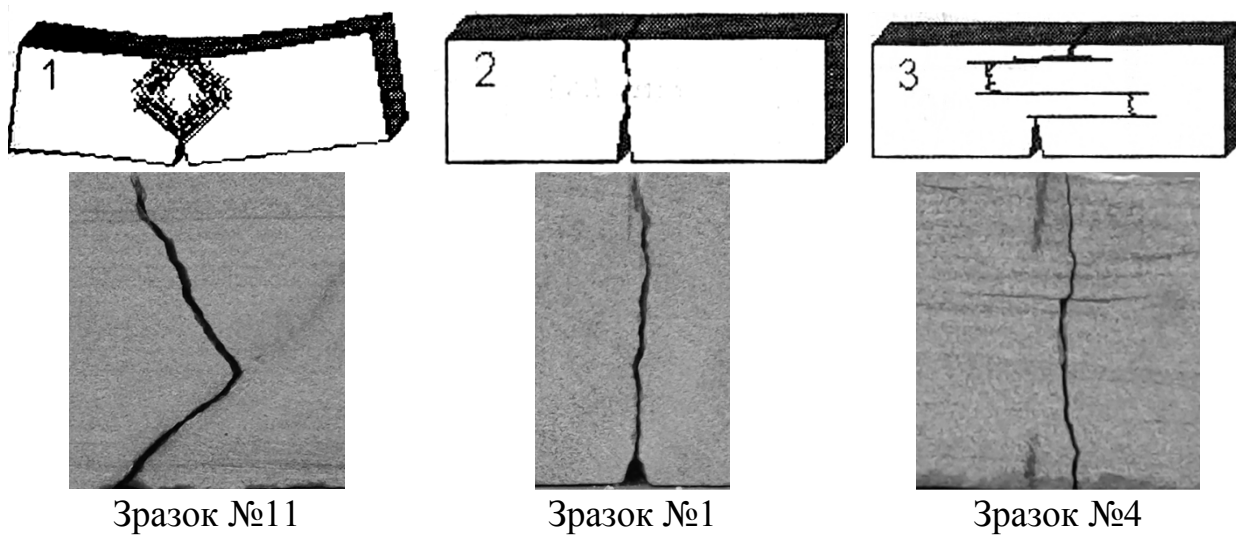


Рисунок 3.18 – Типи руйнування зразків пісковика:

1 – в'язке руйнування; 2 – крихке руйнування; 3 – квазікрихке руйнування

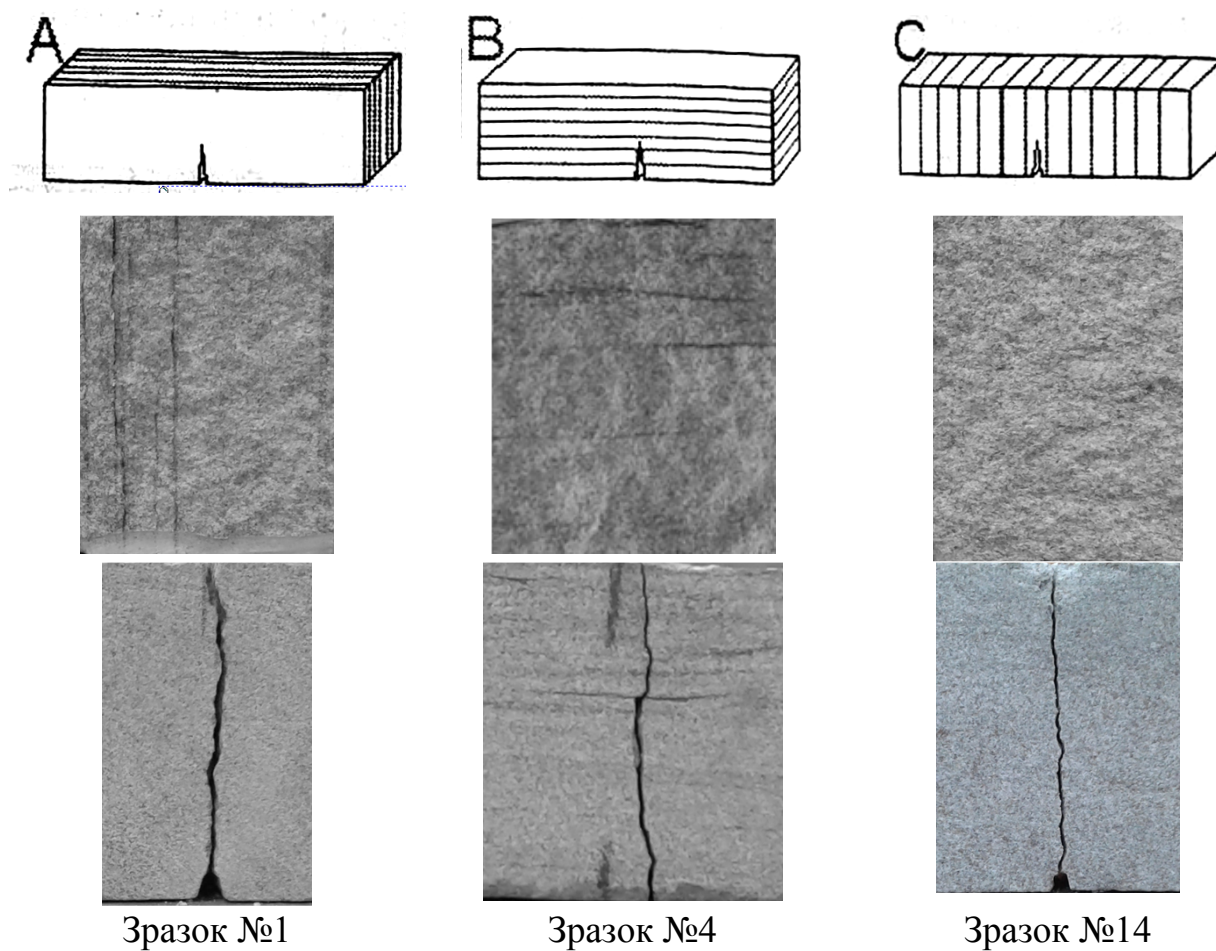


Рисунок 3.19 – Руйновані зразки з різним напрямом росту тріщини відносно нашарування

4. ЧИСЕЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПІД НАВАНТАЖЕННЯМ

Для визначення руйнуючих напружень у зразках на момент їх руйнування зробимо чисельний аналіз напружено-деформованого стану зразків пісковику.

4.1. Методика чисельного моделювання напружено-деформованого стану гірських порід під навантаженням

Для цього треба визначитися з моделлю зразка:

- 1) Модель зразка у вигляді балки (має фізико-механічні властивості породи - пісковику) з початковим U-образним надрізом (рис. 4.1);

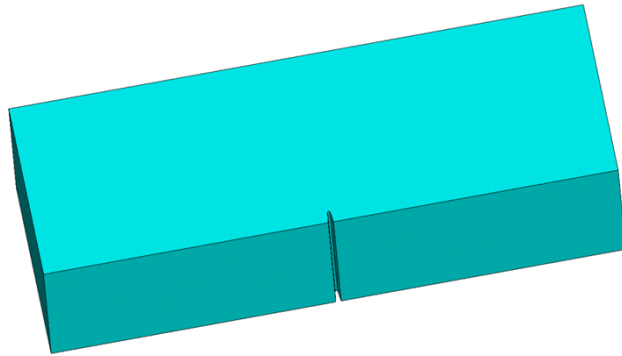


Рисунок 4.1 – Модель зразка пісковику у вигляді балки з початковим U-образним надрізом

- 2) модель нерухомої і рухомої опори (має фізико-механічні властивості металу) (рис. 4.2)

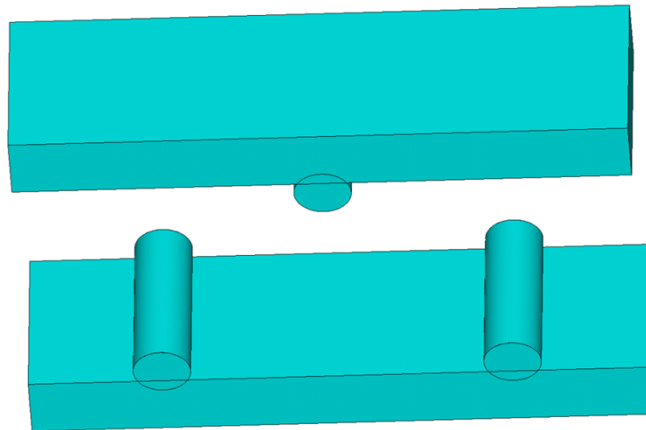


Рисунок 4.2 – Модель нерухомої і рухомої опори

- 3) граничні умови та навантаження моделі (навантаження перераховується у якості тиску для рухомої опори) беруться ті, що при руйнуванні зразку (рис. 4.3).

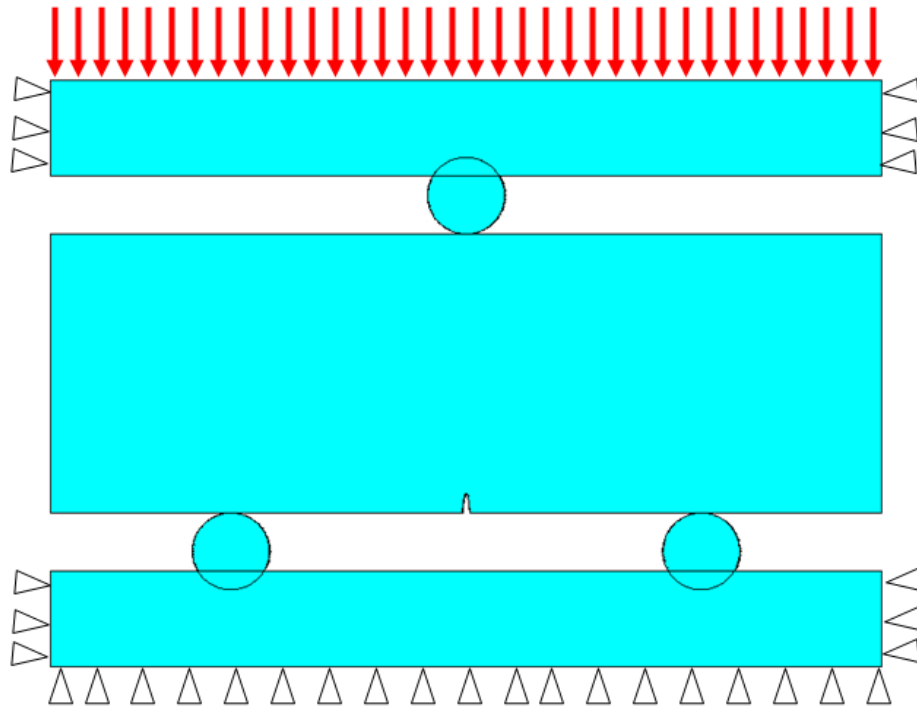


Рисунок 4.3 – Граничні умови та навантаження моделі

Для об'ємного напружено-деформованого стану моделі потрібні умови рівноваги, що описуються виразами [19]:

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{xz}}{\partial z} + \rho X &= 0, \\ \frac{\partial \tau_{yx}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{yz}}{\partial z} + \rho Y &= 0, \\ \frac{\partial \tau_{zx}}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{zy}}{\partial y} + \frac{\partial \sigma_z}{\partial z} + \rho Z &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (4.1)$$

де ρ – щільність речовини;

X, Y, Z – проекції об'ємних сил на осі координат, віднесені до одиниці маси.

Маємо рівняння нерозривності деформацій, що відображає те, що в процесі деформацій суцільність середовища не порушується:

$$\left. \begin{aligned}
\frac{\partial^2 \varepsilon_x}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 \varepsilon_y}{\partial x^2} &= \frac{\partial^2 \gamma_{xy}}{\partial x \partial y}, \\
\frac{\partial^2 \varepsilon_y}{\partial z^2} + \frac{\partial^2 \varepsilon_z}{\partial y^2} &= \frac{\partial^2 \gamma_{yz}}{\partial y \partial z}, \\
\frac{\partial^2 \varepsilon_z}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 \varepsilon_x}{\partial z^2} &= \frac{\partial^2 \gamma_{zx}}{\partial z \partial x}, \\
\frac{\partial}{\partial z} \left(\frac{\partial \gamma_{yz}}{\partial x} + \frac{\partial \gamma_{zx}}{\partial y} - \frac{\partial \gamma_{xy}}{\partial z} \right) &= 2 \frac{\partial^2 \varepsilon_z}{\partial x \partial y}, \\
\frac{\partial}{\partial x} \left(\frac{\partial \gamma_{zx}}{\partial y} + \frac{\partial \gamma_{xy}}{\partial z} - \frac{\partial \gamma_{yz}}{\partial x} \right) &= 2 \frac{\partial^2 \varepsilon_x}{\partial y \partial z}, \\
\frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{\partial \gamma_{xy}}{\partial z} + \frac{\partial \gamma_{yz}}{\partial x} - \frac{\partial \gamma_{zx}}{\partial y} \right) &= 2 \frac{\partial^2 \varepsilon_y}{\partial z \partial x}.
\end{aligned} \right\} \quad (4.2)$$

Основна і обов'язкова умова справедливості цих рівнянь - це суцільність або нерозривність середовища як до початку деформації, так і у процесі деформації.

Додаткові рівняння, що зв'язують деформації з напруженням, що відображають фізичні особливості розвитку деформацій, для ізотропного середовища (узагальнений закон Гука) [20]:

$$\left. \begin{aligned}
\varepsilon_x &= \frac{1}{E} [\sigma_x - \mu(\sigma_y + \sigma_z)] & \gamma_{xy} &= \frac{\tau_{xy}}{G}, \\
\varepsilon_y &= \frac{1}{E} [\sigma_y - \mu(\sigma_z + \sigma_x)] & \gamma_{yz} &= \frac{\tau_{yz}}{G}, \\
\varepsilon_z &= \frac{1}{E} [\sigma_z - \mu(\sigma_x + \sigma_y)] & \gamma_{zx} &= \frac{\tau_{zx}}{G}.
\end{aligned} \right\} \quad (4.3)$$

Математичне моделювання контакту різних середовищ вимагає опису граничних умов контакту між елементами моделі.

Для точок, що лежать на лінії розділу підобластей які контактують між собою, граничні умови паредставлені у вигляді нерівностей [21]:

$$u_n^{i-1} + u_n^{i+1} - \delta_n^i \leq 0; \quad \sigma_n^i \leq 0; \quad (u_n^{i-1} + u_n^{i+1} - \delta_n^i) \sigma_n^i = 0, \quad (4.4)$$

де u_n^{i-1} , u_n^{i+1} и δ_n^i – переміщення точок підобластей S_{i-1} , S_{i+1} і початковий

зазор (натяг) в напрямку позитивних нормалей контактуючих ділянок, нахил яких збігається з напрямком загальної нормалі n ; σ_n^i – напруження взаємодії тіл у напрямку нормалі n .

Умови фрикційної взаємодії на точках контакту приймаються у формі закону Кулона. При цьому нормальні σ_n^i і дотичні τ_n^i напруження підпорядковані співвідношенню:

$$|\tau_n^i| \leq f_{mp} \sigma_n^i, \quad (4.5)$$

де $f_{тр}$ – коефіцієнт сухого тертя.

Співвідношення (4.5) виконується за рахунок проковзування контактуючих поверхонь один щодо одного, стримуваних фрикційними дотичними напруженнями.

