

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

Кваліфікаційна наукова  
праця на правах рукопису

**МОЛДАВАНОВ ЄВГЕН ВЯЧЕСЛАВОВИЧ**

**УДК 622.831.312**

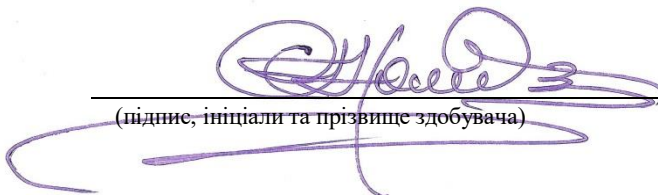
**ДИСЕРТАЦІЯ**

**ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ОЧИСНОГО ВИЙМАННЯ  
В ГЕОМЕХАНІЧНИХ ЗОНАХ МОНТАЖНИХ КАМЕР  
ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТІВ ШАХТ ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ**

**184 «Гірництво»**

**Подається на здобуття наукового ступеня доктора філософії**

Дисертація містить результати власних досліджень. Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають посилання на відповідне джерело

  
Є.В. Молдаванов  
(підпис, ініціали та прізвище здобувача)

Науковий керівник – Власов Сергій Федорович, д.т.н., професор

Дніпро – 2022

## АНОТАЦІЯ

**Молдаванов Є.В.** Обґрунтування параметрів очисного виймання в геомеханічних зонах монтажних камер глибоких горизонтів шахт Західного Донбасу. – Кваліфікаційна наукова робота на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора філософії за освітньою програмою 184 «Гірництво». – Національний технічний університет «Дніпровська політехніка», Дніпро, 2022.

Дисертаційна робота присвячена вирішенню актуального для вугледобувної галузі науково-технічного завдання з обґрунтування параметрів очисного виймання в геомеханічних зонах монтажних камер на підставі результатів моделювання покрокового переміщення очисного вибою у просторовій моделі виїмкової ділянки, з урахуванням впливу наявності пісковиків, а також гідростатичного тиску у покрівлі вугільного пласта, зміни довжини очисного вибою, глибини розробки, відстані відходу очисного вибою від монтажної камери. Завдання вирішено шляхом виявлення закономірностей зміни напружено-деформованого стану вуглевмісного гірського масиву та параметрів навантаження на кріплення очисної виробки.

**Мета роботи** полягає в обґрунтуванні параметрів очисного виймання, з урахуванням пісковиків, а також гідростатичного тиску у покрівлі вугільного пласта при посуванні очисного вибою від монтажної камери в складних умовах шахт Західного Донбасу.

**Об'єкт дослідження** – геомеханічні процеси у шаруватому трансверсально-ізотропному вуглепородному масиві виїмкового стовпа з урахуванням наявності пісковиків та гідростатичного тиску у покрівлі пласта при посуванні очисного вибою від монтажної камери.

**Предмет дослідження** – вплив закономірностей розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої вздовж лінії улаштування посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення з урахуванням наявності пісковиків та гідростатичного тиску у покрівлі пласта на параметри

технології очисного виймання під час посування очисного вибою від монтажною камери.

У першому розділі виконано факторний аналіз чинників, що впливають на характер розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої вздовж лінії улаштування посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення, аналіз геологічних умов, особливостей будови, а також фізико-механічних властивостей пісковиків, які залягають у покрівлі розроблюваних вугільних пластів, типізацію шахтних полів за спільними ознаками.

Другий розділ дисертації присвячено обґрунтуванню параметрів проведення експерименту. А саме, обґрунтовано: метод дослідження, математичний апарат, програмний комплекс. Виконано порівняння вже відомих раніше обґрунтованих параметрів з результатами комп'ютерного моделювання - довжини очисного вибою, глибини розробки, відстані відходу очисного вибою від монтажною камери, значень величини потужності пісковиків, а також відстані їх залягання вище покрівлі пласта.

У розділі 3 наведено результати дослідження впливу пісковиків, які залягають у покрівлі вугільного пласта, на конвергенцію бічних порід в очисному вибої. Представлено аналіз результатів дослідження впливу довжини лави та глибини розробки на конвергенцію бічних порід в очисному вибої. Позначено результати дослідження впливу довжини лави та глибини розробки на величину зони посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» в очисному вибої. Підтверджено достовірність результатів дослідження шляхом застосування оберненої задачі.

У розділі 4 виконано обґрунтування технологічних заходів щодо моніторингу та попередження осідань механізованого кріплення очисних вибоїв «на жорстку базу». А саме, виконано аналіз геотехнічних даних з виникнення та перебігу явища перевантаження механізованого кріплення в умовах шахт Західного Донбасу. Здійснено аналіз заходів з мінімізації ризиків осідання механізованого кріплення «на жорстку базу». Наведено деталізацію механізму гідростатичного перевантаження основної покрівлі вугільного пласта.

Виконано прогноз аварійних ділянок гідростатичного перевантаження механізованого кріплення.

У розділі 5 обґрунтовано технологічні параметри з попередження аварійного стану механізованого кріплення у лавах в умовах гідравлічного перевантаження основної покрівлі під час відпрацювання пласта С<sub>6</sub> виїмкової ділянки 155 лави шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». В розробку входить порівняння роботи одно- та дворядного механізованого кріплення, паспорт моніторингу зняття гідростатичного тиску свердловинами, а також спосіб локальної дезінтеграції гірського масиву.

Таким чином, дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, в якій на основі вперше встановлених закономірностей розподілу конвергенції в лаві в зоні монтажних камер вирішено актуальне науково-технічне завдання, яке полягає в обґрунтуванні параметрів технології очисного виймання з урахуванням довжини очисного вибою, глибини розробки, наявності пісковиків у покрівлі: значень величини їх потужності та відстані їх залягання вище покрівлі пласта, а також гідростатичного тиску у покрівлі. Результати роботи дозволяють розробити рекомендації щодо технологічного удосконалення видобутку вугілля із вельми тонких вугільних пластів у складних умовах шахт Західного Донбасу, а також мінімізувати аварійні випадки, пов'язані з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» і тим самим підвищити ефективність видобутку кам'яного вугілля.

### ***Основні наукові і практичні результати роботи***

1. Виконано факторний аналіз фактичних чинників об'єкту дослідження, які впливають на характер розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої вздовж лінії улаштування посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в складних умовах шахт Західного Донбасу, що дозволило спростити модель для виконання геомеханічного опису, а також підвищити надійність математичних розрахунків шляхом ймовірнісно-статистичних уявлень про природу та механізм посадки основної покрівлі гірських порід в очисному вибої при її відході від монтажної камери.



2. На підставі статистичного аналізу геологічних умов розповсюдження, особливостей будови, а також фізико-механічних властивостей пісковиків встановлено характер розподілу зміни випадкових величин. Зміна таких величин як глибина залягання пісковиків, їх пористість, показники структурної неоднорідності, а також межа міцності на одновісний стиск відповідають розподілу Пуассона. Зміна випадкових величин потужності, щільності, водоприпливу, відстані та кутів залягання пісковиків вище покрівлі пласта мають експоненціальний розподіл.

3. Шляхом застосування кластерного аналізу вперше визначено дві однорідні групи шахтних полів за спільними гірничотехнічними, а також геологічними умовами, що впливають на характер розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої.

4. З урахуванням результатів попередніх досліджень запропоновано додаткове сполучення нових ознак, таких як: довжина очисного вибою, глибина розробки, потужність пісковика, а також відстань його залягання вище покрівлі пласта з урахуванням відходу лави від монтажної камери та гідростатичного тиску в основній покрівлі.

5. Обґрунтовано геометричні параметри просторової комп'ютерної моделі геомеханічних процесів, які відбуваються в масиві гірських порід навколо очисних виробок з урахуванням довжини очисного вибою, глибини розробки, наявності залягання пісковиків, а також гідростатичного тиску на покрівлю очисного вибою за рахунок водонасичених порід-колекторів.

6. Виконано комп'ютерне моделювання покрокового посування очисного вибою у просторовій геомеханічній моделі виїмкової ділянки, розташованої у шаруватому трансверсально-ізотропному гірському масиві з урахуванням обґрунтованих параметрів при відході очисного вибою від монтажної камери.

7. Встановлено закономірності зміни характеру розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж лави, а саме:

- Встановлено, що максимальні значення конвергенції гірських порід

і відповідно довжини зони посадки кріплення механізованого комплексу «на жорстку базу» змінюються за експоненціальним законом від 17 – 21 м до 149 – 237 м зі збільшенням довжини лави від 215 м до 305 м та при відході лави від монтажної камери від 10 м до 50 м, що дозволяє планувати вибір раціональної довжини очисного вибою або ефективних засобів ведення гірничих робіт.

- Встановлено, що мінімальні значення конвергенції гірських порід і відповідно довжини зони посадки механізованого комплексу кріплення «на жорстку базу» змінюються за експоненціальним законом при відході лави від монтажної камери від 10 м до 50 м за умови залягання пісковиків потужністю 30 м безпосередньо у покрівлі вугільного пласта, що дозволяє прогнозувати використання спеціальних засобів ведення гірничих робіт у даних гірничо-геологічних умовах.

- Встановлено, що при глибині розробки 450 м вплив умов залягання пісковиків на довжину зони посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» проявляється більшою мірою, ніж за відсутності цього явища на глибинах розробки 150 м і 300 м.

- Визначено, що мінімальні значення конвергенції бічних порід і відповідно довжини зони посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» в очисному вибої відповідають умовам залягання пісковиків потужність 30 м, які залягають у безпосередній покрівлі вугільного пласта.

- Мінімальна довжина зони посадки механізованого комплексу «на жорстку базу» за найменших значень конвергенції гірських порід змінюється за експоненціальним законом від 6 – 10 м до 130 – 202 м при відході лави від монтажної камери в інтервалі 10 – 50 м за наявності пісковиків потужністю майже 30 м безпосередньо у покрівлі вугільного пласта та збільшення довжини лави від 215 м до 305 м при глибині розробки 450 м, а максимальні значення вказаних параметрів змінюються за таким же законом у межах довжини зони від 17 – 21 м до 149 – 237 м за тих же умов, що дозволяє прогнозувати використання спеціальних засобів ведення гірничих робіт та планувати вибір

раціональної довжини очисного вибою за ефективної технології виймання вугілля.

- Домінантним геотехнічним фактором виникнення аварій у механізованих лавах шахт «Західного Донбасу» є гідравлічне перевантаження і відслоєння підошви водонасичених пластів-супутників основної породної покрівлі, що на порядок перевищує фоновий геостатичний тиск та призводить до осідання кріплення «на жорстку базу» з формуванням водоприпливу до  $70 \text{ м}^3/\text{год}$  протягом до 3-х діб. Тривимірна геодинамічна чисельна модель з достовірністю 85 – 88,3 % відображує всі фази формування означеного явища, а також є інструментом оптимізації попередження аварій шляхом прогнозного геотехнічного моніторингу, зняття гідростатичного тиску висхідними свердловинами та штучним розшаруванням породної покрівлі гідророзривами.

8. Виконано аналіз геотехнічних даних з виникнення та перебігу явища перевантаження механізованого кріплення в лавах Західного Донбасу. Аналіз аварій, які пов'язані з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу», показав, що їх причиною стало гідродинамічне перевантаження механізованого кріплення, яке зумовлене наявністю залягання у покрівлі вугільних пластів породних шарів – колекторів потужністю 0,15 – 16,9 м, та їх залягання на відстані 3,05 – 23,1 м вище покрівлі вугільного пласта.

9. Описано механізм гідростатичного перевантаження механізованого кріплення. Породи-колектори (пісковики, вугільні пласти та прошарки) мали гідравлічний зв'язок з бучакським водовмісним горизонтом, що сприяло накопиченню в них запасів води, які знаходилися під тиском в утвореній порожнині між розшаруванням контактів водовмісного прошарку-супутника та розташованими нижче водостійкими породами.

10. Виконано оцінку величини гідравлічного тиску. Гідравлічний тиск вирівнювався п'єзометричним тиском зони живлення шару. Для умов шахт Західного Донбасу п'єзометричний тиск може сягати до 90 м водяного стовпа. Це означає, що на відстані 3,05 – 23,1 м від поверхні кріплення в лаві

формується додатковий гідравлічний тиск величиною до 900 КПа, що на порядок перевищує напруження у зоні покрівлі за відсутності водопроявів.

11. Виконано аналіз по аваріях, пов'язаних з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу». За період 09.11.2009 – 11.01.2013 та 09.05.2018 – 30.06.2020 рр. трапилось 28 випадків посадки механізованого кріплення «на жорстку базу». За вищевказаний час зазнало посадки загалом 975 секцій. Загальний час вимушеного простою склав 263 доби, загальна втрата вуглевидобутку склала майже 380 тис. т, а загальні збитки у грошовому еквіваленті склали 50,3 млн грн.

12. Виконано узагальнюючий аналіз існуючих заходів з мінімізації ризиків осідання механізованого кріплення «на жорстку базу». Виходячи з аналізу, можна стверджувати, що відомі заходи з попередження аварій не враховують наявність гідростатичного тиску в основній покрівлі.

13. В умовах виконаного моделювання відпрацювання пласта С<sub>6</sub> 155 лави шахти «Степова», внаслідок синхронного затоплення шахти «Ювілейна» у 2024 році, встановлено, що аварійні ділянки можуть мати місце на ПК 178+1,5 м (4 секції), 177+6,5 м (48 секцій), 177+1,5 м (94 секції), 176+6,5 м (14 секцій), 176+1,5 м (26 секцій), 175+6,5 м (24 секції), 175+1,5 м (32 секції), 174+6,5 м (16 секцій).

14. При моделюванні деталізації механізму гідростатичного перевантаження основної покрівлі вугільного пласта визначено, що величина навантаження механізованого кріплення з посуванням очисного вибою може збільшуватись у 2,8 разів, що є несумісною умовою їх роботи.

15. Обґрунтовано доцільність застосування підтримувально-огороджувального чотирьохстоякового, дворядного механізованого кріплення типу КД-80 та КД-90 шляхом порівняння результатів моделювання застосування двостоякового однорядного кріплення типу Ostroy-70/125. При застосуванні двостоякового однорядного кріплення величина конвергенції може збільшуватись до 33,2 %, тобто на 154,8 мм у порівнянні з чотирьохстояковим дворядним механі-

зованим кріпленням підтримувально-огороджувального типу.

16. Розроблено паспорт моніторингу зняття гідростатичного тиску (гідравлічного розвантаження зони розшарування) шляхом завчасного буріння водовипускних свердловин у покрівлю пласта до сполучення їх з зоною розшарування водостійких порід з колектором для випуску води з них. Застосування даної технології дозволить попередити аварійні ситуації, пов'язані з гідравлічним перенавантаженням механізованого кріплення, а також виключити посадку секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» і тим самим підвищити ефективність видобутку кам'яного вугілля в Західному Донбасі.

17. Запропоновано спосіб локальної дезінтеграції гірського масиву для попередження аварійного стану механізованого кріплення в лавах за умов гідравлічного перевантаження основної покрівлі. Виконано пояснення механізму гідророзриву вуглевмісних порід. Описано практичний досвід застосування гідророзриву. Показано можливе впровадження локальної дезінтеграції гірського масиву в умовах відпрацювання пласта С<sub>6</sub> 155 лави шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

18. Обґрунтованість та достовірність наукових положень, висновків та рекомендацій дисертаційної роботи підтверджується збіжністю отриманих результатів гідростатичного перевантаження механізованого кріплення при комп'ютерному моделюванні від 85,0 % до 88,3%, які були отримані при вирішенні обернених задач.

19. Результати за матеріалами дисертаційної роботи опубліковано в друкованих роботах [48] – [50], [57], [91], [105], [108], [110], а також впроваджено у ШУ «Першотравенське» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» (Додаток Р).

### ***Наукові положення, що виносяться на захист***

1. Мінімальна довжина зони посадки механізованого комплексу «на жорстку базу» за найменших значень конвергенції гірських порід змінюється за експоненціальним законом від 6 – 10 м до 130 – 202 м при відході лави від монтажної камери в інтервалі 10 – 50 м за наявності пісковиків потужністю майже 30 м безпосередньо у покрівлі вугільного пласта та збільшення довжини лави від 215 м до 305 м при глибині розробки 450 м, а максимальні значення вказаних параметрів змінюються за таким же законом у межах довжини зони від 17 – 21 м до 149 – 237 м за тих же умов, що дозволяє прогнозувати використання спеціальних засобів ведення гірничих робіт та планувати вибір раціональної довжини очисного вибою за ефективною технологією виймання вугілля.

2. Домінантним геотехнічним фактором виникнення аварій у механізованих лавах шахт Західного Донбасу є гідравлічне перевантаження і розшарування підошви водонасичених пластів-супутників основної породної покрівлі, що на порядок перевищує фоновий геостатичний тиск та призводить до осідання кріплення «на жорстку базу» з формуванням водоприпливу до 70 м<sup>3</sup>/год протягом до 3-х діб. Тривимірна геодинамічна чисельна модель з достовірністю 85 - 88,3 % відображує всі фази формування означеного явища, а також є інструментом оптимізації попередження аварій шляхом прогнозного геотехнічного моніторингу, зняття гідростатичного тиску висхідними свердловинами та штучним розшаруванням породної покрівлі гідророзривами.

### ***Наукова новизна отриманих результатів:***

1. Вперше виконано факторний аналіз гірничотехнічних та фізико-механічних чинників, які впливають на характер розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої вздовж лінії улаштування посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в складних умовах шахт Західного Донбасу, що дозволило спростити досліджувану геомеханічну модель для виконання коректного опису геомеханічних процесів, а також

підвищити надійність математичних розрахунків шляхом ймовірнісно-статистичних уявлень про природу та механізм посадки основної покрівлі гірських порід в очисному вибої при його відході від монтажної камери.

2. Вперше на підставі статистичного аналізу геологічних умов розповсюдження, особливостей будови, а також фізико-механічних властивостей пісковиків встановлено характер розподілу Пуассона таких випадкових величин як: глибина залягання, пористість, показники структурної неоднорідності та межі міцності на одновісний стиск. Зміна величин потужності, щільності, водоприпливу, відстані та кутів залягання пісковиків вище покрівлі пласта відповідають експоненціальному розподілу.

3. Шляхом застосування кластерного аналізу вперше було визначено дві однорідні групи шахтних полів за спільними гірничотехнічними та геологічними умовами, що впливають на характер зміни величини розподілу конвергенції бічних порід в очисному вибої.

4. Набула подальшого розвитку просторова комп'ютерна геомеханічна модель виїмкової ділянки з покроковим переміщенням очисного вибою від монтажної камери з урахуванням впливу пісковиків і гідростатичного тиску при різній довжині лави та глибині розробки.

5. Вперше шляхом виконання чисельного моделювання досліджено вплив пісковиків, а також гідростатичного тиску у покрівлі вугільних пластів, на конвергенцію бічних порід в очисному вибої при різній його довжині та глибині розробки у процесі відходу лави від монтажної камери.

6. Вперше за допомогою комп'ютерного моделювання досліджено вплив довжини лави та глибини розробки на величину зони посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» в очисному вибої.

7. Вперше деталізовано умови виникнення та перебігу явища гідравлічного перевантаження основної покрівлі в умовах шахт Західного Донбасу.

**Наукове значення роботи** полягає у встановленні закономірностей характеру розподілу величини конвергенції бічних порід вздовж лінії

посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення під час посування очисного вибою від монтажної камери з використанням просторового комп'ютерного моделювання та урахуванням впливу пісковиків, а також наявності гідростатичного тиску у покрівлі вугільного пласта, зміни довжини очисного вибою та глибини розробки.

### ***Практичне значення роботи:***

1. Для умов конкретних шахтних полів вперше виконано прогноз аварійних ділянок гідравлічного перевантаження механізованого кріплення при синхронному затопленні суміжних шахт.

2. Вперше складено паспорт моніторингу зняття гідростатичного тиску за допомогою свердловин для реальних умов відпрацювання вугільного пласта.

3. Запропоновано спосіб локальної дезінтеграції гірського масиву, а також описано практичний досвід його впровадження та застосування в конкретних умовах.

### ***Реалізація результатів роботи***

Результати досліджень використано у: 1) Технологічному проекті виймання вугілля механізованими комплексами (паспорт виїмкової ділянки 155 лави) на шахті «Степова» ШУ «Першотравневе» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», що дозволило спрогнозувати ймовірні зони посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу», і попередити аварійні ситуації та підвищити планову ефективність видобутку вугілля; 2) Навчальному процесі Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» при підготовці аспірантів спеціальності 184 «Гірництво», з дисципліни «Тенденції розвитку комп'ютерних методів оптимізації технологічних процесів у гірництві».

***Ключові слова:*** Відхід від монтажної камери, Вугільний пласт, Гідророзрив, Гідростатичний тиск, Гірничі роботи, Гірничий масив, Глибина розробки, Довжина лави, Конвергенція, Напружено-деформований стан, Напруження, Пісковики, Свердловини, Чисельне моделювання.



## СПИСОК ПУБЛІКАЦІЙ ЗДОБУВАЧА ЗА ТЕМОЮ ДИСЕРТАЦІЇ

Основні наукові результати дисертації опубліковано в наступних працях.

### Фахові видання

1. Молдаванов Є.В. Факторний аналіз чинників, що впливають на ефективність видобутку вугілля в умовах шахт ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» / С.Ф. Власов, С.Є. Тимченко, Є.В. Молдаванов // Вісті Донецького гірничого інституту. №46, 2020. С. 19-27. <https://doi.org/-10.31474-/1999-981x-2020-1-19-27> (Наукометрична база **Index Copernicus**).

2. Молдаванов Є.В. Типізація шахтних полів за спільними ознаками для умов шахт ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» / С.Ф. Власов, С.Є. Тимченко, Є.В. Молдаванов // Вісті Донецького гірничого інституту. №47, 2020. С. 33-39. <https://doi.org/10.31474/1999-981X-2020-2-33-39> (Наукометрична база **Index Copernicus**).

3. Молдаванов Є.В. Результати аналізу фізико-механічних властивостей пісковиків, що залягають у покрівлі розроблюваних вугільних пластів в умовах шахт Західного Донбасу / С.Ф. Власов, С.Є. Тимченко, Є.В. Молдаванов // Гірничий вісник. №108, 2020. С. 9-15. <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2020-1-108-9-15> (Наукометрична база **Index Copernicus**).

4. Молдаванов Є.В. Результати аналізу характеру розподілу конвергенції в лаві під час посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» в умовах шахт Західного Донбасу / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов // Вісник Криворізького національного університету. №51, 2020. С. 3-8. <https://doi.org-/10.31721-/2306-5451-2020-1-51-3-8> (Наукометрична база **Index Copernicus**).

5. Молдаванов Є.В. Аналіз геологічних умов та особливостей будови пісковиків, які залягають у покрівлі розроблюваних вугільних пластів в умовах шахт Західного Донбасу / С.Ф. Власов, С.Є. Тимченко, Є.В. Молдаванов // Збірник наукових праць Національного гірничого університету. №65, 2021. С. 7-15. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/65.007> (Наукометрична база **Index**

**Copernicus).**

6. Молдаванов Є.В. Обґрунтування параметрів проведення експерименту з тривимірною комп'ютерною моделювання масиву гірських порід навколо очисного вибою / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов // Вісті Донецького гірничого інституту. №48, 2021. С. 37-48. <http://doi.org/10.31474/1999-981X-2021-1-37-48> (Наукометрична база **Index Copernicus**).

7. Moldavanov Y. V. Effect of geological and technological parameters on the convergence in a stope / S. F. Vlasov, Y. V. Moldavanov // Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. № 6, 2021. P. 16-22. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2021-6/016> (Наукометрична база **Scopus**).

8. A Generalized View of Longwall Emergency Stop Prevention (Ukraine) / Y. Moldavanov [et al.] // Processes. Vol. 10, № 5, 2022. P. 100-113. <https://doi.org/10.3390/pr10050878> (Наукометрична база **Scopus** та **Web of Science**).

### **Збірники доповідей та тез, які засвідчують апробацію**

1. Молдаванов Є.В. Результати виконання факторного аналізу чинників, що впливають на ефективність видобутку вугілля на шахтах ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов / Тези доповідей X Міжнародної науково-практичної інтернет-конференції «Сучасний рух науки» (м. Дніпро, 2-3 квітня 2020); Міжнародний електронний науково-практичний журнал «WayScience», 2020. С. 208-212.

2. Moldavanov Y. Research of forecasting geomechanical processes around mining activity / S. Vlasov, Y. Moldavanov / The 14th International Forum for Students and Young Researchers «WIDENING OUR HORIZONS» ( Dnipro, 11-12 April 2019); Dnipro University of Technology, 2019. P. 215-217.

3. Молдаванов Є.В. Особливості побудови геомеханічної комп'ютерної моделі для прогнозування розподілу напружено-деформованого стану гірського масиву навколо очисної виробки / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов /

Матеріали міжнародної науково-технічної конференції «Розвиток промисловості та суспільства» (м. Кривий Ріг, 22-24 травня 2019); Криворізький національний університет, 2019. С. 39.

4. Молдаванов Є.В. Аналіз результатів дослідження прогнозу розподілу напружено-деформованого стану гірського масиву навколо очисних робіт / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов / Матеріали міжнародної науково-технічної конференції «Розвиток промисловості та суспільства» (м. Кривий Ріг, 17-20 листопада 2020); Криворізький національний університет, 2020. С. 20.

5. Молдаванов Є.В. Статистичний аналіз залягання пісковиків у покрівлях розроблюваних вугільних пластів для умов шахт Західного Донбасу / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов / Збірник матеріалів до VIII ювілейної Міжнародної науково-технічної конференції студентів, аспірантів і молодих вчених «МОЛОДЬ: НАУКА ТА ІННОВАЦІЇ», присвяченої 20-річчю ради молодих вчених Дніпропетровської області (м. Дніпро, 26-27 листопада 2020); НТУ «Дніпровська політехніка», 2020. С. 39-40.

6. Молдаванов Є.В. Результати виконання кластерного аналізу шахтних полів за спільними рисами для умов ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов / Збірник матеріалів до I Міжнародної науково-практичної конференції «НАУКА. ІННОВАЦІЇ. ЯКІСТЬ» (м. Бердянськ, 17-18 грудня 2020); Бердянський державний педагогічний університет, 2020. С. 307-311.

7. Moldavanov Y. Substantiation of the parameters of the experiment to predict the magnitude of convergence in the longwall in the area of the primary landing of the main roof / S. Vlasov, Y. Moldavanov / The 16th International Forum for Students and Young Researchers «WIDENING OUR HORIZONS» ( Dnipro, 21-22 April 2021); Dnipro University of Technology, 2021. P. 456-459.

8. Молдаванов Є.В. Результати проведення комп'ютерного моделювання прогнозу конвергенції в лаві при її відході від монтажної камери – 10 метрів / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов / Збірник матеріалів до III Міжнародної науково-технічної інтернет-конференції «Новітні технології в освіті, науці та

виробництві», (м. Покровськ, 29-30 квітня 2021); Донецький національний технічний університет, 2021. С. 163-167.

9. Молдаванов Є.В. Порівняння результатів проведення комп'ютерного моделювання прогнозу конвергенції в лаві при її відході від монтажної камери – 20 метрів / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов / Тези Всеукраїнської науково-практичної online конференції аспірантів, молодих учених та студентів «Геотехнології гірництва та промислової екологія» присвяченої Дню науки, (м. Житомир, 11–15 травня 2021); ДУ «Житомирська політехніка», 2021. С. 190-191.

10. Молдаванов Є.В. Порівняння результатів проведення комп'ютерного моделювання прогнозу конвергенції в лаві при її відході від монтажної камери – 30 метрів / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов / Збірник наукових праць до IX Міжнародної науково-практичної конференції «Технології і процеси у гірництві та будівництві» (м. Покровськ, 12-14 травня 2021); Донецький національний технічний університет, 2021. С. 65-72.

11. Молдаванов Є.В. Результати проведення комп'ютерного моделювання прогнозу конвергенції в лаві при її відході від монтажної камери – 40 метрів / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов / Збірник тез доповідей Міжнародної науково-практичної конференції молодих науковців, аспірантів і здобувачів вищої освіти «Проблеми та перспективи розвитку сучасної науки» (м. Рівне, 13-14 травня 2021); Національний університет водного господарства та природокористування, 2021. С. 59-62.

12. Молдаванов Є.В. Вплив пісковиків на формування концентрацій напружень в гірському масиві навколо очисного вибою / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов / Тези VIII Всеукраїнської науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів» (м. Житомир, 21-22 жовтня 2021); ДУ «Житомирська політехніка», 2021. С. 14-16.

13. Молдаванов Є.В. Прогноз характеру розподілу величини конвергенції бічних порід в лаві / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов / Збірник матеріалів

ІХ Всеукраїнської науково-технічної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «МОЛОДЬ: НАУКА ТА ІННОВАЦІЇ» (м. Дніпро, 11-12 листопада 2021); НТУ «Дніпровська політехніка», 2021. С. 465-466.

14. Молдаванов Є.В. Прогноз первинної посадки основної покрівлі в умовах шахт Західного Донбасу / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов / Збірник матеріалів ІХ Всеукраїнської науково-практичної конференції молодих вчених «НАУКОВА МОЛОДЬ-2021» (м. Київ, 30 листопада 2021); ДУ «Інститут геохімії навколишнього середовища НАН України», 2021. С. 243-247.

15. Молдаванов Є.В. Порівняльний прогноз конвергенції бічних порід у лаві з урахуванням гідродинамічного навантаження в зоні первинної посадки основної покрівлі / С.Ф. Власов, Є.В. Молдаванов / Збірник наукових статей за матеріалами Міжнародної науково-практичної конференції «Фізико-хімічні геотехнології» (м. Дніпро, 10 – 12 листопада 2021); НТУ «Дніпровська політехніка», 2021. С. 93-102.

**Особистий внесок здобувача в роботах, опублікованих у співавторстві:** [1] – встановлення з-поміж низки факторів чотири найбільш ймовірні чинники, які впливають на характер та величину розподілу конвергенції бічних порід, на підставі зібраних гірничо-геологічних, гірничо-технічних, а також фізико-механічних даних по шахтам ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», тим самим виключивши випадкові; [2] – окреслення серед п'ятнадцяти гірничо-технічних та геологічних параметрів, які впливають на характер та величину розподілу конвергенції бічних порід в лаві, двох однорідних груп шахтних полів; [3] – визначення характеру розподілу випадкових величин фізико-механічних властивостей пісковиків; [4] – постановка завдання, аналіз та узагальнення проблеми осідання секцій механізованого кріплення «на жорстку базу»; [5] – визначення характеру розподілу випадкових величин геологічних умов та особливостей будови пісковиків; [6] – обґрунтування параметрів комп'ютерного моделювання виїмкової ділянки з покроковим переміщенням очисного вибою, а також з урахуванням мінливої наявності пісковиків, що залягають у покрівлі пласта; [7] – дослідження закономірностей зміни величини конвергенції бічних

порід уздовж посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення залежно від наявності пісковиків у покрівлі, глибини розробки, довжини лави, а також його положення за довжиною виїмкового стовпа; [8] – узагальнення способів попередження осідання механізованого кріплення «на жорстку базу»; [9] – прогнозування геомеханічних процесів навколо очисного вибою при його посуванні від монтажної камери; [10] – побудова геомеханічної комп'ютерної моделі для прогнозування розподілу напружено-деформованого стану (НДС) гірського масиву навколо очисних виробок; [11] – скорочення факторів які впливають на характер та величину розподілу конвергенції бічних порід для спрощення розрахунків, моделювання, а також виконання аналізу; [12] – аналіз результатів дослідження прогнозу розподілу напружено-деформованого стану гірського масиву навколо очисних робіт; [13] – виконання статистичного аналізу геологічних умов та особливостей будови пісковиків, як окремої літологічної підсистеми; [14] – проведено кластерний аналіз шахтних полів на підставі гірничо-технічних та геологічних параметрів; [15] – обґрунтування параметрів експерименту для виконання прогнозу величини конвергенції бічних порід в лаві в геомеханічній зоні відходу від монтажної камери; [16] – отримання результатів експерименту по визначенню величини конвергенції в очисному вибої, в залежності від зміни параметрів наявності пісковиків у покрівлі, глибини розробки, довжини лави, в умовах відстані відходу лави від монтажної камери – 10 м; [17] – порівняння результатів проведення комп'ютерного моделювання прогнозу конвергенції бічних порід в лаві, в умовах відстані відходу очисного вибою від монтажної камери – 20 м; [18] – порівняння результатів проведення експерименту по визначенню величини конвергенції в очисному вибої, в залежності від зміни параметрів наявності пісковиків у покрівлі, глибини розробки, довжини лави, в умовах відстані відходу від монтажної камери – 30 м; [19] – виявлення закономірностей зміни величини зближення бічних порід уздовж лави на лінії устаткування посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення, в залежності від геолого-технологічних параметрів, в умовах відстані відходу очисного вибою від монтажної камери – 40 м; [20] – отримання закономірностей характеру

розподілу величини напружень, що дозволило спрогнозувати ймовірні зони посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» за довжиною лави в будь-який момент положення очисного вибою, уздовж виїмкового стовпа на будь-якій глибині розробки; [21] – виконання прогнозу величини конвергенції бічних порід уздовж посадкового ряду стояків механізованого кріплення, в зоні первинної посадки основної покрівлі зі збільшенням відходу очисного вибою від монтажної камери, а також глибини розробки, на підставі результатів виконання чисельних експериментів для умов шахт Західного Донбасу; [22] – прогнозування первинної посадки основної покрівлі з урахуванням збільшення відходу очисного вибою від монтажної камери, глибини розробки, потужності пісковиків, а також відстані його залягання вище покрівлі пласта; [23] – порівняння прогнозу конвергенції бічних порід у лаві з урахуванням гідростатичного навантаження в зоні первинної посадки основної покрівлі.

## ABSTRACT

**Moldavanov, Ye. V.** Substantiating the parameters of stoping in geomechanical zones of installation chambers of deep levels in the Western Donbas mines. – Qualifying scientific work. Manuscript.

Thesis for the degree of Doctor of Philosophy in the educational program 184 Mining. – Dnipro University of Technology, Dnipro, 2022.

The thesis is intended to solve an actual for the coal mining industry scientific and technical problem with the substantiation of stoping parameters in the geomechanical zones of installation chambers based upon simulation of step-by-step stope advance in the context of a spatial model of an excavation area. Influence by sandstone, hydrostatic pressure in the coal seam roof, changing length of the stope, mine working depth, and stope distancing from the installation chamber are taken into consideration. The problem has been solved by identifying changes in the regularities of a stress-strain state of carbonous rock mass as well as the parameters of load on a stope support.

**Purpose of the paper** is to substantiate stoping parameters with the consideration of sandstone and hydrostatic pressure in the coal seam roof while stope advancing from the installation chamber under complex conditions of the Western Donbas mines.

**Object of the research** is represented by geomechanical processes within the layered transverse and isotopic coal rock mass of the extraction pillar involving sandstone and hydrostatic pressure in the seam roof while stope advancing from the installation chamber.

**Subject of the research** is the effect of regularities of distribution nature of changes in wall rock convergence in a stope along the settlement line of hydraulic powered supports taking into consideration sandstone and hydrostatic pressure in the seam roof on the mining method parameters in the process of stope advance from the installation chamber.

Chapter one has made a factor analysis of the forces influencing the nature of



distribution of changes in the wall rock convergence value in the stope along the line of a settlement row of hydraulic props of the powered support, analysis of geological conditions, and structural features as well as physicommechanical properties of sandstone occurring in the roof of the mined coal seams. In addition, mine fields have been typed in terms of their common features.

Chapter two of the thesis substantiates parameters of the experiment. Namely, the research method, mathematical apparatus, and software package have been substantiated. The known and earlier substantiated parameters – stope length, mining depth, stope distancing from the installation chamber, values of sandstone thickness, and distance of its occurrence above the seam roof have been compared with the results of computer modelling.

Chapter three demonstrates influence of the sandstone, occurring in a coal seam roof, on the wall rock convergence in the stope. Analysis of the results of a longwall and mining depth effect on the wall rock convergence in the stope has been represented. The research findings concerning the influence of a longwall length and mining depth on a value of emergency settlement of the powered support sections in the stope have been outlined. The inverse problem has been applied to validate the findings.

Chapter four substantiated technological measures concerning control and prevention of emergency settlement of the powered support sections in a stope. Namely, geotechnical data regarding origination and development of the phenomenon of the powered support overload in the context of the Western Donbas mines have been analyzed. Certain measures have been analyzed to minimize risks of emergency settlement of the powered support. A mechanism of hydrostatic overload of the main roof of a coal seam has been detalized.

Chapter five substantiates technological parameters to prevent emergency conditions of the powered support in longwalls in terms of hydraulic load of the main roof while C<sub>6</sub> seam mining of an excavation area of 155 longwall in *Stepova* mine (*DTEK Pavlohradvuhillia* PJSC). The development includes comparison of single- and two-line powered support; monitoring data on hydraulic pressure drop

with the help of wells; and a way for local disintegration of rock mass.

Consequently, the thesis is the completed research where the first established regularities of convergence distribution in a longwall within the area of installation chambers are the basis to solve scientific and technical problem being substantiation of a stope mining method taking into consideration the stope length, mining depth, sandstone presence in a roof, values of the sandstone thickness as well as distance of its occurrence above the seam roof, and values of hydrostatic pressure in the roof. The research findings make it possible to develop recommendations concerning the improvement of coal mining from very thin seams under the complicated conditions of the Western Donbas mines, and minimize accidents connected with emergency settlement of the powered support units thus improving the efficiency of hard coal extraction.

#### ***The major scientific and practical outcomes***

1. A factor analysis of actual factors of the research object, effecting the distribution of changes in the wall rock convergence value in the stope along the line of a settlement row of hydraulic props of the powered support under complex conditions of the Western Donbas mines has been made. That has helped simplify a geomechanical model for geomechanical description and improve reliability of mathematical calculations by means of probabilistic and statistic ideas of the nature and mechanism of the main rock roof subsidence above a coal seam while its distancing from the installation chamber.

2. Statistic analysis of the conditions of geological expansion, structural features, and physicommechanical properties of sandstone have helped identify the distribution nature of changes in random values. Changes in such values as depth of sandstone occurrence, its porosity, indices of structural nonuniformity as well as ultimate uniaxial compression correspond to the Poisson distribution nature. Changes in random thickness, density, water inflow, distance, and angles of sandstone occurrence above the seam roof are of exponential distribution nature.

3. For the first time, cluster analysis has helped determine two homogenous groups of mine fields according to common mining and geological conditions

impacting distribution nature of changes in a convergence value of the wall rocks in a stope.

4. Taking into consideration earlier findings, additional combination of following new features has been proposed: stope length, mining depth, and sandstone thickness as well as remoteness of its occurrence above the seam roof involving distance from the installation chamber and hydrostatic pressure in the main roof.

5. Geometrical parameters of the spatial computer model of the geomechanical processes occurring in the rock mass around the mine workings near stopes have been substantiated taking into account stope length, mining depth, available sandstones as well as hydrostatic pressure on the stope roof due to water-saturated reservoir rocks.

6. Computer modelling of a step-by-step stope advance in the spatial geomechanical model of the excavation area located in the layered transversal-isotropic rock mass has been performed taking into consideration the substantiated parameters while stope distancing from the installation chamber.

7. Regularities of the changes in distribution of the wall rock convergence values along the longwall have been determined, i.e.:

- It has been identified that maximum values of the rock convergence and corresponding length of the zone of emergency support settlement vary in terms of exponential law from 17 – 21 m to 149 – 237 m with the increasing longwall length from 215 m to 305 m and with the longwall distancing from the installation chamber from 10 m to 50 m that allows planning the selection of rational slope length or effective means of mining operations.

- It has been determined that the minimum values of rock mass convergence and corresponding length of the zone of emergency settlement of the powered complex vary in terms of the exponential law while longwall distancing from the installation chamber from 10 m to 50 m in terms of occurring sandstone with the thickness of 30 m immediately in the coal seam roof that helps predicting the use of special means of mining operations under the represented mining and geological conditions.

- It has been defined that in terms of 450 m mining depth, the influence of

sandstone occurrence on the length of the zone of emergency settlement of the powered support is observed to a greater degree than in case when there is no phenomenon like that at the depths of 150 m and 300 m.

- It has been specified that the minimum values of the wall rock convergence and corresponding length of the zone of emergency settlement of the powered support in the stope meet the occurrence conditions of sandstone being 30 m thick occurring immediately near the coal seam roof.

- Minimum length of the zone of emergency settlement of the powered support at the least wall rock convergence values varies according to the exponential law from 6 – 10 m up to 130 – 202 m in terms of longwall distancing from the installation chamber within the interval of 10 – 50 m if there is sandstone of  $\approx 30$  m thick immediately in the coal seam roof and increasing longwall length from 215 m up to 305 m at 450 m mining depth; and maximum values of the indicated parameters vary according to the same law within the zone length from 17 – 21 m up to 149 – 237 m under the same conditions. That helps predict the use of special means of mining operations and plan the selection of rational stope length in terms of the efficient coal extraction technology.

- A dominant geotechnical factor of accidents in the powered longwalls of the Western Donbas mines is represented by hydraulic overload and outcropping of the floors of water-saturated seams accompanying the main rock roof that exceeds substantially the background geostatic pressure and results in the emergency settlement of the support with the formation of up to 70 m<sup>3</sup>/h water inflow within up to 3 days. The 3D numerical model with 85 – 88.3% reliability represents all phases of the phenomenon formation; it is also a tool to optimize accident prevention by predictive geotechnical monitoring, removal of hydrostatic pressure by upward wells, and artificial layering of the rock roof by hydraulic fracturing.

8. Geotechnical data regarding origination and development of the powered support overload in the context of the Western Donbas mines have been analyzed. Studies of the accidents, connected with emergency settlement of the powered support, have shown that they arise from its hydrodynamic overload in turn resulting

from reservoir beds with 0.15 – 16.9 m thickness occurring at 3.05 – 23.1 m distance above the coal seam roof.

9. An idea of mechanism of hydrostatic overload of the powered support has been described. Reservoir beds (i.e. sandstone, coal seams, and interlayers) are connected hydraulically with Buchak aquifer which favours accumulation of large water quantities pressurized within a cavity shaped between the stratification of contacts of water-bearing adjacent interlayer and the underlying waterproof rocks.

10. A hydraulic pressure value has been evaluated. The hydraulic pressure was balanced with piezometric pressure of the layer water supply. In the context of the Western Donbas mines, the piezometric pressure may reach up to 90 m of a water column. It means that at 3.05 – 23.1 m distance from the support surface, extra hydraulic pressure, being up to 900 kPa, is formed being by an order of magnitude higher than the stress within a roof area if water inflows are not available.

11. Accidents, connected with emergency settlement of the powered support units, have been analyzed. Within the periods of 09.11.2009 – 11.01.2013 and 0.905.2018 – 30.06.2020, 28 cases of emergency settlement of the powered support sections took place. During the abovementioned period, 975 units experienced the settlement. The total time of the forced outage is 263 days; the total coal mining losses turned out to be almost 380 thousand tons; and in money terms the total losses are UAH 50 million.

12. A generalizing analysis of the current measures to minimize risks of emergency settlement of the powered support units has been done. Relying upon the analysis, following conclusion can be drawn: the known measures, preventing emergency situations, do not consider the available hydrostatic pressure in the main roof.

13. Under the simulations as for seam C6 155 extraction in *Stepova* mine, due to synchronous flooding of *Yuvileina* mine in 2024, it has been defined that emergency situations may happen in terms of the PSs being 178+1.5 m (4 sections); 177+6.5 m (48 sections); 177+1.5 m (94 sections); 176+6.5 m (14 sections); 176+1.5 m (26 sections); 175+6.5 m (24 sections); 175+1.5 m (32 sections); and 174+6.5 m

(16 sections).

14. While modelling the detalization of a mechanism of hydrodynamic overload of the main roof of the coal seam, it has been shown that a load value of the powered support may experience 2.8 times increase depending upon stope advance which is the incompatible condition of their operation.

15. The expediency of supportive and barrier 4-prop 2-line powered support of КД-80 and КД-90 types while comparing the simulation results with the ones concerning 2-prop single-line support of Ostroj-70/125 type is substantiated. While using the 2-prop single-line support may increase a convergence value up to 33.2%, i.e. by 154.8 mm compared to 4-prop 2-line powered support of the supportive and barrier type.

16. It has been developed a description of the monitoring of hydrostatic pressure reduction (i.e. hydraulic unloading of a stratification zone) by means of early drilling of the exploration water discharge wells in the seam roof down to their connection with the impermeable rock stratification-aquifer to release water from them. The method will help prevent accidents associated with hydraulic overload of the powered support, and exclude emergency settlement of its units to improve efficiency of coal mining in the Western Donbas mines.

17. A technique has been proposed for local disintegration of rock mass to prevent emergency state of the powered support in the longwalls in terms of hydraulic overload of the main roof. A mechanism of hydraulic fracturing of carbonous rocks has been explained. The use of hydraulic fracturing has been described. Possible implementation of the local rock mass disintegration, while mining C6 155 seam of the longwall of *Stepova* mine of *DTEK Pavlohradvuhillia* PJSC, has been demonstrated.

18. Substantiation and reliability of the scientific provisions, conclusions, and recommendations of the thesis are confirmed by the convergence of the obtained results of hydrostatic overload of the powered support during computer modelling from 85.0% to 88.3% obtained while solving the reverse problems.

19. The findings based on the thesis results have been published in printed papers [48] – [50], [57], [91], [105], [108], [110] and implemented in *Pershotravenske Colliery Group of DTEK Pavlohradvuhillia PJSC* (Appendix P).

***Scientific provisions to be submitted for consideration while thesis defending***

1. Minimum values of the zone of emergency settlement of the powered complex in terms of minimum values of rock convergence experience their changes according to the exponential law from 6 – 10 m to 130 – 202 m when longwall is distancing from the installation chamber within the interval of 10 – 50 m at the available sandstone of 30 m thickness immediately in the coal seam roof and increasing longwall length from 214 m to 305 m at 450 m mining depth; and maximum value of the indicated parameters vary according to the same law within the zone length from 17 – 21 m to 149 – 237 m under the same conditions. That makes it possible to forecast the use of specific extraction methods and plan the selection of rational stope length under the effective coal mining technology.

2. Dominant geotechnical factor of accident origination in the powered longwalls of Western Donbas is hydraulic overload as well as floor outcrop of aquifers of the main roof exceeding by orders the magnitude background geostatic pressure, resulting in emergency settlement of a support, and initiating up to 70 m<sup>3</sup>/h water inflow during almost three days. A 3D geodynamic numerical model with 85 – 88.3% reliability represents each formation phase of the phenomenon while being an optimization tool to prevent accidents by means of forecast geotechnical monitoring and reduce hydrostatic pressure using rising wells as well as artificial stratification of the rock roof with the help of hydraulic fractures.

***Originality of the findings:***

1. For the first time, factor analysis of the mining and physicommechanical factors influencing the distribution of changes in the wall rock convergence in the stope along the arrangement line of a settlement row of hydraulic props of the powered support under complicated conditions in the Western Donbas mines has been made to simplify the studied geomechanical model for adequate description of geomechanical processes and improve reliability of mathematical calculations with

the help of probabilistic and statistic ideas of nature and mechanism of the main rock roof subsidence in a stope during its shifting from the installation chamber;

2. For the first time, statistical analysis of geological conditions of expansion, structural features and physicommechanical properties of sandstone have helped identify Poisson distribution nature of such random values as occurrence depth, porosity, indices of structural nonuniformity as well as ultimate uniaxial compression. Changes in the values of thickness, density, water inflow, distance, and sandstone-occurring angle above the seam roof are of exponential distribution;

3. For the first time, a cluster analysis has helped identify two groups of mine fields being uniform in terms of their common mining and geological conditions influencing the nature of changes in distribution of wall rock convergence within a stope;

4. A spatial computer geomechanical model of a mining site with step-by-step advance of a stope from the installation chamber involving the effect by sandstone and hydrostatic pressure in terms of different values of longwall length and mining depth has been further developed;

5. For the first time, numerical modelling has helped analyze the impact by sandstone as well as hydrostatic pressure, occurring in the coal seam roof, on the wall rock convergence in a stope depending upon its length and mining depth while longwall distancing from the installation chamber;

6. For the first time, computer modelling has analyzed the influence of longwall length and mining depth on a value of emergency settlement of the powered support sections in a stope;

7. For the first time, the initiation and development conditions of hydraulic overloading of the main roof have been detalized in the context of the Western Donbas mines;

*Scientific importance is* represented by determination of the regularities of a distribution value of the wall rock convergence along a settlement line of hydraulic props of the powered support during stope distancing from the installation chamber using spatial computer modelling and involving sandstone impact as well as available



hydrostatic pressure in the coal seam roof, and changes in the stope length and mining depth.

***Practical implications of the paper:***

1. For the first time, the emergency areas of hydraulic overload of the powered support while synchronous flooding of neighbouring mines have been predicted for the specific mine conditions.

2. For the first time, a description of the monitoring of hydrostatic pressure relief by means of wells for real conditions of coal seam mining has been developed.

3. A method of local disintegration of the rock mass has been proposed; practical experience of its implementation and use under specific conditions has been described.

***Implementation of the findings***

The research findings have been implemented in the following: 1) a technological project to mine coal using the powered systems (technical description of the excavation area of longwall 155) in *Stepova* mine (*Pershotravneve* Colliery Group, *DTEK Pavlohradvuhillia* PJSC), which helped forecast potential emergency settlement of the powered support units, exclude accidents, and improve coal mining efficiency; 2) educational process at Dnipro University of Technology while training postgraduates in the field of specialism area 184 *Mining*, and teaching ‘Development tendencies of computer methods to optimize technological processes in mining’.

***Keywords:*** Coal seam, Convergence, Depth of development, Distancing from the installation chamber, Hydraulic fracturing, Hydrostatic pressure, Longwall length, Mathematical modeling, Mine working, Rock massif, Well, Sandstone, Stress, Stress-strain state.

## LIST OF THE APPLICANT'S PUBLICATIONS ON THE THESIS TOPIC

The main scientific results of the thesis are published in the following papers.

### Professional publications

1. Moldavanov, Ye. Factor analysis of the components influencing the effectiveness of coal production in terms of the *DTEK Pavlohradvuhillia* PJSC mine / S. Vlasov, S. Timchenko, Ye. Moldavanov // Journal of Donetsk Mining Institute, 1(46), 2020. Pp. 19-27. <https://doi.org/10.31474/1999-981x-2020-1-19-27> (Scientometric base **Index Copernicus**).

2. Moldavanov, Ye. Classification of mine fields by general characteristics for the conditions of the *DTEK Pavlohradvuhillia* PJSC / S. Vlasov, S. Timchenko, Ye. Moldavanov // Journal of Donetsk Mining Institute, 2(47), 2020. Pp. 33-39. <https://doi.org/10.31474/1999-981X-2020-2-33-39> (Scientometric base **Index Copernicus**).

3. Moldavanov, Ye. Results of the analysis of physical and mechanical properties of the sandstone occurring in the roof of coal layers under mining in terms of Western Donbas mines / S. Vlasov, S. Timchenko, Ye. Moldavanov // Mining journal, 2(108), 2020. Pp. 9-15. <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2020-1-108-9-15> (Scientometric base **Index Copernicus**).

4. Moldavanov, Ye. Results of the analysis of the nature of convergence distribution in the longwall during the emergency settlement of the powered support sections in the Western Donbas mines / S. Vlasov, Ye. Moldavanov // Journal of Kryvyi Rih National University, 2(51), 2020. Pp. 3-8. <https://doi.org/10.31721/2306-5451-2020-1-51-3-8> (Scientometric base **Index Copernicus**).

5. Moldavanov, Ye. Substantiating the parameters of the experiment with three-dimensional computer modelling of the rock mass around a longwall / S. Vlasov, Ye. Moldavanov // Journal of Donetsk Mining Institute, 1(48), 2021. Pp. 37–48. <http://doi.org/10.31474/1999-981X-2021-1-37-48> (Scientometric base **Index**

**Copernicus).**

6. Moldavanov, Ye. Analysis of the geological conditions of distribution and structural features of sandstones occurring in the roof of coal seams under development in terms of Western Donbas mines / S. Vlasov, S. Timchenko, Ye. Moldavanov // Collection of research papers of the National mining university, 2(65), 2021. Pp. 7–15. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/65.007> (Scientometric base **Index Copernicus**).

7. Moldavanov, Ye. Effect of geological and technological parameters on the convergence in a stope / S. F. Vlasov, Ye. V. Moldavanov // Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. No. 6, 2021. Pp. 16-22. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2021-6/016> (Scientometric base **Scopus**).

8. A Generalized View of Longwall Emergency Stop Prevention (Ukraine) / Ye. Moldavanov [et al.] // Processes. Vol. 10, No. 5, 2022. Pp. 100-113. <https://doi.org/10.3390/pr10050878> (Scientometric base **Scopus / Web of Science**).

**Scientific articles certifying the testing of the thesis materials**

1. Moldavanov, Ye. Results of factor analysis of the factors influencing the efficiency of coal mining at the *DTEK Pavlohradvuhillia* PJSC mines 2 / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / Abstracts of the X International Scientific and Practical Internet Conference «Modern Movement of Science» (Dnipro, 2 – 3 April 2020); International Electronic Scientific and Practical Journal «WayScience», 2020. Pp. 208-212.

2. Moldavanov, Ye. Research of forecasting geomechanical processes around mining activity / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / The 14th International Forum for Students and Young Researchers «WIDENING OUR HORIZONS» (Dnipro, 11 – 12 April 2019); Dnipro University of Technology, 2019. Pp. 215-217.

3. Moldavanov, Ye. Peculiarities of the development of a geomechanical computer model for forecasting the distribution of the stress-strain state of the rock mass around a stope / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / Proceedings of the International Scientific and Technical Conference «Development of Industry and Society»

(Kryvyi Rih, 22 – 24 May 2019); Kryvyi Rih National University, 2019. P. 39.

4. Moldavanov, Ye. Analysing the results of the study to forecast the distribution of the stress-strain state of the rock mass around stoping operations / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / Proceedings of the International Scientific and Technical Conference «Development of Industry and Society» (Kryvyi Rih, 17 – 20 November 2020); Kryvyi Rih National University, 2020. P. 20.

5. Moldavanov, Ye. Statistical analysis of sand occurrence in the roofs of coal seams under development for the conditions of the Western Donbas mines / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / Collection of materials for the VIII anniversary international scientific and technical conference of students, graduate students and young scientists «YOUTH: SCIENCE AND INNOVATION» dedicated to the 20th anniversary of the Council of Young Scientists of Dnipropetrovsk region (Dnipro, 26 – 27 November 2020); Dnipro University of Technology, 2020. Pp. 39-40.

6. Moldavanov, Ye. Results of a cluster analysis of mine fields by common features for the conditions of *DTEK Pavlohradvuhillia* PJSC / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / Collection of materials for the I International scientific-practical conference «SCIENCE. INNOVATIONS. QUALITY» (Berdyansk, 17 – 18 December 2020); Berdyansk State Pedagogical University, 2020. Pp. 307-311.

7. Moldavanov, Ye. Substantiation of the parameters of the experiment to predict the convergence magnitude in the longwall within the area of primary caving of the main roof / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / The 16th International Forum for Students and Young Researchers «WIDENING OUR HORIZONS» (Dnipro, 21 – 22 April 2021); Dnipro University of Technology, 2021. Pp. 456-459.

8. Moldavanov, Ye. The results of computer simulation of the forecast of convergence in the longwall while its distancing from the installation chamber – 10 meters / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / Proceedings of the III International Scientific and Technical Internet Conference «Latest Technologies in Education, Science and Production» (Pokrovsk, 29 – 30 April 2021); Donetsk National Technical University, 2021. Pp. 163-167.

9. Moldavanov, Ye. Comparison of the results of computer simulation of the convergence forecast in the longwall while its distancing from the installation chamber – 20 meters / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / Abstracts of the All-Ukrainian scientific-practical online conference of graduate students, young scientists and students «Geotechnology of Mining and Industrial Ecology» dedicated to the Day of Science (Zhytomyr, 11 – 15 May 2021); Zhytomyr Polytechnic State University, 2021. Pp. 190-191.

10. Moldavanov, Ye. Comparison of the results of computer simulation of the forecast of convergence in the longwall while its distancing from the installation chamber – 30 meters / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / Collection of scientific works for the IX International scientific-practical conference «Technologies and processes in mining and construction» (Pokrovsk, 12 – 14 May 2021); Donetsk National Technical University, 2021. Pp. 65-72.

11. Moldavanov, Ye. The results of computer simulation of the forecast of convergence in the longwall while its distancing from the installation chamber – 40 meters / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / Collection of abstracts of the International scientific-practical conference of young scientists, graduate students and applicants for higher education «Problems and prospects of modern science» (Rivne, 13 – 14 May 2021); National University of Water and Environmental Engineering, 2021. Pp. 59-62.

12. Moldavanov, Ye. Influence of sandstones on the formation of stress concentrations in the rock mass around a stope / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / Abstracts of the VIII All-Ukrainian scientific-practical conference of students, graduate students and young scientists «Prospects for the development of mining and rational use of natural resources» (Zhytomyr, 21 – 22 October 2021); Zhytomyr Polytechnic, 2021. Pp. 14-16.

13. Moldavanov, Ye. Forecasting the nature of the distribution of a convergence value of lateral rocks in the longwall / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / Proceedings of the IX All-Ukrainian Scientific and Technical Conference of Students, Postgraduates and Young Scientists «YOUTH: SCIENCE AND

INNOVATION» (Dnipro, 11 – 12 November 2021); Dnipro University of Technology, 2021. Pp. 465-466.

14. Moldavanov, Ye. Forecast of the primary caving of the main roof in the Western Donbas mines / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / Proceedings of the IX All-Ukrainian scientific-practical conference of young scientists «SCIENTIFIC YOUTH-2021» (Kyiv, 30 November 2021); GA Institute of Environmental Geochemistry of the National Academy of Sciences of Ukraine, 2021. Pp. 243-247.

15. Moldavanov, Ye. Comparative forecast of the convergence of lateral rocks in the longwall taking into account hydrodynamic load in the area of primary caving of the main roof / S. Vlasov, Ye. Moldavanov / Collection of scientific works from Scientific Conference «Physical and Chemical Geotechnologies» (Dnipro, 10 – 12 November 2021); Dnipro University of Technology, 2021. Pp. 93-102.

**Personal contribution of the applicant in the papers published as a co-author:** [1] – having analyzed a series of factors, defining the four most probable ones influencing the nature and value of the wall rock convergence distribution basing on the collected mining-geological, mining-technical, and physicomachanical data in terms of *DTEK Pavlohraduhillia* PJSC, which has helped to exclude the random ones; [2] – having studied 15 mining-technical and geological parameters, identifying the ones that influence the nature and value of the wall rock convergence distribution in the longwall, two homogeneous groups of mine fields; [3] – determining the nature of distribution of random values of physicomachanical properties of sandstone; [4] – stating a problem of emergency settlement of the powered support units with its further analysis and generalization; [5] – specifying the nature of distribution of random values of geological conditions and features of sandstone structures; [6] – substantiating the parameters of computer modelling of the excavation area with the step-by-step stope displacement as well as considering inconstant presence of sandstone occurring in the seam roof; [7] – studying the regularities in varying values of the wall rock convergence along the settlement row of hydraulic props of the powered support depending on the sandstone presence in the roof, mining depth, longwall length as well as its location along the extraction pillar

length; [8] – generalizing the methods to prevent emergency settlement of the powered support; [9] – predicting the geomechanical processes around the stope while its distancing from the installation chamber; [10] – developing a geomechanical computer model to predict distribution of a stress-strain state of the rock mass around stopes; [11] – reducing the factors effecting the nature and value of distribution of the wall rock convergence to simplify calculations, modelling, and analyzing; [12] – analyzing the results of studying the prognosis concerning distribution of a stress-strain state of the rock mass around the stoping operations; [13] – performing a statistic analysis of the geological conditions and features of sandstone structures as a separate lithological subsystems; [14] – carrying out a cluster analysis of the mine fields on the basis of mining-technical and geological parameters; [15] – substantiating the parameters of the experiment to predict the wall rock convergence value in the longwall within the geomechanical zone of distancing from the installation chamber; [16] – obtaining the experiment results as for determining a convergence value in the stope depending on changing parameters of the sandstone presence in the roof, mining depth, longwall length in terms of 10 m stope distancing from the installation chamber; [17] – comparing the results of computer modelling of the wall rock convergence in the longwall in terms of 20 m stope distancing from the installation chamber; [18] – comparing the experiment results as for determining a convergence value in the stope depending on changing parameters of sandstone presence in the roof, mining depth, longwall length in terms of 30 m stope distancing from the installation chamber; [19] – specifying the regularities in changing values of the wall rock convergence along the longwall within the line of a settlement row of the hydraulic props of the powered support depending on the geological-technological parameters in terms of 40 m stope distancing from the installation chamber; [20] – obtaining the regularities of the distribution of stress values that have helped predict probable zones of emergency settlement of the powered support units along the longwall at any moment of stope positioning and at any mining depth along the extraction pillar; [21] – predicting a value of the wall rock convergence along the settlement row of the powered support props, within the zone of primary caving of the main roof along with the growing stope

distancing from the installation chamber as well as the mining depth basing on the results of numerical experiments for the conditions of Western Donbas mines; [22] – predicting the primary caving of the main roof considering the growing stope distancing from the installation chamber, mining depth, sandstone thickness as well as sandstone occurrence above the seam roof; [23] – comparing the prognosis of the wall rock convergence in the longwall considering hydrostatic load within the zone of primary caving of the main roof.



## ЗМІСТ

ВСТУП.....		41
РОЗДІЛ 1	<b>АНАЛІЗ ВИХІДНИХ ХАРАКТЕРИСТИК</b>	
	<b>ОБ’ЄКТА ДОСЛІДЖЕННЯ.....</b>	<b>49</b>
1.1	Факторний аналіз чинників, що впливають на характер розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої .....	49
1.2	Аналіз геологічних умов та особливостей будови пісковиків, які залягають у покрівлі розроблюваних вугільних пластів...	56
1.3	Результати аналізу фізико-механічних властивостей пісковиків, які залягають у покрівлі розроблюваних вугільних пластів.....	63
1.4	Типізація шахтних полів за спільними ознаками.....	70
1.5	Структурно-логічна схема виконання дослідження.....	76
	Висновки до розділу.....	79
РОЗДІЛ 2	<b>ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОВЕДЕННЯ</b>	
	<b>ЕКСПЕРИМЕНТУ.....</b>	<b>82</b>
2.1	Обґрунтування методу та математичного апарата дослідження.....	82
2.2	Обґрунтування застосування програмного комплексу.....	86
2.3	Обґрунтування параметрів тривимірного комп’ютерного моделювання поведінки масиву гірських порід навколо очисного вибою.....	95
	Висновки до розділу.....	108
РОЗДІЛ 3	<b>РЕЗУЛЬТАТИ ПРОВЕДЕННЯ КОМП’ЮТЕРНОГО</b>	
	<b>МОДЕЛЮВАННЯ ГЕОМЕХАНІЧНИХ ПРОЦЕСІВ, ЯКІ</b>	
	<b>ПРОХОДЯТЬ В МАСИВІ ГІРСЬКИХ ПОРІД У ЗОНІ</b>	
	<b>ВІДХОДУ ОЧИСНОГО ВИБОЮ ВІД МОНТАЖНОЇ</b>	
	<b>КАМЕРИ.....</b>	<b>110</b>

3.1	Аналіз результатів дослідження впливу пісковиків, які залягають у покрівлі вугільних пластів, на конвергенцію бічних порід в очисному вибої.....	110
3.2	Аналіз результатів дослідження впливу довжини лави та глибини розробки на конвергенцію бічних порід в очисному вибої.....	117
3.3	Аналіз результатів дослідження впливу довжини лави та глибини розробки на величину зони посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» в очисному вибої.....	130
	Висновки до розділу.....	137
РОЗДІЛ 4	ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ЗАХОДІВ ЩОДО МОНІТОРИНГУ ТА ПОПЕРЕДЖЕННЯ ПОСАДКИ МЕХАНІЗОВАНОГО КРІПЛЕННЯ ОЧИСНИХ ВИБОЇВ «НА ЖОРСТКУ БАЗУ».....	139
4.1	Аналіз геотехнічних даних з виникнення та перебігу явища перевантаження механізованого кріплення в лавах Західного Донбасу.....	139
4.2	Аналіз заходів з мінімізації ризиків посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» в умовах шахт Західного Донбасу.....	150
4.3	Деталізація механізму гідростатичного перевантаження основної покрівлі вугільного пласта.....	163
4.4	Прогноз аварійних ділянок гідростатичного перевантаження механізованого кріплення.....	169
	Висновки до розділу.....	179

РОЗДІЛ 5	ОБГРУНТУВАННЯ СПОСОБУ ПОПЕРЕДЖЕННЯ ТА ЛІКВІДАЦІЇ АВАРІЙНОГО СТАНУ МЕХАНІЗОВАНОГО КРІПЛЕННЯ У ЛАВАХ ЗА УМОВ ГІДРАВЛІЧНОГО ПЕРЕВАНТАЖЕННЯ ОСНОВНОЇ ПОКРІВЛІ.....	182
5.1	Порівняння роботи одно- та дворядного механізованого кріплення в умовах аварійної ділянки 155 лави шахти «Степова» ШУ «Першотравневе» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».....	182
5.2	Паспорт моніторингу зняття гідростатичного тиску свердловинами для умов відпрацювання пласта С <sub>6</sub> виїмкової ділянки 155 лави шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».....	187
5.3	Локальна дезінтеграція гірського масиву, практичний досвід застосування, а також можливе впровадження в умовах відпрацювання пласта С <sub>6</sub> 155 лави шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».....	201
	Висновки до розділу.....	209
	ВИСНОВКИ.....	211
	СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	217
	ДОДАТКИ.....	232
ДОДАТОК А	Матриця планування повного трифакторного експерименту першої частини генеральної матриці для рівнів № 1 – 8.....	233
ДОДАТОК Б	Вихідні дані для побудови матриці повного трифакторного експерименту першої частини генеральної матриці для рівнів № 1 – 16.....	235
ДОДАТОК В	Матриця планування повного трифакторного експерименту першої частини генеральної матриці для рівнів № 1 – 16.....	237

ДОДАТОК Г	Вихідні дані для виконання кластерного аналізу.....	239
ДОДАТОК Д	Залягання пісковиків у моделі згідно плану проведення експерименту.....	242
ДОДАТОК Е	Результати проведення експерименту.....	246
ДОДАТОК Ж	Фізико-механічні властивості гірських порід, скореговані О.А. Сидельниковим.....	265
ДОДАТОК И	Параметри моделювання .....	267
ДОДАТОК К	Графіки характеру розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж лінії улаштування гідростояків секцій механізованого кріплення.....	270
ДОДАТОК Л	Характер розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж посадкового ряду гідростояків секцій механізованого кріплення в умовах глибини 450 м.....	288
ДОДАТОК М	Геологічний розріз ділянки 155 лави пласта С <sub>6</sub> шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».....	297
ДОДАТОК Н	Порівняння результатів прогнозу конвергенції бічних порід з урахуванням та без урахування гідравлічного навантаження.....	299
ДОДАТОК П	Результати порівняння роботи двох типів механізованого кріплення.....	301
ДОДАТОК Р	Документи, що підтверджують впровадження результатів дисертаційної роботи.....	306

## ВСТУП

**Актуальність теми.** Вугілля належить до енергоносіїв, потребу в яких Україна може задовільнити практично повністю за рахунок своїх природних запасів. Західний Донбас має значні геологічні запаси вугілля, яких вистачить не на одне десятиліття. Однак, при більш детальному аналізі стану галузі, положення виявляється не надто оптимістичним.

У сформованих економічних умовах, урядом України за участі міжнародних партнерів, розроблено програму декарбонізації та економічної диверсифікації вугільної галузі. Однак при невідповідному власному фінансовому забезпеченні, а також відсутності допомоги міжнародних організацій ця перспектива відтермінується все далі у майбутнє.

На сьогоднішній день, у зв'язку з цим, в умовах шахт Західного Донбасу розпочато скорочення вугледобувних підприємств. Так, 2021 року було завершено роботу шахти «Благодатна» ШУ ім. Героїв Космосу та шахти ім. Сташкова ШУ «Дніпровське», також у 2024 – 2025 рр. планується завершити роботу таких шахт як «Степова» та «Ювілейна» ШУ «Першотравневе». Тобто до 2030 року залишиться в роботі шість гірничих підприємств з планом вуглевидобутку 140 млн т. Перед цими підприємствами постають нові виклики та питання щодо підвищення власної ефективності та концентрації своїх потужностей задля виконання планів вуглевидобутку, які встановлені для десятиох шахт, за рахунок збільшення навантаження на очисні вибої, глибини розробки, відпрацювання покладів у складних геологічних умовах, що в свою чергу може призвести до підвищення собівартості та погіршення якості вугільної продукції, а також умов вуглевидобутку.

Практичний досвід показує, що більшість геотехнічних ускладнень виникає у межах декількох десятків метрів з посуванням очисних вибоїв від монтажної камери за наявності складної будови покрівлі вугільного пласта та гідравлічного тиску у шарах пісковиків.

На сьогоднішній день собівартість теплової генерації електроенергії у порівнянні з відновлювальними джерелами все ж таки є у вигаді на тлі того, що є потреба повертати грошові ресурси закордонним інвесторам, які вклали кошти у проекти з відновлюваної енергетики.

Тому вирішення важливого для вугледобувної галузі питання з обґрунтування параметрів очисного виймання стовпів в ускладнених гірничо-геологічних умовах на базі результатів прогнозування закономірностей розподілу конвергенції в лавах з урахуванням наявності пісковиків у покрівлях, зміни глибини розробки, довжини очисних вибоїв, а також гідростатичного тиску є своєчасним актуальним науково-технічним завданням інтенсифікації вугледобутку в умовах слабометаморфізованого шаруватого гірського масиву.

Питаннями дослідження оптимальних шляхів та методів керування станом гірського породного масиву, механізмів, а також закономірностей проявів геомеханічних процесів займалися такі провідні вчені як: Д.В. Бабець, В.І. Бондаренко, О.О. Борисов, С.Ф. Власов, С.М. Гапєєв, О.М. Дінник, А.М. Загриценко, М.П. Зборщик, А.І. Зільберман, М.А. Іофіс, О.В. Калініченко, І.А. Ковалевська, О.В. Колоколов, І.А. Кияшко, Г.М. Кузнецов, Я.Е. Некрасовський, В.Г. Перепелиця, М.М. Протодьяконов, К.В. Руппенейт, О.В. Савостьянов, І.О. Садовенко, О.О. Сдвижкова, О.А. Сидельніков, С.І. Скипочка, В.Д. Слесарєв, О.В. Солодянкін, В.О. Соцков, Б.М. Усаченко, В. Хаак, Н.В. Хозяйкіна, П.М. Цимбаревич, М.С. Четверик, О.М. Шашенко, Ф. Шпрут, О. Якобі та ін.

#### **Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами.**

Дисертаційна робота виконана на кафедрі гірничої інженерії та освіти Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» у відповідності з Національним планом дій в галузі енергетики до 2030 р. № 687, скоригованим і затвердженим Міністерством енергетики та вугільної промисловості України в 2018 р., та «Загальнодержавної програми розвитку мінерально-сировинної бази України на період до 2030 року» (Закон України від 21

квітня 2011 року № 3268-VI).

**Мета роботи** – обґрунтування параметрів очисного виймання, з урахуванням пісковиків, а також гідростатичного тиску у покрівлі вугільного пласта при посуванні очисного вибою від монтажної камери в складних умовах шахт Західного Донбасу.

Для досягнення зазначеної мети в дисертації були сформульовані і виконані такі **завдання дослідження**:

1. Виконати аналіз впливу геологічних чинників та фізико-механічних властивостей пісковиків, що залягають у покрівлі розроблюваних вугільних пластів, на характер розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої, вздовж лінії улаштування посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення;

2. Обґрунтувати параметри просторової комп'ютерної геомеханічної моделі, а також виконати комп'ютерне моделювання покрокового посування очисного вибою з урахуванням довжини вибою, глибини розробки, наявності залягання пісковиків, а також гідростатичного тиску у покрівлі розроблюваних вугільних пластів;

3. Встановити закономірності зміни розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж лави залежно від наявності пісковиків у покрівлі, зміни довжини очисного вибою, глибини розробки, відстані відходу очисного вибою від монтажної камери, а також гідростатичного тиску в пісковиках;

4. Обґрунтувати технологічні заходи щодо моніторингу та попередження посадки механізованого кріплення очисних вибоїв «на жорстку базу»;

5. Обґрунтувати спосіб попередження аварійного стану механізованого кріплення в лавах за умов гідравлічного перевантаження основної покрівлі.

**Ідея роботи** полягає у використанні закономірностей зміни напружено-деформованого стану шаруватого трансверсально-ізотропного гірського масиву, з урахуванням наявності пісковиків, а також гідростатичного тиску у покрівлі пласта, зміни довжини очисного вибою, глибини розробки в геомеханічній зоні монтажних камер.

**Об'єкт дослідження** – геомеханічні процеси у шаруватому трансверсально-ізотропному вуглепородному масиві виїмкового стовпа з урахуванням наявності пісковиків та гідростатичного тиску у покрівлі пласта при посуванні очисного вибою від монтажної камери.

**Предмет дослідження** – вплив закономірностей розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої вздовж лінії улаштування посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення з урахуванням наявності пісковиків та гідростатичного тиску у покрівлі пласта на параметри технології очисного виймання під час посування очисного вибою від монтажної камери.

**Методи досліджень.** Для вирішення науково-технічного завдання використано комплексний підхід, що містить узагальнення практичного досвіду, наукових праць та розробок у досліджуваній області, фундаментальні та прикладні положення механіки гірських порід, методи математичної статистики, експериментальні чисельні методи з розрахунку та аналізу напружено-деформованого стану породного масиву за допомогою математичного моделювання з використанням пакета прикладних програм.

#### **Наукові положення, що виносяться на захист.**

1. Мінімальна довжина зони посадки механізованого комплексу «на жорстку базу» за найменших значень конвергенції гірських порід змінюється за експоненціальним законом від 6 – 10 м до 130 – 202 м при відході лави від монтажної камери в інтервалі 10 – 50 м за наявності пісковиків потужністю майже 30 м безпосередньо у покрівлі вугільного пласта та збільшення довжини лави від 215 м до 305 м при глибині розробки 450 м, а максимальні значення вказаних параметрів змінюються за таким же законом у межах довжини зони від 17 – 21 м до 149 – 237 м за тих же умов, що дозволяє прогнозувати використання спеціальних засобів ведення гірничих робіт та планувати вибір раціональної довжини очисного вибою за ефективної технології виймання вугілля.



2. Домінантним геотехнічним фактором виникнення аварій у механізованих лавах шахт Західного Донбасу є гідравлічне перевантаження і відслонення підшви водонасичених пластів-супутників основної породної покрівлі, що на порядок перевищує фоновий геостатичний тиск та призводить до осідання кріплення «на жорстку базу» з формуванням водоприпливу до  $70 \text{ м}^3/\text{год}$  протягом до 3-х діб. Тривимірна геодинамічна чисельна модель з достовірністю 85 - 88,3 % відображує всі фази формування означеного явища, а також є інструментом оптимізації попередження аварій шляхом прогнозного геотехнічного моніторингу, зняття гідростатичного тиску висхідними свердловинами та штучним розшаруванням породної покрівлі гідророзривами.

#### **Наукова новизна отриманих результатів:**

1. Вперше виконано факторний аналіз гірничотехнічних та фізико-механічних чинників, які впливають на характер розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої вздовж лінії улаштування посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в складних умовах шахт Західного Донбасу, що дозволило спростити досліджувану геомеханічну модель для виконання коректного опису геомеханічних процесів, а також підвищити надійність математичних розрахунків шляхом ймовірнісно-статистичних уявлень про природу та механізм посадки основної покрівлі гірських порід в очисному вибої при його відході від монтажної камери.

2. Вперше на підставі статистичного аналізу геологічних умов розповсюдження, особливостей будови, а також фізико-механічних властивостей пісковиків встановлено характер розподілу Пуассона таких випадкових величин як: глибина залягання, пористість, показники структурної неоднорідності та межі міцності на одновісний стиск. Зміна величин потужності, щільності, водоприпливу, відстані та кутів залягання пісковиків вище покрівлі пласта відповідають експоненціальному розподілу.

3. Шляхом застосування кластерного аналізу вперше було визначено дві однорідні групи шахтних полів за спільними гірничотехнічними та геологічними умовами, що впливають на характер зміни величини розподілу конвергенції

бічних порід в очисному вибої.

4. Набула подальшого розвитку просторова комп'ютерна гемеханічна модель виїмкової ділянки з покроковим переміщенням очисного вибою від монтажної камери з урахуванням впливу пісковиків і гідростатичного тиску при різній довжині лави та глибині розробки.

5. Вперше шляхом виконання чисельного моделювання досліджено вплив пісковиків, а також гідростатичного тиску у покрівлі вугільних пластів, на конвергенцію бічних порід в очисному вибої при різній його довжині та глибині розробки у процесі відходу лави від монтажної камери.

6. Вперше за допомогою комп'ютерного моделювання досліджено вплив довжини лави та глибини розробки на величину зони посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» в очисному вибої.

7. Вперше деталізовано умови виникнення та перебігу явища гідравлічного перевантаження основної покрівлі в умовах шахт Західного Донбасу.

**Наукове значення роботи** полягає у встановленні закономірностей характеру розподілу величини конвергенції бічних порід вздовж лінії посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення під час посування очисного вибою від монтажної камери з використанням просторового комп'ютерного моделювання та урахуванням впливу пісковиків, а також наявності гідростатичного тиску у покрівлі вугільного пласта, зміни довжини очисного вибою та глибини розробки.

#### **Практичне значення роботи:**

1. Для умов конкретних шахтних полів вперше виконано прогноз аварійних ділянок гідравлічного перевантаження механізованого кріплення при синхронному затопленні суміжних шахт.

2. Вперше складено паспорт моніторингу зняття гідростатичного тиску за допомогою свердловин для реальних умов відпрацювання вугільного пласта.

3. Запропоновано спосіб локальної дезінтеграції гірського масиву, а також описано практичний досвід його впровадження та застосування в конкретних умовах.

**Обґрунтованість і достовірність наукових положень, висновків і рекомендацій забезпечується** коректною постановкою статистичного аналізу вихідних даних об'єкту дослідження й вирішенням обернених задач із використанням та проведенням обчислювальних експериментів на науково-обґрунтованих просторових моделях методом скінченних елементів і підтвердженням науковими роботами багатьох авторів, де розбіжність складає 11 – 18%.

**Особистий внесок здобувача** полягає у визначенні мети та ідеї роботи, об'єкта й предмета досліджень, проведенні статистичних досліджень, формулюванні наукових положень. Автор брав безпосередню участь в експериментальних дослідженнях, встановленні нових закономірностей і виконанні їх аналізу, формулюванні висновків і рекомендацій, апробації на наукових конференціях. Текст дисертації написаний автором особисто.

**Апробація результатів дисертації.** Основні наукові результати дисертаційної роботи доповідалися та обговорювалися на всеукраїнських і міжнародних науково-технічних конференціях і форумах: X Міжнародній науково-практичній інтернет-конференції «Сучасний рух науки» (м. Дніпро, 2 – 3 квітня 2020); The 14th International Forum for Students and Young Researchers, WIDENING OUR HORIZONS (Dnipro, 11 – 12 April 2019); Міжнародній науково-технічній конференції «Розвиток промисловості та суспільства» (м. Кривий Ріг, 22 – 24 травня 2019); Міжнародній науково-технічній конференції «Розвиток промисловості та суспільства» (м. Кривий Ріг, 17 – 20 листопада 2020); VIII ювілейній Міжнародній науково-технічній конференції студентів, аспірантів і молодих вчених, присвяченій 20-річчю ради молодих вчених Дніпропетровської області «МОЛОДЬ: НАУКА ТА ІННОВАЦІЇ» (м. Дніпро, 26 – 27 листопада 2020); I Міжнародній науково-практичній конференції «НАУКА. ІННОВАЦІЇ. ЯКІСТЬ» (м. Бердянськ, 17 – 18 грудня 2020); The 16th International Forum for Students and Young Researchers, WIDENING OUR HORIZONS (Dnipro, 21 – 22 April 2021); III Міжнародній науково-технічній інтернет-конференції «Новітні технології в освіті, науці та виробництві» (м. Покровськ, 29 – 30 квітня 2021); Всеукраїнській науково-

практичній online конференції аспірантів, молодих учених та студентів, присвяченій Дню науки (м. Житомир, 11–15 травня 2021); IX Міжнародній науково-практичній конференції «Технології і процеси в гірництві та будівництві» (м. Покровськ, 12 – 14 травня 2021); Міжнародній науково-практичній конференції молодих науковців, аспірантів і здобувачів вищої освіти «Проблеми та перспективи розвитку сучасної науки» (м. Рівне, 13 – 14 травня 2021); VIII Всеукраїнській науково-практичній конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів» (м. Житомир, 21 – 22 жовтня 2021); IX Всеукраїнській науково-технічній конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «МОЛОДЬ: НАУКА ТА ІННОВАЦІЇ» (м. Дніпро, 11 – 12 листопада 2021); IX Всеукраїнській науково-практичній конференції молодих вчених «НАУКОВА МОЛОДЬ – 2021» (м. Київ, 30 листопада 2021); Міжнародній науково-практичній конференції «Фізико-хімічні геотехнології – 2021» (м. Дніпро, 10 – 12 листопада 2021).