4.2. Чисельні дослідження напружено-деформованого стану зразків порід з тріщиною

Для визначення межі текучості пісковика при розкритті тріщин у момент вигину були виконані чисельні дослідження напружено-деформованого стану зразків порід з тріщиною проводились за допомогою програми ANSYS [22].

Алгоритм роботи програми полягає в наступному:

- 1) Створення кінцево-елементної моделі зразка з тріщиною (програма автоматично згущує сітку кінцевих елементів біля надрізу «тріщини») (рис. 4.4);
- 2) Задати властивості кожному елементу моделі;
- 3) Задати граничні умови контакту елементів моделі;
- 4) Задати граничні умови та навантаження для моделі (рис. 4.3).
- 5) Для визначення напруження біля самої тріщини був заданий шлях у вигляді кола з діаметром 2 мм і 3 мм з центром у вершини «тріщини» (рис. 4.5).

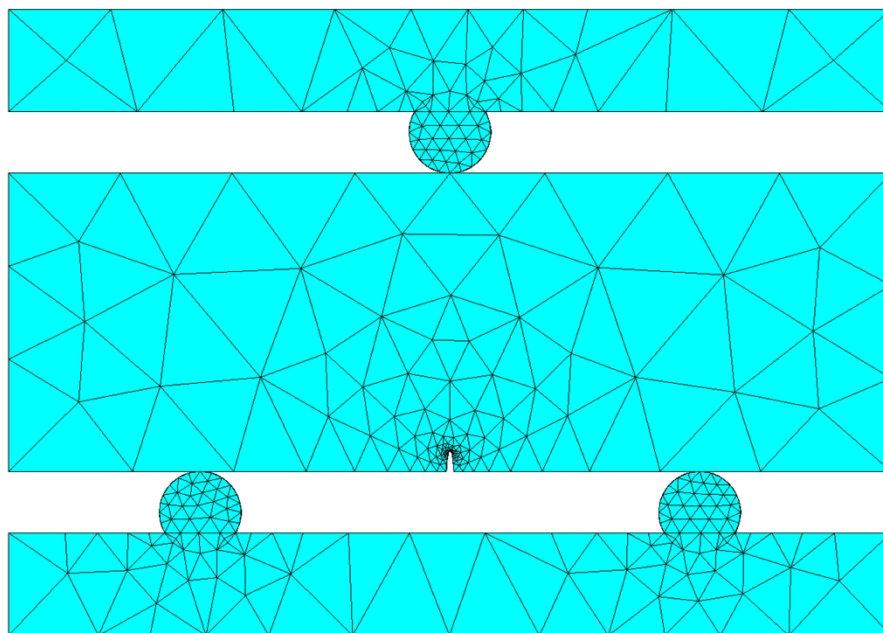


Рисунок 4.4 – Кінцево-елементна модель зразка з тріщиною

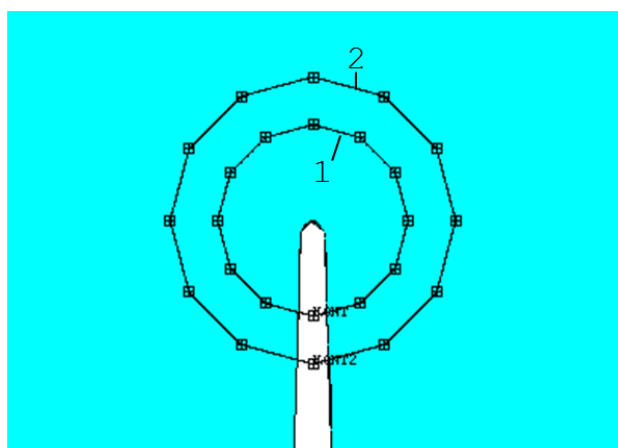


Рисунок 4.5 – Шлях у вигляді кола з діаметром 2 мм і 3 мм з центром у вершини «тріщини»

Отримані результати розрахунку чисельного моделювання напружено-деформованого стану зразка пісковику при випробуванні на згинання з урахуванням початкової тріщини представлені у таблицях 4.1 – 4.5.

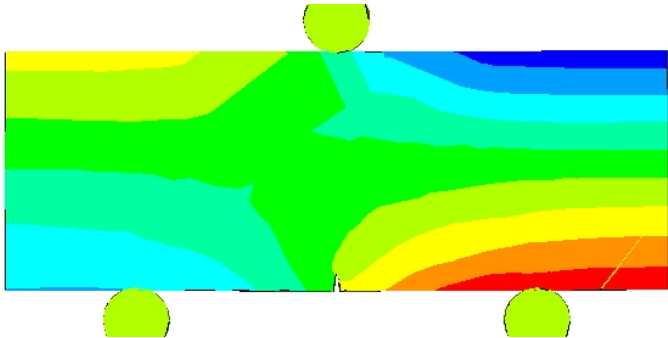
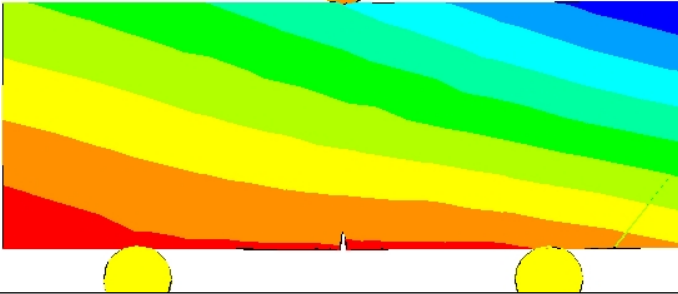
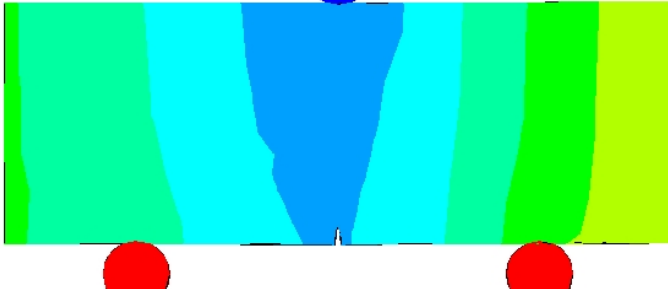
Горизонтальні зміщення в моделі (U_x) на момент її руйнування змінюються від $-0,1$ мм до $+0,08$ мм (табл. 4.1). Горизонтальні зміщення в моделі (U_z), на момент її руйнування, змінюються від $-0,068$ мм до $+0,021$ мм

Максимальне вертикальне зміщення в моделі (U_y) (вигин балки) на

момент її руйнування, складає 0,53 мм.

Таблиця 4.1 –

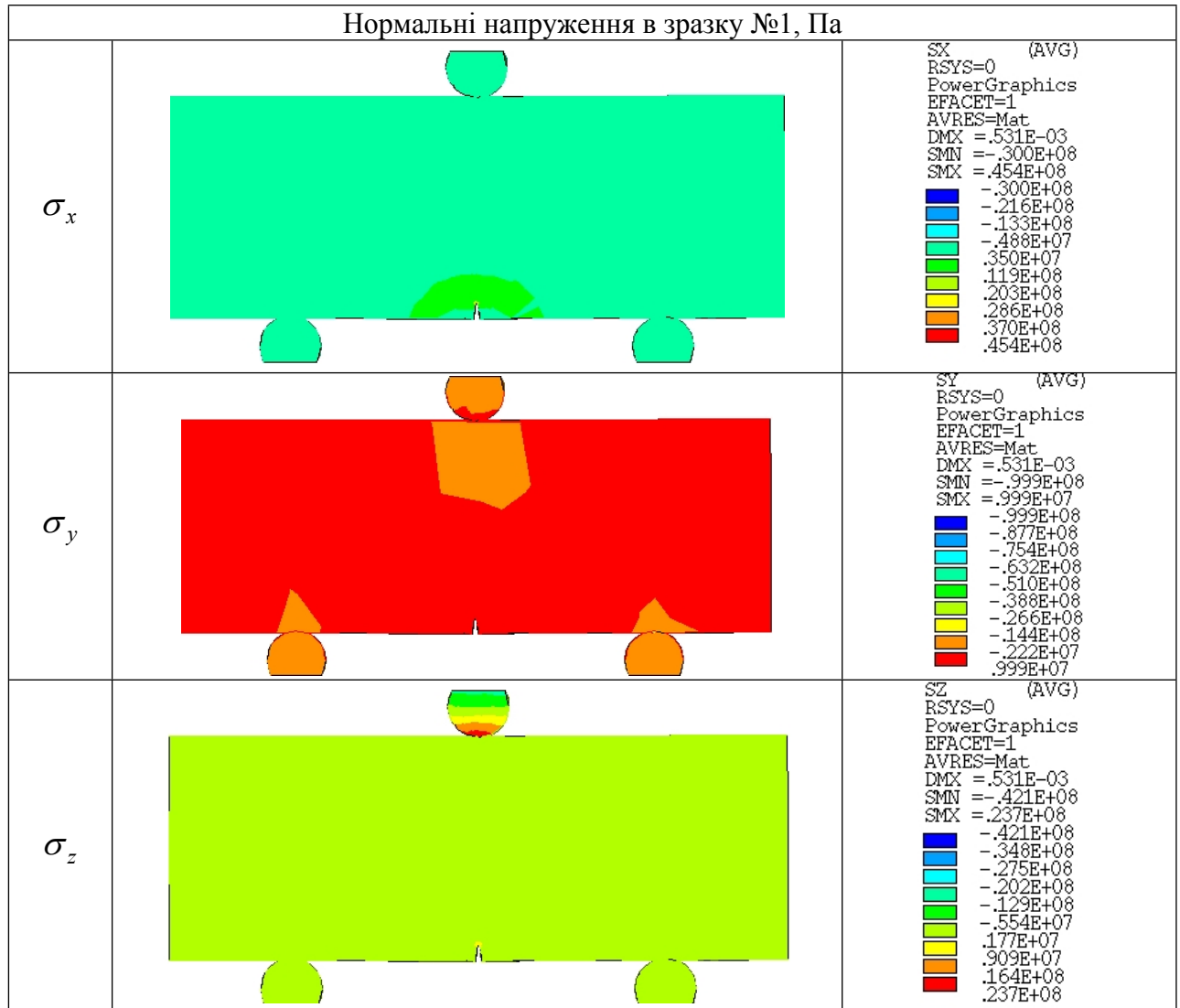
Зміщення в моделі зразка з тріщиною

Зміщення в моделі зразка , м		
U_x		UX (AVG) RSYS=0 PowerGraphics EFACET=1 AVRES=Mat DMX =.531E-03 SMN =-.101E-03 SMX =.771E-04 -.101E-03 -.814E-04 -.616E-04 -.417E-04 -.219E-04 -.212E-05 .177E-04 .375E-04 .573E-04 .771E-04
U_z		UZ (AVG) RSYS=0 PowerGraphics EFACET=1 AVRES=Mat DMX =.531E-03 SMN =-.681E-04 SMX =.209E-04 -.681E-04 -.582E-04 -.483E-04 -.384E-04 -.285E-04 -.186E-04 -.872E-05 .117E-05 .111E-04 .209E-04
U_y		UY (AVG) RSYS=0 PowerGraphics EFACET=1 AVRES=Mat DMX =.531E-03 SMN =-.531E-03 -.531E-03 -.472E-03 -.413E-03 -.354E-03 -.295E-03 -.236E-03 -.177E-03 -.118E-03 -.590E-04 0

Нормальні розтягуючі напруження σ_x (табл. 4.2) у зразку №1 навколо тріщини знаходиться між 11,9 МПа та 20,3 МПа. Більш детально на контурах 2 і 1 (відповідно) від 13,56 МПа до 16,77 МПа (рис. 4.5, табл. 4.4).

Таблиця 4.2 –

Нормальні напруження в зразку №1

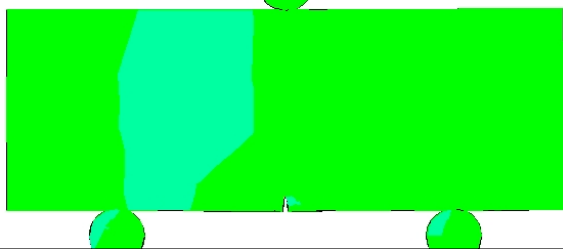
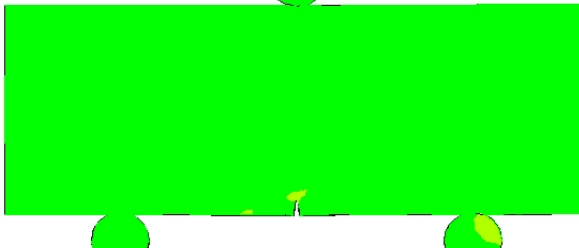


Результати дослідження показали, що дотичні напруження по горизонтальній площині біля вершини тріщини τ_{xz} складають 0,99 МПа (табл. 4.3.) Дотичні напруження по вертикальним площинам біля вершини тріщини складають $\tau_{xy} = 6,42$ МПа і $\tau_{yz} = 4,72$ МПа.

Таким чином вдалося відновити напружено-деформований стан усіх експериментальних зразків під руйнуючим навантаженням. Найбільший інтерес становить горизонтальне напруження, що утворюється біля вершини тріщини, бо це є межа текучості пісковику. Отже руйнуюче напруження для усіх експериментальних зразків відображено у таблиці 4.5.

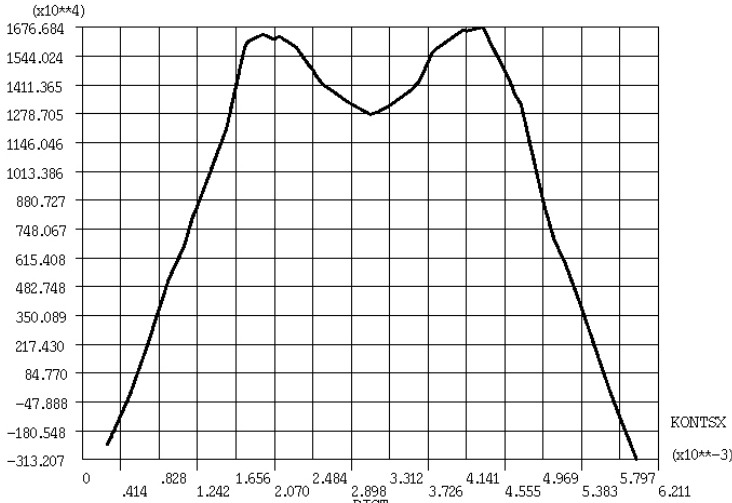
Таблиця 4.3 –

Дотичні напруження в зразку №1

Дотичні напруження в зразку №1, Па		
τ_{xy}		SXY (AVG) RSYS=0 PowerGraphics EFACET=1 AVRES=Mat DMX =.531E-03 SMN =-.230E+08 SMX =.267E+08 -.230E+08 -.175E+08 -.119E+08 -.642E+07 -.896466 .462E+07 .101E+08 .157E+08 .212E+08 .267E+08
τ_{yz}		SYZ (AVG) RSYS=0 PowerGraphics EFACET=1 AVRES=Mat DMX =.531E-03 SMN =-.320E+08 SMX =.294E+08 -.320E+08 -.252E+08 -.184E+08 -.115E+08 -.472E+07 .210E+07 .892E+07 .157E+08 .226E+08 .294E+08
τ_{xz}		SXZ (AVG) RSYS=0 PowerGraphics EFACET=1 AVRES=Mat DMX =.531E-03 SMN =-.358E+07 SMX =.328E+07 -.358E+07 -.282E+07 -.206E+07 -.129E+07 .531424 .231112 .993648 .176E+07 .252E+07 .328E+07

Таблиця 4.4 –

Нормальні горизонтальні напруження в зразку №1 на контурах 1 і 2

№ контуру	Нормальні горизонтальні напруження в зразку №1 на контурах 1 і 2, Па («+» розтягання, «-» стиснення)	Максимальне значення, МПа
№1		+16,77



Таблиця 4.5 –

В'язкість руйнування та межа текучості пісковику

N	В'язкість руйнування зразків пісковику K_{1c} , МПа $\sqrt{м}$	Межа текучості зразків пісковику $[\sigma]$, МПа
1	1,749	16,767
5	1,829	17,760
6	1,838	18,086
7	1,605	17,320
10	1,433	14,889
13	1,659	15,698
14	1,564	12,209
15	1,412	11,690
Середнє значення	1,686	15,55

От же завдяки лабораторним експериментам та чисельному моделюванню вдалось встановити в'язкість руйнування та межу текучості пісковику.

Таким чином, лабораторними дослідженнями та чисельними моделюванням було встановлено в'язкість руйнування, яка склала: 1,686 МПа $\sqrt{м}$, та межу текучості пісковику, яка склала: 15,55 МПа.

5. ОБҐРУНТУВАННЯ ЕФЕКТИВНОГО СПОСОБУ КЕРУВАННЯ ПОКРІВЛЕЮ ДЛЯ БЕЗПЕЧНОГО ВЕДЕННЯ ОЧИСНИХ РОБІТ В СКЛАДНИХ ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВАХ

5.1. Обґрунтування способу прогнозу руйнування і обвалення порід покрівлі

На сьогодні, фізичному моделюванню гірничих процесів в шаруватому масиві присвячено багато наукових робіт [23, 24]. Розглянемо роботи деяких авторів [25, 26], які вивчали процес обвалення важкокерованої покрівлі.

Так використання моделі (у якості еквівалентних матеріалів пісок та гіпс) дозволило уявити картину розповсюдження тріщини у підробленому масиві (рис. 5.1).

При дослідженні матеріалів моделювання (фото, відео) вдалось чітко виділити етапи обвалення покрівлі та процес утворення тріщини на момент її первісної посадки (табл. 5.1). Крім того вдалось виділити тріщини сколювання та розшарування (рис. 5.1).

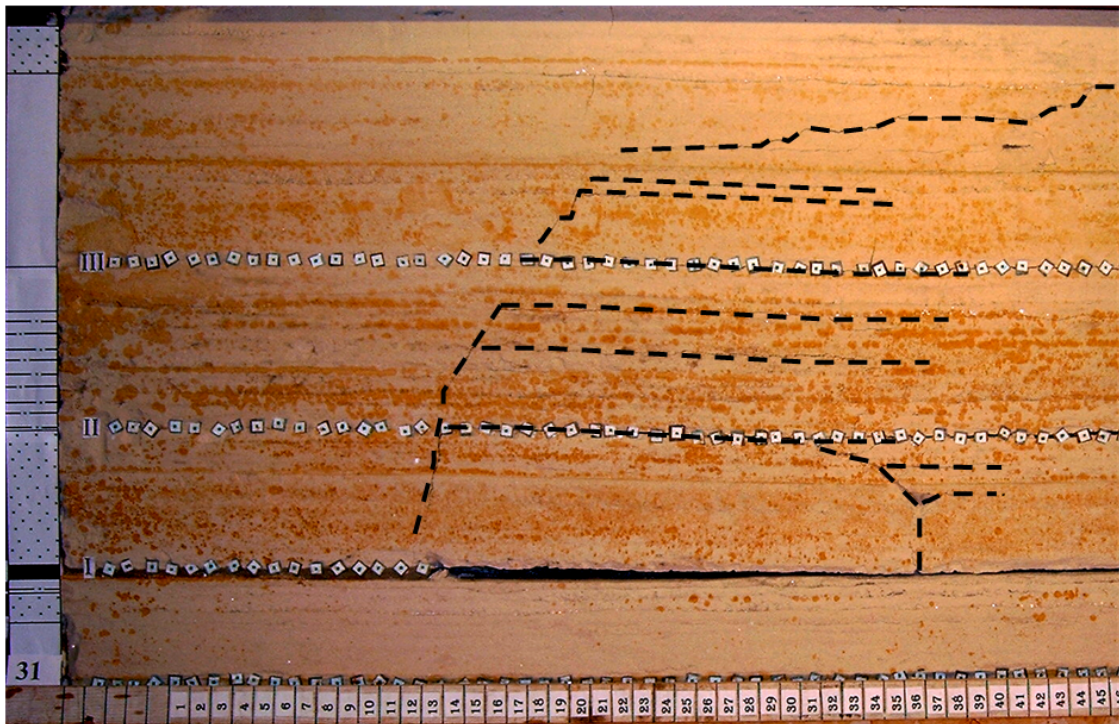


Рисунок 5.1 – Розповсюдження тріщин у підробленому масиві в моделі з еквівалентних матеріалів.

Етапи обвалення покрівлі та процес утворення тріщини на момент її первісної посадки (табл. 5.1) наступні:

1) Породи покрівлі перед процесом обвалення:

- тріщини та розшарування шарів моделі не спостерігаються;
- провисання шарів відсутнє.

2) Процес обвалення нижнього шару основної покрівлі:

- розшарування нижнього шару основної покрівлі;
- збільшення прогину нижнього шару основної покрівлі;
- утворення тріщин розколу у місцях затискання і у центрі прогину;
- розповсюдження тріщин розколу і обвалення нижнього шару основної покрівлі;

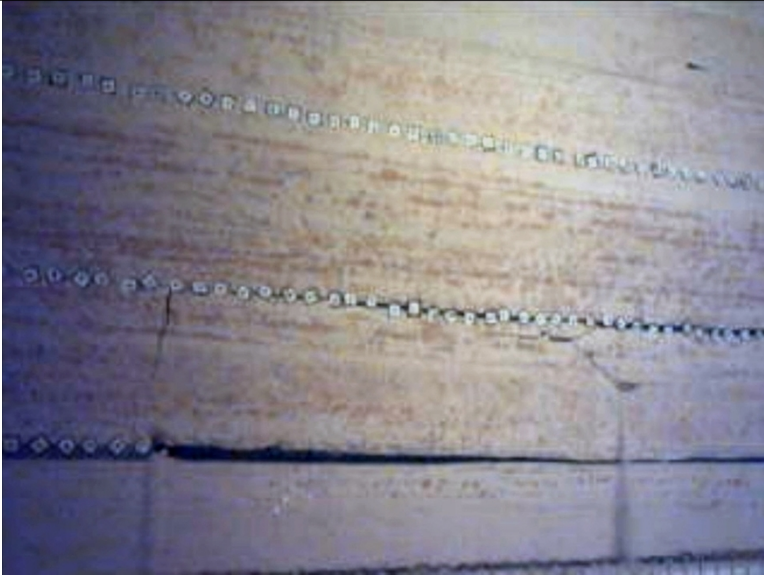
3) Процес обвалення верхніх шарів основної покрівлі:

- утворення тріщин розшарування на верхніх шарах основної покрівлі;
- послідовний процес опускання розшарованих ділянок шарів і утворення тріщин розколу для кожної ділянки (рис. 5.1)

Таблиця 5.1 –

Етапи обвалення покрівлі та процес утворення тріщини на момент її первісної посадки

№	Етапи обвалення покрівлі та процес утворення тріщини на момент її первісної посадки	Опис процесу
1		Породи покрівлі перед процесом обвалення.

№	Етапи обвалення покрівлі та процес утворення тріщини на момент її первісної посадки	Опис процесу
2		Процес обвалення нижнього шару основної покрівлі.
3		Процес обвалення верхніх шарів основної покрівлі.

Схеми розрахунку коефіцієнтів інтенсивності напруження для тріщин розшарування і розколювання у даній роботі приймемо, як для стандартних схем визначення коефіцієнтів інтенсивності напруження відповідно (рис. 5.2, табл. 5.2) для схеми:

- 1) Центральна тріщина при розтягуванні (тріщини розшарування);
- 2) Чистий вигин з крайовою тріщиною (тріщини розколювання).

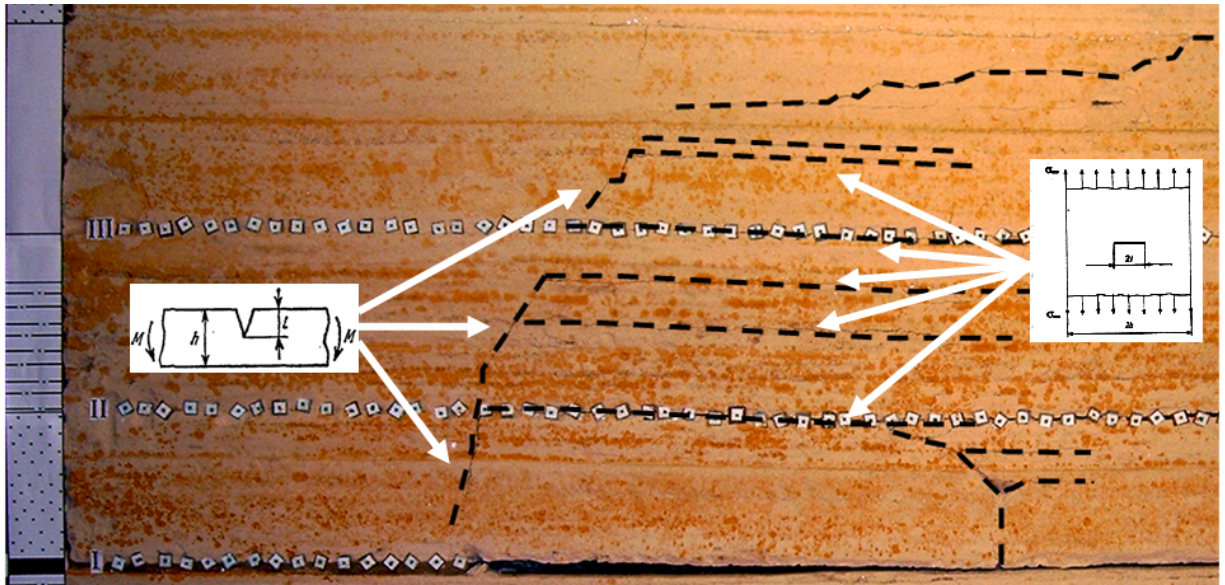
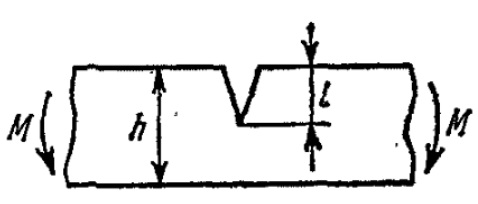
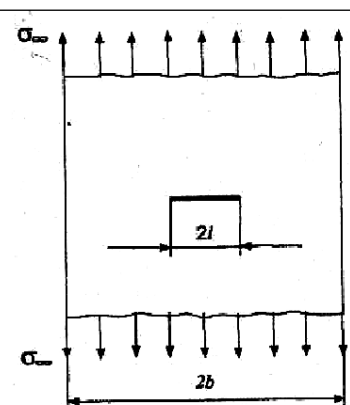


Рисунок 5.2 – Визначення схеми розрахунку коефіцієнтів інтенсивності напруження

Таблиця 5.2 –

Визначення коефіцієнтів інтенсивності напруження для схем:

Схема визначення коефіцієнтів інтенсивності напруження	Визначення коефіцієнтів інтенсивності напруження
	Чистий вигин з крайовою тріщиною $K_1 = 4.2 \cdot \lambda \left(\frac{l_{mp}}{h} \right) \cdot M \cdot h^{-\frac{3}{2}} \cdot \sqrt{\left(1 - \frac{l_{mp}}{h} \right)^{-3} - \left(1 - \frac{l_{mp}}{h} \right)^3}$ $\lambda \left(\frac{l_{mp}}{h} \right) = \begin{cases} 1.15 - 60 \cdot \left(\frac{l_{mp}}{h} \right)^2, & \text{якщо } 0 < \frac{l_{mp}}{h} < 0.05 \\ 1, & \text{якщо } \frac{l_{mp}}{h} > 0.05 \end{cases}$ (5.1)
	Центральна тріщина при розтягуванні $K_1 = \sigma_{\infty} \cdot \sqrt{\pi \cdot l} \cdot \sqrt{\frac{1}{\cos\left(\frac{\pi \cdot \lambda}{2}\right)}};$ $\lambda = \frac{l}{b}.$ (5.2)

5.2. Розробка методу прогнозу руйнування і обвалення порід важкокерованої покрівлі

5.2.1. Обґрунтування параметрів обвалення основної покрівлі з урахуванням тріщиностійкості тріщини розколювання

Визначимо схеми для окремих етапів обвалення основної покрівлі з урахуванням тріщиноутворення. Також будемо відрізняти тріщинуватість масиву та тріщинуватість геологічних порушень. Там де зустрічаються геологічні порушення приймаємо, що породний шар вже руйнований і уявляє собою балку з вільним кінцем.

Визначимо п'ять схем:

– 1-а (А) та 2-а (Б) це первісне та періодичне обвалення основної покрівлі відповідно, без впливу геологічних порушень (рис. 5.3).

– 3-а (В), 4-а (Г) і 5-а (Д) це первісне обвалення основної покрівлі, при впливі геологічних порушень (рис. 5.4).

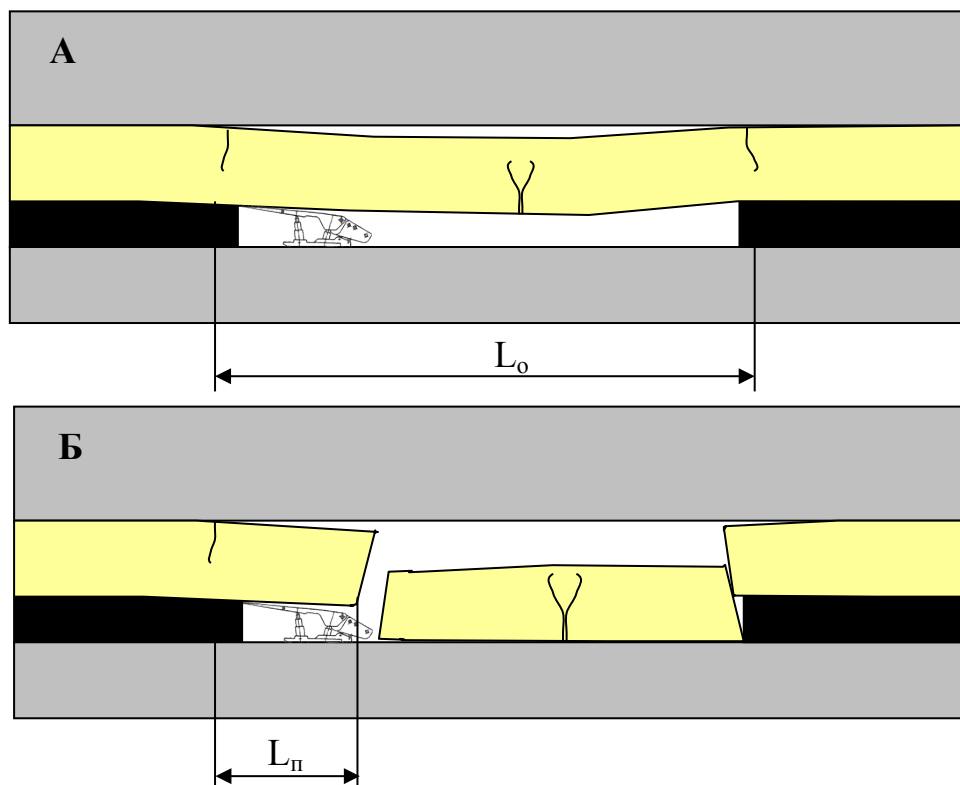


Рисунок 5.3 – Схеми для визначення посадок основної покрівлі при різних технологічних умовах відпрацювання

Якщо зіставити ці схеми (рис. 5.3, 5.4) зі схемами роботи балок під навантаженням (власна вага шарів), то ми отримаємо формули (5.3 – 5.6) для визначення згинаючих моментів [27] (табл. 5.3).