**Публікації.** За результатами виконаних досліджень опубліковано 23 наукових праці, у тому числі 8 статей у фахових наукових виданнях, 6 з яких індексовані у наукометричній базі даних Index Copernicus, 2 статті у виданнях, що індексовані у наукометричній базі даних Scopus та Web of Science, 15 публікацій у збірниках матеріалів всеукраїнських та міжнародних науково-практичних конференцій.

**Структура та обсяг дисертації.** Дисертація складається зі вступу, 5 розділів, висновків, списку літературних джерел з 129 найменувань на 15 сторінках та 14 додатків на 76 сторінках. Робота містить 168 сторінок основного тексту, 76 рисунків та 23 таблиці, загальний обсяг – 307 сторінок.

# РОЗДІЛ 1

## АНАЛІЗ ВИХІДНИХ ХАРАКТЕРИСТИК ОБ'ЄКТА ДОСЛІДЖЕННЯ

### 1.1 Факторний аналіз чинників, що впливають на характер розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої

У сформованих економіко-політичних умовах функціонування гірничодобувних підприємств пред'являються все більш жорсткі вимоги до обґрунтування технологічних параметрів виїмкових ділянок з урахуванням напружено-деформованого стану масиву гірських порід. Для визначення цих параметрів використовуються різні програмні продукти на основі методів математичного моделювання. Точність результатів моделювання залежить від коректності вибору факторів, що впливають на об'єкт моделювання.

На початковій стадії дослідження застосовують досить прості моделі, в яких досліджуваний об'єкт або явище залежить від невеликої кількості впливових факторів, як правило, одного або двох. Реальне породне середовище має значну неоднорідність, а параметри виробленого простору відрізняються від модельованого. Це призводить до того, що початково нескладні моделі недостатньо добре описують реальні явища, що у свою чергу змушує ускладнювати вихідні моделі, збільшуючи кількість факторів, які з різним ступенем впливають на досліджуваний параметр. У міру ускладнення завдання, кількість впливових факторів зростає, і досить швидко досліджувана модель ускладнюється настільки, що перестає піддаватися аналізу. Дослідження показали, що оптимальна кількість факторів, які можуть бути враховані в моделі і не значно ускладнюють розрахунки, не перевищує трьох-п'яти [1] – [3].

Насправді ж таких факторів набагато більше, а їх вплив є несуттєвим, другорядним. Ця особливість призводить до того, що розрахунки, основані на детермінованих уявленнях, відрізняються досить низькою надійністю, підвищити яку можна лише шляхом переходу до якісно інших – ймовірно-статис-

тичних уявлень про природу досліджуваних явищ [1].

Загально визнано, що при вивченні складних механічних систем з випадково-змінними характеристиками такий підхід має єдине правильне рішення.

Задля виконання адекватного опису досліджуваної моделі було скорочено кількість факторів, які впливають на характер розподілу та величину конвергенції бічних порід у лаві, шляхом застосування факторного аналізу.

У зв'язку з відсутністю даних з моніторингу величини конвергенції бічних порід уздовж лави в натурних умовах було прийнято рішення замінити цей показник функції  $Y$  на величину первинного кроку посадки основної покрівлі, як таку, що має деривативну функцію на вищезазначений показник.

Факторну процедуру можна вважати як контрольований експеримент, здійснюваний після ретельного вивчення складових цього експерименту, який буде за результатами більш ефективним у порівнянні з експериментом на основі змінних, обраних апріорі або випадково, як у випадку багатовимірних статистичних методів аналізу [4] – [15].

За допомогою факторного аналізу можливе скорочення кількості змінних, необхідних для опису даних.

Слід мати на увазі, що основний стимул для появи зазначених завдань полягає не тільки і не стільки в бажанні коротко закодувати великий масив даних, а в значно більш принципових обставинах, що мають методологічний характер: якщо вдалося коротко описати великий масив чисел, то можна вважати, що розкрита деяка об'єктивна закономірність, яка зумовила можливість короткого опису. Саме пошук об'єктивних закономірностей і є основною метою, заради якої, як правило, і збираються дані [15].

Проаналізувавши низку джерел [16] – [48], можна сказати, що на характер розподілу та величину конвергенції бічних порід у лаві безпосередньо або опосередковано може впливати безліч факторів, серед яких є швидкість посування лави, її довжина, потужність вугільного пласта, глибина розробки, потужність основної покрівлі, наявність міцних порід вище покрівлі пласта, межа міцності на стискання гірських порід, межа міцності на розтягнення, межа міцності на

зсув, щільність порід, тріщинуватість (структурна неоднорідність), водоприплив, пористість, тензори напружень, коефіцієнт бічного опору, коефіцієнт Лоде-Надаї, коефіцієнт міцності гірських порід за шкалою проф. М.М. Протодяконова, коефіцієнт зчеплення, коефіцієнт Пуассона (деформацій), коефіцієнт дилатансії, коефіцієнт контракції, швидкість об'ємних деформацій, кути залягання порід, кути внутрішнього тертя, пластичний множник (невизначений множник Лагранжа), модуль Юнга (пружності), модуль зсуву (пружність другого роду), функція Хевісайда, температура гірських порід, дельта Кронекера та ін.

Питанням впливу глибини розробки на первинний крок посадки основної покрівлі тривалий час займалися вчені [16] – [27]. І на даний час вже встановлено, що зміна глибини розробки однозначно впливає на цей параметр.

Так, у роботі [17] стверджувалося, що зі збільшенням глибини розробки вугільних пластів проліт руйнування зменшується за лінійним законом.

У роботі [18] було вказано, що згідно з умовою, запропонованою Протодяконовим М.М. і розвиненому в працях Парчевського Л.Я. [24], руйнування настане тоді, коли вага порід, ув'язнених у склепінні, перевищить величину утримуючої сили:

$$Q \geq R_{ym} \quad (1.1)$$

де  $Q = S \cdot \gamma_{пор}$  – вага порід склепіння, яка визначається як добуток площі  $S$  поперечного перетину склепіння на середню питому вагу порід склепіння;

$R_{ym} = \sigma_p \cdot L$  – утримуюча сила, яка визначається як межа міцності на одноосьовий розтяг, взятий по всій довжині  $L$  межі руйнування.

У роботах [25] – [27], було досліджено вплив водоприпливів на ефективність вуглевидобутку.

У дослідженні використано багатовимірний метод – факторний аналіз, який застосовується для оцінки сукупностей параметрів, а також їх скорочення.

Як було вже сказано, у міру ускладнення завдання, кількість впливових

факторів зростає, і досить швидко досліджувана модель ускладнюється настільки, що перестає піддаватися аналізу.

Тому з великого обсягу факторів були відібрані лише ті, які вдалося отримати у ході збору матеріалів по вугледобувних підприємствах ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» станом на 01.09.2019. Потім було виконано факторний аналіз [48], в ході якого з дванадцяти факторів, які вдалося зібрати, залишили лише чотири задля подальшого виконання кластерного аналізу [49] шахтних полів для умов ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» та моделювання.

Метою даного аналізу є не тільки скорочення факторів для спрощення розрахунків, але й отримання математичної моделі – рівняння, яке пов’язує параметр оптимізації (функція відгуку  $Y$ ) з факторами.

Це рівняння описане наступним чином:

$$Y = f(Z_1, Z_2, Z_3, Z_4, Z_5, Z_6, Z_7, Z_8, Z_9, Z_{10}, Z_{11}, Z_{12}), \quad (1.2)$$

де  $Z_1$  – глибина розробки, м;

$Z_2$  – водоприплив з пісковиків, м<sup>3</sup>/год;

$Z_3$  – виймальна потужність вугільного пласта, м;

$Z_4$  – відстань залягання пісковиків вище покрівлі пласта, м;

$Z_5$  – межа міцності на розтягнення пісковиків, МПа;

$Z_6$  – кут залягання пісковиків, град;

$Z_7$  – межа міцності на стискання пісковиків, МПа;

$Z_8$  – потужність пісковиків, м;

$Z_9$  – щільність пісковиків, т/м<sup>3</sup>;

$Z_{10}$  – тріщинуватість пісковиків, тр/п.м;

$Z_{11}$  – довжина лави, м;

$Z_{12}$  – пористість пісковиків, %.

Кожен фактор  $Z$  у досліді приймає 27 дискретних рівнів. Кількість дослідів визначалася за виразом

$$N = p^k, \quad (1.3)$$

де  $p$  – кількість рівнів;

$k$  – кількість факторів.



Оскільки дана матриця (1.3) має 150094635296999140 дослідів, що недопустимо, її необхідно було оптимізувати. Для зручності її умовно поділено на чотири частини, які містять у собі по три фактори.

Далі виконано трифакторний експеримент першої частини генеральної матриці для  $Z_1, Z_2, Z_3$  для рівнів 1 – 8 з варіацією двох рівнів. Після цього було виконано трифакторний експеримент другої частини генеральної матриці для  $Z_4, Z_5, Z_6$  для рівнів 9 – 16 з варіацією двох рівнів [48].

Згодом виконано трифакторний експеримент третьої частини генеральної матриці для  $Z_7, Z_8, Z_9$  для рівнів 17 – 24 з варіацією двох рівнів.

І нарешті, виконано трифакторний експеримент четвертої частини генеральної матриці для  $Z_{10}, Z_{11}, Z_{12}$  для рівнів 25 – 27 – 1 – 5 з варіацією двох рівнів.

Слід зазначити, що виконання розрахунку факторного аналізу виконано за допомогою програмного продукту Microsoft Excel.

1. Виконано трифакторний експеримент першої частини генеральної матриці, з варіацією факторів на 2-х рівнях.

Кількість дослідів  $N = 2^3 = 8$ . Вихідні дані наведено в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Вихідні дані для побудови матриці повного трифакторного експерименту першої частини генеральної матриці для рівнів № 1–8

№ рівня		1	2	3	4	5	6	7	8
$Z_1$	Глибина розробки, м	258-378	238-258	348-398	98-153	244-339	254-274	104-134	263-273
$Z_2$	Водоприток з пісковиків, м	1,0-2,5	1,5	5,0	2,5-10,0	3,0-5,0	3,0	5,0-60,0	1,0-4,0
$Z_3$	Потужність пласта, м	0,65-1,04	0,64-0,89	0,64-1,06	0,70-1,05	0,5-1,1	0,85-0,90	0,73-0,98	0,67-0,94
Функція Y (Первинний крок посадки покрівлі)		22-25	20-25	20-25	16-18	22-30	18-22	18-25	18-20

Умови проведення повного трифакторного експерименту для рівнів № 1 – 8 наведено в табл. 1.2.

Матрицю планування повного трифакторного експерименту першої частини генеральної матриці для рівнів № 1 – 8 надано у Додатку А.

Впливовим фактором серед  $Z_1, Z_2, Z_3$  для рівнів № 1 – 8, виявився  $Z_1$  – потужність пісковиків, бо як  $G_p \leq G$ , або  $1,06 \leq 2,25$ .

Таблиця 1.2 – Умови проведення повного трифакторного експерименту для рівнів № 1 – 8

Характеристика плану	$Z_1 (H)$	$Z_2 (Q)$	$Z_3 (m)$
Основний рівень	150,0	29,9	0,54
Інтервал варіювання	248,0	30,0	1,34
Верхній рівень	398,0	60,0	1,88
Нижній рівень	98,0	0,01	0,80

Аналогічним чином було проаналізовано всі інші фактори  $Z_4 - Z_{12}$  [48].

За результатами роботи, впливними факторами для кроку посадки основної покрівлі виявилися  $Z_1$  – глибина розробки,  $Z_4$  – відстань залягання пісковика вище покрівлі пласта,  $Z_8$  – потужність пісковика,  $Z_{11}$  – довжина лави.

Остаточо обираємо з-поміж дванадцяти факторів  $Z_1 - Z_{12}$ , наступні фактори –  $Z_1, Z_4, Z_8, Z_{11}$ .

2. Виконано підсумковий чотирифакторний експеримент генеральної матриці з варіацією факторів на 2-х рівнях.

Кількість дослідів  $N = 2^4 = 16$ . Вихідні дані представлено у Додатку Б. Умови проведення повного чотирифакторного експерименту для рівнів № 1–16 наведено в табл. 1.3.

Матриця планування повного чотирифакторного експерименту першої частини генеральної матриці для рівнів № 1 – 16 надано у Додатку В.

У зв'язку з відсутністю можливості розташування таблиці у Додатку В у повному обсязі, було вирішено не відображати три стовпця після значення  $Z_1 * Z_{11} * Y$  через незначну їх важливість.

Таблиця 1.3 – Умови проведення повного трифакторного експерименту  
для рівнів № 1 – 16

Характеристика плану	$Z_1 (H)$	$Z_4 (H_1)$	$Z_8 (m)$	$Z_{11} (L)$
Основний рівень	150,0	13,5	10,9	76,5
Інтервал варіювання	248,0	13,5	11,0	228,0
Верхній рівень	398,0	27,0	22,0	305,0
Нижній рівень	98,0	0,01	0,1	152,0

У результаті виконаної роботи було зроблено підсумковий аналіз по чотирьох обраних факторах. Кількість дослідів  $N = 2^4 = 16$ . Аналіз показав, що найвищий ступінь впливу має фактор  $Z_1$  – глибина розробки, так як за умови  $G_p \leq G = 0,65 \leq 1,31$ , другим за значимістю буде фактор  $Z_{11}$  – довжина лави, так як за умови  $G_p \leq G = 0,65 \leq 1,06$ , третім за значимістю фактор буде  $Z_8$  – потужність пісковиків, так як за умови  $G_p \leq G = 0,65 \leq 0,81$ , останнім за значимістю буде фактор  $Z_4$  – відстань залягання пісковиків вище покрівлі пласта за умови  $G_p \leq G = 0,65 \leq 0,68$ .

У підсумку отримали рівняння регресії (1.4):

$$Y = 21,93 + 1,31 \cdot X_1 + 0,68 \cdot X_4 + 0,81 \cdot Z_8 + 0,81 \cdot X_1 \cdot X_4 - 0,81 \cdot X_4 \cdot X_8 - 0,81 \cdot X_4 \cdot X_{11} + 0,81 \cdot X_8 \cdot X_{11}. \quad (1.4)$$

Рівняння регресії дозволяє нам прогнозувати значення  $Y$ , якщо відомі значення вагомих факторів.

За результатами факторного аналізу, з-поміж дванадцятьох факторів, було вилучено чотири найбільш ймовірні, які впливають на крок посадки основної покрівлі. Серед них найвищий ступінь впливу має  $Z_1$  – глибина розробки, після нього йде  $Z_{11}$  – довжина лави, далі  $Z_8$  – потужність пісковиків, та  $Z_4$  – відстань залягання пісковиків вище покрівлі пласта.

За результатами факторного аналізу в подальшому виконано статистичний аналіз особливостей геологічних умов залягання пісковиків у покрівлі розроблюваних вугільних пластів в умовах шахт Західного Донбасу. Аналіз виконано з метою визначення характеру розподілу таких випадкових величин як:

глибини розробки, потужності пісковиків, відстані та кутів залягання їх вище покрівлі пласта [50]. Встановлені закономірності буде застосовано в обґрунтуванні параметрів моделювання покрокового переміщення очисного вибою для отримання об'єктивних та більш чітких результатів характеру розподілу величини конвергенції бічних порід у лаві в зоні відходу очисного вибою від монтажних камер.

## **1.2 Аналіз геологічних умов та особливостей будови пісковиків, які залягають у покрівлі розроблюваних вугільних пластів**

Наявність залягання пісковиків у покрівлі розроблюваних вугільних пластів може негативно впливати на умови відпрацювання вугільних пластів, особливо якщо вони мають підвищену водонасиченість, а також рясну тріщинуватість [51].

Першим етапом дослідження впливу пісковиків на характер розподілу величини конвергенції бічних порід у лаві в геомеханічних зонах монтажних камер стало виконання статистичного аналізу їх розповсюдження та особливості їх будови.

Аналіз результатів попередніх досліджень [52] – [56] показує, що пісковики, як окрема літологічна підсистема, вивчені не досить повно в плані просторового розповсюдження та будови. Зокрема, відсутній статистичний аналіз глибини залягання, коливання потужності, аналіз відстані залягання вище розроблюваних пластів. Відсутність цих показників ускладнює повною мірою дослідження закономірностей впливу пісковиків на характер величин розподілу конвергенції в лаві.

Задля виконання аналізу геологічних умов розповсюдження, а також будови пісковиків, які залягають у покрівлі розроблюваних вугільних пластів, було виконано збір геолого-технічних матеріалів на шахтах ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Отже, урахування особливостей залягання пісковиків є важливим

й актуальним завданням, а тому є необхідність вирішення даного питання.

Важливим завданням прогнозу аварійних випадків у лаві, пов'язаних з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу», є виявлення тенденцій та систематизація розподілу глибини розробки по досліджуваній ділянці, на якій мали місце аварійні ситуації [50].

Спираючись на теорію ймовірності, з метою побудови ймовірнісної моделі масових випадкових явищ розглянуто статистичний аналіз глибин розробки вугільних пластів, який представлено на рис. 1.1.

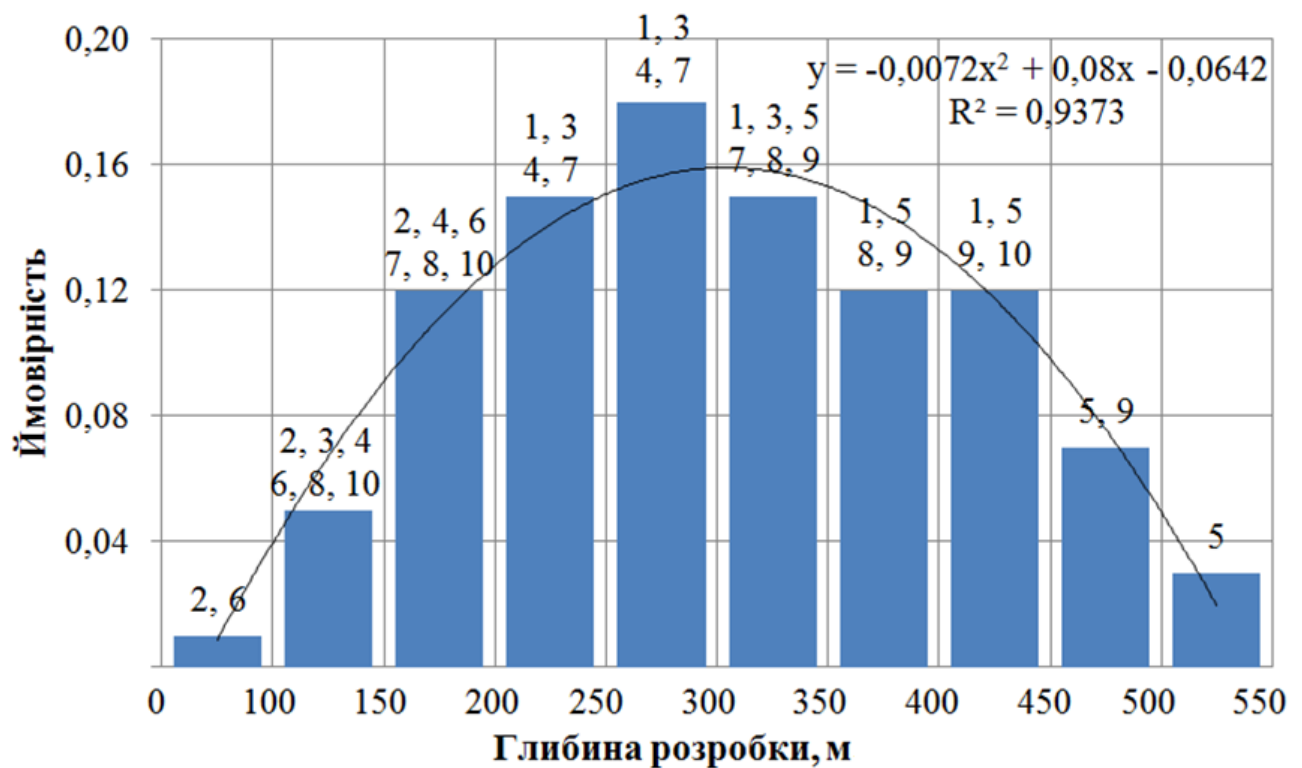


Рисунок 1.1 – Статистичний аналіз глибини розробки вугільних пластів:

- 1 – шахта ім. Героїв Космосу; 2 – шахта «Благодатна»;
- 2 – шахта «Павлоградська»; 4 – шахта «Тернівська»;
- 5 – шахта «Західно-Донбаська»; 6 – шахта «Самарська»;
- 7 – шахта «Дніпровська»; 8 – шахта ім. Сташкова;
- 9 – шахта «Степова»; 10 – шахта «Ювілейна»

З рис. 1.1 бачимо, що зміна випадкових величин глибини розробки має характер розподілу Пуассона з  $\frac{(x-\mu)^2}{2\sigma^2} \approx 300$ . Ці випадкові величини можна

описати наступним рівнянням:

$$Pr = (X = k) \frac{\lambda^k}{k!} e^{-\lambda}, k \in N_0, \quad (1.5)$$

де  $\lambda$  – математичне сподівання випадкової величини (середня кількість подій за фіксований проміжок);

$k!$  – факторіал числа  $k$ ;

$e$  – основа натурального логорифму ( $e = 2,72$ ).

Розподіл Пуассона виникає тоді, коли випадкова величина, в даному випадку глибина розробки, являє собою суму великої кількості незалежних випадкових величин, кожна з яких відіграє незначну роль в утворенні всієї суми.

Також можна констатувати, що зміна випадкових величин глибини розробки має характер розподілу Гаусса:

$$f(x; \mu; \sigma) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} \exp\left(-\frac{x-\mu^2}{2\sigma^2}\right), \quad (1.6)$$

де  $\mu$  – математичне сподівання;

$\sigma^2$  – дисперсія випадкової величини;

$\sigma$  – середньоквадратичне відхилення.

Проаналізувавши вихідні дані, можна констатувати, що найменшою глибиною розробки на досліджуваній ділянці є відмітка 97 м, на цій глибині велися роботи на шахті «Благодатна» по пласту  $C_1$  та проводяться роботи на шахті «Самарська» по пласту  $C_4^2$ .

Найбільша глибина, на якій ведуться роботи з розробки пластів, є відмітка 554 м на шахті «Західно-Донбаська», яка відпрацьовує пласт  $C_8^H$ .

Середньою ж глибиною розробки в умовах шахт Західного Донбасу є величина 297 м.

Наступним кроком було виконання статистичного аналізу наявності пісковиків у покрівлях вугільних пластів. Результати аналізу показали, що пісковики присутні у покрівлі розроблюваних вугільних пластів в 64% від загальної

площі виїмкових полів, решта 36% характеризується їх відсутністю.

Ці показники можуть коливатися в межах від 3% до 75% для окремого виїмкового стовпа за площею.

У ході роботи також було вивчено потужність пісковиків, які залягають у покрівлях розроблюваних пластів.

На підставі цих даних було проведено статистичний аналіз (рис. 1.2).

З рис. 1.2 видно, що зміна випадкових величин коливання потужності пісковиків має характер експоненціального розподілу з  $\lambda = 1$ .

Випадкова величина потужності пісковиків має характер експоненціального розподілу з параметром  $\lambda > 0$ , її функція має вигляд:

$$f_x(x) = \begin{cases} \lambda e^{-\lambda x}, & x \geq 0, \\ 0, & x < 0 \end{cases} \quad (1.7)$$

де  $\lambda e^{-\lambda x}$  – густина ймовірності,  $x \in (0, \infty)$ .

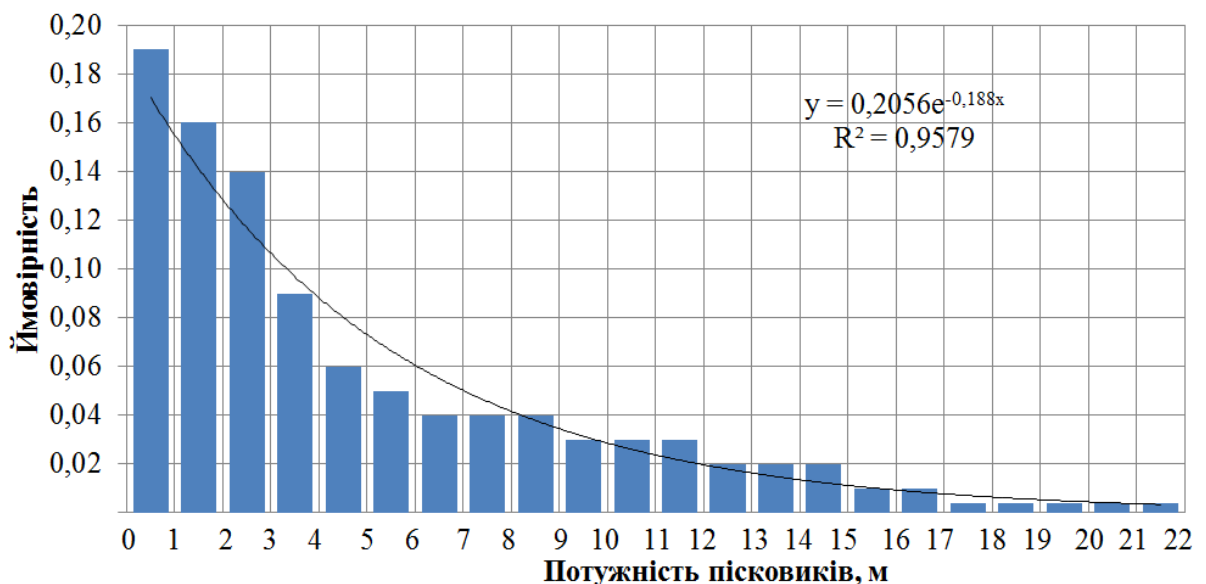


Рисунок 1.2 – Статистичний аналіз потужності пісковиків, що залягають у покрівлях розроблюваних вугільних пластів

Випадкова величина потужності пісковиків є неперервним аналогом дискретного геометричного розподілу.

З рис. 1.2 можна зробити висновок, що зі збільшенням потужності пісковиків прямо пропорційно зменшується їх ймовірність зустрічі вище покрівлі пласта.

Аналіз показав (рис. 1.2), що потужність пісковиків коливається в межах від 0,1 м до 22,0 м. Поодинокими випадками є значення 36,0 м. Середнє ж значення потужності пісковиків становить 5,2 м.

Також було виконано статистичний аналіз відстані залягання пісковиків вище покрівлі розроблюваних вугільних пластів, який наведено на рис. 1.3.

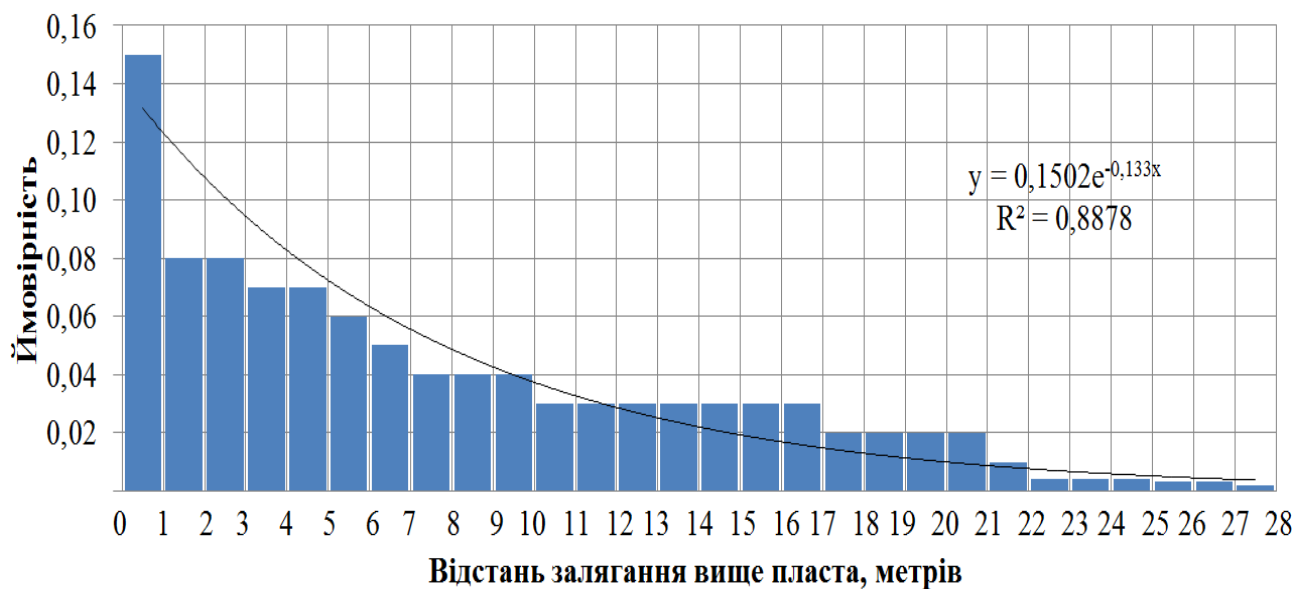


Рисунок 1.3 – Статистичний аналіз відстані залягання пісковиків вище покрівлі розроблювальних пластів

З рис. 1.3 можна зробити висновок, що зміна випадкових величин коливання відстані залягання пісковиків вище покрівлі пласта має характер експоненціального розподілу з  $\lambda = 0,1$  [50].

Випадкова величина потужності пісковиків має характер експоненціального розподілу з параметром  $\lambda > 0$ , її функція має вигляд (1.7).

Випадкова величина відстані залягання пісковиків вище покрівлі пласта є неперервним аналогом дискретного геометричного розподілу.

На рис. 1.3 показано, що зі збільшенням потужності пісковиків зменшу-



ється їх ймовірність зустрічі вище покрівлі пласта.

Слід зазначити, що пісковики залягають як у безпосередній покрівлі, так і є випадки залягання 30 м вище розроблюваного пласта. Як показала статистика, середнє значення відстані залягання пісковиків вище пласта є 8,6 м (рис. 1.3).

Розглянуто статистичний аналіз (рис. 1.4) кутів залягання пісковиків вище розроблюваних пластів.

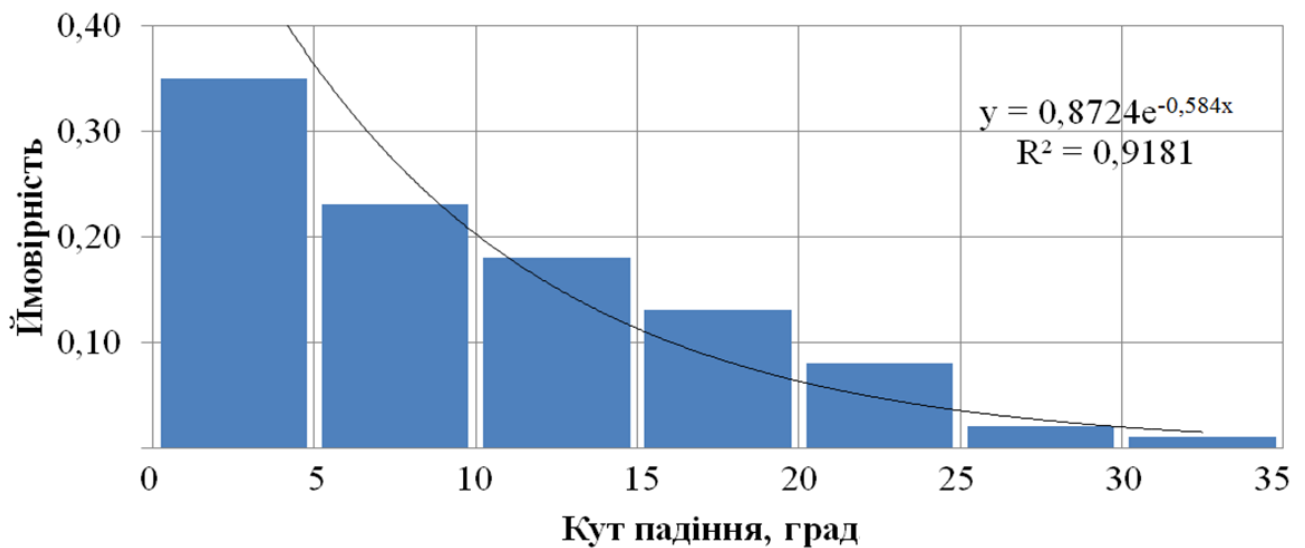


Рисунок 1.4 – Статистичний аналіз кутів залягання пісковиків

Розгляд питання кутів залягання відбувся не випадково, адже пісковики можуть виходити під бучакські водоносні горизонти і під кутом простягатися в глиб гірського масиву. У свою чергу ці водоносні горизонти живлять пісковики, які є природним колектором, і через які вода може мігрувати на глибокі виробничі горизонти, тим самим викликаючи негативні наслідки роботи очисних вибоїв.

На рис. 1.4 показано, що зміна випадкових величин кутів залягання пісковиків вище покрівлі пласта має характер експоненціального розподілу з  $\lambda = 5$ .

Випадкова величина кутів залягання пісковиків є неперервним аналогом дискретного геометричного розподілу, і має характер експоненціального роз-

поділу з параметром  $\lambda > 0$ , її функція також має вигляд (1.7).

Також можна констатувати, що зі зменшенням кутів залягання пісковиків прямо пропорційно зменшується їх ймовірність.

За результатами обробки даних можливо сказати, що кути залягання пісковиків вище розроблюваних вугільних пластів змінюються в інтервалі від  $0^\circ$  до  $35^\circ$ . Середнє ж значення становить  $10^\circ$ .

Відповідно до вищевикладеного, умови відпрацювання пластів є складними. Найбільш складними вони будуть при заляганні в покрівлі пластів водонасичених пісковиків, у зонах підвищеної тріщинуватості, поблизу виявлених тектонічних порушень, у зонах «хибної» покрівлі, в місцях руслових розмивів і розщеплення пластів.

Дослідження розподілу випадкових величин глибини розробки, потужності пісковиків, відстані залягання вище покрівлі пласта, а також кутів їх залягання проведено з метою розуміння й узагальнюючого уявлення природи та причин аварійних зупинок лав, пов'язаних з посадкою механізованого кріплення «на жорстку базу» [50].

За результатами аналізу геологічних умов та особливостей будови пісковиків у подальшому виконано статистичний аналіз фізико-механічних властивостей пісковиків, які залягають у покрівлі розроблюваних вугільних пластів в умовах шахт Західного Донбасу. Аналіз виконано з метою визначення характеру розподілу таких випадкових величин як: щільність пісковиків, їх пористість, межа міцності на одновісний стиск, тріщинуватість, а також водоприплив з них. Встановлені закономірності будуть застосовані в обґрунтуванні параметрів моделювання покрокового переміщення очисного вибою для отримання об'єктивних та більш чітких результатів характеру розподілу величини конвергенції бічних порід у лаві в зоні монтажних камер.

### **1.3 Результати аналізу фізико-механічних властивостей пісковиків, які залягають у покрівлі розроблюваних вугільних пластів**

Однією з передумов проблеми керування породами покрівлі є їх фізико-механічні властивості [57], а саме: щільність, пористість, межа міцності на одновісний стиск, структурна неоднорідність (тріщинуватість), водоприплив з урахуванням глибини їх залягання. Ці властивості негативно позначаються на технологічних процесах вуглевидобутку, зокрема можна навести приклади випадку обрізання порід покрівлі на рівні лінії очисного вибою, що призвело до зменшення висоти робочого простору та посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» на шахтах «Західно-Донбаська» (863 лава), ім. Сташкова (636 північна лава), ім. Героїв Космосу (1174 лава), «Дніпровська» (1099 лава), а також на шахті «Степова» (151 лава), де в основній покрівлі залягали пісковики потужністю 3,2 – 21,0 м [50].

Аналізуючи причинно наслідкові зв'язки цих явищ, залишаються поза увагою фізико-механічні властивості пісковиків, як окремої літологічної підсистеми, яка є одним з вирішальних чинників у геодинамічних проявах при веденні очисних робіт.

Потужні пісковики негативно впливають на умови відпрацювання вугільних пластів, особливо якщо вони залягають у їх покрівлі та мають підвищену тріщинуватість поблизу тектонічних порушень, у зонах хибної покрівлі, в місцях руслових розмивів та розщеплення пластів.

Тому наступним етапом дослідження впливу пісковиків на напружено-деформований стан (НДС) очисних виробок буде виконання статистичного аналізу їх фізико-механічних властивостей.

За весь період розвідки й експлуатації ділянки вугільного родовища вивченням фізико-механічних властивостей порід займалися Павлоградська гідро-геологічна партія, Богданівська та Петропавлівська ГРП, Павлоградська ГРЗ [58].

Лабораторні дослідження вмісних порід виконувались ТОВ «Укрпівден-геологія», ІГТМ НАН України, НТУ «Дніпровська політехніка», ДРГП «Донецькгеологія», ТОВ «Відділення геології та екології АГНУ» та ін.

Що ж стосується аналізу досліджень та публікацій вітчизняних вчених стосовно моделювання в зоні відходу від монтажних камер, слід відмітити роботу О.О. Сдвижкової [59], в якій визначено зміни НДС гірських порід покрівлі на початковій стадії відходу лави від її місця монтажу, для розрахунку підтримки несучої здатності механізованого кріплення з урахуванням збільшення швидкості посування очисного вибою. В.В. Приходько та Н.П. Уланова [60] запропонували математичний метод визначення первинного кроку посадки основної покрівлі, що базується на аналізі НДС породного масиву.

О.М. Шашенком [61] було викладено фізичні основи міцності гірських порід і породного масиву та наведено приклади чисельного моделювання пружньо-пластичних задач в геомеханіці. Н.В. Хозяйкіною [62] наведено результати досліджень, які дозволили встановити закономірності граничного напруженого стану у складно-структурній покрівлі, що дозволяють прогнозувати момент руйнування порід основної покрівлі. Jiachen Wang та Zhigang Li [63] виконали аналіз розподілу НДС вуглепородного масиву навколо очисної тривимірної моделі виробки виїмкового стовпа в умовах шахт КНР. S.R. Islavath та D. Deb [64] провели дослідження взаємодії механізованого кріплення з породами покрівлі у тривимірній геомеханічній моделі. А.К. Verma [65], [66] розробив двовимірну геомеханічну модель для обґрунтування взаємодії механізованого кріплення з покрівлею вугільного пласта в умовах вугільних шахт Індії з включенням різних варіантів типових гірничотехнічних умов.

У вищезазначених працях автори не враховували у своїх дослідженнях пісковики, як окрему літологічну підсистему, в плані фізико-механічних властивостей, а саме: їх щільність, пористість, межу міцності на стиск, тріщинуватість, а також водоприплив. Тому вирішення цього питання є дуже важливим та своєчасним для подальших досліджень.

Актуальним завданням прогнозу аварійних випадків у лаві, пов'язаних

з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу», є систематизація характеру розподілу щільності пісковиків по досліджуваній ділянці, на якій мали місце бути аварійні ситуації.

Спираючись на теорію ймовірності, з метою побудови ймовірнісної моделі масових випадкових явищ, виконано статистичний аналіз щільності пісковиків, який наведено на рис. 1.5.

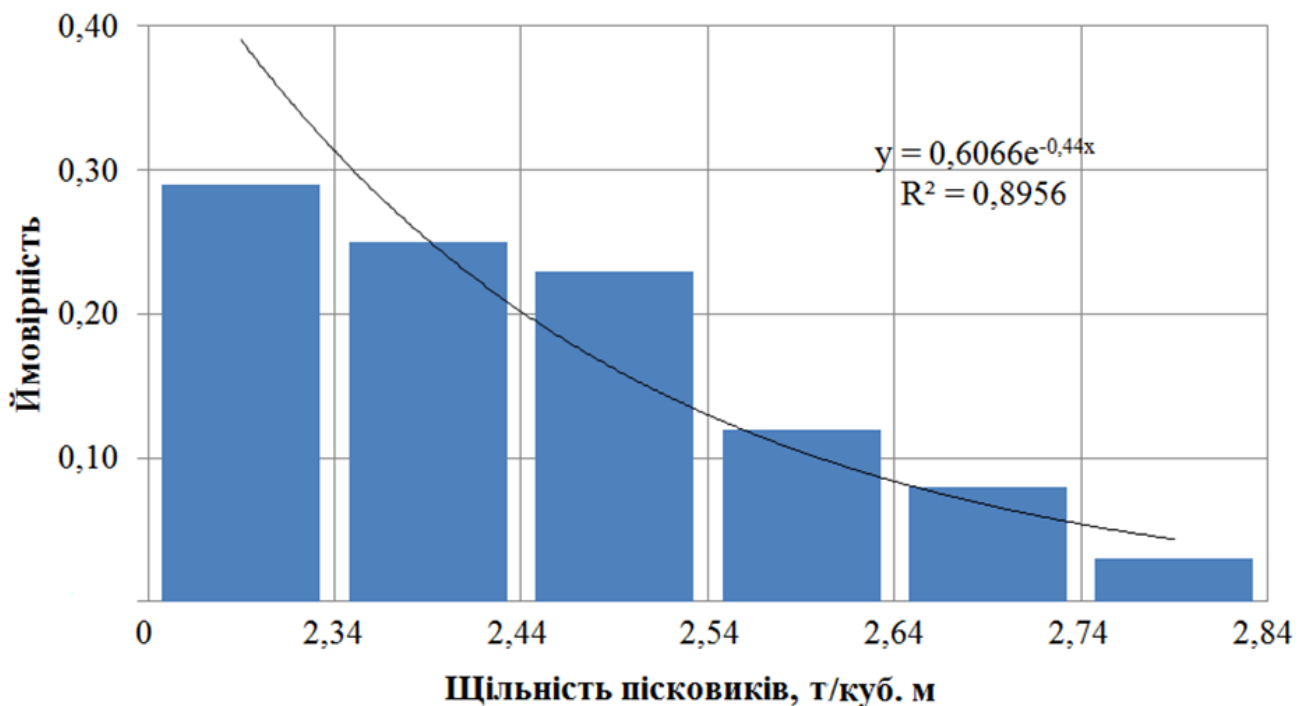


Рисунок 1.5 – Статистичний аналіз щільності пісковиків

Аналізуючи рис. 1.5, можна стверджувати, що зміна випадкових величин коливання потужності пісковиків має експоненціальний характер розподілу з  $\lambda = 2,34$ .

Випадкова величина щільності пісковиків відповідає експоненціальному розподілу з параметром  $\lambda > 0$ , її функція має вигляд (1.7).

З рис. 1.5 видно, що зі збільшенням щільності пісковиків прямо пропорційно зменшується їх математичне очікування.

Аналіз показав, що величина щільності пісковиків не виходить за межі 2,24 – 2,84 т/м<sup>3</sup>, це свідчить про те, що породи за своєю природою є вельми не-

однорідними.

Середнє значення щільності пісковиків по досліджуваній площі становить  $2,4 \text{ т/м}^3$ . Відомо, що пісковики в середньому на 2,9 % мають більшу щільність за алевроліти, на 2,5 % за аргіліти, на 7,0 % за вапняки та на 46,0 % більш щільніші за кам'яне вугілля.

Також було виконано статистичний аналіз масових випадкових величин пористості пісковиків, який наведено на рис. 1.6.

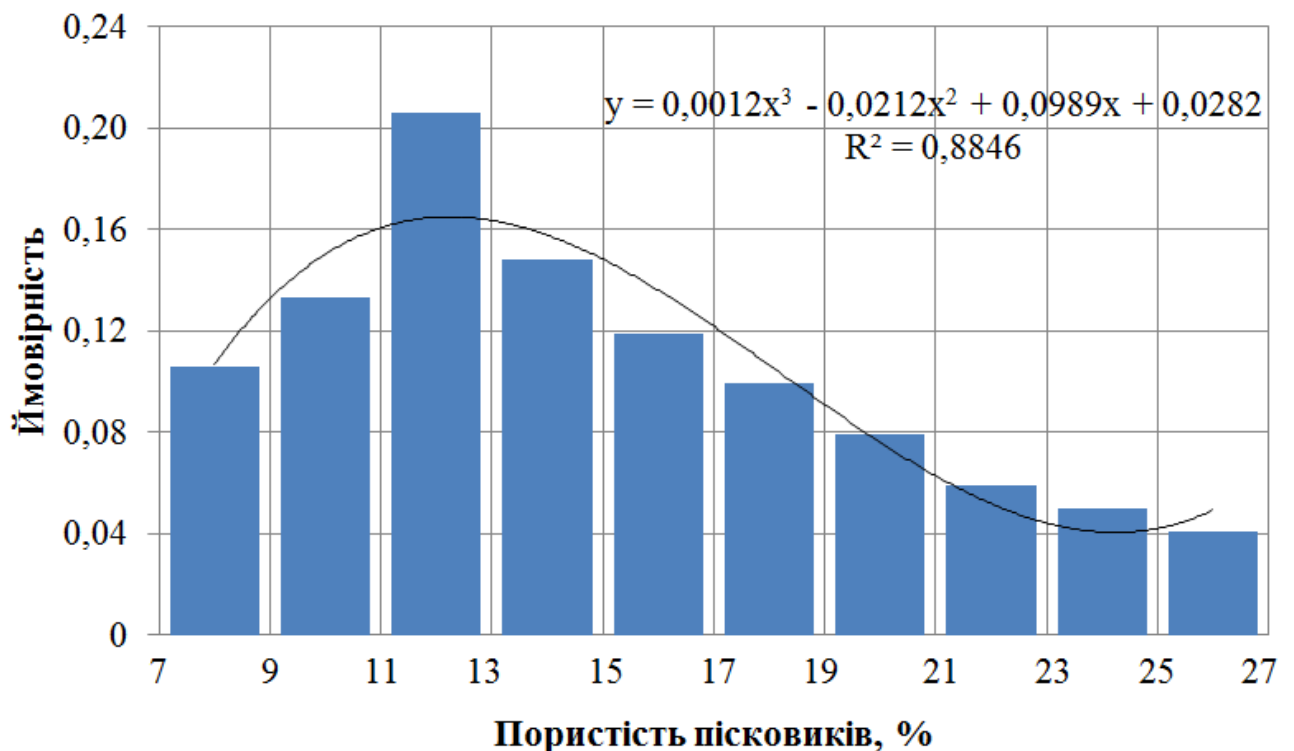


Рисунок 1.6 – Статистичний аналіз пористості пісковиків

На рис. 1.6 показано, що зміна випадкових величин пористості пісковиків відповідає розподілу Пуассона з  $\lambda = 13,0$ . Ці випадкові величини можна описати рівнянням (1.5).

Проаналізувавши вихідні дані, можна стверджувати, що пористість пісковиків на досліджуваній ділянці коливається в межах від 7,0 % до 27,0 %, середнє ж значення становить 16,6 %. Порівнюючи значення пористості пісковиків з іншими вмісними породами, можна стверджувати, що пісковики більш по-

ристі. Так, наприклад, алевроліти та аргіліти в середньому менш пористі за пісковики в середньому на 30,0 %, вапняки на 50,0 %, кам'яне вугілля на 38,0 %. Ці факти ясно вказують на те, чому саме пісковики є найбільш водовмісними породами серед інших літологічних різностей.

У процесі дослідження межі міцності пісковиків на одновісний стиск було виконано їх статистичний аналіз за даними шахт Західного Донбасу, який зображено на рис. 1.7.

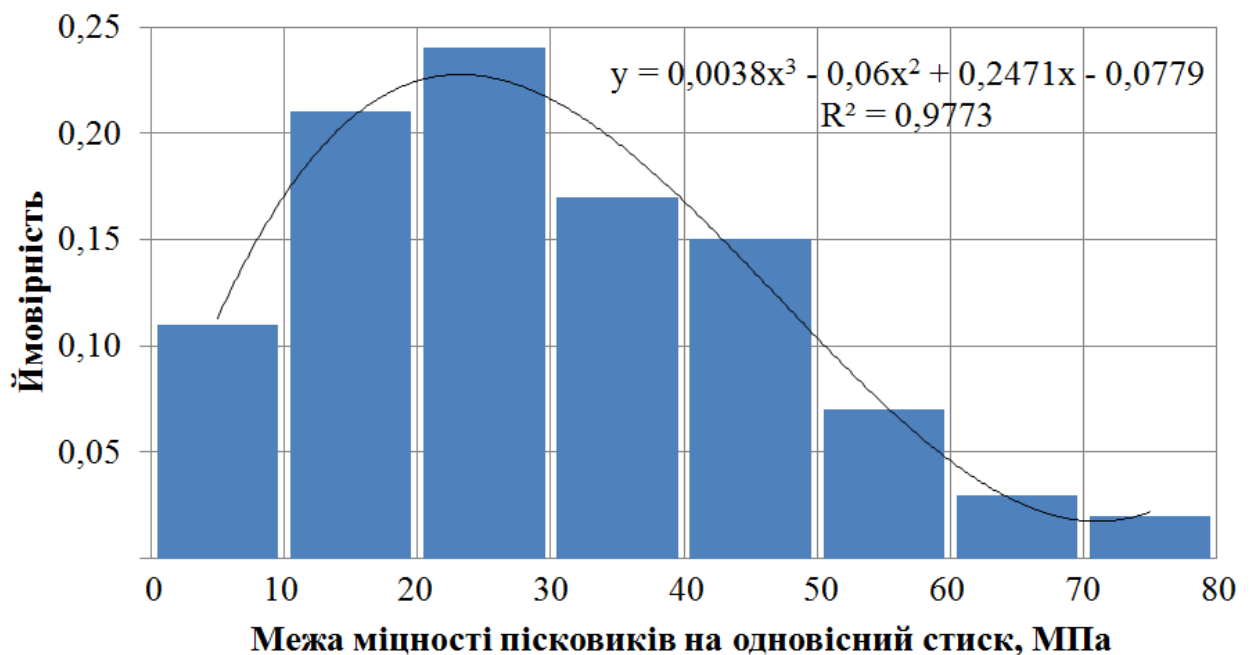


Рисунок 1.7 – Статистичний аналіз межі міцності пісковиків на одновісний стиск

Відповідно до рис. 1.7 можна констатувати, що зміна випадкових величин межі міцності пісковиків на одновісний стиск має характер розподілу Пуассона з  $\lambda = 30$ . Характер розподілу випадкових величин можна описати рівнянням (1.5).

За результатами дослідження встановлено, що межа міцності пісковиків на шахтах Західного Донбасу коливається в межах від 8,5 МПа до 80,0 МПа, в одиничних випадках зустрічаються значення 144,9 МПа, це стосується пісковиків у вигляді лінз. Середнє значення межі міцності становить 30,0 МПа.

З метою побудови ймовірнісної моделі масових випадкових явищ роз-

глянуто статистичний аналіз тріщинуватості пісковиків на основі зібраних даних, який наведено на рис 1.8.

На рис. 1.8 показано, що зміна випадкових величин тріщинуватості пісковиків відповідає розподілу Пуассона з  $\lambda = 6$ . Ці випадкові величини можна також описати рівнянням (1.5).

На ділянці, яка експлуатується ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», показник тріщинуватості (структурної неоднорідності), знаходиться в межах від 0 до 16 тріщин на погонний метр, а в одиничних випадках зустрічається значення 33 тріщини на погонний метр, тому його не прийнято до уваги. Найбільш поширеною на заданій ділянці структурною неоднорідністю є 4 – 8 тріщин на погонний метр. Середнє значення тріщинуватості становить 6,8 тріщин на погонний метр.

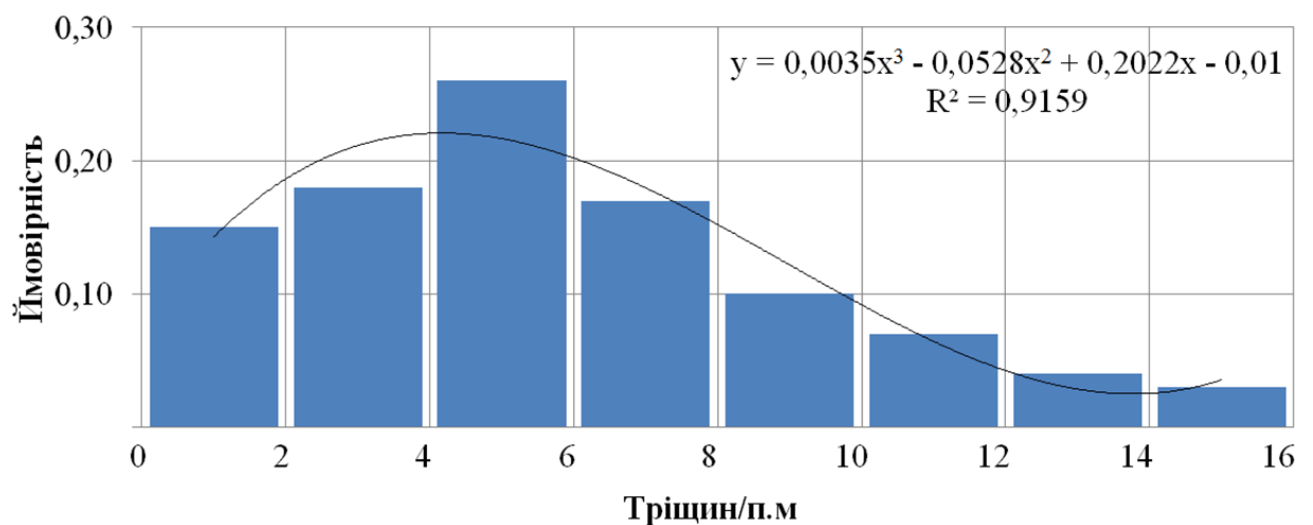


Рисунок 1.8 – Статистичний аналіз тріщинуватості (структурної неоднорідності) пісковиків

У процесі дослідження водопріпливів з пісковиків також було виконано статистичний аналіз, який наведено на рис. 1.9. З рис. 1.9 видно, що зміна випадкових величин коливання водопріпливів з пісковиків має характер експоненціального розподілу з  $\lambda = 2,34$ .

Випадкова величина водопріпливів з пісковиків має експоненціальний



характер розподілу з параметром  $\lambda > 0$ , її функція має вигляд рівняння (1.7).

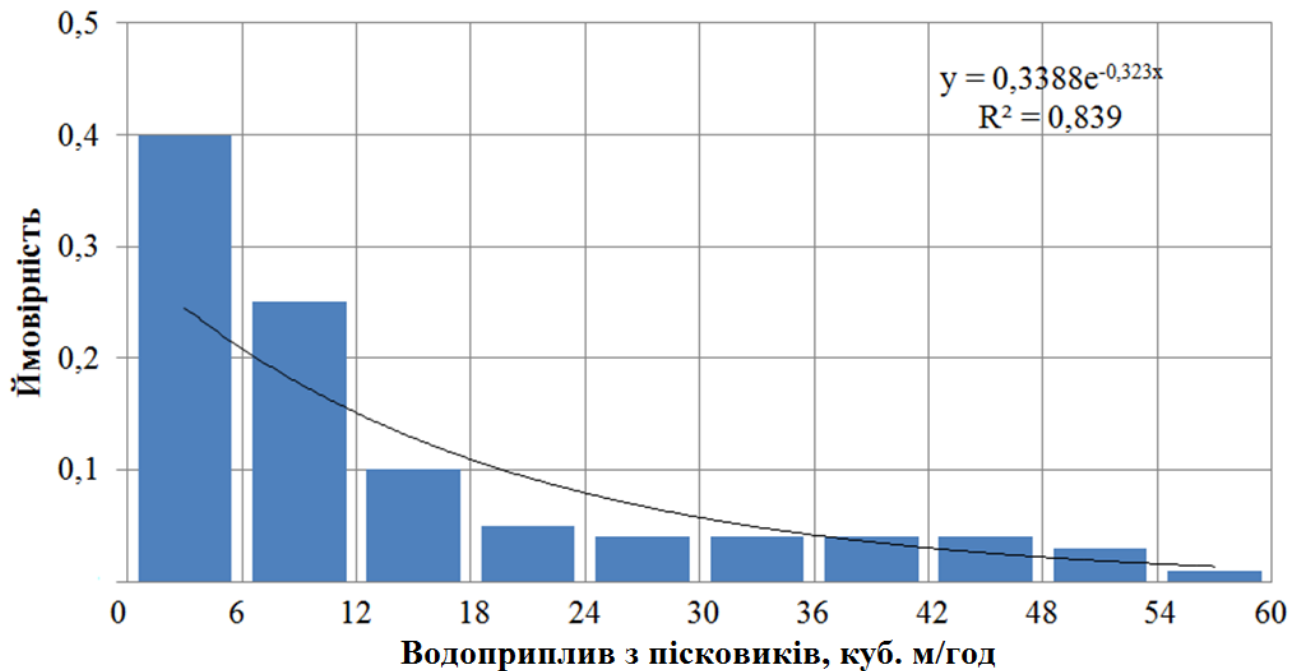


Рисунок 1.9 – Статистичний аналіз водоприпливу в лаву з пісковиків

Випадкова величина водоприпливів з пісковиків є неперервним аналогом дискретного геометричного розподілу.

З рис. 1.9 можна стверджувати, що зі збільшенням водоприпливів з пісковиків прямопропорційно зменшується їх математичне очікування.

Аналіз вихідних даних показує, що випадкова величина водоприпливів у лаву з пісковиків коливається в межах 0 – 60 м<sup>3</sup>/год. Середній показник водоприпливів з пісковиків становить 15 м<sup>3</sup>/год.

У результаті проведення статистичного аналізу було встановлено, що розподіл випадкових величин щільності з  $\lambda = 2,34$  та водоприпливів з  $\lambda = 6$  має вигляд експоненціального розподілу з параметром  $\lambda > 0$ . Математичне очікування є неперервним аналогом дискретного геометричного розподілу. З цього приводу можна сказати, що зі збільшенням щільності, а також водоприпливів з пісковиків прямопропорційно зменшується їх математичне очікування. Характер розподілу випадкових величин описано рівнянням (1.7).

Також на основі даних було встановлено, що характер розподілу випадкових величин пористості пісковиків з  $\lambda = 13$ , межі їх міцності на одиницю

стиск з  $\lambda = 13$ , а також тріщинуватості з  $\lambda = 6$  мають характер розподілу Пуассона. Характер розподілу описано рівнянням (1.7).

Встановлені закономірності дозволять у подальшому обґрунтувати параметри моделювання покрокового переміщення очисного вибою, а також підвищити точність результатів моделювання очисного вибою вздовж виїмкового стовпа.

У наступному підрозділі виконано типізацію шахтних полів за спільними ознаками шляхом кластерного аналізу з метою підтвердження чи спростування однорідності гірничо-геологічних, гірничотехнічних, а також фізико-механічних умов у Західному Донбасі.

#### **1.4 Типізація шахтних полів за спільними ознаками**

У сучасних умовах вугільної галузі зростає все більша потреба у дослідженні тих чи інших явищ за допомогою статистичних методів аналізу. Задля розробки типології або класифікації, групування об'єктів, висунення нових гіпотез або їх перевірка на основі досліджуваних даних застосовують кластерний аналіз.

Використання ознак подібності дозволить оптимізувати параметри розрахунків при просторовому моделюванні геомеханічних процесів під час посування очисного вибою [67].

У разі необхідності групування шахтних полів за низкою гірничотехнічних та геологічних параметрів можна застосувати метод кластерного аналізу в якості ефективного математичного методу. Основною метою кластерного аналізу є виділення порівняно невеликої кількості груп об'єктів, якомога більш схожих між собою в середині групи і якомога більш відмінних у різних групах [68].

Цей вид аналізу широко використовується в інформаційних системах при вирішенні задач класифікації [69].

Для виконання дослідження було взято 27 об'єктів – виїмкових ділянок

з п'ятнадцятьма змінними – гірничотехнічними та геологічними параметрами, які були зведені в таблицю – матрицю відстаней [49].

Найбільш трудомістким та найменш формалізованим у задачі класифікації було визначення поняття однорідності об'єктів. У загальному випадку поняття однорідності об'єктів задавалося методом найменших відстаней. Вибір метрики, або ступеня близькості об'єктів, був вузловим моментом дослідження, від якого залежав кінцевий варіант розбиття об'єктів на класи [70]. У даному випадку було використано Евклідову відстань – традиційну відстань між двома об'єктами. Для побудови матриці відстаней необхідно було провести розрахунок, застосовуючи формулу Евклідової відстані.

Принцип кластеризації за даним методом полягає у знаходженні найменшого (найближчого) значення (відстані) між двома кластерами в матриці відстаней і об'єднання їх в один спільний кластер (групу). Кластеризацію проводили до тих пір, доки не залишилося у підсумку два кластери (групи), бо об'єднання шахтних полів у більшу кількість груп є некоректним, з причини визначення відношення виїмкових ділянок однієї й тієї ж шахти до різних кластерів, а не до одного за умови. На базі виконаної кластеризації було побудовано ієрархічну дендрограму кластеризації (типізації) шахтних полів [49].

Питанням кластеризації у вугільній галузі займалися багато дослідників, зокрема серед вітчизняних вчених можна виділити роботу Лозинського І.Є. (НТУ «Дніпровська політехніка», Україна) [71], в якій було поділено групи гірничих підприємств за шахтним фондом, рентабельністю та інвестиційною привабливістю. У роботі [72] Ішковим В.В. було розглянуто особливості застосування кластерного аналізу для класифікації вугільних пластів за вмістом токсичних елементів. Варяниченко О.В. [73] було проаналізовано та розроблено теоретичні та практичні рекомендації щодо удосконалення комплексної оцінки ефективності роботи вугільних шахт з використанням апарата кластерного аналізу.

Що ж стосується закордонних праць, то можна виділити роботу Wu Xiao (Університет Чжэцзян, КНР) [74], в якій було проведено просторово-часовий

кластерний аналіз з географічною прив'язкою нещасних випадків на вугільних шахтах у Китаї в період з 2000 р. по 2015 р. У роботі [75], Xin Wang (Китайський університет гірництва та технологій) було виконано кластерний аналіз вугільних пластів за ступенем деформації. Групою авторів [76], під керівництвом Meng Qingbin, було проведено кластерний аналіз моделі руйнування м'яких бічних порід глибоких горизонтів на шахті Zhujixi, в результаті якого було виявлено деякі закономірності.

Виконуючи аналіз досліджень та публікацій з кластерного аналізу, можна зробити висновок, що жоден з авторів не проводив кластеризацію (типізацію) шахтних полів за гірничотехнічними, а також геологічними умовами, тим більше для умов Західного Донбасу, що вже є науковою новизною даного дослідження.

У дослідженні використано багатовимірний метод – кластерний аналіз, який класифікує багатовимірні об'єкти в однорідні групи, кластери.

Для аналізу було виконано збір даних по 27 діючим виїмковим ділянкам станом на 01.09.2019 р. [49].

До аналізу увійшли такі характеристики, як глибина розробки, межа міцності пісковиків на стиск, межа міцності пісковиків на розтяг, щільність пісковиків, їх пористість, тріщинуватість, водоприплив, потужність шарів пісковиків, які залягають вище пласта, відстань пісковиків вище пласта, виймальна потужність вугільних пластів, довжина очисних вибоїв, швидкість їх посування, крок руйнування основної покрівлі, кути залягання порід, а також їх температура. У Додатку Г представлено вихідні дані для виконання кластерного аналізу.

Для побудови матриці відстаней було виконано розрахунок за приведеною формулою Евклідової відстані:

$$\|p - q\| = \sqrt{(p_1 - q_1)^2 + (p_2 - q_2)^2 + \dots + (p_n - q_n)^2}, \quad (1.8)$$

де  $p_n$  – точка більшого значення;

$q_n$  – точка меншого значення.

Розрахунок за вищевказаною формулою (1.8) проводився 676 разів, тому

що об'єктів дослідження нараховувалося 26<sup>2</sup>. Після чого була побудована матриця відстаней. В роботі матриця відстаней не була вказана через її великий розмір. Слід зазначити, що для швидкого та зручного проведення дослідження розрахунок виконувався за допомогою програмного продукту Microsoft Excel.

Принцип аналізу полягав у знаходженні найменшого значення між двома кластерами в матриці відстаней та об'єднання їх в один кластер – спільну групу. Процедура аналізу проводилася до тих пір, доки не залишилися у підсумку дві групи шахтних полів.

Дослідження проводилось у 25 етапів.

На першому етапі було визначено, що найменше серед усіх значень склали відстань – 9,08. Тобто це найменша відстань між об'єктами 26 та 27. З цього випливає, що найбільш схожими за п'ятнадцятьма параметрами є 863 та 881 виїмкові ділянки, які відпрацьовуються в межах поля шахти «Західно-Донбаська». З цього приводу можна сказати, що між ними майже не відрізняється глибина розробки, межа міцності пісковиків на стиск, пористість пісковиків, тріщинуватість, водоприплив, виймальна потужність пласта, довжина очисних вибоїв, швидкість їх посування, крок руйнування основної покрівлі, а також температура навколишніх порід [49].

Отже, об'єкти 26 та 27 було об'єднано в один кластер, як такі, що мають спільні ознаки.

Результати подальших 24 етапів наведено в табл. 1.4.

Таблиця 1.4 – Результати поетапного об'єднання об'єктів

Етап	Об'єднані об'єкти	Етап	Об'єднані об'єкти
1	2	3	4
1	22, 23	14	17, 18, 19
2	2, 3	15	16, 17, 18, 19
3	22, 23, 24	16	25, 26, 27
4	8, 9	17	12, 13, 14
5	1, 2, 3	18	12, 13, 14, 15
6	20, 21	19	8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15
7	20, 21, 22, 23, 24	20	8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18,
8	18, 19	21	19

## Продовження табл.1.4

1	2	3	4
9	8, 9, 10	21	20, 21, 22, 23, 24, 25, 26, 27
10	8, 9, 10, 11	22	4, 5, 6, 7
11	5, 6	23	1, 2, 3, 4, 5, 6, 7
12	5, 6, 7	24	8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18, 19, 20, 21, 22, 23, 24, 25, 26, 27
13	12, 13	-	-

За результатами кластерного аналізу було виділено дві групи шахтних полів за спільними ознаками.

До першої групи увійшли поля шахт «Благодатна», «Павлоградська», «Тернівська», «Самарська», ім. Сташкова, а також «Ювілейна».

До другої групи увійшли поля шахт ім. Героїв Космосу, «Західно-Донбаська», «Дніпровська», а також «Степова» (рис. 1.10) [77].

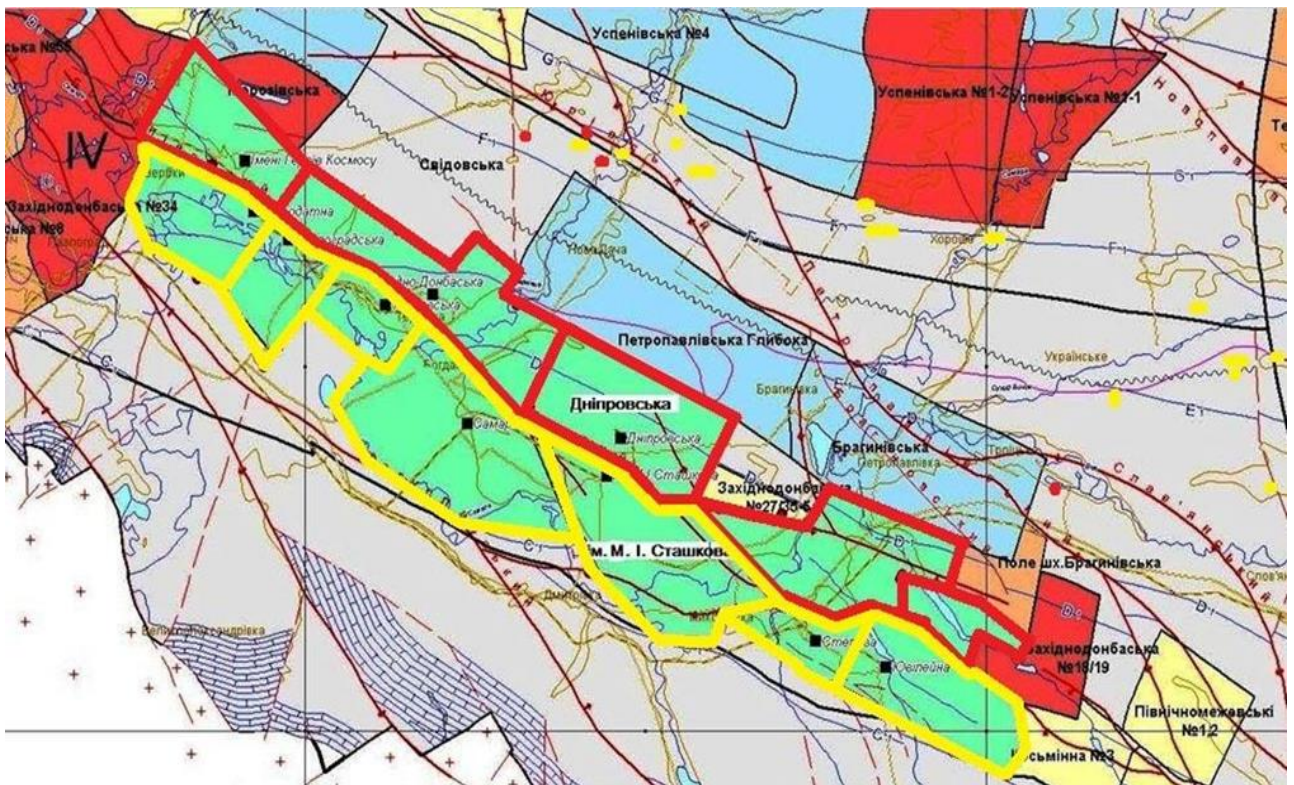


Рисунок 1.10 – Групування шахтних полів Західного Донбасу на два класи

Також у дослідженні було виконано побудову ієрархічної дендрограми кластеризації (типізації) шахтних полів, яка наведена на рис. 1.11.

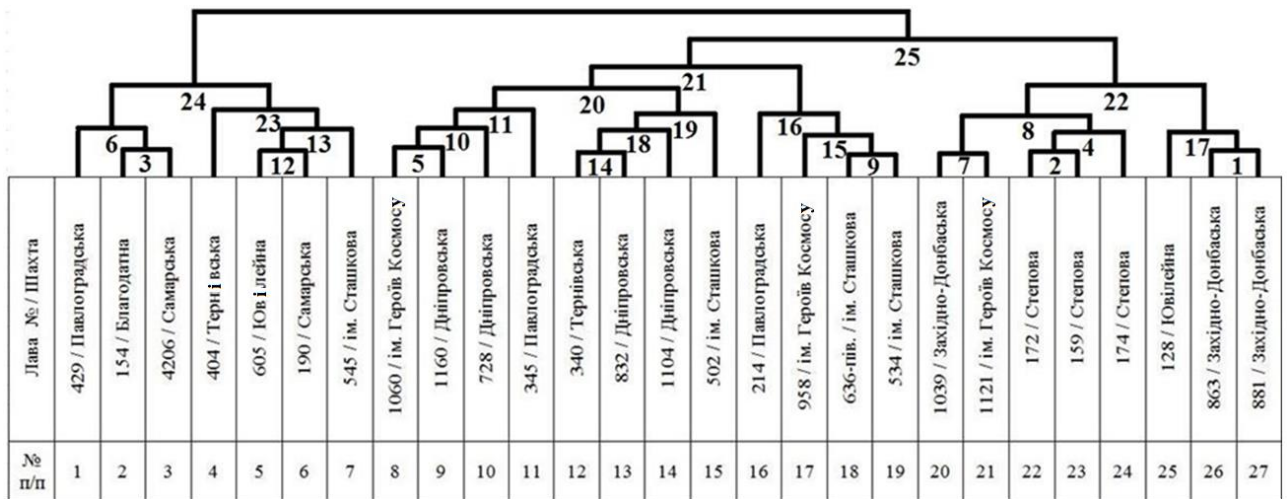


Рисунок 1.11 – Ієрархічна дендрограма кластеризації (типізації) шахтних полів

Дендрограма була побудована на основі матриці ступеня близькості.

Суть цього дерева (рис. 1.11) полягає у послідовному поєднанні менших кластерів (груп) у більші або сегментації більших кластерів на менші. Дендрограма дозволяє зобразити взаємні зв'язки між об'єктами з заданого переліку.

Для скорочення обсягів розрахунків у моделюванні геомеханічних процесів було виконано кластеризацію шахтних полів за спільними ознаками – гірничотехнічними параметрами. Результат показав, що на виході було виділено дві групи шахтних полів. Що характерно, до першої групи увійшли поля шахт, які розташовуються до Богданівського та Поздовжнього скидів з південно-західної частини ділянки родовища. Це шахти «Благодатна», «Павлоградська», «Тернівська», «Самарська», ім. Сташкова, а також «Ювілейна». Вони вирізняються невеликою глибиною розробки до 350 м, а також підвищеним водоприпливом у гірничі виробки – до 35 м<sup>3</sup>/год, бо знаходяться під заплавою русел річок [49].

До другої групи увійшли поля шахт, які розташовуються за Богданівським та Поздовжнім скидами з північно-східної частини ділянки. Це шахти ім. Героїв Космосу, «Західно-Донбаська», «Дніпровська», а також «Степова». Вони характеризуються більшою у порівнянні з першою групою глибиною розробки – до 560 м, а також меншим водоприпливом у гірничі виробки – до 10 м<sup>3</sup>/год.



На основі виконаної роботи було побудовано дендрограму кластеризації шахтних полів, яка наочно демонструє ієрархію класів (груп).

Для розуміння логічності виконання дослідження в наступному підрозділі представлено структурно-логічну схему роботи.

### **1.5 Структурно-логічна схема виконання дослідження**

Як вже було зазначено у вступній частині, метою даної роботи є обґрунтування параметрів технології видобування вугілля з урахуванням пісковиків, а також гідростатичного тиску при посуванні очисного вибою від монтажної камери в умовах шахт Західного Донбасу.

Для досягнення поставленої мети в роботі необхідно вирішити наступні завдання:

1. Виконати аналіз впливу геологічних чинників та фізико-механічних властивостей пісковиків, що залягають у покрівлі розроблюваних вугільних пластів, на характер розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої, вздовж лінії улаштування посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення.

2. Обґрунтувати параметри просторової комп'ютерної геомеханічної моделі, а також виконати комп'ютерне моделювання покрокового посування очисного вибою з урахуванням довжини вибою, глибини розробки, наявності залягання пісковиків, а також гідростатичного тиску.

3. Встановити закономірності зміни характеру розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж лави, залежно від наявності пісковиків у покрівлі, зміни довжини очисного вибою, глибини розробки, відстані відходу очисного вибою від монтажної камери, а також гідростатичного тиску.

4. Обґрунтувати технологічні заходи щодо моніторингу та попередження посадки механізованого кріплення очисних вибоїв «на жорстку базу».

5. Обґрунтувати спосіб попередження аварійного стану механізованого кріплення в лавах за умов гідравлічного перевантаження основної покрівлі.



Розгорнута структурно-логічна схема виконання досліджень представлена на рис. 1.12.

Теоретичні дослідження на першому етапі містять у собі аналіз вихідних характеристик об'єкта дослідження, а саме: факторний аналіз чинників, що впливають на характер розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої; аналіз геологічних умов та особливості будови пісковиків, які залягають у покрівлі розроблюваних вугільних пластів; аналіз фізико-механічних властивостей пісковиків, які залягають у покрівлі розроблюваних вугільних пластів; виконання типізації шахтних полів за спільними ознаками.

На основі проведення аналізу вихідних характеристик об'єкта дослідження необхідно виконати обґрунтування параметрів проведення експерименту: методу дослідження; застосування математичного апарату; застосування програмного комплексу; обґрунтування параметрів тривимірного комп'ютерного моделювання поведінки гірського масиву навколо очисного вибою.

На заключному етапі теоретичних досліджень планується проведення комп'ютерного моделювання геомеханічних процесів, які проходять в масиві гірських порід у зоні відходу очисного вибою від монтажної камери, тобто впливу пісковиків, які залягають у покрівлі вугільних пластів, на конвергенцію бічних порід в очисному вибої; довжини лави та глибини розробки на конвергенцію бічних порід та на характер величини зони посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» в очисному вибої.

Після обробки результатів теоретичної та експериментальної частин планується виконати обґрунтування достовірності результатів дослідження шляхом застосування обернених задач.

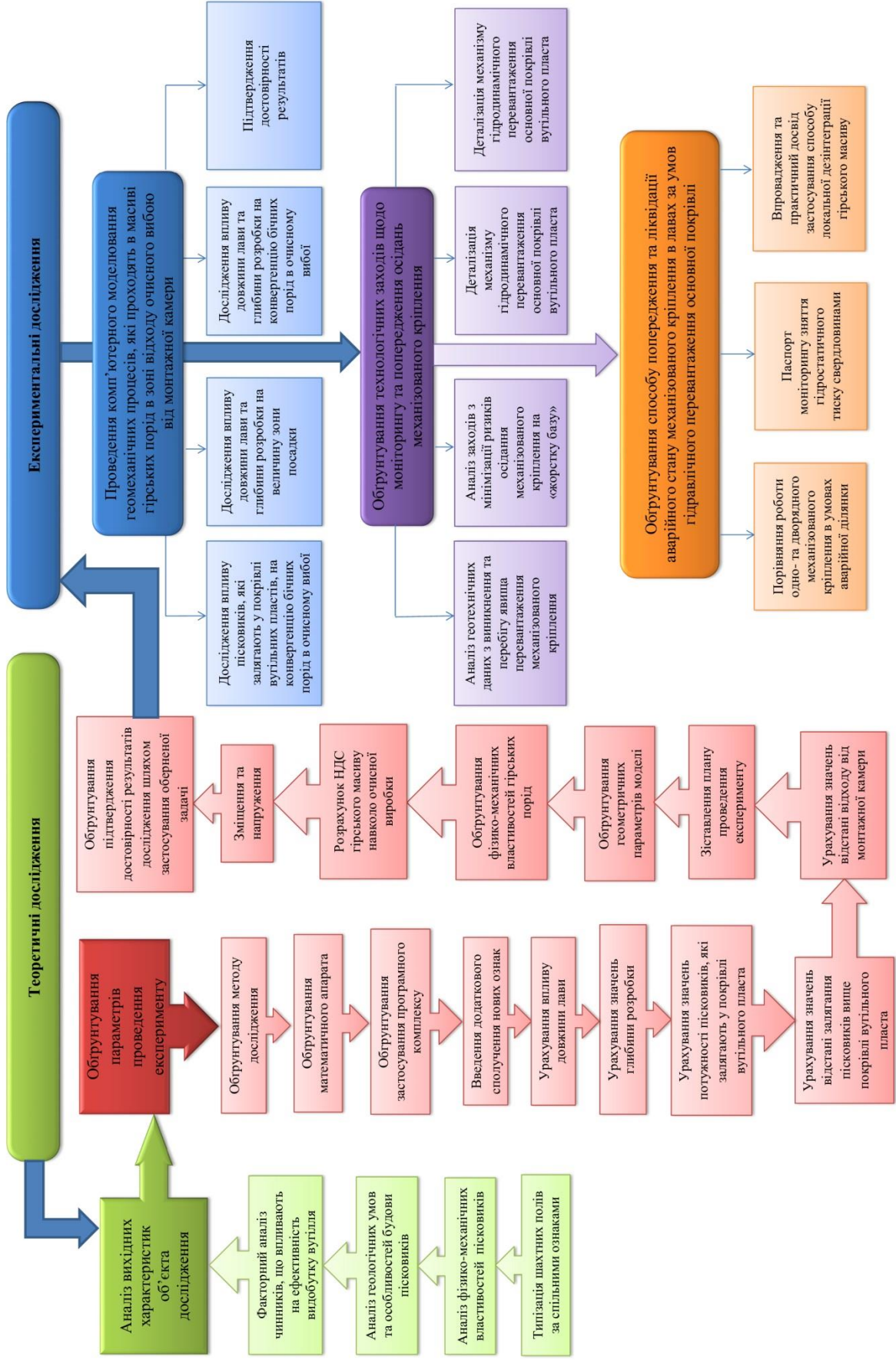


Рисунок 1.12 – Структурно-логічна схема проведення дослідження

На підставі узагальнення результатів виконаної роботи необхідно обґрунтувати технологічні заходи щодо моніторингу та попередження осідань механізованого кріплення очисних вибоїв «на жорстку базу»: проаналізувати геотехнічні дані з виникнення та перебігу явища перевантаження механізованого кріплення в лавах Західного Донбасу; виконати аналіз заходів з мінімізації ризиків осідання механізованого кріплення «на жорстку базу»; провести деталізацію механізму гідростатичного перевантаження основної покрівлі вугільного пласта; скласти прогноз аварійної ділянки гідродинамічного перевантаження основної покрівлі.

На базі аналізу технологічних заходів з моніторингу та попередження посадки механізованого кріплення планується обґрунтувати способи попередження та ліквідації аварійного стану механізованого кріплення в лавах за умов гідравлічного перевантаження основної покрівлі: виконати порівняння роботи одно- та дворядного механізованого кріплення в умовах аварійної ділянки; розробити паспорт моніторингу зняття гідростатичного тиску за допомогою розвідувальних водоспускних свердловин; впровадити спосіб локальної дезінтеграції гірського масиву в реальних умовах, а також описати практичний досвід його застосування.

### **Висновки до розділу**

1. За результатами факторного аналізу, з поміж дванадцятьох факторів було визначено чотири найбільш ймовірні, які впливають на характер величини розподілу конвергенції бічних порід у лаві. Серед них, найвищий ступінь впливу має  $Z_1$  – глибина розробки, після нього йде  $Z_{11}$  – довжина лави, далі  $Z_8$  – потужність пісковика, та  $Z_4$  – відстань залягання пісковика вище покрівлі пласта. Також, було отримано математичну модель – рівняння регресії, яке дозволяє нам прогнозувати значення функції  $Y$ , якщо відомі значення вагомих факторів.