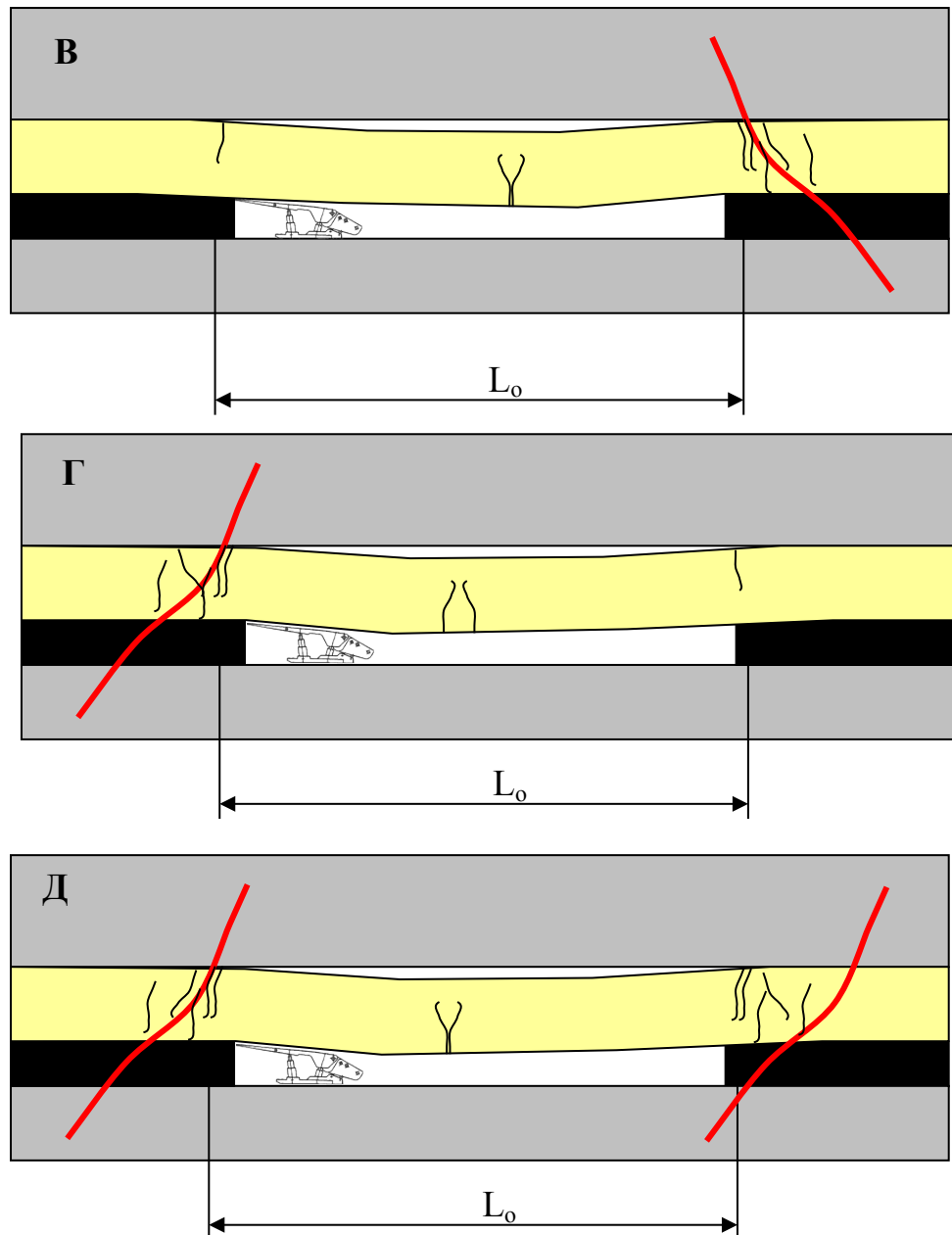
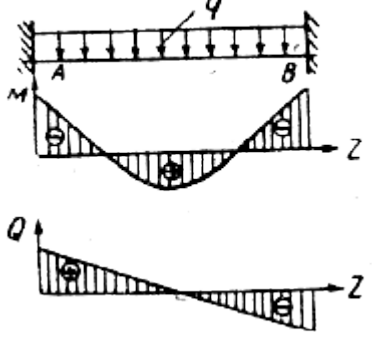
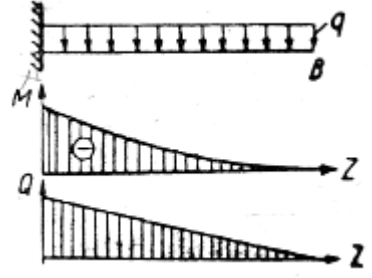
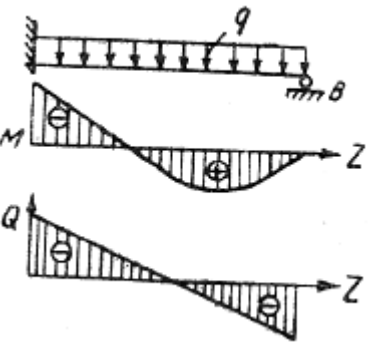
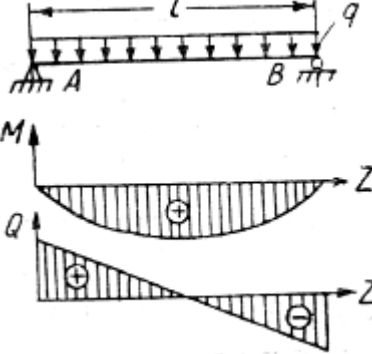


Рисунок 5.4 – Схеми для визначення первісних посадок основної покрівлі при різних геологічних умовах відпрацювання

Таким чином, підставив формули згинаючих моментів (5.3–5.6) для кожної схеми у формулу коефіцієнта інтенсивності напруження (5.1) і виразів через довжину балки отримаємо формули прольоту покрівлі (5.7 – 5.9) з урахуванням тріщиностійкості порід при різних схемах та умов відпрацювання (табл. 5.4).

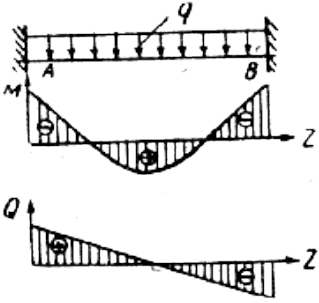
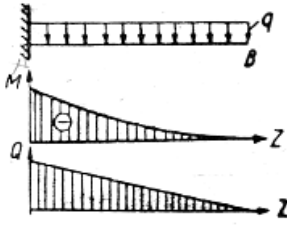
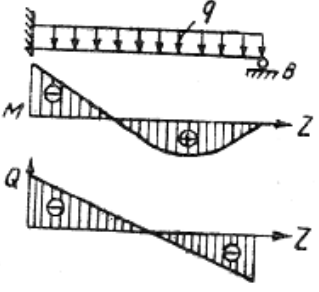
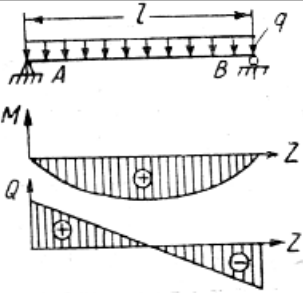
Таблиця 5.3 –

Визначення згинаючих моментів для різних схем умов відпрацювання

№ п/п	Схема умов відпрацювання	Розрахункова схема	Згинаючий момент
1.	А		$M_- = \frac{q \cdot l^2}{12} \quad (5.3)$ $M_+ = \frac{q \cdot l^2}{24} \quad (5.4)$
2.	Б		$M = \frac{q \cdot l^2}{2} \quad (5.5)$
3.	В, Г		$M_{\max} = \frac{q \cdot l^2}{8} \quad (5.6)$
4.	Д		

Таблиця 5.4 –

Формули визначення прольоту покрівлі з урахуванням тріщиностійкості порід при різних схемах та умов відпрацювання

№ п/п	Схема умов відпрацювання	Розрахункова схема	Формула визначення прольоту покрівлі з урахуванням тріщиностійкості порід
5.	А		$L_o = \sqrt{\frac{K_{1c} \cdot \sqrt{h}}{0.35 \cdot \lambda \cdot \gamma \cdot \sqrt{\left(1 - \frac{l_{mp}}{h}\right)^{-3} - \left(1 - \frac{l_{mp}}{h}\right)^3}}} \quad (5.7)$
6.	Б		$L_n = \sqrt{\frac{K_{1c} \cdot \sqrt{h}}{2.1 \cdot \lambda \cdot \gamma \cdot \sqrt{\left(1 - \frac{l_{mp}}{h}\right)^{-3} - \left(1 - \frac{l_{mp}}{h}\right)^3}}} \quad (5.8)$
7.	В, Г		$L_c = \sqrt{\frac{K_{1c} \cdot \sqrt{h}}{0.525 \cdot \lambda \cdot \gamma \cdot \sqrt{\left(1 - \frac{l_{mp}}{h}\right)^{-3} - \left(1 - \frac{l_{mp}}{h}\right)^3}}}$
8.	Д		$\lambda = \begin{cases} 1.15 - 60 \cdot \left(\frac{l_{mp}}{h}\right)^2, & \text{якщо } 0 < \frac{l_{mp}}{h} < 0.05 \\ 1, & \text{якщо } \frac{l_{mp}}{h} > 0.05 \end{cases} \quad (5.9)$

5.2.2. Обґрунтування параметрів обвалення основної покрівлі з урахуванням тріщиностійкості тріщин розшарування

При аналізі фізичного моделювання були встановлені етапи розшарування породного масиву, як між шарами так і в межах самого породного шару. Виходячи з цього встановлено, що процес обвалення починається з розшарування масиву (рис. 5.5) і утворення окремого шару, який під власною вагою починає прогинатися над виробленим простором, утворюючи у містах вигину вже тріщини розколювання.

$$\sigma = \rho \cdot g \cdot h_{\text{роз}} \quad (5.10)$$

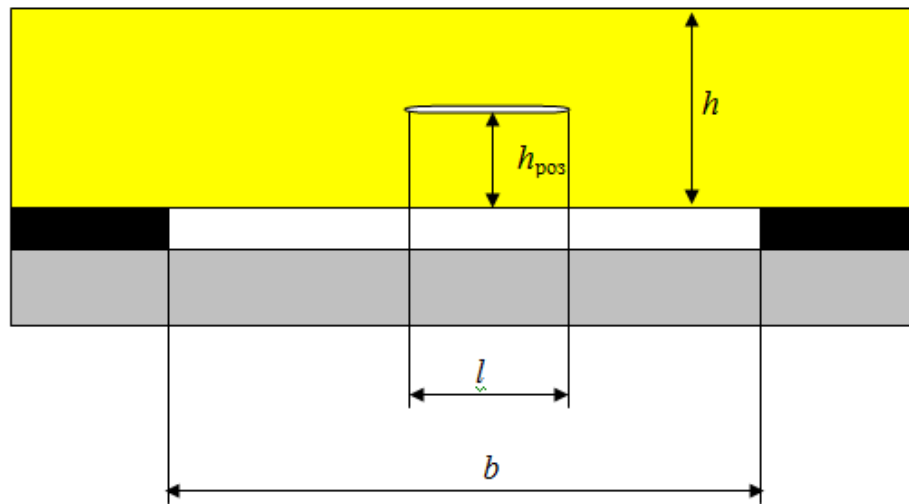


Рисунок 5.5 – Схема розрахунку тріщиностійкості при розшаруванні основної покрівлі

Використовуючи формулу (5.2) коефіцієнту інтенсивності напруження де розраховується тріщиностійкість центральної тріщини при розтягуванні і формулу утворення напруженого стану (5.10), отримаємо вираження для розрахунку висоти розшарування породного шару:

$$h_{\text{роз}} = \frac{K_{1c}}{\rho \cdot g \cdot \sqrt{\pi \cdot \frac{l}{2} \cdot \sqrt{\frac{1}{\cos\left(\frac{1}{2} \cdot \pi \cdot \frac{l}{b}\right)}}}}, \text{ м.} \quad (5.11)$$

де K_{1c} – в'язкість руйнування центральної тріщини при розтягуванні породи, $\text{Па} \times \sqrt{\text{м}}$.

5.3. Обґрунтування часу руйнування основної покрівлі

Для обґрунтування часу руйнування основної покрівлі виконаємо наступні розрахунки.

Формула Розе [28] для опису динамічної в'язкості руйнування:

$$K(t) = K_{1D}(V_{mp}), \quad (5.12)$$

де V_{mp} – швидкість росту тріщини, м/с;

K_{1D} – динамічна в'язкість руйнування, $\text{Па} \times \sqrt{\text{м}}$.

Звідки

$$K(t) = \left(1 - \frac{V_{mp}}{C_1}\right) \cdot \sqrt{1 - k \cdot V_{mp}} \cdot K(0) \quad (5.13)$$

де C_1 – швидкість повздовжніх хвиль, м/с;

k – коефіцієнт $k = \frac{2}{C_1} \left(\frac{C_2}{C_1}\right)^2 \left(1 - \frac{C_2}{C_1}\right)^2$;

C_2 – швидкість поперечних хвиль, м/с;

Динамічна в'язкість руйнування:

$$K_{1D} = \frac{K_{1A}}{\left(1 - \frac{V_{mp}}{V_{\max}}\right)^2}, \quad (5.14)$$

де K_{1A} – в'язкість руйнування при зупинці тріщини, $\text{Па} \times \sqrt{\text{м}}$, $V_{\max}$ – максимальна швидкість розповсюдження тріщини $V_{\max} = 0.25 \cdot C_2$, м/с.

Статичний коефіцієнт інтенсивності напруження для тріщин розшарування:

$$K(0) = \sigma \cdot \sqrt{\pi \cdot l} \cdot \sqrt{\frac{1}{\cos\left(\frac{\pi \cdot \lambda}{2}\right)}}. \quad (5.15)$$

Статичний коефіцієнт інтенсивності напруження для тріщин розколювання:

$$K(0) = 4.2 \cdot \lambda \left(\frac{l_{mp}}{h} \right) \cdot M \cdot h^{-\frac{3}{2}} \cdot \sqrt{\left(1 - \frac{l_{mp}}{h} \right)^{-3} - \left(1 - \frac{l_{mp}}{h} \right)^3}. \quad (5.16)$$

У результаті отримано рівняння для визначення швидкості росту тріщини [29]:

$$\left(1 - \frac{V_{mp}}{C_1} \right) \cdot \sqrt{1 - k \cdot V_{mp}} \cdot K(0) = \frac{K_{1A}}{\left(1 - \frac{V_{mp}}{V_{max}} \right)^2}, \text{ м/с}. \quad (5.17)$$

Час руйнування з урахуванням збільшення довжини тріщини у середньому на 4% до довжині руйнування (Розділ 3) визначається за формулою:

$$t = \frac{1.04 \cdot h_{poz}}{V_{mp}}, \text{ с} \quad (5.18)$$

5.2. Застосування прогнозу руйнування і обвалення порід покрівлі

Виконаємо прогноз розшарування та руйнування породного масиву визначимо параметри обвалення основної покрівлі для 8-ї північної "біс" лави блоку №10. Розрахунок виконуємо за допомогою програмного забезпечення Mathcad [30].