2. На підставі виконання статистичного аналізу геологічних умов та особливостей будови пісковиків вперше встановлено закономірності характеру розподілу випадкових величин, які для глибини розробки мають характер розподілу Пуассона та Гаусса, а величини потужності пісковиків, відстані та кутів їх залягання вище пласта – характер експоненціального розподілу.

3. На основі виконання аналізу фізико-механічних властивостей пісковиків вперше встановлено закономірності характеру розподілу випадкових величин, які для щільності пісковиків та водоприпливу з них мають експоненціальний розподіл. Зміна випадкових величин пористості, межі міцності їх на стиск, а також їх тріщинуватість відповідають розподілу Пуассона.

4. Для скорочення обсягів розрахунків при моделюванні геомеханічних процесів було виконано кластеризацію шахтних полів за спільними ознаками – гірничотехнічними параметрами. В результаті виконання кластерного аналізу шахтних полів було виділено дві групи шахтних полів. До першої групи увійшли поля шахт, які розташовуються до Богданівського та Поздовжнього скидів з південно-західної частини ділянки родовища. Це шахти «Благодатна», «Павлоградська», «Тернівська», «Самарська», ім. Сташкова, а також «Ювілейна». Вони вирізняються невеликою глибиною розробки – до 350 м, а також підвищеним водоприпливом у гірничі виробки – до 35 м<sup>3</sup>/год, бо знаходяться під заплавою русел річок.

До другої групи увійшли поля шахт, які розташовуються за Богданівським та Поздовжнім скидами з північно-східної частини ділянки. Це шахти ім. Героїв Космосу, «Західно-Донбаська», «Дніпровська», а також «Степова». Вони характеризуються більшою у порівнянні з першою групою глибиною розробки – до 560 м, а також меншим водоприпливом у гірничі виробки – до 10 м<sup>3</sup>/год.

На підставі аналізу побудовано дендрограму кластеризації шахтних полів, яка наочно дозволяє зобразити взаємні зв'язки між об'єктами з заданого переліку. Кластерний аналіз дозволив підтвердити неоднорідність гірничо-геологічних, гірничотехнічних, а також фізико-механічних умов в Західному Донбасі.

Встановлені закономірності в подальшому дозволять виконати обґрунтування параметрів моделювання покрокового переміщення очисного вибою для отримання об'єктивних та більш чітких результатів характеру розподілу величини конвергенції бічних порід у лаві в зоні монтажних камер.

Основні результати першого розділу опубліковано в наукових працях [48], [49], [50], [57].

## РОЗДІЛ 2

### ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОВЕДЕННЯ ЕКСПЕРИМЕНТУ

#### 2.1 Обґрунтування методу та математичного апарата дослідження

Для дослідження характеру розподілу величини конвергенції бічних порід вздовж лінії улаштування посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення можливо застосувати шахтні (натурні), лабораторні (емпіричні), а також теоретичні методи дослідження. Шахтний (натурний) метод є основним методом предмета дослідження. Однак існують труднощі, пов'язані з реєстрацією та спостереженням за проявами та змінами характеру розподілу величини конвергенції. Несумісність даних досліджень в різних гірничо-геологічних умовах та інші причини змушують вдаватися до теоретичних або лабораторних методів дослідження. В цьому випадку шахтний експеримент може лише слугувати критерієм достовірності отриманих результатів [78].

Величезна перевага лабораторних досліджень полягає в тому, що в процесі експерименту можна змінювати умови, створювати нові поєднання, а також взаємодію ознак, вводити нові ознаки, замінювати частину ознак новими, надавати за необхідності вирішальне значення тих чи інших факторів для встановлення взаємозв'язку різних явищ. З лабораторних методів найбільш науково обґрунтованим і ефективним є метод фізичного моделювання геомеханічних процесів.

До фізичного моделювання відносяться такі методи: геометричне моделювання; відцентрове моделювання; компенсуюче навантаження; моделювання на еквівалентних матеріалах; оптичне дослідження напружень; комбіновані [79].

Сутність та область ефективного застосування кожного з методів фізичного моделювання процесів у гірському масиві при видобуванні корисних копалин детально викладено в роботах [80] – [84] та ін.

На сучасному етапі розвитку гірничої науки і комп'ютерних технологій найбільший інтерес представляють теоретичні дослідження із застосуванням математичних моделей геомеханічних процесів, що протікають в масиві гірських порід [79], [85].

На відміну від фізичного моделювання, при якому на зменшеній еквівалентній моделі вивчають сам процес, при математичному моделюванні досліджують диференціальне рівняння, що описує процеси в середовищі. Для вирішення таких диференціальних рівнянь використовуються як аналітичні, так і різні наближені методи. Аналітичний метод розрахунку проявів гірського тиску у своєму діалектичному розвитку наблизився до рівня, коли рішення складної системи рівнянь вже неможливо отримати аналітично та зумовлює необхідність застосування потужної обчислювальної техніки [86] – [88]. Найбільшого поширення набули метод скінченних елементів (МСЕ), метод скінченних різниць, метод прямих, інтегральний метод, метод Монте-Карло, метод дискретних елементів (МДЕ) та ін. Рівняння з допомогою таких наближених методів приводять до вигляду, при якому вони можуть бути вирішені на швидкодіючій обчислювальній техніці.

При цьому відпадає необхідність будувати складні фізичні моделі, на виготовлення яких йде багато коштів та часу. Крім того, сам процес моделювання і вивчення того чи іншого явища значно прискорюється.

Математичне моделювання може бути застосовано для вирішення просторових задач механіки гірських порід, забезпечуючи високу точність і достовірність отриманих результатів. Однак слід зазначити, що точність і достовірність параметрів, які розраховуються, залежать в першу чергу від відповідності застосованого математичного апарата розв'язуваній задачі.

Тому для вирішення поставленої задачі було прийнято лабораторний метод математичного моделювання.

У даний час існує безліч методів та способів розв'язання диференціальних рівнянь, які характеризуються точністю одержуваних результатів, трудо-

місткістю виконуваних операцій та областю ефективного застосування. З огляду на це, до диференціальних рівнянь були пред'явлені наступні вимоги: можливість повної автоматизації процесу розрахунку характеру розподілу величини конвергенції бічних порід в очисному вибої, достатня точність розрахунку для вирішення практичних задач механіки гірських порід, можливість вирішення просторових задач, знаходження рішення для гірничих виробок і виробленого простору, що мають складну геометричну форму як у плані, так і у розрізі, наявність чіткого фізичного трактування процесів, які відбуваються [78].

На сучасному етапі розвитку чисельних методів розв'язання диференціальних рівнянь найбільш повно відповідає вимогам метод скінченних елементів (МСЕ).

Ідея методу скінченних елементів полягає в тому, що будь-яку безперервну величину, таку як деформація, тиск та зміщення, можна апроксимувати дискретною моделлю, яка будується на функції безлічі безперервних елементів, визначених на кінцевому числі підобластей. Ці функції визначаються за допомогою значень безперервної величини в кінцевому числі точок даної області. У загальному випадку безперервна величина заздалегідь невідома, і потрібно визначити значення цієї величини в деяких внутрішніх точках області. Однак дискретну модель дуже легко побудувати, якщо спочатку припустити, що числові значення цієї величини в кожній внутрішній точці області відомі. Після цього можна перейти до загального випадку.

У даний час область застосування методу скінченних елементів дуже широка й охоплює всі фізичні задачі, які можуть бути описані диференціальними рівняннями. Найбільш важливими перевагами методу скінченних елементів є:

- властивості матеріалів суміжних елементів не обов'язково можуть бути однаковими, що дозволяє застосовувати метод до тіл, складених з декількох матеріалів;

- криволінійна область може бути апроксимована за допомогою прямолінійних елементів або точно описана за допомогою криволінійних елементів.



Таким чином, метод можна застосувати для областей зі складною геометричною формою:

- розміри елементів можуть бути змінними. Це дозволяє збільшити або подрібнити мережу розбиття області на елементи, якщо в цьому є необхідність;

- за допомогою методу скінченних елементів не становить труднощів розгляд граничних умов з розривним поверхневим навантаженням, а також змішаних граничних умов;

- алгоритм МСЕ є стандартним і не залежить від розмірності і типу використовуваних скінченних елементів, що дозволяє здійснити уніфікацію цих процедур і створювати програмні комплекси з розрахунку конструкцій широкого класу та призначення [78].

Головний недолік методу скінченних елементів полягає у необхідності написання обчислювальних програм та застосування обчислювальної комп'ютерної техніки. Обчислення, які потрібно проводити при використанні методу скінченних елементів, занадто великі для ручного розрахунку навіть у разі вирішення простих задач. Для рішення складних задач необхідно використовувати швидкодіючу комп'ютерну техніку, яка має в достатку необхідної оперативної пам'яті [85].

Завдяки появі сучасної високопродуктивної комп'ютерної техніки з великим об'ємом оперативної пам'яті стало можливим застосування методу скінченних елементів для вирішення просторових задач з досить складними вхідними параметрами. Цей чисельний метод зайняв провідне місце, витіснивши поступово всі інші методи наближеного обчислення.

Метод скінченних елементів у поєднанні з потужною комп'ютерною технікою дозволяє застосування моделей із матеріалів практично будь-якого ступеня складності [86]. Завдяки МСЕ з'явилася можливість перейти до розрахунку тіл у складному напруженому стані. Метод скінченних елементів виступає не тільки як чисельний метод аналізу, але й слугує інструментом моделювання.

Чисельний метод математичного моделювання на основі розбиття досліджуваної області на скінченні елементи знайшов широке застосування на практиці інженерних розрахунків і був комплексно реалізований в цілій низці програмних пакетів, спрямованих на розв'язання тієї чи іншої прикладної задачі механіки твердого тіла [78].

## 2.2 Обґрунтування застосування програмного комплексу

Для виконання дослідження зміни характеру розподілу конвергенції бічних порід в очисному вибої уздовж лінії улаштування посадкового ряду гідростояків секцій механізованого кріплення при відході лави від монтажної камери з урахуванням наявності залягання пісковиків та гідростатичного тиску у покрівлі пласта необхідно обґрунтувати вибір програмного комплексу.

На сьогодні існує безліч програмних комплексів, які працюють на основі методу скінченних елементів та які спроможні вирішувати науково-практичні завдання. Серед них можна відзначити Abaqus, FLAC 3D, Ansys, PLAXIS 3D, Nastran, MARK, T-flex, Phase-2, Elmer, SolidWorks, GTS-NX Midas, UDEC 6, 3DEC, GetFEM++, SALOME, ZSOIL, ELCUT, ПК ЛІПА, CalculiX, OpenFOAM та ін. Однак кожна з програм має свої особливі підходи до вирішення поставлених завдань, а також переваги та недоліки.

Відштовхуючись від того, що об'єктом дослідження є область геомеханічного шаруватого вуглепородного масиву в зоні відходу від монтажної камери з урахуванням наявності залягання пісковиків у покрівлі пласта, а також гідростатичного тиску, вирішення поставленого завдання передбачає розгляд просторової неоднорідної математичної моделі. В результаті цього було сформовано основні критерії, які пред'являються до програмного комплексу [78].

Програмний продукт повинен дозволяти:

- моделювати неоднорідний шаруватий гірський масив порід;
- надавати моделюючому шару порід різноманітні фізико-механічні властивості з урахуванням анізотропності масиву;

- розв'язувати задачі в просторовій постановці;
- враховувати характер взаємодії шарів порід на контактах.

У роботі для вибору буде розглянуто три найбільш уживані комп'ютерні програми, а саме Phase-2, Ansys, а також SolidWorks.

### ***Програма Phase-2***

Phase-2 призначена для рішення плоских пружньо-пластичних задач в галузі гірничої геомеханіки і геотехнічних об'єктів різного призначення. В основі програми закладено метод скінченних елементів. Phase-2 дозволяє розрахувати стан масиву (напруження та деформації) навколо підземних об'єктів [89].

Розглянемо особливості використання програми Phase-2 для розрахунку напружень і зсувів порід навколо гірничих виробок.

Перед початком розрахунку будують розрахункову геометричну модель. Для цього задають геометрію виробки – координати точок контуру, кути, ширину, висоту, заокруглення, далі в автоматичному режимі або вручну вводять розміри досліджуваної моделі і розбивають модель на сітку скінченних елементів. Початковий напружений стан масиву задають шляхом введення головних компонентів напружень  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$ ,  $\sigma_3$ , а також кута між напруженням  $\sigma_1$  та віссю  $x$ . Потім кожному шару окремо, тобто літологічній різниці, задають фізико-механічні властивості, також ці властивості задають кріпленню (якщо воно встановлено у виробці). Кожному матеріалу – шару гірського масиву порід присвоюють свій модуль пружності, коефіцієнт Пуассона, критерій міцності (Кулона-Мора, Хоека-Брауна, Друкера-Прагера та ін.), когезію розриву, міцність на одноосовий розтяг, кут внутрішнього тертя, тип поведінки шару (пружний або пластичний). Як бачимо, для виконання розрахунків потрібний досить великий набір вихідних даних, який далеко не завжди знаходиться в розпорядженні проєктувальників та виробничників, що істотно знижує вірогідність розрахунків.

Після формування розрахункової моделі і завдання граничних умов та властивостей матеріалів виконують комп'ютерний розрахунок і аналіз результатів.

Однією з важливих особливостей програми Phase-2 є можливість поетапного розрахунку напружень при послідовному посуванні очисного вибою. Розраховуючи чергову стадію, програма враховує передісторію, тобто результати вирішення задачі на попередній стадії [89].

Виробка, яка розраховується за допомогою програми Phase-2, може мати кріплення різних конструкцій (анкерна, залізобетонна, металева). При завданні параметрів кріплення використовують вбудовану бібліотеку бази даних.

До переваг програми Phase-2 можна віднести:

- простий та інтуїтивно зрозумілий інтерфейс;
- можливість отримання результатів шляхом нескладних побудов розрахункових схем і завдання властивостей масиву порід і параметрів кріплення;
- моделювання шаруватості;
- наочне відображення результатів рішення задач у вигляді зон розподілу напружень і деформацій, представлених різними кольорами або у вигляді графіків;
- експорт результатів рішення задачі в інші програми, наприклад такі, як Microsoft Excel.

Однак поряд з незаперечними перевагами програми Phase-2 необхідно відзначити і властиві їй недоліки:

- неможливість виконання задачі у просторовій постановці (3D моделювання);
- програма вирішує задачу лише в пружній постановці;
- при визначенні зон руйнування порід навколо виробок, а також зсувів гірського масиву застосовано некоректний метод пружного накладання, для шарів порід використовують обмежену кількість критеріїв міцності (Кулона-Мора, Хоека-Брауна, Друкера-Прагера та ін.), які не завжди точно і правильно описують процеси, що відбуваються в масиві;
- представлення результатів у вигляді графіків даних явно недостатньо, оскільки немає можливості побудови інших графіків, виведення й обробки чи-

сельних даних, переходу в інші координатні осі, вибору необхідних для конкретних задач факторів і параметрів (тангенціальні, радіальні напруження, деформації під певним кутом до координатних осей);

- обмежені можливості обліку деформаційно-силових характеристик кріплення, їх режиму роботи, моделювання специфічних елементів кріплень, вузлів піддатливості з різними параметрами, піддатливих та комбінованих конструкцій кріплення, які відсутні у стандартному наборі програми Phase-2;

- обмежений доступ застосування програми;

- відсутність в програмі укладки для самонавчання, що потребує більшого часу для адаптації.

Зазначені недоліки розглянутого програмного продукту присутні і в інших обчислювальних програмах, що значно обмежує їх застосування для реальних розрахунків і реального проєктування. Тому не можна вважати досягнутий рівень програмного забезпечення для прогнозування зміщення бічних порід достатнім.

### *Програма ANSYS*

Ansys входить до числа важких скінченно-елементних розрахункових комплексів. Починаючи як система для внутрішнього використання фірми Westinghouse Electric, Ansys потрапив зі своєї «материнської» області, ядерної енергетики, в усі галузі промисловості, завоювавши довіру багатьох тисяч користувачів по всьому світу. Такий успіх досягнутий на підставі можливості прогнозування явищ різної фізичної природи:

- міцність;

- теплофізика;

- гідрогазодинаміка;

- електромагнетизм з можливістю розв'язання пов'язаних задач, які об'єднують всі перераховані види.

Також серед особливостей програми можна відмітити:

- найширшу інтеграцію та двосторонній обмін даними з усіма CAD / CAE / CAM - системами;

- відкритість (тобто модифікованість і доповнюваність);
- найвищий показник «ефективність / вартість»;
- серед безлічі скінченно-елементних програмних комплексів Ansys – перший і єдиний, розроблений і сертифікований згідно міжнародних стандартів ISO 9000 та ISO 9001.

Ansys надає унікальну за повнотою та самою велику за змістом сучасну систему help на основі гіпертекстового представлення, доступ до якої здійснюється в інтерактивному режимі online.

Препроцесор Ansys дозволяє не тільки створювати геометричні моделі власними коштами, але й імпортувати вже готові, створені засобами CAD - систем. Треба відзначити, що геометрична модель в подальшому може бути модифікована будь-яким чином, оскільки при імпорті здійснюється перетрансляція даних у геометричний формат Ansys, і деталь не підміняється «недоторканою» скінченно-елементною сіткою. Користувач має можливість видаляти несуттєві дрібні подробиці, добудовувати певні деталі, проводити згущення, або розрідження сітки та інші найважливіші операції, без яких подальше рішення може бути абсолютно некоректно або взагалі виявиться недосяжним. Побудова поверхонь, твердотільної і каркасної геометрії та внесення змін здійснюються засобами власного геометричного модельєра.

Як вже зазначалося, Ansys дозволяє вирішувати проблеми міцності, теплофізики, гідрогазодинаміки, електромагнетизму спільно з розрахунком втомлюваних характеристик і процедурами оптимізації. Єдина система команд і єдина база даних повністю виключають проблеми інтеграції та взаємного обміну між зазначеними сферами. Більш того, в програмі використані спеціалізовані скінченні елементи, що мають, крім переміщень й повороти в вузлах, ступеню свободи по температурі, напруги та ін. А також перемикання типу елемента, наприклад електромагнітного, на міцнісний. Завдяки цьому в програмі реалізовано унікальні можливості проведення зв'язаного аналізу.

Оптимізація конструкції таким чином може вестися з урахуванням всього різноманіття фізичних впливів на неї.

Пропоновані фірмою ANSYS Inc. засоби чисельного моделювання та аналізу сумісно з деякими іншими пакетами працюють на різних ОС.

Програмна система ANSYS сполучається з відомими CAD-системами Unigraphics, CATIA, Pro / ENGINEER, SolidWorks, Autodesk Inventor та деякими іншими. ANSYS забезпечує велику кількість нових і поліпшених можливостей, які надають рішення для прискорення процесу створення нових пристроїв, шляхом моделювання найскладніших інженерних задач, впроваджувати інновації з високопродуктивними обчисленнями.

До переваг Ansys можна віднести:

- можливість використання кількох процесорних ядер при рішенні задачі, використання додаткових ядер значно збільшує продуктивність вирішувача та економить час;

- дозволяє знаходити досліджувані тіла нелінійної геометрії за допомогою простого налаштування вирішувача;

- дозволяє легко імпортувати навантаження із зовнішніх джерел;

- легко аналізувати взаємодію різних фізичних явищ, щоб краще імітувати умови реального світу.

Приклад взаємодії:

- рідини і структури (одностороння);

- температурно-структурна (послідовна);

- через зовнішні дані;

- вирішення нелінійної задачі у в'язко-пружній та пластичній постановці.

До недоліків Ansys можна віднести:

- неможливість відміни останніх виконаних дій;

- складний інтерфейс;

- математичне забезпечення розраховано на вирішення окремих класів задач;

- висока вартість програмного продукту;

- обмежений доступ застосування програми.

### *Програма SolidWorks*

SolidWorks - продукт компанії SolidWorks Corporation (США). Програма SolidWorks - це система автоматизованого проектування (САПР), що дозволяє створювати просторові моделі (3D).

При цьому SolidWorks має крім вищевказаних ще й додаткові можливості й переваги:

- можливість побудови 3D-моделі, забезпеченої різноманітною технологічною інформацією, в результаті чого модель надалі використовується як основне джерело інформації;
- система забезпечена каталогами стандартних компонентів (метвиробів, профілів, матеріалів та ін.), що дозволяють скоротити час створення моделі;
- креслення генеруються на основі 3D-моделі в напівавтоматичному режимі;
- система дозволяє максимально деталізувати модель більше технічних характеристик можна закласти в 3D-модель, тим більш реальним буде кінцевий результат;
- система дозволяє виявити помилки на ранній стадії моделювання об'єкта, що дає можливість заощадити загальний час, витрачений на проектування;
- технологія SolidWorks дозволяє створювати 2D-види безпосередньо з 3D-моделі.

Інтегрований із з SolidWorks додаток Simulation також має низку дуже важливих для вирішення поставлених задач переваг.

Simulation – це скінченно-елементний комплекс, який створений компанією Dassault Systemes спеціально для спільного використання з системою твердотілого параметричного моделювання SolidWorks. Комплекс являє собою відкриту систему модулів, призначених для вирішення задач міцності, стійкості, динаміки конструкцій, а також задач оптимізації, гідростатики й електромагнітного випромінювання.

У додатку Simulation використовується AccuStress – сучасна технологія побудови скінченно-елементних сіток з урахуванням характерних особливостей



геометрії об'єкта дослідження.

Спеціальні алгоритми розпізнають області зі значною зміною геометричних параметрів об'єкта (маленькі отвори, закруглені кромки та ін.) і генерують сітку скінченних елементів менших розмірів, відповідних геометрії виділених «критичних» областей. Сітка може бути побудована автоматично або в режимі користувача контролю. Програма генерує близько 100000 елементів за хвилину. Звичайноелементна сітка будується у вигляді 8-вузлових тетраедрів двома способами: з використанням традиційних алгоритмів і за схемою Делано-Воронова. Другий алгоритм, як правило, працює швидше.

Simulation може рахувати збірки. Ця якість програми є принципово важливою. Складові частини збірки можуть бути виконані з різних матеріалів. Для кожного окремого об'єкта звичайноелементна сітка генерується ізольовано, а з'єднання моделюється контактними елементами, які враховують характер взаємодії між складовими частинами. Спеціальне меню дозволяє користувачеві визначити характер з'єднання деталей – без тертя, з тертям, жорстке та ін.

Програма Simulation повністю інтегрована в SolidWorks і доступна для використання в області аналізу на міцність.

Програмний комплекс SolidWorks разом з додатком Simulation володіє величезними можливостями і низкою незаперечних переваг, однак програмний продукт це тільки інструмент для вирішення поставлених задач. Безсумнівно, чим якісніше і краще використовувався набір інструментів, тим точніше і достовірніше отриманий результат, тим не менш, не варто забувати, що адекватність математичної моделі більшою мірою залежить від відповідності вихідних параметрів реальним характеристикам досліджуваного об'єкта, тобто масиву гірських порід [78].

Переваги SolidWorks:

- зручний та зрозумілий інтерфейс програми;
- інтуїтивно зрозумілі принципи проєктування;
- можливість легко отримувати твердотільну модель з двовимірного ескізу;

- потрібно зовсім не багато часу на освоєння програми;
- присутня укладка для самонавчання;
- ефективно взаємодіє з такими Windows додатками, як Excel, Word та ін;
- відкритий доступ до застосування програми.

Недоліки SolidWorks:

- відсутність урахування пружно-пластичної постановки задачі;
- математичне забезпечення розраховано більше для машинобудування, аніж для геомеханічних систем.

Кожний програмний продукт має свою відмінність у порівнянні один з одним, область застосування, свої недоліки, а також переваги, свою специфіку. А тому, виходячи з цих позицій та критеріїв, зведемо необхідні для роботи характеристики трьох програмних продуктів у табл. 2.1 для їх порівняння та остаточного вибору.

Таблиця 2.1 – Порівняльна таблиця характеристик програмних продуктів

Найменування характеристик програмного продукту	Phase-2	Ansys	SolidWorks
Моделювання неоднорідного шаруватого гірського масиву	+	+	+
Надання моделюючому шару порід різноманітних фізико-механічних властивостей з урахуванням анізотропності масиву	+	+	+
Вирішення задачі у просторовій постановці	–	+	+
Урахування кріплення гірничих виробок	+	+	+
Урахування характеру взаємодії шарів порід на контактах	+	+	+
Вирішення нелінійної задачі у пружно-пластичній постановці	+	+	–
Доступність програмного продукту	–	–	+
Вартість ліцензії, грн	189612	211200	92374

Згідно табл. 2.1 можна зробити висновок, що програмні продукти Phase-2 та ANSYS можна виключити з переліку використовуваних програм для вирі-

шення поставленої задачі. По-перше, у Phase-2 передбачено урахування лише пласкої задачі, по-друге, вартість ліцензії обох програм у два рази більше у порівнянні з SolidWorks, по третє, SolidWorks має перевагу – інтуїтивно зрозумілий інтерфейс та самовчитель. Отже, остаточно обираємо програмний продукт SolidWorks, бо ця програма дозволяє вирішити поставлені задачі.

### **2.3 Обґрунтування параметрів тривимірного комп'ютерного моделювання поведінки масиву гірських порід навколо очисного вибою**

У сформованих економічних умовах функціонування гірничодобувній галузі висуваються все більш жорсткі вимоги до точності виконання розрахунків параметрів напружено-деформованого стану гірського масиву, що є невід'ємною частиною використання високоефективних технологій ведення гірничих робіт і сучасної високопродуктивної гірничодобувної техніки [90].

Розробка вугільних пластів відбувається в різноманітних, у тому числі у вельми складних гірничо-геологічних умовах, а саме: перехід на більші глибини розробки, наявність у покрівлях вугільних пластів потужних пісковиків, висока водонасиченість, тріщинуватість поблизу тектонічних порушень, в зонах «хибної» покрівлі, в місцях руслових розмивів та розщеплення пластів. Ці чинники можуть негативно позначатися на технологічних процесах вуглеви-добутку [91].

Велика різноманітність умов відпрацювання вугільних пластів потребує застосування нових технологічних рішень, ідей, способів та засобів виробництва.

Тому для підвищення точності розрахунків та прогнозування зон посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу», а також підвищення ефективності видобутку кам'яного вугілля в умовах Західного Донбасу необхідно виконати обґрунтування параметрів комп'ютерного моделювання.

Питанням з обґрунтування параметрів комп'ютерного моделювання виїмкової ділянки для виконання прогнозу характеру розподілу зміни величини конвергенції бічних порід займалися різні вчені. Так, Сидельников О.А. [90] який виконав дослідження покровоного переміщення очисного вибою у просторовій геомеханічній моделі виїмкової ділянки, яка розташована в шаруватому трансверсально-ізотропному масиві гірських порід. Індійськими вченими [92] проведено дослідження взаємодії механізованого кріплення з породами покрівлі у тривимірній геомеханічній моделі. Бондаренко В.І. у своїй роботі [93] розробив чисельний аналіз методом скінченних елементів з вивчення проблеми щодо підвищення стійкості очисної виробки. Науковцями з Китаю [94] було наведено польові дослідження реакції основної покрівлі під час посування лави, на підставі чого було зроблено висновки про те, що глибина розробки є ключовим фактором зміни величини діапазону напружень в гірському масиві, викликаного видобутком вугілля. Чим більше глибина, тим більше діапазон зміни напружень. Також індійськими науковцями [95] було вивчено механізм нестабільної поведінки основної покрівлі під час відпрацювання вугільного пласта, а також пов'язаних з цим відшаруваннями. На основі цього було запропоновано проєктні критерії оцінки безпечної роботи очисного вибою. Також можна виділити роботу де було [96] проведено комплексне дослідження, за результатами обґрунтування параметрів якого побудовано пружно-пластичну модель знеміцнення і розподілу опорного тиску. Крім того, було визначено ступінь впливу глибини розробки на величину опорного тиску та відстані від очисного вибою в глиб гірського масиву. Групою індійських науковців на чолі з Sreenivasa Rao Islavath [97] було проведено дослідження конвергенції бічних порід у лаві та розвитку тиску в гідравлічних стояках механізованого кріплення до та після руйнування основної покрівлі з урахуванням різної потужності, довжини її зависання позаду кріплення та типу гірських порід. З цією метою було проаналізовано в цілому 216 3D-моделей методом скінченних елементів з урахуванням критерію міцності Друкера-Прагера. Дослідником Ze Xia, та ін.

[98] наведено результати чисельного дослідження стійкості очисного вибою, а також характеристик динамічного розвитку вертикальних напружень та пластичного стану гірського масиву, в результаті якого було визначено, що з переходом із пружного стану в пластичний відбулися великі деформації та руйнування. Для забезпечення безпечної роботи вибою було запропоновано комбіновану технологію керування покрівлею. Китайським вченим Jinfu Lou [99] було досліджено за допомогою широкомасштабного експерименту з фізичного моделювання поступову еволюцію напруженості, спричиненої видобутком вугілля. В експерименті було досягнуто високої точності між польовими спостереженнями та результатами фізичної моделі, що вказує на те, що фізична модель зафіксувала реалістичну реакцію верхніх залягаючих шарів. У роботі Guojun Zhang [100] на базі чисельного моделювання, а також польових спостережень було досліджено еволюцію напружень гірського масиву вище вугільного пласта, де було зроблено висновок про те, що процес відновлення напружень після посадки основної покрівлі має характер періодичного ступінчастого наростання, а покрівля над виробленим простором руйнується пошарово. Дослідниками Jun Lu та Changbao Jiang [101] було проведено масштабний тривимірний експеримент з фізичною моделлю подібності, а також чисельне моделювання для перевірки надійності фізичної моделі, де досліджувались характеристики полів деформації та руйнування гірського масиву, викликані очисним вийманням вугільного пласта. Антіповим І.В. [102], [103] встановлено залежність інтенсивності зміщень навколо очисного вибою від інтенсивності технологічних операцій. Науковцем Клочко І.І. [104] наведено залежності розтягуючих напружень від потужності шару та відходу лави від монтажної камери.

Аналіз результатів попередніх досліджень [90], [92] – [104] показує, що комплексний вплив таких факторів як наявність пісковиків та гідростатичного тиску у покрівлі, зміна глибини, а також довжини очисного вибою в зоні відходу очисного вибою від монтажної камери вивчена не досить повно. Зокрема,

дослідження проводились з урахуванням цих факторів поодиночі, окремо або в інших комбінаціях, але не в такій постановці та послідовності.

Таким чином, урахування особливостей залягання пісковиків є важливим й актуальним завданням, а тому є необхідність обґрунтування даних параметрів для прогнозування характеру розподілу зміни величин конвергенції бічних порід, а також ймовірних зон посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» за довжиною лави, в будь-який момент положення очисного вибою уздовж виїмкового стовпа на будь-якій глибині розробки.

У роботі використано статистичний аналіз геолого-технологічних умов, які притаманні вугледобувним підприємствам Західного Донбасу. Також виконано порівняння параметрів експерименту комп'ютерного моделювання попередніх досліджень. Так, з урахуванням результатів дослідження, які були отримані в роботах Сидельникова О.А. [90], вперше запропоновано додаткове сполучення нових ознак в існуючих дослідженнях, які наведено у табл. 2.2 [105].

Таблиця 2.2 – Порівняння параметрів комп'ютерного моделювання для визначення умов експерименту

Параметр	Сидельников О.А.	Молдаванов Є.В.
1	2	3
Метод дослідження	Математичне моделювання	
Застосування математичного апарата	Методом скінченних елементів, (МКЕ)	
Застосування програмного комплексу	SolidWorks Simulation 2009	SolidWorks Simulation 2019
Фізико-механічні властивості гірських порід	Спільні	
Моделювання кріплення очисних та підготовчих виробок	КД-80/КШПУ-13,2	КД-80/КШПУ-14,4
Глибина розробки, м	445	150, 300, 450
Довжина очисного вибою, м	190	215, 260, 305
Потужність пісковиків у покрівлі пласта, м	Згідно стратиграфічної колонки шахти «Західно-Донбаська»	0, 5, 30
Відстань пісковиків вище покрівлі пласта, м	Згідно стратиграфічної колонки шахти «Західно-Донбаська»	0, 5, 30

Продовження табл. 2.2

1	2	3
Відстань відходу лави від монтажно́ї камери, м	5 – 285 м, з кроком 10 м	10, 20, 30, 40, 50
Виймальна потужність пласта, м	0,95 – 1,05	1,0
Кількість комп'ютерних експериментів, од.	29	225
Урахування сили тяжіння, м/с <sup>2</sup>	9,81	
Модель масиву гірських порід	Трансверсально-ізотропна	
Критерій міцності	Мора-Кулона	
Скінченно-елементна сітка	8-вузлові тетраедри за схемою Делано-Воронова	Стандартна
Максимальний лінійний розмір скінченного елемента, м	10 × 10	5 × 0,5

Згідно отриманих результатів факторного аналізу (п.р. 1.1), а також табл. 2.2 необхідно обґрунтувати вибір тих параметрів, яких немає у роботах Сидельникова О.А. [90], а саме вибір:

- глибини розробки;
- довжини очисного вибою;
- потужності пісковиків, які залягають у покрівлі пласта;
- відстані залягання пісковиків вище покрівлі пласта;
- відстань відходу очисного вибою від монтажно́ї камери.

У факторному аналізі величину відстані відходу очисного вибою від монтажно́ї камери не розглядали, а тому доречно додатково врахувати вплив цієї ознаки у комбінації з переліченими вище факторами як елемент наукової новизни.

Згідно результатів факторного аналізу одним з багатьох факторів, який впливає на величину конвергенції бічних порід, є  $Z_1$  – глибина розробки. В результаті збору даних по гірничодобувних підприємствах Західного Донбасу було виконано статистичний аналіз глибини розробки, рис. 1.1.

Для виконання експерименту згідно рис. 1.1 необхідно обрати вагомі значення глибини розробки. Ці значення повинні бути найбільш поширені, тобто такі, що найчастіше зустрічаються, вони мають бути рівновіддалені між собою,

а також їх має бути якнайменше, з метою скорочення кількості проведення експериментів. У подальшому, аналогічно за цим принципом, було обґрунтовано й інші параметри з урахуванням перебору довільної кількості варіантів.

На підставі рис. 1.1 для вибору глибини розробки було обрано три варіанти значень, які наведено в табл. 2.3.

Згідно табл. 2.3 для проведення експерименту було прийнято рішення вибрати перший варіант зі значеннями глибини розробки 150 м, 300 м, 450 м.

Таблиця 2.3 – Вибір значень глибини розробки для проведення експерименту

Варіант 1		Варіант 2		Варіант 3	
Глибина розробки з інтервалом 50 м		Глибина розробки з інтервалом 100 м		Глибина розробки з інтервалом 100 м	
Глибина, м	Ймовірність	Глибина, м	Ймовірність	Глибина, м	Ймовірність
1	2	3	4	5	6
100	0,01	100	0,0	150	0,20
<b>150</b>	<b>0,05</b>	200	0,3	250	0,12
200	0,12	300	0,2	<b>350</b>	<b>0,28</b>
250	0,15	400	0,3	450	0,30
<b>300</b>	<b>0,18</b>	505	0,2	<b>550</b>	<b>0,10</b>
350	0,15				
400	0,12				
<b>450</b>	<b>0,12</b>				
500	0,07				
	$\Sigma = 1,0$		$\Sigma = 1,0$		$\Sigma = 1,0$

Відповідно результатів факторного аналізу наступним фактором, який впливає на величину конвергенції бічних порід, є  $Z_{11}$  – довжина лави. В результаті збору даних по гірничодобувних підприємствах Західного Донбасу було виконано статистичний аналіз довжини очисних вибоїв, який зображено на рис. 2.1 [105].

За вищевказаним принципом необхідно обрати для виконання експерименту вагомі значення довжини очисного вибою.





Рисунок 2.1 – Статистичний аналіз довжини очисних вибоїв для умов шахт Західного Донбасу

На підставі рис. 2.1 для вибору довжини очисного вибою було обрано три варіанти значень, які надано у табл. 2.4 [105].

Таблиця 2.4 – Вибір значень довжини очисного вибою для проведення експерименту

Варіант 1		Варіант 2		Варіант 3	
Довжина лави з кроком 60 м		Довжина лави з кроком 30 м		Довжина лави з кроком 15 м	
Довжина, м	Ймовірність	Довжина, м	Ймовірність	Довжина, м	Ймовірність
2	3	4	5	6	7
125	0,02	125	0,02	125	0,02
185	0,10	155	0,04	140	0,00
245	0,24	185	0,06	155	0,04
305	0,64	215	0,10	170	0,02
		245	0,14	185	0,04
		275	0,38	200	0,04
		305	0,26	215	0,06
				230	0,04
				245	0,10
				260	0,20
				275	0,18
				290	0,12
				305	0,14
	$\Sigma = 1,0$		$\Sigma = 1,0$		$\Sigma = 1,0$

За результатами табл. 2.4 було прийнято рішення обрати третій варіант зі значеннями довжини очисних вибоїв для проведення експерименту 215 м, 260 м, 305 м.

Наступним етапом став вибір значень  $Z_8$  – потужності пісковиків, які залягають у покрівлі вугільного пласта (див. рис. 1.2).

Аналізуючи рис. 1.2 можна стверджувати, що потужність пісковиків коливається в межах від 0,1 м до 22,0 м. Середнє ж значення потужності пісковиків становить 5,2 м.

Вибір значень потужності пісковиків було виконано не за їх поширеністю, а з міркувань порівняння зміни характеру розподілу величини конвергенції бічних порід у лаві з урахуванням їх відсутності у покрівлі, замінивши їх шарами алевролітів та аргілітів, при якому мінімальне значення округлено до 5 м, а максимальне значення, – до 30 м як таке, що має поодинокі випадки наявності залягання в літологічній різниці шахт Західного Донбасу [50], [105].

Наступним кроком було вибір значень  $Z_4$  – відстані залягання пісковиків вище покрівлі вугільного пласта (рис. 1.3).

Аналізуючи рис. 1.3 можна констатувати, що відстань залягання пісковиків вище покрівлі пласта, тобто відстань між покрівлею вугільного пласта та підошвою пісковиків коливається в межах від 0 м, тобто як у безпосередній покрівлі, так і на відстані до 27 м. Середнє ж значення відстані залягання пісковиків вище покрівлі пласта становить 8,6 м.

Вибір значень відстані залягання пісковиків вище покрівлі пласта було виконано не за їх поширеністю, а також з міркувань порівняння зміни характеру розподілу величини конвергенції бічних порід в очисному вибої з урахуванням мінімального значення, тобто у безпосередній покрівлі. За верхню межу, тобто максимальне значення, було прийнято відстань залягання пісковиків вище покрівлі пласта 30 м, як таку, що має поодинокі випадки наявності залягання в літологічній різниці шахт Західного Донбасу.

Отже, приймаємо рішення обрати значення відстані залягання пісковиків 0 м та 30 м відповідно.

Загальний вигляд залягання гірських порід у моделі представлено у Додатку Д.

Наступним етапом стало обґрунтування вибору значень відстані відходу очисного вибою від монтажної камери (рис. 2.2).

Вибір значень відстані відходу було проведено за результатами статистичного аналізу величини кроку первинної посадки основної покрівлі для умов шахт Західного Донбасу, який представлено на рис. 2.2.



Рисунок 2.2 – Статистичний аналіз кроку первинної посадки основної покрівлі для умов шахт Західного Донбасу

Для вибору значень відстані відходу від монтажної камери було наведено три варіанти значень, які наведено в табл. 2.5 [105].

Згідно табл. 2.5 було прийнято рішення обрати перший варіант зі значеннями відстані відходу очисного вибою від монтажної камери 20 м, 30 м, 40 м для проведення експерименту. Також для збільшення діапазону зони дослідження було прийнято до уваги два крайових значення 10 м та 50 м.

На підставі вищезазначеного обґрунтування параметрів було складено план проведення експерименту за допомогою класичного багатofакторного підходу, при якому по черзі змінюється кожен фактор при постійних значеннях інших факторів. Фрагмент плану представлено в табл. 2.6, повний план у Додатку Е.

Таблиця 2.5 – Вибір значень відстані відходу очисного вибою від монтажної камери для проведення експерименту

Варіант 1		Варіант 2		Варіант 3	
Відстань відходу лави від монтажної камери з інтервалом 2,5 м		Відстань відходу лави від монтажної камери з інтервалом 5,0 м		Відстань відходу лави від монтажної камери з інтервалом 10,0 м	
Відхід, м	Ймовірність	Відхід, м	Ймовірність	Відхід, м	Ймовірність
1	2	3	4	5	6
15,0	0,05	15,0	0,05	15,0	0,05
17,5	0,04	20,0	0,39	25,0	0,64
<b>20,0</b>	<b>0,35</b>	25,0	0,25	35,0	0,20
22,5	0,05	30,0	0,16	45,0	0,11
25,0	0,20	35,0	0,04		
27,5	0,02	40,0	0,07		
<b>30,0</b>	<b>0,14</b>	45,0	0,04		
32,5	0,00				
35,0	0,04				
37,5	0,01				
<b>40,0</b>	<b>0,06</b>				
42,5	0,00				
45,0	0,04				
	$\Sigma = 1,0$		$\Sigma = 1,0$		$\Sigma = 1,0$

Наступним етапом було обґрунтування геометричних параметрів комп'ютерної моделі [106], [107].

Геометричні параметри моделі залежать, перш за все, від розмірів зони впливу очисних робіт на масив гірських порід. Для правильного визначення цих параметрів необхідно посилаючись на нормативно-правові документи, що регламентують порядок визначення цієї зони. На цей час в Україні юридичну силу мають «Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом» [106], [107], згідно з якими межі впливу очисної виробки на земну поверхню (мульди зрушення) визначаються граничними кутами.

Керуючись [106], [107] було визначено геометричні розміри моделі в плані. Вертикальні розміри моделі приймалися за умови моделювання всієї товщі гірських порід, які безпосередньо брали участь у формуванні НДС гірського масиву навколо очисної виробки, тобто всіх літологічних різниць від

пласта до земної поверхні і не менше 50-кратної потужності вийманого шару в глиб підстилаючого вугільний пласт масиву.

Таблиця 2.6 – Фрагмент плану проведення експерименту

№ п/п	Довжина лави, м	Глибина розробки, м	Відхід від монтажної камери, м	Потужність пісковиків, м	Відстань пісковиків вище покрівлі пласта, м
1	215, 260, 305	150	10	0	0
2			20	5	0
3			30	5	30
4			40	30	0
5			50	30	30
...		300	10	0	0
...			20	5	0
...			30	5	30
...			40	30	0
...			50	30	30
221		450	10	0	0
222			20	5	0
223			30	5	30
224			40	30	0
225			50	30	30

Згідно [106], [107], зона впливу очисної виробки на породи підшви пласта розповсюджується не більше ніж 50 вийманих потужностей.

Для спрощення математичних розрахунків було прийнято рішення зменшити висоту моделі вище покрівлі пласта до 100 м з міркувань незначного відходу очисного вибою від монтажної камери (10 – 50 м), по друге, – в роботі не ставиться за мету дослідження зміни стану гірського масиву на усю глибину, від земної поверхні до безпосередньої покрівлі, а лише в зоні улаштування посадкового ряду гідростояків секцій механізованого кріплення.

Для спрощення математичної обробки і дискретизації модельованої області гірського масиву як об'ємної геометричної фігури, в яку необхідно вкласти досліджувану область, був обраний циліндр [90].

З огляду на те, що модель мала одну площину симетрії, яка проходила нормально до середини очисного вибою, математичний розрахунок проводився

тільки для однієї симетричної частини. Необхідні граничні умови на крайових частинах моделі та на площині симетрії дотримувалися.

Згідно плану проведення експерименту (табл. 2.6) в дослідженні застосовано дев'ять типорозмірів моделей масиву гірських порід, оскільки планом проведення експерименту передбачено врахування трьох значень довжини очисного вибою 215 м, 260 м та 305 м і три значення глибини розробки 150 м, 300 м та 450 м. А також враховано п'ять значень відстані відходу очисного вибою від монтажної камери – 10 м, 20 м, 30 м, 40 м та 50 м відповідно.

На підставі наведених даних були обрані геометричні параметри моделей, які наведено в табл. 2.7.

Таблиця 2.7 – Геометричні параметри моделей

Довжина лави, м	Глибина розробки, м	Відстань відходу, м	Довжина моделі, м	Ширина моделі, м
1	2	3	4	5
215	150	10	365	183
		20		
		30		
		40		
		50		
	300	10	515	258
		20		
		30		
		40		
		50		
	450	10	665	333
		20		
		30		
		40		
		50		
260	150	10	410	205
		20		
		30		

Продовження табл. 2.7

1	2	3	4	5	
260	150	40	410	205	
		50			
	300	10	560	280	
		20			
		30			
		40			
		50			
	450	10	710	355	
		20			
		30			
		40			
		50			
	305	150	10	455	228
			20		
			30		
40					
50					
300		10	605	303	
		20			
		30			
		40			
		50			
450		10	755	378	
		20			
		30			
		40			
		50			

Також висота моделі нижче підшви пласта становила 50 м, висота моделі вище покрівлі пласта – 100 м, виймана потужність вугільного пласта – 1,0 м.

Параметри фізико-механічних властивостей гірських порід (Додаток Ж), а також параметри моделі було прийнято аналогічно [78] (табл. 2.2. Додаток И).

У результаті обґрунтування параметрів вперше було запропоновано додатково включити в експеримент сполучення нових ознак, а саме: значення глибини розробки, довжини очисного вибою, наявність залягання пісковиків у покрівлі вугільних пластів зі змінною потужністю, відстань залягання пісковиків вище покрівлі вугільного пласта, відстань відходу очисного вибою від монтажної камери. Зміна перелічених параметрів дозволить порівняти різницю впливу результатів кожного експерименту окремо, залежно від зміни кожного з пара-

метрів, а також зрозуміти й узагальнити уявлення природи та причин аварійних зупинок очисних вибоїв, пов'язаних з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу». Аналіз порівняння впливу кожного з факторів (ознак) буде проведено згідно отриманих числових значень характеру розподілу зміни величин конвергенції бічних порід в очисному вибої у процесі зондування лінії улаштування гідростояків секцій механізованого кріплення.

Отримані в результаті моделювання дані можуть бути застосовані для обґрунтування технологічних заходів щодо моніторингу та попередження осідань механізованого кріплення очисних вибоїв «на жорстку базу». Також, у подальшому це дозволить розробити способи попередження та ліквідації аварійного стану механізованого кріплення в лавах за умов гідравлічного перевантаження основної покрівлі та тим самим підвищити ефективність видобутку кам'яного вугілля в Західному Донбасі.

У наступному розділі буде проведено дослідження впливу пісковиків, довжини лави та глибини розробки на характер розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої уздовж лінії улаштування посадкового ряду гідростояків секцій механізованого кріплення. Також в цьому підрозділі буде наведено дослідження впливу довжини лави та глибини розробки на величину зони посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» в очисному вибої. Підтверджено високий ступінь достовірності результатів дослідження шляхом застосування оберненої задачі.

### **Висновки до розділу**

1. Для виконання завдання було обґрунтовано математичний (чисельний) метод дослідження, а також застосування математичного апарата – метод скінченних елементів (МСЕ).

2. На підставі порівняння комп'ютерних середовищ здійснено обґрунтований вибір програмного комплексу – SolidWorks 2019.



3. З урахуванням результатів дослідження, які були отримані в роботах Сидельникова О.А., було запропоновано додаткове сполучення нових ознак, таких як: глибина розробки, довжина лави, потужність пісковиків, відстань залягання пісковиків вище покрівлі пласта, відстань відходу лави від монтажної камери.

4. Обґрунтовано вибір довжини очисного вибою, а також глибини розробки. В результаті чого було прийнято рішення включити в експеримент наступні значення глибини розробки – 150 м, 300 м, 450 м, та значення величин довжини лави – 215 м, 260 м, 305 м.

5. Виконано обґрунтування вибору значень потужності пісковиків для виконання дослідження, в результаті якого було прийнято в експеримент такі значення – 0 м, 5 м, 30 м, також прийнято величини відстані залягання пісковиків вище покрівлі пласта для проведення експерименту – 0 м, 5 м, 30 м.

6. Наведено обґрунтування вибору відстані відходу очисного вибою від монтажної камери для проведення експерименту – 10 м, 20 м, 30 м, 40 м, 50 м.

7. Складено план проведення експерименту за допомогою класичного багатофакторного підходу, при якому по черзі змінюється кожен фактор при постійних значеннях інших факторів. План у собі містить 225 експериментів.

8. Результати досліджень за матеріалами другого розділу опубліковано в роботі [105].

## РОЗДІЛ 3

### РЕЗУЛЬТАТИ ПРОВЕДЕННЯ КОМП'ЮТЕРНОГО МОДЕЛЮВАННЯ ГЕОМЕХАНІЧНИХ ПРОЦЕСІВ, ЯКІ ПРОХОДЯТЬ В МАСИВІ ГІРСЬКИХ ПОРІД У ЗОНІ ВІДХОДУ ОЧИСНОГО ВИБОЮ ВІД МОНТАЖНОЇ КАМЕРИ

#### **3.1. Аналіз результатів дослідження впливу пісковиків, які залягають у покрівлі вугільних пластів, на конвергенцію бічних порід в очисному вибої**

У результаті посування очисного вибою та збільшення розмірів виробленого простору відбувається перерозподіл напружено-деформованого стану масиву гірських порід [78]. Одним з проявів гірничого тиску в лаві є конвергенція гірських порід. Величина конвергенції уздовж лінії посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення є важливим технологічним параметром, оскільки цей ряд є безпосереднім місцем та причиною посадки секцій «на жорстку базу». Це у свою чергу унеможлиблює пересування механізованого кріплення: очисний комбайн затискає перекриттям секцій механізованого кріплення, відсутній необхідний проміжок для проходу комбайну та виконання робіт з виїмання гірничої маси, що створює аварійну ситуацію в лаві.

Співставлення закономірностей зміни величини конвергенції бічних порід уздовж лінії улаштування посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення з допустимою піддатливістю за технічними характеристиками застосованого кріплення дозволяє зробити висновок про можливість застосування того чи іншого типу або типорозміру механізованого комплексу у конкретних геолого-технологічних умовах. А також спрогнозувати ймовірні зони посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» за довжиною лави в будь-який момент положення очисного вибою уздовж виїмкового стовпа при різних глибинах розробки.

Відповідно до одного із завдань дослідження планувалося встановити закономірності характеру розподілу величини конвергенції бічних порід в залежності від наявності пісковиків у покрівлі вугільних пластів при зміні довжини очисного вибою, глибини розробки з урахуванням відстані відходу очисного вибою від монтажної камери. Результати виконаних досліджень наведено у табл. Е.1 – Е.3 додатку Е [108].

Дослідження впливу пісковиків у покрівлі вугільних пластів на конвергенцію гірських порід в очисному вибої виконувались відповідно до плану проведення експериментів (див. табл. 2.6). Головним показником результатів цих досліджень є конвергенція бічних порід в очисному вибої на лінії улаштування посадкового ряду гідростояків секцій механізованого кріплення. У процесі досліджень було проведено 225 експериментів, при яких визначалася конвергенція гірських порід в очисному вибої в умовах відсутності пісковиків у покрівлі пласта з урахуванням наявності залягання пісковиків потужністю 5 м та 30 м як у безпосередній покрівлі пласта, так і на відстані 30 м від нього. Окрім того, відповідно до табл. 2.6 змінювалася довжина лави (215 м, 260 м, 305 м) та глибина розробки вугільних пластів (150 м, 300 м, 450 м) при відході лави від монтажної камери від 10 м до 50 м з інтервалом 10 м. Дані за результатами моделювання були зведені до табл. Е.1 – Е.3 додатку Е, з урахуванням довжини лави 215 м, 260 м та 305 м відповідно. За даними цієї таблиці побудовано графіки характеру розподілу величини конвергенції бічних порід у лаві для наведених вище умов (рис. К.1 – К.17 додатку К).

За аналізом графіків, наведених у додатку К, можливо стверджувати, що для довжин лави 215 м та 260 м, в умовах глибини розробки 150 м та відстані відходу від монтажної камери 10 м (рис. 3.1 та 3.2, а), графіки конвергенції за наявності залягання пісковиків потужністю 5 м та 30 м безпосередньо у покрівлі вугільного пласта практично співпадають і показують мінімальну величину конвергенції.

В умовах довжини лави 305 м до двох вже перерахованих графіків додається графік конвергенції з урахуванням шару пісковиків потужністю 5 м, який

залягає на відстані 30 м вище покрівлі пласта (рис. 3.2, б) [108].

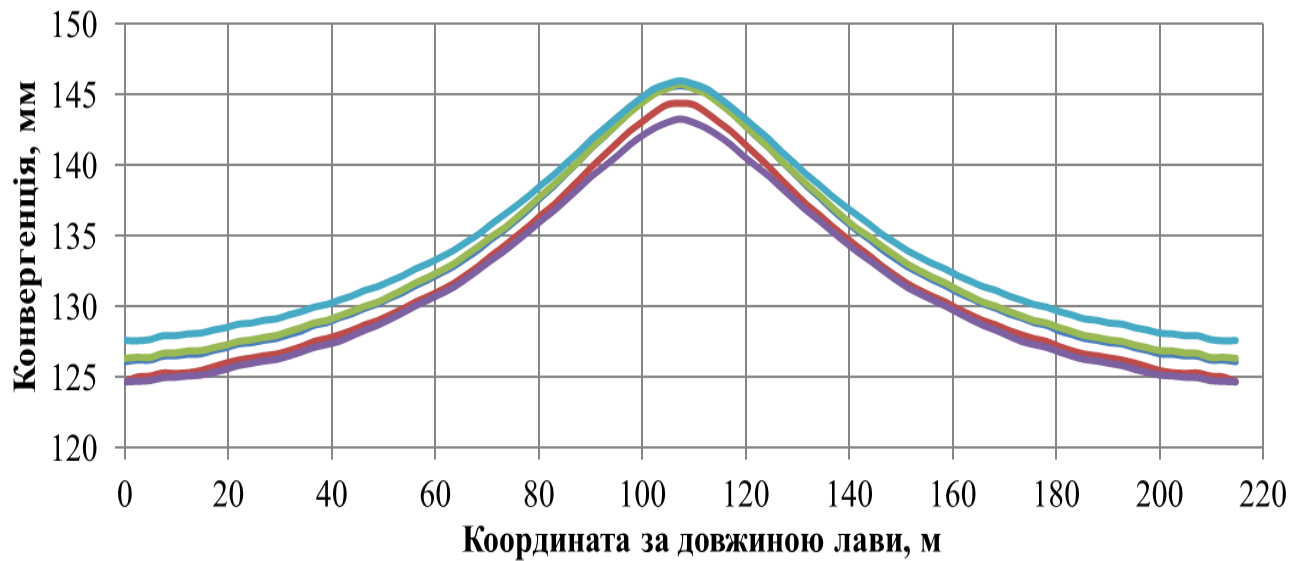


Рисунок 3.1 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід у лаві для умов відходу від монтажної камери 10 м, глибини розробки 150 м та довжини лави 215 м

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

Графіки максимальної конвергенції гірських порід характерні для всіх трьох типорозмірів довжини лави за умови залягання пісковиків потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта (рис. 3.1 – 3.2).

На інших графіках, наведених у Додатку К, мінімальні значення конвергенції гірських порід в очисному вибої відповідають умові залягання пісковиків потужністю 30 м в основній покрівлі вугільного пласта. Що стосується максимальних значень конвергенції гірських порід, то в більшості випадків їм відповідають графіки для умов розташування пісковиків потужністю 30 м та 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта та за його відсутності.

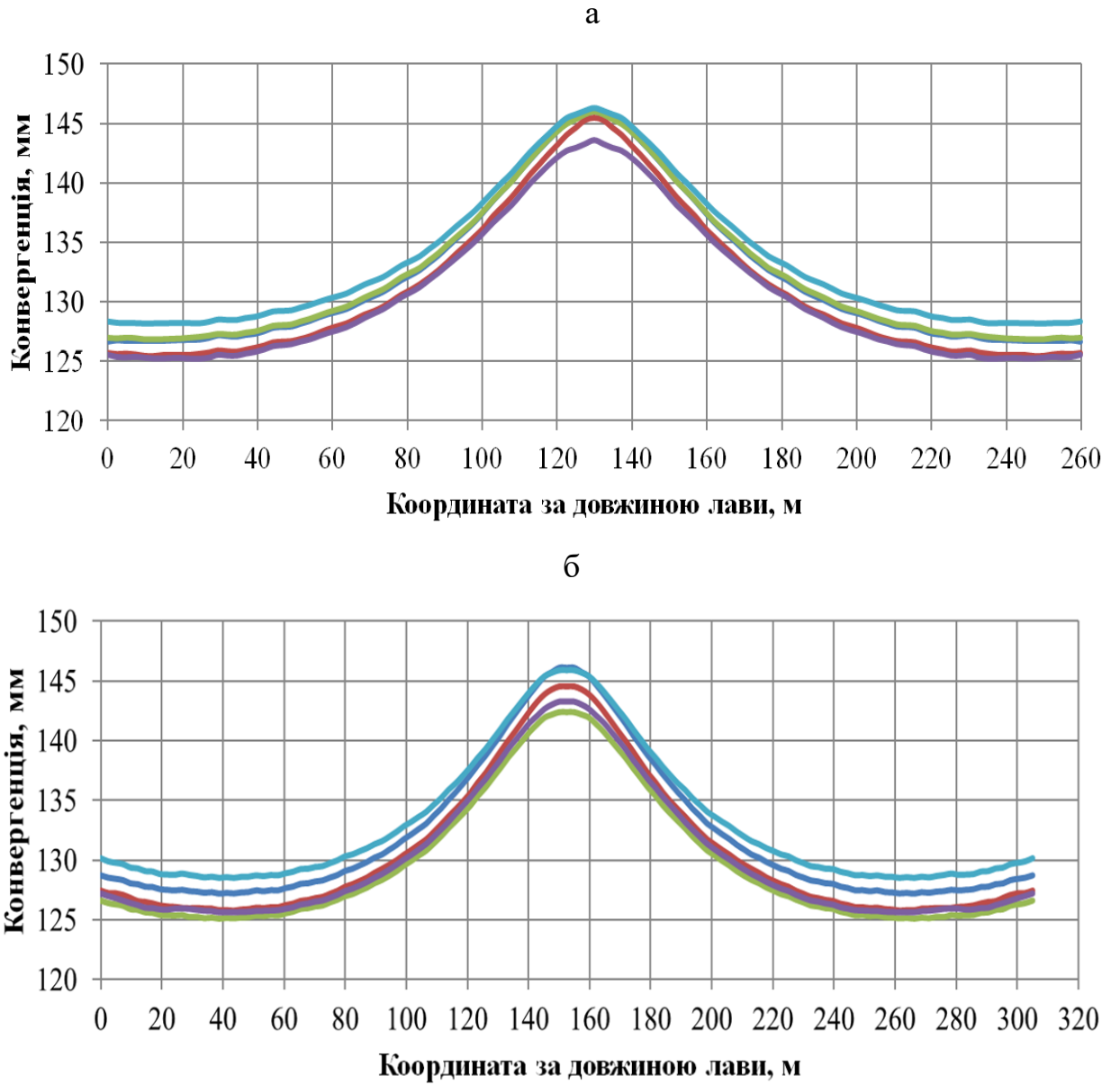


Рисунок 3.2 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід у лаві для умов відходу від монтажної камери 10 м, глибини розробки 150 м та довжини лави: а - 260 м; б - 305 м:

- пісковики відсутні
- пісковики потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковики потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковики потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковики потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

Необхідно відзначити, що ці графіки при всіх умовах залягання пісковиків у покрівлі вугільного пласта незалежно від довжини лави розташовуються практично паралельно один одному при відході лави від монтажної камери на відстань до 50 м.

Практично на всіх графіках спостерігається одна закономірність, яка полягає в тому, що з різницею в 2 – 5 мм над графіком розподілу мінімальних величин конвергенції в лаві розташовуються криві зміни за умови залягання пісковиків потужністю 5 м у безпосередній покрівлі вугільного пласта.

На підставі цього можливо зробити наступний висновок, що конвергенція бічних порід в очисному вибої є нехай і малою мірою, але залежить від потужності пісковиків, які залягають у безпосередній покрівлі вугільного пласта.

У процесі аналізу результатів дослідження також встановлено, що різниця між мінімальною та максимальною величинами конвергенції бічних порід очисному вибої за різних умов залягання пісковиків у покрівлі вугільного пласта для глибини розробки 150 м становить близько 9 – 10 мм, а для глибин 300 м та 450 м – удвічі більше, тобто 18 – 20 мм по всій довжині лави.

Що стосується відсутності пісковиків у покрівлі вугільного пласта та його наявності на відстані 30 м від нього потужністю 5 м та 30 м, то графіки конвергенції бічних порід в очисному вибої для цих умов практично збігаються.

На підставі отриманих закономірностей можливо зробити висновок, що мінімальні значення конвергенції бічних порід в очисному вибої при досліджуваних довжинах лав та глибин розробки виявляються за наявності пісковиків потужністю 30 м, які залягають у безпосередній покрівлі вугільного пласта. Цей ефект можливо пояснити фізико-механічними властивостями пісковиків з урахуванням їх максимальної потужності у порівнянні з аргілітами та алевролітами, які залягають в основній покрівлі вугільного пласта.

Також потужні пісковики навколо очисного вибою впливають на формування більш високих концентрацій напруження у порівнянні з їх відсутністю (рис. 3.3 – 3.4) [108].

Так, в умовах відсутності пісковиків у покрівлі пласта величина напружень навколо очисного вибою коливається в межах  $112 - 83690 \text{ MN/m}^2$ , величина зони (поля збурень зеленого кольору) розповсюдження напружень у межах  $27970 - 62800 \text{ MN/m}^2$  становить попереду очисного вибою в глиб масиву  $2,35 \text{ м}$ , вище покрівлі пласта –  $1,75 \text{ м}$ , нижче підшови пласта –  $1,80 \text{ м}$  (рис. 3.3, а) [108].

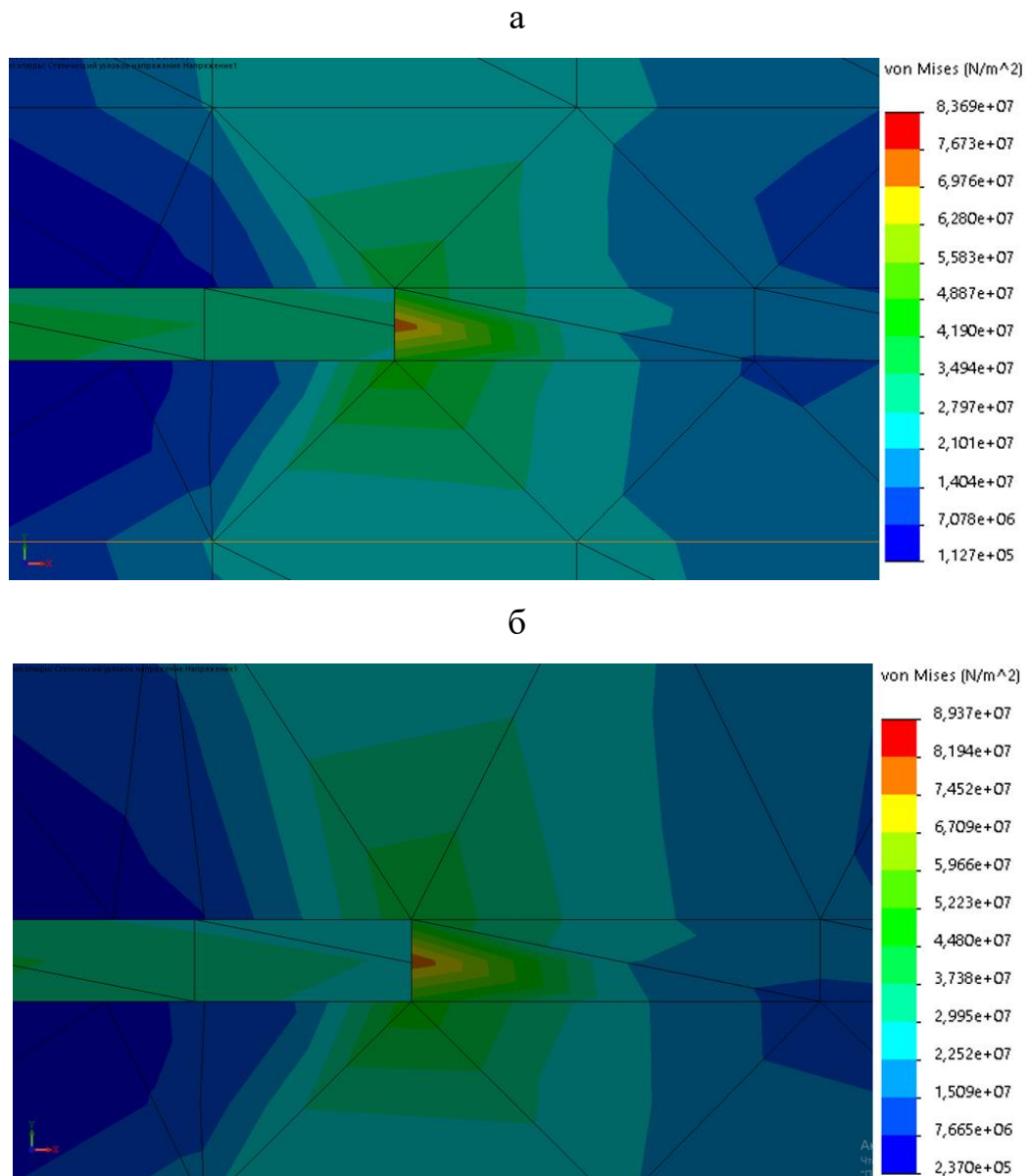


Рисунок 3.3 – Розподіл величини напружень гірського масиву навколо очисного вибою в умовах відходу від монтажної камери  $50 \text{ м}$ , довжини лави  $305 \text{ м}$ , глибини розробки  $450 \text{ м}$ : а - відсутності пісковиків у покрівлі вугільного пласта; б - наявності пісковиків потужністю  $30 \text{ м}$  у безпосередній покрівлі вугільного пласта

Для умов наявності пісковиків потужністю 30 м, які залягають у безпосередній покрівлі, величина напружень навколо очисного вибою коливається в межах  $237 - 89370 \text{ MN/m}^2$ , величина зони (поля збурень зеленого кольору) розповсюдження напружень величиною  $29950 - 67090 \text{ MN/m}^2$  становить попереду очисного вибою в глиб масиву 2,25 м, вище покрівлі пласта – 2,40 м, нижче підшви пласта – 1,95 м (рис. 3.3, б) [108].

В умовах наявності пісковиків потужністю 30 м, які залягають у 30 м вище покрівлі пласта, величина напружень навколо очисного вибою коливається в межах  $68 - 83880 \text{ MN/m}^2$ , величина зони (поля збурень зеленого кольору) розповсюдження напружень величиною  $28000 - 62920 \text{ MN/m}^2$  становить попереду очисного вибою в глиб масиву 2,30 м, вище покрівлі пласта – 1,90 м, нижче підшви пласта – 1,70 м (рис. 3.4).

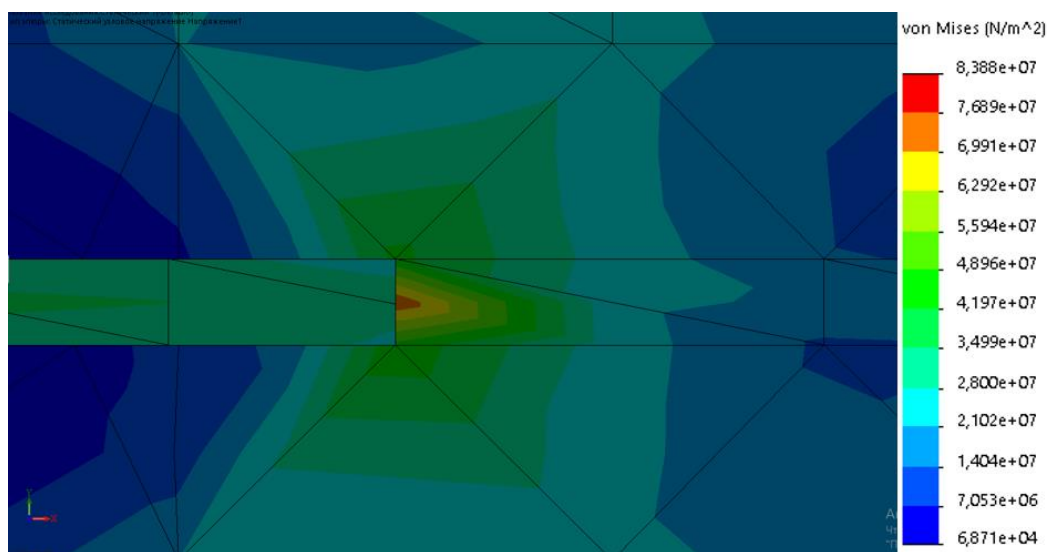


Рисунок 3.4 – Розподіл величини напружень гірського масиву навколо очисного вибою в умовах відходу від монтажної камери 50 м, довжини лави 305 м, глибини розробки 450 м, наявності пісковиків потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі вугільного пласта

Всі вищезазначені процеси з урахуванням зміни параметрів пісковиків спостерігаються упродовж виконання всіх експериментів для умов глибини



розробки 150 м, 300 м, 450 м, а також при довжині очисного вибою 215 м, 260 м та 305 м.

Що стосується коливання величини конвергенції бічних порід в очисному вибої при всіх варіантах наявності пісковиків у порівнянні з його відсутністю то вона становить до 7 % у 93% випадків, від 8% до 10 % у 7% (табл. Ж.1 – Ж.3 Додатку Ж).

Відсутність значної різниці величини конвергенції залежно від зміни параметрів урахування пісковиків, на відміну від умов шахт Центрального Донбасу, можна пояснити тим, що при взаємодії їх зі слабометаморфізованими гірськими породами, такими як алевроліти та аргіліти викликані в результаті цього напруження компенсуються за рахунок фізико-механічних властивостей зазначених порід, а тому не виявлено значної різниці величини напружень гірського масиву основної покрівлі в умовах шахт Західного Донбасу, які очікувалися в результаті проведення експерименту.

### **3.2 Аналіз результатів дослідження впливу довжини лави та глибини розробки на конвергенцію бічних порід в очисному вибої**

Оскільки у п.р. 3.1 було встановлено, що максимальні значення конвергенції бічних порід в очисному вибої характерні у тому числі й для умов відсутності пісковиків у покрівлі вугільного пласта, то розглянемо зміну їх значень залежно від довжини лави та глибини розробки з урахуванням відстані відходу очисного вибою від монтажної камери.

Аналіз результатів моделювання показав, що в зоні відходу очисного вибою від монтажної камери величина конвергенції як зі збільшенням глибини розробки, відстані відходу очисного вибою, так і довжини лави збільшується (табл. 3.1) [108].

Характер розподілу величини конвергенції зі збільшенням відходу очисного вибою від монтажної камери для умов довжини лави 215 м,

глибини розробки 150 м без урахування наявності у покрівлі пісковиків наведено на рис. 3.5.

Таблиця 3.1 – Максимальні величини конвергенції відносно зміни параметрів та відсутності пісковиків у покрівлі вугільного пласта

№ п/п	Відстань відходу, м	Довжина очисного вибою, м	Величина конвергенції відповідно глибини розробки, мм		
			150	300	450
1	10	215	145,7	278,5	411,0
2		260	146,0	278,9	413,5
3		305	146,1	280,0	414,5
4	20	215	151,0	289,4	427,8
5		260	151,0	289,7	428,4
6		305	151,0	289,8	428,5
7	30	215	158,5	304,2	450,1
8		260	158,6	304,8	451,1
9		305	158,7	305,4	451,8
10	40	215	167,4	322,5	477,5
11		260	168,7	324,8	481,0
12		305	169,6	326,2	482,8
13	50	215	178,4	344,0	509,5
14		260	181,1	350,0	518,0
15		305	182,0	350,0	518,7

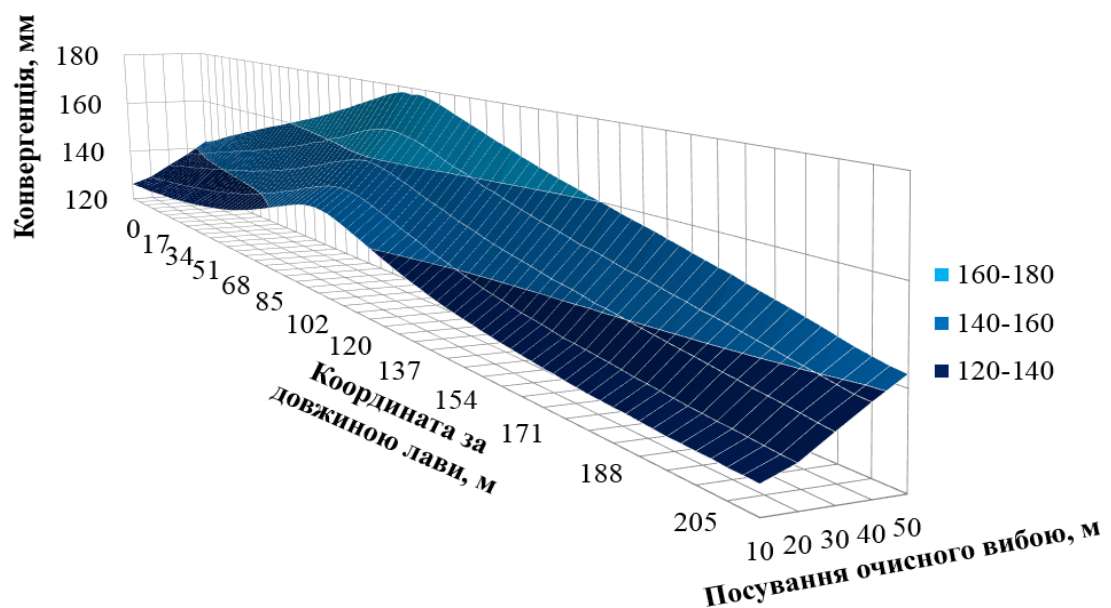


Рисунок 3.5 – Характер розподілу величини конвергенції зі збільшенням відходу очисного вибою від монтажної камери в умовах довжини лави 215 м, глибини розробки 150 м без урахування пісковиків

Згідно рис. 3.5 можна відмітити, що максимальна величина конвергенції в середині лави на глибині 150 м в момент відходу від монтажної камери 10 м становить 145,7 мм, при 20 м її величина збільшується на 5,3 мм (3,6%) до 151,0 мм, при 30 м – на 7,5 мм (5,0%) до 158,5 мм, при 40 м – на 8,9 мм (5,6%) до 167,4 мм та при 50 м – на 11,0 мм (6,6%) до 178,4 мм. При цьому максимальна величина конвергенції відповідно від зміни відстані відходу змінюється в межах 145,7 – 178,4 мм (3,6 – 6,6%). Різниця становитиме 32,7 мм (22,4%). В середньому при кожних 10 м посування лави в зоні первинної посадки основної покрівлі величина конвергенції збільшується на 6,5 мм (4,5%) [108].

Характер розподілу величини конвергенції зі збільшенням відходу очисного вибою від монтажної камери для умов довжини лави 215 м, глибини розробки 300 м без урахування наявності у покрівлі пісковика наведено на рис. 3.6 [108].

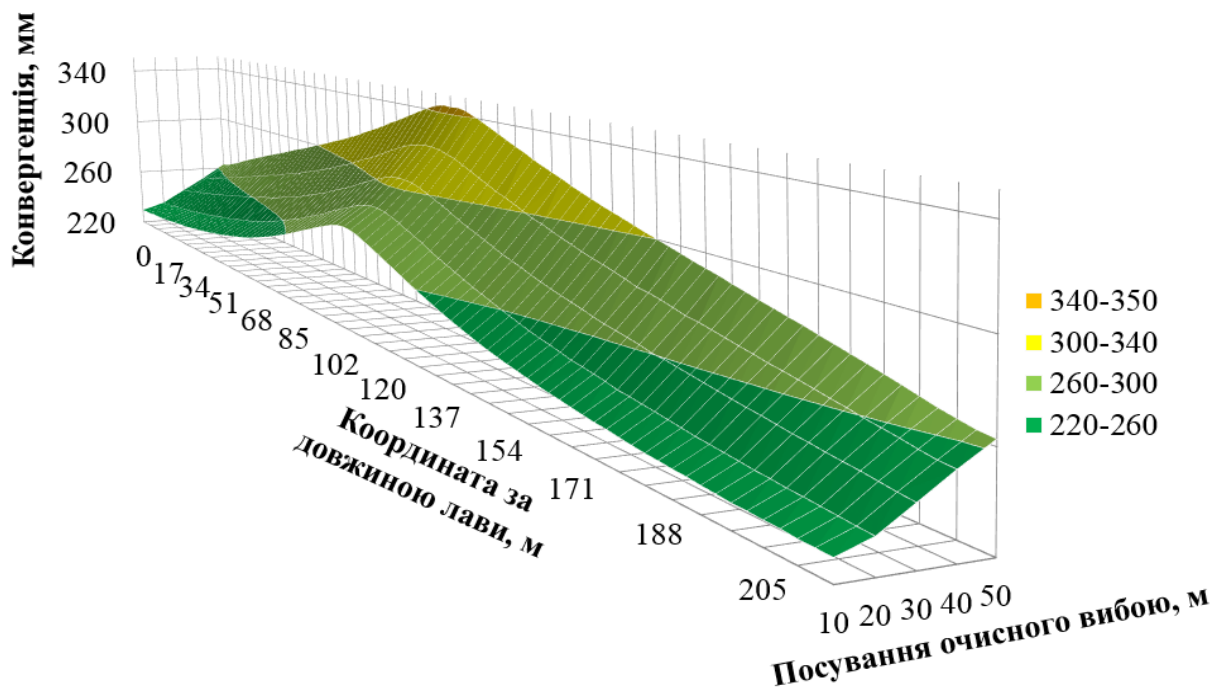


Рисунок 3.6 – Характер розподілу величини конвергенції зі збільшенням величини відходу очисного вибою від монтажної камери в умовах довжини лави 215 м, глибини розробки 300 м без урахування пісковиків

Згідно рис. 3.6 максимальна величина конвергенції в середині лави в момент відходу від монтажної камери 10 м становить 278,5 мм, при 20 м збільшується на 10,9 мм (3,9%) до 289,4 мм, при 30 м – на 14,8 мм (5,1%) до 304,2 мм, при 40 м – на 18,3 мм (6,0%) до 322,5 мм та при 50 м – на 21,5 мм (6,6%) до 344,0 мм. При цьому максимальна величина конвергенції відповідно від зміни відстані відходу змінюється в межах 278,5 – 344,0 мм (3,9 – 6,6%). Різниця становитиме 65,5 мм (23,5%). У середньому на кожні 10 м посування лави в зоні первинної посадки основної покрівлі величина конвергенції збільшується на 13,1 мм (4,7%).

Характер розподілу величини конвергенції зі збільшенням відходу очисного вибою від монтажної камери для умов довжини лави 215 м, глибини розробки 450 м без урахування наявності у покрівлі пісковиків наведено на рис. 3.7.

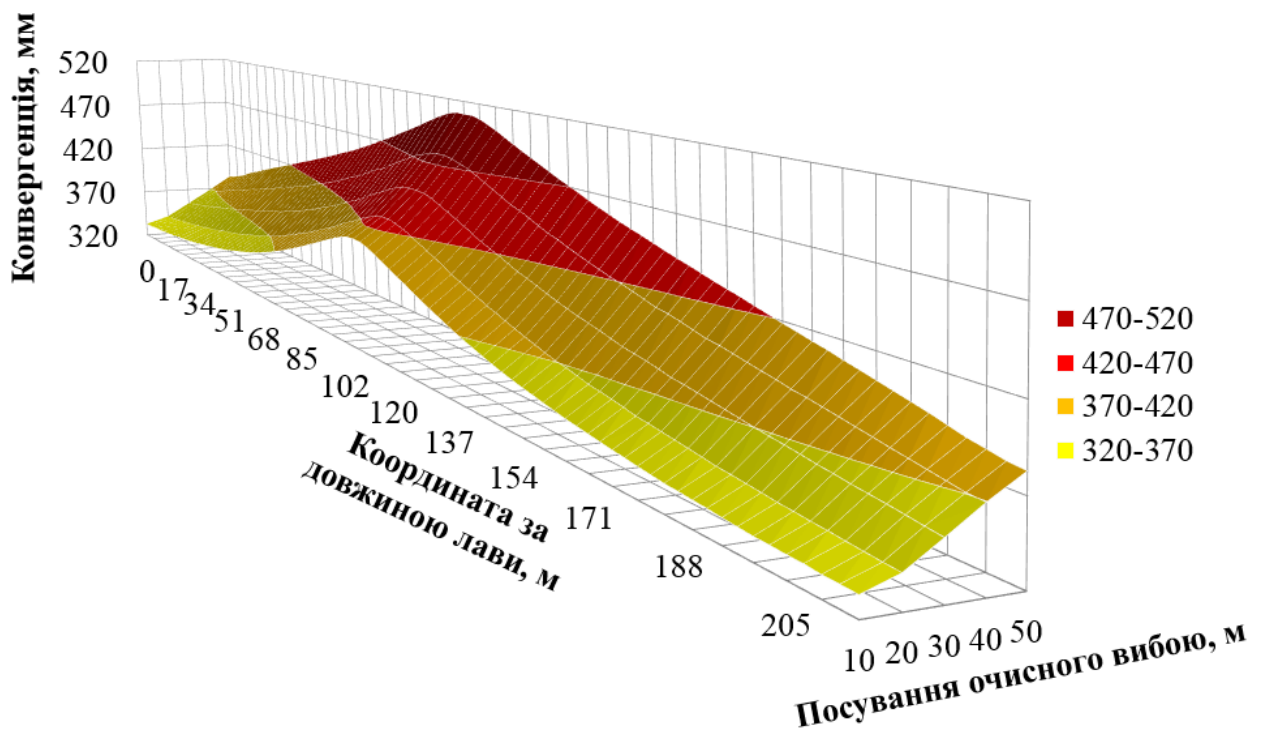


Рисунок 3.7 – Характер розподілу величини конвергенції зі збільшенням величини відходу очисного вибою від монтажної камери в умовах довжини лави 215 м, глибини розробки 450 м без урахування пісковиків

Згідно рис. 3.7 максимальна величина конвергенції в середині лави в момент відходу лави від монтажної камери на 10 м величина становить 411,0 мм, при 20 м вона збільшується на 16,8 мм (4,1%) до 427,8 мм, при 30 м – на 22,3 мм (5,2%) до 450,1 мм, при 40 м – на 27,4 мм (6,1%) до 477,5 мм та при 50 м – на 32,0 мм (6,7%) до 509,5 мм. При цьому максимальна величина конвергенції відповідно від зміни відстані відходу змінюється в межах 411,0 – 509,5 мм (4,1 – 6,7%). Різниця ж становитиме 98,5 мм (23,9%).