Також необхідно врахувати, що при визначенні висоти розшарування, яку би ми не задавали величину відходу лави, висота розшарування (5.11) залишається постійною (рис. 5.6).

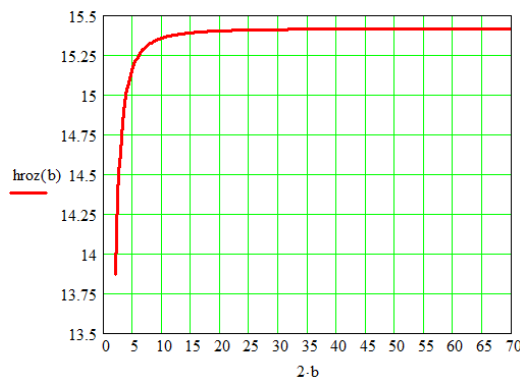


Рисунок 5.6 – Графік залежності висоти розшарування від розміру виробленого простору

Визначення параметрів обвалення основної покрівлі 8-ї північної "біс" лави блоку №10:

Вихідні дані:

$$K1cr := 0.3 \cdot 10^6 \text{ Pa} \cdot \sqrt{\text{m}} \quad K1cz := 1.686 \cdot 10^6 \cdot \text{Pa} \cdot \sqrt{\text{m}}$$

$$Ltr := 0.4 \text{ m} \quad g := 9.82 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} \quad \rho := 2500 \cdot \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

$$Lothod := 45 \cdot \text{m} \quad b := \frac{Lothod}{2} \quad b = 22.5 \text{ m}$$

Висота розшарування:

$$hroz := \frac{K1cr}{\rho \cdot g \cdot \left(\pi \cdot \frac{Ltr}{2} \right)^{\frac{1}{2}} \cdot \left(\frac{1}{\cos \left(\frac{1}{2} \cdot \pi \cdot \frac{Ltr}{b} \right)} \right)^{\frac{1}{2}}} \quad hroz = 15.413 \text{ m}$$

$$\lambda := \begin{cases} 1.15 - 60 \cdot \left(\frac{Ltr}{hroz} \right)^2 & \text{if } 0 < \frac{Ltr}{hroz} \leq 0.05 \\ 1 & \text{if } \frac{Ltr}{hroz} > 0.05 \end{cases} \quad \lambda = 1.11$$

Шаг первісного обвалення:

$$Lo := \sqrt{\frac{K1cz \cdot \sqrt{hroz}}{0.35 \cdot \lambda \cdot \rho \cdot g \cdot \sqrt{\left(1 - \frac{Ltr}{hroz} \right)^{-3} - \left(1 - \frac{Ltr}{hroz} \right)^3}}} \quad Lo = 41.797 \text{ m}$$

Шаг первісного обвалення при впливі геологічного порушення:

$$Lc := \sqrt{\frac{K1cz \cdot \sqrt{hroz}}{0.525 \cdot \lambda \cdot \rho \cdot g \cdot \sqrt{\left(1 - \frac{Ltr}{hroz} \right)^{-3} - \left(1 - \frac{Ltr}{hroz} \right)^3}}} \quad Lc = 34.127 \text{ m}$$

Шаг періодичного обвалення:

$$Lp := \sqrt{\frac{K1cz \cdot \sqrt{hroz}}{2.1 \cdot \lambda \cdot \rho \cdot g \cdot \sqrt{\left(1 - \frac{Ltr}{hroz} \right)^{-3} - \left(1 - \frac{Ltr}{hroz} \right)^3}}} \quad Lp = 17.064 \text{ m}$$

Визначимо час руйнування тріщин розколювання:

Вихідні дані:

$$E := 1.5 \cdot 10^9 \cdot \text{Па} \quad G := 0.9 \cdot 10^9 \cdot \text{Па} \quad \mu := 0.3$$

Швидкість повздовжніх хвиль:

$$C1 := \sqrt{\frac{E}{\rho} \cdot \frac{1 - \mu}{(1 + \mu) \cdot (1 - 2 \cdot \mu)}} \quad C1 = 898.717 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

Швидкість поперечних хвиль:

$$C2 := \sqrt{\frac{G}{2 \cdot \rho \cdot (1 + \mu)}} \quad C2 = 372.104 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

$$k := \frac{2}{C1} \cdot \left(\frac{C2}{C1} \right)^2 \cdot \left(1 - \frac{C2}{C1} \right)^2 \quad k = 1.31 \times 10^{-4} \frac{\text{s}}{\text{m}}$$

$$V_{\max} := 0.25 \cdot C2 \quad V_{\max} = 93.026 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

$$L := L_0 + 0.1 \cdot m \quad L = 41.897 \text{ m}$$

Статичний коефіцієнт інтенсивності напруження для тріщин розколювання:

$$K1 := 4.2 \cdot \lambda \cdot \frac{\rho \cdot g \cdot h_{\text{roz}} \cdot (L)^2}{12} \cdot h_{\text{roz}}^{\frac{-3}{2}} \cdot \sqrt{\left(1 - \frac{L_{\text{tr}}}{h_{\text{roz}}} \right)^{-3} - \left(1 - \frac{L_{\text{tr}}}{h_{\text{roz}}} \right)^3}$$

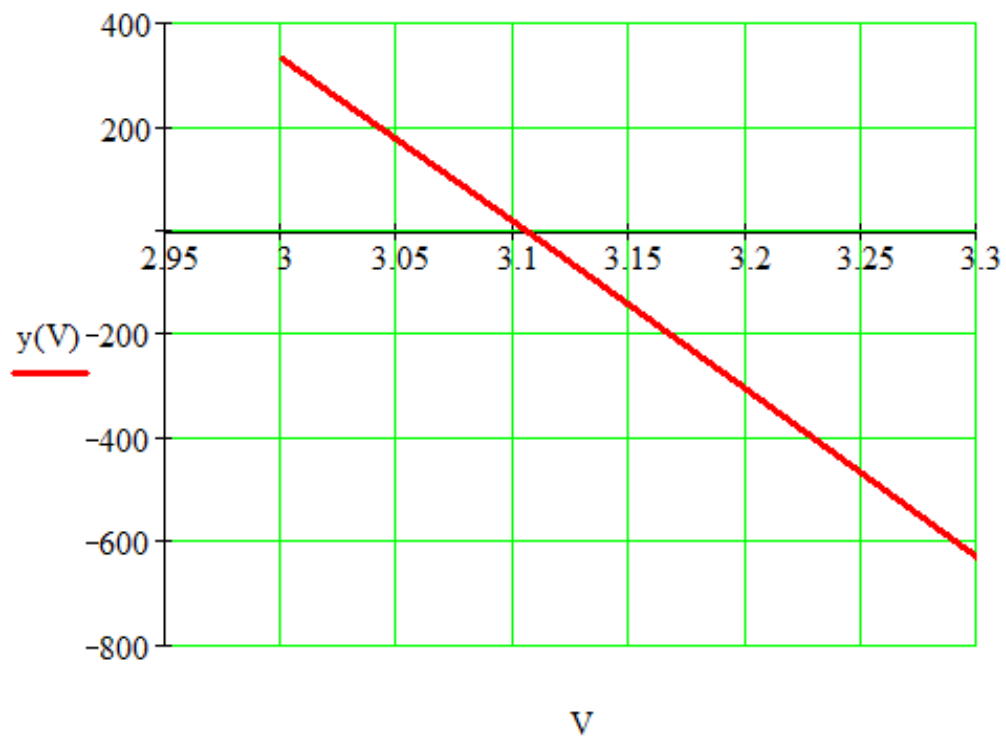
$$K1 = 1.694 \times 10^6 \frac{\text{kg}}{\text{m}^{0.5} \text{s}^2}$$

Визначення швидкості росту тріщини:

$$\left[\left(1 - \frac{V}{C1} \right) \cdot \sqrt{1 - k \cdot V \cdot K1} \right] \cdot \left[1 - \left(\frac{V}{V_{\max}} \right)^2 \right] - K1 c_z = 0$$

$$y(V) := \left[\left(1 - \frac{V}{C1} \right) \cdot \sqrt{1 - k \cdot V \cdot K1} \right] \cdot \left[1 - \left(\frac{V}{V_{\max}} \right)^2 \right] - K1 c_z$$

$$V := 3.0 \cdot \frac{\text{m}}{\text{s}}, 3.1 \cdot \frac{\text{m}}{\text{s}} .. 3.3 \cdot \frac{\text{m}}{\text{s}}$$



$$V := 3.11 \cdot \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

$$\text{tr} := \frac{1.04 \cdot \text{hroz}}{V} \quad \text{tr} = 5.154 \text{ s}$$

У результаті розрахунку отримана швидкість поширення тріщини розколювання яка складає 3,11 м/с, та час повного розколювання покрівлі – 5,15 секунд.

Визначимо час руйнування тріщин розшарування:

$$b := \frac{L_o}{2} \quad b = 20.899 \text{ m} \quad \lambda := \frac{L_{tr}}{2 \cdot b} \quad \lambda = 9.57 \times 10^{-3}$$

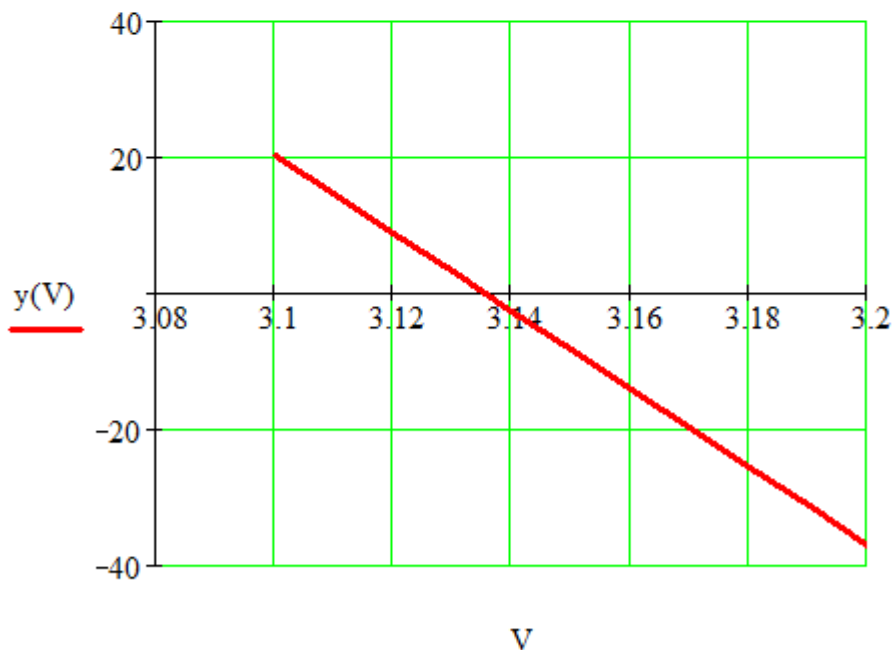
$$K1 := \rho \cdot g \cdot h_{roz} \cdot \sqrt{\pi \cdot \frac{L_{tr} + 0.01 \cdot L_{tr}}{2}} \cdot \sqrt{\frac{1}{\cos\left(\frac{\pi \cdot \lambda}{2}\right)}}$$

$$K1 = 3.015 \times 10^5 \frac{\text{kg}}{\text{m}^{0.5} \text{s}^2}$$

$$\left[\left(1 - \frac{V}{C1} \right) \cdot \sqrt{1 - k \cdot V \cdot K1} \right] \cdot \left[1 - \left(\frac{V}{V_{\max}} \right)^2 \right] - K1_{cr} = 0$$

$$y(V) := \left[\left(1 - \frac{V}{C1} \right) \cdot \sqrt{1 - k \cdot V \cdot K1} \right] \cdot \left[1 - \left(\frac{V}{V_{\max}} \right)^2 \right] - K1_{cr}$$

$$V := 3.1 \cdot \frac{\text{m}}{\text{s}}, 3.11 \cdot \frac{\text{m}}{\text{s}} \dots 3.2 \cdot \frac{\text{m}}{\text{s}}$$



$$V := 3.135 \cdot \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

Повний час руйнування
покрівлі:

$$t_{roz} := \frac{1.04 \cdot L_o}{V} \quad t_{roz} = 13.866 \text{ s} \quad T := t_r + t_{roz} \quad T = 19.02 \text{ s}$$

У результаті розрахунку отримана швидкість поширення тріщини розшарування яка складає 3,14 м/с, та час повного розшарування покрівлі – 13,87 секунд. Повний час руйнування 19,02 с.

5.3. Фізичне моделювання деформування кострів та булокострів під навантаженням

З метою запобігання раптового обвалення покрівлі та виникнення гірських ударів пропонується спосіб керування покрівлею плавним опускання на костри або булокостри. Для визначення ефективного способу плавного опускання покрівлі пропонується провести фізичне моделювання кострів та булокострів під навантаженням.

Лабораторне обладнання: гідравлічний прес П-50 (рис. 5.6) з максимальним навантаженням 50 тон (на модель прикладалось максимальне навантаження 10 тон), та електронний штангенциркуль (рис. 3.6) з ціною поділки 0,01 мм, за допомогою якого проводився замір деформацій моделі.



Рисунок 5.6 – Гідравлічний прес П-50

Для моделювання кострів використовувались виготовлені дерев'яні бруси розміром $10 \times 10 \times 90$ мм. У якості матеріалу забутовки для булокостра використовувались уламки пісковику розміром від 3 мм до 10 мм.

Процес деформування моделей кострів зображений на рисунку 5.7.



Рисунок 5.7. Процес деформування моделей кострів:

а – дерев'яні костри, б – булокостри.

Залежність навантаження моделей показана на рисунку 5.8. Отже величина зсуву моделі кострів підпорядковується логарифмічному закону. Залежність показала, що для моделі булокостра зміщення dh_b у 1,5 разів менш, в порівнянні зі зміщенням dh_k у моделі дерев'яного костра.

В результаті досліджень встановлено, що жорсткість конструкцій не постійна і при збільшенні навантаження збільшується по лінійному закону (рис. 5.9), де вільний член рівняння є первинна жорсткість конструкції.