У середньому на кожні 10 м посування лави, в зоні первинної посадки основної покрівлі, величина конвергенції збільшується на 19,7 мм (4,8%).

Не менш цікавим питанням є встановлення закономірностей зміни конвергенції гірських порід в очисному вибої за різної її довжини та глибини розробки з урахуванням його відходу від монтажної камери. На рис. 3.8 – 3.10 наведено графіки розподілу максимальної величини конвергенції гірських порід залежно від відстані відходу очисного вибою від монтажної камери, довжини лави 215 м, 260 м, 305 м та глибини розробки 150 м, 300 м, 450 м відповідно [108].

Усі наведені графіки мають експоненціальну залежність. Основними загальними особливостями цих графіків є:

1. Збіг значень конвергенції бічних порід в очисному вибої при всіх трьох значеннях довжини лави та глибини розробки на її відстані від монтажної камери від 10 м до 30 м.
2. При довжині лави 260 м і 305 м значення величини конвергенції бічних порід в очисному вибої всіх трьох значень глибини розробки практично збігаються з її віддаленням від монтажної камери від 30 м до 50 м.
3. При довжині лави 215 м з моменту відходу від монтажної камери від 30 м до 50 м конвергенція бічних порід поступово зменшується

у порівнянні з рештою довжин лав від 0 мм до 3,4 мм, 4,8 мм і 7,5 мм відповідно при глибині розробки 150 м, 300 м і 450 м.

4. Таким чином, можна зробити основний висновок, що збільшення довжини лави від 215 м до 305 м впливає на величину конвергенції в очисному вибої, але несуттєво. Так, наприклад, при цьому конвергенція бічних порід змінюється від 3,4 мм до 7,5 мм зі збільшенням глибини розробки від 150 м до 450 м при віддаленні очисного вибою від монтажної камери на 50 м.

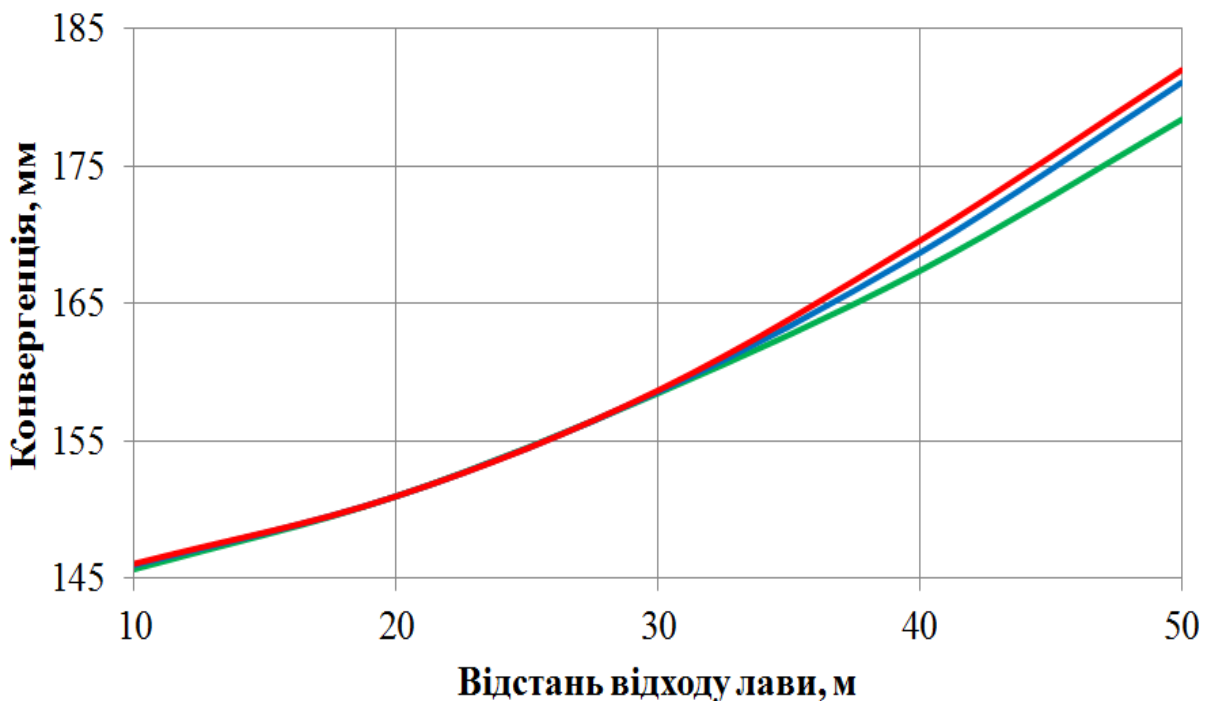


Рисунок 3.8 – Характер розподілу максимальної величини конвергенції гірських порід залежно від відстані відходу очисного вибою від монтажної камери, глибини розробки 150 м та довжини лави:

— довжина лави – 215 м ( $y = 137,1e^{0,005x}$   $R^2 = 0,98$ )

— довжина лави – 260 м ( $y = 136,5e^{0,005x}$   $R^2 = 0,98$ )

— довжина лави – 305 м ( $y = 136,2e^{0,005x}$   $R^2 = 0,98$ )

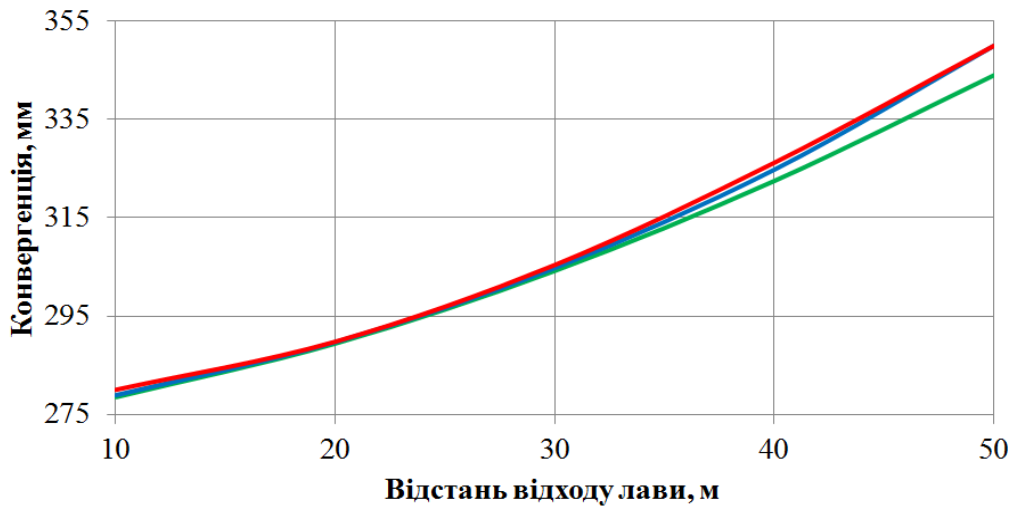


Рисунок 3.9 – Характер розподілу максимальної величини конвергенції бічних порід залежно від відстані відходу очисного вибою від монтажної камери, глибини розробки 300 м та довжини лави:

- довжина лави – 215 м ( $y = 261,6e^{0,005x}$   $R^2 = 0,99$ )
- довжина лави – 260 м ( $y = 260,2e^{0,005x}$   $R^2 = 0,98$ )
- довжина лави – 305 м ( $y = 261,0e^{0,005x}$   $R^2 = 0,98$ )

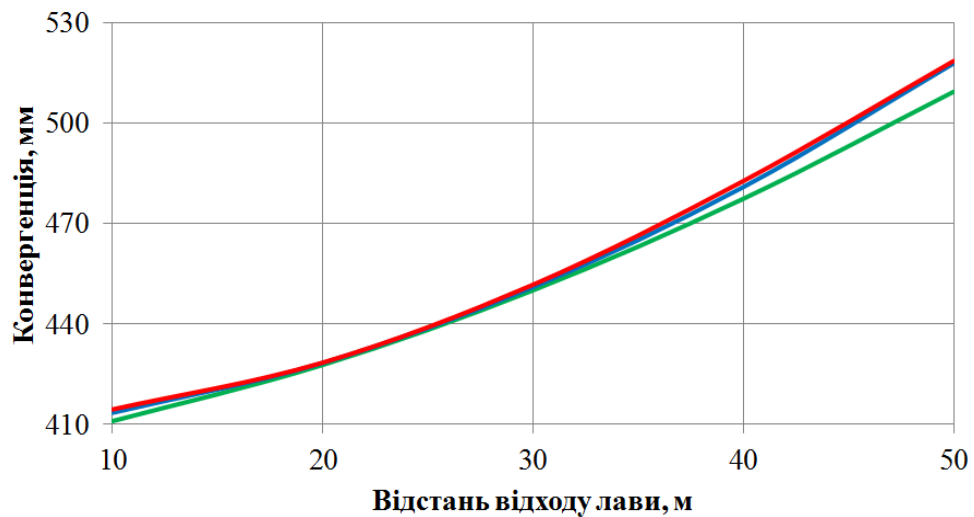


Рисунок 3.10 – Характер розподілу максимальної величини конвергенції бічних порід залежно від відстані відходу очисного вибою від монтажної камери, глибини розробки 450 м та довжини лави:

- довжина лави – 215 м ( $y = 386,0e^{0,005x}$   $R^2 = 0,99$ )
- довжина лави – 260 м ( $y = 385,5e^{0,005x}$   $R^2 = 0,98$ )
- довжина лави – 305 м ( $y = 386,0e^{0,005x}$   $R^2 = 0,98$ )

Якщо говорити про порівняння з реальними умовами, то можна відмітити цікаву закономірність, що в умовах шахт Західного Донбасу з глибиною зростає довжина очисних вибоїв, що підтверджує коректність виконаних результатів моделювання, а також вибір значень довжини для проведення дослідження (рис. 3.11).

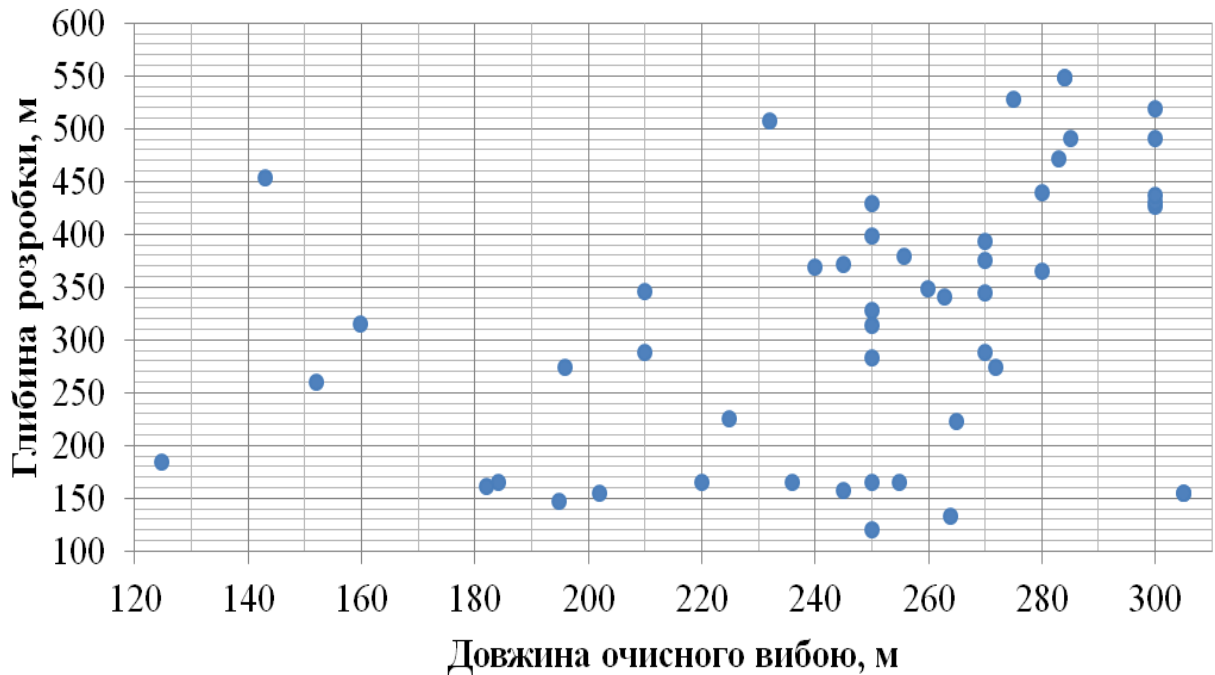


Рисунок 3.11 – Дисперсія значень довжини очисних вибоїв залежно від глибини, за результатами дослідження

Також необхідно зазначити, що в результаті проведення дослідження було спрогнозовано первинну посадку основної покрівлі, що відбулася за наявності пісковиків потужністю 5 м, які залягали у безпосередній покрівлі на глибині 150 м, при довжині лави 215 м, та відстані відходу 20 м. Після посадки основної покрівлі відмічається розвантаження секцій механізованого кріплення, а також зменшення конвергенції в лаві з 175 мм до 140 мм (рис. 3.12) [108].



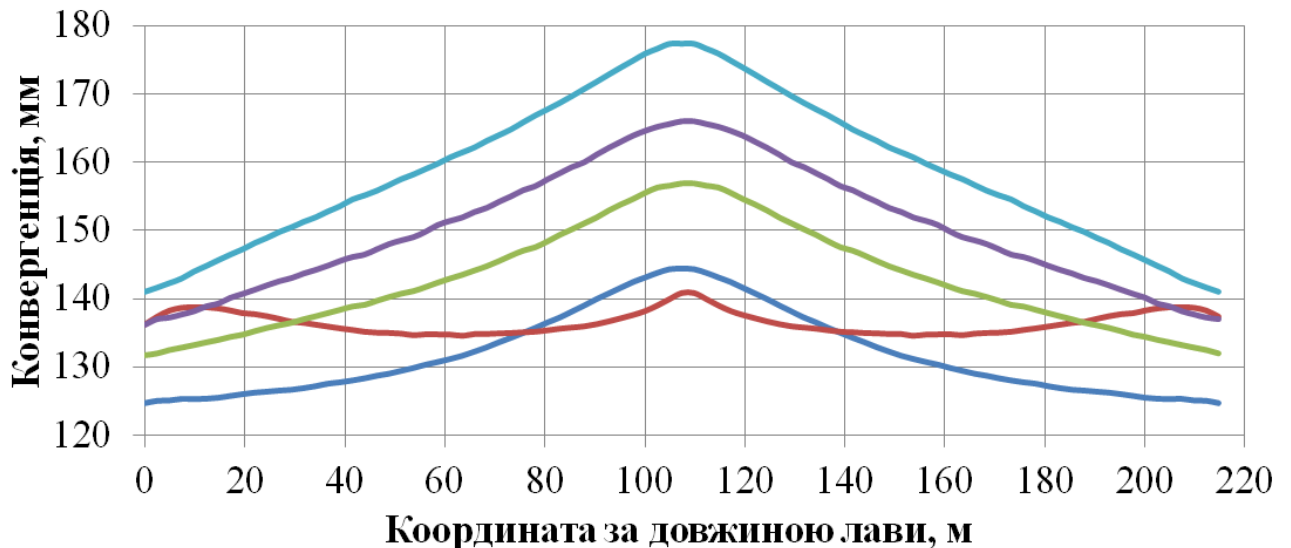


Рисунок 3.12 – Первинна посадка основної покрівлі в момент відходу очисного вибою від монтажної камери 20 м в умовах довжини лави 215 м, глибини розробки 150 м, наявності пісковиків потужністю 5 м у безпосередній покрівлі:

- відхід від монтажної камери – 10 м
- відхід від монтажної камери – 20 м
- відхід від монтажної камери – 30 м
- відхід від монтажної камери – 40 м
- відхід від монтажної камери – 50 м

Для перевірки достовірності (рис. 3.12) слід зазначити, що в схожих умовах відбулася первинна посадка основної покрівлі на шахті «Павлоградська» ШУ «Павлоградське» у 121 лаві, яка відпрацьовувала пласт  $C_1$  у 2020 – 2021 рр. Крок посадки склав 21,5 м в умовах глибини розробки 154 м, довжини лави 220 м, у покрівлі залягали пісковики потужністю 16,6 м на відстані 6,7 – 15,8 м вище покрівлі пласта. Окрім того, при схожих умовах відбулась посадка основної покрівлі в умовах 404 лави на шахті «Тернівська» ШУ «Павлоградське», яка відпрацьовувала пласт  $C_4$  у 2019 році. Глибина розробки при цьому складала 145 м, крок посадки 20 м, довжина лави 195 м. У покрівлі пласта залягали пісковики потужністю 2,0 – 7,6 м на відстані 7,0 – 13,0 м [108].

Також мала місце первинна посадка основної покрівлі, яка відбулася в умовах наявності пісковиків потужністю 5 м, які залягали у безпосередній покрівлі на глибині 300 м при довжині лави 215 м, а також відстані відходу 20 м. Після посадки основної покрівлі відмічалось розвантаження секцій механізованого кріплення, а також зменшення конвергенції в лаві з 500 мм до 410 мм (рис. 3.13).

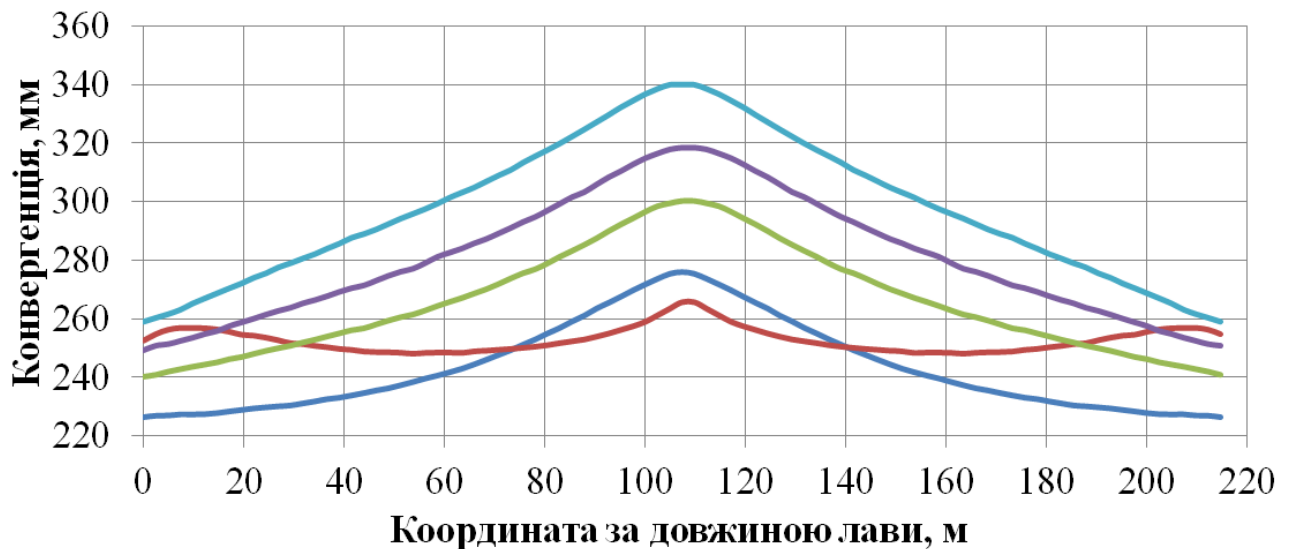


Рисунок 3.13 – Первинна посадка основної покрівлі в момент відходу очисного вибою від монтажної камери 20 м в умовах довжини лави 215 м, глибини розробки 300 м, наявності пісковиків потужністю 5 м, у безпосередній покрівлі:

- відхід від монтажної камери – 10 м
- відхід від монтажної камери – 20 м
- відхід від монтажної камери – 30 м
- відхід від монтажної камери – 40 м
- відхід від монтажної камери – 50 м

Для перевірки достовірності результатів (рис. 3.13) наведено схожі умови первинної посадки основної покрівлі, яка відбулася на шахті ім. Героїв Космосу ШУ «ім. Героїв Космосу» у 958 лаві, яка відпрацьовувала пласт С<sub>9</sub> у 2018 – 2019 рр. Крок посадки склав 23,5 м, глибина

розробки 300 м, довжина лави 245 м. Пісковики залягали на відстані 5,7 м потужністю 7,4 м. При схожих умовах відбулась посадка основної покрівлі в умовах 636-північної лави на шахті ім. Сташкова ШУ «Дніпровське», яка відпрацьовувала пласт  $C_6$  у 2018 – 2019 рр. Глибина розробки пласта складала 338 м, крок посадки 20,0 м, довжина лави 210 м. Пісковики залягали на відстані 20,0 м та мали потужність 21,9 м.

За результатами проведених досліджень також виявлено первинну посадку основної покрівлі, яка відбулася в умовах наявності пісковиків потужністю 5 м, які залягали у безпосередній покрівлі на глибині 450 м при довжині лави 215 м, а також відстані відходу 20 м. Після посадки основної покрівлі відмічалось розвантаження секцій механізованого кріплення, а також зменшення конвергенції в лаві з 500 мм до 390 мм (рис. 3.14).

Для перевірки об'єктивності досліджень (рис. 3.14) наведено схожі умови первинної посадки основної покрівлі, яка відбулася на шахті «Західно-Донбаська» ШУ «Тернівське» у 1039 лаві, яка відпрацьовувала пласт  $C_{10}^B$  у 2019 – 2020 рр. Крок посадки склав 27 м, глибина розробки 450 м, довжина лави 285 м. Пісковики залягали на відстані 7,3 м потужністю 4 м.

Аналогічним чином, в результаті проведення чергового дослідження, було спрогнозовано первинну посадку основної покрівлі, яка відбулася в умовах наявності пісковиків потужністю 30 м, які залягали в 30 м вище покрівлі пласта. Після первинної посадки основної покрівлі, відмічається зменшення висоти робочого простору, обрізання порід покрівлі уздовж лінії вибою, очисний комбайн затиснутий перекриттям секцій механізованого кріплення, спостерігалась відсутність необхідного проміжку для проходу комбайна та виконання робіт з виймання гірничої маси (рис. 3.14).

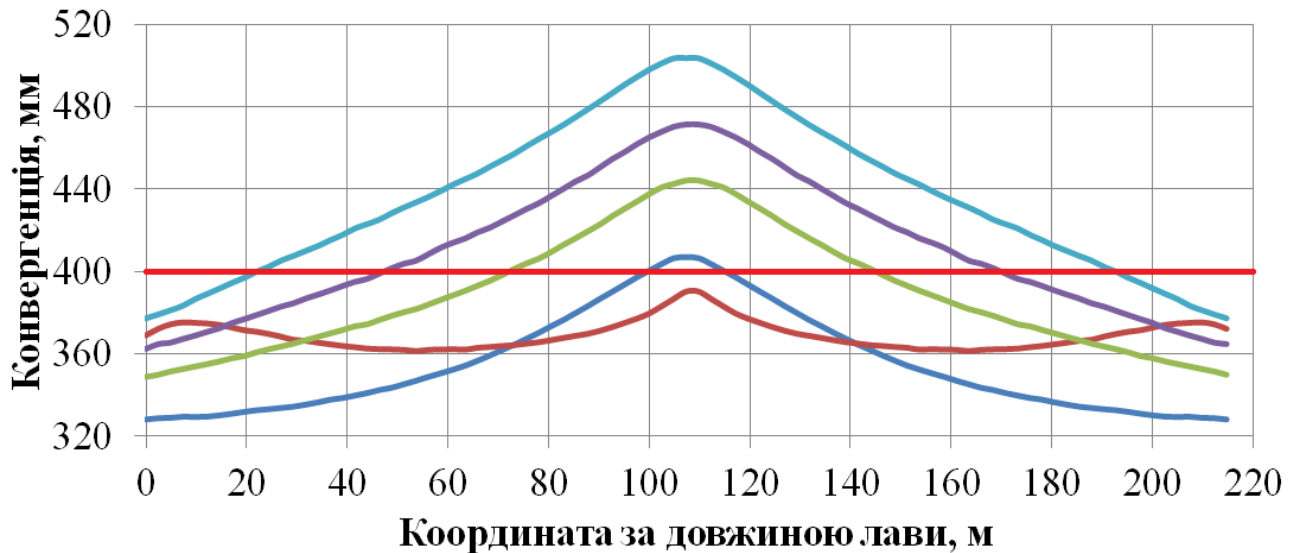


Рисунок 3.14 – Первинна посадка основної покрівлі в момент відходу очисного вибою від монтажної камери 20 м в умовах довжини лави 215 м, глибини розробки 450 м, наявності пісковиків потужністю 5 м у безпосередній покрівлі:

- відхід від монтажної камери – 10 м
- відхід від монтажної камери – 20 м
- відхід від монтажної камери – 30 м
- відхід від монтажної камери – 40 м
- відхід від монтажної камери – 50 м
- межа зони посадки «на жорстку базу»

Для перевірки достовірності результатів (рис. 3.15) наведено схожі умови первинної посадки основної покрівлі, яка відбулася на шахті «Західно-Донбаська» ШУ «Тернівське» в умовах відпрацювання пласта  $C_8^H$  лавами №863, 865, 881, 883, у 2018 – 2021 рр. Крок посадки складав 30 – 40 м, глибина розробки 419 – 483 м, довжина лави 275 – 300 м. Пісковики залягали на відстані 14 – 17 м потужністю 0 – 8,7 м. Також можна навести порівняльний приклад умов відпрацювання пласта  $C_{10}^B$  лавами №1039 та 1041 у 2019 – 2021 рр. Крок посадки складав 27 – 38 м, глибина розробки 419 м, довжина лави 285 – 300 м. Пісковики залягали на відстані 7,3 м потужністю 0 м – 14,1 м.

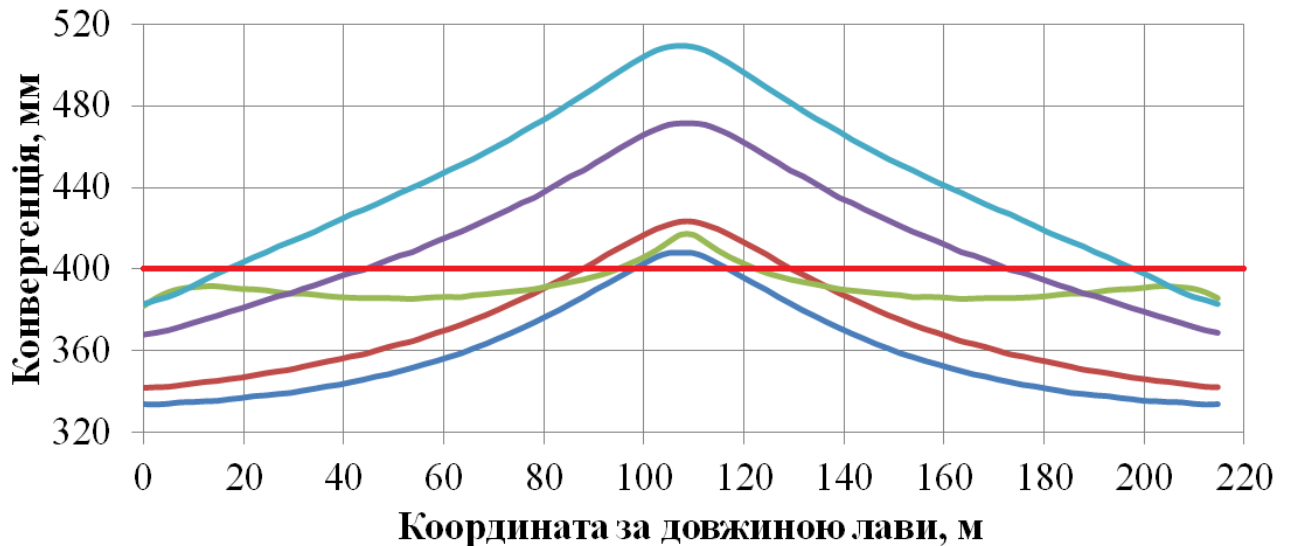


Рисунок 3.15 – Первинна посадка основної покрівлі в момент відходу очисного вибою від монтажної камери 20 м в умовах довжини лави 215 м, глибини розробки 450 м, наявності пісковиків потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта:

- відхід від монтажної камери – 10 м
- відхід від монтажної камери – 20 м
- відхід від монтажної камери – 30 м
- відхід від монтажної камери – 40 м
- відхід від монтажної камери – 50 м
- межа зони посадки «на жорстку базу»

Під час відпрацювання 128-ї лави пласта  $C_6$  на шахті «Ювілейна» ШУ «Першотравенське» первинна посадка основної покрівлі відбулась на відстані 25 м в умовах глибини розробки 428 м, довжини лави 143 м, наявності пісковиків потужністю 2,8 – 12,0 м на висоті вище покрівлі пласта 14,7 м.

Під час відпрацювання 159-ї лави пласт  $C_6$  на шахті «Степова» ШУ «Першотравенське» первинна посадка основної покрівлі відбулась на відстані 27,5 м за умови глибини розробки 391 м, довжини лави 283 м, наявності пісковиків потужністю 0 – 2,5 м на відстані 17,2 м вище покрівлі пласта.

### 3.3 Аналіз результатів дослідження впливу довжини лави та глибини розробки на величину зони посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» в очисному вибої

Що стосується прогнозування аварійних ситуацій, пов'язаних з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу», то з цього приводу можна стверджувати, що за результатами проведення експериментів було виявлено посадку секцій кріплення «на жорстку базу» виключно на глибині 450 м, причому як за наявності пісковиків у покрівлі, так і за їх відсутності в усіх моментах відходу лави від монтажної камери. Різниця між аварійними випадками полягає в тому, що довжина зони посадки секцій «на жорстку базу» була різною (рис. 3.16).

На рис. 3.16 наведено характер розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в умовах довжини лави 215 м, глибини розробки 450 м, відстані відходу від монтажної камери при 10 м та 50 м. Наведено графіки для умов відсутності пісковиків у покрівлі вугільного пласта в очисному вибої та за його наявності. При цьому потужність пісковиків становила 5 м і 30 м як при безпосередньому заляганні у покрівлі вугільного пласта, так і на відстані вище від нього на 5 м і 30 м. Графіки характеру розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в умовах довжини лави 215 м, глибини розробки 450 м, відстані відходу від монтажної камери при 20 м, 30 м та 40 м наведено на рис. Л.1 – Л.3 Додатку Л. Аналогічні графіки для лав довжиною 260 м і 305 м також наведено на рис. Л.4 – Л.13 Додатку Л.

Для спрощення аналізу даних на графіках зазначених вище рисунків всі вони наведені в табл. 3.2. Це основні умови залягання пісковиків у покрівлі вугільного пласта, де 0/0 – відсутність пісковиків, 5 м/0 м та 30 м/0 м – пісковики безпосередньо залягають у покрівлі вугільного пласта, 5 м/30 м та 30 м/30 м пісковики залягають на відстані 30 м від покрівлі вугільного пласта.

а

Лава - 215 м, глибина - 450 м, відхід - 10 м.					
	0 м/0 м	5 м/ 0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	20м/15	15м/11	20м/15	5м/4	15м/11
Метрів	10	10	10	10	10
0	332,5	328,2	332,5	325	333,8
2	332,8	328,8	332,8	325	333,6
5	332,8	329	332,8	325,3	334
7	333,7	329,5	333,6	325,9	334,7
10	333,7	329,4	333,8	326,1	334,8
12	334,2	329,6	334,2	326,4	335,2
15	334,3	330,2	334,3	326,6	335,4
17	335,1	331	335	327,3	336,2
20	335,7	331,9	335,6	328	336,8
22	336,6	332,7	336,6	329	337,7
24	337,1	333,2	337	329,5	338,1
27	337,9	333,8	337,8	330,2	338,8
29	338,4	334,4	338,5	330,8	339,3
32	339,5	335,4	339,5	331,8	340,4
34	340,5	336,5	340,5	332,9	341,4
37	341,8	337,8	341,8	334,1	342,5
39	342,7	338,6	342,6	334,9	343,3
41	344	339,8	343,8	336	344,6
44	345,2	341	345,1	337,5	345,8
46	346,6	342,5	346,6	339	347,3
49	347,8	343,6	347,8	340,3	348,4
51	349,5	345,3	349,4	341,9	350
54	351,1	347	351	343,6	351,6
56	353	348,9	352,9	345,4	353,4
59	354,6	350,6	354,6	347,2	355
61	356,5	352,4	356,3	348,9	356,9
63	358,5	354,3	358,3	350,9	358,7
66	360,8	356,7	360,7	353,3	361,1
68	363,2	359,2	363,3	355,7	363,3
71	365,9	361,9	365,9	358,3	365,9
73	368,4	364,5	368,3	360,8	368,4
76	371,3	367,4	371,2	363,5	371,1
78	374,3	370,3	374,2	366,5	373,9
81	377,6	373,5	377,4	369,5	376,9
83	380,7	376,5	380,4	372,4	379,8
85	384,1	379,9	383,8	375,7	383,1
88	387,4	383,3	387,1	379	386,3
90	391,2	386,9	390,9	382,6	389,9
93	394,5	390,3	394,1	385,7	393
95	398,1	393,8	397,6	388,9	396,3
98	401,7	397,3	401,1	392,3	399,7
100	405,1	400,5	404,4	395,3	402,8
102	408,3	403,7	407,7	398,1	405,9
105	410,7	406,5	410	400,5	407,9
107	411	407	411	401	408

б

Лава - 215 м, глибина - 450 м, відхід - 50 м.					
	0 м/0 м	5 м/ 0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	182м/135	167м/124	175м/130	157м/116	182м/135
Метрів	50	50	50	50	50
0	382,9	377,3	382,8	373	382,9
2	384,1	379,2	384,3	374,7	384,8
5	386,5	381,2	385,9	375,6	386,4
7	388,7	383,4	388,2	377,8	388,8
10	391,8	386,6	391,1	380,3	391,7
12	394,9	389,2	394,2	382,5	394,8
15	397,6	391,8	396,9	385,2	397,7
17	400,3	394,5	399,6	387,5	400,4
20	403	397	402,1	390	403
22	405,7	399,9	404,8	392,7	405,8
24	408,2	402,4	407,3	395,2	408,2
27	411,1	405,3	410,3	397,9	411,1
29	413,4	407,6	412,8	400,1	413,4
32	416,1	410	415,3	402,5	415,8
34	418,5	412,4	417,7	404,9	418,3
37	421,3	415,2	420,3	407,9	421,3
39	423,9	417,8	422,9	410,5	424
41	426,8	420,9	425,9	413,4	426,9
44	429,2	423	428,1	415,7	429,1
46	431,7	425,2	430,7	417,8	431,7
49	434,5	428,3	433,4	420,9	434,5
51	437,3	431,1	436,2	423,8	437,4
54	439,8	433,6	438,7	426,3	440
56	442,6	436,2	441,4	429	442,6
59	445,5	439,1	444,3	431,8	445,5
61	448,5	442,2	447,3	434,8	448,5
63	451,2	444,9	450,1	437,7	451,2
66	454	447,6	452,9	440,5	454
68	457,2	450,9	456,2	443,6	457,2
71	460,4	454	459,4	446,8	460,4
73	463,7	457,2	462,6	450	463,6
76	467,4	460,9	466,4	453,8	467,4
78	470,8	464,4	469,7	457	470,8
81	474,1	467,7	472,9	460,3	474
83	477,8	471,2	476,6	463,8	477,7
85	481,7	475	480,6	467,9	481,7
88	485,3	478,8	484,3	471,4	485,4
90	489	482,7	487,9	475,2	489,2
93	493	486,7	491,9	478,9	493,2
95	496,9	490,8	495,8	482,7	497,1
98	501	494,5	499,7	486	500,9
100	504,4	498,1	503	489,2	504,3
102	507,6	501,1	506,2	491,9	507,3
105	509,5	503,5	508	493,8	509
107	509,3	503,6	508,3	493,4	509,5

Рисунок 3.16 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в умовах довжини лави 215 м, глибини розробки 450 м, відстані відходу від монтажною камери:

а – 10 м; б – 50 м;

 – зона посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу»

Таблиця 3.2 – Результати досліджень довжини зони посадки механізованого кріплення «на жорстку базу»

Умови залягання пісковиків	Відхід від монтажної камери, м				
	10	20	30	40	50
Довжина лави 215 м					
0/0	18	36	68	112	150
5 м/0 м	14	0	60	100	138
5 м/30 м	18	36	68	112	146
30 м/0 м	6	24	48	88	130
30 м/30 м	14	36	24	104	150
Довжина лави 260 м					
0/0	22	38	74	138	186
5 м/0 м	18	34	62	122	174
5 м/30 м	22	38	74	134	186
30 м/0 м	6	26	54	102	162
30 м/30 м	18	38	66	130	182
Довжина лави 305 м					
0/0	22	42	78	166	238
5 м/0 м	18	34	66	142	226
5 м/30 м	14	42	74	162	238
30 м/0 м	10	26	54	118	202
30 м/30 м	18	38	74	154	234

Основним результатом досліджень, наведених у табл. 3.2, є довжина зони посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» в умовах довжини лави 215 м, 260 м, 305 м та при відході лави від монтажної камери від 10 м до 50 м.

За даними табл. 3.2 побудовано залежності довжини зони посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» з урахуванням відходу очисного вибою від монтажної камери, параметрів залягання пісковиків у покрівлі пласта в умовах довжини лави 215 м, 260 м і 305 м (рис. 3.17 – 3.19).

Усі наведені графіки на рис. 3.17 – 3.19 мають експоненціальну залежність. Основні загальні особливості цих графіків наступні.

1. В умовах глибини розробки 450 м вплив наявності залягання пісковиків на довжину зони посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» проявляється більшою мірою, ніж за відсутності цього явища на глибинах розробки 150 м і 300 м.

2. Мінімальні значення конвергенції бічних порід і відповідно довжини зони посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» в очисному вибої



відповідають умові залягання пісковиків потужністю 30 м у безпосередній покрівлі вугільного пласта. При цьому довжина зони посадки «на жорстку базу» змінюється від 6 – 10 м до 130 – 202 м зі збільшенням довжини лави від 215 м до 305 м та при відході лави від монтажної камери від 10 м до 50 м.

3. При зменшенні потужності пісковиків до 5 м, які залягають у безпосередній покрівлі довжина зони посадки «на жорстку базу» змінюється від 14 – 18 м до 138 – 226 м зі збільшенням довжини лави від 215 м до 305 м та при відході лави від монтажної камери від 10 м до 50 м.

4. У решті випадків залягання пісковиків у безпосередній покрівлі вугільних пластів довжина зони посадки «на жорстку базу» змінюється від 17 – 21 м до 149 – 237 м зі збільшенням довжини лави від 215 м до 305 м та при відході лави від монтажної камери від 10 м до 50 м.

5. Особливістю умов довжиною лави 215 м є те, що при відході від монтажної камери на 20 м та 30 м виявилися процеси первинної посадки основної покрівлі в очисному вибої.

Отримані результати виконаних досліджень дозволяють сформулювати такі наукові положення.

1. Мінімальна довжина зони посадки механізованого комплексу «на жорстку базу» за найменших значень конвергенції гірських порід змінюється за експоненціальним законом від 6 – 10 м до 130 – 202 м при відході лави від монтажної камери в інтервалі 10 – 50 м за наявності пісковиків потужністю  $\approx 30$  м безпосередньо у покрівлі вугільного пласта та збільшення довжини лави від 215 м до 305 м при глибині розробки 450 м, а максимальні значення вказаних параметрів змінюються за таким же законом у межах довжини зони від 17 – 21 м до 149 – 237 м за тих же умов, що дозволяє прогнозувати використання спеціальних засобів ведення гірничих робіт та планувати вибір раціональної довжини очисного вибою за ефективної технології виймання вугілля.

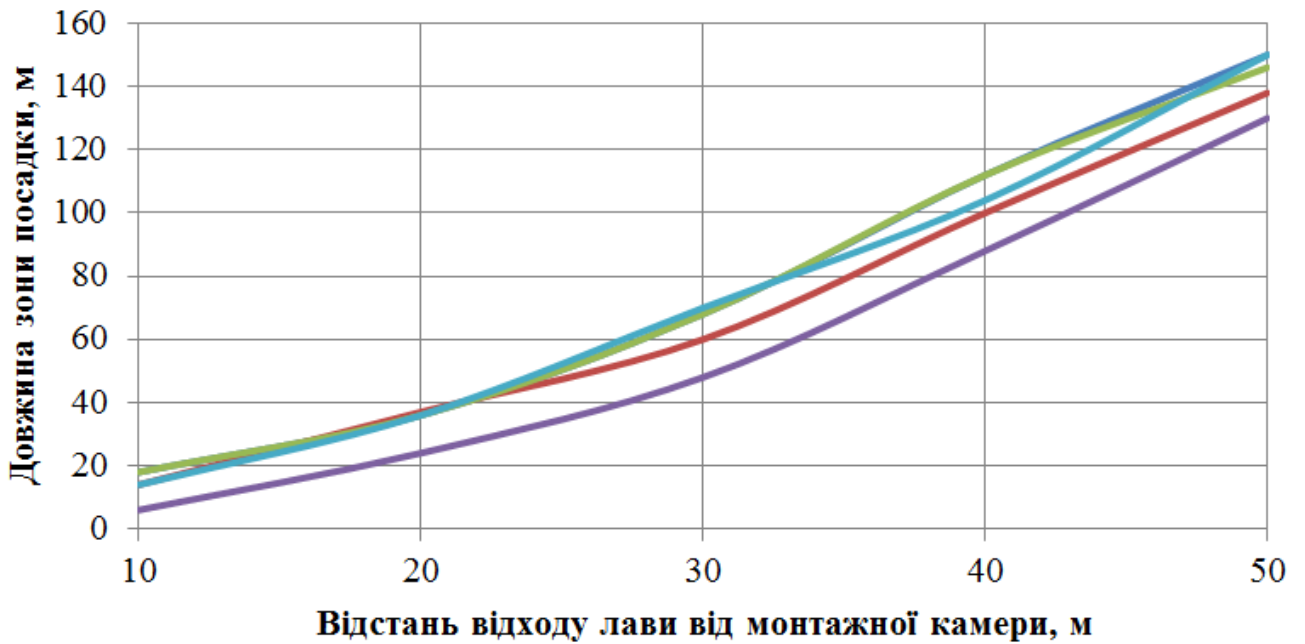


Рисунок 3.17 – Залежність довжини зони посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» залежно від відстані відходу лави від монтажної камери, параметрів залягання пісковиків у покрівлі пласта в умовах довжини лави 215 м:

- без урахування пісковиків  
( $y = 11,84e^{0,053x}$ ;  $R^2 = 0,98$ );
- пісковики потужністю 5 м у безпосередній покрівлі  
( $y = 10,01e^{0,055x}$ ;  $R^2 = 0,96$ );
- пісковики потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта  
( $y = 11,97e^{0,053x}$ ;  $R^2 = 0,97$ );
- пісковики потужністю 30 м у безпосередній покрівлі  
( $y = 4,06e^{0,074x}$ ;  $R^2 = 0,94$ );
- пісковики потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта  
( $y = 9,81e^{0,058x}$ ;  $R^2 = 0,95$ )

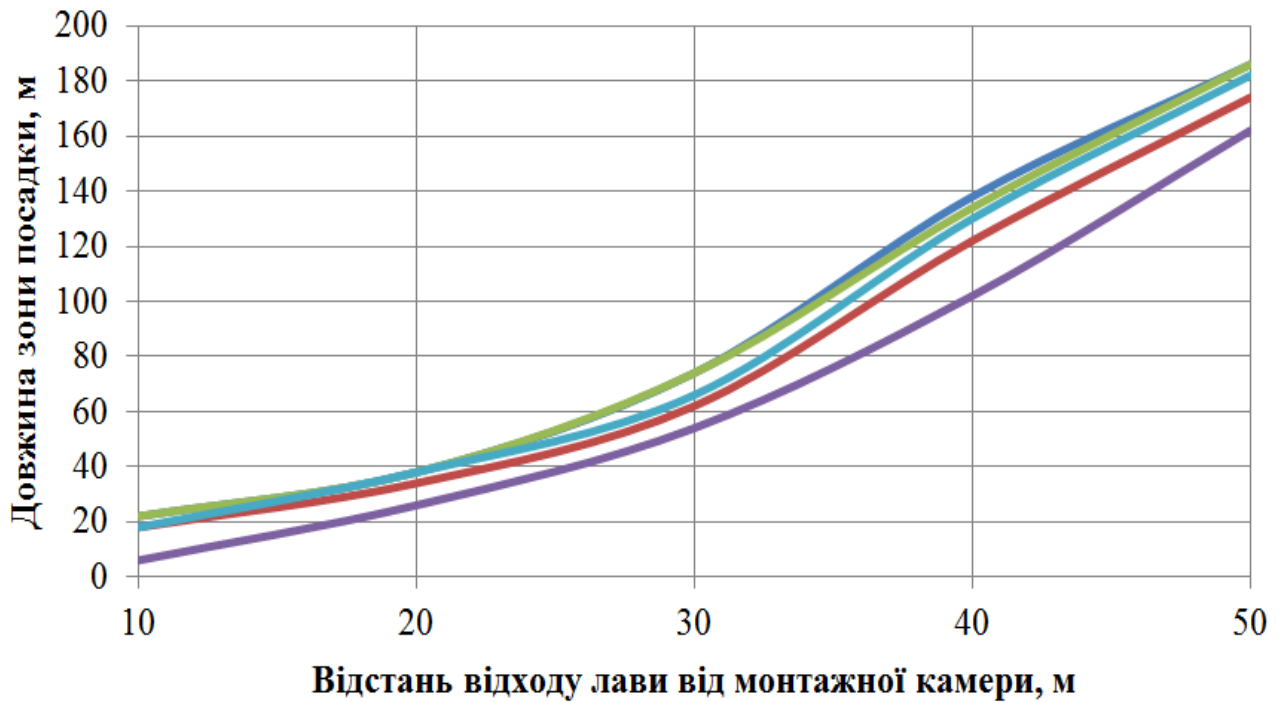


Рисунок 3.18 – Залежність довжини зони посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» залежно від відстані відходу лави від монтажно́ї камери, параметрів залягання пісковиків у покрівлі пласта в умовах довжини лави 260 м:

- без урахування пісковиків  
( $y = 13,05e^{0,055x}$ ;  $R^2 = 0,99$ );
- пісковики потужністю 5 м у безпосередній покрівлі  
( $y = 10,55e^{0,058x}$ ;  $R^2 = 0,99$ );
- пісковики потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта  
( $y = 13,09e^{0,055x}$ ;  $R^2 = 0,99$ );
- пісковики потужністю 30 м у безпосередній покрівлі  
( $y = 3,90e^{0,079x}$ ;  $R^2 = 0,95$ );
- пісковики потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта  
( $y = 11,03e^{0,058x}$ ;  $R^2 = 0,99$ )

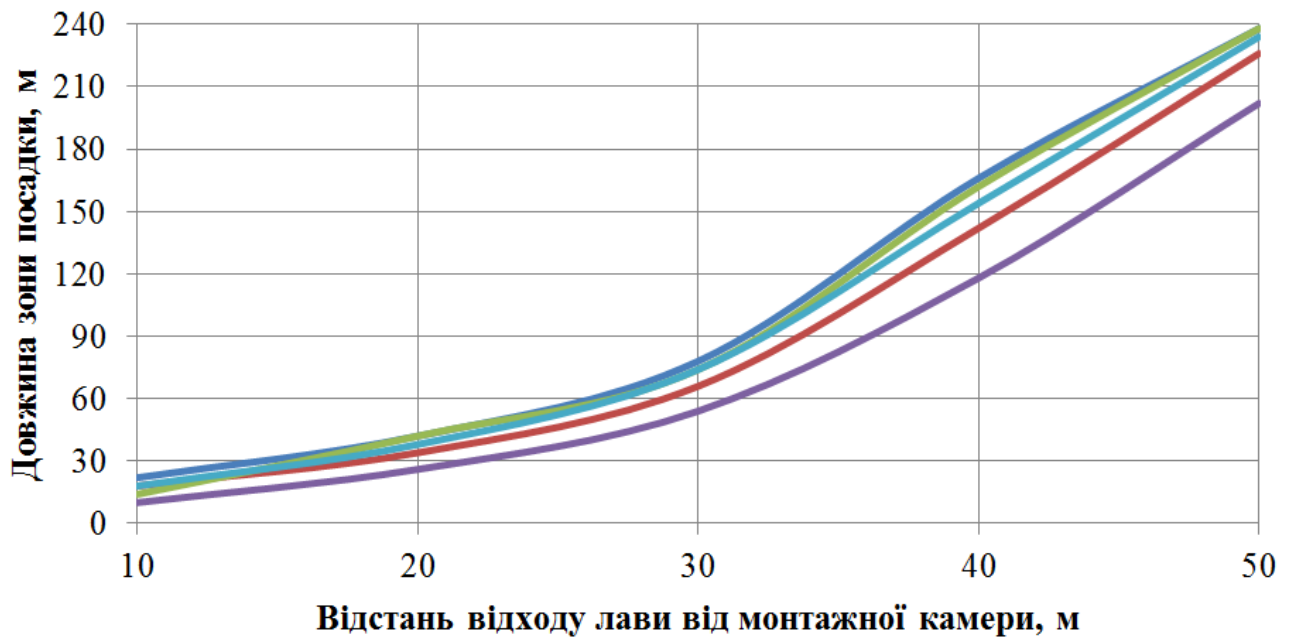


Рисунок 3.19 – Залежність довжини зони посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» залежно від відстані відходу лави від монтажної камери, параметрів залягання пісковиків у покрівлі пласта в умовах довжини лави 305 м:

- без урахування пісковиків  
( $y = 12,34e^{0,061x}$ ;  $R^2 = 0,99$ );
- пісковики потужністю 5 м у безпосередній покрівлі  
( $y = 9,48e^{0,064x}$ ;  $R^2 = 0,99$ );
- пісковики потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта  
( $y = 8,52e^{0,070x}$ ;  $R^2 = 0,97$ );
- пісковики потужністю 30 м у безпосередній покрівлі  
( $y = 5,30e^{0,075x}$ ;  $R^2 = 0,99$ );
- пісковики потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта  
( $y = 10,03e^{0,065x}$ ;  $R^2 = 0,99$ );

У наступному розділі, на підставі вище проведеного дослідження необхідно обґрунтувати технологічні заходи щодо моніторингу та попередження посадки механізованого кріплення очисних вибоїв. В обґрунтування буде входити аналіз геотехнічних даних з виникнення та перебігу явища перевантажен-

ня механізованого кріплення з урахуванням наявності гідростатичного тиску в основній покрівлі, заходів з мінімізації ризиків посадки механізованого кріплення «на жорстку базу», деталізація механізму гідростатичного перевантаження основної покрівлі вугільного пласта, а також прогноз аварійних ділянок гідростатичного перевантаження механізованого кріплення.

### **Висновки до розділу**

1. Встановлено, що різниця між величиною змін мінімальних і максимальних величин конвергенції бічних порід в очисному вибої за різних умов залягання пісковиків у покрівлі вугільного пласта в умовах глибини розробки 150 м становить близько 9 – 10 мм, а для глибин 300 м та 450 м удвічі більше, тобто 18 – 20 мм по всій довжині лави.

2. Визначено, що мінімальні значення конвергенції гірських порід в очисному вибої при досліджуваних довжинах лав та глибин розробки виявляються за наявності пісковиків потужністю 30 м, які залягають безпосередньо у покрівлі вугільного пласта.

3. Визначено, що збільшення довжини лави від 215 м до 305 м впливає на величину конвергенції в очисному вибої, але несуттєво. Так, наприклад, в цих умовах конвергенція бічних порід змінюється від 3,4 мм до 7,5 мм зі збільшенням глибини розробки від 150 м до 450 м при віддаленні очисного вибою від монтажної камери на 50 м.

4. Встановлено, що в умовах глибини розробки 450 м вплив наявності залягання пісковиків на довжину зони посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» проявляється більшою мірою, ніж за відсутності цього явища на глибинах розробки 150 м та 300 м.

5. Мінімальна довжина зони посадки механізованого комплексу «на жорстку базу» за найменших значень конвергенції гірських порід змінюється за експоненціальним законом від 6 – 10 м до 130 – 202 м при відході лави від монтажної камери в інтервалі 10 – 50 м за наявності пісковиків потужністю

≈ 30 м безпосередньо у покрівлі вугільного пласта та збільшення довжини лави від 215 м до 305 м при глибині розробки 450 м, а максимальні значення вказаних параметрів змінюються за таким же законом у межах довжини зони від 17 – 21 м до 149 – 237 м за тих же умов, що дозволяє прогнозувати використання спеціальних засобів ведення гірничих робіт та планувати вибір раціональної довжини очисного вибою за ефективною технологією виймання вугілля.

6. Перевірка достовірності результатів дослідження відбувалась шляхом порівняння експериментальних даних з фіксованими технічними даними шахт Західного Донбасу. Порівнюючи результати чисельного моделювання з фактичними даними, можна констатувати, що похибка коливається в межах 11,1 – 18,0%. Що підтверджує те, що застосована методика має високу достовірність.

7. Результати досліджень за матеріалами третього розділу опубліковано у роботі [110].

## РОЗДІЛ 4

### ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ЗАХОДІВ ЩОДО МОНІТОРИНГУ ТА ПОПЕРЕДЖЕННЯ ПОСАДКИ МЕХАНІЗОВАНОГО КРІПЛЕННЯ ОЧИСНИХ ВИБОЇВ «НА ЖОРСТКУ БАЗУ»

#### 4.1 Аналіз геотехнічних даних з виникнення та перебігу явища перевантаження механізованого кріплення в лавах Західного Донбасу

Аналізуючи випадки перевантаження механізованого кріплення в умовах шахт Західного Донбасу, можна стверджувати, що вирішальну роль відігравала наявність у покрівлі вугільних пластів водонасичених порід – колекторів. Водонасиченими породами можуть слугувати пласти та прошарки кам'яного вугілля, пісковики, а також вапняки. З досвіду роботи можна констатувати, що у лавах, в яких відбуваються водопро-яви у вигляді капежів та струменів, перед посадкою основної покрівлі спостерігається повне припинення водовиділення. Після посадки основної покрівлі спостерігається раптове відновлення водопритливу, який у декілька разів збільшується сягаючи 40 – 70 м<sup>3</sup>/год. Поверхня контактів між породними шарами є площиною ослаблення з низьким показником зчеплення. Ця обставина обумовлює безперешкодне руйнування невеликих за потужністю породних шарів відразу за механізованим кріпленням, тим самим практично повністю виключаючи можливість додаткового перевантаження механізованого кріплення від їх зависання.

Звіт по аваріях, пов'язаних з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу», наведено в табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Звіт по аваріях, пов'язаних з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу»

Дата аварії	Лава, №	Кількість секцій кріплення, які зазнали посадки, од.	Водоприплив, м <sup>3</sup> /год	Джерело водопроводу: потужність / відстань залягання вище покрівлі пласта, м / Категорія за стійкістю порід покрівлі	Напір над покрівлею бучацького водоносного горизонту, м / Гідростатичний тиск, кПа
1	2	3	4	5	6
Шахта «Самарська» ШУ «Тернівське» ПирАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»					
22.03 - 21.04.2010	545	150			
24.05.2010	537	119			
02.04 - 17.04.2010		84			
24.02 - 18.03.2010	545	66			
25.04 - 19.05.2010	537	59			
09.11 - 25.11.2009	537	50			
29.11 - 04.12.2009		17			
21.06.2010	545		42,8	Вугільний прошарок: 0,2-0,25 / 6,6-10,4 / А1, Б1	28,6-52,0 / 286-520
30.06.2010					
18.07.2010	537				
11.08.2010					
22.08.2010	545				
26.12.2010	539				
09.01.2011					
29.11.2012			32,8		
14.12.2012	541		31,5		
30.12.2012			67,0		
11.01.2013			40,0		



Продовження табл. 4.1

1	2	3	4	5	6
10.07 – 11.07.2019	4206	19	10,0-25,0	Вугільний пласт: 0,5-0,6 / 6,3-8,9 / А3, Б1-3	28,6-52,0
Шахта «ім. Героїв Космосу» ШУ «ім. Героїв Космосу» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»					
20.09 – 25.09.2019	1174	86	2,0	Вугільний прошарок: 0,4-0,45 / 18,35-23,1 / А2, Б2-1	27,3-36,4
09.05.2018	1060	7	1,5	Вугільний прошарок: 0,15-0,35 / 4,8-6,05 / Б2-1, Б3-2	27,3-36,4
Шахта «Степова» ШУ «Першотравневе» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»					
28.05 – 03.06.2020	151	78	4,0-10,0	Вугільний пласт: 0,49-0,57 / 10,3-11,5 / А1-3, Б1-3	28,0-55,0
Шахта «ім. Сташкова» ШУ «Дніпровське» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»					
08.11 – 23.11.2018	636-північна	35	1,0-5,0	Пісковик: 0,0-2,5 / 4,6-6,3 / А1, Б1-2	19,0-37,0
Шахта «Західно-Донбаська» ШУ «Тернівське» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»					
05.08 – 09.08.2018	863	34	3,0	Вугільний пласт: 0,62-0,75 / 3,15-4,92 / А1, Б3, Б2-1	27,3-36,4
28.06 – 29.06.2019	1039	10	10,0	Вугільний прошарок: 0,35-1,0 / 5,9-13,1 / А1	27,3-36,4
16.07 – 18.07.2019	881	8	3,0	Вугільний пласт: 0,55-0,58 / 6,6-8,1 / А1, Б3-1	27,3-36,4
Шахта «Благодатна» ШУ «ім. Героїв Космосу» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»					
06.07 – 07.07.2019	160	8	2,5-10,0	Пісковик та вугільний прошарок під ним: 4,2-16,9 / 3,05-11,2 / Б2-1, А1	32,0-57,0
Шахта «Павлоградська» ШУ «Павлоградське» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»					
14.05.2018	423	3	30,0-60,0	Пісковик: 0,0-3,2 / 7,3-16,6 / А1, Б2, Б1	18,0-48,0

Судячи з табл. 4.1, можна припустити, що причиною перелічених аварій слугувало статичне перевантаження механізованого кріплення. Для додаткового підтвердження, аналізу та наочного прикладу нами наведено деякі умови аварійних випадків посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» з найбільшою кількістю секцій кріплення.

Так, в умовах відпрацювання вугільного пласта С<sub>5</sub> шахти «Самарська» за період 09.11.2009 – 11.01.2013 рр. відбулось 18 випадків посадки механізованого кріплення «на жорстку базу». Тільки за період 09.11.2009 – 24.05.2010 рр. зазнало посадки 545 секцій механізованого кріплення. Вимушений простій склав 140 діб, втрата видобутку – 181300 т, а збитки у грошовому еквіваленті склали – 26,8 млн грн. Найзначніша аварія за цей період сталася 22.03 – 21.04.2010 рр. у 545 лаві на ПК 102+7 м. Відбулась посадка 150 секцій (№10 – 159) механізованого кріплення «на жорстку базу». Аварія трапилась на відстані 257,8 м від монтажної камери. Втрата часу на ліквідацію аварії склала 32 доби. За цей час втрачено 45448 т вуглевидобутку. Втрата прибутку від вимушеної зупинки робіт склала 7,2 млн грн.

Якщо узагальнити умови аварійних ситуацій, під час відпрацювання вугільного пласта С<sub>5</sub> потенційним джерелом гідростатичного перевантаження слугував водовмісний вугільний прошарок – супутник С<sub>5</sub><sup>1</sup>, який залягав на відстані 6,6 – 10,4 м вище покрівлі пласта, мав потужність 0,2 – 0,25 м, контактне зчеплення з породами, які залягали нижче, було відсутнє. Прошарок мав гідравлічний зв'язок з бучакським водовмісним горизонтом, що сприяло накопиченню у ньому значних запасів води, яка знаходилася під тиском в утвореній порожнині між розшаруванням контактів водовмісного вугільного прошарку-супутника та розташованим нижче аргілітом. Первинна посадка основної покрівлі спостерігалась на відстані 20 м від монтажної камери, подальші посадки відбувались з періодичністю 30 – 40 м та проявлялись у вигляді руйнування порід покрівлі у завальній частині лави за секціями кріплення, які

супроводжувалися водопрпливом в обсязі 4 – 67 м<sup>3</sup>/год. Лавиноподібний характер посадки «на жорстку базу» секцій кріплення свідчить про швидке вивільнення накопиченої потенціальної енергії у результаті початку зсуву великого завислого породного блока. Факт, що посадка була особливо динамічна, підтверджує теорія зависання консолі, бо швидкість просування лави в останні три дні була максимальною – спостерігалося зависання породних плит основної покрівлі через запізнення процесів релаксації. Глибина розробки в умовах пласта С<sub>5</sub> складала 105 – 161 м. Геологічний розріз цієї ділянки наведено на рис. 4.1 [111].

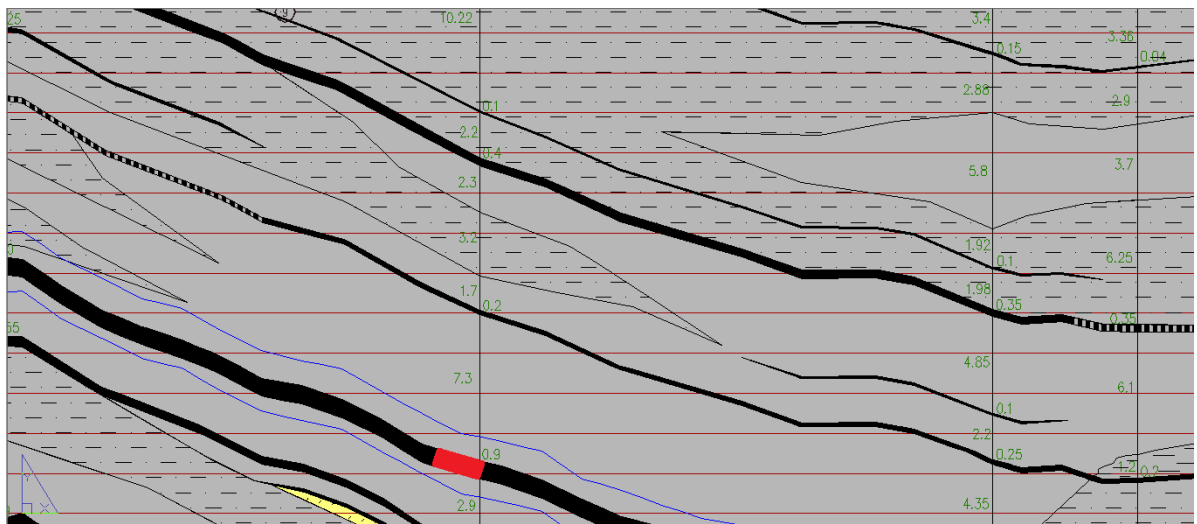


Рисунок 4.1 – Фрагмент геологічного розрізу аварійної ділянки 545 лави пласта С<sub>5</sub> шахти «Самарська» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»:

- – вугільний пласт; ■ – аргіліт; ■ – алевроліт;
- – пісковик; ■ – аварійна ділянка

Водовмісний вугільний прошарок – супутник С<sub>5</sub><sup>1</sup>, який залягає у покрівлі пласта С<sub>5</sub> в блоці №3 шахти «Самарська», має гідравлічний зв'язок з бучакським водовмісним горизонтом, що сприяє накопиченню у ньому запасів води, яка знаходиться під тиском в утвореній порожнині між розшаруванням контактів водовмісного вугільного прошарку – супутника С<sub>5</sub><sup>1</sup> та розташованим нижче аргілітом. Гідравлічний тиск вирі-

внюється п'єзометричним тиском зон живлення шару, і для умов шахти «Самарська» може сягати 52 м водяного стовпа. Це означає, що на відстані 6,6 – 10,4 м від поверхні кріплення в лаві формується гірський тиск величиною у 520 КПа, тобто на порядок перевищує напруження у цій зоні покрівлі за відсутності водопроявів.

Фрагмент викопіювання аварійної ділянки 545 лави з нанесенням місця посадок «на жорстку базу» секцій механізованого кріплення зображено на рис 4.2 [111].

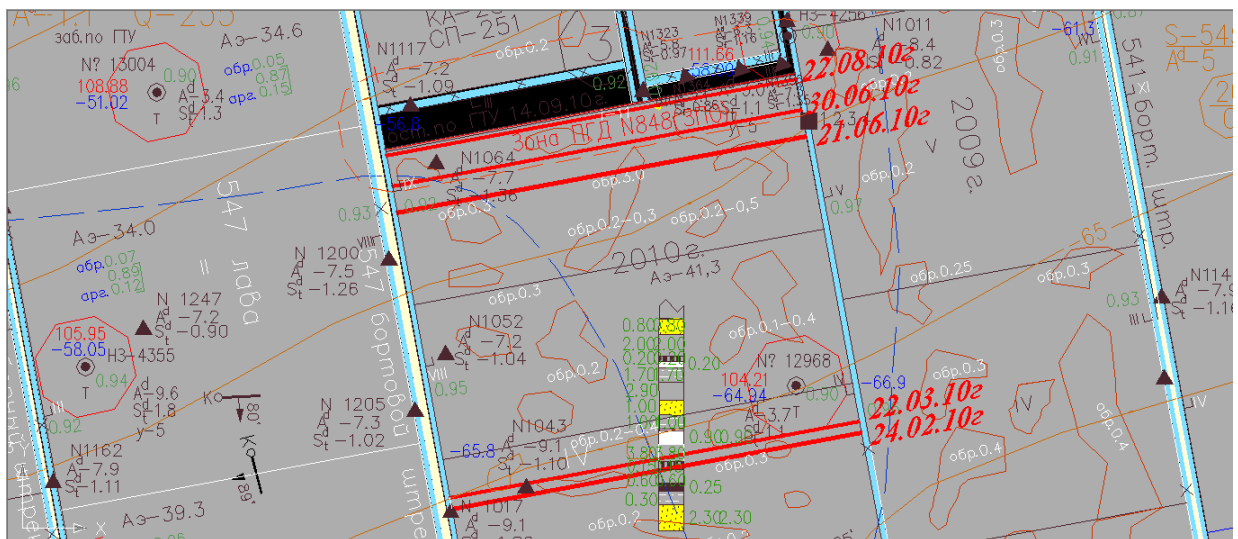


Рисунок 4.2 – Фрагмент викопіювання аварійної ділянки 545 лави шахти «Самарська» з позначенням місця посадок «на жорстку базу» секцій механізованого кріплення, які відбулися 24.02.2010, 22.03.2010, 21.06.2010, 30.06.2010, 22.08.2010 рр.

Другим прикладом є шахти ім. Героїв Космосу, де в умовах відпрацювання пластів  $C_{10}^B$  та  $C_{11}$  у період 09.05.2018 р. та 20.09 – 25.09.2019 рр. відбулася посадка 93 секцій механізованого кріплення «на жорстку базу». Втрата часу на ліквідацію аварії склала 6 діб. За цей час втрачено 14140 т вуглевидобутку. Втрата прибутку від вимушеної зупинки робіт склала 1,15 млн грн. При відпрацюванні вугільних пластів  $C_{10}^B$  та  $C_{11}$  можливо припустити, що потенціальним джерелом гідроста-

тичного перевантаження слугував вугільний прошарок – супутник, який залягав на відстані 4,8 – 23,1 м вище покрівлі цих пластів та мав потужність 0,15 – 0,45 м (рис. 4.3) [111]. Глибина розробки аварійних ділянок становила 208 – 333 м. Очікуваний водоприплив в лаву складав 1,5 – 2,0 м<sup>3</sup>/год.

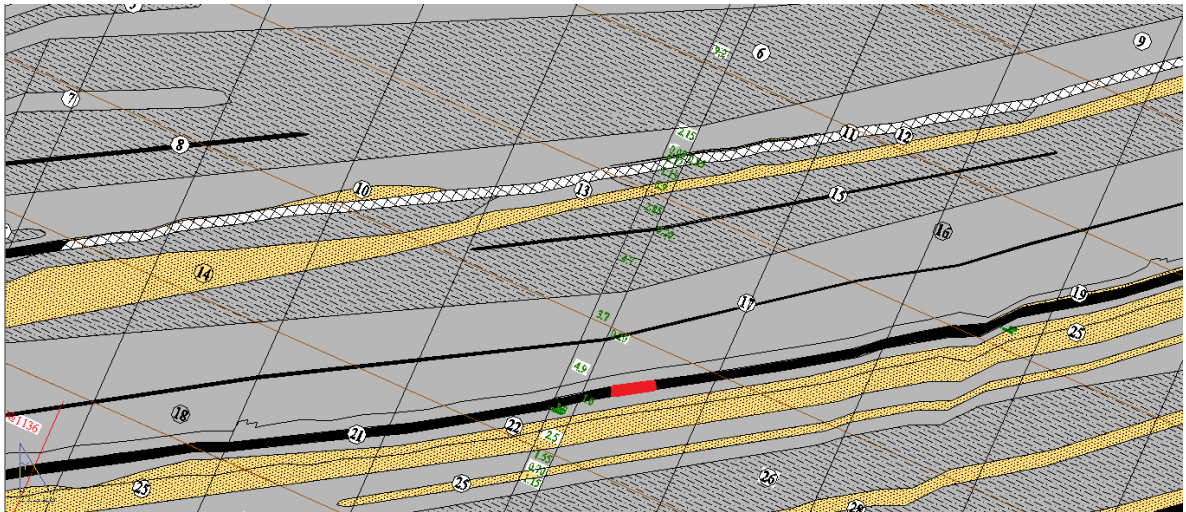


Рисунок 4.3 – Фрагмент геологічного розрізу аварійної ділянки 1060 лави пласта С<sub>10</sub><sup>В</sup> шахти ім. Героїв Космосу

ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»:

– вугільний пласт; 
  – аргіліт; 
  – алевроліт; 
  – пісковик; 
  – аварійна ділянка

Водовмісний вугільний прошарок – супутник, який залягає у покрівлі вищезгаданих пластів шахти ім. Героїв Космосу також має гідравлічний зв'язок з бучакським водовмісним горизонтом. Накопичена вода знаходиться під тиском в утвореній порожнині між розшаруванням контактів водовмісного вугільного прошарку – супутника та розташованим нижче аргілітом. За геологічними даними гідравлічний тиск для умов шахти ім. Героїв Космосу може сягати 36 м водяного стовпа. Це означає, що на відстані 4,8 – 23,1 м від поверхні кріплення в лаві формується додатковий гідравлічний тиск величиною у 364 КПа, тобто

на порядок перевищує напруження у цій зоні покрівлі за відсутності водопроявів.

Ще одним прикладом є виїмкові ділянки шахти «Степова», де 28.05 – 03.06.2020 рр. в умовах відпрацювання пласта С<sub>6</sub> 151 у третю зміну відбулась посадка механізованого кріплення «на жорстку базу» у кількості 78 секцій (секції №24 – 26, 30 – 33, 35, 40 – 60, 69 – 70, 73 – 80, 82 – 88, 90 – 92, 94 – 99, 100 – 111, 114 – 124). Аварія трапилась на відстані 194 м від монтажної камери (ПК209+6 м). Втрата часу на ліквідацію аварії склала 5 діб. За цей час було втрачено 10007 т вуглеводобутку. Втрата прибутку від вимушеної зупинки робіт склала 0,96 млн грн.

За геологічною будовою потенціальним джерелом гідростатичного перевантаження слугував вугільний пласт С<sub>6</sub><sup>1</sup>, який залягав на відстані 10,3 – 11,5 м вище покрівлі пласта та має загальну потужність 0,38 – 0,57 м (рис. 4.4) [112]. Глибина розробки 151 виїмкової ділянки 501 – 506 м. Очікуваний водопріплив у лаву складав 4,0 – 10,0 м<sup>3</sup>/год.

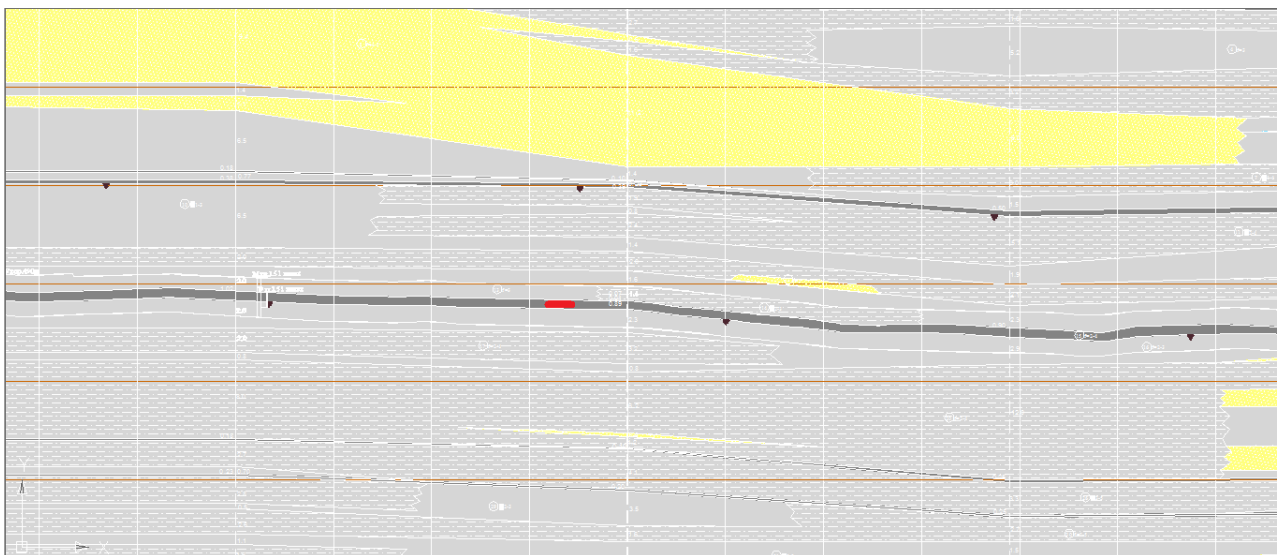


Рисунок 4.4 – Фрагмент геологічного розрізу аварійної ділянки 151 лави пласта С<sub>6</sub> шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»:

- – вугільний пласт; ■ – аргіліт; ■ – алевроліт;
- – пісковик; ■ – аварійна ділянка



Найбільш вірогідно, що водовмісний вугільний пласт  $C_6^1$  – супутник, який залягає у покрівлі пласта  $C_6$  шахти «Степова», має гідравлічний зв'язок з бучакським водовмісним горизонтом, і в утвореній порожнині між розшаруванням контактів водовмісного пісковика та розташованим нижче аргілітом формується гідравлічний тиск, вирівнюється п'єзометричним тиском зони живлення шару. Для умов шахти «Степова» він може сягати 55,0 м водяного стовпа, тобто, що на відстані 10,3 – 11,5 м від поверхні кріплення в лаві формується гірський тиск величиною у 550 КПа, який на порядок перевищує напруження у цій зоні покрівлі за відсутності водопроявів.

Далі більш детально розглянемо механізм явища гідростатичного перевантаження механізованого кріплення в очисних вибоях.

Теоретичне обґрунтування явища гідростатичного перевантаження механізованого кріплення очисних вибоїв було виконано на кафедрі гідрогеології та інженерної геології НТУ «Дніпровська політехніка» [108]. Цей механізм має місце за наявності в основній покрівлі вугільного пласта, водовмісного шару – колектору (вугільний пласт, пісковик, вапняк) на відстані 10 – 15 м, тобто в зоні розшарування порід. Водовмісні шари – колектори можуть мати гідравлічні зв'язки з бучакським водоносним горизонтом або з боку закритої шахти, яка затоплена та має спільну межу з діючими шахтними полями.

Суть механізму полягає в наступному. При відході від монтажної камери відбувається розшарування контактів між колектором та водостійким шаром. За цих умов відбувається поступове заповнення порожнини водою під тиском, рівним величині п'єзометричного тиску зони живлення шару. Наприклад, вирівнюється з тиском у бучацькому горизонті в Західному Донбасі. За режимними спостереженнями тиск може сягати від 4 м до 90 м водяного стовпа і більше. Це означає, що на відстані 10 – 15 м від поверхні кріплення в лаві формується додатковий гірський тиск величиною близько 900 КПа, який на порядок перевищує

напруження в покрівлі у порівнянні з відсутністю водовмісних шарів (колекторів). Унаслідок цього можливе утворення гідростатичного навантаження, яке є більшим за межу несучої здатності механізованого кріплення. Це явище призводить до посадки гідростояків кріплення «на жорстку базу» (рис. 4.5).

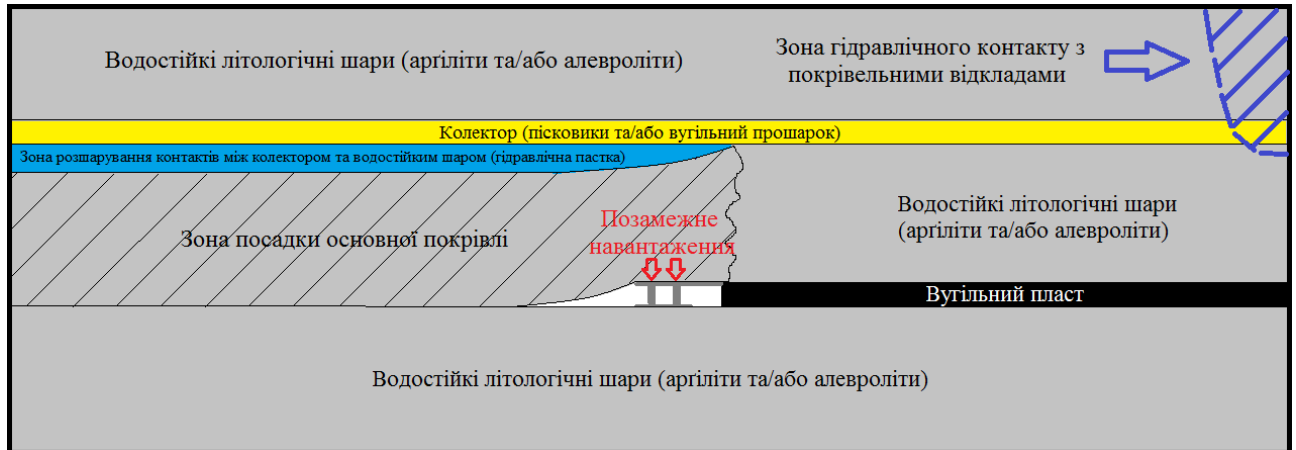


Рисунок 4.5 – Механізм гідростатичного перевантаження механізованого кріплення

У подальшому водопріпливи в очисному вибої формується 70 м<sup>3</sup>/год. Період обводнення залежить від ємнісних запасів підробленого водоносного шару. Тривалість водопріпливу майже неможливо прогнозувати, але з досвіду можна констатувати, що не більше трьох діб.

Для попередження гідростатичного навантаження на секції механізованого кріплення перш за все необхідно проаналізувати прогнозний геологічний розріз ділянки на наявність породних шарів колекторів, які залягають вище покрівлі вугільного пласта, що відпрацьовується. А також його гідралічні зв'язки, наявність контактів між шарами, водопроникність, відстань залягання вище покрівлі пласта, його потужність та ін.

На підставі виконаного аналізу можна зробити висновок, що за період 09.11.2009 – 11.01.2013 рр. та 09.05.2018 – 30.06.2020 рр. трапилось 28 випадків



посадки механізованого кріплення «на жорстку базу». За вищевказаний час зазнало посадки загалом 975 секцій. Загальний час вимушеного простою склав 263 доби, загальна втрата вуглевидобутку склала 379708 т, а загальні збитки у грошовому еквіваленті склали 50,4 млн грн. Результати виконаного аналізу наведено в табл. 4.2.

Таблиця 4.2 – Звіт по аваріях, пов'язаних з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» за період 09.11.2009 – 11.01.2013 рр. та 09.05.2018 – 30.06.2020 рр. по ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

Шахта	Рік	Кількість секцій, од	Час вимушеного простою, діб	Втрата видобутку вугілля, т	Фінансові збитки, грн
«Самарська»	2009	67	22	25754	4214606
	2010	478	157	183789	30076961
	2011	37	12	13428	2298876
	2012	67	22	30246	4214606
	2013	40	13	18928	2490449
	2019	17	2	40116	383146
<b>Разом</b>		<b>706</b>	<b>228</b>	<b>312261</b>	<b>43678644</b>
«ім. Героїв Космосу»	2018	7	1	2020	191573
	2019	86	5	12120	957865
<b>Разом</b>		<b>93</b>	<b>6</b>	<b>14140</b>	<b>1149438</b>
«Степова»	2020	78	5	10007	957865
«Західно-Донбаська»	2018	34	4	3080	766292
	2019	8	2	2485	383146
	2019	10	1	2089	191573
<b>Разом</b>		<b>52</b>	<b>7</b>	<b>7654</b>	<b>1341011</b>
«ім. Сташкова»	2018	35	15	32107	2873595
«Благодатна»	2019	8	1	2566	191573
«Павлоградська»	2018	3	1	973	191573
<b>Всього</b>		<b>975</b>	<b>263</b>	<b>379708</b>	<b>50383699</b>

З вищевикладеного можна стверджувати, що найбільш вірогідною причиною аварій було гідростатичне перевантаження механізованого кріплення, яке спричинялось наявністю залягання у покрівлі вугільних пластів породних шарів – колекторів. До порід – колекторів можна віднести пісковики, вугільні пласти та прошарки. Потужність їх здебільшого становить 0,15 – 16,9 м, які залягають на відстані 3,05 – 23,1 м. Контактне зчеплення колекторів з нижніми

породами майже було відсутнє. Ці породи мали гідравлічний зв'язок з бучакським водовмісним горизонтом, що сприяло накопиченню у них значних запасів води, які знаходилися під тиском в утвореній порожнині між розшаруванням контактів водовмісного прошарку-супутника та розташованими нижче водостійкими породами.

Гідравлічний тиск вирівнювався п'єзометричним тиском зони живлення шару пісковиків з покривними виходами. Для умов шахт Західного Донбасу гідравлічний тиск може сягати 4 – 90 м водяного стовпа. Це означає, що на відстані 3,05 – 23,1 м від поверхні кріплення в лаві формується додатковий геостатичний тиск величиною у 4 – 900 КПа, що на порядок перевищує напруження у зоні покрівлі за відсутності водопроявів.

На основі вищевикладеного необхідно виконати у підрозділі 4.2 аналіз заходів з мінімізації ризиків осідання механізованого кріплення «на жорстку базу» в умовах шахт Західного Донбасу.

#### **4.2 Аналіз заходів з мінімізації ризиків посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» в умовах шахт Західного Донбасу**

З багаторічного досвіду роботи в складних умовах шахт Західного Донбасу було розроблено та приведено в дію багато заходів з мінімізації ризиків посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» (рис. 4.6).

При втраті робочого опору кріплення, або перевищенні сформованого на нього навантаження відбувається посадка гідростояків «на жорстку базу» (рис. 4.7).

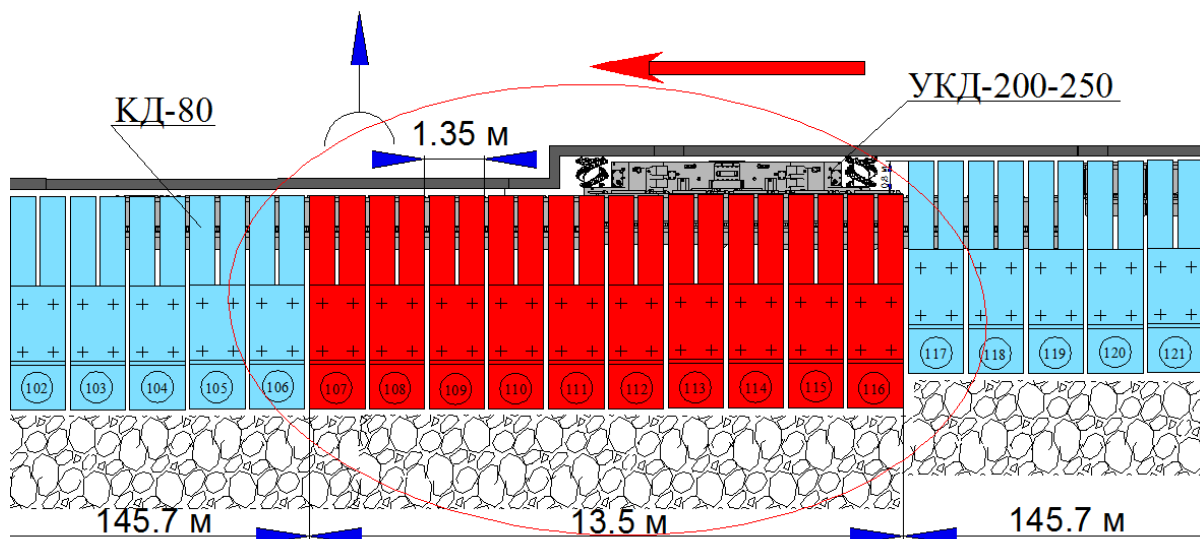


Рисунок 4.6 – Зона величини конвергенції, яка перевищує максимальну піддатливість гідростояків для умов глибини розробки 450 м, відстані відходу від монтажної камери 10 м, довжини лави 305 м, за результатами дослідження

Ця аварійна ситуація пов'язана не тільки з великими трудовими витратами та часом на вивільнення затиснутих секцій, а й їх поламками (продавлювання перекриття стояками, роздуття гідроциліндрів та інші деформації).

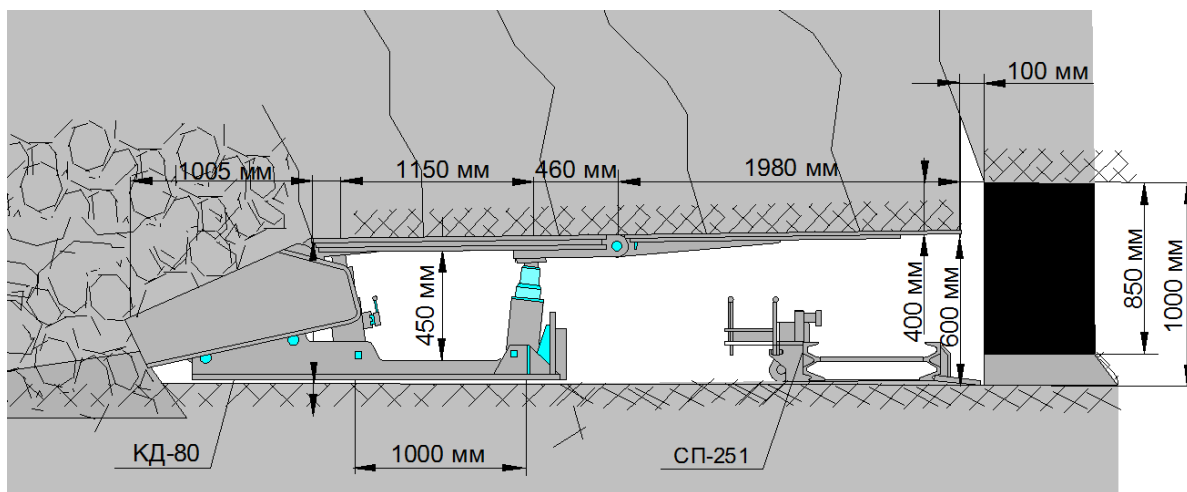


Рисунок 4.7 – Обрізання порід покрівлі уздовж лінії очисного вибою, що призвело до посадки секцій кріплення «на жорстку базу», за результатами дослідження

Істотний вплив на стійку роботу механізованого кріплення з запобігання утворення значної довжини зависання порід над вибоєм надає корегування напрямку виймання вугільного пласта і переміщення секцій кріплення відносно системи природної тріщинуватості породних шарів покрівлі. При цьому, для своєчасного руйнування кут між лінією вибою та перетину площини природної тріщинуватості гірських порід покрівлі повинен становити  $0 - 15^\circ$  (рис. 4.8 а, б) [110], [114], [115], [116], [117].

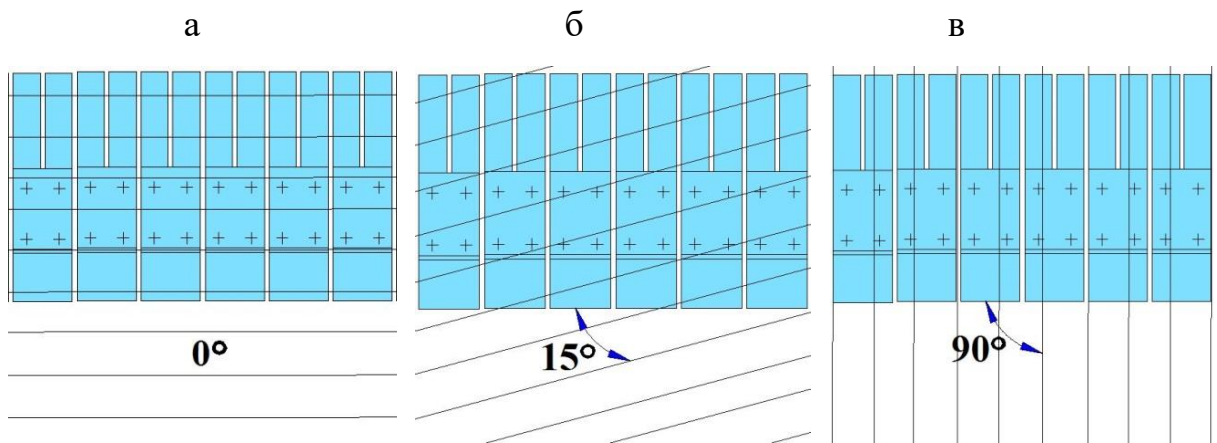


Рисунок 4.8 – Напрямок виймання пласта і переміщення секцій кріплення відносно системи природної тріщинуватості породних шарів покрівлі

У разі, якщо кут між лінією вибою та перетину площини тріщин гірських порід покрівлі буде близький до  $90^\circ$ , то можливе їх зависання на довжину, небезпечну для роботи секцій механізованого кріплення (рис. 4.8, в) [110], [114], [115], [116], [117]. Слід зазначити, що вищеописаний параметр можливо застосувати як за наявності пісковиків у покрівлі, так і за їх відсутності, тому як всі без виключення бічні вмісні гірські породи мають свою систему тріщин [57].

У разі наявності потужних пісковиків  $m \geq 5,0$  м у безпосередній покрівлі на глибині  $H \geq 450$  м [108], необхідно застосовувати передове вибухове знеміцнення (торпедування) важкообвалюваної покрівлі – локальне послаблення міцних порід основної покрівлі попереду очисного вибою шляхом підривання зарядів вибухових речовин у довгих свердловинах.

Передове торпедування є універсальним способом для будь-яких гірничо-геологічних умов залягання пластів з важкообвалюваними породами покрівлі при будь-якій їх потужності та міцності для шахт при стовповій системі розробки, при бурінні та підриванні свердловин з виробок, які провітрюються за рахунок загальношахтної депресії. Утворені в результаті вибуху штучні радіальні тріщини та зруйновані контакти у площині нашарування у міру наближення очисного вибою формуються в магістральні тріщини. Останні розчленовують масив порід основної покрівлі на блоки за висотою і нашаруванням. В результаті знеміцнення важкообвалюваної породи основної покрівлі розчленовуються на блоки менших розмірів. Це призводить до значного зменшення довжини кроку первинної посадки основної покрівлі, зменшення величини навантаження на кріплення очисних вибоїв, а також зведення до мінімуму випадків аварійних посадок секцій механізованого кріплення «на жорстку базу».

В умовах надкатегорійних газових шахт, де підривання зарядів вибухових речовин є небезпечним, необхідно застосовувати фізико-хімічний метод знеміцнення [51]. При фізико-хімічній взаємодії ефективних шестипроцентних розчинів хімічних знеміцнювачів  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  та  $\text{NaOH}$  у мікро- та макротріщинах під надлишковим тиском знеміцнювача відбувається об'ємний розрив хімічних зв'язків структури пісковиків у покрівлі міцністю  $f > 7$  уздовж лінії пробурених свердловин. При цьому стискаючі та розтягуючі напруження пісковиків знижуються у 2,5 рази, сприяючи при дилатансії ефективному знеміцненню вищевказаних порід покрівлі уздовж лінії пробурених свердловин, виключивши в умовах надкатегорійних шахт за газом (метаном) підривне знеміцнення (торпедування) покрівлі [51].

Також можливо розглянути оптимізацію такого параметра як ширина захвату очисної машини. Чим більша ширина захвату виїмкової машини, тим більша ширина робочого простору лави, тобто більший розмір зависання порід покрівлі у вигляді консолей (рис. 4.9). При цьому опорний тиск зростає, а тиск на крайову частину пласта збільшується. З метою зменшення напружено-деформованого стану на практиці зменшу-

ють ширину захвату виїмкової машини, а також довжину підтримуваного прольоту порід покрівлі (рис. 4.9) [113].

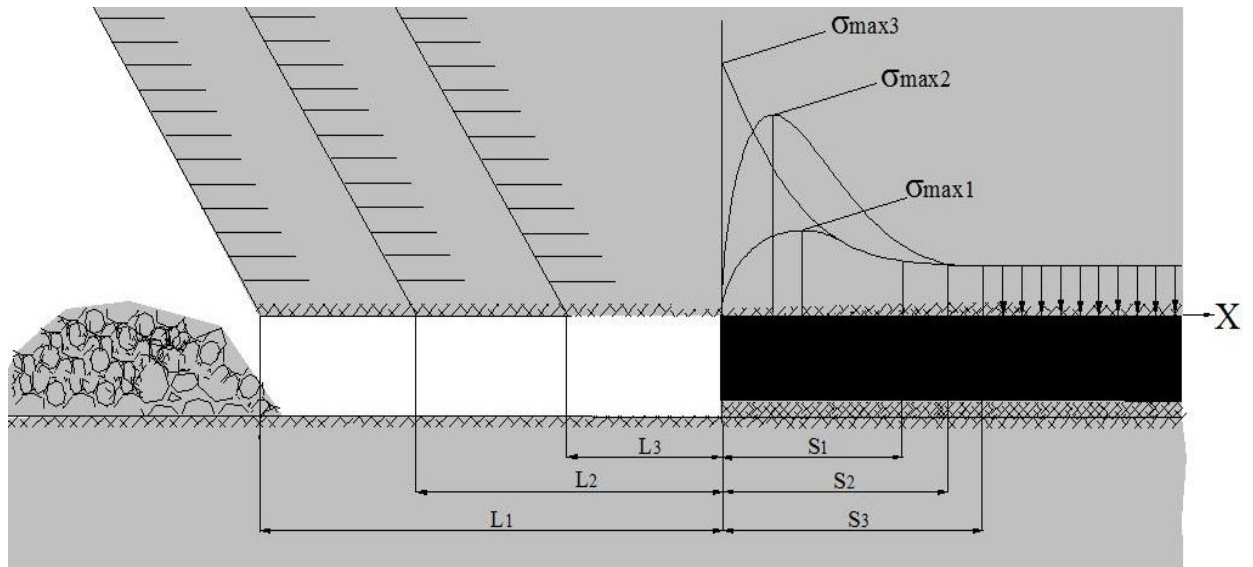


Рисунок 4.9 – Схема пояснення впливу ширини захвату виїмкової машини щодо розподілу гірського тиску:

$L_1, L_2, L_3$  – ширина зони підтримуваного привибійного простору;

$S_1, S_2, S_3$  – ширина зони опорного тиску залежно від  $L_n$ ;

$\sigma_{max1}, \sigma_{max2}, \sigma_{max3}$  – максимальне значення напружень зони опорного гірського тиску залежно від  $L_n$

Перехід на стругове виймання вугілля дозволить зменшити динаміку перерозподілу опорного гірського тиску. На підставі практичного досвіду роботи очисних вибоїв шахт Західного Донбасу встановлено, що необхідність застосування стругового виймання викликана недоцільністю роботи комбайнових машин на великих глибинах. Якщо на невеликих глибинах (до 400 м) комбайни мали ефективні показники роботи, то з переходом на більші глибини свою перевагу стругові комплекси [109].

Виконавчі органи стругів, як правило, здійснюють виймання у віджатій зоні (0,05 – 0,15 м). Отже, довжина зависання породних консолей покрівлі істотно не збільшується, і тому опорний тиск різко не

змінюється. Всі перехідні процеси в зміні напружень більш плавні у порівнянні з комбайновим способом виймання [110], [113], [118], [119].

Зменшення ширини захвату можливо застосувати в усіх випадках, як за наявності пісковиків у покрівлі, так і за їх відсутності.

На сьогодні очисні машини з виймання вугілля працюють з малими швидкостями подачі, виймаючи вугілля і за зоною віджиму. Це викликає динамічні процеси у перерозподілі напружень в опорній зоні. Після виймання вугілля комбайнами механізоване кріплення з консольним перекриттям не стабілізує у часі процеси перерозподілу напружень. В результаті цього при певних умовах відбувається обрізання порід покрівлі уздовж лінії вибою лави, що тягне за собою аварійну зупинку. При обрізанні порід покрівлі уздовж вибою лави навантаження на секції кріплення різко зростають, приймаючи на себе вагу порід, яка рівномірно розподілена по площині перекриття (див. рис. 4.7). З огляду на конструктивні особливості сучасного кріплення при рівномірно розподіленому навантаженні консольна частина секції створює момент сил, що призводить до її перекидання (кльовання) [119].

Для усунення конструктивних недоліків механізованого кріплення, збільшення несучої здатності, стабілізації аномальних напружень у прилеглих до очисного вибою породах на практиці провадиться посилення реакції опору механізованого кріплення, шляхом встановлення (підбиття) додаткової силової опори у вигляді рудничного дерев'яного стояка (довжиною рівною вийманій потужності пласта, діаметром 0,14 – 0,19 м) у вибої під консольну частину перекриття секції, оскільки мінімальна реакція кріплення у будь-якому перетині виробки генерує максимальне навантаження від ваги порід зони руйнування (рис. 4.10) [118], [119].

Встановлено, що чим більше опір цього кріплення, тим кращим є стан порід і чим швидше таке кріплення зводиться слідом за виїмковим комбайном, тим стійкіші будуть породи [119].

Слід зазначити, що перелічені вище заходи можуть бути виконані за умови застосування очисних комбайнів, але аж ніяк при струговому вийманні через відносно високу швидкість посування.

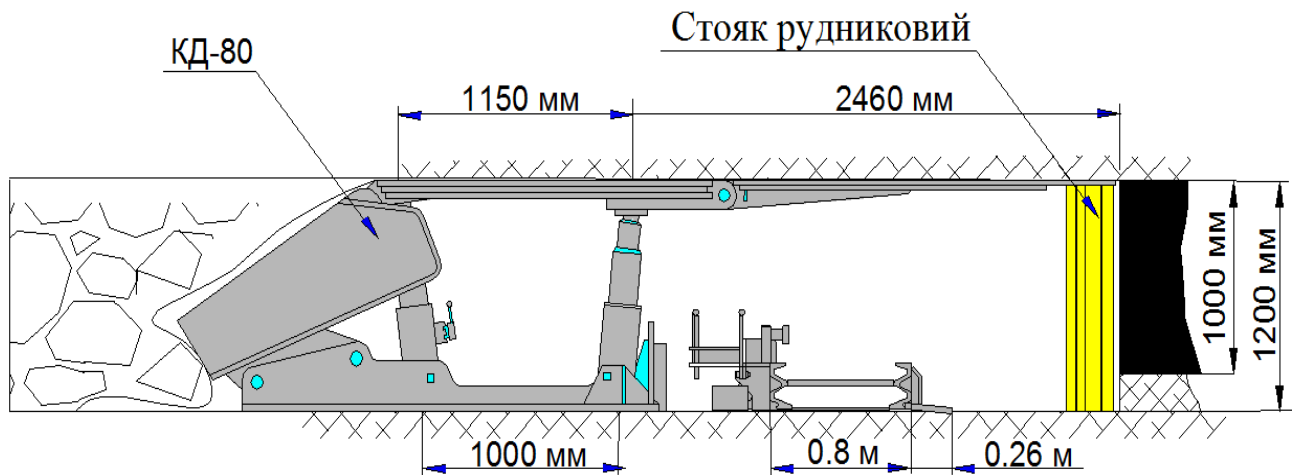


Рисунок 4.10 – Конструктивне усунення недоліків механізованого кріплення та збільшення його несучої здатності

За наявними даними, зона впливу виймання вугілля комбайнами на шахтах Донбасу поширюється в зону опорного тиску попереду комбайна  $r_1$ , позаду комбайна на  $r_3$ , на масив вугілля  $r_2$  і вироблений простір  $r_4$ , причому  $r_1 \approx r_2 \approx r_3 \approx r_4 \approx 10 - 12$  м. Призупинення процесу виймання вугілля в лаві викликає відносну стабілізацію у перерозподілі напружень. Деформації порід у цей період не припиняються, але швидкість їх різко зменшується (рис. 4.11) [113].

Пересування секцій механізованого кріплення також впливає якісно на прилеглі породи, а саме істотно погіршує стан безпосередньої покрівлі в очисному вибої. Після пересування секцій зазвичай відбувається вкорочення консолей безпосередньої покрівлі, тобто руйнування її у виробленому просторі. Це зменшує напруження порід навколо вугільного пласта і в його крайовій частині. Оскільки зазначені основні про-



цеси у вибої, який рухається, повторюються циклічно, то й аномалії напружень в опорній зоні теж мають безперервно-циклічний характер.

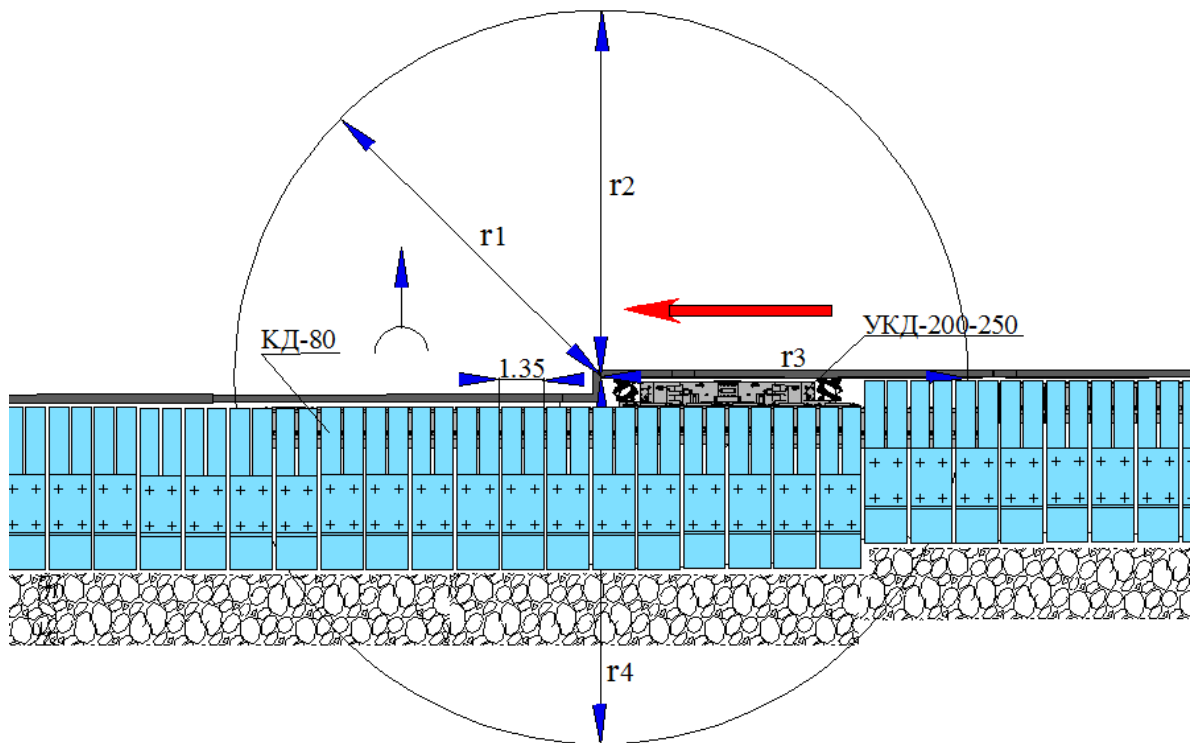


Рисунок 4.11 – Конфігурація зони впливу очисного виймання на зсув порід покрівлі

Якщо збільшити швидкість посування очисного вибою то ширина зони опорного гірського тиску збільшується, коефіцієнт концентрації опорного напруження зростає, а максимум опорного гірського тиску наближається до вибою. У всіх випадках зі збільшенням швидкості посування вибою стан порід безпосередньої покрівлі поліпшується, а навантаження на кріплення вибою збільшується. Це доведено досвідом роботи лав у різних гірничотехнічних умовах (рис. 4.12), [113]. Цей аспект також образно описав відомий німецький маркшейдер Ролленсман: «якщо з-під предмета миттєво вийняти аркуш паперу, то предмет (споруда) залишиться на місці» [16], [31].

Для зменшення навантаження на підготовчі виробки у виробленому просторі можливо посилити охоронний ряд шляхом переходу

з органного кріплення на кустове (накатний костер) (рис. 4.13, 4.14), [120].

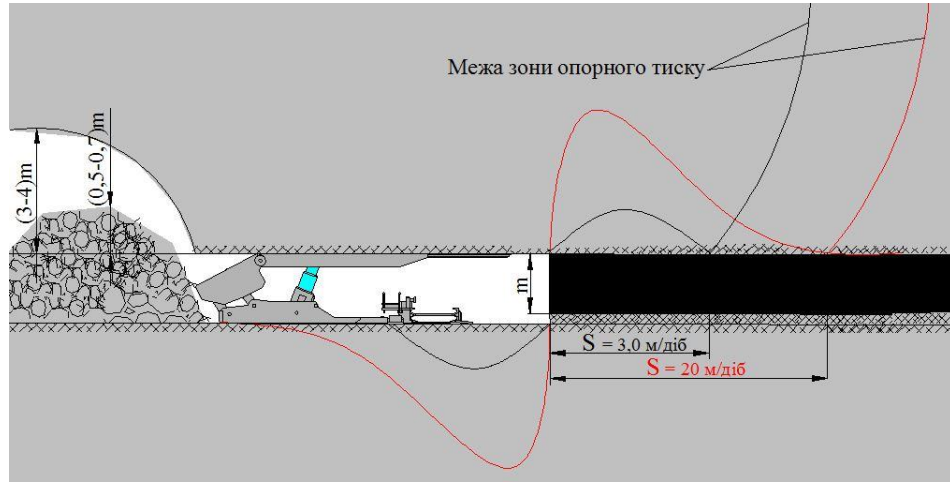


Рисунок 4.12 – Вплив швидкості посування вибою на розподіл опорного гірського тиску:

- швидкість посування 3,0 м/добу;
- швидкість посування 20,0 м/добу

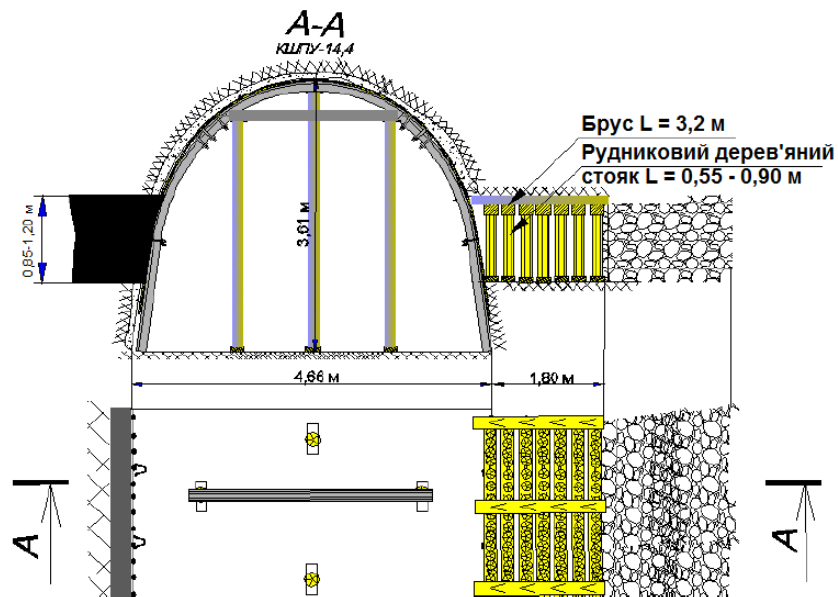


Рисунок 4.13 – Посилення стійкості сполучення підготовчої виробки з очисним вибоєм органічними рядами кріплення

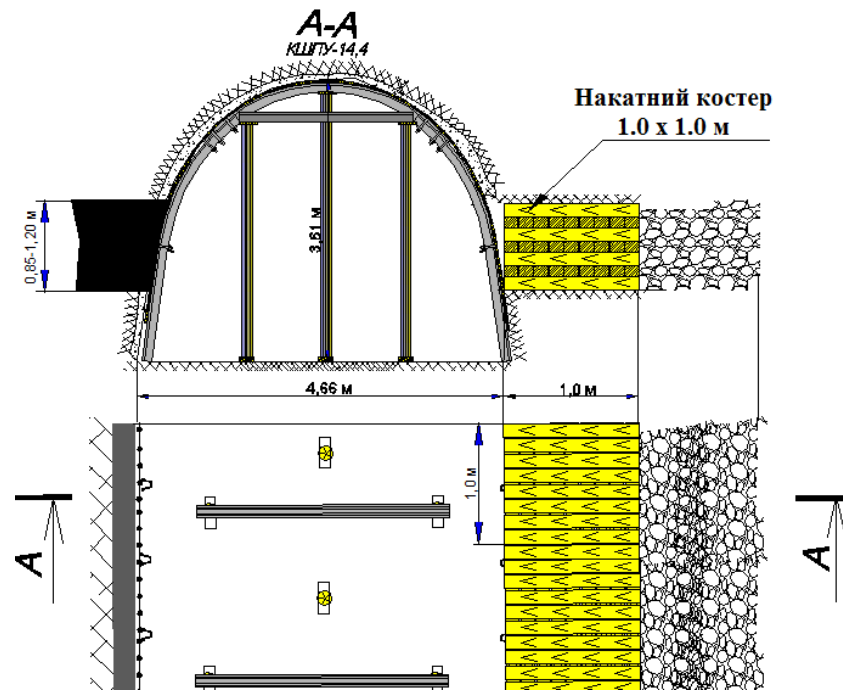


Рисунок 4.14 – Посилення стійкості сполучення підготовчої виробки з очисним вибоєм кустовим кріпленням (накатним костром)

На практиці доведено, що відпрацювання запасів можна здійснювати з чергуванням виїмкових стовпів через один шляхом повторного використання підготовчих виробок. Таким чином, лава відпрацьовує виїмковий стовп, що межує з обох сторін з виробленим простором, який здійснює істотний вплив на процеси зрушення надвугільної товщі (рис. 4.15), [78], [110], [118], [120].

Керування геомеханічними процесами зрушення надвугільної товщі здійснюється за допомогою наступних заходів:

- Необхідно за довжиною виїмкового стовпа встановити координати посадок основної покрівлі на вже відпрацьованих сусідніх ділянках і не допускати співпадінь прогнозованого місця посадки основної покрівлі в лаві, яка зазнала раніше посадки. Для цього необхідно знизити швидкість посування очисного вибою до 3,0 – 4,0 м/добу протягом не менше 2-х діб роботи, що складе близько 6,0 – 8,0 м до встановлених раніше місць посадки основної покрівлі в лаві [118], [121].

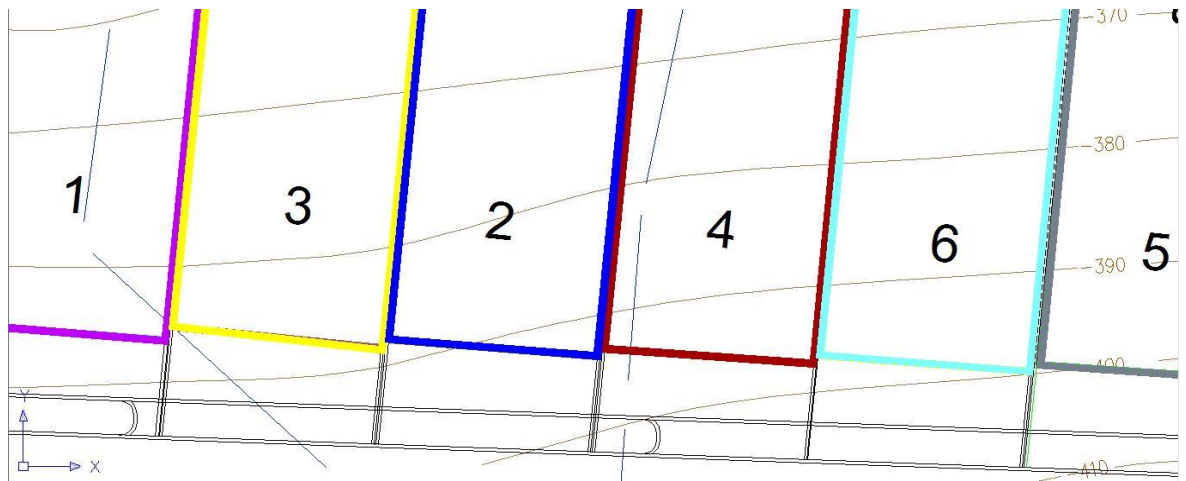


Рисунок 4.15 – Порядок чергування відробки виїмкових стовпів через один

- Забезпечити двостадійний режим роботи лави. Після посадки основної покрівлі протягом наступних 2-х діб швидкість посування очисного вибою має бути максимально можливою (6,0 – 8,0 м/добу) з відпрацюванням 12,0 – 16,0 м виїмкового стовпа. Наступні дві доби швидкість посування очисного вибою не повинна перевищувати 3,0 – 4,0 м/добу з відпрацюванням 6,0 – 8,0 м виїмкового стовпа. Після передчасної посадки основної покрівлі слід забезпечити максимально можливу швидкість посування очисного вибою. Якщо спровокувати посадку основної покрівлі не вдалося то необхідно перейти на інтенсивний режим відпрацювання ділянки упродовж не менше трьох діб. Далі перераховані операції повторюються (рис. 4.16), [113], [118], [121].

- Заходи з керування механізованим кріпленням типу 1КД–80. Забезпечити постійний моніторинг стану тиску в гідростояках з незадовільним розпором шляхом регулярної зйомки показань тиску у поршневіх порожнинах. При пересуванні секцій виконувати її дорозпір як переднього, так і заднього рядів гідростояків.

При утворенні вивалів або хибної покрівлі необхідно викладувати кліті на перекриттях секцій (рис. 4.17) або відійти нижче від покрівлі, залишаючи пачку вугілля потужністю 0,1 – 0,15 м по покрівлі (рис. 4.18).

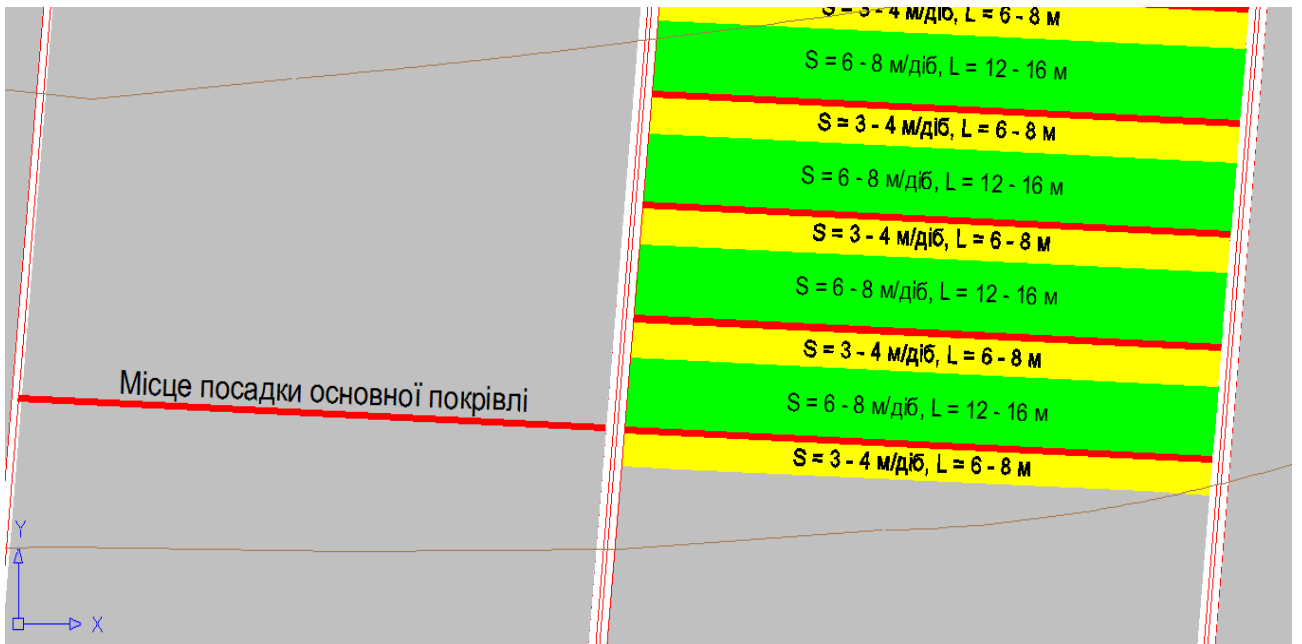


Рисунок 4.16 – Принцип двостадійного режиму роботи:

$S$  – швидкість просування очисного вибою, м/добу;

$L$  – відстань відходу, м

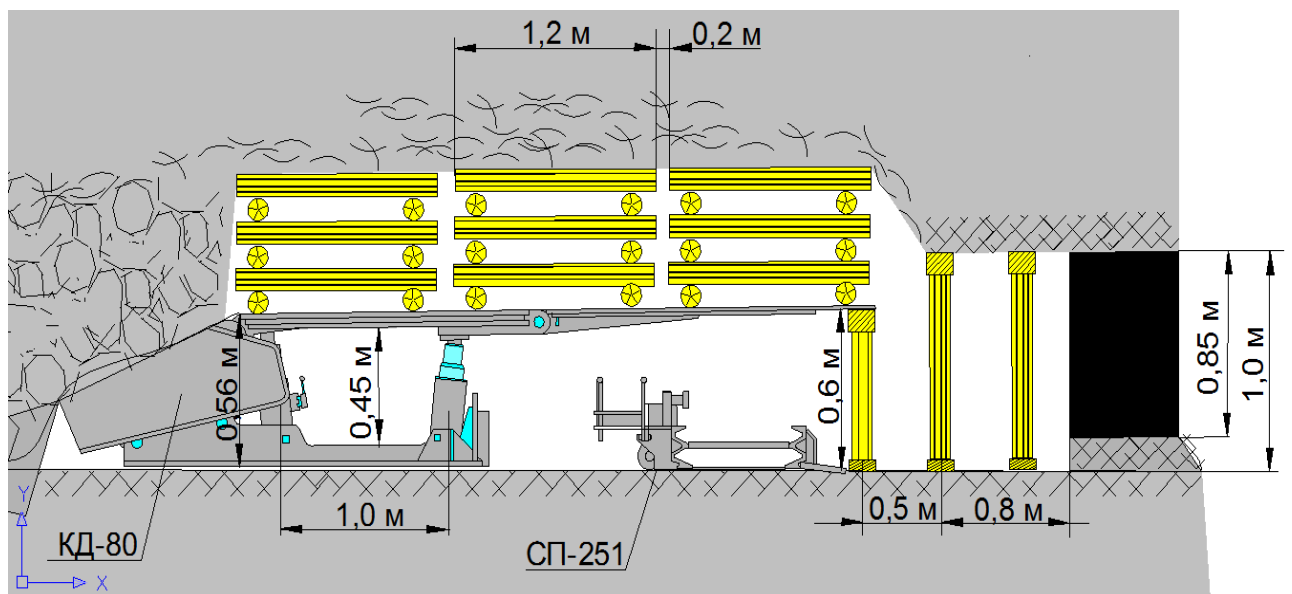


Рисунок 4.17 – Викладання клітей на перекриттях секцій при утворенні вивалів або відшаруванні хибної покрівлі

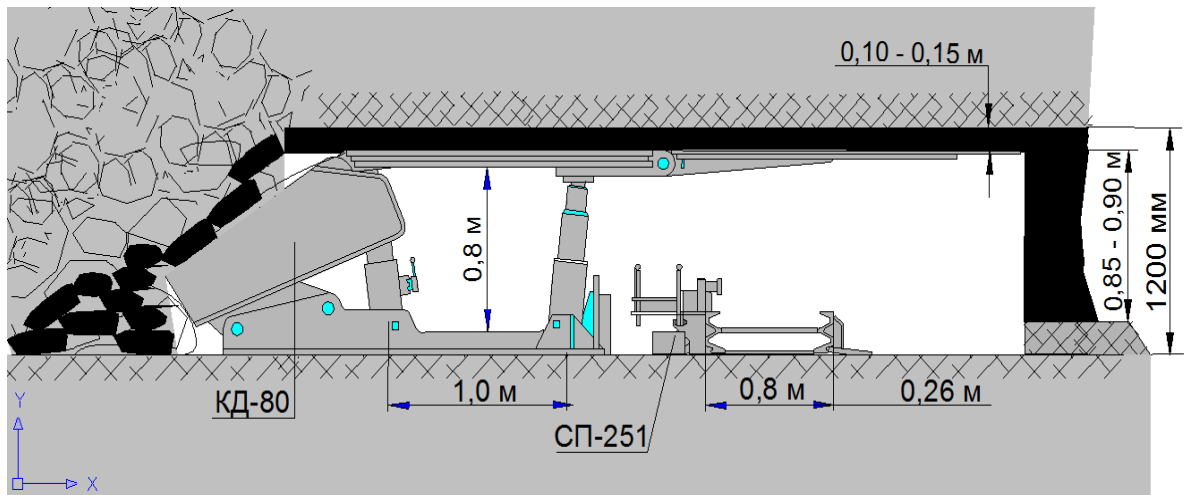


Рисунок 4.18 – Відхід від нестійкої покрівлі шляхом залишення пачки вугілля потужністю 0,1 – 0,15 м вище перекриття секцій механізованого кріплення

При тривалій зупинці очисного вибою (більше 6 год), здійснити пересування секцій механізованого кріплення впритул до вибою (див. рис. 4.10).

У секціях з підвищеним навантаженням на консолі перекриття (дзеркала передніх рядів гідростояків висотою 0,01 – 0,03 м) встановити додаткові силові опори під консольну її частину (див. рис. 4.10), [110], [118], [121], [122].

Застосування механізованого кріплення з більш високою несучою здатністю в лавах зі слабкою підшовою та з високими значеннями потужності шарів покрівлі, а також їх специфічними фізико-механічними властивостями є недоцільним, оскільки це може призводити до вдавлювання секцій механізованого кріплення у підшову, особливо в обводнених лавах, що не рідко все одно супроводжується посадкою кріплення «на жорстку базу» (рис. 4.19).

З огляду на вищенаведене узагальнення можна зробити наступний висновок, що описані заходи з попередження посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» не враховують наявність гідростатичного тиску в основній покрівлі, а тому не вирішують даної проблеми щодо боротьби з гідростатичним навантаженням, за причини їх недоцільності застосування в даних умовах. Через те виконаний аналіз заходів додатково потребує деталізації механізму гідростатичного перевантаження основної покрівлі вугільного

пласта, а також встановлення ступеня збіжності отриманих результатів при комп'ютерному моделюванні та зібраних матеріалів на шахті [110].

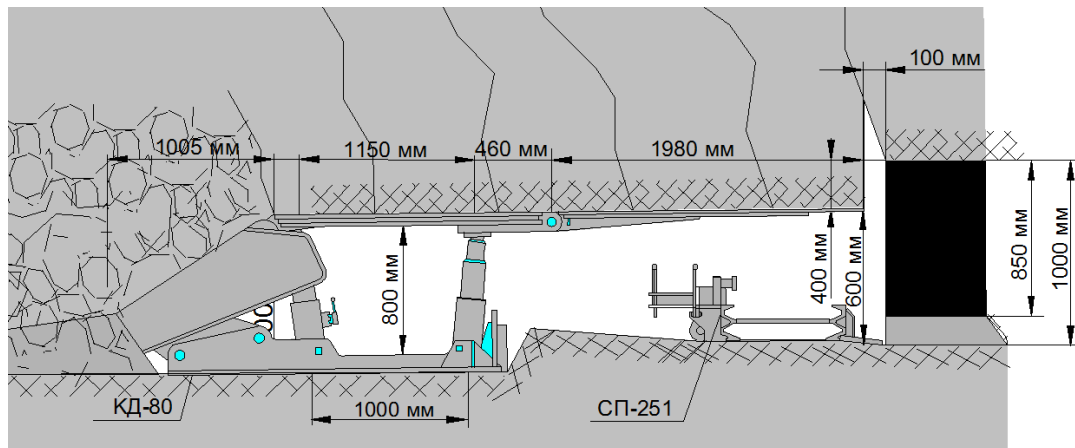


Рисунок 4.19 – Вдавлювання секції механізованого кріплення у нестійку породну підоснову з втратою висоти робочого простору

### 4.3 Деталізація механізму гідростатичного перевантаження основної покрівлі вугільного пласта

Для деталізації механізму було виконано моделювання явища гідростатичного перевантаження основної покрівлі вугільного пласта  $C_5$  в умовах відпрацювання 545 лави шахти «Самарська» ШУ «Тернівське» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» за наявності водовмісного вугільного пласта – супутника у покрівлі. Моделювання виконано шляхом оберненої задачі з використанням методу скінченних елементів. Метою даного дослідження є виявлення ступеня збіжності отриманих результатів при комп'ютерному моделюванні з даними, які було зібрано на шахті.

На моделі відтворено посування очисного вибою з відображенням геологічної будови пласта  $C_5$ . Вугільний прошарок-супутник  $C_5^1$  – потенційне джерело гідростатичного перевантаження – залягав на відстані 7,4 м вище покрівлі пласта, мав потужність 0,2 м, контактне зчеплення з породами, які залягали нижче, відсутнє. За прогнозом, напір над покрівлею буцацького водоносного горизонту становив 52 м. Відповідно

й гідравлічне навантаження задано у розмірі 520 кПа на відстані 7,4 м вище покрівлі пласта. Глибина розробки складала 160 м.

Моделювання виконано в умовах відходу від монтажної камери 50 м (ПК 145+8 м) на місці, де 09.11.2009 р. трапилася перша посадка 50 секцій (68 м) механізованого кріплення «на жорстку базу». А також в умовах відходу від монтажної камери 59 м (ПК 144+9 м) на місці, де 29.11.2009 р. трапилася друга посадка 17 секцій (23 м) механізованого кріплення «на жорстку базу» (табл. 4.1).

Викопіювання з нанесенням місць посадок «на жорстку базу» та геологічний розріз ділянки зображено на (рис. 4.1 - 4.2).

Додаткові вихідні дані для проведення моделювання надано у табл. 4.3 - 4.4.

Таблиця 4.3 – Параметри проведення моделювання

Параметр	Значення
Виймана потужність пласта, м	1,05
Глибина місця посадки кріплення, м	160
Довжина лави, м	177
Тип кріплення	КД-90
Максимальний відхід лави, м	50; 59
Довжина моделі в напрямку посування лави, м	337
Висота моделі вище покрівлі пласта, м	160
Висота моделі нижче покрівлі пласта, м	50
Кількість виконаних прогнозів	4
Величина задання навантаження, кПа	0; 520
Відстань задання навантаження на контакті між підошвою водовмісного шару та покрівлею зони посадки водостійкого літологічного шару, м	7,4

Порівняння результатів моделювання в умовах відходу від монтажної камери 50 м (ПК 145+8 м) як з урахуванням гідравлічного навантаження, так і за його відсутності зображено на рис. 4.20.

Також у результаті моделювання отримано характер розподілу напружено-деформованого стану гірського масиву навколо очисного вибою та



співставлено напруження як за відсутності гідравлічного навантаження (4.21, а), так і за його наявності (рис. 4.21, б).

Таблиця 4.4 – Задані фізико-механічні властивості масиву в моделі

Характеристика	Вугілля	Алевроліт	Аргіліт	Пісковик
Модуль пружності $E_1$ , ГПа	5,57	2,81	2,86	3,66
Модуль пружності $E_2$ , ГПа	4,57	1,43	1,14	2,93
Модуль пружності $E_3$ , ГПа	5,57	2,81	2,86	3,66
Коефіцієнт Пуассона $\mu_{12}$	0,25	0,28	0,23	0,29
Коефіцієнт Пуассона $\mu_{21}$	0,21	0,14	0,09	0,23
Коефіцієнт Пуассона $\mu_{31}$	0,27	0,25	0,21	0,26
Модуль зсуву $G_{13}$ , ГПа	2,31	1,23	1,31	1,48
Модуль зсуву $G_{21}$ , ГПа	2,05	0,80	0,72	1,29
Модуль зсуву $G_{32}$ , ГПа	2,05	0,80	0,72	1,29
Межа міцності на стиск $\sigma_{cm1}$ , МПа	27,00	21,00	17,00	23,00
Межа міцності на стиск $\sigma_{cm2}$ , МПа	42,00	28,00	26,00	38,00
Межа міцності на розтяг $\sigma_{cm1}$ , МПа	6,40	4,20	3,20	5,00
Межа міцності на розтяг $\sigma_{cm2}$ , МПа	4,00	2,00	1,50	3,00
Межа міцності на зсув $\sigma_{zc13}$ , МПа	6,57	4,70	3,69	5,09
Щільність $\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	1150	2280	2280	2320

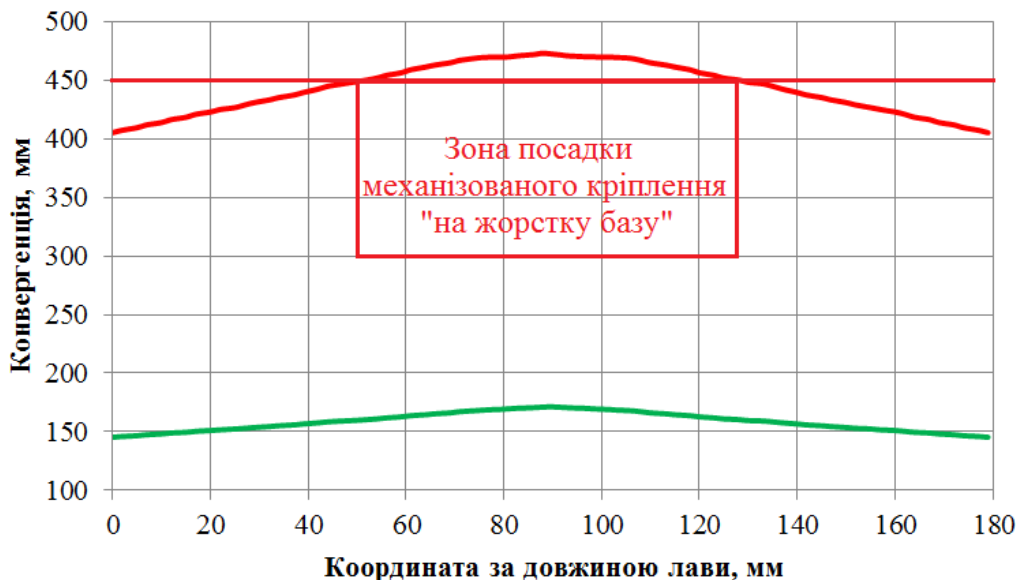
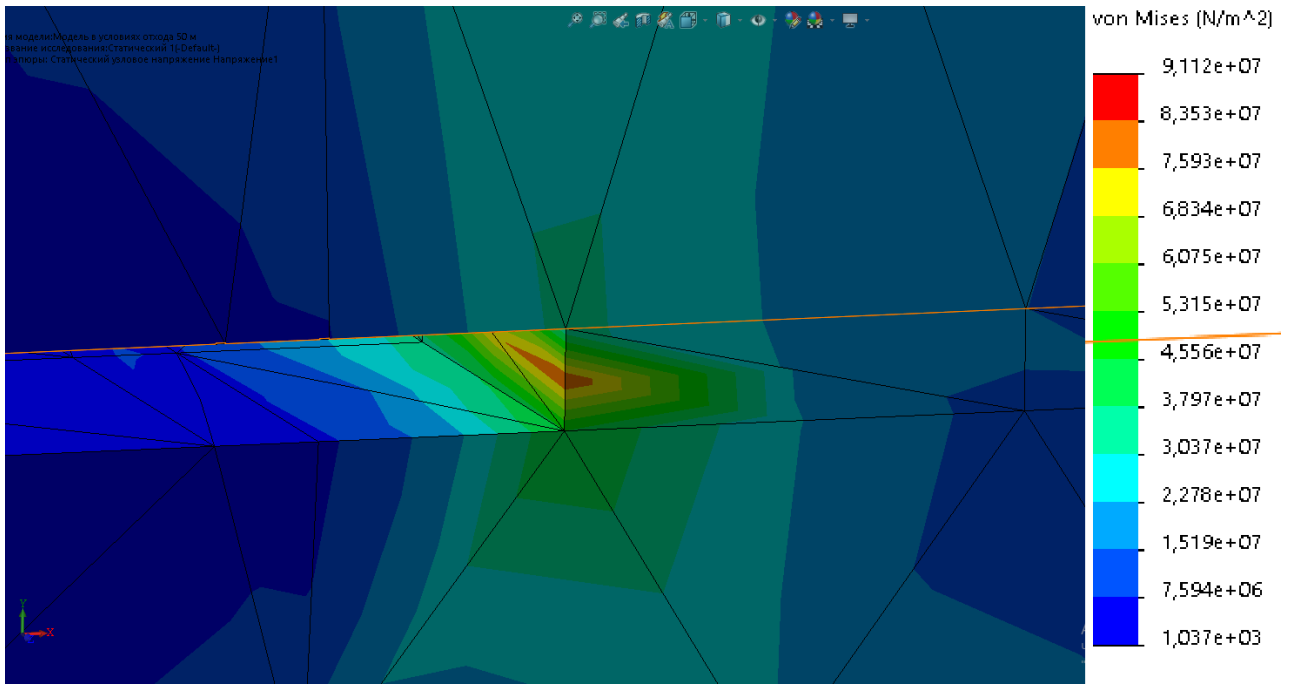


Рисунок 4.20 – Порівняння результатів моделювання характеру розподілу величини конвергенції бічних порід як з урахуванням гідростатичного тиску, так і за його відсутності для умов відходу 50 м (ПК 145+8 м):

- гідростатичний тиск відсутній
- гідростатичний тиск – 520 кПа

а



б

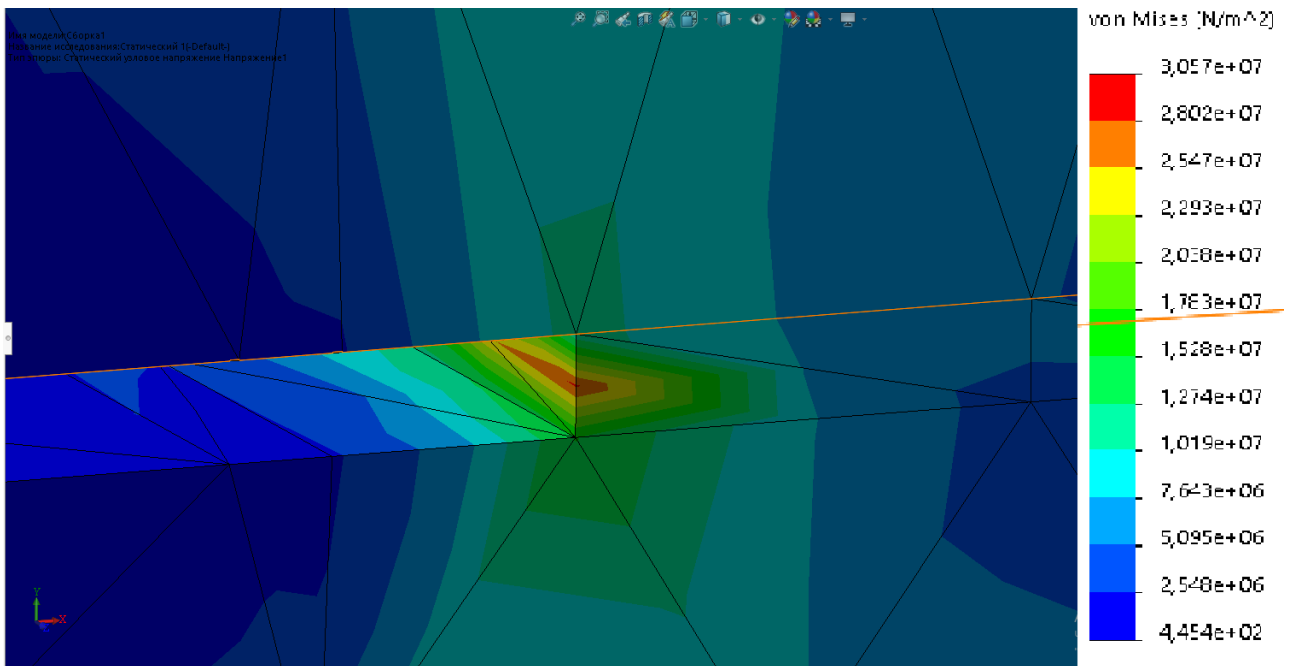


Рисунок 4.21 – Результати моделювання характеру розподілу величини напружено-деформованого стану гірських порід навколо очисного вибою як без урахування гідростатичного тиску (а), так і за його наявності (б) в умовах відходу 50 м (ПК 145+8 м)

Порівняння результатів моделювання в умовах відходу від монтажної камери 59 м (ПК 144+9 м) як з урахуванням гідравлічного навантаження, так і за його відсутності зображено на рис. 4.22.

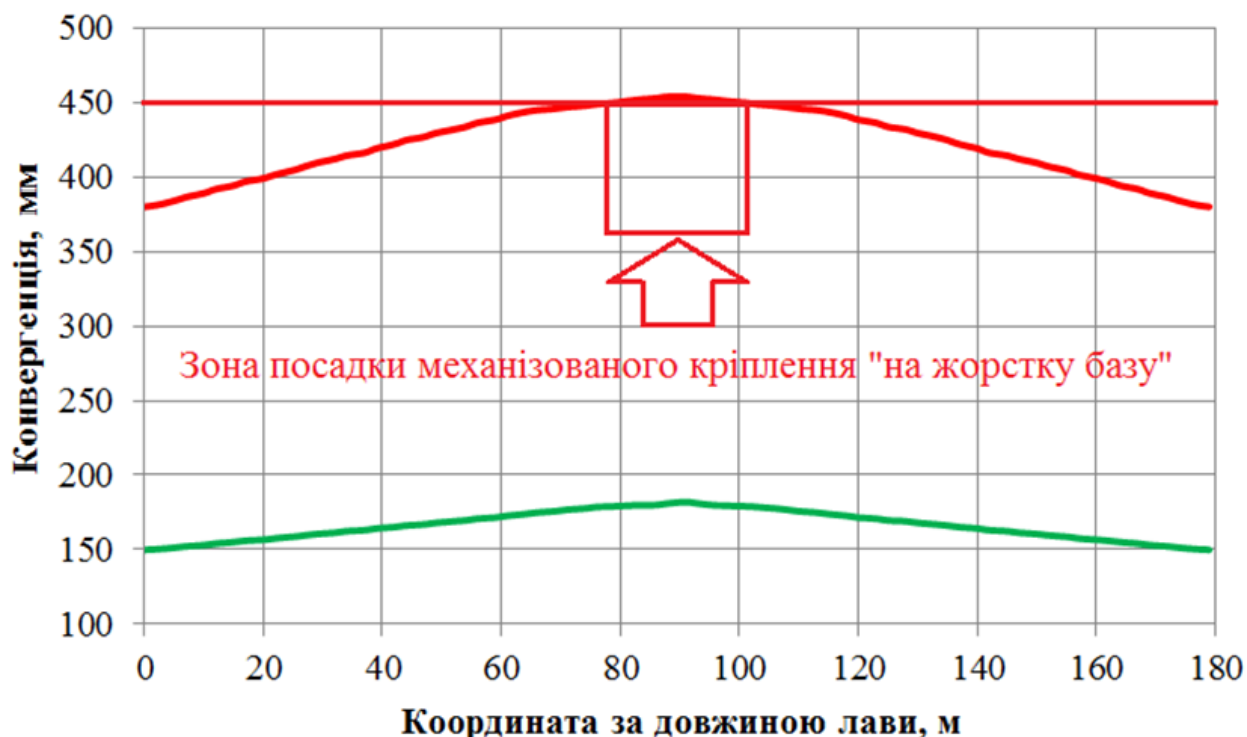


Рисунок 4.22 – Порівняння результатів моделювання характеру розподілу величини конвергенції бічних порід як з урахуванням гідростатичного тиску, так і за його відсутності для умов відходу 59 м (ПК 144+9 м):

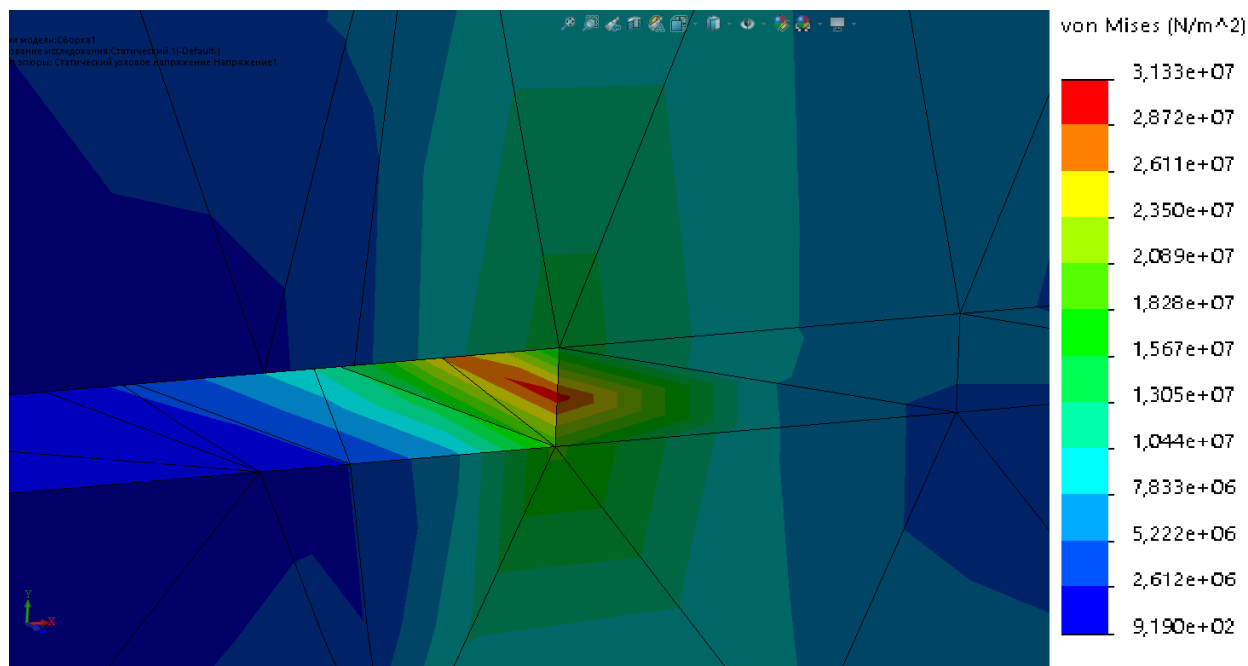
- гідростатичний тиск відсутній
- гідростатичний тиск – 520 кПа

Також у результаті моделювання отримано характер розподілу напружено-деформованого стану гірського масиву навколо очисного вибою та виконано порівняння напруження як за відсутності гідравлічного навантаження (4.23, а) так і за його наявності (рис. 4.23, б).

У результаті виконання деталізації механізму гідростатичного перевантаження основної покрівлі вугільного пласта моделюванням встановлено, що величина навантаження механізованого кріплення з посу-

ванням очисного вибою може збільшуватись у 2,8 разів та є несумісною умовою їх роботи.

а



б

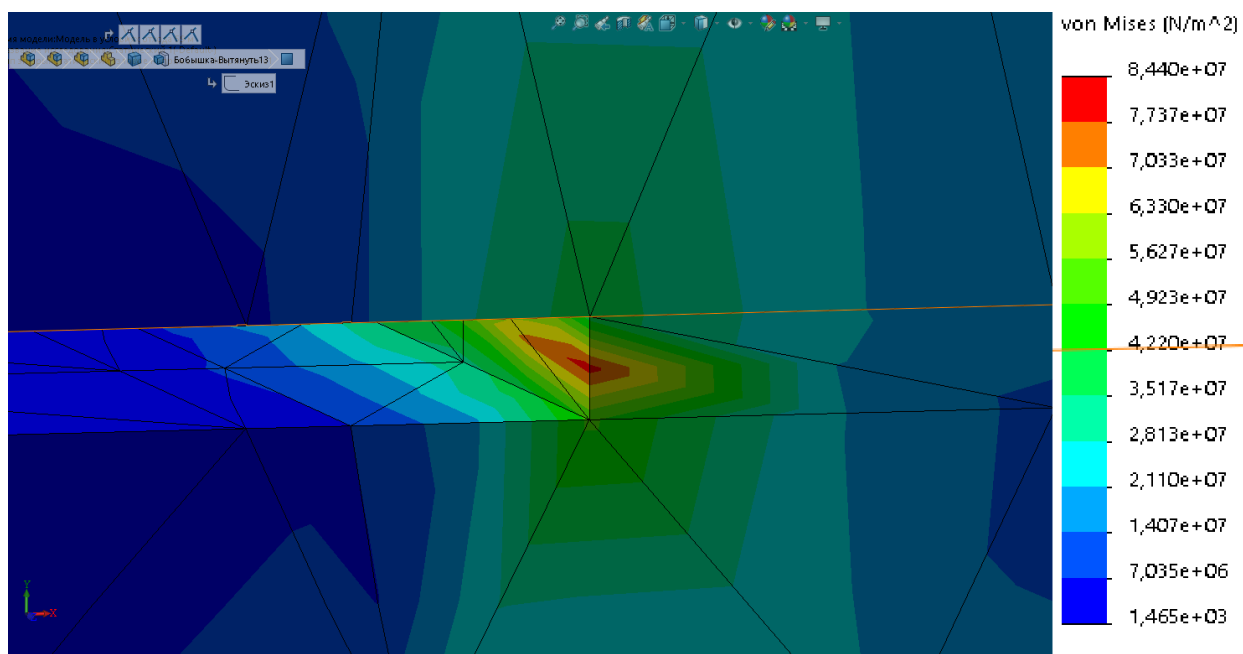


Рисунок 4.23 – Результати моделювання характеру розподілу величини напружено-деформованого стану гірських порід навколо очисного вибою як без урахування гідростатичного тиску (а), так і за його наявності (б) в умовах відходу 59 м (ПК 144+9 м)

Збіжність отриманих результатів при комп'ютерному моделюванні з даними, які було зібрано на шахті, становить 85,0 – 88,3%, що вказує на високу достовірність отриманих результатів та наукову цінність даного дослідження.

З урахуванням деталізації механізму гідростатичного перевантаження основної покрівлі вугільного пласта необхідно на реальному прикладі виконати прогноз аварійних ділянок гідростатичного перевантаження механізованого кріплення.

#### **4.4 Прогноз аварійних ділянок гідростатичного перевантаження механізованого кріплення**

Для проведення прогнозу було виконано моделювання на прикладі умов відпрацювання вугільного пласта С<sub>6</sub> шахти «Степова» ШУ «Першотравневе» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Прогнозування явища гідростатичного перевантаження кріплення очисного вибою при відпрацюванні 155 виїмкового стовпа реалізовано для умов синхронного затоплення шахти «Ювілейна» у 2024 році.

На моделі відтворено посування очисного вибою з відображенням геологічної будови пласта С<sub>6</sub> (Додаток М). Вугільний прошарок – супутник С<sub>6</sub><sup>1</sup> – потенційне джерело гідростатичного перевантаження, залягає на відстані 11,2 м вище покрівлі пласта, має потужність 0,53 м, контактне зчеплення з породами, які залягають, майже відсутнє. Глибина розробки складає 521 м. З практичного досвіду роботи відпрацювання сусідніх лав, первинна посадка основної покрівлі спостерігалась на відстані 20 – 35 м від монтажної камери, подальші посадки відбувались з періодичністю 15 – 20 м. При цьому водоприплив з основної покрівлі був епізодичним і не перевищував 10 м<sup>3</sup>/год.

Водовмісний вугільний прошарок-супутник С<sub>6</sub><sup>1</sup>, який залягає у покрівлі пласта С<sub>6</sub>, має гідравлічний зв'язок з бучакським водовмісним

горизонтом. У шахтопласті С<sub>6</sub> ємнісний ресурс практично відсутній, а накопичений об'єм води з прогнозним припливом близько 10 м<sup>3</sup>/год при першому генеральному зрушенні покрівлі складе 100 – 120 м<sup>3</sup>. Тривалість водоприпливу майже неможливо прогнозувати, але, за досвідом, не більше 3-х діб. Гідравлічний тиск вирівнюється п'єзометричним тиском зони живлення шару і для умов шахти «Степова» може сягати 55 м водяного стовпа. Це означає, що на відстані 11,2 м від поверхні кріплення в лаві формується гірський тиск величиною у 550 КПа, а з урахуванням припинення відкачування води на шахті «Ювілейна» у 2024 році, може сягати 800 кПа, тобто на порядок перевищує напруження у цій зоні покрівлі за відсутності водопроявів.

155 монтажна камера закладена на ПК 179+6,5 м. Очисний вибій буде посуватися за підняттям. Початок відпрацювання виїмкової ділянки заплановано на перший квартал 2024 року.

Геологічний розріз ділянки надано на рис. М.1 Додатку М.

Додаткові вихідні дані для проведення моделювання наведено в табл. 4.5 – 4.6.

Таблиця 4.5 – Додаткові вихідні дані для проведення моделювання

Параметр	Значення
Виймана потужність пласта, м	1,05
Щільність вугілля, т/м <sup>3</sup>	1,18
Глибина розробки, м	501 – 521
Довжина лави, м	300
Тип кріплення	КД-90
Максимальний відхід лави, м	50
Довжина моделі в напрямку посування лави, м	571
Висота моделі вище покрівлі пласта, м	100
Висота моделі нижче покрівлі пласта, м	50
Кількість виконаних прогнозів	22
Величина задання навантаження, кПа	0; 800
Відстань задання навантаження на контакт між подошвою водовмісного шару та покрівлею зони посадки водостійкого літологічного шару, м	11,2
Величина задання гірського тиску на вершину моделі, Н/м <sup>2</sup>	10002000

Таблиця 4.6 – Задання фізико-механічних властивостей масиву в моделі

Характеристика	Вугілля	Алевроліт	Аргіліт	Пісковики
Модуль пружності $E_1$ , ГПа	5,57	2,81	2,86	3,66
Модуль пружності $E_2$ , ГПа	4,57	1,43	1,14	2,93
Модуль пружності $E_3$ , ГПа	5,57	2,81	2,86	3,66
Коефіцієнт Пуассона $\mu_{12}$	0,25	0,28	0,23	0,29
Коефіцієнт Пуассона $\mu_{21}$	0,21	0,14	0,09	0,23
Коефіцієнт Пуассона $\mu_{31}$	0,27	0,25	0,21	0,26
Модуль зсуву $G_{13}$ , ГПа	2,31	1,23	1,31	1,48
Модуль зсуву $G_{21}$ , ГПа	2,05	0,80	0,72	1,29
Модуль зсуву $G_{32}$ , ГПа	2,05	0,80	0,72	1,29
Межа міцності на стиск $\sigma_{ст1}$ , МПа	27,00	21,00	17,00	23,00
Межа міцності на стиск $\sigma_{ст2}$ , МПа	35,00	52,00	35,00	51,00
Межа міцності на розтяг $\sigma_{ст1}$ , МПа	6,40	4,20	3,20	5,00
Межа міцності на розтяг $\sigma_{ст2}$ , МПа	4,00	2,00	1,50	3,00
Межа міцності на зсув $\sigma_{зс13}$ , МПа	6,57	4,70	3,69	5,09
Щільність $\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	1320	2510	2370	2600

Всього виконано 22 варіанти модельного відображення посування очисного вибою по пласту  $C_6$  за двома підваріантами – з відсутністю гідралічного перевантаження на підшві пласта  $C_6^1$  та за його наявності з тиском 800 КПа. Моделювання виконувалося через кожні 5 м відходу очисного вибою від монтажної камери. Прогноз виконано для ділянки, максимальна величина відходу якої становила 50 м від монтажної камери (ПК174+6,5 м). Результати проведення прогнозу надано у табл. 4.7.

Таблиця 4.7 – Результати проведення чисельного прогнозу величини конвергенції в лаві

№ прогнозу	Відхід лави від монтажної камери, м	Гідралічне навантаження, кПа	Величина конвергенції, мм		Зона посадки, м/кількість секцій, од
			min	max	
1	2	3	4	5	6
1	0	0	273,5 ↑	379,8 ↑	-
2		800	297,0 ↑	404,5 ↑	-
3	5	0	340,2 ↑	391,0 ↑	-
4		800	364,2 ↑	416,5 ↑	-
5	10	0	371,2 ↑	417,2 ↑	-
6		800	395,0 ↑	440,7 ↑	-

Продовження табл. 4.7

1	2	3	4	5	6
7	15	0	381,9↑	429,5 ↑	-
8		800	406,3↑	453,9 ↑	4/4
9	20	0	399,5↑	449,8 ↑	-
10		800	425,0↑	475,4 ↑	65/48
11	25	0	410,1↑	450,0 ↑	-
12		800	436,4↑	489,0 ↑	125/94
13	30	Відбудеться первинна (генеральна) посадка основної покрівлі на відстані 30 м від монтажної камери!			
		0	309,2↓	431,0 ↓	-
14		800	334,9↓	459,0 ↓	19/14
15	35	0	316,1↑	445,0 ↑	-
16		800	342,1↑	474,0 ↑	35/26
17	40	0	389,8↑	447,0 ↑	-
18		800	416,8↑	475,9 ↑	34/24
19	45	0	391,0↑	450,0 ↑	-
20		800	421,0↑	480,0 ↑	42/32
21	50	Відбудеться вторинна посадка основної покрівлі на відстані 50 м від монтажної камери! Початок зони встановленого кроку посадки! Подальші посадки передбачаються з кроком 20 м!			
		0	369,0↓	434,0 ↓	-
22		800	398,0↓	465,2 ↓	22/16

У стовпцях 4-5 табл. 4.7 червоні стрілки вгору і сині вниз позначають відповідно збільшення і зменшення величини конвергенції гірських порід у покрівлі очисного вибою.

У результаті проведення прогнозу виявлено перше гідравлічне переваження механізованого комплексу на відстані 15 м від монтажної камери на ПК 178+1,5 м. В результаті моделювання аварії виявлено чотири секції механізованого кріплення, які будуть посаджені «на жорстку базу». Величина зближення бічних порід склала 453,9 мм.

У разі відсутності гідравлічного навантаження величина конвергенції складала б 429,5 мм. Для порівняння наведено графіки характеру розподілу конвергенції бічних порід на рис. Н.1. Додатку Н.

За результатами прогнозного моделювання №7 і №8 також отримано характер розподілу напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисного вибою (рис. 4.24).



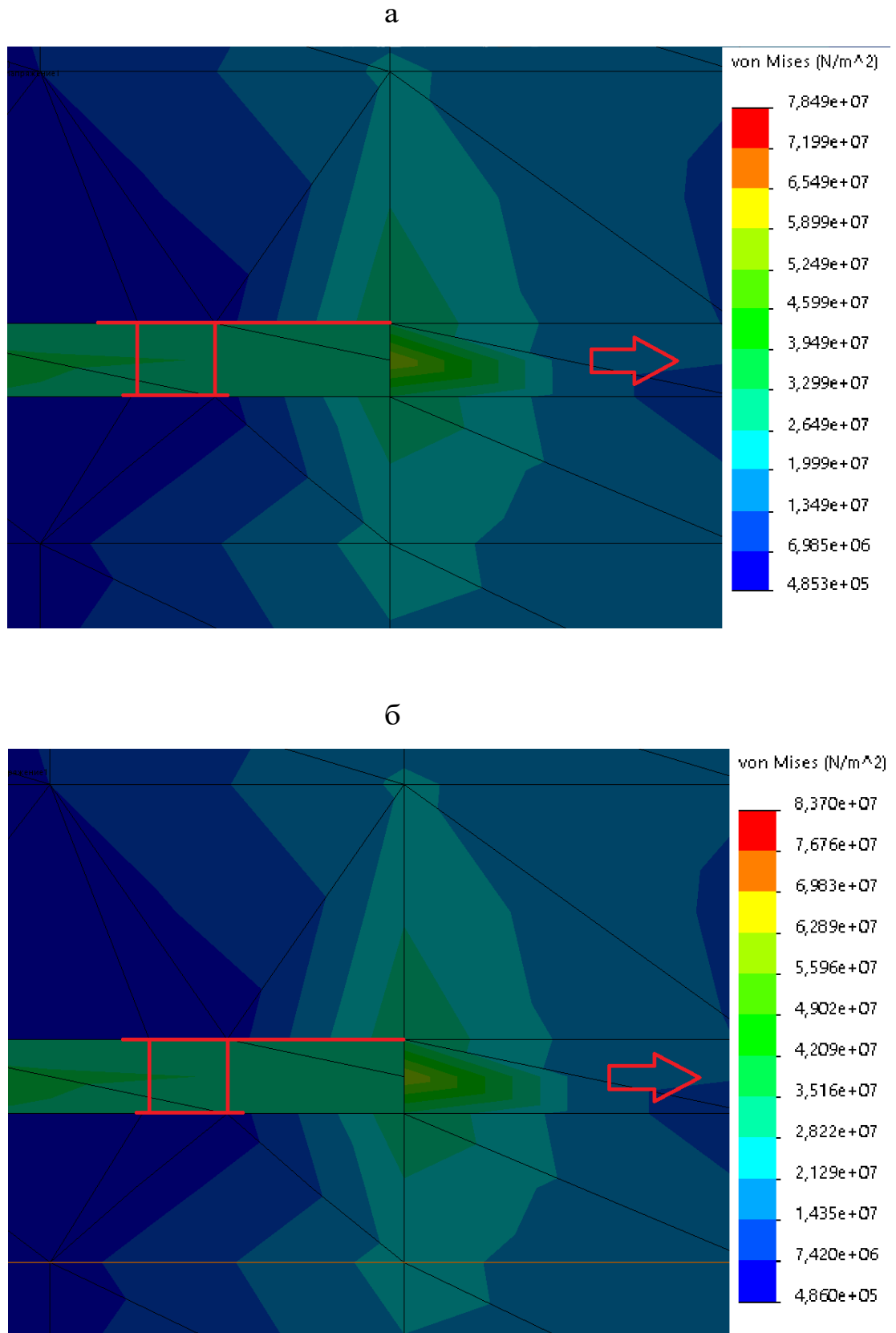


Рисунок 4.24 – Характер розподілу величини напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисного вибою в результаті проведення прогнозу №7 (а) та №8 (б) на ПК 178+1,5 м

Також гідравлічне перевантаження спостерігається систематично через кожні 5 м відходу від монтажної камери на ПК 177+6,5 м з посадкою 48 секцій «на жорстку базу» та на ПК 177+1,5 м з посадкою 94 секцій.

На відстані 30 м від монтажної камери (ПК176+6,5 м) відбудеться первинне (генеральне) осідання основної покрівлі з посадкою секцій механізованого кріплення. Виявлено 14 секцій механізованого кріплення, які будуть посаджені «на жорстку базу», виходячи з комп'ютерного зондування зближення бічних порід (величина зближення бічних порід склала 459 мм).

У разі відсутності гідравлічного навантаження вздовж лінії вибою на ПК176+6,5 м, величина конвергенції склала б 434 мм. Для порівняння наведені графіки характеру розподілу конвергенції бічних порід на рис. 4.25.

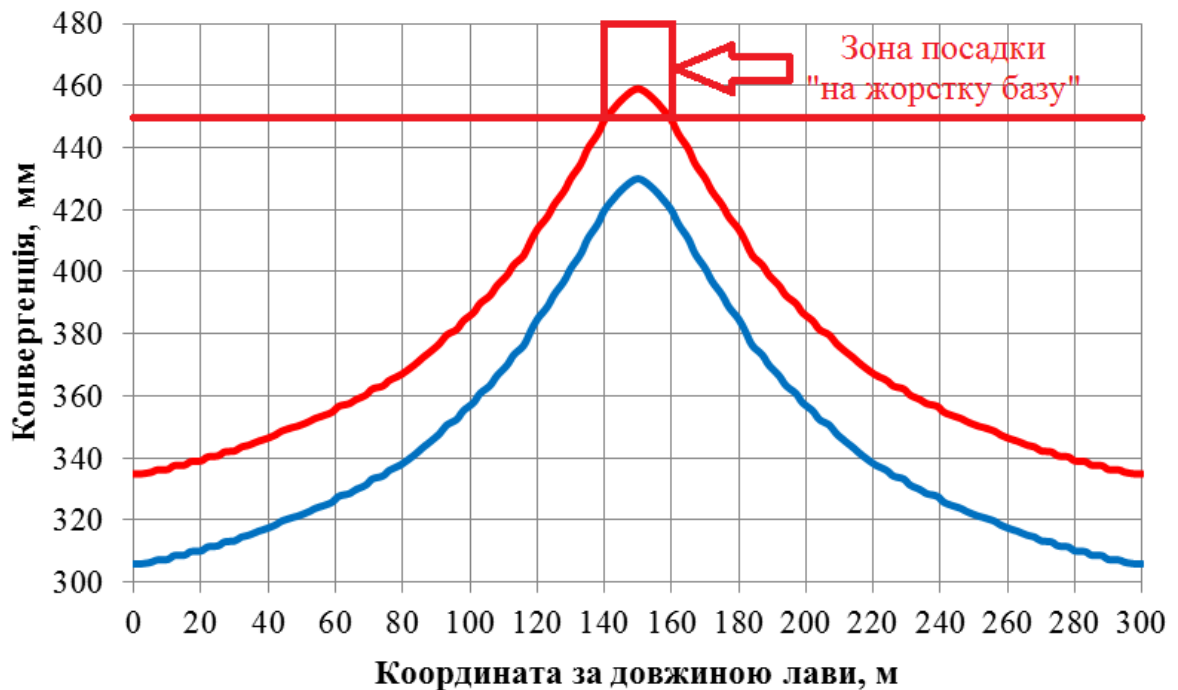


Рисунок 4.25 – Порівняння результатів прогнозу №13 і №14 на ПК176+6,5 м

- без урахування гідравлічного навантаження
- гідравлічне навантаження – 800 кПа

За варіантами прогнозу №13 і №14 також отримано характер розподілу напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисного вибою (рис. 4.26).