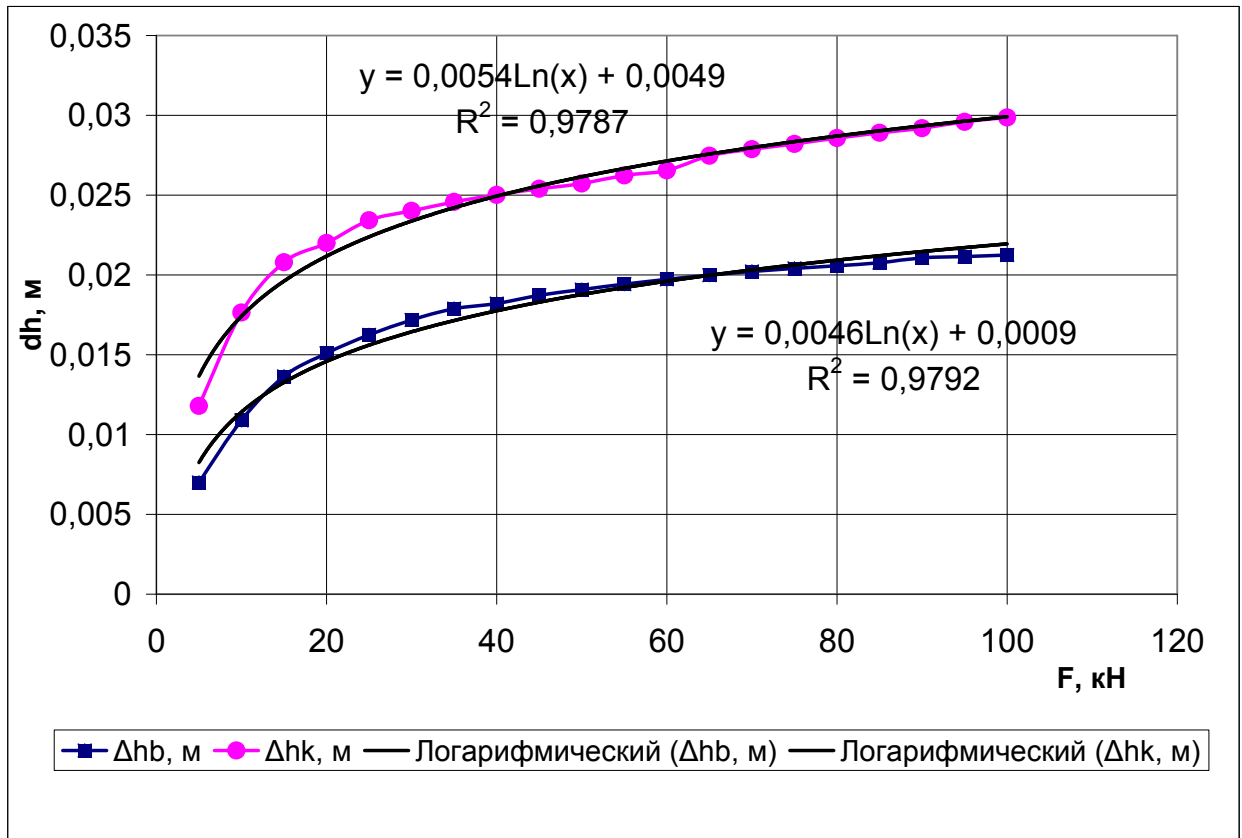


Рисунок 5.8 – Залежність змінення зсувів від навантаження моделі

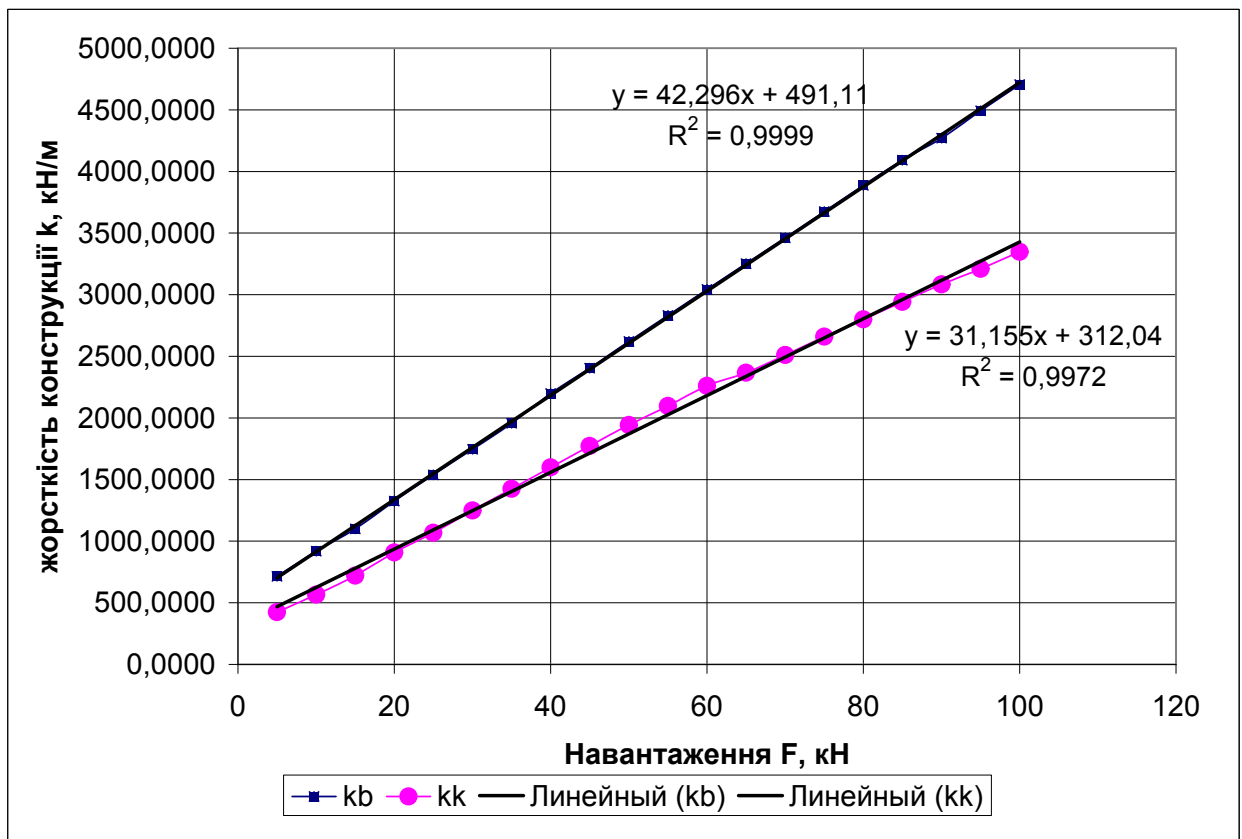


Рисунок 5.9 – Залежність жорсткості конструкцій кострів від навантаження

Якщо конструкція моделі бутокостра прийняти єдиним цілим, то можна визначити нормальні напруження $\sigma = \frac{F}{S}$ і відносні лінійні деформації $\varepsilon = \frac{\Delta h}{h}$ (рис. 5.10). Також визначається модуль опору деформацій $E = \frac{\sigma}{\varepsilon}$.

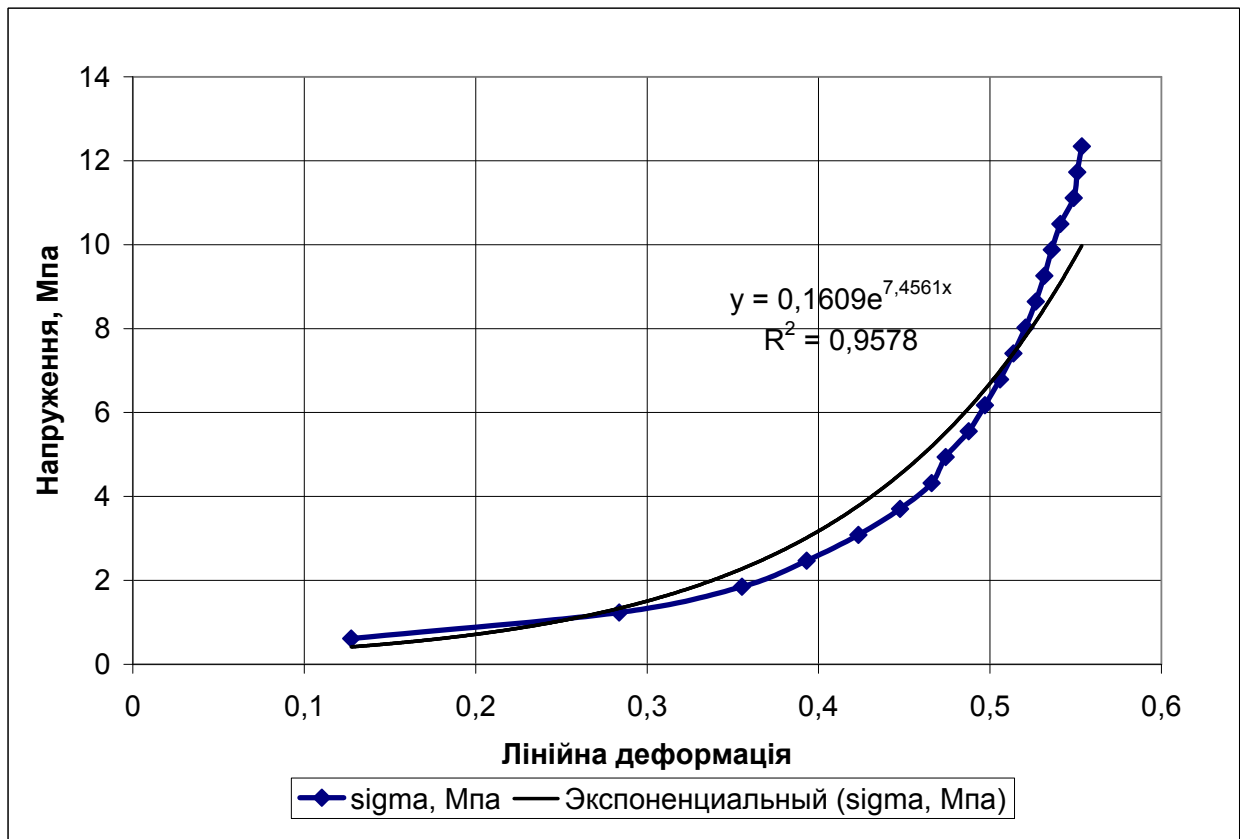


Рисунок 5.10 – Діаграма навантаження моделі бутокостра

5.4. Чисельне моделювання для обґрунтування способу керування покрівлею у очисному вибою

Для чисельного моделювання плавного опускання покрівлі необхідно враховувати фізико-механічні властивості не тільки порід, але і самої штучної споруди.

Як вже сказано (гл. 2) згідно актів обвалення основної покрівлі очисних

вибоїв блоку №10 спостерігається водоприток з покрівлі. Можемо вважати, що породи основної покрівлі які складають пісковик будуть мати пластичні деформації [31].

Таким чином для чисельного моделювання вибираємо в'язко-пружні властивості з великими деформаціями.

Введення в'язко-пружної моделі передбачає використання квазістатичних крайових величин для вирішення завдання про механічне деформування лінійних в'язко-пружних твердих тіл.

Модель Максвелла можна представити у вигляді чисто в'язкого поршня і чисто пружної пружини, сполучених послідовно (рис. 5.11).

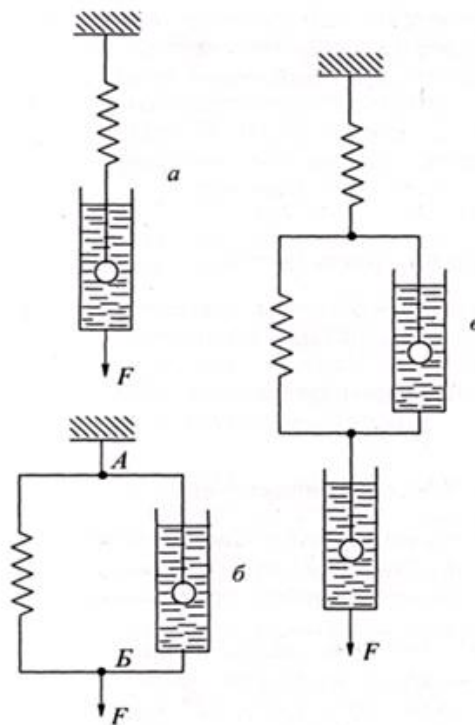


Рисунок 5.11 – Моделі Максвелла (а), Кельвіна (б), з'єднана модель (в)

Модель описується наступним рівнянням:

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{\sigma}{\eta} + \frac{1}{E} \cdot \frac{d\sigma}{dt} \quad (5.19)$$

За цією моделлю, якщо матеріал знаходиться під постійним навантаженням, напруга поступово слабшає. Якщо матеріал знаходиться в постійному напруженні, у навантаження дві складові. Перший пружний

компонент виявляє себе миттєво, представляючи собою пружину, розслабляється негайно при знятті напруження. Другий – це в'язкий компонент, який росте з часом, поки є напруження.

Матеріал вважається в'язко-пружним, якщо має як пружну (оборотну) частину, так і в'язку (необоротну) частину деформацій. При додаванні навантаження пружна зміна форми відбувається миттєво, в той час як в'язка частина деформації розвивається протягом деякого часу [32, 33].

Максимальні напруження з зростанням навантаження моделі мають збільшуватися не за лінійним законом, так як у розрахунку задається поріг текучості, після якого відбуваються пластичні деформації.

Основна задача цих штучних споруд передбачає під зростаючим навантаженням не дати тріщинам розколу поширитися і зруйнувати покрівлю і тим самим плавно її посадити на підшву. Таким чином бутокостри, які розміщені у виробленому просторі будуть грати роль «подушки». Зводити ці штучні споруди потрібно на період первісного обвалення, тобто плавного опускання. Передбачаємо, що бутокостри необхідно зводити на відстані один від одного не більш половини шагу первісного обвалення (5.12).

Зробимо чисельний аналіз напружено-деформованого стану порід покрівлі на прикладі 8-ої північної «біс» лави блоку №10.

Для скорочення розрахунку використаємо плоско-напружену модель порід покрівлі над виробленим простором з додаванням штучних споруд (рис. 5.13). Використовуємо параметри вугільного пласта, та породних шарів згідно з гірничо-геологічними умовами їх залягання (гл. 2). У якості навантаження моделі приймаємо гірський тиск рівний тиску на глибині $H=838$ м, з використанням формули $\sigma_y = \gamma \cdot H = 20,5 \text{ МПа}$. Також до навантаження додається розподілена вага порід покрівлі, що моделюється за допомогою прискорення всієї моделі у вертикальному напрямку. Бічний розпір моделюється поперечною деформацією порід, тобто на границях моделі використовуємо граничні умови.

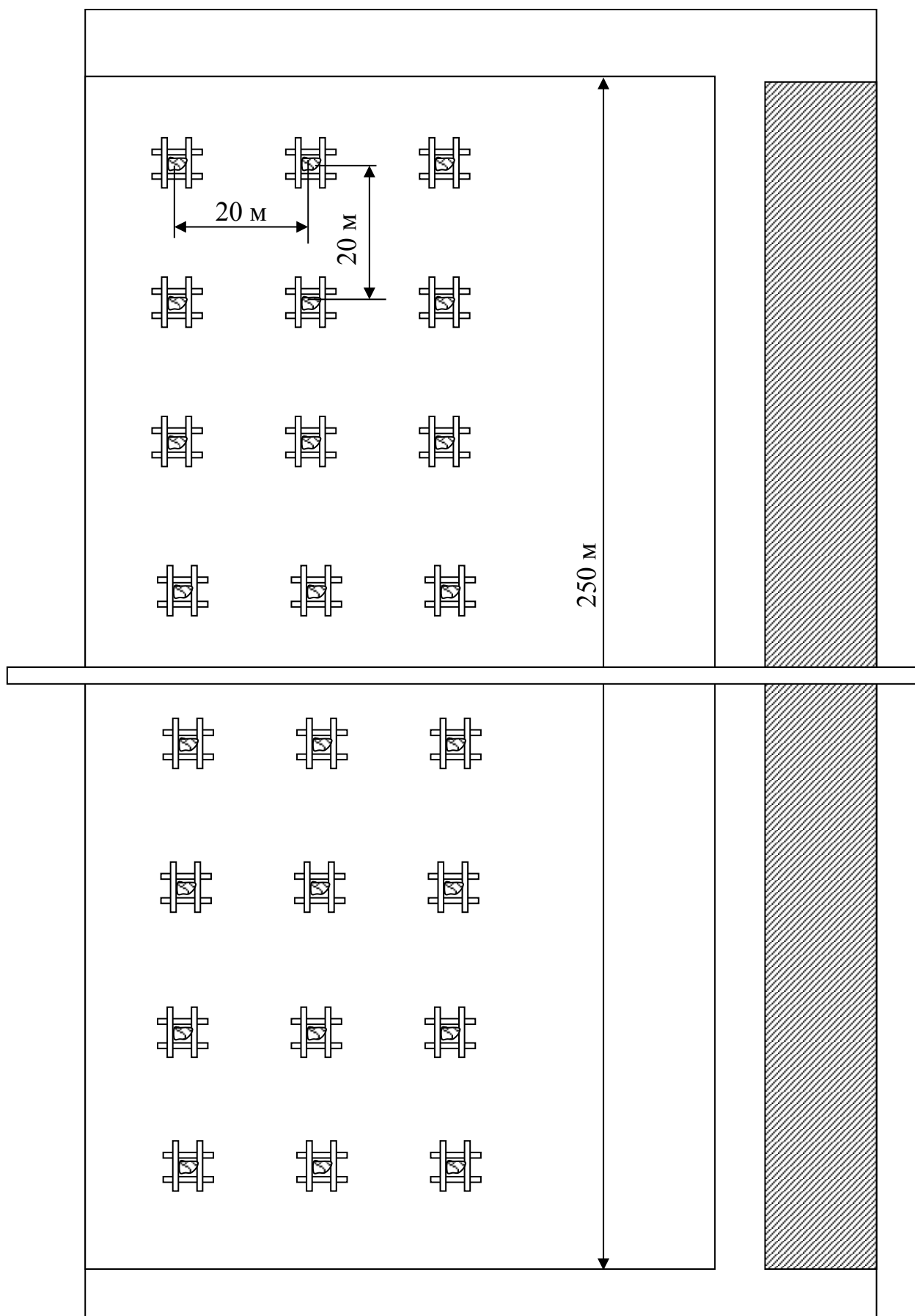


Рисунок 5.12 – Розташування бутокострів у виробленому просторі

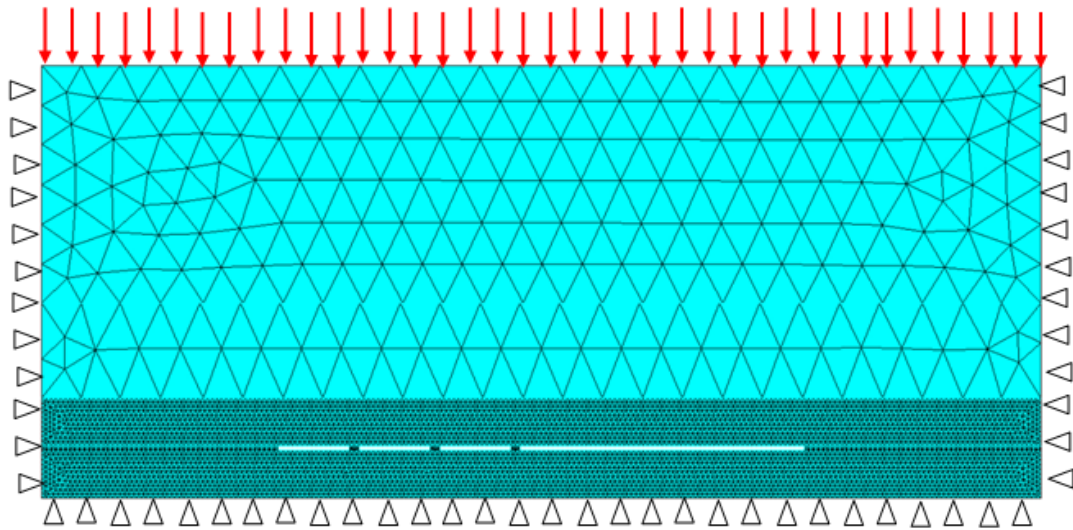


Рисунок 5.13 – Кінцева-елементна модель порід покрівлі при плоско-напруженому моделюванні

Як показує розрахунок – контактний тиск моделі (рис. 5.14), він же є гірський тиск між шарами порід, у в'язко-пружній моделі складає 25,6 МПа на вугільний пласт. Отже у в'язко-пружній моделі напруження не можуть перевищувати величину текучості матеріалу. Якщо напруження перевищують поріг текучості матеріалу, то деформації стають пластичним, а напруження практично не змінюються.

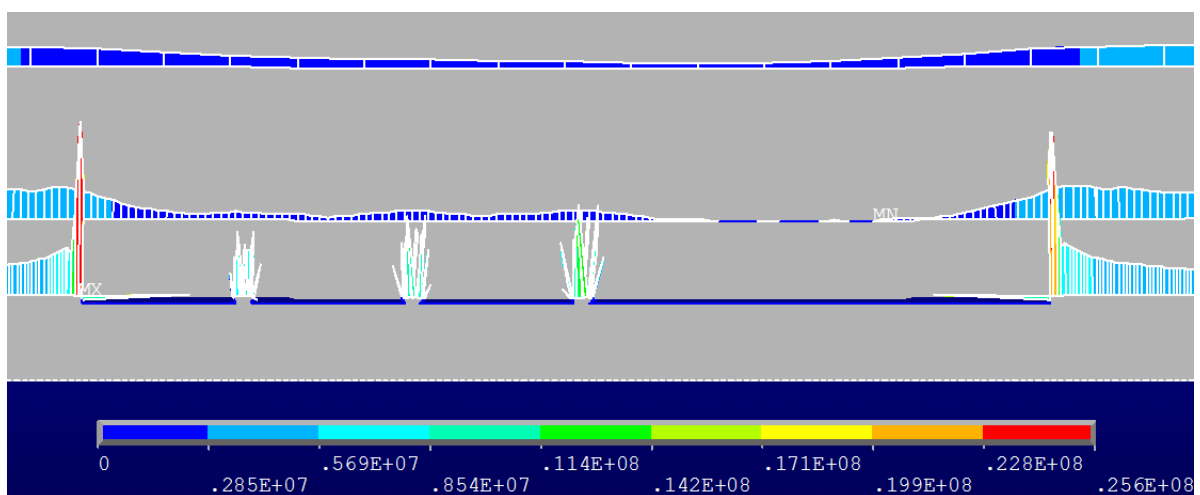


Рисунок 5.14 – Контактний тиск між шарами масиву моделі

Результати чесельного моделювання показали, що нормальні

горизонтальні напруження у шарах основної покрівлі (рис. 5.15) досягають до 5 МПа на розтягування. Це у порівнянні зі значенням межі текучості 15,55 МПа, отриманих при лабораторних дослідженнях (гл. 3) не достатньо для розкриття тріщини розколювання.

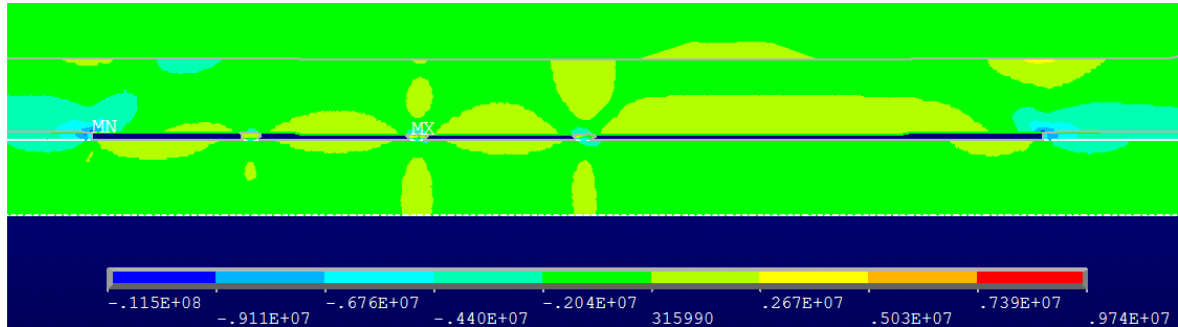


Рисунок 5.15 – Нормальні горизонтальні напруження

Нормальні горизонтальні напруження у бутокострах змінюються від 4,4 МПа стиснення до 7,4 МПа розтягування (рис. 5.16).

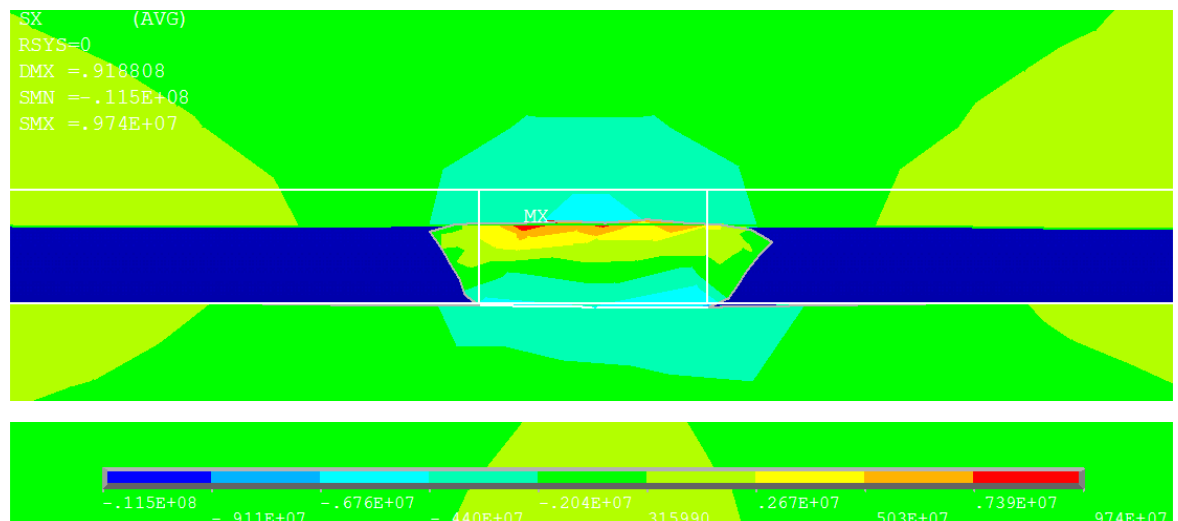


Рисунок 5.16 – Нормальні горизонтальні напруження навколо бутокостра

Згідно розрахункам нормальні вертикальні напруження у бутокострах досягають до 14,6 МПа стиснення (рис. 5.17). Це менш ніж μH , так як шари порід знаходяться у розвантаженій зоні. Це говорить про те, що відбулося розшарування порід основної покрівлі (рис. 5.14) і бутокостри несуть навантаження розшарованих порід.

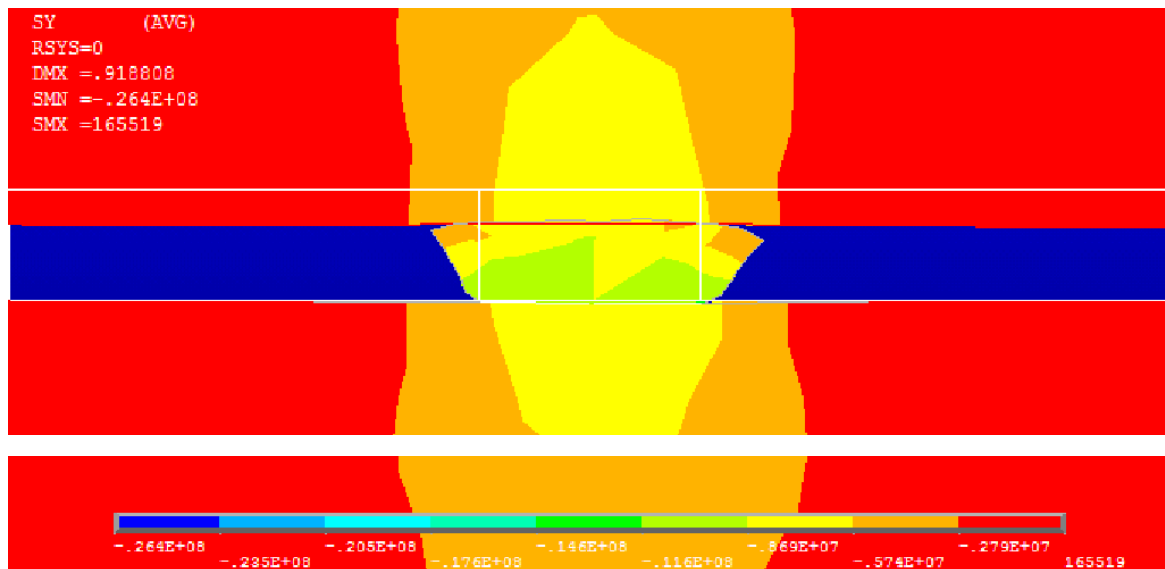


Рисунок 5.17 – Нормальні вертикальні напруження навколо бутокостра

Горизонтальні зміщення бутокостра змінюються від 50 см у ліворуч і 0,77 см у праворуч, що у масштабі відповідно фізичному моделюванню (рис. 5.18)

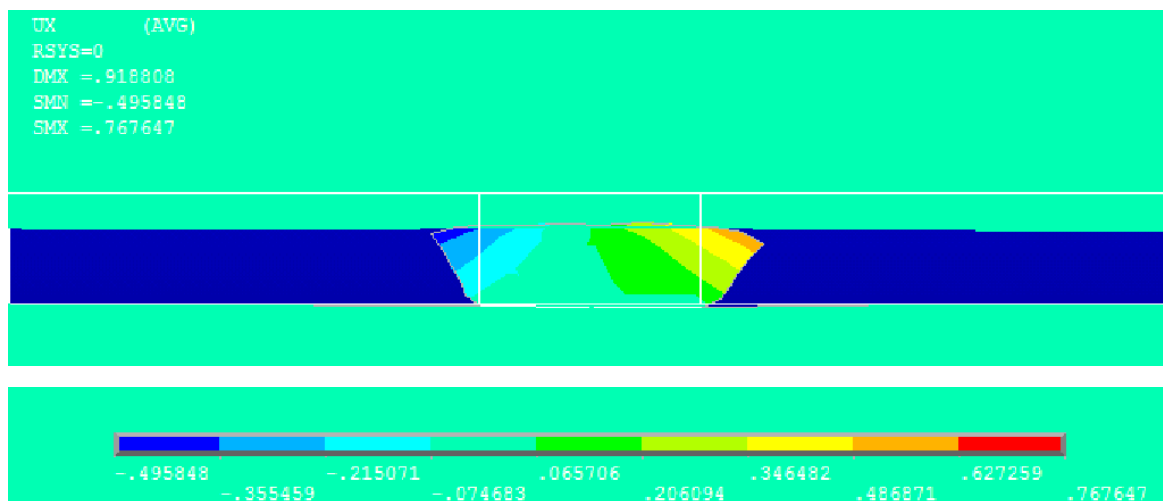


Рисунок 5.18 – Горизонтальні зміщення у масиві навколо бутокостра

Вертикальні зміщення бутокостра досягають 0,38 см, що у масштабі відповідає фізичному моделюванню (рис. 5.19).