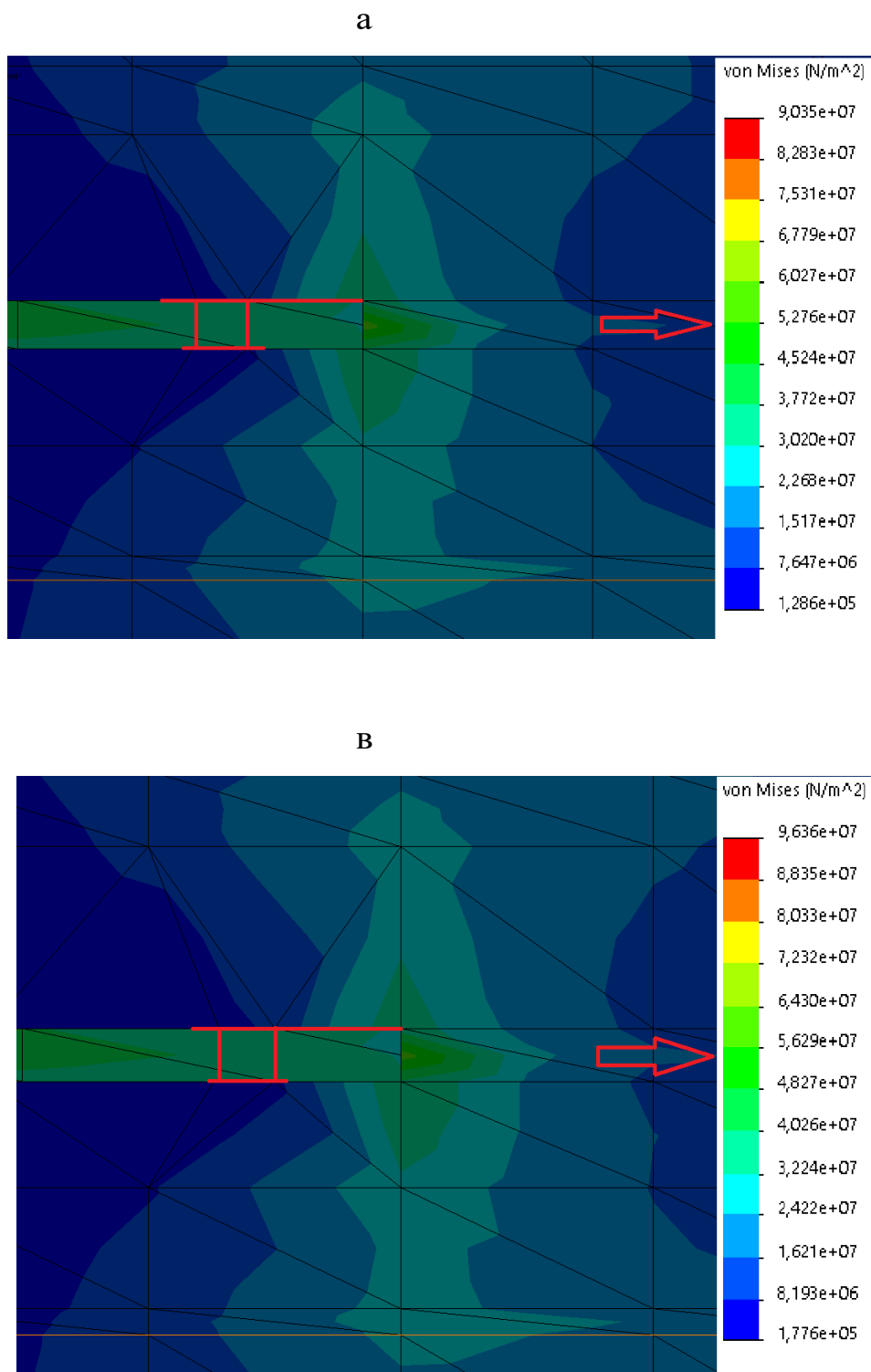


Рисунок 4.26 – Характер розподілу напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисного вибою в результаті проведення прогнозу №13 (а) та №14 (б) на ПК176+6,5 м

Далі гідравлічне перевантаження систематично спостерігається на ПК 176+1,5 м з посадкою 26 секцій «на жорстку базу, на ПК 175+6,5 м з посадкою 24 секцій, на ПК 175+1,5 м з посадкою 32 секцій.

На ПК 174+6,5 м спостерігається вторинна посадка основної покрівлі на відстані 50 м від монтажної камери, яка у свою чергу супроводжується посадкою секцій механізованого кріплення. В результаті виявлено 16 секцій механізованого кріплення, які будуть посаджені «на жорстку базу», виходячи з комп'ютерного зондування зближення бічних порід. Величина зближення бічних порід склала 465,2 мм.

У разі відсутності гідравлічного навантаження вздовж лінії вибою на ПК174+6,5 м величина конвергенції складала б 434 мм. Для порівняння було наведено графіки характеру розподілу конвергенції бічних порід на рис. 4.27. Можна припустити, що з ПК174+6,5 м починається зона встановленого кроку посадки. Подальші посадки передбачаються з кроком 20 м.

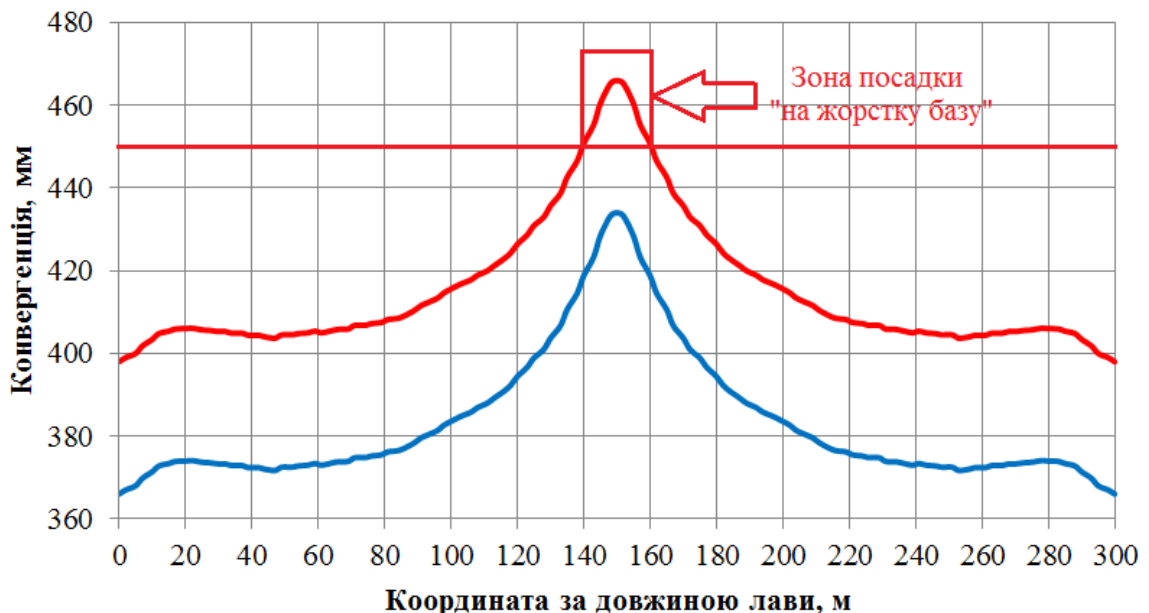


Рисунок 4.27 – Порівняння результатів прогнозу №21 і №22 на ПК174+6,5 м

- без урахування гідравлічного навантаження
- гідравлічне навантаження – 800 кПа

За варіантами №21 і №22 також отримано характер розподілу напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисного вибою (рис. 4.28).

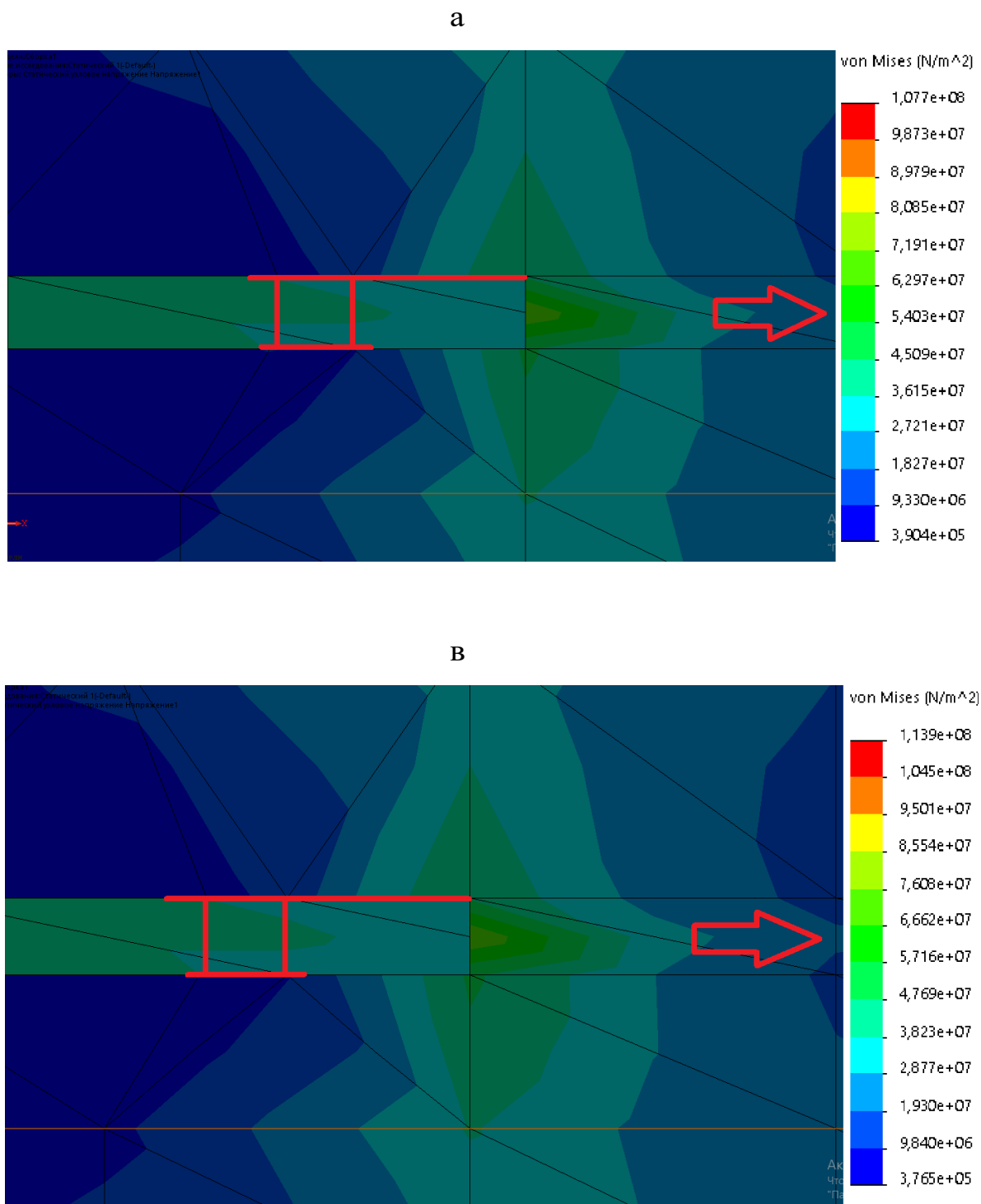


Рисунок 4.28 – Характер розподілу напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисного вибою в результаті проведення прогнозу №21 (а) та №22 (б) на ПК174+6,5 м

Фрагмент плану прогнозованої ділянки відпрацювання пласта С<sub>6</sub> 155 лавою на шахті «Степова» з нанесенням місць посадок «на жорстку базу» секцій механізованого кріплення (рис. 4.29).

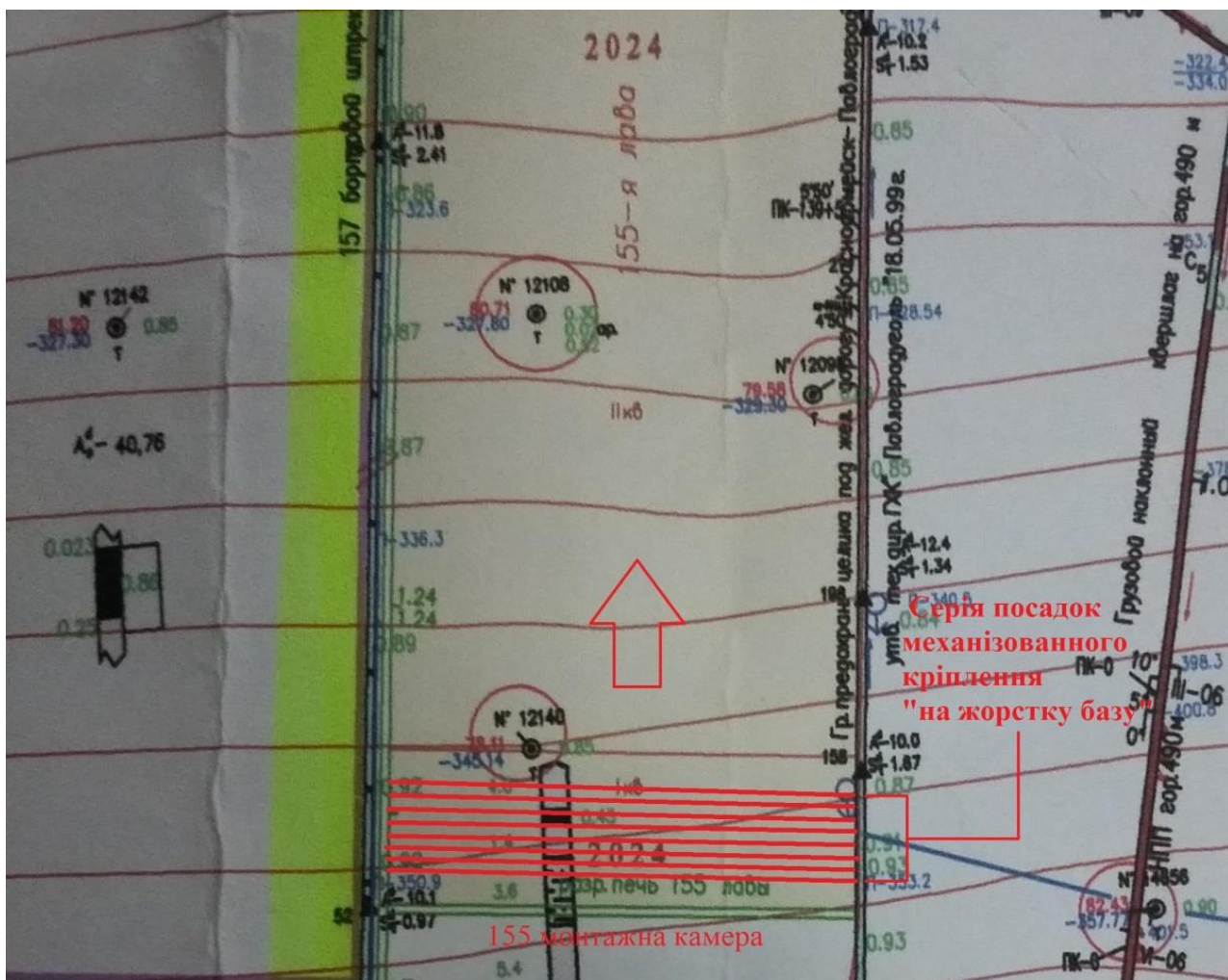


Рисунок 4.29 – Фрагмент ділянки 155 лави з нанесенням спрогнозованих аварійних місць посадок «на жорстку базу» секцій механізованого кріплення

В умовах виконаного моделювання відпрацювання пласта С<sub>6</sub> 155 лави шахти «Степова», внаслідок синхронного затоплення шахти «Ювілейна» у 2024 році, встановлено, що аварійні ділянки можуть мати місце на ПК 178+1,5 м (4 секції), 177+6,5 м (48 секцій), 177+1,5 м (94 секції), 176+6,5 м (14 секцій), 176+1,5 м (26 секцій), 175+6,5 м (24 секції), 175+1,5 м (32 секції), 174+6,5 м (16 секцій).

Виходячи з результатів виконаного прогнозу ділянок гідростатичного перевантаження механізованого кріплення, визначено, що за рахунок цього явища з'являються небезпечні зони, в яких величина навантаження механізованого кріплення може збільшуватись у 2,8 разів, що призводить до аварійних посадок механізованого кріплення «на жорстку базу». Вірогідність отриманих результатів прогнозу методом оберненої задачі становить 85,0 – 88,3%, похибка може складати в межах 11,7 – 15,0%, що підтверджує прийняту достовірність, а також наукову цінність отриманих результатів.

На підставі обґрунтування технологічних заходів щодо моніторингу та попередження осідань механізованого кріплення очисних вибоїв «на жорстку базу» у наступному підрозділі необхідно: розробити технологію попередження аварійного стану механізованого кріплення за умови гідравлічного перевантаження основної покрівлі; розглянути порівняння одно- та дворядного кріплення шляхом моделювання; розробити паспорт моніторингу зняття гідростатичного тиску за допомогою розвідувальних водовипускних свердловин; запропонувати шляхи формування штучної поверхні розшарування порід нижче подошви водовмісного шару в основній покрівлі вугільного пласта; виконати економічне обґрунтування дослідження.

### **Висновки до розділу**

1. Виконано аналіз геотехнічних даних з виникнення та перебігу явища перевантаження механізованого кріплення в лавах Західного Донбасу. Аналіз аварій, які пов'язані з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу», показав, що їх основною причиною стало гідростатичне перевантаження механізованого кріплення, яке спричинялось наявністю залягання у покрівлі вугільних пластів породних шарів – колекторів потужністю 0,15 – 16,9 м на відстані 3,05 – 23,1 м.

2. Описано механізм гідростатичного перевантаження механізованого кріплення. Породи – колектори (пісковики, вугільні пласти та прошарки) мали гідравлічний зв'язок з бучакським водовмісним горизонтом, що сприяло накопиченню в них запасів води, які знаходилися під гідростатичним тиском в утвореній порожнині між контактами водовмісного прошарку – супутника та розташованими нижче водостійкими породами.
3. Встановлено величину гідравлічного тиску, який вирівнювався п'єзометричним тиском зони живлення шару. Для умов шахт Західного Донбасу п'єзометричний тиск може сягати 4 – 90 м водяного стовпа. Це означає, що на відстані 3,05 – 23,1 м від поверхні кріплення в лаві формується додатковий гідравлічний тиск величиною до 900 КПа, що на порядок перевищує напруження у зоні покрівлі за відсутності водопровів.
4. Виконано аналіз по аваріях, пов'язаних з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу». За період 09.11.2009 – 11.01.2013 рр. та 09.05.2018 – 30.06.2020 рр. трапилось 28 випадків посадки механізованого кріплення «на жорстку базу». За вищевказаний час зазнало посадки загалом 975 секцій. Загальний час вимушеного простою склав 263 доби, загальна втрата вуглевидобутку склала майже 380 тис. т, а загальні збитки у грошовому еквіваленті склали 50,3 млн грн.
5. Виконано узагальнений аналіз заходів з мінімізації ризиків осідання механізованого кріплення «на жорстку базу», які не враховують прояви гідростатичного навантаження в основній покрівлі вугільного пласта.
6. За результатами виконання моделювання деталізації механізму гідростатичного перевантаження основної покрівлі вугільного пласта визначено, що величина навантаження механізованого кріплення з посуванням очисного вибою може збільшуватись у 2,8 разів, що



є несумісною умовою їх роботи.

7. Збіжність отриманих результатів гідростатичного перевантаження механізованого кріплення при комп'ютерному моделюванні, які були отримані при вирішенні оберненої задачі, становить 85,0 – 88,3%, що вказує на високу достовірність отриманих результатів та наукову цінність даного дослідження.
8. Домінантним геотехнічним фактором виникнення аварій у механізованих лавах шахт «Західного Донбасу» є гідравлічне перевантаження і відслонення підшви водонасичених пластів-супутників основної породної покрівлі, що на порядок перевищує фоновий геостатичний тиск та призводить до осідання кріплення «на жорстку базу» з формуванням водоприпливу до 70 м<sup>3</sup>/год протягом до 3-х діб. Тривимірна геодинамічна чисельна модель з достовірністю 85 – 88,3 % відображує всі фази формування означеного явища, а також є інструментом оптимізації попередження аварій шляхом прогностичного геотехнічного моніторингу, зняття гідростатичного тиску висхідними свердловинами та штучним розшаруванням породної покрівлі гідророзривами.

## РОЗДІЛ 5

### ОБГРУНТУВАННЯ СПОСОБІВ ПОПЕРЕДЖЕННЯ ТА ЛІКВІДАЦІЇ АВАРІЙНОГО СТАНУ МЕХАНІЗОВАНОГО КРІПЛЕННЯ У ЛАВАХ ЗА УМОВ ГІДРАВЛІЧНОГО ПЕРЕВАНТАЖЕННЯ ОСНОВНОЇ ПОКРІВЛІ

#### 5.1 Порівняння роботи одно- та дворядного механізованого кріплення в умовах аварійної ділянки 155 лави шахти «Степова» ШУ «Першотравневе» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

У даний час в умовах шахт Західного Донбасу експлуатують підтримувально-огороджувальне чотиристоякове дворядне механізоване кріплення типу КД-80, КД-90 та двостоякове однорядне кріплення типу Oстроj, ДМ та ДВТ. Статистичний аналіз застосування механізованого кріплення надано на рис. 5.1.

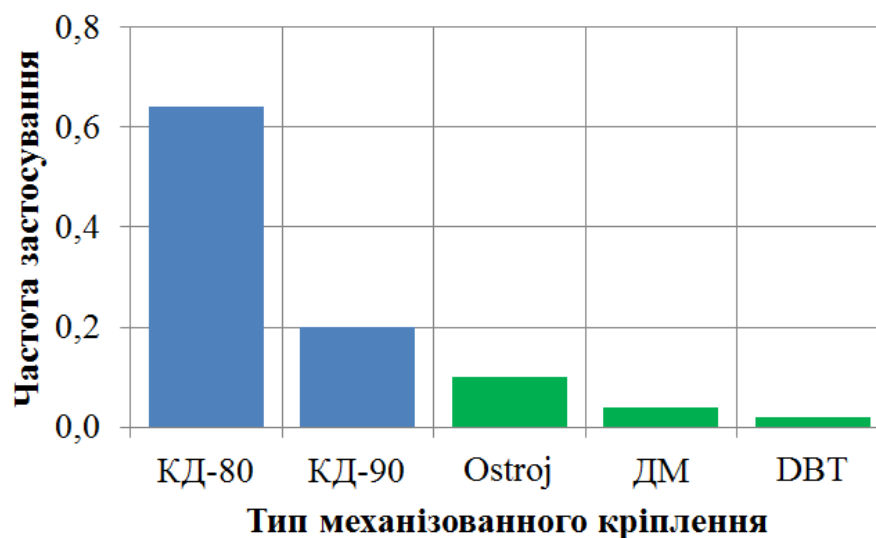


Рисунок 5.1 – Статистичний аналіз застосування механізованого кріплення в умовах шахт Західного Донбасу:

- чотиристоякове дворядне кріплення
- двостоякове однорядне кріплення

З метою обґрунтування можливості використання цих двох типів кріплення в умовах гідравлічного перевантаження основної покрівлі в очисному вибою виконано порівняння роботи механізованого кріплення КД-80 та Ostroj-70/125 шляхом комп'ютерного моделювання. Вибір цих типів кріплення можна пояснити їх частотою застосування (рис. 5.1).

За результатами моделювання можливо зробити висновки щодо раціонального вибору застосування одно- або дворядного типу кріплення в умовах аварійних ділянок.

Вихідні дані та характеристики для порівняльного моделювання двох типів механізованого кріплення наведено у табл. 5.1.

Таблиця 5.1 – Вихідні дані та характеристики для порівняльного моделювання двох типів механізованого кріплення

Параметр	Тип механізованого кріплення	
	КД-80	Ostroj-70/125
Опір секції на 1 м <sup>2</sup> , кН/м <sup>2</sup>	500	564
Загальний опір секції, кН	2500 – 3000	3091 – 3721
Величина задання опору у підшві пласта, кН	3000	3721
Величина задання опору у покрівлю пласта, кН	2500	3091
Відстань першого ряду гідростояків від вибою, мм	2500	3260
Відстань другого ряду гідростояків від вибою, мм	3500	–
Кількість рядів гідростояків, од.	2	1
Кількість гідростояків, од.	4	2
Діаметр гідростояків, мм	194	250
Висота min, мм	600	700
Висота max, мм	1200	1250
Виймана потужність пласта, м	1,05	
Максимально допустима конвергенція для роботи механізованого кріплення, мм	450	350
Вага, кг	5900	9535

Моделювання виконано для умов синхронного затоплення шахти «Ювілейна» у 2024 році під час відпрацювання пласта С<sub>6</sub> 155 лави шахти «Степова» ШУ «Першотравневе» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Результати проведення порівняльного моделювання в умовах гідралічного перевантаження основної покрівлі наведено у табл. 5.2.

Таблиця 5.2 – Результати проведення порівняльного моделювання в умовах гідралічного перевантаження основної покрівлі

Відхід лави від монтажної камери, м	Гідралічне навантаження, кПа	КД-80		Ostroj-70/125		Різниця максимальної конвергенції, мм
		Величина максимальної конвергенції, мм	Зона посадки, метрів/кількість секцій, од	Величина максимальної конвергенції, мм	Зона посадки, м/кількість секцій, од.	
5	800	416,5	-	454,0	300/186	+37,5
10		440,7	-	441,1		+0,4
15		453,9	4/4	445,0		- 8,9
20		475,4	65/48	474,0		- 1,4
25		489,0	125/94	506,0		+17,0
30		459,0	19/14	502,0		+43,0
35		474,0	35/26	519,0		+45,0
40		475,9	34/24	535,0		+59,1
45		480,0	42/32	600,0		+120,0
50		465,2	22/16	620,0		+154,8

Графічна інтерпретація результатів проведення порівняльного моделювання в умовах гідралічного перевантаження основної покрівлі наведена на рис. 5.2 та рис. Н.1 – Н.4 Додатку Н.

В умовах відходу від монтажної камери 5 м на ПК 179+1,5 м (рис. 5.2) механізоване кріплення Ostroj-70/125 зазнає посадки «на жорстку базу» по всій довжині лави, у кількості 186 одиниць. Застосування даного кріплення призведе до збільшення конвергенції бічних порід на 37,5 мм у порівнянні з кріпленням КД-80. За цих же умов кріплення типу КД-80 працюватиме в нормальному режимі.

Для більшої наочності порівняння величин максимальних конвергенцій в очисному вибої на рис. 5.3 наведено результати порівняльного моделювання

в умовах гідравлічного перевантаження основної покрівлі при використанні механізованого кріплення КД-80 і Oстроj-70/125.

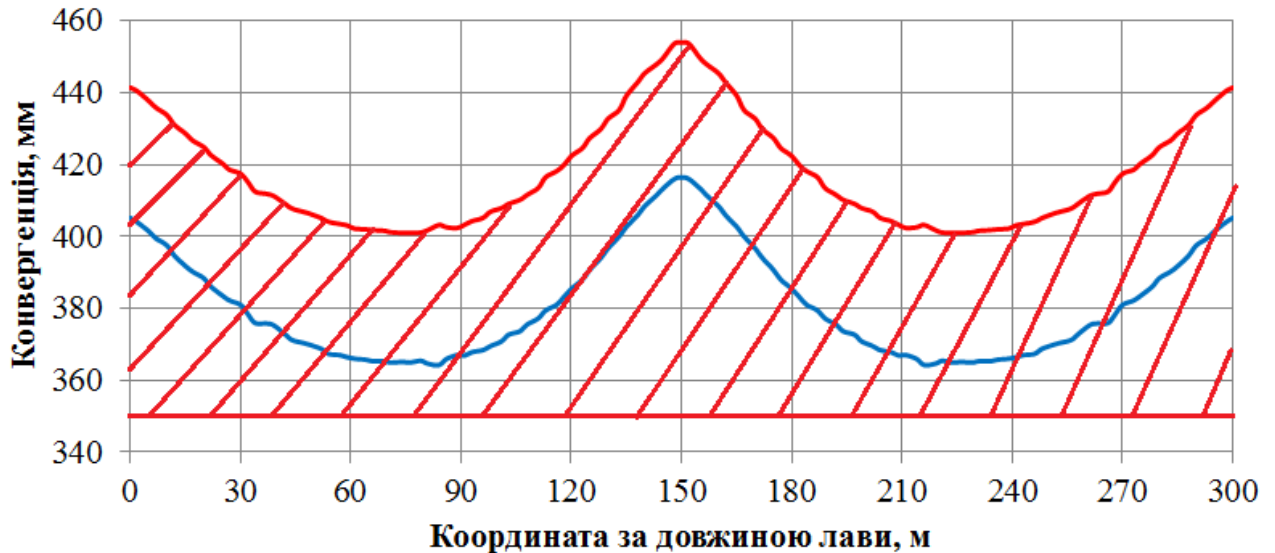


Рисунок 5.2 – Результати порівняння роботи двох типів механізованого кріплення в умовах відходу 5 м (ПК 179+1,5 м):

— КД-80, — Oстроj-70/125;

– зона посадки механізованого кріплення Oстроj-70/125

Аналізуючи графіки на рис. 5.3 можна стверджувати, що при використанні механізованого кріплення КД-80 посадка «на жорстку базу» виявляється при відході від монтажної камери на 15 м. При цьому мінімальна кількість секцій, посаджених «на жорстку базу», дорівнює 4. Максимальна кількість секцій, посаджених «на жорстку базу» у кількості 94, буде при відході механізованого комплексу від монтажної камери на 25 м. При 30 м відходу спостерігається первинна посадка основної покрівлі, а при 50 м – вторинна. При цьому кількість секцій, посаджених «на жорстку базу», змінюється від 26 до 32.

При використанні механізованого комплексу Oстроj-70/125, починаючи з 5 м його відходу від монтажної камери і до 50 м, він буде зазнавати посадки «на жорстку базу» по всій довжині лави. При цьому на 10 м відходу спостерігається первинна посадка основної покрівлі, а при 30 м – вторинна.

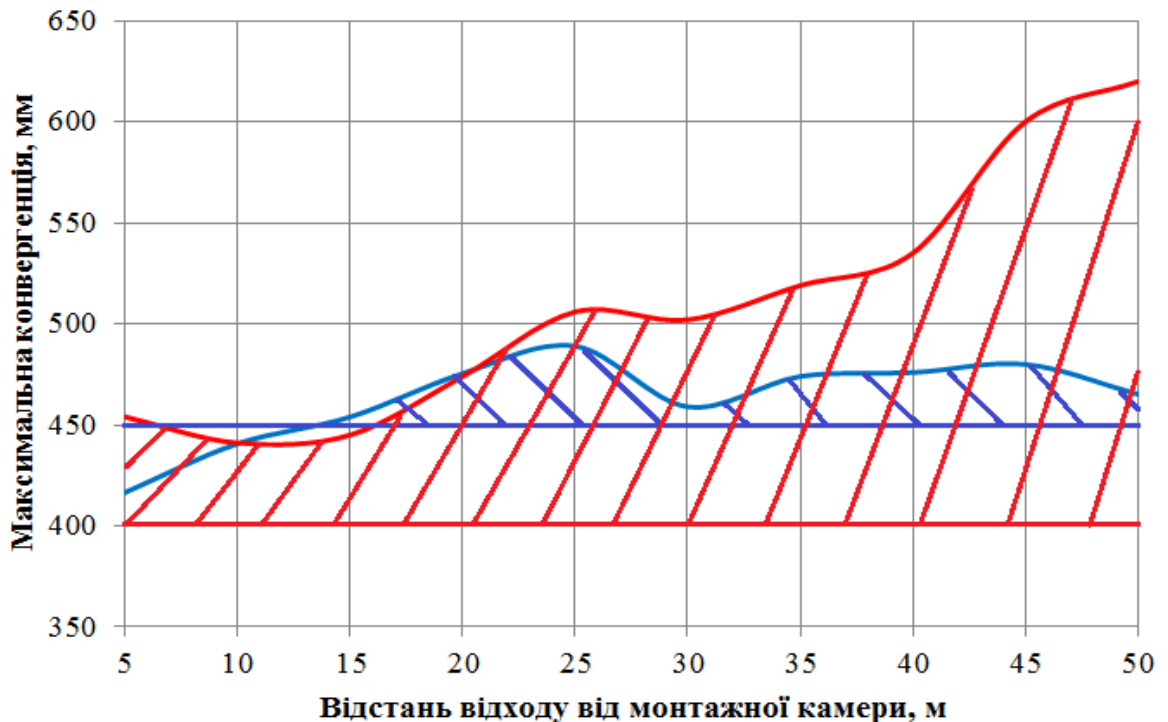


Рисунок 5.3 – Результати проведення порівняльного моделювання в умовах гідравлічного перевантаження основної покрівлі:

— КД-80; — Ostroj-70/125;



— зона посадки механізованого кріплення КД-80



— зона посадки механізованого кріплення Ostroj-70/125

Результати моделювання дозволяють зробити наступні висновки, що в умовах синхронного затоплення шахти «Ювілейна» у 2024 році під час відпрацювання пласта С<sub>6</sub> 155 лави шахти «Степова» ШУ «Першотравневе» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» з урахуванням гідравлічного навантаження експлуатація підтримувально-огороджувального двостоякового однорядного механізованого кріплення типу Ostroj-70/125 є недоцільною з таких причин:

1. Конструктивною особливістю цього кріплення є більша висота у складеному стані на 100 мм у порівнянні з КД-80, тому відповідно необхідно збільшувати виймальну потужність пласта, що призведе до зниження якості вугілля.

2. Не дивлячись на те, що діаметр гідростояків є більшим на 11 мм, а опір кріплення є більший на 64 кН/м<sup>2</sup>, кількість гідростояків у Ostroj-70/125 є мен-

шою у 2 рази, а тому має місце недостатній розподіл опору кріплення за площиною перекриття, що призводить до аварійних ситуацій в даних умовах.

3. Застосування механізованого кріплення з більш високою несучою здатністю в умовах шахт Західного Донбасу є недоцільним. Пояснюється це тим, що зі слабкою підшовою, а також специфічними фізико-механічними властивостями гірських порід, де в обводнених лавах породи схильні до розмокання, може траплятися вдавлювання секцій механізованого кріплення у підшову, що не рідко супроводжується зменшенням висоти робочого простору та неможливістю проходу виїмкового комбайна уздовж лінії вибою.

На підставі цих висновків необхідно запропонувати заходи щодо зняття гідравлічного навантаження за допомогою попереднього буріння водовипускних свердловин, а також попередньої зональної дезінтеграції гірського масиву з формуванням штучних поверхонь розшарування нижче підшови водовмісного шару (колектора) в основній покрівлі вугільного пласта виїмкової ділянки.

## **5.2 Паспорт моніторингу зняття гідростатичного тиску свердловинами для умов відпрацювання пласта С<sub>6</sub> виїмкової ділянки 155 лави шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»**

За результатами виробничого досвіду (п.р. 4.1 – 4.3) [109], [118], для вирішення питань стосовно забезпечення відпрацювання запасів кам'яного вугілля в зонах проявлення гідростатичного тиску, проводяться дослідження причин утворення цих зон та приймаються рішення з їх попередження.

Наразі вже існує успішна практика ведення гірничих робіт в небезпечних зонах гідростатичного тиску (п.р. 4.1). Протягом 2010 – 2013 років в умовах відпрацювання пласта С<sub>5</sub> шахти «Самарська» було заздалегідь виконано буріння водовипускних свердловин. Випуск води

пройшов успішно, що дозволило попередити посадку механізованого кріплення «на жорстку базу».

Як вже було зазначено в п.р. 4.1, суть механізму перевантаження полягає в наступному. Під час руху лінії очисного вибою над покрівлею вугільного пласта відбувається розшарування контактів між пластом-колектором  $C_6^1$  та водостійким шаром алевроліту. За цих умов порожнина заповнюється водою під тиском, рівним величині п'єзометричного тиску зони живлення шару. Живлення відбувається зі сторони підтопленого поля шахти «Ювілейна». П'єзометричний тиск сягає 440 м водяного стовпа (рис. 5.4).

Це означає, що на відстані 11,2 м від поверхні кріплення в лаві формуватиметься додатковий гірський тиск величиною близько 4400 КПа, який на порядок перевищує напруження в покрівлі у порівнянні з відсутністю водовмісних шарів (колекторів). В наслідок цього, можливе утворення гідродинамічного навантаження, яке є більшим за межу несучої здатності механізованого кріплення. Це явище може призводити до посадки гідростояків кріплення «на жорстку базу» (див. рис. 4.5).

Для попередження гідродинамічного перевантаження на секції механізованого кріплення перш за все необхідно розробити заходи за спеціальним проектом зі зняттям гідростатичного тиску водовипускними свердловинами (рис. 5.5) для умов пласта  $C_6$  виїмкової ділянки 155 лави шахти «Степова», яка буде відпрацьовуватися у 2024 році.

При розробці проекту здобувача передбачено випуск води з порожнини розшарування. Для цього зазначають виробки, на яких будуть проводитись дані заходи, кількість, напрямок, довжина та діаметр водовипускних свердловин, передбачені заходи для запобігання подальшому накопиченню води. Кількість свердловин має бути не менше двох (водовипускна та контрольна).



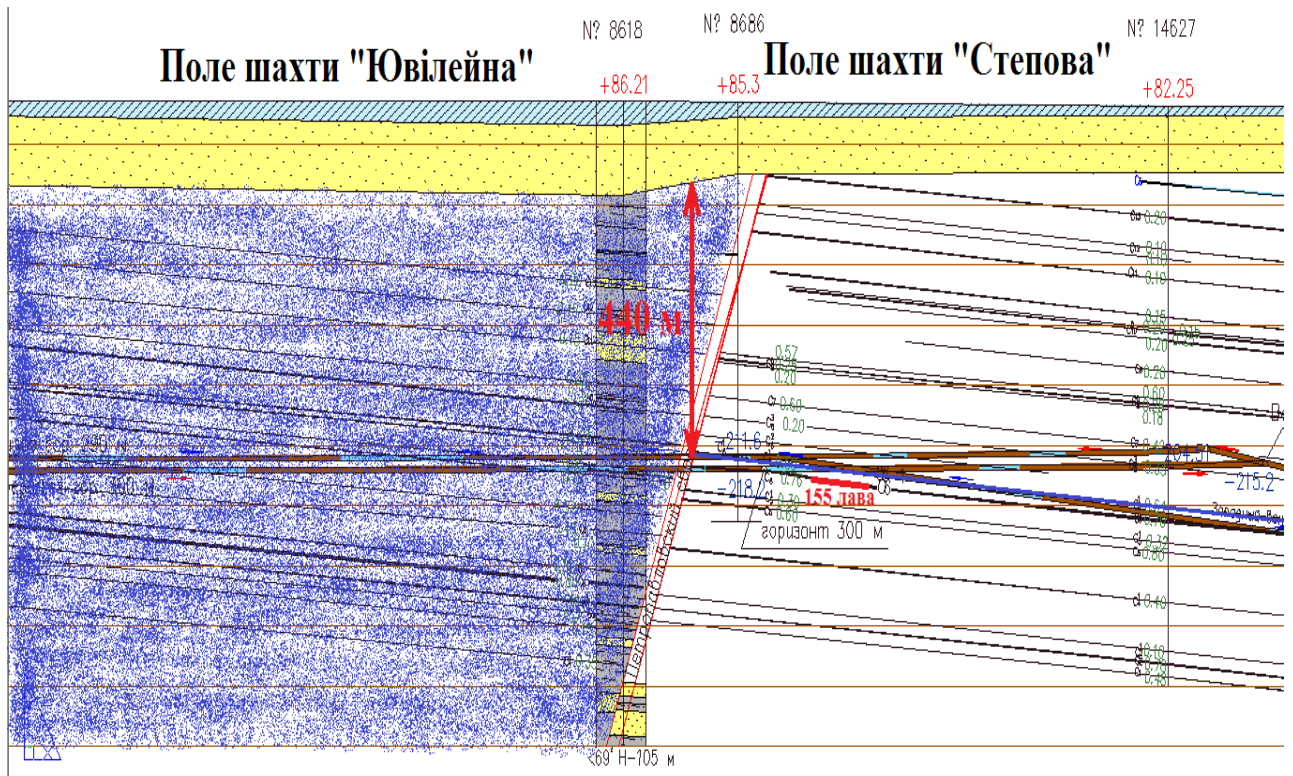


Рисунок 5.4 – Гідравлічний зв’язок шахти «Степова» з підтопленим полем шахти «Ювілейна» станом на 2024 рік

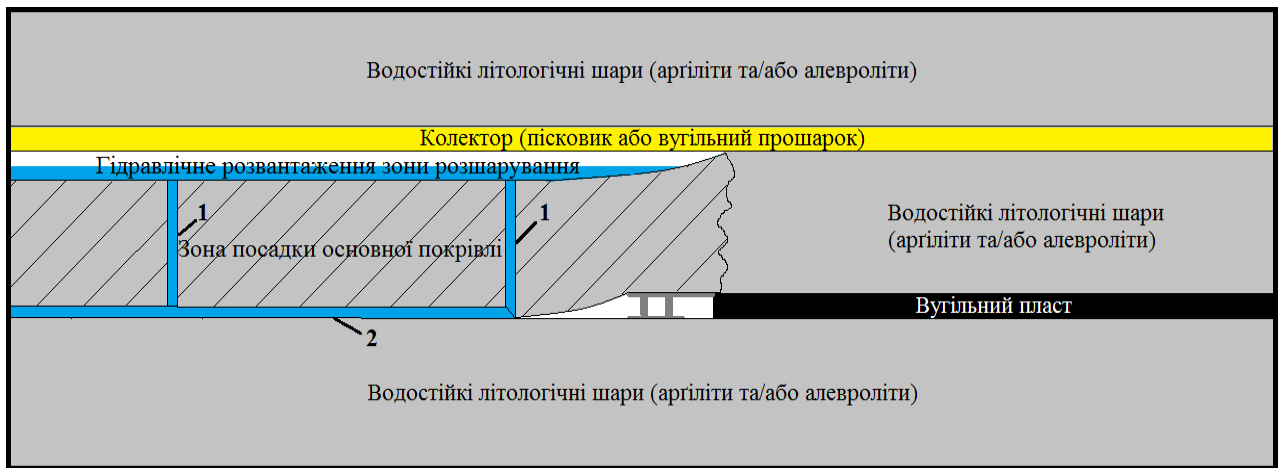


Рисунок 5.5 – Принцип технології гідравлічного розвантаження в зоні розшарування основної покрівлі:

- 1 – водовипускні свердловини;
- 2 – дренажний трубопровід

При великій довжині порожнини накопичення води в зоні розшарування передбачено додаткові свердловини. У проєкті вказуються спо-

соби герметизації устя свердловин, оснащення їх апаратурою для вимірювання тиску води та регулювання її надходження.

Довжина та кут нахилу свердловини визначаються виходячи з запланованого розташування її устя і точки виходу свердловини в затоплену порожнину розшарування.

Параметри водовипускних свердловин необхідно розраховувати на підставі конкретних геологічних, а також гірничотехнічних умов відпрацювання пласта на виїмковій ділянці. Для створення умов гідравлічного розвантаження гірського масиву покрівлі пласта необхідно провести буріння свердловин по 155 збірному та бортовому штреках.

Для передпроектного аналізу гірничо-геологічних умов використані матеріали звіту «Геолого-економічна оцінка запасів корисних копалин в умовах полів шахти «Степова» та «Ювілейна» ВСП ШУ «Першотравневе» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Відпрацювання виїмкової ділянки 155 лави пласта С<sub>6</sub> буде відбуватися у східному крилі поля шахти «Степова» з горизонту 490 м за підняттям вугільного пласта до горизонту 300 м на глибині 521 м.

Вугільний пласт С<sub>6</sub> простої будови. Потужність вугільного пласта становить 0,62 – 1,02 м. Середня потужність пласта по виїмковому блоку складає 0,84 м. У пласті часто зустрічаються вклинювання порід покрівлі 0,03 – 0,3 м, а також лінзоподібні вклинювання аргіліту потужністю 0,01 – 0,04 м, який поділяє пласт на дві пачки. Кліваж переважає у двох напрямках під кутами 86 – 88° відносно виїмкового стовпа лави. Вугілля кларено-дюренового складу міцністю  $f = 3 - 5$ . Марка вугілля Г.

Породи безпосередньої покрівлі представлені перешаруванням аргіліту та темно-сірого алевроліту з включенням горизонтально-шаруватих лінз пісковиків. Породи тріщинуваті, мають 1 – 3 тріщини/м, не враховуючи зон непружних деформацій.

Основна покрівля представлена перешаруванням аргіліту, алевроліту та пісковиків. Окрім того, на відстані 10,2 – 11,2 м вище пласта за-

лягає пласт  $C_6^1$ , який містить статичні запаси води та має гідравлічний зв'язок з полем шахти «Ювілейна». Породи основної покрівлі середньо- та важкоруйнівні  $A_2$ ,  $A_3$ , а в зонах підвищеної тріщинуватості та біля виїмкових штреків легкоруйнівні  $A_1$ .

Породи безпосередньої підшови представлені аргілітами середньої стійкості  $P_2$ , які схильні до здимання.

Водопрояви можливі з вугільних пластів  $C_6$  та  $C_6^1$  за рахунок статичних запасів. За досвідом роботи, на шахті «Степова» при первинній посадці основної покрівлі можливий водоприплив до  $10 \text{ м}^3/\text{год}$ , при стабілізації для лав східного крила шахтного поля –  $4 - 5 \text{ м}^3/\text{год}$  в завальну частину лави на горизонт  $490 \text{ м}$ .

Первинна посадка, за досвідом роботи, відбувається на відстані  $20 - 35 \text{ м}$  від монтажної камери, крок посадки основної покрівлі  $15 - 20 \text{ м}$ . При первинній посадці основної покрівлі можливе посилення гірського тиску та підвищення ступеня тріщинуватості бічних порід. Можливо виділення води з покрівлі виробки, а також збільшення газовиділення.

Довжина лави становитиме  $300 \text{ м}$ , загальна довжина стовпа складатиме  $2380 \text{ м}$ , корисна довжина виїмкового стовпа –  $2190 \text{ м}$ .

Відстань виїмкової ділянки  $155$  лави від підтопленого поля шахти «Ювілейна» становитиме  $1200 \text{ м}$ . Ширина бар'єрного цілика між полями шахт –  $95 - 285 \text{ м}$ .

П'єзометричний тиск буде сягати  $440 \text{ м}$  водяного стовпа.

Керування покрівлею буде відбуватися повним руйнуванням.

Аналіз очікуваного водоприпливу під час ведення гірничих робіт з синхронним затопленням поля шахти «Ювілейна» показує, що відбуватиметься дренаж шахтних вод через породні шари-колектори. Найближчим колектором є пласт  $C_6^1$ , який знаходиться на відстані  $11,2 \text{ м}$  вище покрівлі пласта  $C_6$  і становитиме небезпеку під час відпрацювання

виїмкової ділянки 155 лави, оскільки п'єзометричний тиск у ньому може сягати 440 м водяного стовпа.

В умовах виконаного моделювання (п.р. 4.3) відпрацювання пласта  $C_6$  155 лави шахти «Степова», внаслідок синхронного затоплення шахти «Ювілейна» у 2024 році, встановлено, що аварійні ділянки можуть мати місце на ПК 178+1,5 м (4 секції), 177+6,5 м (48 секцій), 177+1,5 м (94 секції), 176+6,5 м (14 секцій), 176+1,5 м (26 секцій), 175+6,5 м (24 секції), 175+1,5 м (32 секції), 174+6,5 м (16 секцій).

Параметри буріння свердловин встановлено дослідним шляхом на підставі конкретних гірничотехнічних умов. У процесі відпрацювання лави параметри буріння свердловин можна змінювати для досягнення максимального ефекту. Всі зміни оформлюються у вигляді доповнень до технологічної проєктної документації виїмкової ділянки.

Вище покрівлі розроблюваного вугільного пласта  $C_6$  на відстані 11,2 м залягає вугільний пласт  $C_6^1$ , до підшови якого необхідно пробурити свердловини.

При стовповій системі розробки передбачено заздалегідь виконання буріння водовипускних свердловин у вищезазначених місцях з закладанням свердловин на 155 збірному та бортовому штреках – ПК178+6,5 м, ПК178+1,5 м, ПК177+6,5 м, на 155 бортовому штреку – ПК177+1,5 м, ПК176+6,5 м, ПК176+1,5 м, ПК175+6,5 м, ПК175+1,5 м (див. рис. 5.6 – 5.8).

Спеціальний проєкт зняття гідростатичного тиску водовипускними свердловинами за наданими рекомендаціями розробляється на підставі нормативного документу НПАОП 10.0-5.27-84 «Инструкция по безопасному ведению горных работ у затопленных выработок» [123].



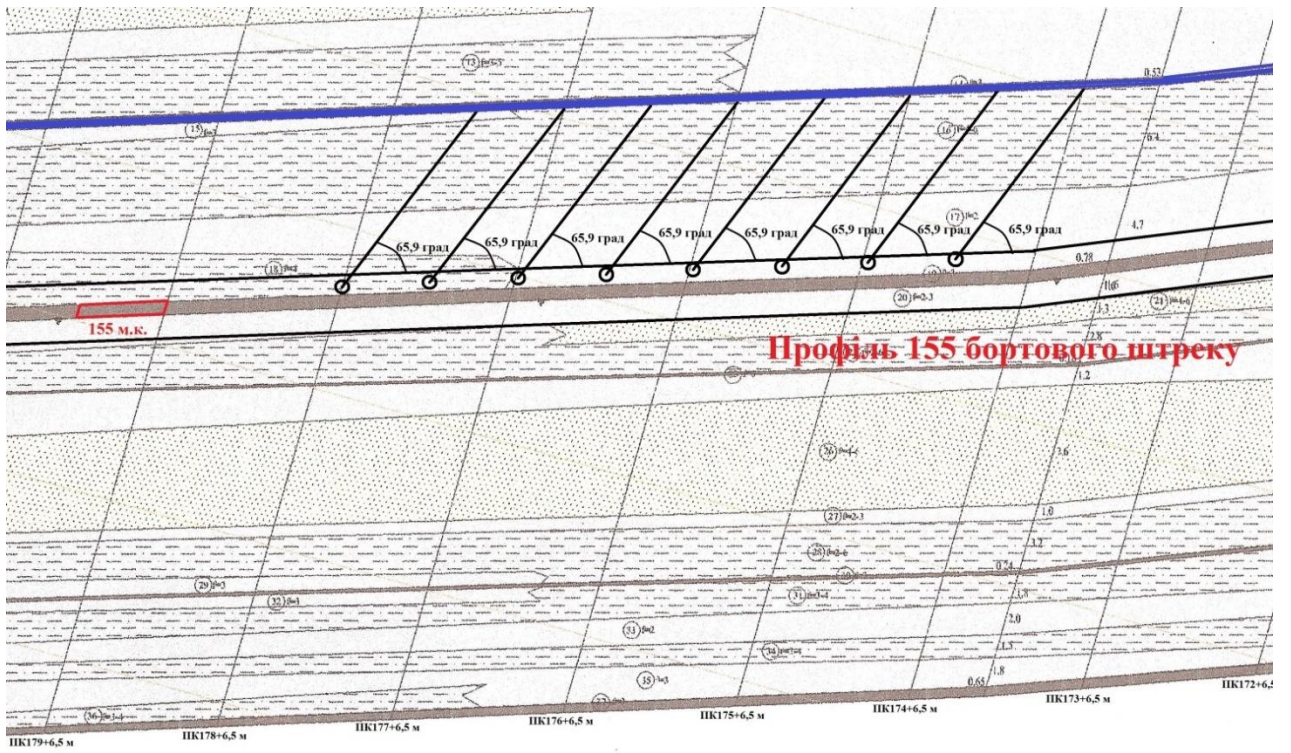


Рисунок 5.6 – Поздовжній вертикальний профіль закладання свердловин зі сторони 155 бортового штреку (кут нахилу свердловин  $\gamma = 65,9^\circ$ )

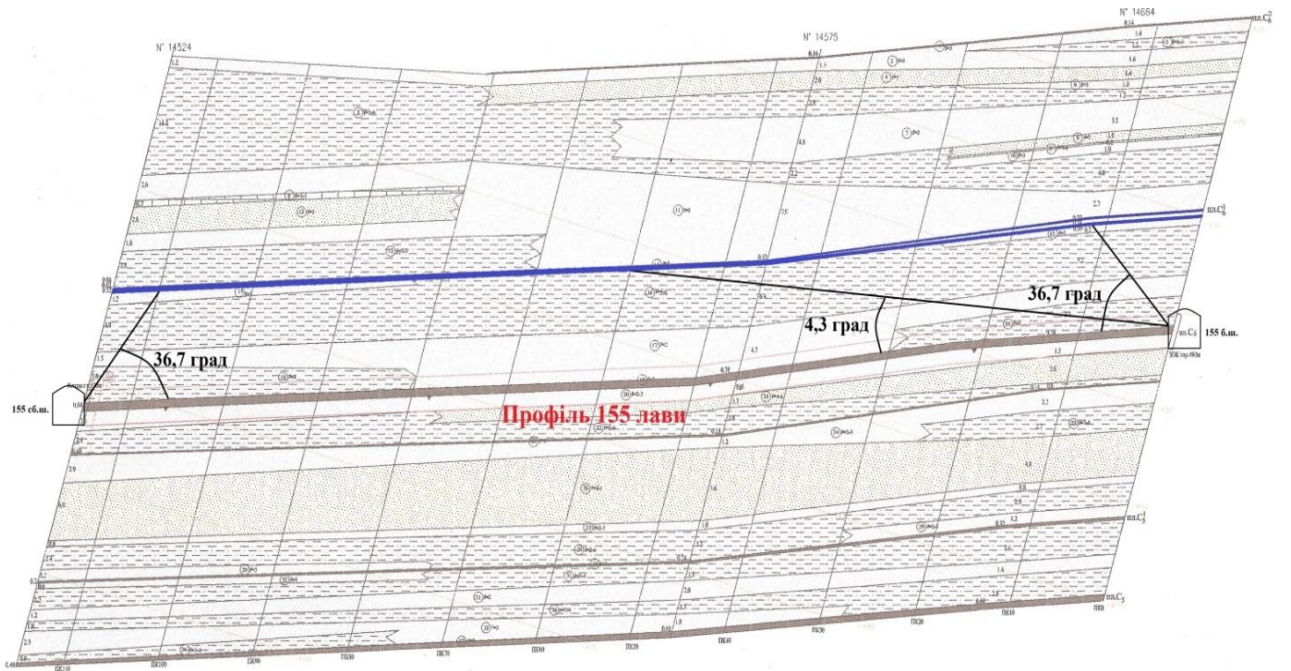


Рисунок 5.7 – Поперечний вертикальний профіль закладання свердловин зі сторони 155 лави

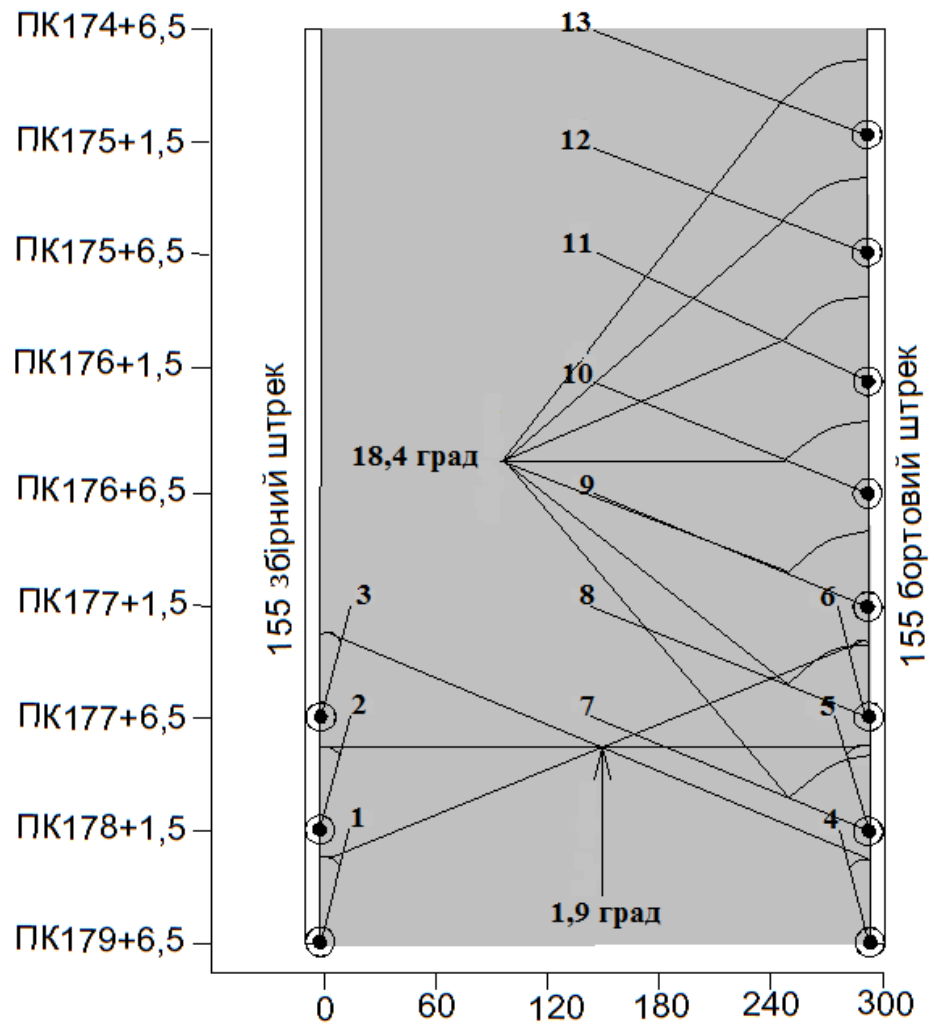


Рисунок 5.8 – Горизонтальний план закладання свердловин  
зі сторони 155 збірної та бортової штреків:  
1,2,3,...,13 – номери свердловин

Водовипускні свердловини повинні розташовуватися в такому порядку, при якому виключається проминання затоплених зон на небезпечній ділянці, яка була прогнозована (п.р. 4.3) (рис. 5.6 – 5.8).

Кількість свердловин та їх напрямок визначаються з розрахунку таким чином, щоб при будь-якому можливому положенні затопленої зони розшарування на ділянці відстань від неї до найближчої свердловини не перевищувала, як правило, ширини роздавлюваної крайової зони бар'єрного цілика в очисних виробках, яка приймається рівною 5 м (див. рис. 5.6 – 5.8).

Порядок дій для побудови схеми наступний:

а) наноситься на план лави профіль шести свердловин від покрівлі пласта  $C_6$  на ПК179+6,5 м, ПК178+1,5 м, ПК177+6,5 м з обох сторін лави на 155 бортовому та збірному штреках на відстані 15 м в глиб масиву, відносно лінії очисного вибою до підшови пласта  $C_6^1$  з відхиленням 5 м відносно устя закладання свердловини в бік посування лави, тобто вода буде сходити зі свердловини на відстані 5 м позаду вікна лави. Кут задання напрямку свердловини відносно профілю лави  $\alpha = 36,7^\circ$ , відносно лінії очисного вибою зверху  $\beta = 18,4^\circ$ , відносно профілю 155 бортового штреку в бік напрямку руху лави  $\gamma = 65,9^\circ$ , довжина свердловини при заданому напрямку становить  $L = 23,1$  м;

б) наноситься на план лави профіль семи свердловин від покрівлі пласта  $C_6$  на ПК178+1,5 м, ПК177+6,5 м, ПК177+1,5 м, ПК176+6,5 м, ПК176+1,5 м, ПК175+6,5 м, ПК175+1,5 м на 155 бортовому штреку до середини осі виїмкового стовпа та підшови пласта  $C_6^1$  з відхиленням 5 м відносно устя закладання свердловини в бік посування лави, тобто вода буде сходити зі свердловини на відстані 5 м позаду вікна лави. Кут задання свердловини відносно профілю лави  $\alpha = 4,3^\circ$ , відносно лінії очисного вибою зверху  $\beta = 1,9^\circ$ , відносно профілю 155 бортового штреку в бік напрямку руху лави  $\gamma = 65,9^\circ$ , довжина свердловини при заданому напрямку становить  $L = 153,9$  м.

Кількість свердловин у схемі становить 13 одиниць. Загальна довжина свердловин – 1215,8 м. Відстань між свердловинами – 5 м, її діаметр – 94 мм, а довжина герметизації – 8 м.

Напрямок та схема задання свердловин у трьох проєкціях наведено на рис. 5.6 – 5.8.

Параметри буріння водовипускних свердловин наведено в табл. 5.3.

Таблиця 5.3 – Параметри буріння водовипускних свердловин

№ свердловини	Кут закладання свердловин, град		Довжина, м
	$\alpha$	$\beta$	
1	36,7	18,4	23,1
2	36,7	18,4	23,1
3	36,7	18,4	23,1
4	36,7	18,4	23,1
5	36,7	18,4	23,1
6	36,7	18,4	23,1
7	4,3	1,9	153,9
8	4,3	1,9	153,9
9	4,3	1,9	153,9
10	4,3	1,9	153,9
11	4,3	1,9	153,9
12	4,3	1,9	153,9
13	4,3	1,9	153,9

Устя свердловин необхідно загерметизувати. Герметизація повинна забезпечуватися заповненням простору між обсадною трубою та свердловиною цементним розчином, фосфогіпсом або полімерними смолами. Устя свердловин повинно обладнуватись засувками типу лудло зі встановленим манометром для контролю тиску води.

Устя відпрацьованих свердловин повинні бути перекриті металічними заглушками з прокладками, виготовленими з негорючого матеріалу (пароніту).

До початку буріння водоспускних та випереджаючих свердловин необхідно прокласти шляхи стікання води, ємності та водовідливні засоби для відкачування очікуваних припливів води зі свердловин, а також виконані всі інші заходи, передбачені затвердженим проектом ведення робіт у небезпечній зоні.

Діаметр свердловини приймається по зовнішньому діаметру бурового наконечника.

Для проведення бурових робіт необхідно застосувати наступне обладнання:

- гідравлічний буровий верстат типу ZDY4200SWYB;



- бурові штанги діаметром 63 мм;
- бурові долота діаметром 94 мм;
- обсадні труби діаметром 100 мм, 108 мм, 114 мм;
- засувки типу лудло;
- манометри.

Технічна характеристика ZDY4200SWYB наведена в табл. 5.4.

Таблиця 5.4 – Технічні характеристики ZDY4200SWYB

Технічна характеристика	Одиниці виміру	ZDY4200SWYB
Максимальна глибина буріння	м	400
Діаметр бурового долота	мм	94/113/133
Діаметр бурових штанг	мм	63/73
Номінальна частота обертання	об/хв	80-230
Номінальний обертаючий момент на виході	N · м	4200-1300
Максимальне зусилля подачі	кН	180
Максимальне тягове зусилля	кН	230
Сила гідравлічного кріплення	кН	2 · 130
Вертикальний хід подачі гідравлічних стояків	мм	1650-5000
Швидкість подачі	мм/хв	0-1500
Поперечний хід подачі	мм	±450
Діапазон буріння на площині	град	360
Діапазон обертання нижньої опори верстата	град	360
Діапазон робочої висоти під час буріння в горизонтальному положенні	мм	520-2000
Міцність порід за шкалою М.М. Протодьяконова	f	≤10
Рівень шуму	дБ (А)	≤96
Вага верстата	кг	1730

Розташування бурового устаткування та пускового обладнання визначається місцем та напрямком буріння, технологічною послідовністю виконуваних робіт.

При великому тиску води в заповненій порожнині розшарування понад 1 МПа (10 кгс/см<sup>2</sup>) повинні передбачатися заходи щодо можливого руйнування спрямовуючої труби та засувки.

До засобів, що герметизують устя свердловин, відносяться: спрямовуюча труба з відвідним патрубком, засувки та герметизатор з приймальною трубою.

Спрямовуюча труба повинна бути надійно закріплена в гірському масиві для запобігання розмиванню устя свердловини при надходженні води. Спрямовуюча труба з відвідним патрубком призначена для зміцнення устя свердловини, улаштування засувок, вимірювальної апаратури, герметизатора з приймальною трубою, орієнтації бурового інструменту по заданому маркшейдером напрямку та приєднання до водовідвідної труби. Її довжина приймається від 4 м до 15 м залежно від очікуваного тиску води, міцності та стійкості гірських порід.

Герметизацію спрямовуючої труби в гірських породах виконують цементним розчином, виготовленим на тампонажному цементі марки 400 – 500. Закачування цементного розчину в затрубний простір виконують через зворотний клапан. У стійких породах при короткому терміні служби свердловини допускається закладати спрямовуючу трубу за допомогою секційного пакера (набором гумових кілець з підтяжною гайкою).

При високому тиску води в усті свердловини понад 2 МПа ( $20 \text{ кгс/см}^2$ ) кріплення спрямовуючої труби можливо посилити шляхом розклинювання 2 – 4 швелерів, заведеними у подошву, покрівлю та борти виробки.

Для забезпечення більшого зв'язку цементу зі спрямовуючою трубою на неї рівномірно по всій довжині повинні бути наварені півкільця.

Вибір засувок проводиться за ГОСТ 3706-67 залежно від очікуваного тиску води у водовипускній свердловині прохідного отвору спрямовуючої труби.

При бурінні водовипускних свердловин застосовується ущільнення бурового інструменту в усті свердловини за допомогою різних герметизаторів (сальникове набиття, фланці, ущільнюючі кільця) залежно від тиску води. Герметизатор слід застосовувати зі спрямовуючою трубою, довжина якої має відповідати довжині колонкового набору.

Спостереження за тиском води великого об'єму виконують наступним чином:

а) вимірюванням рівня води в гірничих виробках (шахтних стовбурах, шурфах та ін.), сполучених із затопленими, а також у свердловинах, пробурених на затоплені виробки з поверхні або з гірничих виробок при рівнях води в затоплених виробках нижче устя свердловин;

б) вимірюванням тиску води за допомогою манометрів, які встановлено на устях свердловин (при відмітках рівня води у затоплених виробках, що перевищують позначки устя свердловин) або на трубах, прокладених в ізоляційних перемичках.

Для визначення швидкості та повноти випуску води при мінливій гіпсометрії підосви необхідно обладнати у різних її частинах не менше 2-х п'єзометрів на найнижчі відмітки ґрунту затоплених виробок.

Випуск води з порожнини до рівня виходу з них свердловин вважається завершеним при виконанні таких умов:

а) тиск на манометрі свердловини не перевищує тиск стовпа води завбільшки рівної вертикальної проєкції свердловини;

б) встановлений водоприплив, по свердловинах протягом не менше 10 діб близький за величиною до нормального припливу води у виробки до їх затоплення;

в) відношення об'єму спущеної води по свердловинах понад припливу її в осушувані виробки до обсягу вийнятого вугілля та порід приблизно дорівнює прийнятому в проєкті значенню коефіцієнта заповнення.

Після випуску води з порожнини питання про ізоляцію (тампонаж) водовипускних свердловин вирішується у кожному окремому випадку, виходячи з конкретних умов.

З вищевикладеного можна зробити наступні висновки.

Попередження аварійного стану механізованого кріплення в лавах за умови гідравлічного перевантаження основної покрівлі можливо

за допомогою завчасного буріння водовипускних свердловин у зону розшарування основної покрівлі зі сполучених штреків попереду очисного вибою та випуску води з них.

Випуск води під тиском в зони розшарування призводить до усунення гідравлічного перевантаження основної покрівлі. Це дозволить уникнути додаткового гідравлічного тиску на механізоване кріплення.

В умовах шахт Західного Донбасу технологія зняття гідравлічного навантаження показала свою ефективність на прикладі відпрацювання пласта С<sub>5</sub> шахти «Самарська» та можливість застосування у подальшому при відпрацюванні вугільних пластів інших шахт.

Для безпечної роботи при відпрацюванні 155 лави шахти «Степова» на ділянці ПК 179+6,5 – 174+6,5 м необхідно ще на стадії підготовки виїмкового стовпа заздалегідь підготувати 13 водовипускних свердловин загальною довжиною 1215,8 м.

Застосування даного способу дозволить попередити аварійні ситуації, пов'язані з гідравлічним перенавантаженням механізованого кріплення, а також виключити посадку секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» і тим самим підвищити ефективність видобутку кам'яного вугілля в Західному Донбасі.

У наступному п.р. 5.3 необхідно запропонувати спосіб локальної дезінтеграції гірського масиву, надати його практичний досвід застосування, а також впровадити в конкретних умовах відпрацювання пласта С<sub>6</sub> виїмкової ділянки 155 лави шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

### **5.3 Локальна дезінтеграція гірського масиву, практичний досвід застосування, а також можливе впровадження в умовах відпрацювання пласта С<sub>6</sub> 155 лави шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»**

Формування штучної поверхні розшарування породного масиву в межах одного літотипу можливе за допомогою механізму гідророзриву.

Гідророзрив гірських порід відносять до числа потужних технологічних способів зміни фізико-механічних властивостей гірських порід.

За його допомогою можливо виконати гідродинамічну стратифікацію важких покрівель вугільних пластів для зменшення їх навантаження на механізовані комплекси [124]. В умовах шахт Західного Донбасу було впроваджено спосіб утворення штучних розшарувань в гірському масиві вище покрівлі пласта шляхом їх гідророзриву [125].

Механізм гідророзриву вуглевмісних порід можна пояснити наступним чином. Робочу рідину під тиском нагнітають у загерметизовану в основі свердловину, що комплексується з гідрогеомеханічними ефектами навколо свердловини. Під час нагнітання робочої рідини відбувається розкриття тріщин по кліважу уздовж лінії найменшого опору. Розкриття тріщин призводить до ковзання штучних поверхонь з послабленими контактами, а також пластичного деформування порожнини гідророзриву. Концентрація напружень порожнини гідророзриву досягається шляхом стабілізації тиску у заданій площині.

Дезінтеграцію гірського масиву необхідно застосовувати з метою недопущення розшарування підробленого масиву безпосередньо під водовмісним колектором. Розшарування буде відбуватись декількома шарами меншої потужності з залишенням пачки водостійких порід під колектором, яка під вагою нижніх порід не буде опускатися передчасно та

буде виконувати гідрозахисну функцію. Це дозволить уникнути додаткового гідравлічного тиску на механізоване кріплення (див. рис. 5.9).

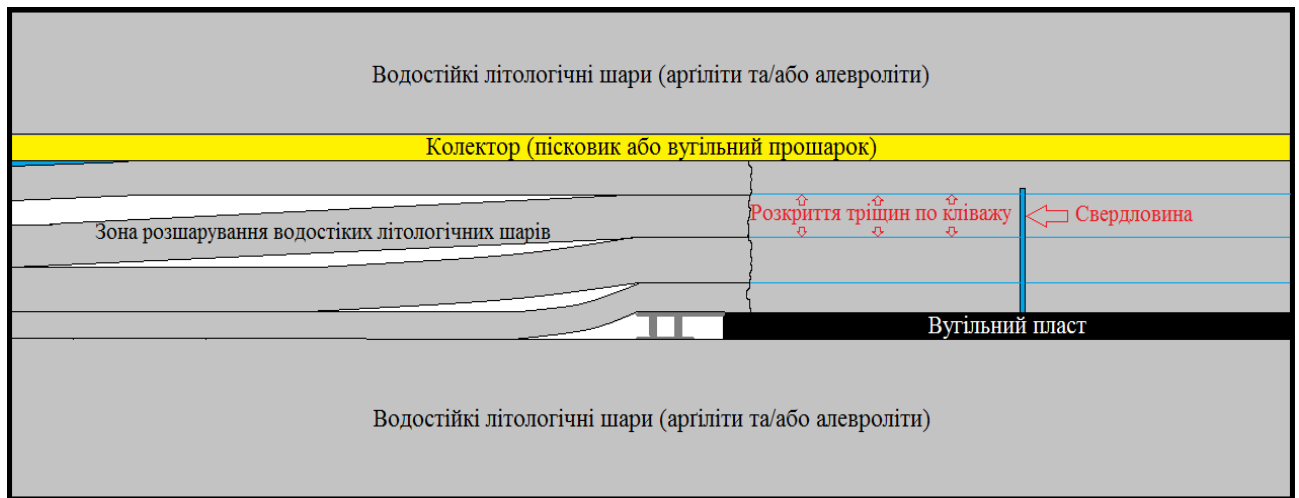


Рисунок 5.9 – Формування штучної поверхні розшарування гірського масиву шляхом механізму гідророзриву

Розшарування вищезазначеного шару може відбутися згодом, коли лінія очисного вибою відійде у безпечне від гідравлічного навантаження місце.

Практично в усіх випадках слід застосовувати міжшарове послаблення контактів гірських порід для формування площини гідророзриву. Цей факт є вирішальним у формуванні штучної поверхні розриву порід у горизонтальній площині, що заперечується у роботі [126], де було спрогнозовано більш вірогідне утворення та розвиток вертикального гідророзчленування за причини балансу сил, необхідних на подолання гірського тиску. Очевидно, що цей висновок у більшою мірою можна пов'язати з умовами ідеального ізотропного гірського масиву.

У шаруватому гірському масиві початкова фаза є найбільш енергоємною. Гідророзрив стохастично утворює береги штучних тріщин між природно слабкими контактами поверхонь кліважу. Це однозначно підтверджує теорія утворення дислокацій в матеріалах на мікрорівні. Розвиток тріщин менш енергоємний [127], а тому повторний початок та

розвиток суміжних, наприклад вертикальних, тріщин неможливий, не дивлячись на більш збалансований розподіл поля напружень, як відмічалось.

Гідророзрив було здійснено на практиці в умовах відпрацювання пласта  $C_6$  у 602 лаві шахти «Ювілейна». В результаті (рис. 5.10) було утворено порожнину гідророзриву у формі еліпсоподібного контуру. Розрив контактів збіжний з напрямком кліважу.

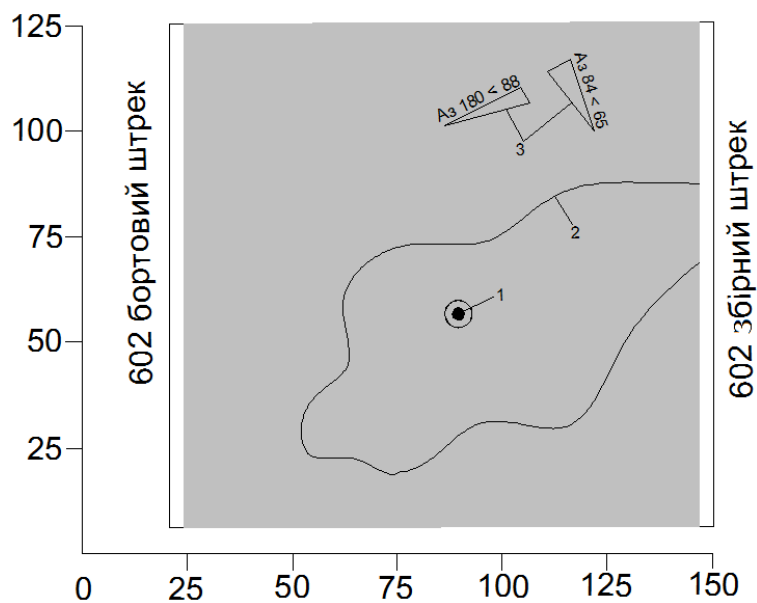


Рисунок 5.10 – Розвиток порожнини гідророзриву в умовах покрівлі пласта  $C_6$  602 лаві шахти «Ювілейна»:

- 1 – нагнітальна свердловина; 2 – контур порожнини гідророзриву;  
3 – напрямок кліважу

Також було успішно проведено експеримент в умовах відпрацювання пласта  $C_6$  у 629 лаві шахти «Тернівська», де водоприплив з інтенсивністю  $25 - 30 \text{ м}^3/\text{год}$  ускладнювали ведення гірничих робіт.

На рис. 5.11 проілюстровано динаміку закачування води під час локальної дезінтеграції шарів гірських порід. При гідророзчленуванні шарів гірських порід застосовувався промисловий тампонажний агрегат. Показово, що характер кривих зростання, спаду та стабілізації тиску

ідентичний [126], [127]. Очевидно, що немає необхідності детально обґрунтовувати параметри, окрім тиску, який контролює процес розвитку порожнин гідророзчленування [125], [126].

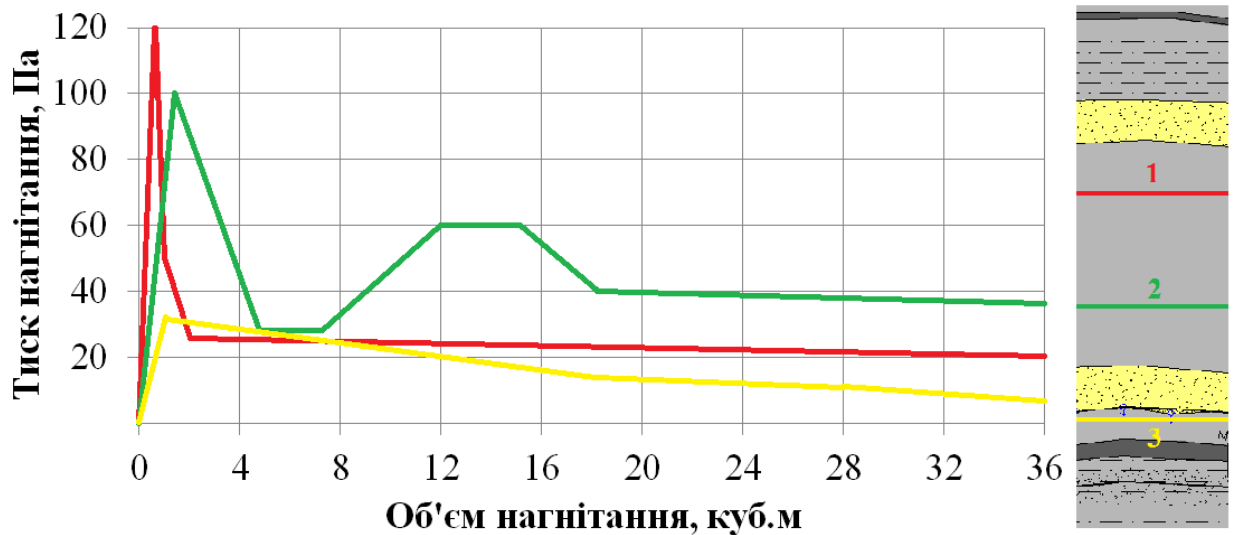


Рисунок 5.11 – Динаміка параметрів локальної дезінтеграції порід по площинах 1, 2, 3 над виїмковою ділянкою 629 лави шахти «Тернівська»:

– вугільний пласт; – аргіліт;  
 – алевроліт; – пісковик

Об'єм закачуваної рідини необхідно визначати відносно кривих зростання, спаду та стабілізації тиску нагнітання. Динаміка закачування робочої рідини може розглядатися як проміжний етап, який можна вважати априорі варіантом шляху до стабілізації процесу.

У зв'язку з цим, необхідно розглядати задачу прогнозу параметрів порожнини гідророзриву під час фази її стабілізації – постійний тиск при кінцевому фіксованому об'ємі закачуваної рідини.

Відомі рішення [126] дозволяють розрахувати радіус розвитку гідророзриву при заданому тискові та об'ємі закачування для випадку пружного трансверсально-ізотропного гірського масиву зі значною міцністю на стискання та розрив. Тобто в умовах можливих граничних співвідношень, неминучих за наявності межі з потужним геомеханічним



збуренням (гірничча виробка), найбільш реальна чисельна постановка та вирішення задачі. Розроблений на основі використаної нами моделі [129] варіант чисельного рішення реалізує пружно-пластичне деформування з урахуванням позамежного знеміцнення до залишкової міцності, міжшарового тертя та розриву контактів, реологічних процесів. За всіма компонентами цей алгоритм може усунути недоліки аналітичного рішення за умови, якщо поведінку контакт-елемента алгоритмізувати ідентично механізму гідророзриву. Ця задача достатньо проста та полягає у тому, що на стадії порівняння вузлових сил контактних пар, які співпадають з площиною гідророзриву, необхідно виконати симетричне від осі свердловини прикладання ступінчасто наростаючої сили. Остання є результатом перерахунку стабілізованого тиску у свердловині на вузлову силу. Після розриву першої пари та модифікації матриці жорсткості системи досягнутий тиск реалізується у вигляді додатку вузлових сил суміжних контактних пар. Отримання стійкого рішення свідчить про можливість ступінчатого наростання тиску, починаючи з осьової пари.

Виходячи з вищевикладеного можливо застосувати даний спосіб в умовах відпрацювання пласта С<sub>6</sub> 155 лави шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

Як вже було зазначено в п.р. 4.4 та 5.1, аварійні випадки будуть мати місце на ПК 178+1,5 м (4 секції), 177+6,5 м (48 секцій), 177+1,5 м (94 секції), 176+6,5 м (14 секцій), 176+1,5 м (26 секцій), 175+6,5 м (24 секції), 175+1,5 м (32 секції).

Розглянемо схему буріння свердловин на різних відмітках (рис. 5.12, 5.13, табл. 5.5).

На відстані відходу 15 м від монтажної камери (ПК 178+1,5 м) необхідно заздалегідь розпочати буріння двох свердловин гідророзриву на сполученнях зі 155 збірним та бортовим штреками під кутом 47° від-

носно покрівлі пласта та  $90^\circ$  відносно осі збірного та бортового штреків на висоту не більше 8,0 м вище покрівлі пласта довжиною 10,5 м.

На відстані відходу 20 м від монтажної камери (ПК 177+6,5 м) необхідно заздалегідь виконати гідророзрив у трьох місцях – по одному на сполученнях зі штреками та один у середній частині лави, на відстані 151 м від сполучення в глиб масиву під кутом  $2,5^\circ$ , на висоту не більше 8,0 м вище покрівлі пласта, довжина свердловин – 10,5 м та 151 м.

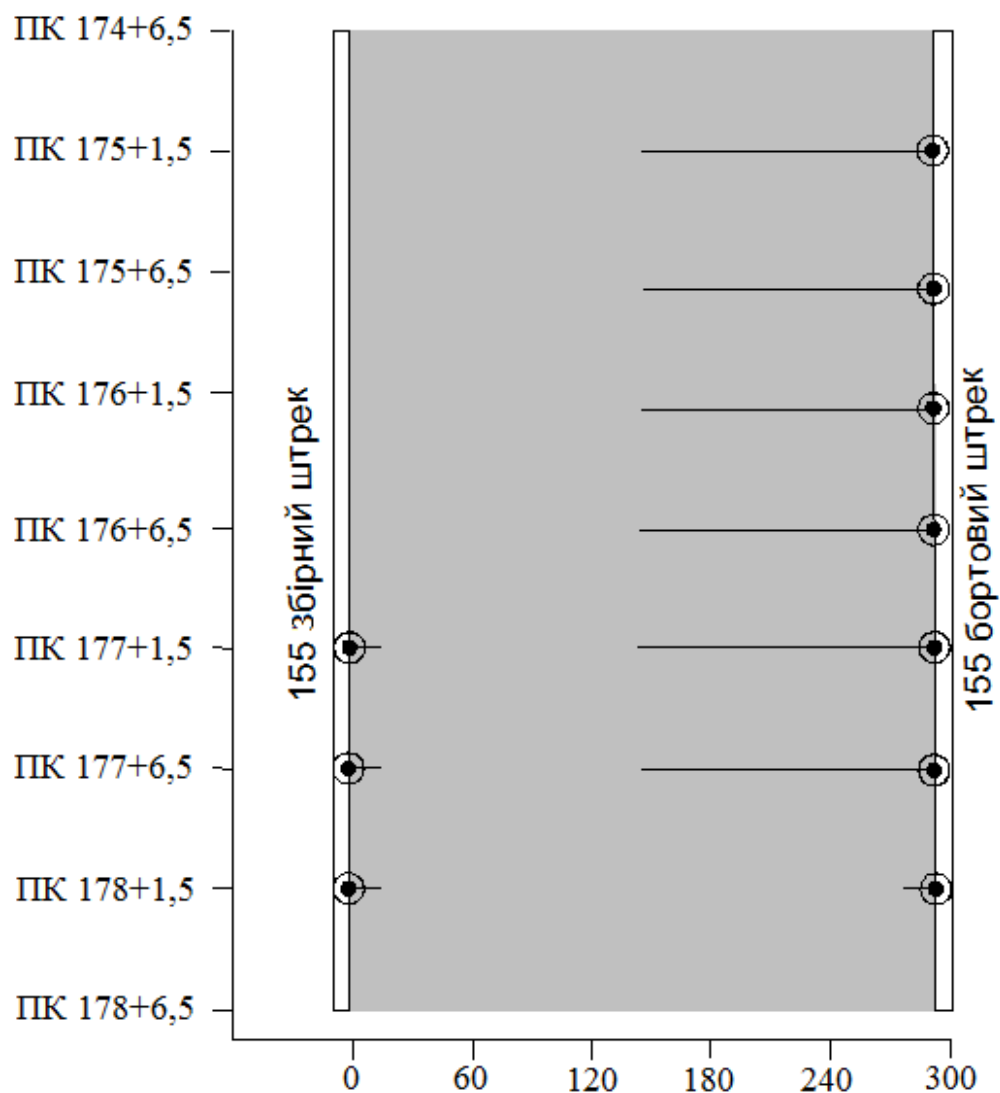


Рисунок 5.12 – Схема буріння свердловин для виконання гідророзриву вздовж виїмкового стовпа в умовах 155 лави шахти «Степова»

ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»:



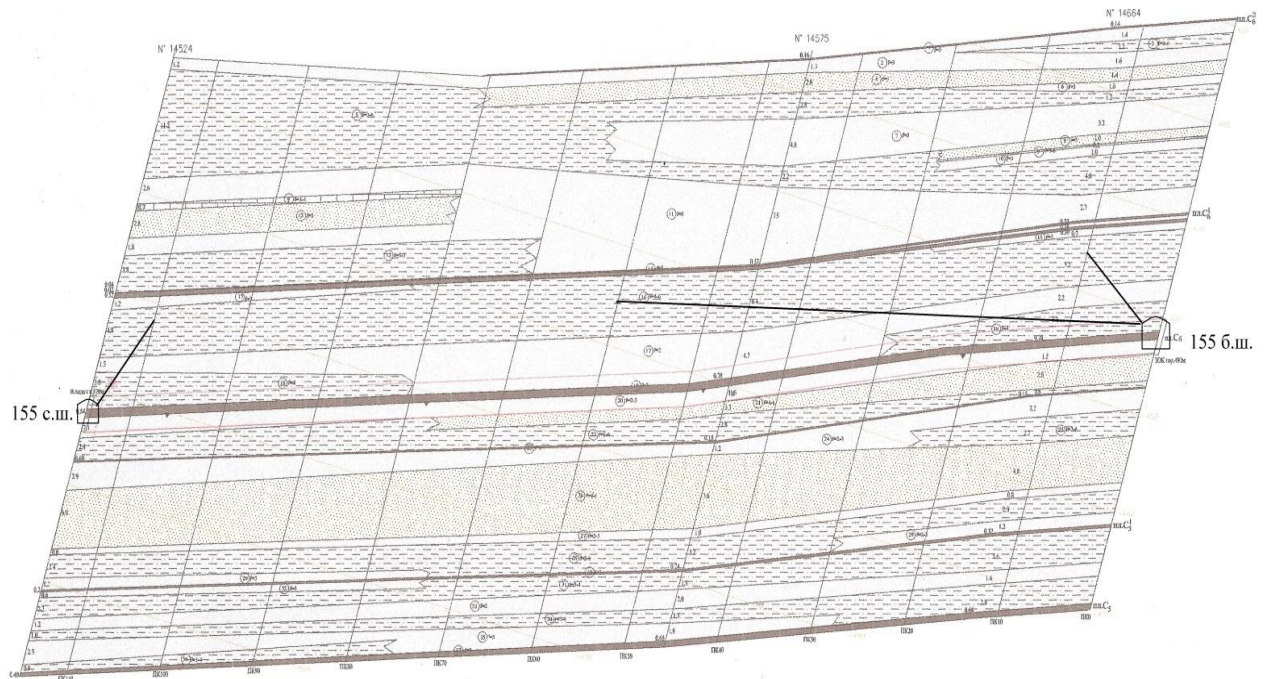


Рисунок 5.13 – Схема профілю буріння свердловин для виконання гідророзриву уздовж 155 лави в умовах шахти «Степова»  
ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

Таблиця 5.5 – Параметри закладення свердловин

Місце закладення свердловини, ПК/ Відстань відходу від монтажної камери, м	Кількість свердловин, од.	Кут закладення свердловин відносно покрівлі пласта в глиб масиву, град	Довжина свердловини, м
178+1,5 / 15	2	47	10,5
177+6,5 / 20	3	2,5; 47	10,5; 151
177+1,5 / 25			
176+6,5 / 30	1	2,5	151
176+1,5 / 35			
175+6,5 / 40			
175+1,5 / 45			

На відстані відходу 25 м від монтажної камери (ПК 177+1,5 м) виконати гідророзрив у трьох місцях – по одному на сполученнях зі штреками та один у середній частині лави, на відстані 150 м від сполучення вглиб масиву під кутом 2,5°, на висоту не більше 8,0 м вище покрівлі пласта, довжина свердловин – 10,5 м та 151 м.

На відстані відходу 30 м від монтажної камери (ПК 176+6,5 м) виконати гідророзрив у середній частині лави, на відстані 151 м від сполучення в глиб масиву під кутом  $2,5^\circ$ , на висоту не більше 8,0 м вище покрівлі пласта, довжина свердловини – 151 м.

На відстані відходу 35 м (ПК 176+1,5 м), 40 м (175+6,5 м), а також 45 м (175+1,5 м) аналогічно необхідно виконати гідророзрив у середній частині лави, на відстані 151 м від сполучення в глиб масиву під кутом  $2,5^\circ$ , на висоту не більше 8,0 м вище покрівлі пласта, довжина свердловини – 151 м.

Висота закладення всіх свердловин по нормалі вище покрівлі пласта становить 8,0 м.

Тиск нагнітання рідини тампонажним агрегатом повинен бути не менше  $\gamma h \times 1,1$ , тобто на 10% більшим за гірський тиск.

Резюмуючи, можна зробити наступні висновки.

Формування штучної поверхні розшарування породного масиву в межах одного літотипу можливо за допомогою потужного технологічного засобу зміни фізико-механічних властивостей гірських порід – гідророзриву.

Гідророзрив призводить до локальної дезінтеграції гірського масиву, який необхідно застосувати з метою недопущення розшарування підробленого масиву водостійких літологічних шарів за усією потужністю під власною вагою, безпосередньо під водовмісним колектором. Розшарування формується декількома шарами меншої потужності з залишенням пачки водостійких порід під колектором, яка під вагою нижніх порід не буде опускатися передчасно та виконуватиме гідрозахисну функцію. Це дозволить уникнути додаткового гідравлічного тиску на механізоване кріплення.

В умовах шахт Західного Донбасу механізм гідророзриву та утворення штучних порожнин у гірському масиві вище покрівлі пласта по-

казав свою ефективність та можливість застосування у подальшому при відпрацюванні вугільних пластів.

Для безпечного відпрацювання 155 лави шахти «Степова» на ділянці ПК 178+1,5 – 175+1,5 м необхідно ще на стадії підготовки виїмкового стовпа заздалегідь обладнати 12 свердловин загальною довжиною 969 м.

Застосування технології гідророзриву дозволить попередити аварійні ситуації, пов'язані з гідравлічним перенавантаженням механізованого кріплення, виключити посадку секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» і тим самим підвищити ефективність видобутку кам'яного вугілля в Західному Донбасі.

### **Висновки до розділу**

1. Обґрунтовано доцільність застосування підтримувально-огороджувального чотиристоякового, дворядного механізованого кріплення типу КД-80 та КД-90 шляхом порівняння результатів моделювання застосування двостоякового однорядного кріплення типу Ostroj-70/125. При застосуванні двостоякового однорядного кріплення величина конвергенції може збільшуватись до 33,2 %, тобто на 154,8 мм у порівнянні з чотиристояковим дворядним механізованим кріпленням підтримувально-огороджувального типу.

2. Розроблено паспорт моніторингу зняття гідростатичного тиску (гідравлічного розвантаження зони розшарування) шляхом завчасного буріння водовипускних свердловин у покрівлю пласта до сполучення їх з зоною розшарування водостійких порід з колектором для випуску води з них. Це дозволить попередити аварійні ситуації, пов'язані з гідравлічним перенавантаженням механізованого кріплення, а також виключити посадку секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» і тим самим

підвищити ефективність видобутку кам'яного вугілля в Західному Донбасі;

3. Запропонована локальна дезінтеграція гірського масиву. Виконано пояснення механізму гідророзриву вуглевмісних порід. Описано практичний досвід застосування гідророзриву. Показано можливе впровадження локальної дезінтеграції гірського масиву в умовах відпрацювання пласта С<sub>6</sub> 155 лави шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

4. В умовах шахт Західного Донбасу механізм гідророзриву та утворення штучних порожнин у гірському масиві вище покрівлі пласта показав свою ефективність та можливість застосування у подальшому при відпрацюванні вугільних пластів.

## ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, в якій на основі вперше встановлених закономірностей розподілу конвергенції в лаві в зоні монтажних камер вирішено актуальне науково-технічне завдання, яке полягає в обґрунтуванні параметрів очисного виймання в геомеханічних зонах монтажних камер з урахуванням пісковиків, а також гідростатичного тиску у покрівлі вугільного пласта, довжини очисного вибою, глибини розробки, відстані відходу очисного вибою від монтажної камери. Результати роботи дозволяють розробити рекомендації щодо технологічного удосконалення видобутку вугілля із вельми тонких вугільних пластів у складних умовах шахт Західного Донбасу, а також мінімізувати аварійні випадки, пов'язані з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» і тим самим підвищити ефективність видобутку кам'яного вугілля.

Основні наукові і практичні результати полягають у наступному:

1. Виконано факторний аналіз фактичних чинників об'єкту дослідження, які впливають на характер розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої вздовж лінії улаштування посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в складних умовах шахт Західного Донбасу, що дозволило спростити модель для виконання геомеханічного опису, а також підвищити надійність математичних розрахунків шляхом ймовірнісно-статистичних уявлень про природу та механізм посадки основної покрівлі гірських порід в очисному вибої при її відході від монтажної камери.

2. На підставі статистичного аналізу геологічних умов розповсюдження, особливостей будови, а також фізико-механічних властивостей пісковиків встановлено характер розподілу зміни випадкових величин. Зміна таких величин як глибина залягання пісковиків, їх пористість, показники структурної неоднорідності, а також межа міцності на одновісний стиск відповідають розподілу Пуассона. Зміна випадкових величин потужності, щільності, водоприпливу, відстані та кутів залягання пісковиків вище покрівлі пласта мають

експоненціальний розподіл.

3. Шляхом застосування кластерного аналізу вперше визначено дві однорідні групи шахтних полів за спільними гірничотехнічними, а також геологічними умовами, що впливають на характер розподілу зміни величини конвергенції бічних порід в очисному вибої.

4. З урахуванням результатів попередніх досліджень запропоновано додаткове сполучення нових ознак, таких як: довжина очисного вибою, глибина розробки, потужність пісковика, а також відстань його залягання вище покрівлі пласта з урахуванням відходу лави від монтажної камери та гідростатичного тиску в основній покрівлі.

5. Обґрунтовано геометричні параметри просторової комп'ютерної моделі геомеханічних процесів, які відбуваються в масиві гірських порід навколо очисних виробок з урахуванням довжини очисного вибою, глибини розробки, наявності залягання пісковиків, а також гідростатичного тиску на покрівлю очисного вибою за рахунок водонасичених порід-колекторів.

6. Виконано комп'ютерне моделювання покрокового посування очисного вибою у просторовій геомеханічній моделі виїмкової ділянки, розташованої у шаруватому трансверсально-ізотропному гірському масиві з урахуванням обґрунтованих параметрів при відході очисного вибою від монтажної камери.

7. Встановлено закономірності зміни характеру розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж лави, а саме:

- Встановлено, що максимальні значення конвергенції гірських порід і відповідно довжини зони посадки кріплення механізованого комплексу «на жорстку базу» змінюються за експоненціальним законом від 17 – 21 м до 149 – 237 м зі збільшенням довжини лави від 215 м до 305 м та при відході лави від монтажної камери від 10 м до 50 м, що дозволяє планувати вибір раціональної довжини очисного вибою або ефективних засобів ведення гірничих робіт.

- Встановлено, що мінімальні значення конвергенції гірських порід і відповідно довжини зони посадки механізованого комплексу кріплення «на жорстку базу» змінюються за експоненціальним законом при відході лави від



монтажної камери від 10 м до 50 м за умови залягання пісковиків потужністю 30 м безпосередньо у покрівлі вугільного пласта, що дозволяє прогнозувати використання спеціальних засобів ведення гірничих робіт у даних гірничо-геологічних умовах.

- Встановлено, що при глибині розробки 450 м вплив умов залягання пісковиків на довжину зони посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» проявляється більшою мірою, ніж за відсутності цього явища на глибинах розробки 150 м і 300 м.

- Визначено, що мінімальні значення конвергенції бічних порід і відповідно довжини зони посадки механізованого кріплення «на жорстку базу» в очисному вибої відповідають умовам залягання пісковиків потужність 30 м, які залягають у безпосередній покрівлі вугільного пласта.

- Мінімальна довжина зони посадки механізованого комплексу «на жорстку базу» за найменших значень конвергенції гірських порід змінюється за експоненціальним законом від 6 – 10 м до 130 – 202 м при відході лави від монтажної камери в інтервалі 10 – 50 м за наявності пісковиків потужністю майже 30 м безпосередньо у покрівлі вугільного пласта та збільшення довжини лави від 215 м до 305 м при глибині розробки 450 м, а максимальні значення вказаних параметрів змінюються за таким же законом у межах довжини зони від 17 – 21 м до 149 – 237 м за тих же умов, що дозволяє прогнозувати використання спеціальних засобів ведення гірничих робіт та планувати вибір раціональної довжини очисного вибою за ефективною технологією виймання вугілля.

- Домінантним геотехнічним фактором виникнення аварій у механізованих лавах шахт «Західного Донбасу» є гідравлічне перевантаження і відслонення підосви водонасичених пластів-супутників основної породної покрівлі, що на порядок перевищує фоновий геостатичний тиск та призводить до осідання кріплення «на жорстку базу» з формуванням водоприпливу до 70 м<sup>3</sup>/год протягом до 3-х діб. Тривимірна геодинамічна чисельна модель з достовірністю 85 – 88,3 % відображує всі фази формування означеного явища, а також є ін-

струментом оптимізації попередження аварій шляхом прогнозного геотехнічного моніторингу, зняття гідростатичного тиску висхідними свердловинами та штучним розшаруванням породної покрівлі гідророзривами.

8. Виконано аналіз геотехнічних даних з виникнення та перебігу явища перевантаження механізованого кріплення в лавах Західного Донбасу. Аналіз аварій, які пов'язані з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу», показав, що їх причиною стало гідродинамічне перевантаження механізованого кріплення, яке зумовлене наявністю залягання у покрівлі вугільних пластів породних шарів – колекторів потужністю 0,15 – 16,9 м, та їх залягання на відстані 3,05 – 23,1 м вище покрівлі вугільного пласта.

9. Описано механізм гідростатичного перевантаження механізованого кріплення. Породи-колектори (пісковики, вугільні пласти та прошарки) мали гідравлічний зв'язок з бучакським водовмісним горизонтом, що сприяло накопиченню в них запасів води, які знаходилися під тиском в утвореній порожнині між розшаруванням контактів водовмісного прошарку-супутника та розташованими нижче водостійкими породами.

10. Виконано оцінку величини гідравлічного тиску. Гідравлічний тиск вирівнювався п'єзометричним тиском зони живлення шару. Для умов шахт Західного Донбасу п'єзометричний тиск може сягати до 90 м водяного стовпа. Це означає, що на відстані 3,05 – 23,1 м від поверхні кріплення в лаві формується додатковий гідравлічний тиск величиною до 900 КПа, що на порядок перевищує напруження у зоні покрівлі за відсутності водопроявів.

11. Виконано аналіз по аваріях, пов'язаних з посадкою секцій механізованого кріплення «на жорстку базу». За період 09.11.2009 – 11.01.2013 та 09.05.2018 – 30.06.2020 рр. трапилось 28 випадків посадки механізованого кріплення «на жорстку базу». За вищевказаний час зазнало посадки загалом 975 секцій. Загальний час вимушеного простою склав 263 доби, загальна втрата вуглевидобутку склала майже 380 тис. т, а загальні збитки у грошовому еквіваленті склали 50,3 млн грн.

12. Виконано узагальнюючий аналіз існуючих заходів з мінімізації ризиків осідання механізованого кріплення «на жорстку базу». Виходячи з аналізу, можна стверджувати, що відомі заходи з попередження аварій не враховують наявність гідростатичного тиску в основній покрівлі.

13. В умовах виконаного моделювання відпрацювання пласта С<sub>6</sub> 155 лави шахти «Степова», внаслідок синхронного затоплення шахти «Ювілейна» у 2024 році, встановлено, що аварійні ділянки можуть мати місце на ПК 178+1,5 м (4 секції), 177+6,5 м (48 секцій), 177+1,5 м (94 секції), 176+6,5 м (14 секцій), 176+1,5 м (26 секцій), 175+6,5 м (24 секції), 175+1,5 м (32 секції), 174+6,5 м (16 секцій).

14. При моделюванні деталізації механізму гідростатичного перевантаження основної покрівлі вугільного пласта визначено, що величина навантаження механізованого кріплення з посуванням очисного вибою може збільшуватись у 2,8 разів, що є несумісною умовою їх роботи.

15. Обґрунтовано доцільність застосування підтримувально-огороджувального чотирьохстоякового, дворядного механізованого кріплення типу КД-80 та КД-90 шляхом порівняння результатів моделювання застосування двостоякового однорядного кріплення типу Ostroy-70/125. При застосуванні двостоякового однорядного кріплення величина конвергенції може збільшуватись до 33,2 %, тобто на 154,8 мм у порівнянні з чотирьохстояковим дворядним механізованим кріпленням підтримувально-огороджувального типу.

16. Розроблено паспорт моніторингу зняття гідростатичного тиску (гідравлічного розвантаження зони розшарування) шляхом завчасного буріння водовипускних свердловин у покрівлю пласта до сполучення їх з зоною розшарування водостійких порід з колектором для випуску води з них. Застосування даної технології дозволить попередити аварійні ситуації, пов'язані з гідравлічним перенавантаженням механізованого кріплення, а також виключити посадку секцій механізованого кріплення «на жорстку базу» і тим самим підвищити ефективність видобутку кам'яного вугілля в Західному Донбасі.

17. Запропоновано спосіб локальної дезінтеграції гірського масиву для попередження аварійного стану механізованого кріплення в лавах за умов гідравлічного перевантаження основної покрівлі. Виконано пояснення механізму гідророзриву вуглевмісних порід. Описано практичний досвід застосування гідророзриву. Показано можливе впровадження локальної дезінтеграції гірського масиву в умовах відпрацювання пласта С<sub>6</sub> 155 лави шахти «Степова» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

18. Обґрунтованість та достовірність наукових положень, висновків та рекомендацій дисертаційної роботи підтверджується збіжністю отриманих результатів гідростатичного перевантаження механізованого кріплення при комп'ютерному моделюванні від 85,0 % до 88,3%, які були отримані при вирішенні обернених задач.

19. Результати за матеріалами дисертаційної роботи опубліковано в друкованих роботах [48] – [50], [57], [91], [105], [108], [110], а також впроваджено у ШУ «Першотравенське» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» (Додаток Р).

## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Шашенко А.Н., Тулуб С.Б., Сдвижкова Е.А. Некоторые задачи статистической геомеханики. Киев : Пульсари, 2002. 304 с. ISBN 966-7671-34-8.
2. Mulaik S. A. Foundations of Factor Analysis. New York : Chapman and Hall/CRC, 2009. 524 p.
3. Basilevsky A. T. Statistical factor analysis and related methods. New York: Wiley-Interscience, 1994. 755 p.
4. Bartholomew D. J. Latent Variable Models and Factor Analysis: A Unified Approach / D. J. Bartholomew, M. Knott, I. Moustaki. New York: Wiley, 2011. 294 p.
5. Comrey A. A First Course in Factor Analysis / A. Comrey, H. Lee. New York: Psychology Press, 2009. 452 p.
6. Watkins M. W. A Step-by-Step Guide to Exploratory Factor Analysis with R and RStudio. London : Routledge, Taylor & Francis, 2021. 199 p.
7. Harman H. Modern Factor Analysis. Chicago and London : The University of Chicago press, 1968. 174 p.
8. Cattell R. The Scientific Use of Factor Analysis in Behavioral and Life Sciences. New York : Springer, 1978. 634 p.
9. Cureton E. E. Factor Analysis : An Applied Approach / E. E. Cureton, R. B. D'Agostino. New York : Psychology Press, 1993. 480 p.
10. Fabrigar L. R. Exploratory Factor Analysis / L. R. Fabrigar, D. T. Wegener. Oxford : Oxford University Press, 2011. 170 p.
11. Gorsuch R. L. Factor Analysis. New York : Taylor & Francis, 2015. 465 p.
12. Husson F. Multiple Factor Analysis by Example Using R / F. Husson, S. Lê, J. Pagès. Boca Raton : CRC Press, 2015. 268 p.
13. Reyment R. A. Applied Factor Analysis in the Natural Sciences. Cambridge : Cambridge University Press, 1996. 384 p.

14. Kelley T. L. Comment on Wilson and Worcester's «Note on factor analysis» / *Psych*, 1940. № 5. pp. 117-120.
15. Gorsuch R.L. *Factor Analysis*. New York : Taylor & Francis, 2015. 465 p.
16. Скіпочка С.І. Закономірності зміни напружено-деформованого стану породного масиву при інтенсифікації гірничих робіт / С.І. Скіпочка та ін : Сучасні ресурсо-енергозберігаючі технології гірничого виробництва. 2016. № 2. С. 26-40.
17. Мартовицкий А. В. Обрушение пород кровли в лавах при отработке пологозалегающих пластов / А. В. Мартовицкий, Н. В. Хозяйкина : Уголь Украины. 2015. № 1. С. 18-21.
18. Хозяйкина Н. В. Определение первичного шага обрушения пород основной кровли в лавах шахт Западного Донбасса / Н. В. Хозяйкина, А. Н. Пашко А. В. Хозяйкин // Форум гірників 2013 : Матеріали міжнародної науково-практичної конференції, Днепропетровськ, 3-4 октября 2013. Днепропетровськ: Национальный горный университет, 2013. С. 180-186.
19. Tien D. L. Longwall face stability analysis from a Discontinuum-Discrete Fracture Network modelling / D. L. Tien, O. Joung // *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2022. № 124. pp. 104-118. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2022.104480>.
20. Characterization of arching effect and failure mode of longwall panel floor / L. Yihong [et al.] . *Engineering Failure Analysis*. 2022. № 138. pp. 106-121. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2022.106427>.
21. Yasitli N. E. 3Dnumerical modeling of longwall mining with top-coal caving / N. E. Yasitli, B. Unver // *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*. 2004. № 4. pp. 219-235.
22. Effect mechanism of strata breakage evolution on stope deformation in extra-thick coal seams / C. Zhu [et al.] . *Alexandria Engineering Journal*. 2021. Vol. 61, № 6. pp. 5003-5020. <https://doi.org/10.1016/j.aej.2021.10.040>.
23. A numerical modeling approach for evaluation of spalling associated face instability in longwall workings under massive sandstone roof / B. Behera [et al.] .

Engineering Failure Analysis. 2020. № 117. pp. 104-127. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2020.104927>.

24. Шашенко А. Н. Методы теории вероятностей в геомеханике / А. Н. Шашенко, Н. С. Сургай, Л. Я. Парчевский. Киев : Техника, 1994. 216 с.

25. Research on connected effect between water level variation of unconsolidated confined aquifer and roof weighting and its application / Wang X. [et al.] . Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering. 2011. Vol. 30, № 9. pp. 1872-1881.

26. A Simulation Study of Support Break-Off and Water Inrush during Mining under the High Confined and Thick Unconsolidated Aquifer / Liu Y. [et al.] . Open Journal of Geology. 2014. Vol. 12, № 4. pp. 599-611. <https://doi.org/10.4236/ojg.2014.412044>.

27. Jialin X., Zhu W., Wang X. Study on Water-Inrush Mechanism and Prevention During Coal Mining Under Unconsolidated Confined Aquifer. Journal of Mining & Safety Engineering. 2011. Vol. 28, № 3. pp. 333-339.

28. Зборщик М. П. Временное давление и пути уменьшения его отрицательного влияния на устойчивость очистных выработок / М. П. Зборщик // Геомеханика подземной разработки угольных пластов. 2007. С. 56-69.

29. Оценка влияния скорости подвигания очистного забоя на вмещающие боковые породы / М. А. Ильяшов [и др.] . Уголь Украины. 2008. № 4. С. 11-13.

30. A study on the energy sources and the role of the surrounding rock mass in strain burst / C. C. Li [et al.] // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2022. № 154. pp. 105-114. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2022.105114>.

31. Стаднюк К. Д. Вивчення впливу швидкості посування очисного вибою на крок первинного обвалення основної покрівлі / К. Д. Стаднюк // Геотехнічна механіка. 2013. № 111. С. 121-131.

32. Singh M G. Conventional approaches for assessment of caving behaviour and support requirement with regard to strata control experiences in longwall workings / G. Singh // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2015. Vol. 7, № 3. pp. 291-297. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2014.08.002>.

33. He M. Longwall mining “cutting cantilever beam theory” and 110 mining method in China The third mining science innovation / M. He, G. Zhu, Z. Guo // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2015. Vol. 7, № 5. pp. 483-492. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.07.002>.
34. Voussoir beam model for lower strong roof strata movement in longwall mining – Case study / C. Liu [et al.] . Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2017. Vol. 6, № 9. pp. 1171-1176. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2017.07.002>.
35. He M. Innovation and future of mining rock mechanics / M. He, Q. Wang, Q. Wu // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2021. Vol. 13, № 1. pp. 18-32. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2020.11.005>.
36. Isleyen E. Interpretable deep learning for roof fall hazard detection in underground mines / E. Isleyen, S. Duzgun, R. Carter // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2021. Vol. 13, № 6. pp. 1246-1255. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2021.09.005>.
37. Wang J. Systematic principles of surrounding rock control in longwall mining within thick coal seams / J. Wang, Z. Wang // International Journal of Mining Science and Technology. 2019. Vol. 29, № 1. pp. 65-71. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.11.014>.
38. Wojtecki Ł. Estimation of active rockburst prevention effectiveness during longwall mining under disadvantageous geological and mining conditions / Ł. Wojtecki, P. Konicek // Journal of Sustainable Mining. 2016. Vol. 15, № 1. pp. 1-7. <https://doi.org/10.1016/j.jsm.2016.04.003>.
39. Fixed-length roof cutting with vertical hydraulic fracture based on the stress shadow effect : A case study / Zhang F. [et al.] . International Journal of Mining Science and Technology. 2022. Vol. 32, № 2. pp. 295-308. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2021.09.007>.
40. Ji S., Wang Z., Karlovšek J. Analytical study of subcritical crack growth under mode I loading to estimate the roof durability in underground excavation. International Journal of Mining Science and Technology. 2022. Vol. 32, № 2.



pp. 375-385. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2021.08.006>.

41. Brook M., Hebblewhite B., Rudrajit M. Coal mine roof rating (CMRR), rock mass rating (RMR) and strata control: Carborough Downs Mine, Bowen Basin, Australia. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2020. Vol. 30, № 2. pp. 225-234. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2020.01.003>.

42. Young M., Walton G., Holley E. Investigation of factors influencing roof stability at a Western U.S. longwall coal mine. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2019. Vol. 21, № 1. pp. 139-143. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.11.019>.

43. Rajwa S. Janoszek T., Prusek S. Influence of canopy ratio of powered roof support on longwall working stability – A case study. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2019. Vol. 29, № 4. pp. 591-598. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2019.06.002>.

44. Breaking mechanism and control technology of sandstone straight roof in thin bedrock stope / Zhang H. [et al.] . *International Journal of Mining Science and Technology*. 2020. Vol. 30, № 2. pp. 259-263. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.10.006>.

45. Instability characteristics of the cracked roof rock beam under shallow mining conditions / Yanhai Z. [et al.] . *International Journal of Mining Science and Technology*. 2018. Vol. 28, № 3. pp. 437-444. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.03.005>.

46. Nomikos P. P., Sofianos A. I., Tsoutrelis C. E. Structural response of vertically multi-jointed roof rock beams. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2002. Vol. 39, № 1. pp. 79-94. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(02\)00019-9](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(02)00019-9).

47. Multi-approach back-analysis of a roof bed collapse in a mining room excavated in stratified rock / Alejano L. R. [et al.] . *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2008. Vol. 45, № 6. pp. 899-913. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2007.10.001>.

48. Власов С. Ф., Тимченко С. Є., Молдаванов Є. В. Факторний аналіз чинників, що впливають на ефективність видобутку вугілля в умовах шахт ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». Вісті Донецького гірничого інституту. 2020. № 46. С. 19-27. <https://doi.org/10.31474/1999-981x-2020-1-19-27>.

49. Власов С. Ф., Тимченко С. Є., Молдаванов Є. В. Типізація шахтних полів за спільними ознаками для умов шахт ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». Вісті Донецького гірничого інституту. 2020. № 47. С. 33-39. <https://doi.org/10.31474/1999-981X-2020-2-33-39>.

50. Власов С. Ф., Тимченко С. Є., Молдаванов Є. В. Аналіз геологічних умов та особливостей будови пісковиків, які залягають у покрівлі розроблювальних вугільних пластів в умовах шахт Західного Донбасу. Збірник наукових праць Національного гірничого університету. 2021. № 65. С. 37-48. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/65.007>.

51. Овчинников В. Ф. Физико-технические основы технологии управления труднообрушаемой кровлей при ведении горных работ : дис. докт. техн. наук : 05.15.02 Национальный горный университет. Днепропетровск, 2001. 322 с.

52. Islavath R., Deb D., Kumar H. Development of a roof-to-floor convergence index for longwall face using combined finite element modelling and statistical approach. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2020. № 127. pp. 104-121. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2020.104221>.

53. Sebastian R., Mishra B. Numerical investigation of massive roof failure in an underground coal mine in pittsburgh seam. Rock Mechanics for Natural Resources and Infrastructure Development : Proceedings of the 14th International Congress on Rock Mechanics and Rock Engineering, Foz do Iguassu, 13–18 September 2019. Foz do Iguassu: CRC Press/Balkema, 2019. pp. 2895-2901.

54. Malkowski P., Ostrowski L. Convergence monitoring as a basis for numerical analysis of changes of rock-mass quality and Hoek-Brown failure criterion parameters due to longwall excavation. Archives of Mining Sciences. 2019. № 64. pp. 93-118. <https://doi.org/10.24425/ams.2019.126274>.

55. A physical and numerical investigation of sudden massive roof collapse during longwall coal retreat mining. / H. Kang [et al.] . International Journal of Coal Geology. 2018. № 188. pp. 25-36. <https://doi.org/10.1016/j.coal.2018.01.013>.

56. Carlton C. G. An Analysis of Stresses and Displacements around a Fault Plane Due to Longwall Face Advance in Coal Mining : the dissertation author's abstract for the Degree of Master in Science in the field of Mining Engineering. / Southern Illinois University Carbondale. Carbondale, 2018. 143 p.

57. Власов С.Ф., Тимченко С.Є., Молдаванов Є.В. Результати аналізу фізико-механічних властивостей пісковиків, що залягають у покрівлі розроблених вугільних пластів в умовах шахт Західного Донбасу. Гірничий вісник. 2020. № 108. С. 9-15. <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2020-1-108-9-15>.

58. Геолого-промышленный очерк Западного Донбасса / Струев М. И. та ін. Павлоград : Павлоградская геолого-разведовательная партия, 1974. Т. 1. 595 с.

59. Rock state assessment at initial stage of longwall mining in terms of poor rocks of Western Donbass / Sdvyzhkova O. [et al.] . New Developments in Mining Engineering 2015 : Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining, Berdiansk, 17-22 August 2015. London: CRC Press, 2015. pp. 65-72.

60. Mathematical modeling of tight roof periodical falling / Prykhodko V. [et al.] . Ukrainian School of Mining Engineering : Materials of the International Scientific and Practical Conference, м. Berdyansk, 4-8 September 2018. Les Ulis: EDP Sciences - Web of Conferences, 2018. pp. 1-8. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/20186000020>.

61. Шашенко О. М., Сдвижкова О. О., Гапєєв С. М. Деформованість та міцність масивів гірських порід. Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2008. 224 с. ISBN 978-966-350-099-7

62. Хозяйкина Н.В. Обрушение пород кровли в лавах пологопадающих угольных пластов. Днепропетровск: Национальный горный университет, 2012. 126 с. ISBN 978-966-350-357-8

63. Jiachen W., Zhigang L. Study on Coal Face Stability and Movement Behavior of the Overlying Rock Strata of Longwall Topcoal Caving in the Soft Coal Seam. *Journal of University of Science and Technology Beijing*. 2005. № 27. pp. 21-28.

64. Islavath S., Kumar H. Numerical analysis of a longwall mining cycle and development of a composite longwall index. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2016. № 89. pp. 43-54. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2016.08.003>.

65. Verma A., Deb D. Numerical Analysis of the Interaction between Hydraulic Powered Support and Surrounding Rock Strata at Indian Longwall Faces. *International Association for Computer Methods and Advances in Geomechanics : The 12th International Conference*, m. Goa, 1–6 October. 2008 p. Goa, 2008. pp. 394-402.

66. Verma A., Deb D. Longwall face stability index (LFSI): A novel approach for estimation of chockshield pressure and face convergence. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2008. № 108. pp. 763-774.

67. Romesburg C. H. *Cluster Analysis for Researchers*. Belmont: Lifetime Learning Publications, 1984. 335 p.

68. Kaufman L., Rousseau P.J. *Finding Groups in Data: An Introduction to Cluster Analysis*. New Jersey: Wiley & Sons, 2005. 342 p.

69. King R.S. *Cluster Analysis and Data Mining*. Dulles: Mercury Learning and Information, 2015. 300 p. ISBN 978-1-938549-38-0

70. *Cluster Analysis* / Everitt B. S. [et al.] . London: John Wiley & Sons, 2011. 330 p. ISBN 978-0-470-74991-3

71. Лозинский И.Е. Основы организации кластерного разделения угольных шахт Донбасса. *Економічний вісник Донбасу*. 2013. Т. 31, № 1. С. 4-10

72. Ишков В.В., Козий Е.С. О классификации угольных пластов по содержанию токсичных элементов с помощью кластерного анализа. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*. 2014. № 45. С. 209-224.

73. Варяниченко Е.В. Оценка результатов деятельности угольных шахт по данным кластерного анализа. Економіка: Проблеми теорії та практики. 2005. Т. 207, № 3. С. 675-682.

74. Xiao W., Xu J., Lv X. Establishing a georeferenced spatio-temporal database for Chinese coal mining accidents between 2000 and 2015. Geomatics, Natural Hazards and Risk. 2019. Vol. 10, № 1. pp. 242-270. <https://doi.org/10.1080/19475705.2018.1521476>.

75. Deformation Degree Estimate for Coal Seam using Well Logs as Input: A Case Study / T. Chen [et al.] . Journal of Environmental and Engineering Geophysics. 2018. Vol. 23, № 1. pp. 89–101. <https://doi.org/10.2113/JEEG23.1.89>.

76. Numerical simulation study of the failure evolution process and failure mode of surrounding rock in deep soft rock roadways / M. Qingbin [et al.]. International Journal of Mining Science and Technology. 2016. Vol. 26, № 2. pp. 209-221.

77. Звіт про геологічне вивчення надр. Геолого-економічна оцінка запасів кам'яного вугілля і супутніх корисних компонентів (германію) пластів  $C_{12}$ ,  $C_{11}$ ,  $C_{10}^B$ ,  $C_9$ ,  $C_8^H$ ,  $C_7^B$ ,  $C_7^H$ ,  $C_6^B$ ,  $C_6^H$ ,  $C_5$ ,  $C_4^2$ ,  $C_2$ ,  $C_1$ ,  $C_0^1$  на полі шахти ім. Героїв Космосу ВСП «Шахтоуправління ім. Героїв Космосу» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» (стан геологорозвідувальних та гірничо-експлуатаційних робіт на 01.01.2013 р.) / [Н. В. Корпан, Т. Я. Скрипець, С. А. Дудкіна та ін.]. – Київ: Геоінформ України, 2013. – 189 с.

78. Власов С.Ф., Сидельников А.А. Пространственное моделирование геомеханических процессов при подземной разработке месторождений. Днепропетровск: Национальный горный университет, 2012. 222 с. ISBN 978-966-350-348-6

79. Борисов, А.А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов. Москва: Недра, 1964. 278 с.

80. Изучение проявлений горного давления на моделях / Г. Н. Кузнецов та ін. Москва: Углетехиздат, 1959. 283 с.

81. Насонов И.Д., Ресин В.И. Моделирование физических процессов в горном деле. Москва : Издательство Академии горных наук, 1999. 343 с.
82. Шашенко А.Н., Майхерчик Т., Сдвижкова Е.А. Геомеханические процессы в породных массивах. Днепропетровск: НГУ, 2005. 319 с.
83. Шашенко А.Н., Сдвижкова Е.А., Гапеев С.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород. Днепропетровск: НГУ, 2008. 224 с.
84. Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П. Механика горных пород. Киев: Новий друк, 2004. 400 с.
85. Моделювання геотехнічних систем / Півняк Г. Г. [та ін.]. Дніпропетровськ: НГУ, 2009. 252 с.
86. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. Москва: Недра, 1987. 221 с.
87. Adams V., Askenazi A. Building Better Products with Finite Element Analysis. Santa Fe: OnWord Press, 1998. 585 p.
88. Asadzadeh M. An Introduction to the Finite Element Method for Differential Equations. Hoboken: John Wiley & Sons, 2020. 334 p.
89. Литвинский Г.Г., Фесенко Э.В. Анализ компьютерных программ по расчёту горного давления в выработках. Сборник научных трудов ДонГТУ. 2012. № 36. С. 5-14.
90. Сидельников А.А. Обоснование параметров объемного моделирования массива горных пород вокруг очистной и подготовительных выработок. Геотехническая механика. 2009. № 82. С. 77-85.
91. Власов С.Ф., Молдаванов Є. В. Результати аналізу характеру розподілу конвергенції в лаві під час посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу», в умовах шахт Західного Донбасу. Вісник Криворізького національного університету. 2020. № 51. С. 3-8. <https://doi.org/10.31721/2306-5451-2020-1-51-3-8>.
92. Islavath R. S., Deb D., Kumar H. Numerical analysis of a longwall mining cycle and development of a composite longwall index. International Journal of Rock

Mechanics & Mining Sciences. 2016. № 89. pp. 43-54. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2016.08.003>.

93. Geomechanics of interference between the operation modes of mine working support elements at their loading / Bondarenko V. I. [et al.] . Mining Science. 2018. № 25. pp. 219-235. <https://doi.org/10.5277/msc182515>.

94. Field study on the load transfer mechanics associated with longwall coal retreat mining / K. Hongpu [et al.] . International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2019. № 124. pp. 104-141. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2019.104141>.

95. A numerical modeling approach for evaluation of spalling associated face instability in longwall workings under massive sandstone roof / B. Behera [et al.] . Engineering Failure Analysis. 2020. № 117. pp. 225-236. <https://doi.org/10.1016/j.Engfailanal.2020.104927>.

96. Coal Mine Abutment Pressure Distribution Based on a Strain-Softening Model / L. Ang та ін. Frontiers in Physics. 2020. № 263. pp. 22-34. <https://doi.org/10.3389/fphy.2020.00263>.

97. Sreenivasa R. I., Debasis D., Hemant K. Development of a roof-to-floor convergence index for longwall face using combined finite element modelling and statistical approach. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2020. № 127. pp. 36-45. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2020.104221>.

98. Numerical study of stability of mining roadways with 6.0-m section coal pillars under influence of repeated mining / Ze X. [et al.] . International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2021. № 138. pp. 139-144. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2021.104641>.

99. Characteristics of evolution of mining induced stress field in the longwall panel: insights from physical modeling / Jinfu L. [et al.] . International Journal of Coal Science & Technology. 2021, № 1, pp. 18-27. <https://doi.org/10.1007/s40789-020-00390-5>.

100. Failure characteristics of roof in working face end based on stress evolution of goaf / Guojun, Z. [et al.] . Geomechanics and Geophysics for Geo-



Energy and Geo-Resources. 2021. № 53. pp. 18-30. <https://doi.org/10.1007/s40948-021-00252-7>.

101. Three-dimensional physical model experiment of mining-induced deformation and failure characteristics of roof and floor in deep underground coal seams / Jun, L. [et al.] . Process Safety and Environmental Protection. 2021. № 150. pp. 400-415. <https://doi.org/10.1016/j.psep.2021.04.029>.

102. Антипов И.В., Стаднюк Е.Д., Козырь С.В. Взаимосвязь технологических операций в лаве с геомеханическими процессами в горном массиве. Наукові праці УкрНДМІ НАН України. 2015. № 15. С. 9-20.

103. Определение шага обрушения породного слоя над выработанным пространством лавы / И.В. Антипов и др. Геотехнічна механіка. 2014. № 114. С. 125-131.

104. Клочко И. И., Лобков Н. И. Формирование разрушающих напряжений в породных слоях при ведении очистных работ. Вісті Донецького гірничого інституту. 2011. № 1. С. 106-111.

105. Власов С.Ф., Молдаванов Є.В. Обґрунтування параметрів проведення експерименту з тривимірного комп'ютерного моделювання масиву гірських порід навколо очисного вибою. Вісті Донецького гірничого інституту. 2021. Т. 1. № 48. С. 36-47. <https://doi.org/10.31474/1999-981x-2021-1-37-48>.

106. ДСТУ 101.00159226.001-2003. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. Вид. офіц. Київ: Мінпаливенерго України, 2004. 128 с.

107. Четверик М.С., Андрощук Е.В. Теория сдвижения массива горных пород и управление деформационными процессами при подземной выемке угля. Днепропетровск: РИА «Днепр-VAL, 2004. 148 с. ISBN: 966-7616-67-3

108. Vlasov S., Moldavanov, Y. Effect of geological and technological parameters on the convergence in a stope. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. 2021. № 6. pp. 16-22. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2022-6/016>.



109. Садовенко І.О., Тимошук В.І. Моделювання механізму гідрогеодинамічного навантаження основної покрівлі вугільних пластів над механізованим кріпленням очисного вибою. Збірник наукових праць НГУ. 2012. №39. С. 5–11.

110. A Generalized View of Longwall Emergency Stop Prevention (Ukraine) / Y. Moldavanov [et al.] . Processes. Vol. 10, № 5, 2022. P. 100-113. <https://doi.org/10.3390/pr10050878>.

111. Геолого-економічна оцінка запасів корисних копалин (кам'яне вугілля та супутні корисні копалини), полів шахт "Самарська" та "Західно-Донбаська" ВСП "Шахтоуправління Тернівське" ПрАТ "ДТЕК Павлоградвугілля" / [М.В. Жикаляк, І. М. Шайдорова, Л. В. Барвінська та ін.]. – Бахмут: ДРГП "Донецькгеологія", 2016. – 212 с.

112. Геолого-економічна оцінка запасів корисних копалин (кам'яне вугілля та супутні корисні копалини), пласти  $C_{10}^B$ ,  $C_{10}^1$ ,  $C_8^B$ ,  $C_8^H+C_8^{H1}$ ,  $C_7^B$ ,  $C_6^3$ ,  $C_6^1$ ,  $C_6$ ,  $C_5^1$ ,  $C_5$ ,  $C_4^1$ ,  $C_2^1$ ,  $C_2$ ,  $C^1$ , поля шахти "Степова" ВСП "Шахтоуправління Першотравенське" ПрАТ "ДТЕК Павлоградвугілля" / [М.В. Жикаляк, І. М. Шайдорова, Л. В. Барвінська та ін.]. – Артемівськ: ДРГП "Донецькгеологія", 2016. – 212 с.

113. Кияшко И. А. Процессы подземных горных работ / И. А. Кияшко. – Киев: Вища школа, 1984. – 255 с.

114. Доценко В.И., Худoley Н.Н., Матлаев П. А. Влияние природных факторов на условия разработки пологих пластов на глубоких горизонтах. Школа підземної розробки : Міжнародна науково-практична конференція, м. Дніпропетровськ, 17-22 Вересня 2007. Дніпропетровськ: АРТ-ПРЕСС, 2007.

115. Мельников Е.Ф., Манко А.А. Особенности управления трещиноватыми кровлями. Уголь. 1971. № 2. С. 22–25.

116. Жингель И.П. Метод прогнозирования угля встречи очистного забоя с системами трещин при отработке угольных пластов лавами. Уголь. 1970. № 1. С. 58–59.

117. Якубсон В.И., Суровягин В.И., Чумаченко В.И. Влияние трещиноватости кровли на проявление горного давления в очистных и подготовительных выработках. Добыча угля подземным способом. 1969. № 1. С. 28–31.

118. Рекомендации по предотвращению посадки на «жесткую базу» механизированной крепи КД-80 при отработке 541 лавы пл. С5 бл. №3 ПСП «ШУ Терновское» ШП «Самарская». / В.И. Бондаренко и др. Днепропетровск: Национальный горный университет, 2012. 2 с.

119. Обоснование параметров и области применения бесконсольных механизированных крепей очистных комплексов / В. И. Бузило [и др.]. Днепропетровск: Национальный горный университет, 2014. 95 с. ISBN 978-966-350-498-8

120. Процессы очистных работ на пластах угольных шахт / В.В. Харченко и др. Днепропетровск: Национальный горный университет, 2011. 150 с. ISBN 978-966-350-499-5

121. Садовенко И.А., Тимощук В.И. Разработка методики прогнозирования аномальных осадок обводненной породной кровли в очистных выработках шахт Западного Донбасса и обоснование технологических мер их предупреждения, 2012. 10 с.

122. Геомеханіка навантаження кріплення очисних і підготовчих виробок у шаруватому масиві слабких порід / В.И. Бондаренко та ін. Дніпропетровськ: ТОВ «ЛізуновПрес», 2012. 236 с. ISBN 978-966-2575-13-2

123. НПАОП 10.0-5.27-84 «Инструкция по безопасному ведению горных работ у затопленных выработок», 1984. 52 с.

124. Чернов О.И. Гидродинамическая стратификация монолитных прочных свойств в качестве способа управления труднообрушающейся кровлей. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1982. №5. С. 18-23.

125. Горобец А.Ф., Горобец О.А. Применение в Западном Донбассе гидравлического разрыва при ликвидационном тампонировании скважин. Уголь Украины. 1978. №2. С. 9-10.

126. Желтов Ю.П. Деформации горных пород. М.: Недра, 1966. 198 с.
127. Зборщик М.П., Малярчук А.М., Морозов А.Ф. Влияние воды на развитие трещин в горных породах. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1982. №3. С. 92-94.
128. Желтов Ю.П. Гидравлический разрыв пласта. М.: Гостоптехиздат, 1957. 76 с.
129. Фадеев А.Б., Репина П.И., Абдулаев Э.К. Метод конечных элементов при решении геотехнических задач и программа «Геомеханика». Л.: ЛИСИ, 1982. 72 с.

## **ДОДАТКИ**

## ДОДАТОК А

МАТРИЦЯ ПЛАНУВАННЯ ПОВНОГО ТРИФАКТОРНОГО  
ЕКСПЕРИМЕНТУ ПЕРШОЇ ЧАСТИНИ ГЕНЕРАЛЬНОЇ МАТРИЦІ  
ДЛЯ РІВНІВ № 1–8

Таблиця А.1 - Матриця планування повного трифакторного експерименту першої частини генеральної матриці для рівнів № 1–8

№	X <sub>1</sub>	X <sub>2</sub>	X <sub>3</sub>	X <sub>1</sub> X <sub>2</sub>	X <sub>1</sub> X <sub>3</sub>	X <sub>2</sub> X <sub>3</sub>	Y	X <sub>1</sub> *Y	X <sub>2</sub> *Y	X <sub>3</sub> *Y	X <sub>1</sub> X <sub>2</sub> *Y	X <sub>1</sub> X <sub>3</sub> *Y	X <sub>2</sub> X <sub>3</sub> *Y	P <sub>17-1</sub>	З <sub>с</sub>	
1	1	1	1	1	1	1	26	26	26	26	26	26	26	4,25	18,062	
2	-1	1	1	-1	-1	1	22	-22	22	22	-22	-22	22	0,25	0,0625	
3	-1	-1	1	1	-1	-1	20	-20	-20	20	20	-20	-20	-1,75	3,0625	
4	-1	-1	-1	1	1	1	19	-19	-19	-19	19	19	19	-2,75	7,5625	
5	1	-1	-1	-1	-1	1	24	24	-24	-24	-24	-24	24	2,25	5,0625	
6	1	1	-1	1	-1	-1	23	23	23	-23	23	-23	-23	1,25	1,5625	
7	-1	1	-1	-1	1	-1	17	-17	17	-17	-17	17	-17	-4,75	22,562	
8	1	-1	1	-1	1	-1	23	23	-23	23	-23	23	-23	1,25	1,5625	
9	Дисперсія відтворюваності S						21, 75		2,25	0,25	1	0,25	-0,5	1	S =	8,5
10	Коефіцієнт рівняння регресії K						B <sub>0</sub>	B <sub>1</sub>	B <sub>2</sub>	B <sub>3</sub>	B <sub>12</sub>	B <sub>13</sub>	B <sub>23</sub>	K =	1,0625	

**ДОДАТОК Б**

**ВИХІДНІ ДАНІ ДЛЯ ПОБУДОВИ МАТРИЦІ ПОВНОГО ТРИФАКТОРНОГО  
ЕКСПЕРИМЕНТУ ПЕРШОЇ ЧАСТИНИ ГЕНЕРАЛЬНОЇ МАТРИЦІ  
ДЛЯ РІВНІВ № 1–16**

Таблиця Б.1 - Вихідні дані для побудови матриці повного трифакторного експерименту першої частини  
генеральної матриці для рівнів № 1–16

№ рівня	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Z1	258,0- 378,0	238,0- 258,0	348,0- 398,0	98,0- 153,0	244,0- 339,0	254,0- 274,0	104,0- 134,0	263,0- 273,0	138,0- 148,0	433,0- 529,0	414,0- 544,0	224,0- 501,0	139,0- 160,0	97,0- 167,0	248,0- 264,0	242,0- 293,0
Z4	0,0- 4,9	12,0- 15,7	0,0	7,3- 9,7	6,4	0,0	9,2- 11,0	15,5- 16,8	0,3- 9,7	0,0- 17,8	8,1- 15,7	0,9- 12,1	0,0- 20,9	14,2- 23,2	0,02- 1,4	21,4
Z8	0,0- 4,1	0,0- 4,2	0,0- 4,0	3,6- 16,6	0,0- 10,7	1,4- 17,6	0,0- 3,4	0,0- 1,2	1,1- 7,3	0,0- 6,7	0,0- 8,7	0,0- 14,1	0,0- 6,4	0,0- 4,4	0,0- 8,5	0,0- 6,2
Z11	245,0	250,0	251,0	250,0	263,0	272,0	264,0	200,0	195,0	275,0	273,0	285,0	223,0	250,0	212,0	152,0
Функція Y (Первинний крок посадки покрівлі)	22,0- 25,0	20,0- 25,0	20,0- 25,0	16,0- 18,0	22,0- 30,0	18,0- 22,0	18,0- 25,0	18,0- 20,0	18,0- 22,0	30,0- 40,0	30,0- 40,0	27,0- 38,0	28,0- 43,0	20,0- 30,0	20,0- 25,0	20,0- 25,0



**ДОДАТОК В**

МАТРИЦЯ ПЛАНУВАННЯ ПОВНОГО ТРИФАКТОРНОГО  
ЕКСПЕРИМЕНТУ ПЕРШОЇ ЧАСТИНИ ГЕНЕРАЛЬНОЇ МАТРИЦІ  
ДЛЯ РІВНІВ № 1–16

Таблиця В.1 – Матриця планування повного трифакторного експерименту першої частини генеральної матриці для рівнів № 1–16

№	Z1	Z4	Z8	Z11	Y	Z1*Y	Z4*Y	Z8*Y	Z11*Y	Z1*Z4*Y	Z1*Z8*Y	Z1*Z11*Y	....	P17-1	Зс
1	1	1	1	1	30	30	30	30	30	30	30	30	....	8,0625	65,00391
2	1	1	1	-1	26	26	26	26	-26	26	26	-26	....	4,0625	16,50391
3	1	1	-1	1	23	23	23	-23	23	23	-23	23	....	1,0625	1,128906
4	1	-1	1	1	20	20	-20	20	20	-20	20	20	....	-1,937	3,753906
5	-1	1	1	1	22	-22	22	22	22	-22	-22	-22	....	0,0625	0,003906
6	1	1	-1	-1	20	20	20	-20	-20	20	-20	-20	....	-1,937	3,753906
7	1	-1	1	-1	22	22	-22	22	-22	-22	22	-22	....	0,0625	0,003906
8	-1	1	1	-1	19	-19	19	19	-19	-19	-19	19	....	-2,937	8,628906
9	-1	-1	1	1	20	-20	-20	20	20	20	-20	-20	....	-1,937	3,753906
10	-1	1	-1	1	23	-23	23	-23	23	-23	23	-23	....	1,0625	1,128906
11	1	-1	-1	1	23	23	-23	-23	23	-23	-23	23	....	1,0625	1,128906
12	1	-1	-1	-1	22	22	-22	-22	-22	-22	-22	-22	....	0,0625	0,003906
13	-1	-1	-1	1	23	-23	-23	-23	23	23	23	-23	....	1,0625	1,128906
14	-1	1	-1	-1	18	-18	18	-18	-18	-18	18	18	....	-3,937	15,50391
15	-1	-1	1	-1	23	-23	-23	23	-23	23	-23	23	....	1,0625	1,128906
16	-1	-1	-1	-1	17	-17	-17	-17	-17	17	17	17	....	-4,937	24,37891
17	Дисперсія відтворності S				21,9375	1,3125	0,6875	0,8125	1,0625	0,8125	0,4375	-0,3125	....	S =	9,795833
18	Коефіцієнт рівняння регресії K				В0	В1	В4	В8	В11	В1-4	В1-8	В1-11	....	K =	0,653056

**ДОДАТОК Г**

**ВИХІДНІ ДАНІ ДЛЯ ВИКОНАННЯ КЛАСТЕРНОГО АНАЛІЗУ**

Таблиця Г.1 – Вихідні дані для виконання кластерного аналізу

Номер лави / Шахта	Глибина розробки, м															
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	
429/Павлоградська	119	45,0	6,2	2,32	12,5	6	32,5	1,70	10,10	0,85	264	4,2	21,5	2,0	22,8	
154/Благодатна	126	36,2	13,6	2,41	12,0	12	6,2	10,10	8,50	0,87	250	4,2	17,0	5,0	22,8	
4206/Самарська	132	26,1	27,2	2,42	17,2	6	17,5	2,20	18,70	0,96	250	5,5	25,0	2,5	18,0	
404/Тернівська	143	42,5	28,0	2,32	17,4	6	30,0	4,20	5,00	0,80	195	4,8	20,0	0,0	18,0	
605/Ювілейна	144	43,6	2,4	2,56	8,2	4	7,5	0,70	17,70	1,42	256	3,2	22,5	6,5	17,5	
190/Самарська	150	25,4	27,2	2,42	13,0	6	10,0	3,20	10,40	0,80	223	3,8	35,5	1,0	18,0	
545/ім. Сташкова	183	26,0	2,5	2,41	18,0	9	1,0	1,00	7,00	1,36	265	3,2	16,5	4,0	16,0	
1060/ім. Героїв Космосу	248	27,5	10,4	2,45	13,9	5	1,5	2,10	13,80	0,80	250	4,0	22,5	5,0	24,1	
1160/Дніпровська	249	33,5	27,5	2,22	8,95	4	8,5	8,20	1,90	1,09	270	3,7	22,5	7,0	19,0	
728/Дніпровська	256	20,0	27,5	2,41	16,5	4	1,0	4,20	0,70	0,80	212	3,7	22,5	4,5	20,0	
345/Павлоградська	264	44,6	6,2	2,48	1,1	6	3,0	9,50	2,40	0,84	245	4,0	23,5	5,0	25,8	
340/Тернівська	268	35,0	28,0	2,32	17,4	3	2,5	0,60	21,00	0,87	210	3,6	16,5	1,0	18,5	
832/Дніпровська	268	46,3	27,5	2,22	16,5	2	3,5	3,10	8,80	1,01	240	3,6	17,5	1,5	19,0	
1104/Дніпровська	284	26,1	27,5	2,19	17,5	4	8,5	13,20	6,50	1,04	285	3,4	32,5	4,0	26,3	

Продовження табл. Г.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
502 / ім. Сташкова	286	22,7	2,5	2,42	10,1	9	4,5	5,50	0,00	0,80	251	4,0	22,5	2,5	27,6
214 / Павлоградська	292	55,0	6,2	2,36	12,0	6	4,0	5,30	3,30	0,80	298	4,8	30,5	3,0	25,0
958 / ім. Героїв Космосу	318	15,2	3,0	2,45	9,3	5	1,7	2,05	2,10	0,82	278	4,8	27,5	4,0	25,0
636-пів / ім. Сташкова	338	20,3	2,5	2,41	18,0	9	1,7	21,05	0,00	0,84	300	4,8	30,0	2,7	25,0
534 / ім. Сташкова	359	26,0	2,5	2,41	18,0	9	1,0	1,90	12,10	1,00	282	3,2	25,0	2,5	26,0
1039 / Західно-Донбаська	363	25,6	11,9	1,97	10,5	11	10,0	7,05	8,90	0,80	275	4,5	35,0	2,0	30,0
1121 / ім. Героїв Космосу	373	27,5	10,6	2,45	10,5	5	5,0	2,00	11,90	0,81	273	4,2	35,0	4,0	30,0
172 / Степова	379	49,1	3,6	2,41	10,4	2	7,0	1,05	3,30	0,80	298	4,8	30,5	3,0	25,0
159 / Степова	391	44,0	5,1	2,41	13,5	2	7,0	1,40	2,10	0,82	278	4,8	27,5	4,0	25,0
174 / Степова	392	29,5	3,6	1,96	10,9	13	7,0	0,55	0,00	0,84	300	4,8	30,0	2,7	25,0
128 / Ювілейна	429	41,4	5,5	2,56	8,2	13	4,0	4,60	12,1	1,00	282	3,2	25,0	2,5	26,0
863 / Західно-Донбаська	481	44,1	9,9	2,47	16,5	4	3,0	3,40	8,90	0,80	275	4,5	35,0	2,0	30,0
881 / Західно-Донбаська	484	45,0	2,5	2,34	16,5	4	3,0	4,30	11,9	0,81	273	4,2	35,0	4,0	30,0

## **ДОДАТОК Д**

**ЗАЛЯГАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД У МОДЕЛІ ЗГІДНО ПЛАНУ  
ПРОВЕДЕННЯ ЕКСПЕРИМЕНТУ**



Рисунок Д.1 – Пісковик у покрівлі відсутній



Рисунок Д.2 – Залягання пісковика потужністю 5,0 м у безпосередній покрівлі

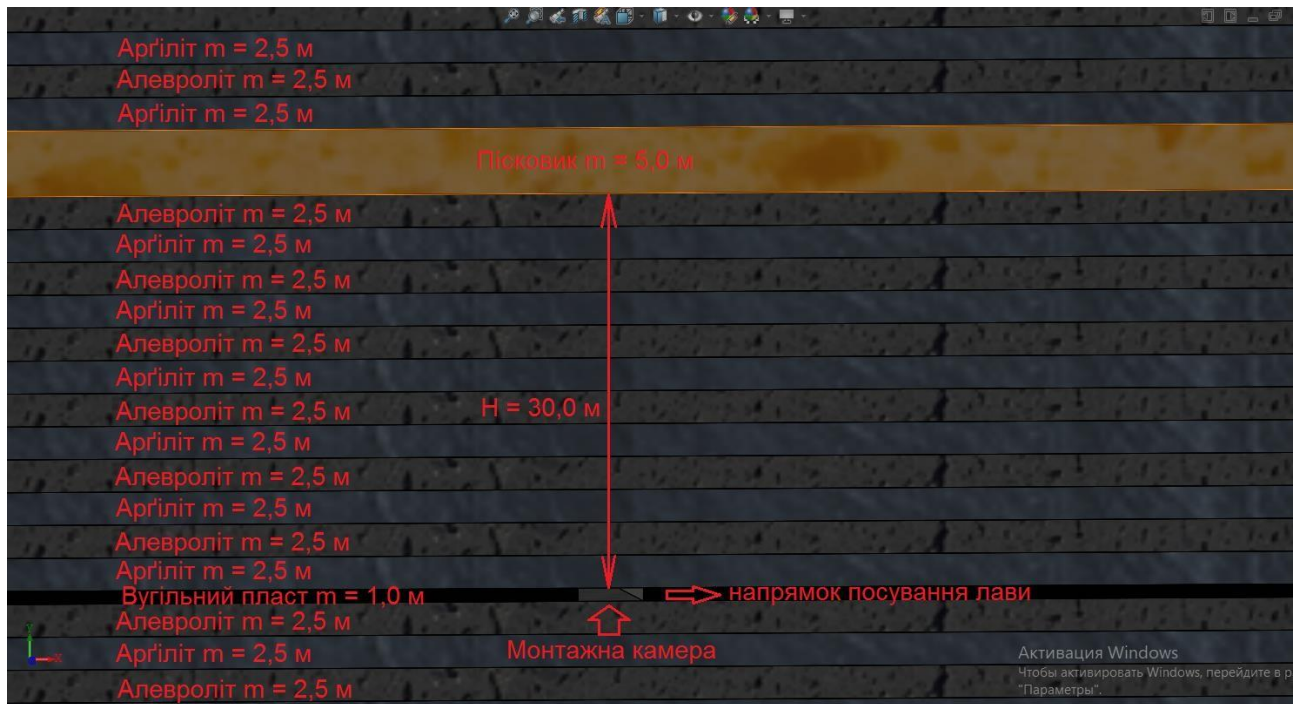


Рисунок Д.3 – Залягання пісковика потужністю 5,0 м на відстані 30,0 м вище покрівлі пласта



Рисунок Д.4 – Залягання пісковика потужністю 30,0 м у безпосередній покрівлі





Рисунок Д.5 – Залягання пісковика потужністю 30,0 м на відстані 30,0 м вище покрівлі пласта

**ДОДАТОК Е**

**РЕЗУЛЬТАТИ ПРОВЕДЕННЯ ЕКСПЕРИМЕНТУ**

Таблиця Е.1 – Результати дослідження при довжині лави 215 м

№ п/п	Глибина розробки, м	Потужність пісковика, м	Відстань пісковика вище покрівлі пласта, м	Конвергенція бічних порід, мм				Довжина посадки на жорстку базу, м / Кількість секцій, од.
				min	max	Різниця, мм	Різниця, %	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	150	0	0	126,10	145,70			-
2		5	0	124,70	144,40	-1,30	-0,90	-
3		30	30	126,40	145,80	0,10	0,10	-
4		30	0	124,70	143,30	-2,50	-1,70	-
5		30	30	127,60	146,00	0,20	0,10	-
6	150	0	0	128,80	151,00			-
7		5	0	134,60	140,80	-10,20	-6,80	-
8		30	30	129,30	150,20	-0,80	-0,60	-
9		30	0	127,30	147,30	-2,90	-1,90	-
10		30	30	130,50	150,60	0,40	0,30	-

Продовження табл. Е.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
11		0	0	133,40	158,50			-
12	150	5	0	131,71	156,89	-1,61	-1,00	-
13			30	133,23	157,65	-0,85	-0,50	-
14	30	0	0	131,13	154,35	-3,30	-2,10	-
15			30	134,39	157,91	0,26	0,20	-
16		0	0	137,66	167,48			-
17	150	5	0	136,18	165,60	-1,88	-1,10	-
18			30	137,89	167,20	-0,28	-0,20	-
19	30	0	0	135,85	164,33	-2,87	-1,70	-
20			30	138,90	166,88	-0,32	-0,20	-
21		0	0	142,70	178,40			-
22	150	5	0	141,00	177,40	-1,00	-0,60	-
23			30	142,80	178,10	-0,30	-0,20	-
24	30	0	0	140,50	174,40	-3,70	-2,10	-
25			30	142,60	178,20	0,10	0,10	-

Продовження табл. Е.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
26		0	0	229,30	278,50			
27		5	0	226,40	276,00	-2,50	-0,90	-
28	300		30	229,40	278,00	-0,50	-0,20	-
29		30	0	224,90	272,00	-6,00	-2,20	-
30			30	230,60	277,00	-1,00	-0,40	-
31		0	0	234,30	289,40			-
32		5	0	248,10	265,70	-23,70	-8,20	-
33	300		30	235,40	287,70	-1,70	-0,60	-
34		30	0	230,00	280,80	-6,90	-2,40	-
35			30	236,10	287,00	-0,70	-0,20	-
36		0	0	243,52	304,20			-
37		5	0	240,25	300,30	-3,90	-1,30	-
38	300		30	243,36	302,80	-1,40	-0,50	-
39		30	0	237,85	294,70	-8,10	-2,70	-
40			30	244,34	301,20	-1,60	-0,50	-

Продовження табл. Е.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
41		0	0	252,64	322,50			-
42			0	249,31	318,50	-4,00	-1,20	-
43	300	5	30	252,76	321,60	-0,90	-0,30	-
44			0	247,22	313,70	-7,90	-2,50	-
45		30	30	253,36	319,10	-2,50	-0,80	-
46		0	0	262,80	344,00			-
47			0	259,10	340,00	-4,00	-1,20	-
48	300	5	30	262,60	343,20	-0,80	-0,20	-
49			0	256,80	334,00	-9,20	-2,70	-
50		30	30	262,70	343,80	0,60	0,20	-
51		0	0	332,50	411,00			20/15
52			0	328,20	407,00	-4,00	-1,00	15/11
53	450	5	30	332,50	411,00	0,00	0,00	20/15
54			0	325,00	401,00	-10,0	-2,40	5/4
55		30	30	333,60	408,00	-3,00	-0,70	15/11

Продовження табл. Е.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
56		0	0	339,90	427,80			42/31
57		5	0	361,40	390,30	-37,50	-8,80	-
58	450		30	341,50	425,10	-2,70	-0,70	42/31
59		30	0	332,70	414,40	-10,70	-2,50	27/20
60			30	341,80	423,30	-1,80	-0,40	42/31
61		0	0	353,90	450,10			83/62
62		5	0	348,90	444,20	-5,90	-1,30	72/53
63	450		30	353,60	448,10	-2,00	-0,50	83/62
64		30	0	344,60	435,10	-13,00	-2,90	57/42
65			30	382,00	416,90	-31,20	-7,20	28/21
66		0	0	368,00	477,50			136/101
67		5	0	362,50	471,40	-6,10	-1,30	120/89
68	450		30	367,70	476,10	-1,40	-0,30	136/101
69		30	0	358,60	463,00	-13,10	-2,80	106/79
70			30	367,90	471,50	-4,60	-1,00	126/93

Продовження табл. Е.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
71		0	0	382,90	509,50			182/135
72		5	0	377,30	503,60	-5,90	-1,20	167/124
73	450		30	382,80	508,30	-1,20	-0,20	175/56
74		30	0	373,00	493,80	-14,50	-2,90	157/116
75			30	382,90	509,50	1,20	0,20	182/135



Таблиця Е.2 – Результати дослідження при довжині лави 260 м

№ п/п	Глибина розробки, м	Потужність пісковика, м	Відстань пісковика вище покрівлі пласта, м	Конвергенція бічних порід, мм				Довжина посадки на жорстку базу, м / Кількість секцій, од
				Min	Max	Різниця, мм	Різниця, %	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1		0	0	126,60	146,00			-
2		5	0	125,40	145,50	-0,50	-0,30	-
3	150		30	126,80	146,00	0,00	0,00	-
4		30	0	125,20	143,60	-2,40	-1,60	-
5			30	128,20	146,30	0,30	0,20	-
6		0	0	129,20	151,00			-
7		5	0	128,50	149,40	-1,60	-1,10	-
8	150		30	129,90	151,10	0,10	0,10	-
9		30	0	127,70	147,70	-3,40	-2,30	-
10			30	131,00	150,90	-0,20	-0,10	-

Продовження табл. Б.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
11		0	0	134,01	158,62			-
12	150	5	0	132,01	157,33	-1,29	-0,80	-
13			30	134,54	159,12	0,50	0,30	-
14			0	131,74	155,15	-3,97	-2,50	-
15		30	30	135,36	158,65	-0,47	-0,30	-
16		0	0	138,6	168,70			-
17	150	5	0	137,26	166,88	-1,82	-1,10	-
18			30	138,86	168,79	0,09	0,10	-
19			0	136,7	164,79	-4,00	-2,40	-
20		30	30	139,9	168,25	-0,54	-0,30	-
21		0	0	144,00	181,10			-
22	150	5	0	142,10	178,60	-2,50	-1,40	-
23			30	143,70	180,40	-0,70	-0,40	-
24			0	141,70	176,60	-3,80	-2,10	-
25		30	30	144,70	179,90	-0,50	-0,30	-

Продовження табл. Б.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
26		0	0	230,40	278,90			
27		5	0	227,50	277,30	-1,60	-0,60	
28	300		30	230,40	278,70	-0,20	-0,10	
29		30	0	225,60	273,00	-5,70	-2,00	
30			30	231,70	278,40	-0,30	-0,10	
31		0	0	236,50	289,70			
32		5	0	233,30	286,60	-3,10	-1,10	
33	300		30	236,50	289,50	-0,20	-0,10	
34		30	0	231,00	281,30	-8,20	-2,80	
35			30	237,80	287,70	-1,80	-0,60	
36		0	0	245,38	304,80			
37		5	0	241,46	301,60	-3,20	-1,00	
38	300		30	245,93	305,30	0,50	0,20	
39		30	0	239,18	296,30	-9,00	-2,90	
40			30	245,99	302,90	-2,40	-0,80	

Продовження табл. Е.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
41		0	0	255,08	324,80			-
42		5	0	251,97	320,80	-4	-1,2	-
43	300		30	255,07	324,30	-0,5	-0,2	-
44		30	0	249,12	315,10	-9,2	-2,8	-
45			30	255,68	321,90	-2,4	-0,8	-
46		0	0	265,60	350,00			-
47		5	0	261,40	345,00	-5	-1,4	-
48	300		30	265,10	348,80	-1,2	-0,3	-
49		30	0	259,10	339,00	-9,8	-2,8	-
50			30	265,60	345,50	-3,3	-1,0	-
51		0	0	334,00	413,50			25/19
52		5	0	329,00	410,00	-3,5	-0,8	20/15
53	450		30	333,90	413,00	-0,5	-0,1	25/19
54		30	0	326,10	403,00	-10	-2,4	5/4
55			30	335,10	411,00	-2	-0,5	20/15

Продовження табл. Е.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
56		0	0	343,50	428,40			45/33
57		5	0	338,60	423,60	-4,80	-1,10	40/30
58	450		30	343,20	428,00	-0,40	-0,10	45/33
59		30	0	334,40	415,00	-13,00	-3,00	30/22
60			30	344,50	424,50	-3,50	-0,80	45/33
61		0	0	356,80	451,10			89/66
62		5	0	350,90	446,10	-5,00	-1,10	75/56
63	450		30	357,40	451,60	0,50	0,10	89/66
64		30	0	346,40	437,00	-14,60	-3,20	65/48
65			30	356,70	447,00	-4,60	-1,10	80/59
66		0	0	371,40	481,00			168/124
67		5	0	366,70	474,80	-6,20	-1,30	148/110
68	450		30	371,30	479,80	-1,20	-0,30	163/121
69		30	0	361,70	465,70	-14,10	-2,90	123/91
70			30	371,50	475,50	-4,30	-0,90	158/117

Продовження табл. Б.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
71		0	0	387,20	518,00			227/168
72		5	0	380,80	509,00	-9,00	-1,70	210/156
73	450		30	386,30	514,50	-3,50	-0,70	227/168
74		30	0	376,60	500,00	-14,50	-2,80	197/146
75			30	386,30	510,00	-4,50	-0,90	220/163

Таблиця Е.3 – Результати дослідження при довжині лави 305 м

№ п/п	Глибина розробки, м	Потужність пісковика, м	Відстань пісковика вище покрівлі пласта, м	Конвергенція бічних порід, мм			Довжина посадки на жорстку базу, м/ кількість секцій, од	
				Мін	Мах	Різниця, %		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1		0	0	127,20	146,10			-
2	150	5	0	125,80	144,50	-1,60	-1,10	-
3			30	125,10	142,40	-3,70	-2,60	-
4		30	0	125,60	143,30	0,90	0,60	-
5			30	128,50	145,90	3,50	2,40	-
6		0	0	131,70	151,00			-
7	150	5	0	130,20	149,60	-1,40	-0,90	-
8			30	131,90	150,70	-0,30	-0,20	-
9		30	0	129,20	147,70	-3,00	-2,00	-
10			30	133,00	151,00	0,30	0,20	-

Продовження табл. Е.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
11		0	0	136,18	158,78			-
12	150	5	0	134,54	157,62	-1,16	-0,70	-
13			30	136,02	158,22	-0,56	-0,40	-
14			0	133,86	155,17	-3,05	-1,90	-
15		30	30	137,44	158,62	0,40	0,30	-
16		0	0	141,22	169,68			-
17	150	5	0	139,56	167,70	-1,98	-1,20	-
18			30	141,24	169,51	-0,17	-0,10	-
19			0	138,97	165,33	-4,18	-2,50	-
20		30	30	142,24	169,27	-0,24	-0,10	-
21		0	0	146,00	182,00			-
22	150	5	0	144,50	180,00	-2,00	-1,10	-
23			30	145,80	181,60	-0,40	-0,20	-
24			0	143,70	177,60	-4,00	-2,20	-
25		30	30	146,90	181,20	-0,40	-0,20	-



Продовження табл. Е.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
26		0	0	231,10	280,00			-
27	300	5	0	228,30	277,00	-3,00	-1,10	-
28			30	228,70	275,00	-5,00	-1,80	-
29	300	30	0	226,40	273,00	-2,00	-0,70	-
30			30	232,30	278,20	3,20	1,20	-
31		0	0	240,60	289,80			-
32	300	5	0	237,70	286,70	-3,10	-1,10	-
33			30	240,50	289,10	-0,70	-0,20	-
34	300	30	0	234,00	281,50	-7,60	-2,60	-
35			30	241,40	287,80	-1,30	-0,50	-
36		0	0	250,55	305,40			-
37	300	5	0	247,23	302,30	-3,10	-1,00	-
38			30	249,99	303,90	-1,50	-0,50	-
39	300	30	0	243,97	296,20	-7,70	-2,50	-
40			30	251,25	302,80	-1,10	-0,40	-

Продовження табл. Е.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
41		0	0	260,59	326,20			-
42		5	0	257,40	322,30	-3,90	-1,20	-
43	300		30	260,48	325,50	-0,70	-0,20	-
44		30	0	254,44	315,90	-9,60	-2,90	-
45			30	261,08	323,20	-2,30	-0,70	-
46		0	0	270,30	350,00			-
47		5	0	267,30	346,10	-3,90	-1,10	-
48	300		30	270,00	349,30	-0,70	-0,20	-
49		30	0	264,00	339,90	-9,40	-2,70	-
50			30	270,40	346,80	-2,50	-0,70	-
51		0	0	334,90	414,50			25/19
52		5	0	330,80	409,00	-5,50	-1,30	20/15
53	450		30	332,30	407,00	-7,50	-1,80	15/11
54		30	0	327,10	403,00	-4,00	-1,00	10/8
55			30	336,00	410,40	3,40	0,80	20/15

Продовження табл. Б.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
56		0	0	349,60	428,50			50/37
57		5	0	345,00	423,80	-4,70	-1,10	40/30
58	450		30	349,20	427,10	-1,40	-0,30	50/37
59		30	0	338,60	415,40	-11,70	-2,70	30/22
60			30	349,70	424,50	-2,60	-0,60	44/33
61		0	0	364,90	451,80			92/68
62		5	0	359,90	446,90	-4,90	-1,10	78/58
63	450		30	364,00	449,70	-2,10	-0,50	88/65
64		30	0	354,20	437,50	-12,20	-2,70	64/48
65			30	365,00	447,10	-2,60	-0,60	88/65
66		0	0	380,10	482,80			200/148
67		5	0	375,20	476,80	-6,00	-1,20	170/126
68	450		30	379,80	481,60	-1,20	-0,30	194/144
69		30	0	370,40	467,10	-14,50	-3,00	142/105
70			30	380,00	477,40	-4,20	-0,90	184/136

Продовження табл. Е.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
71		0	0	394,80	518,70			285/211
72		5	0	390,00	513,10	-5,60	-1,10	272/202
73	450		30	394,20	517,50	-1,20	-0,20	285/211
74		30	0	384,40	502,40	-15,10	-2,90	244/181
75			30	394,20	512,70	-4,80	-1,00	282/209

## **ДОДАТОК Ж**

**ФІЗИКО-МЕХАНІЧНІ ВЛАСТИВОСТІ ГІРСЬКИХ ПОРІД,  
СКОРЕГОВАНІ О.А. СИДЕЛЬНИКОВИМ**

Таблиця Ж.1 – Фізико-механічні властивості гірських порід  
скореговані О.А. Сидельниковим

Характеристика	Вугілля	Алевроліт	Аргіліт	Пісковик
Модуль пружності $E_1$ , ГПа	5,57	2,81	2,86	3,66
Модуль пружності $E_2$ , ГПа	4,57	1,43	1,14	2,93
Модуль пружності $E_3$ , ГПа	5,57	2,81	2,86	3,66
Коефіцієнт Пуассона $\mu_{12}$	0,25	0,28	0,23	0,29
Коефіцієнт Пуассона $\mu_{21}$	0,21	0,14	0,09	0,23
Коефіцієнт Пуассона $\mu_{31}$	0,27	0,25	0,21	0,26
Модуль зсуву $G_{13}$ , ГПа	2,31	1,23	1,31	1,48
Модуль зсуву $G_{21}$ , ГПа	2,05	0,80	0,72	1,29
Модуль зсуву $G_{32}$ , ГПа	2,05	0,80	0,72	1,29
Межа міцності на стиск $\sigma_{cm1}$ , МПа	27,00	21,00	17,00	23,00
Межа міцності на стиск $\sigma_{cm2}$ , МПа	35,00	28,00	21,30	32,50
Межа міцності на розтяг $\sigma_{cm1}$ , МПа	6,40	4,20	3,20	4,50
Межа міцності на розтяг $\sigma_{cm2}$ , МПа	4,00	2,00	1,50	3,00
Межа міцності на зсув $\sigma_{zc13}$ , МПа	6,57	4,70	3,69	5,09
Щільність $\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	1320	2510	2370	2600