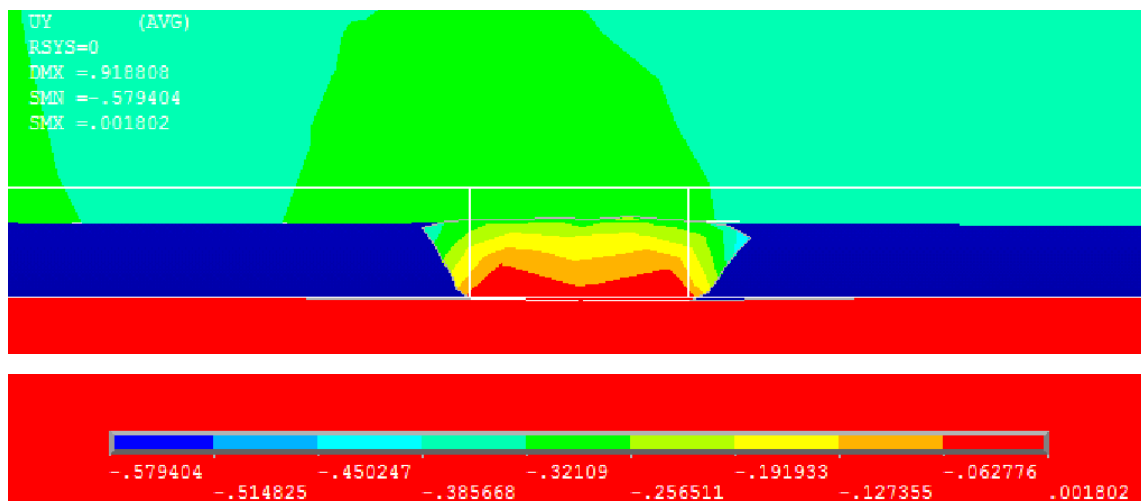


Рисунок 5.19 – Вертикальні зміщення у масиві навколо бутокостра

Таким чином, використання бутокострів у якості «подушки» для плавного опускання основної покрівлі на момент її первинного обвалення, запобігає: розкриттю тріщин розколювання, різкого обвалення основної покрівлі, пошкодження механізованого комплексу, та забезпечую стабільну добычу вугілля та підвищення безпеки праці у очисному вибої.

6. ЕКОНОМІЧНЕ ОБҐРУНТОВУВАННЯ ЗАХОДІВ

6.1. Об'єм інвестицій, необхідних для здійснення проекту

На шахті працює 8 ділянок з видобутку вугілля. На проектній дільниці середнє добове навантаження – 2917 т.

Таблиця 6.1. –

Видобуток вугілля з очисних і підготовчих забоїв

Забій	Видобуток вугілля, т			
	добова			місячна
	планова	за нормативом	встановлена	
Очисні вибої	22500	22500	23800	714000
Підготовчі вибої	800	800	800	24000
По шахті	23300	23300	24600	738000

6.2. Розрахунок чисельності трудящих

Чисельність працюючих шахти по проекту розраховується шляхом коректування фактичної чисельності робочих шахти з урахуванням зміни обсягу видобутку вугілля і здійснення організаційно-технічних заходів, спрямованих на підвищення технічного рівня виробництва на основних процесах вуглевидобутку. Чисельність працюючих шахти представлено у таблиці 6.2. Зробимо розрахунок чисельності трудящих для реконструкції (доробці запасів) шахти.

Таблиця 6.2. –

Чисельність трудящих по шахті (при доробці запасів)

Категорія трудящих	Чисельність трудящих				
	За планом шахти	Приведена	Скорочена	Збільшена	По проекту
1	2	3	4	5	6
1. Робітників усього у тому числі:	7585	7535			7535
- підземні	6565	6515			6515
на очисних роботах	2000	1950	50	-	1950
на підготовчих роботах	2150	2150	-	-	2150
на підземному транспорті	980	980	-	-	980
на ремонті виробок	605	605	-	-	605
інші підземні	830	830	-	-	830
- на поверхні	1020	1020	-	-	1020
2. ІТР	910	910	-	-	910
3. Службовці	670	670	-	-	670
Всього працівників	9165	9115	-	-	9115

6.3. Розрахунок показників продуктивності праці на вихід і за місяць

Продуктивність праці визначається в натуральному численні по чотирьох основним категоріям трудящих шахти в табл. 6.3. Продуктивність праці на виході розраховується діленням планового добового видобутку по шахті на явочний штат відповідної категорії трудящих, а місячна продуктивність праці – діленням планового місячного видобутку на обліковий состав.

Таблиця 6.3. –

Розрахунок показників продуктивності праці.

Категорія трудящих	Видобуток вугілля, т		Штат, ч.		Продуктивність праці, т	
	добова	місячна	явочна	облікова	на вихід	на місяць
ГРОЗ	23800	714000	1181	1950	19,72	366,15
Підземні робітники	24600	738000	3939	6515	6,24	113,27
Робітники по видобутку	24600	738000	4545	7535	5,41	97,94
Працівники по шахті	24600	738000	5486	9115	4,48	80,96

6.4. Визначення витрат шахти

Таблиця 6.4. –

Визначення витрат шахти

Елементи витрат	Матеріальні витрати на місячний видобуток. тис. грн		Відхилення витрат		Проектні витрати	
	план	приведені	зменшення	збільшення	тис. грн.	грн./т
			(-)	(+)		
1. Матеріали	561326,3	561994,3	668	-	561994,3	761,5
5. Зарплата	455240	454990	250	-	454990	616,52
7. Амортизація	195672	194872	800	-	194872	264,05
8. Інша грошові витрата у тому числі	51992	51992	-	-	51992	70,45
витрати на дегазацію	290	150	140	-	150	0,2
Разом виробнича собівартість	1265856	1263998,3	-	-	1263998,3	1712,73
Поза виробничі	18904	18904	-	-	18904	25,61
Повна собівартість	1284760	1282902,3	-	-	1282902,3	1238,35

6.5. Техніко-економічні показники шахти

Таблиця 6.5. –

Техніко-економічні показники шахти

№	Найменування показників	Одиниці	Значення показників			
			фактичні	по	відхилення	
				проекту	від проекту	
					абсолютні	в %
1	Промислові запаси	тис. т	178991	178991	-	-
2	Кількість одночасно працюючих пластів	од.	8	8	-	-
3	Середня корисна потужність пласта	м	1,5	1,5	-	-
4	Марка і зольність що добувається вугілля	-	К	К	-	-
5	Категорія шахт по газу	сверхкат	-	-	-	-
6	Переважаючий кут падіння пластів	град	5	5	-	-
7	Проектна потужність шахти: річна	тис. т	8108	9992	1883	18,8 %
8	Режим роботи шахти	дн.	352	352	-	-
	число робочих змін у році					
	число змін по видобутку в добу	змін	3	3	-	-
9	Штат трудящих шахти	чол	9165	9115	50	0,5 %
10	Собівартість	грн/т	1218,95	1138,35	80,6	6 %

6.7. Річний економічний ефект від впроваджених заходів

Розмір умовного річного економічного ефекту від впровадження заходів для покращення організації виробництва і праці в лаві визначається за формулою:

$$E_r = [C_1 - C_2 - (K_2 - K_1) \cdot E_n] \cdot D_r \quad (6.1)$$

де C_1 , C_2 – собівартість 1 т вугілля до та після здійснення заходів проекту, грн/т;

$C_1 = 1218,95$ грн/т, $C_2 = 1138,35$ грн/т;

K_1 , K_2 – питомі первісні витрати капітальних вкладень

E_i – нормативний коефіцієнт порівняної економічної ефективності капітальних вкладень, $E_i = 0,15$;

D_r – видобування вугілля з лави за рік, т, $D_r = 750240$ т.

$$E_r = [1218,95 - 1138,35 - (1030 - 870) \cdot 0,15] \cdot 2500 \cdot 12 = 13,7 \text{ міл. грн./рік}$$

ВИСНОВКИ

1. Концепція стійкості покрівлі з урахуванням коефіцієнту стійкості потребує удосконалення за рахунок заміни на концепцію тріщиностійкості порід.
2. Теорія визначення розкриття тріщин у порушеному масиві є більш актуальною для дослідження руйнування і обвалення порід.
3. Дослідження в'язкості руйнування порід є необхідною властивістю, яка потребує більш детального дослідження.
4. Обвалення порід покрівлі очисних вибоїв з однаковими гірничо-геологічними умовами передбачають однакові параметри їх руйнування, але з урахуванням систем утворення природних тріщин вони можуть дійсно різнитися.
5. За даними лабораторних досліджень встановлено, що середня арифметична в'язкість руйнування складає $\overline{K_{1c}} = 1.636 \text{ МПа}\sqrt{\text{м}}$, з величиною погрішності 6,51%; процент збільшення шляху поширення тріщини у середньому складе на 3,88%; питома поверхнева енергія руйнування у середньому склала $\gamma_o = 900,26 \text{ Дж} / \text{м}^2$.
6. Тип руйнування пісковика охарактеризується як: крихке руйнування, якщо пісковик не містить шарів нашарування та природних тріщин; квазікрихке руйнування, якщо пісковик містить шари нашарування; в'язке руйнування, якщо пісковик містить природні тріщини і містить вологу.
7. Завдяки лабораторним експериментам, та чисельному моделюванню вдалось встановити в'язкість руйнування та межу текучості пісковика – середнє значення складає 15,55 МПа.
8. Встановлені аналітичні залежності визначення прольоту покрівлі з урахуванням тріщиностійкості порід при різних схемах та гірничо-геологічних умов відпрацювання.

9. Отримана залежність для визначення висоти розшарування основної покрівлі з урахуванням тріщиностійкості.
10. Виконано геомеханічне обґрунтування методу визначення часу руйнування основної покрівлі для тріщин розшарування і розколювання.
11. Виконано геомеханічне обґрунтування способу керування основної покрівлі з урахуванням тріщиностійкості порід покрівлі з використанням бутокострів у якості «подушки» для плавного опускання основної покрівлі на момент її первинного обвалення. Спосіб запобігає розкриттю тріщин розколювання, різкого обвалення основної покрівлі, пошкодження механізованого комплексу. Та передбачає стабільну добичу вугілля та підвищення безпеки праці у очисному вибою.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Брюханов А.М., Бережинский В.И., Бусыгин К.К., Колосюк В.П., Коптиков В.П., Мнухин А.Г., Хорунжий Ю.Т. Расследование и предотвращение аварий на угольных шахтах / Под общей редакцией А.М. Брюханова. - Часть II. - Донецк - Донбасс: 2004. - 632 с. с ил.
2. Давидянц В.Т. Совершенствование способов и средств управления кровлей на шахтах Донбасса. - М.: Недра, 1969. - 278 с.
3. Барановский В.И. Влияние природных факторов на выбор способов разработки пологопадающих пластов на глубоких горизонтах. - М.: Горгостехиздат, 1963. - 60 с.
4. Слесарев В.Д. Механика горных пород / В.Д. Слесарев. - М.: Углетехиздат, 1948. - 303 с
5. Е.Н. Мухин, Е.Н.Захаров, Е.Д. Дубов и др. Управление очистных забоев с индивидуальной крепью. - К.Техника, 1994. - 190 с.
6. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. М.: Недра, 1980.-320 с.
7. Назимко В.В., Вишневецкий В.В., Грядущий Ю.Б., Бугара М.И. Критерий устойчивости пород кровли в очистном забое.// Уголь Украины. - 1996. - №8. - С.20-22.
8. Грядущий Ю.Б., Трунов Л.Ф., Зборщик М.П., Назимко В.В. Повышение устойчивости подготавливающих выработок, поддерживаемых в обрушенных и уплотненных породах зон разгрузки. // Уголь Украины. - 1991. - №1. - С.13-15.
9. Зубов В.П. Борьба с вывалами на концевых участках лав при отработке пластов на больших глубинах. // Уголь. - 1985. - №12. - С.22- 26.
10. Исида М. Упругий анализ трещин и коэффициенты интенсивности напряжений (Кирэцу-но дансэй кайсэки то орёку какудай кэйсу). Сер. Механика разрушения и прочность материалов. Вып. 2. — Байфукан, 1976.
11. Sih G. C. Methods of Analysis and Solutions of Crack Problems, — In: Mechanics of Fracture, Vol. 1. —Leyden: Noordhoff, 1973.
12. Tada H. The Stress Analysis of Cracks Handbook. — Hellertown, Pa., U. S.

A.: Del Research Corporation, 1973.

13. Irwin G. R.— Trans ASME, J. Appl. Mech., 1957, 24, p. 361
14. Irwin G. R. Structural Mechanics. — New York: Pergamon Press, 1960.
15. Westergaard H. M. — Trans ASJViE, J. Appl. Mech., 1939, A66, p. 49.
16. Сиратори М., Миёси Т., Мацусита Х. Вычислительная механика разрушения: Пер. с японск. — М.: Мир, 1986.— 334 с., ил.
17. Баранов Е.Г. Основы научных исследований. К.-Донецк: Вища школа, 1984.
18. Методические указания по определению эффективной поверхностной энергии горных пород / [А.Д. Алексеев, В.Н. Ревва, Л.Л. Бачурин и др.]. — Донецк: ИФГП НАН Украины, 2009.
19. Седов Л.И. Механика сплошной среды, т. I, — М., Главная редакция физико-математической литературы издательства «Наука», 1970 г., стр. 492 с.
20. Баклашов И.В. Механика горных пород. / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия, «Недра», 1975. 271 с.
21. Подгорный А.Н. Задачи контактного взаимодействия элементов конструкций. / А.Н. Подгорный, П.П. Гонтаровский, Б.Н. Киркач и др. Ин-т проблем машиностроения. — Киев : Наук, думка, 1989.— 232 с.
22. Чигарев А.В., Кравчук А.С., Смалюк А.Ф. ANSYS для инженеров: Справочное пособие. М.: Машиностроение-1, 2004. 512 с.
23. Насонов И.Д. Моделирование горных процессов/ И.Д. Насонов. Изд. 2, перераб. и доп.— М., «Недра», 1978. 256 с.
24. Моделирование в геомеханике/ Ф.П. Глушихин, Г.Н. Кузнецов, М.Ф. Шклярский и др. — М.: Недра, 1991.— 240 с.
25. Сергієнко О.І. Геомеханічне обґрунтування параметрів обвалення важкокерованої покрівлі в лавах пологих пластів Донбасу: автореф. дис. На здобуття наук. ступеня канд. техн. наук: спец. 05.15.02 «Підземна розробка родовищ корисних копалин»/ О.І. Сергієнко. — Донецьк, 2009. — 19с.
26. Лобков Н.И. Определение параметров обрушения трудноуправляемой

кровли в лавах пологих пластов Донбасса/Н.И. Лобков, А.И. Сергиенко, Е.Н. Халимендилов. В сб. Физико-технические проблемы горного производства/Вып.№12.Под общей редакцией А.Д. Алексеева. – Донецк: ИФГП НАНУ, 2009. –с. 113-123.

27. Справочник по сопротивлению материалов / Писаренко Г. С., Яковлев А. П., Матвеев В. В.; Отв. ред. Писаренко Г. С. — 2-е изд., перераб. и доп.— Киев: Наук, думка, 1988.— 736 с. — ISBN 5-12-000299-4.

28. Broek D. The practical use of fracture mechanics. — Dordrecht: Kluwer Acad. Pabi., 1989.

29. Механика разрушения на базе компьютерных технологии. Практикум / В.М. Пестриков, Е.М. Морозов. — СПб.: БХВ-Петербург, 2007, — 464 с.: ил.

30. Макаров Е.Г. Инженерные расчеты в Mathcad. Учебный курс. СПб.: Питер, 2005. —448 с.: ил.

31. Ya.O. Liashok, O.I. Serhienko, V.M. Kutserubov, O.P. Kohtieva, L.V. Serhienko. The influence of the moisture on the physical and mechanical properties of the sandstone (Separate Unit “Kapitalna” coal mine”, Donbas)/ISSN 2071-2227, E-ISSN 2223-2362, Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu, 2020 №2, p. 11-17

32. Meyers and Chawla (1999): "Mechanical Behavior of Materials", 98-103.

33. McCrum, Buckley, and Bucknell (2003): "Principles of Polymer Engineering," 117-176