**ДОДАТОК И**

**ПАРАМЕТРИ МОДЕЛЮВАННЯ**

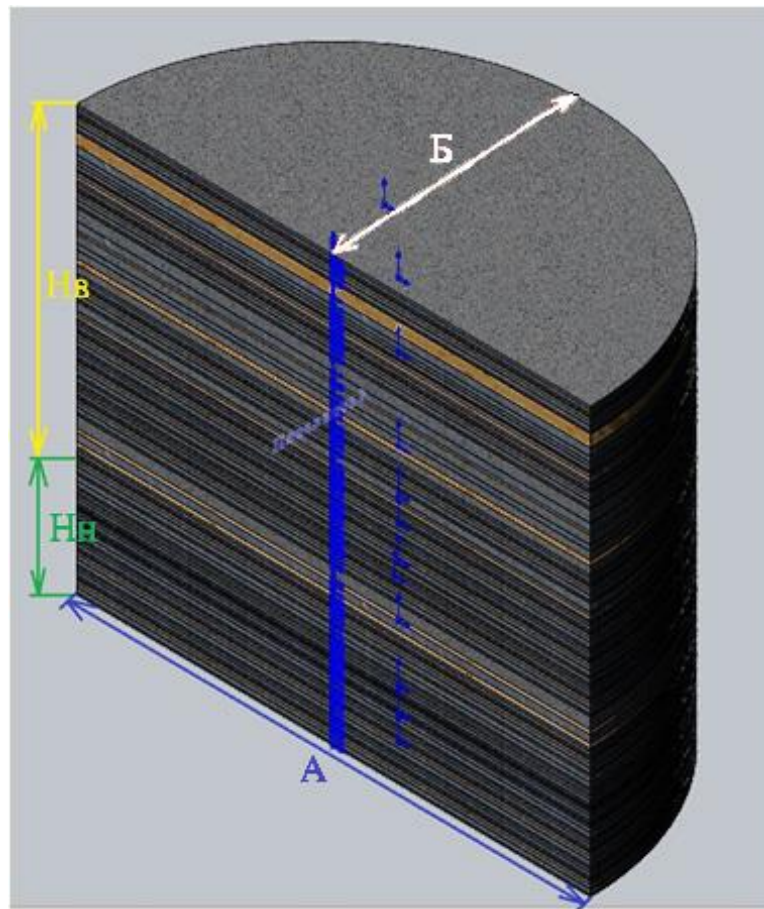


Рисунок И.1 – Загальний вигляд моделі:

А – горизонтальний розмір моделі у напрямку посунання очисного вибою, м;

Б – горизонтальний розмір моделі у напрямку в хрест посунання очисного вибою, м;

Нн – вертикальний розмір моделі нижче підшви вугільного пласта, м;

Нв – вертикальний розмір моделі вище покрівлі вугільного пласта, м;

m – потужність вугільного пласта, м



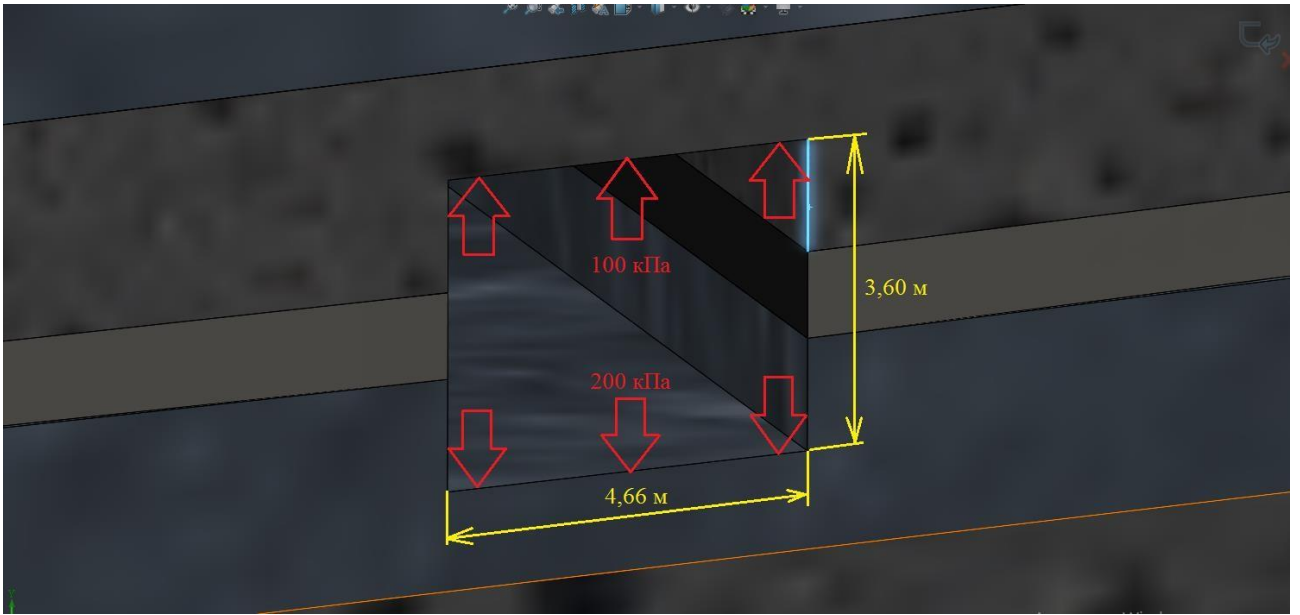


Рисунок И.2 – Параметри моделювання підготовчої виробки



Рисунок И.3 – Параметри моделювання очисної виробки

## **ДОДАТОК К**

**ГРАФІКИ ХАРАКТЕРУ РОЗПОДІЛУ ВЕЛИЧИНИ КОНВЕРГЕНЦІЇ БІЧНИХ  
ПОРІД УЗДОВЖ ЛІНІЇ УЛАШТУВАННЯ ГІДРОСТОЯКІВ СЕКЦІЙ  
МЕХАНІЗОВАНОГО КРІПЛЕННЯ**

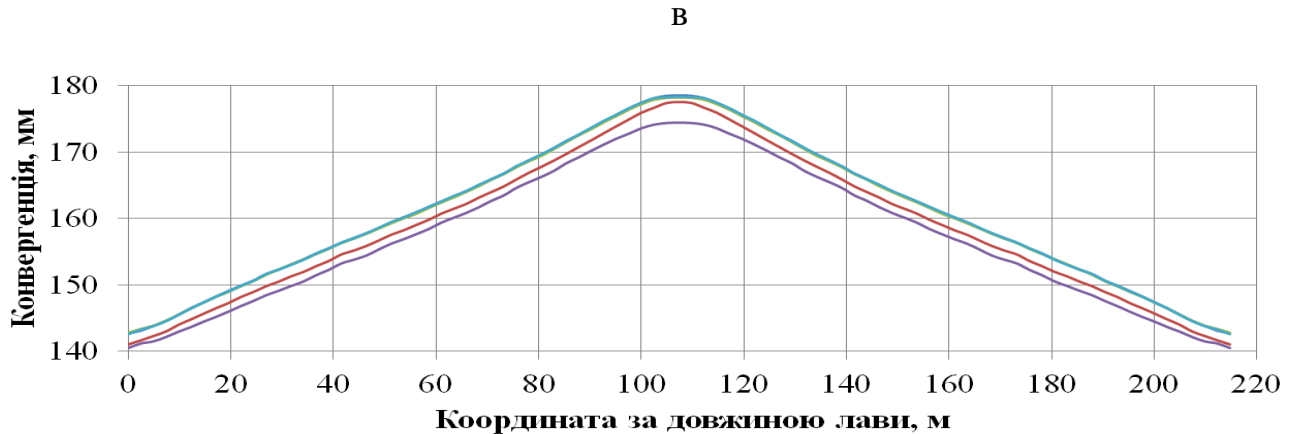
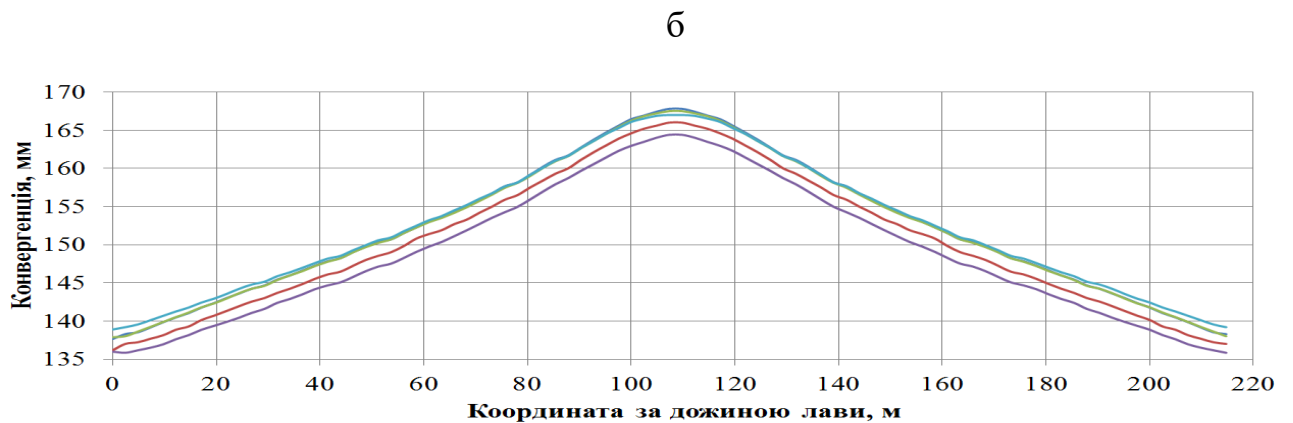
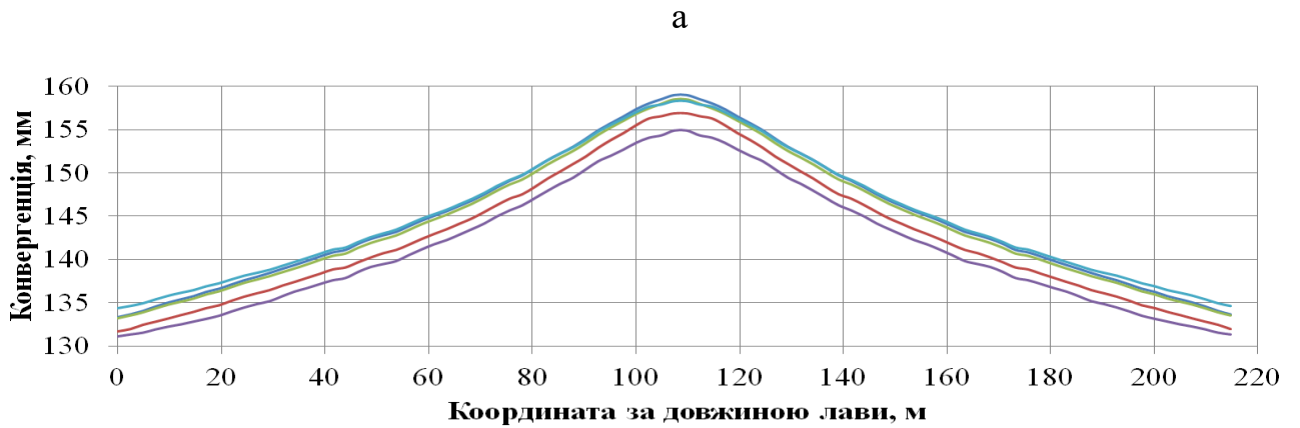


Рисунок К.1 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 215 м; глибини розробки 150 м для умов відходу від монтажної камери: а – 30 м; б – 40 м; в – 50 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

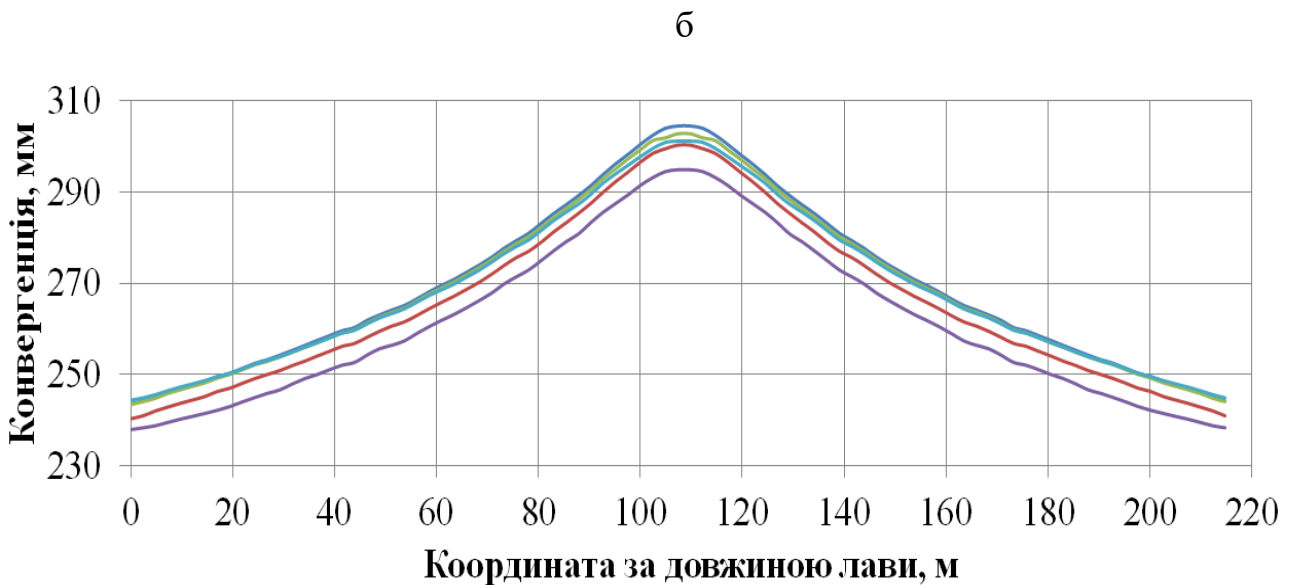
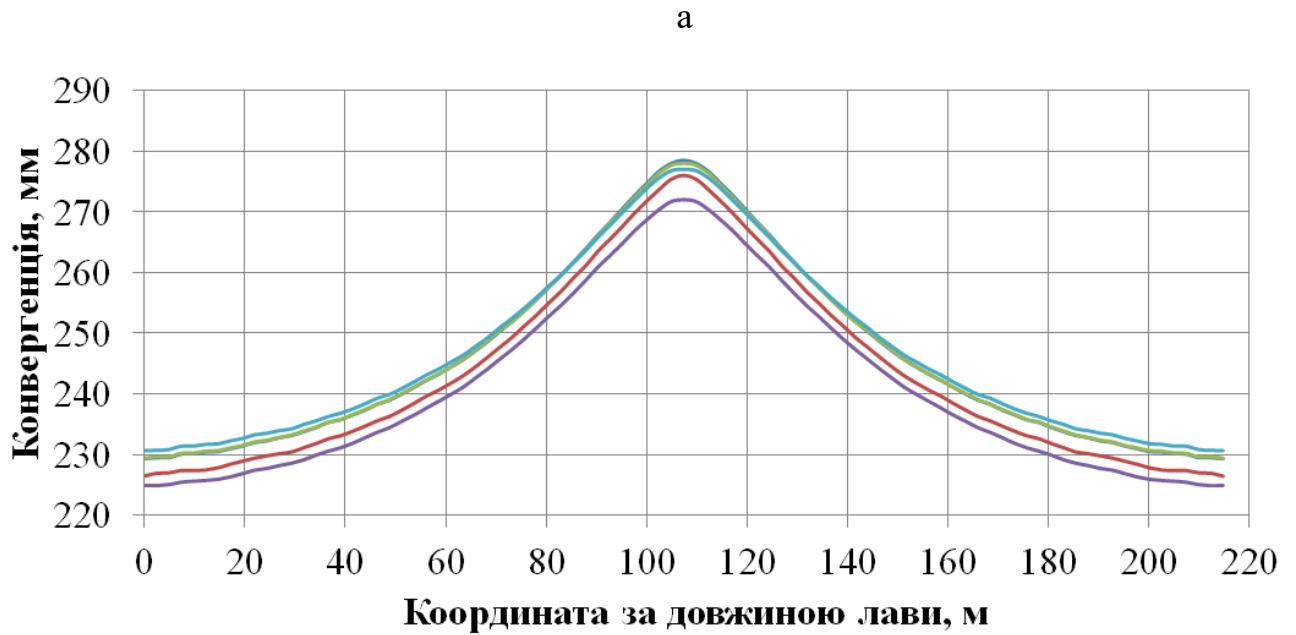


Рисунок К.2 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 215 м; глибини розробки 300 м для умов відходу від монтажної камери: а – 10 м; б – 30 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

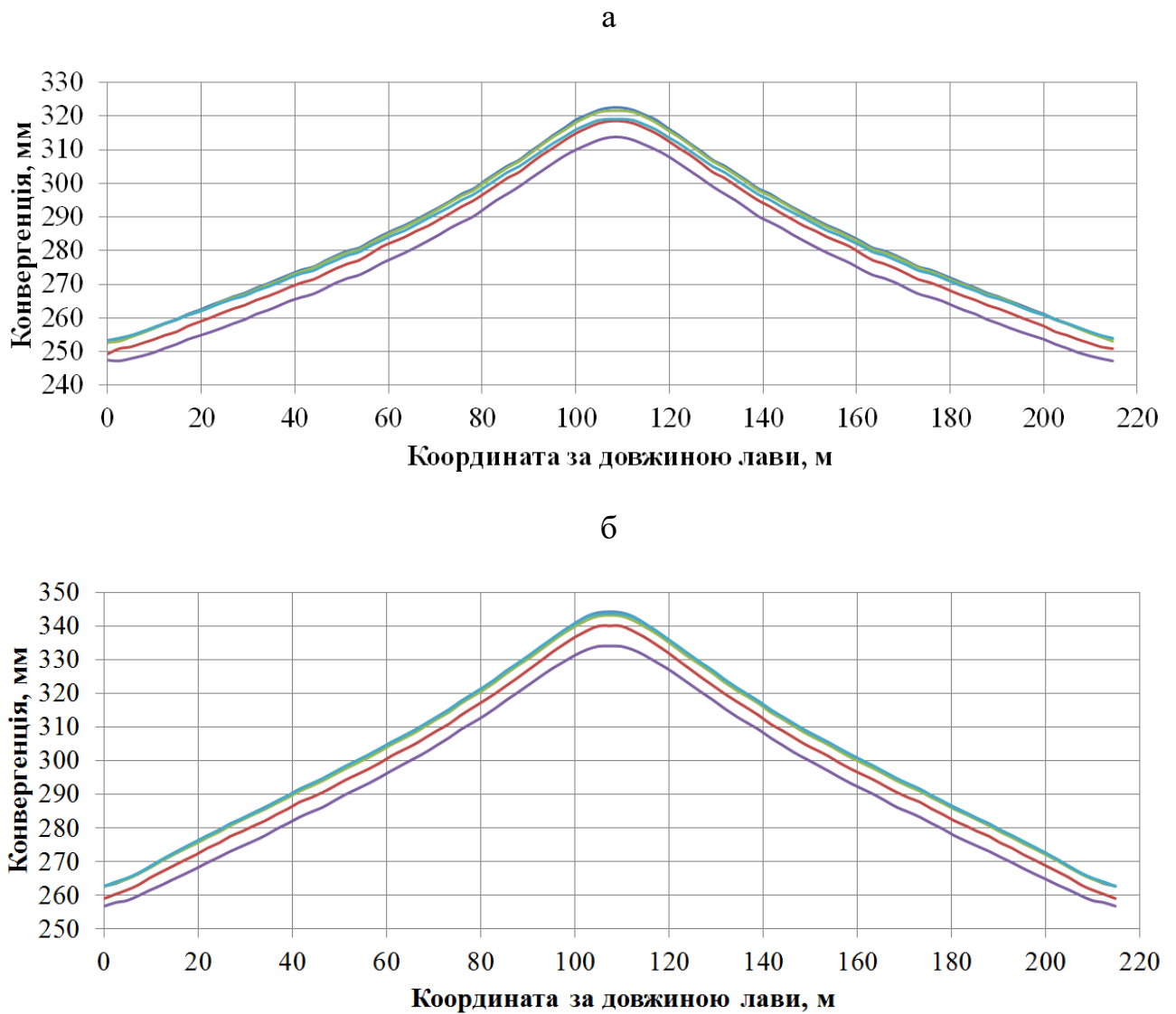


Рисунок К.3 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 215 м; глибини розробки 300 м для умов відходу від монтажної камери: а – 40 м; б – 50 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

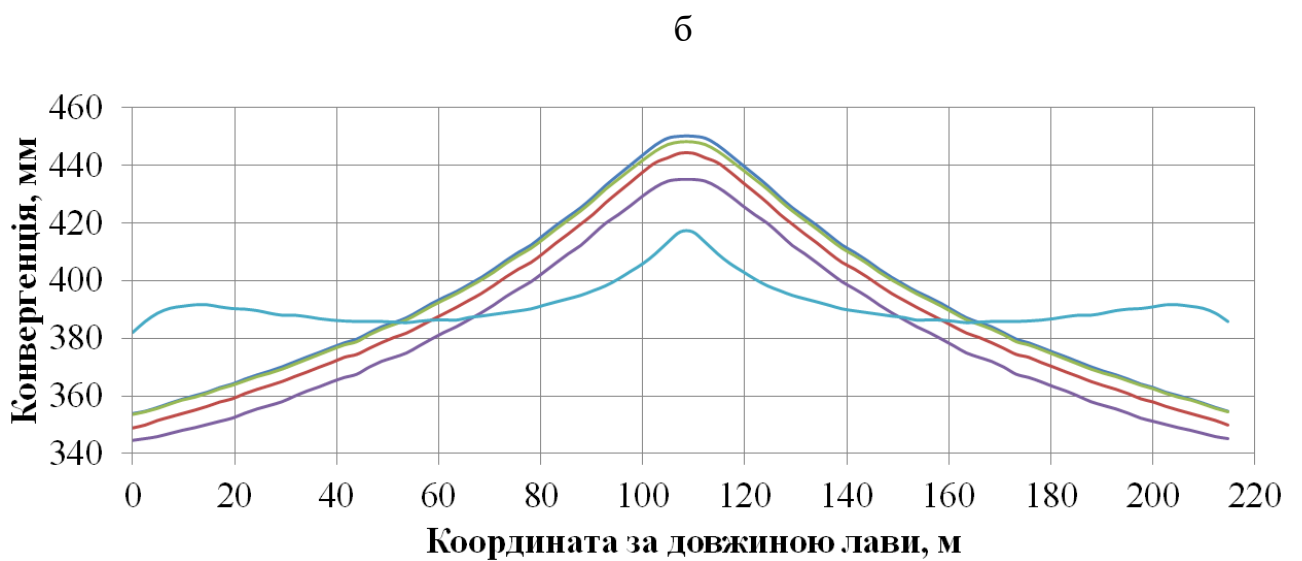
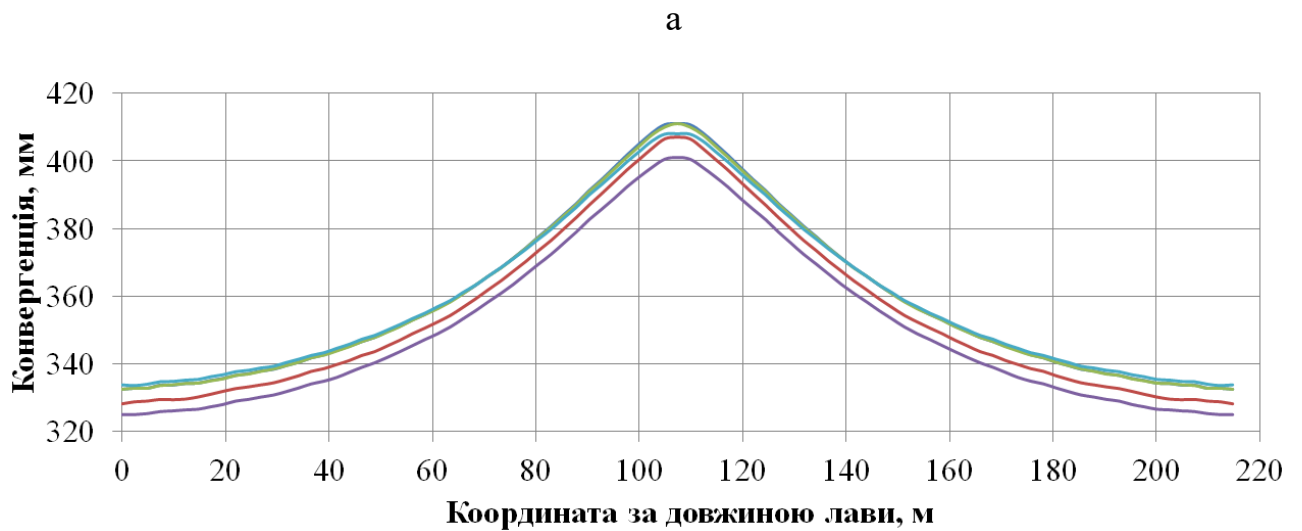


Рисунок К.4 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 215 м; глибини розробки 450 м для умов відходу від монтажної камери: а – 10 м; б – 30 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

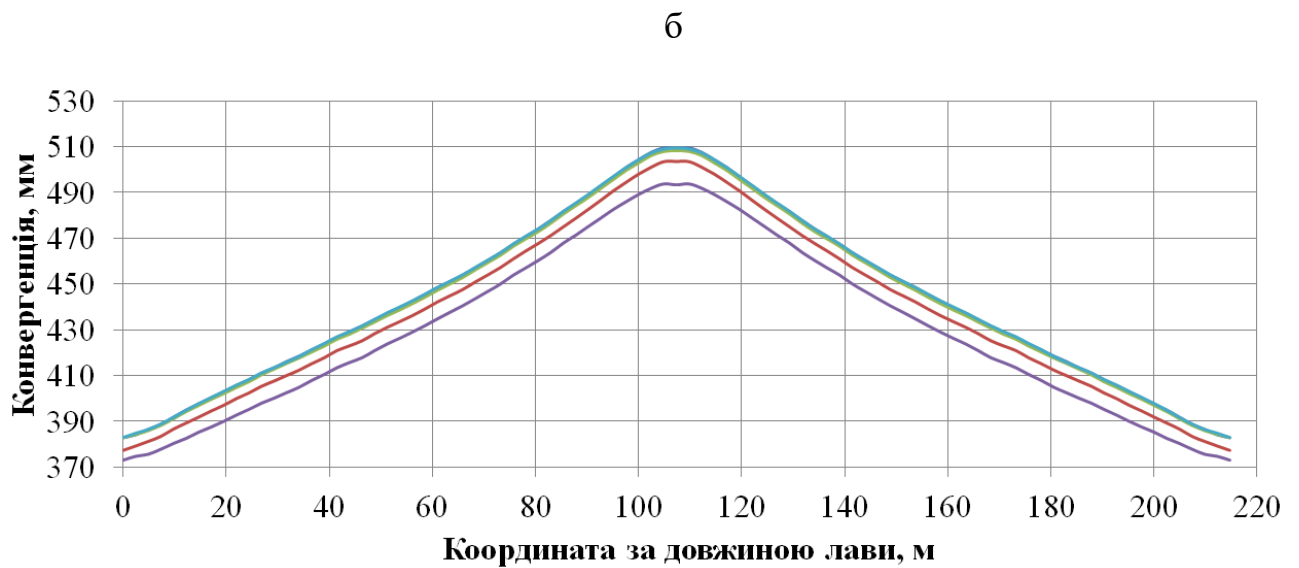
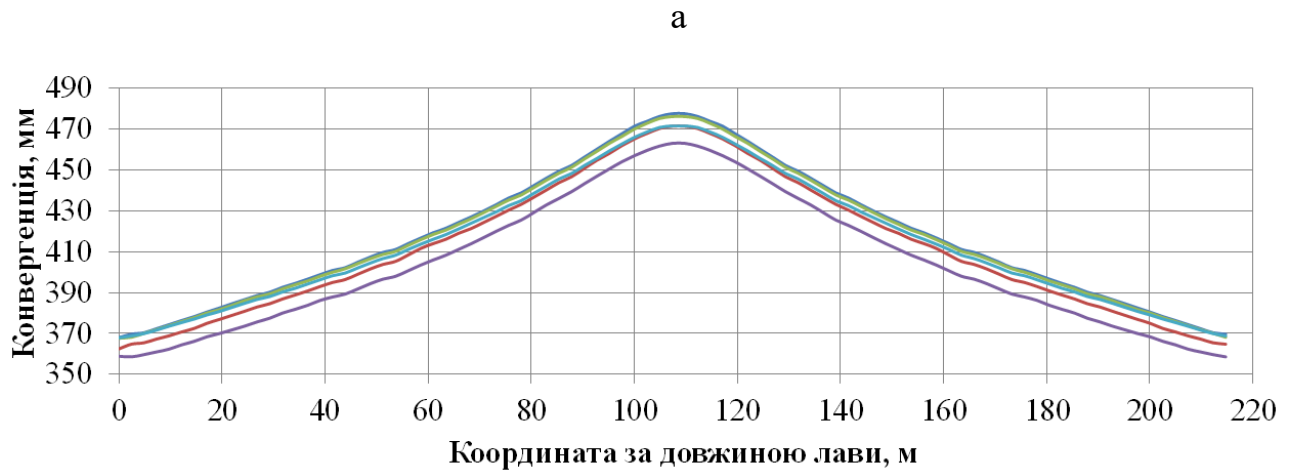


Рисунок К.5 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 215 м; глибини розробки 450 м для умов відходу від монтажної камери: а – 40 м; б – 50 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

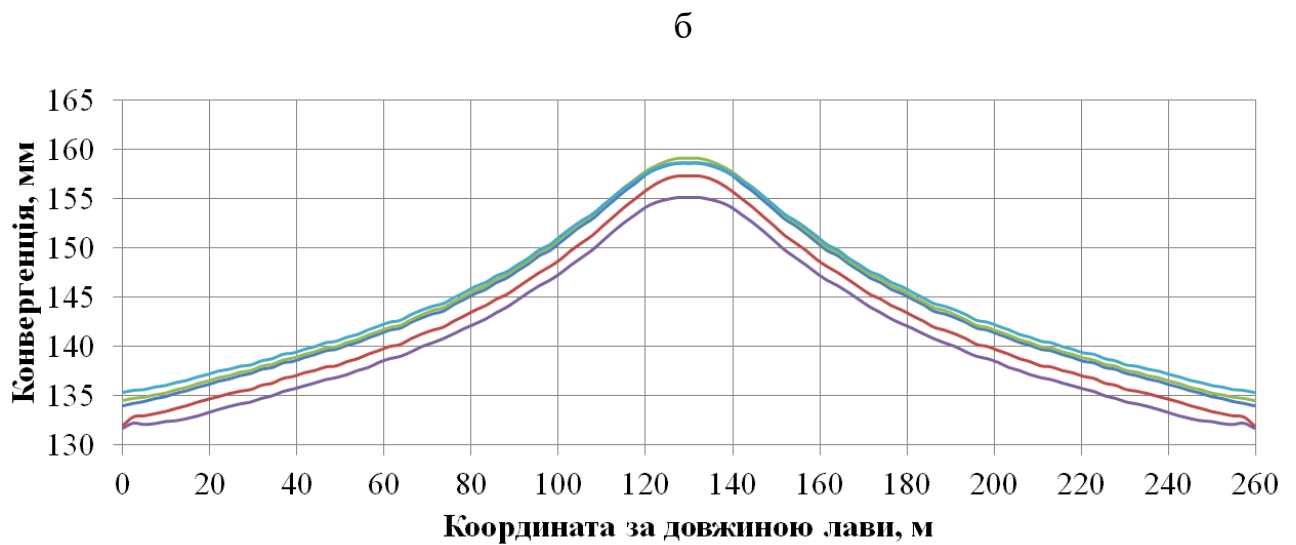
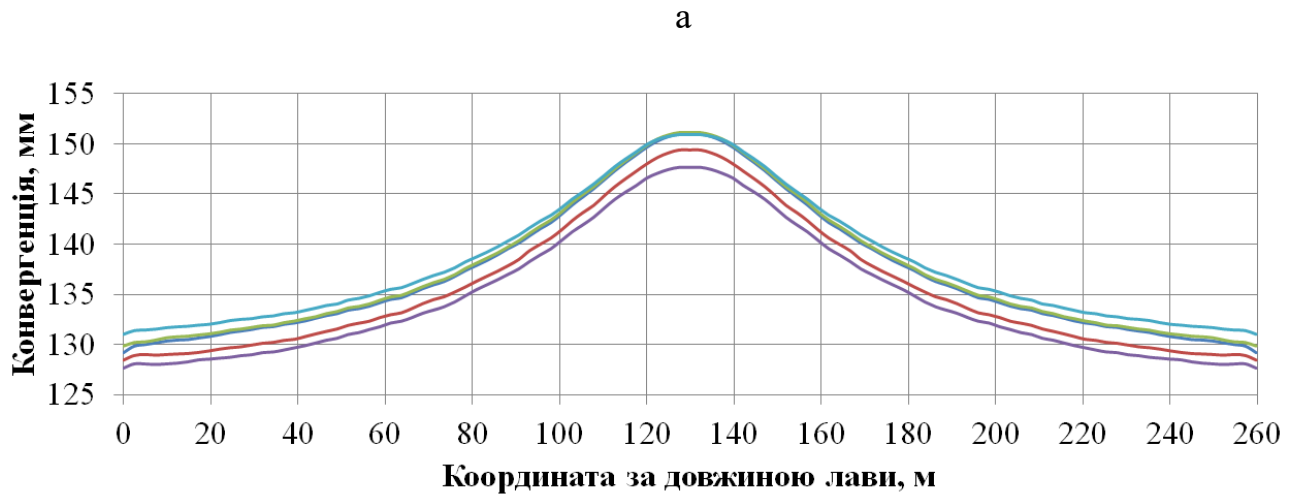


Рисунок К.6 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 260 м; глибини розробки 150 м для умов відходу від монтажної камери: а – 20 м; б – 30 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта



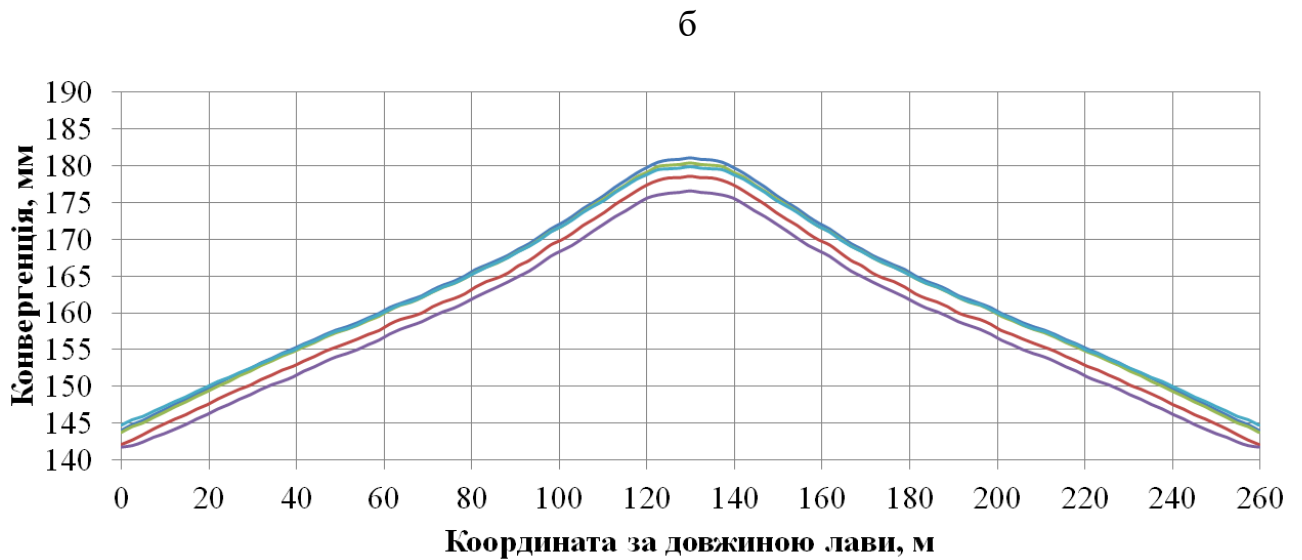
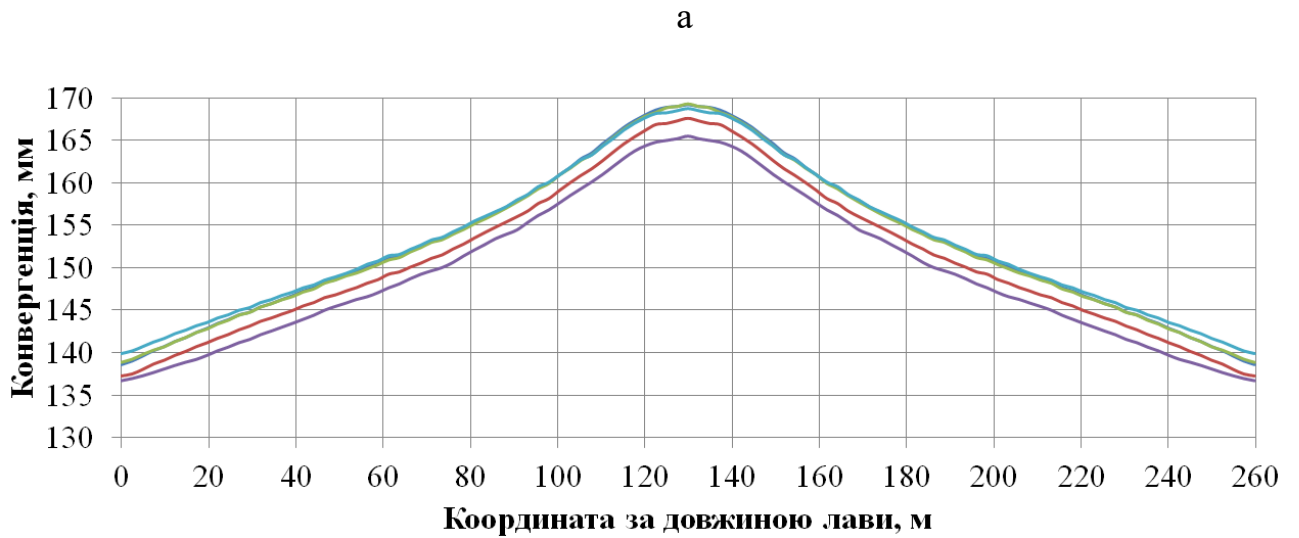


Рисунок К.7 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 260 м; глибини розробки 150 м для умов відходу від монтажної камери: а – 40 м; б – 50 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

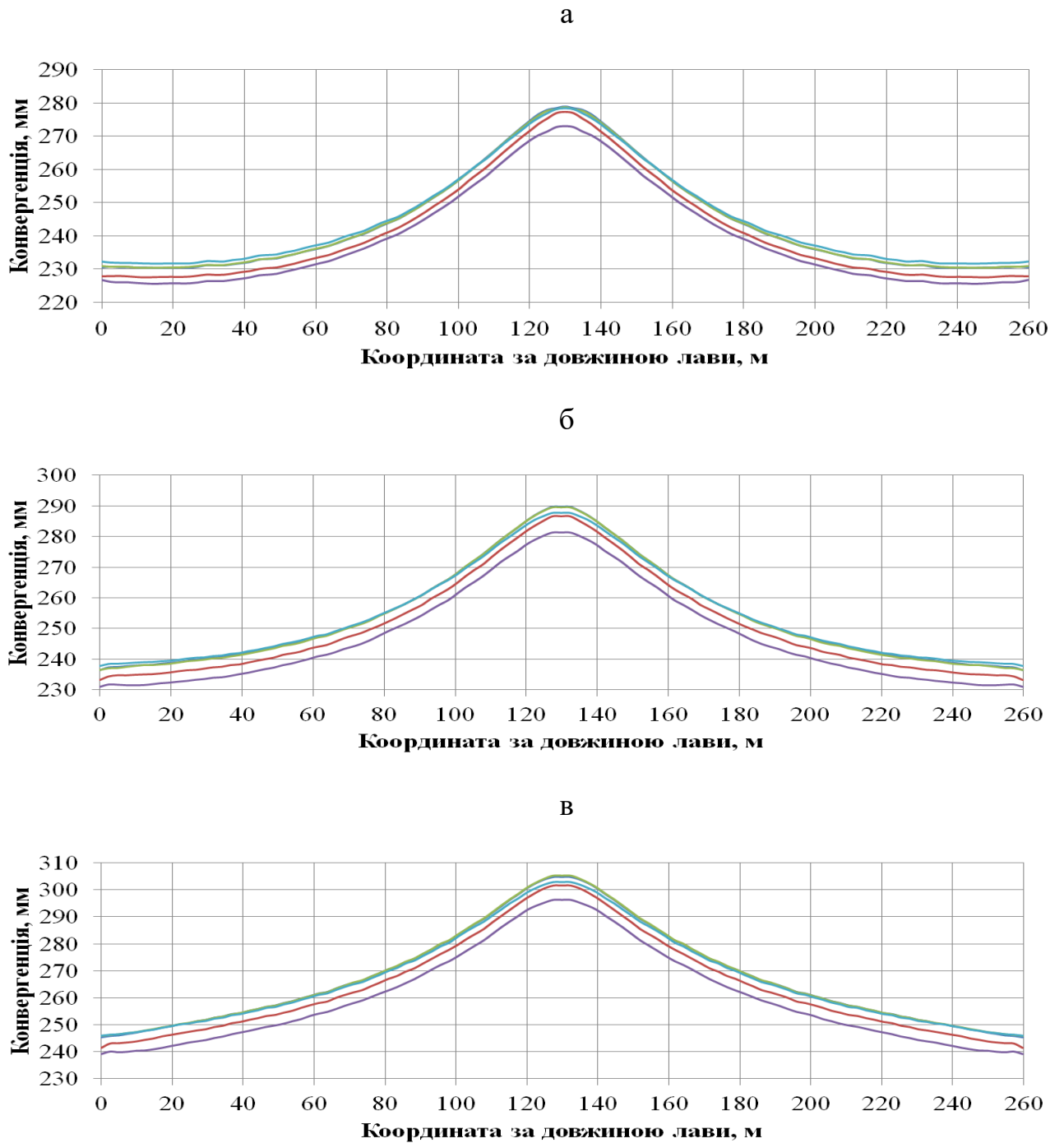


Рисунок К.8 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 260 м; глибини розробки 300 м для умов відходу від монтажної камери: а – 10 м; б – 20 м; в – 30 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

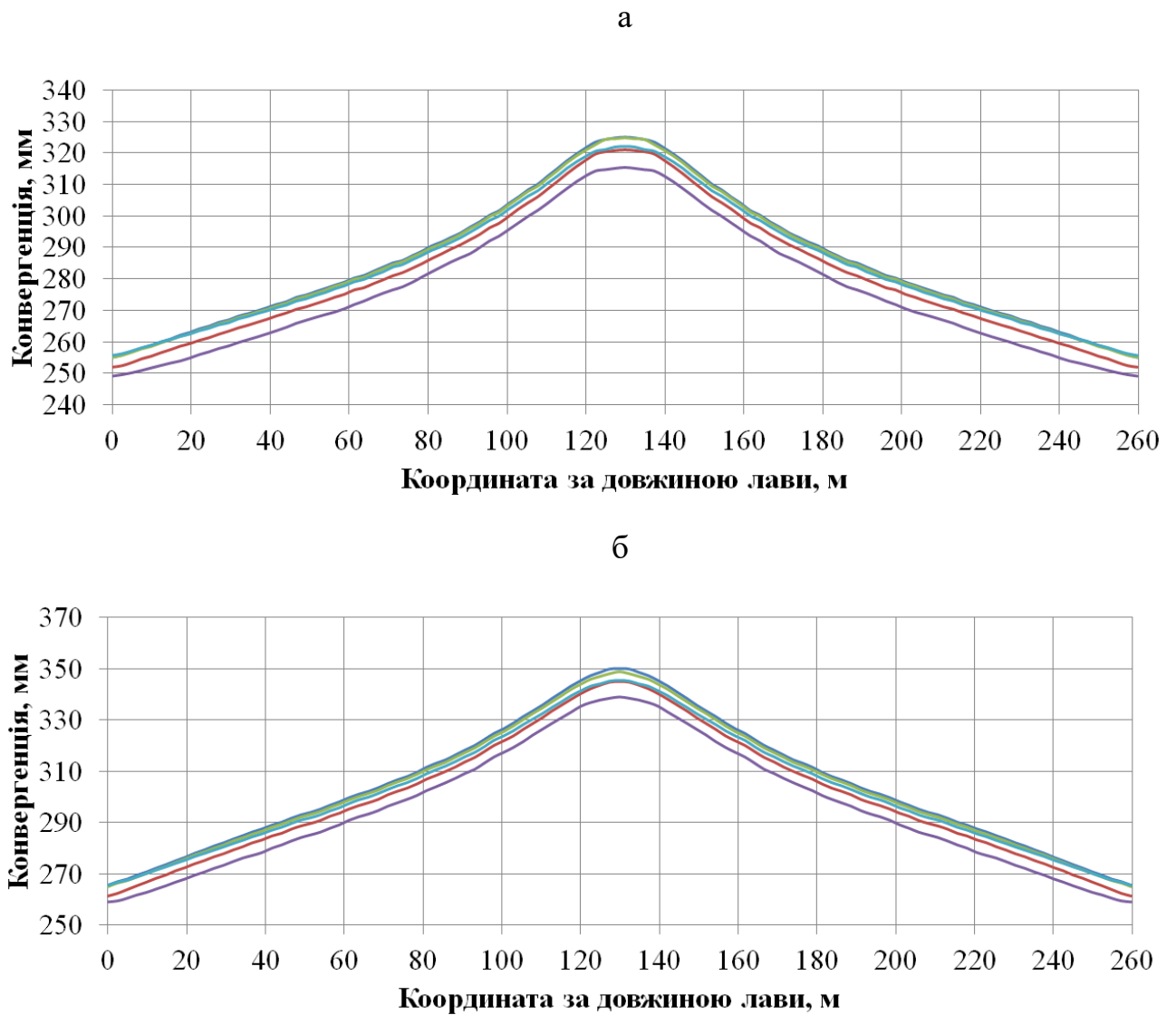


Рисунок К.9 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 260 м; глибини розробки 300 м для умов відходу від монтажної камери: а – 40 м; б – 50 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

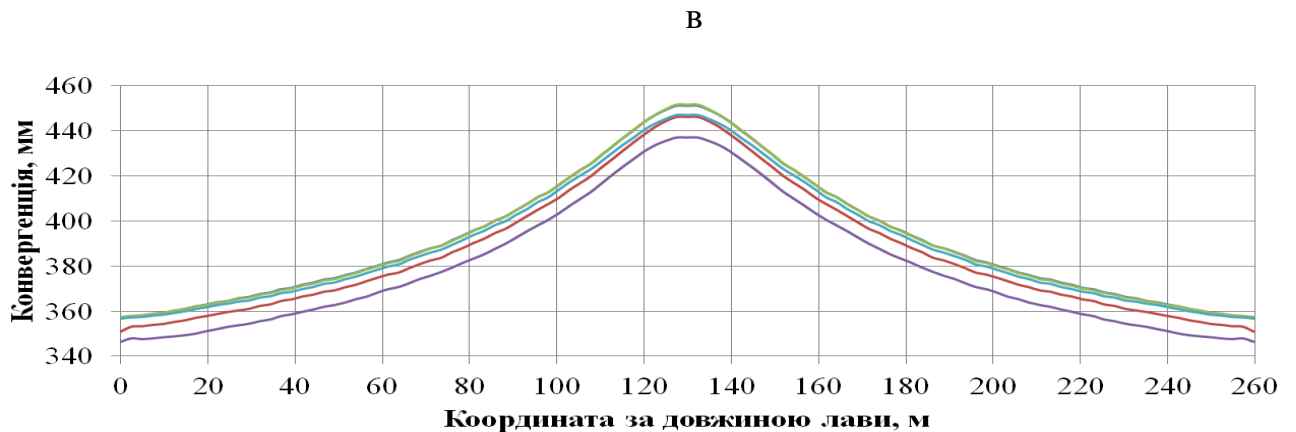
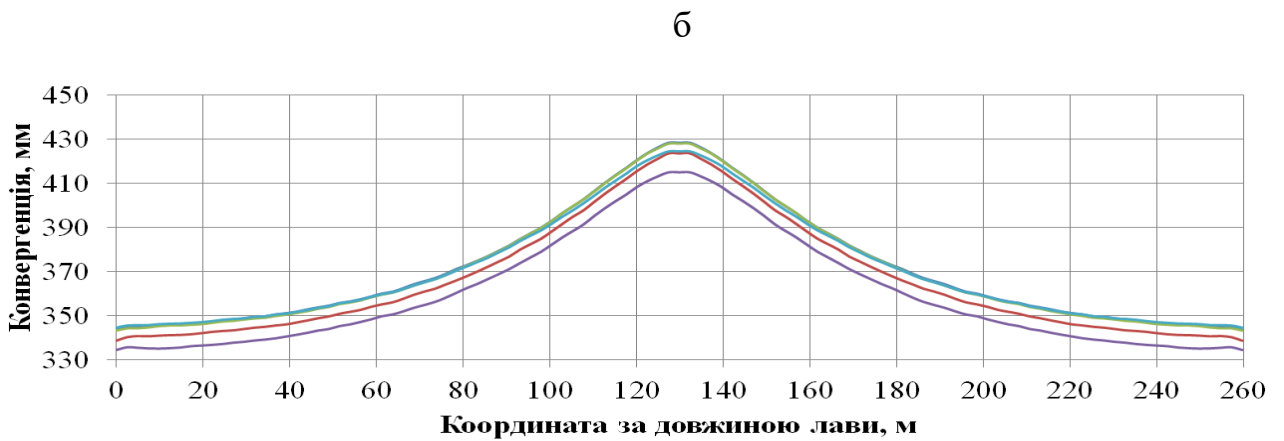
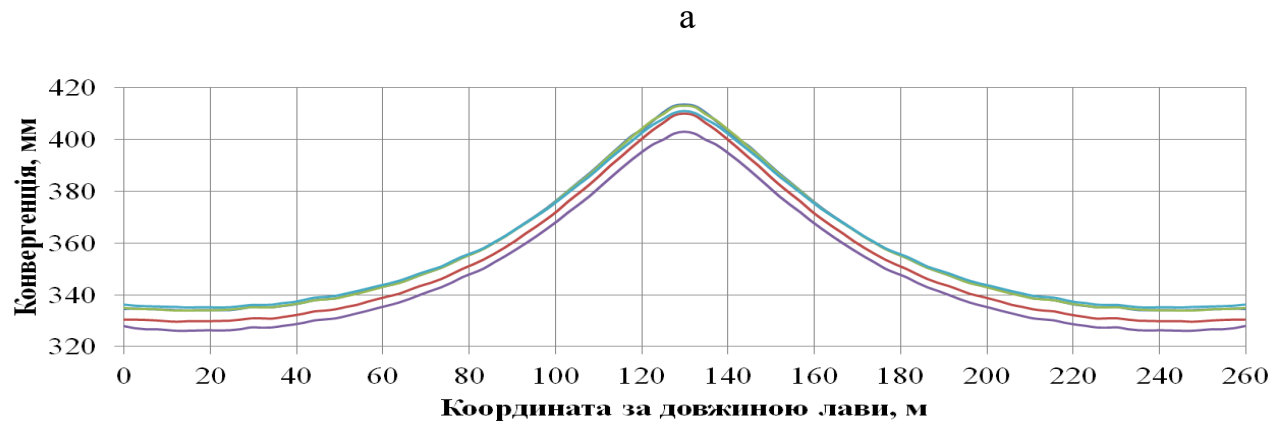


Рисунок К.10 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 260 м; глибини розробки 450 м для умов відходу від монтажної камери: а – 10 м; б – 20 м; в – 30 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

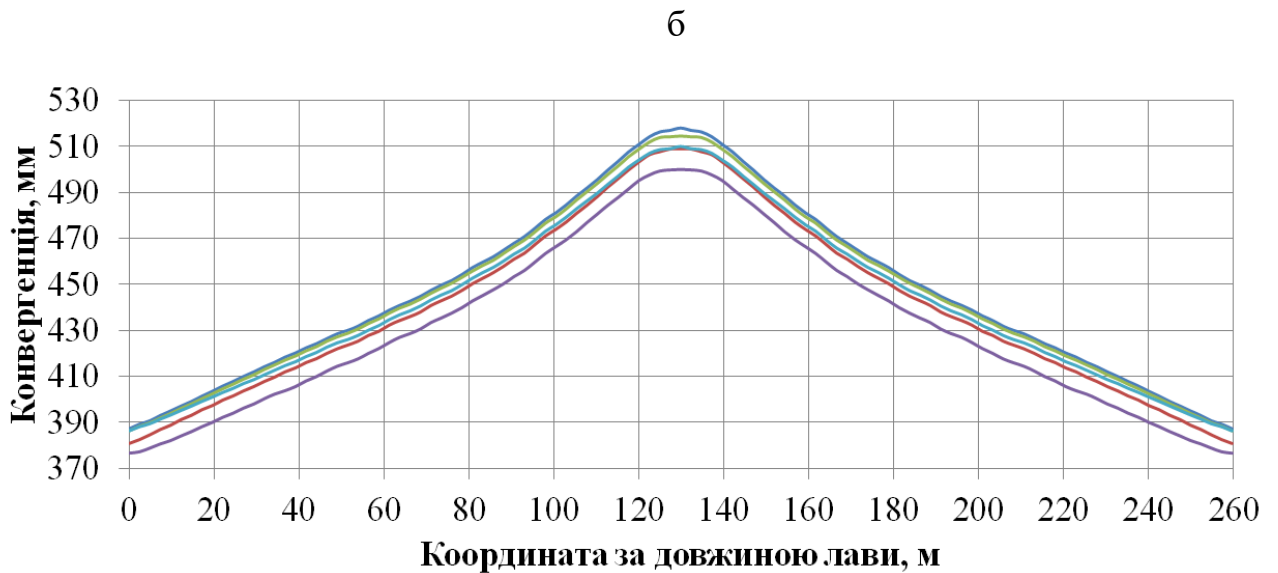
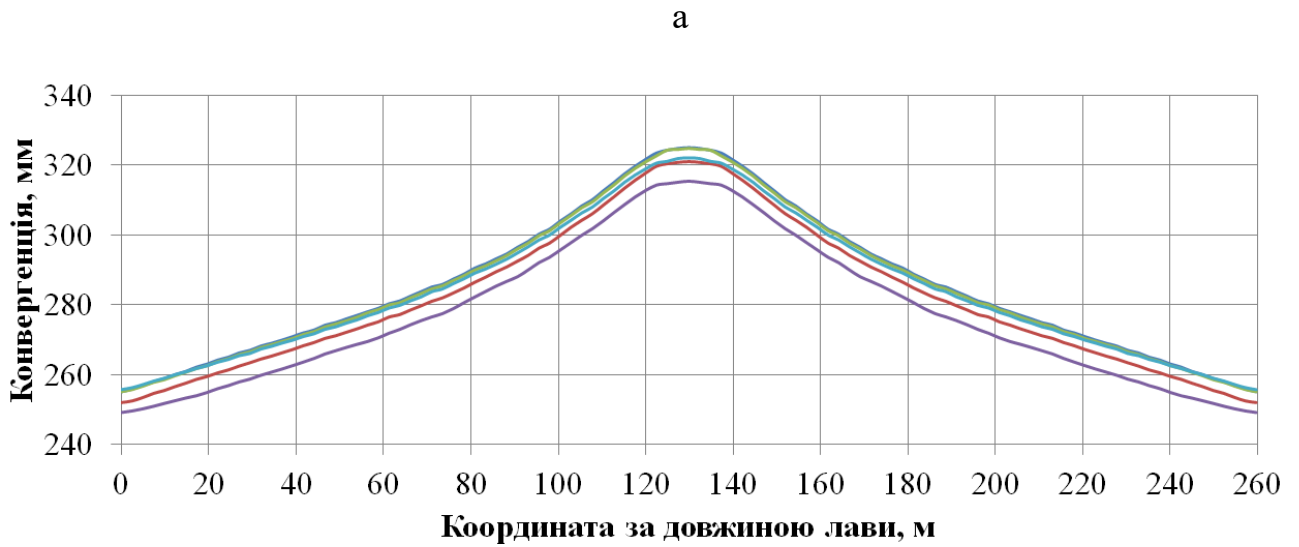


Рисунок К.11 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 260 м; глибини розробки 450 м для умов відходу від монтажної камери: а – 40 м; б – 50 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

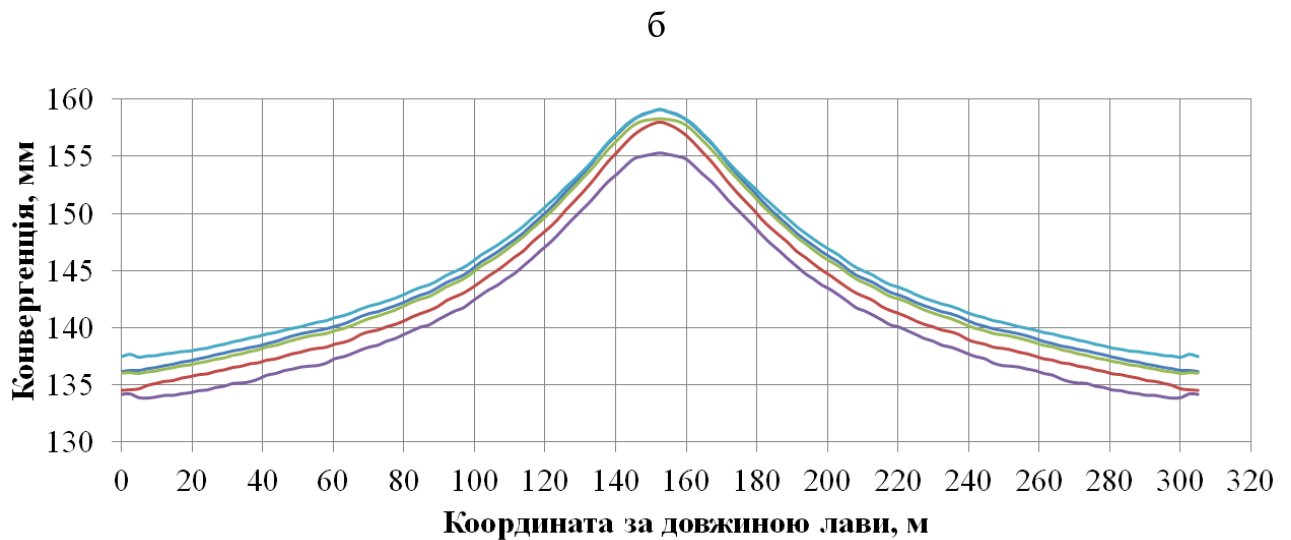
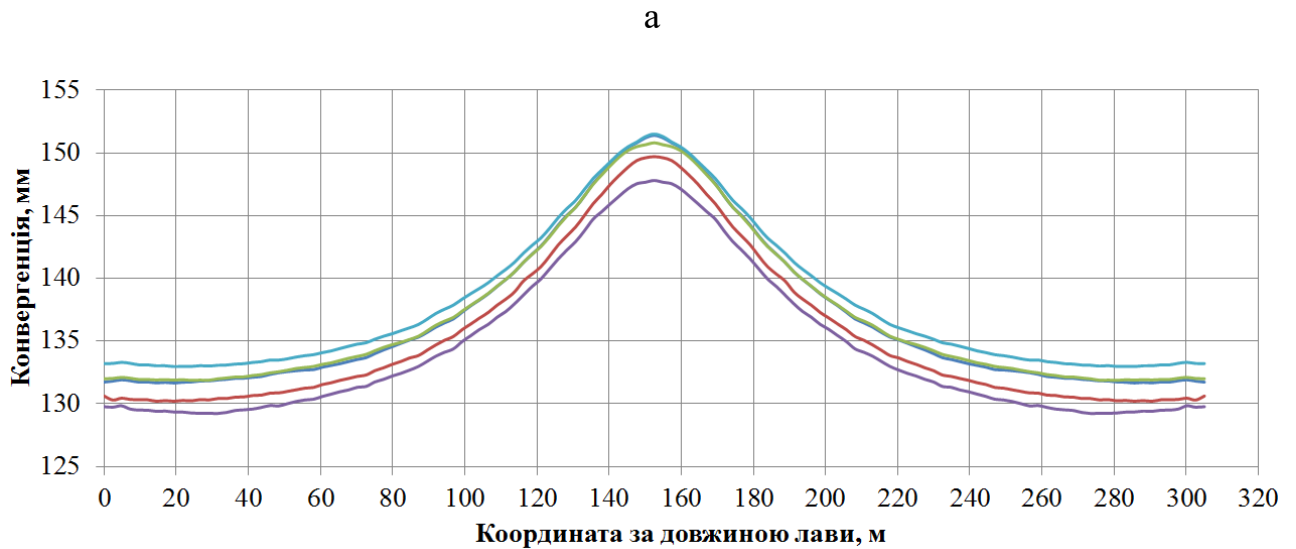


Рисунок К.12 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 305 м; глибини розробки 150 м для умов відходу від монтажної камери: а – 20 м; б – 30 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

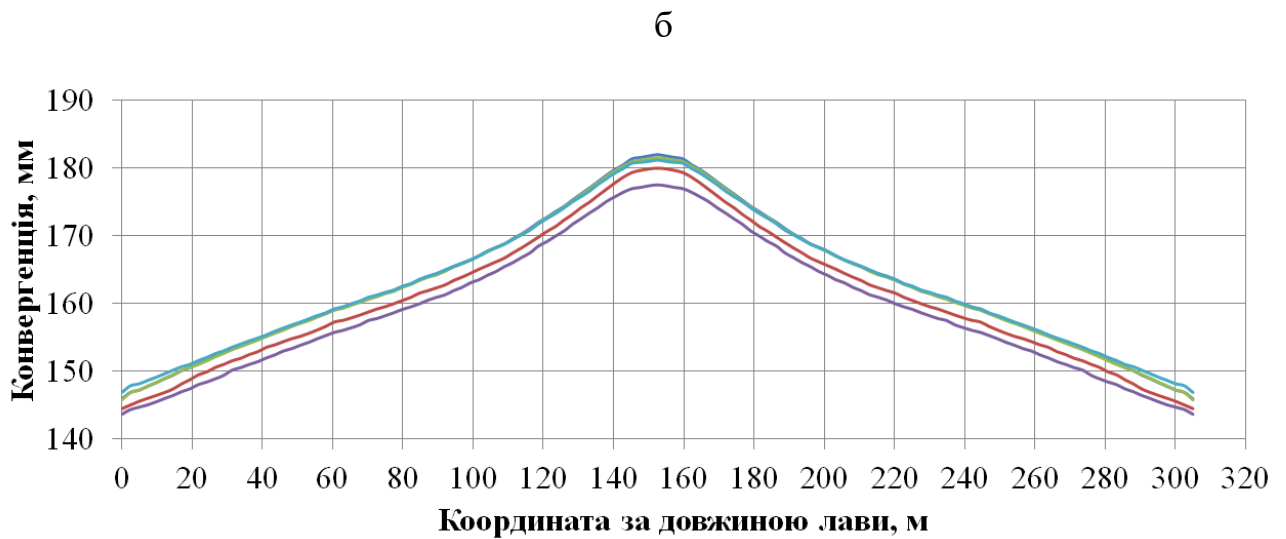
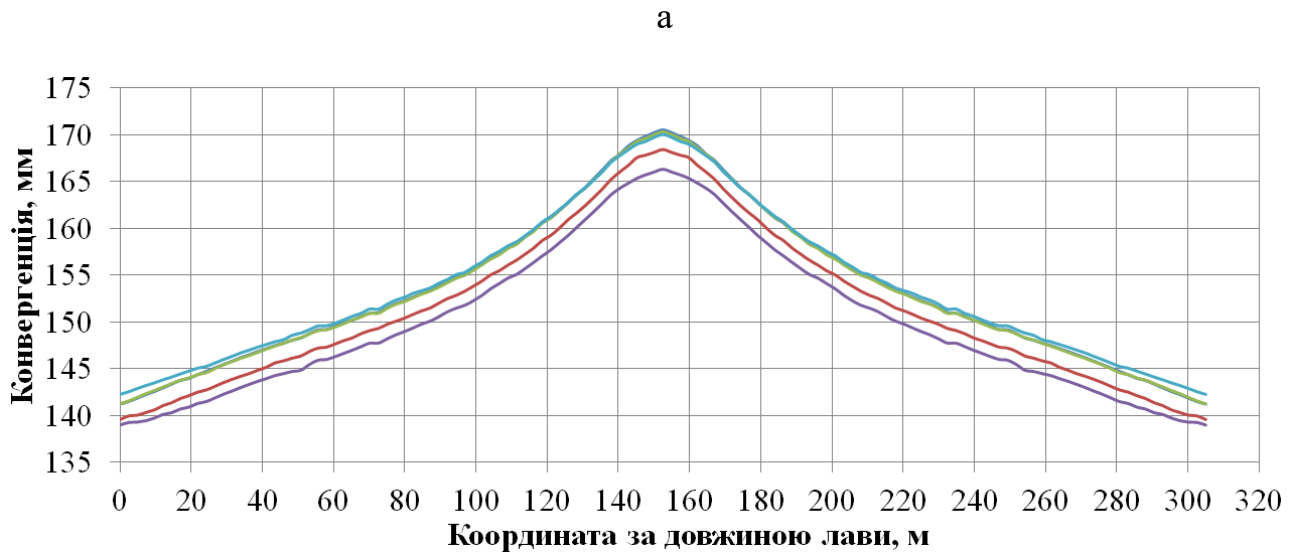


Рисунок К.13 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 305 м; глибини розробки 150 м для умов відходу від монтажної камери: а – 40 м; б – 50 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

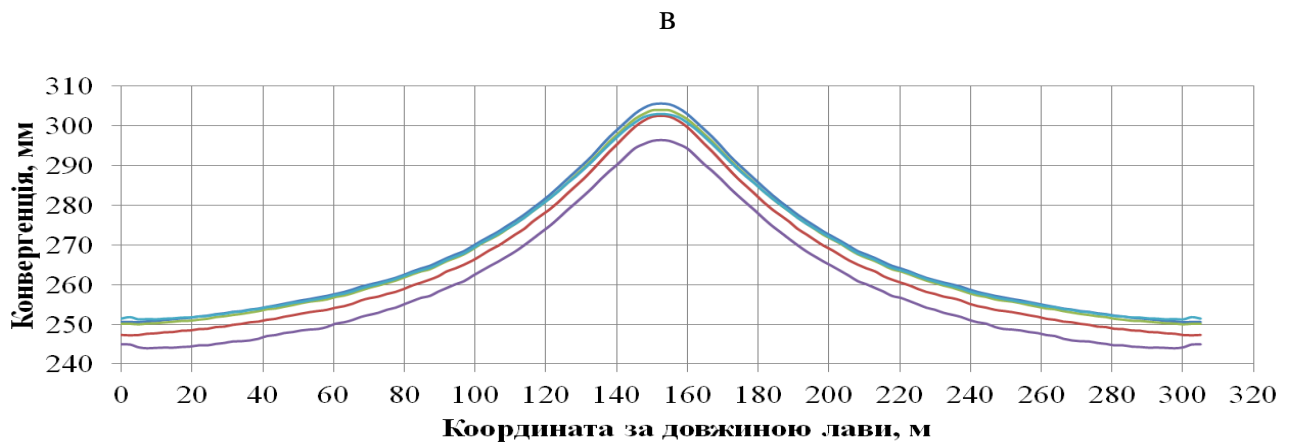
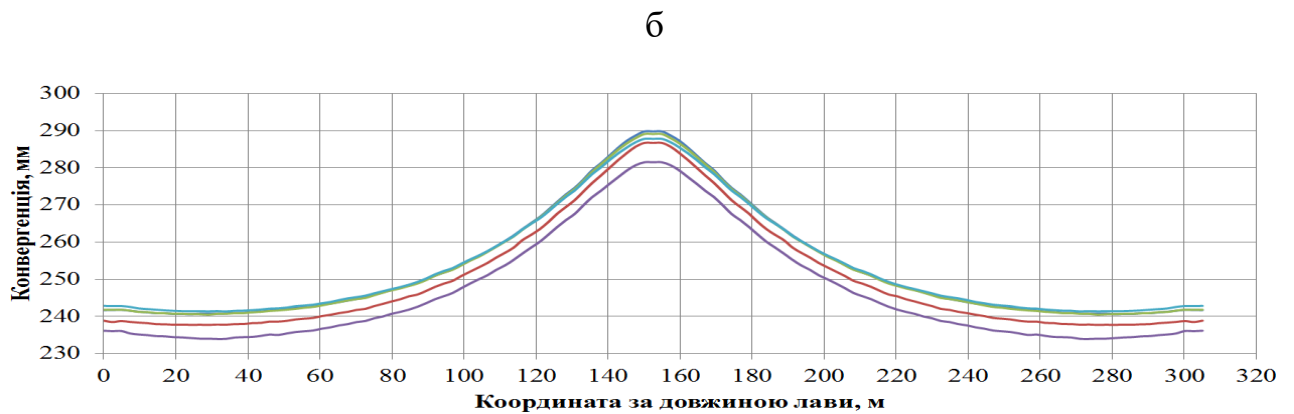
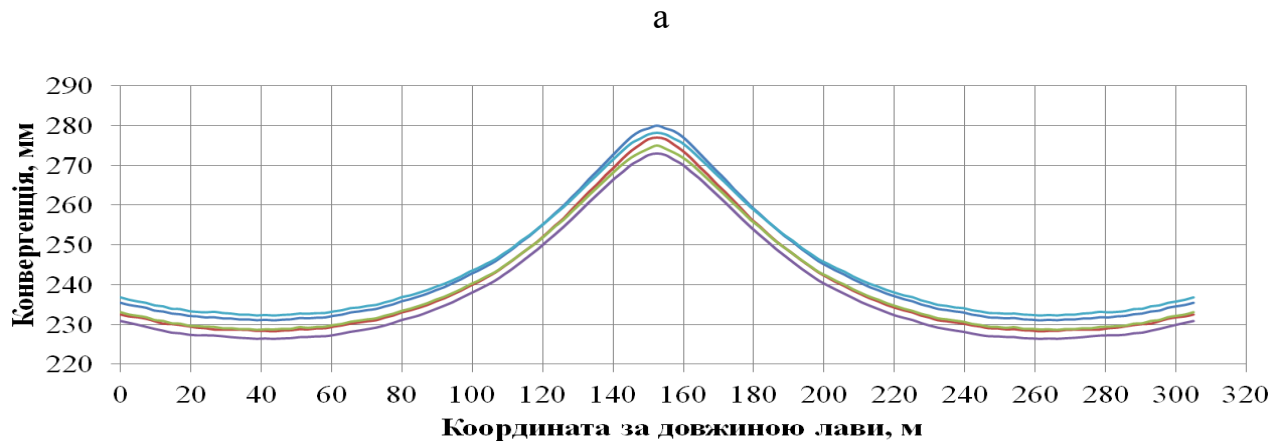


Рисунок К.14 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 305 м; глибини розробки 300 м для умов відходу від монтажної камери: а – 10 м; б – 20 м; в – 30 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта



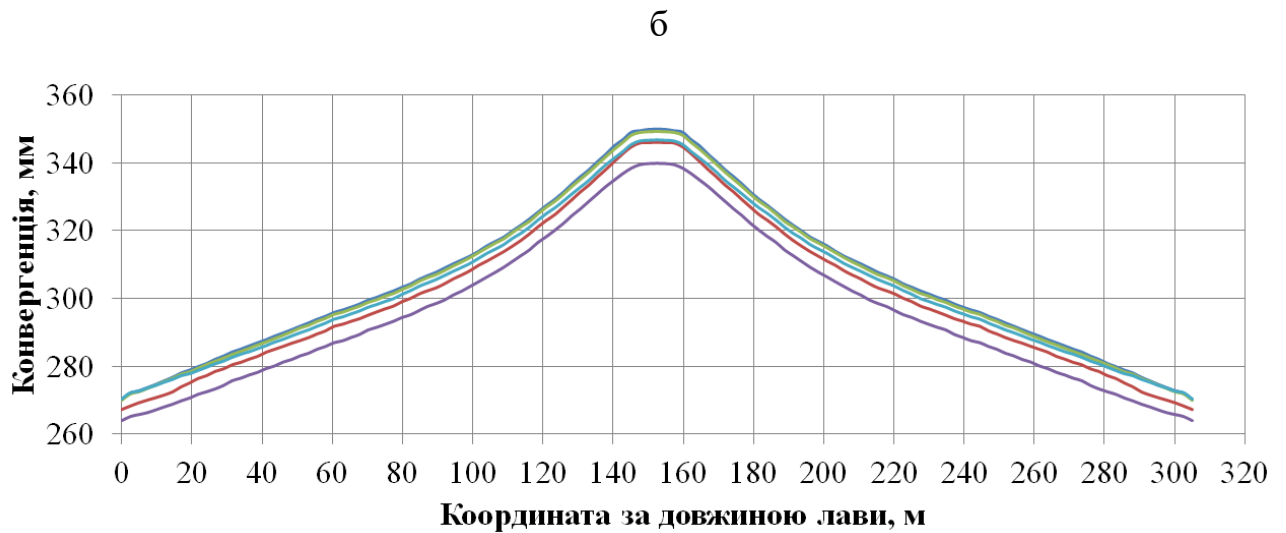
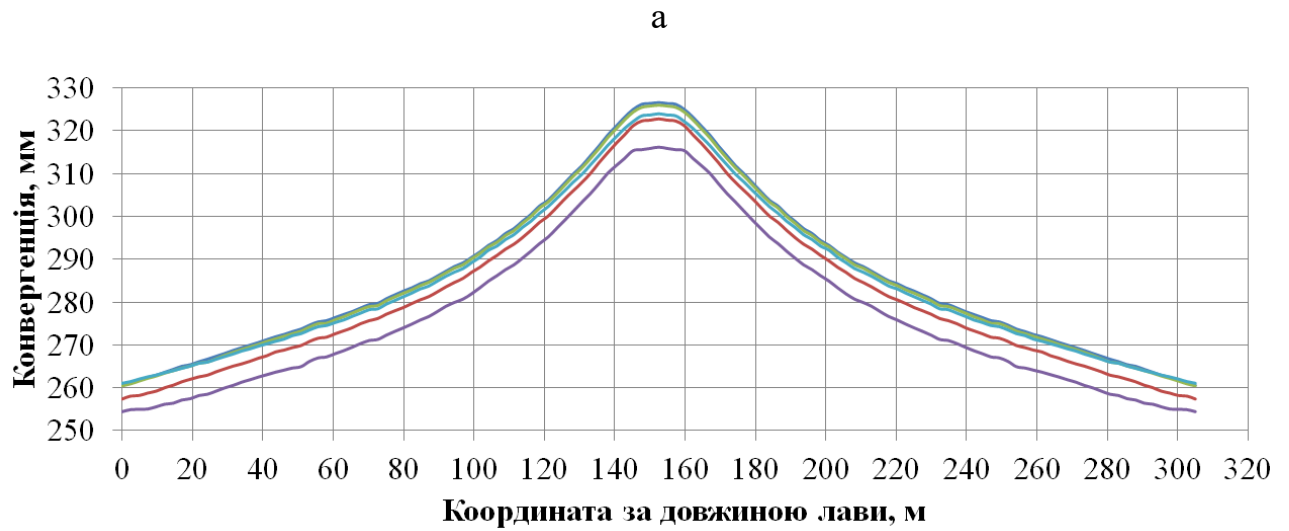


Рисунок К.15 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 305 м; глибини розробки 300 м для умов відходу від монтажної камери: а – 40 м; б – 50 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

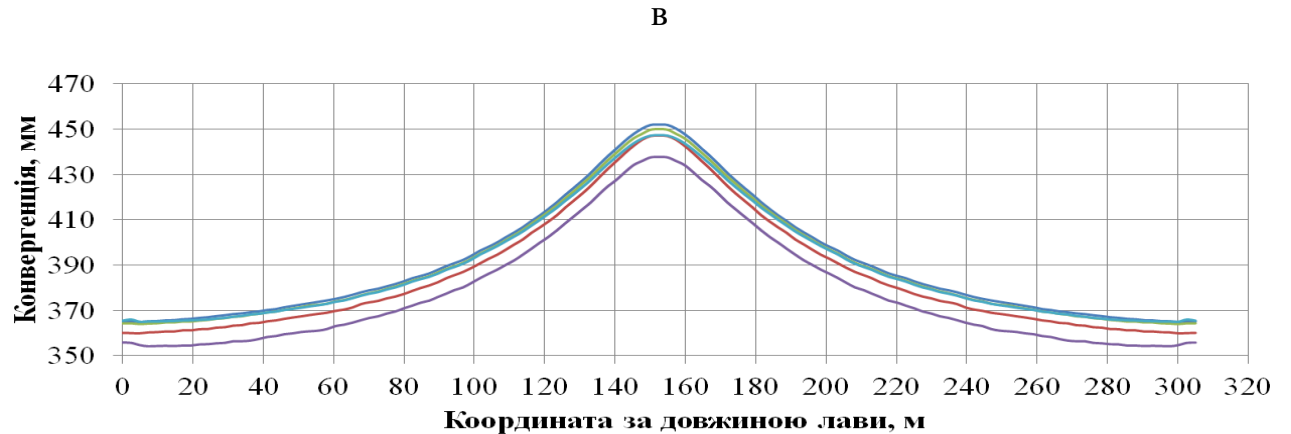
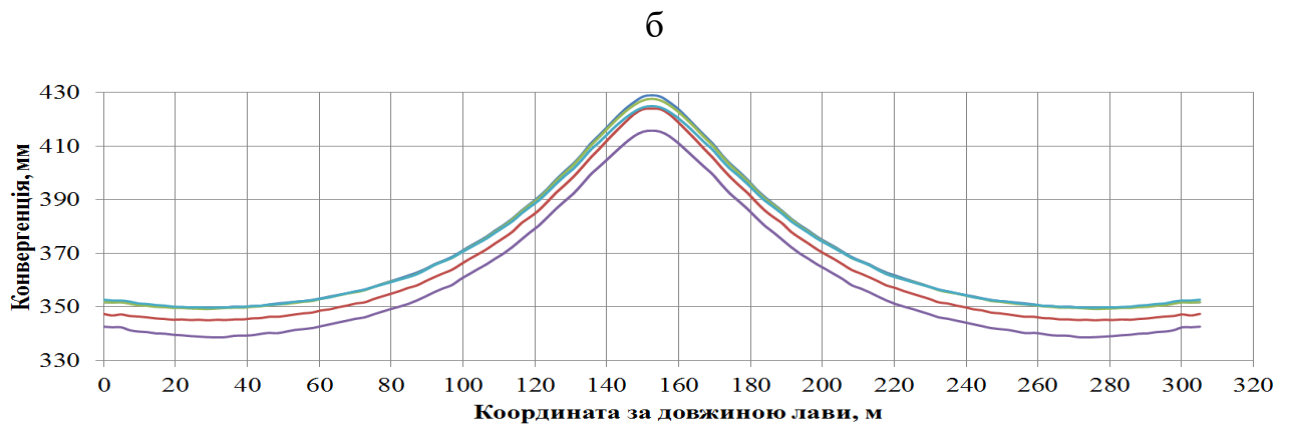
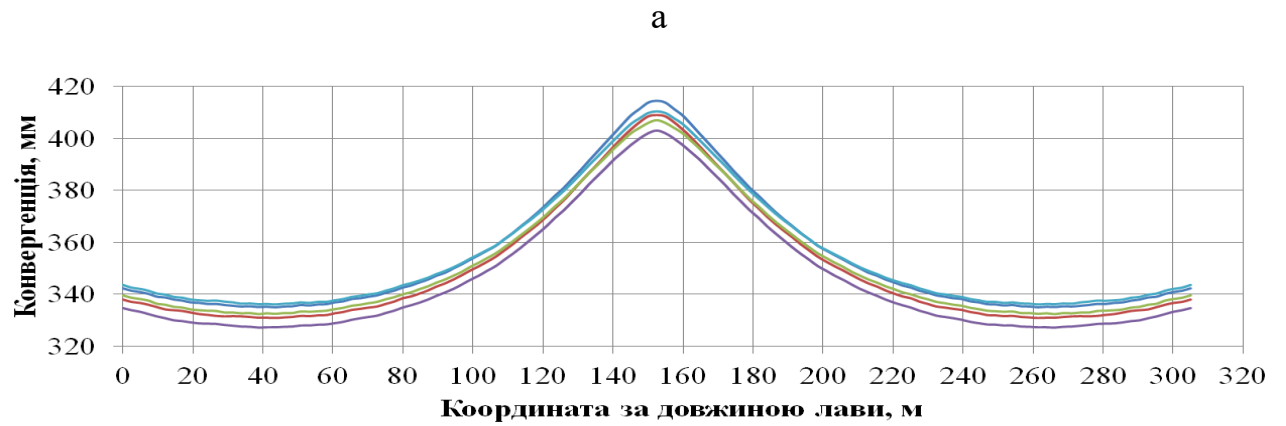


Рисунок К.16 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 305 м; глибини розробки 450 м для умов відходу від монтажної камери: а – 10 м; б – 20 м; в – 30 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

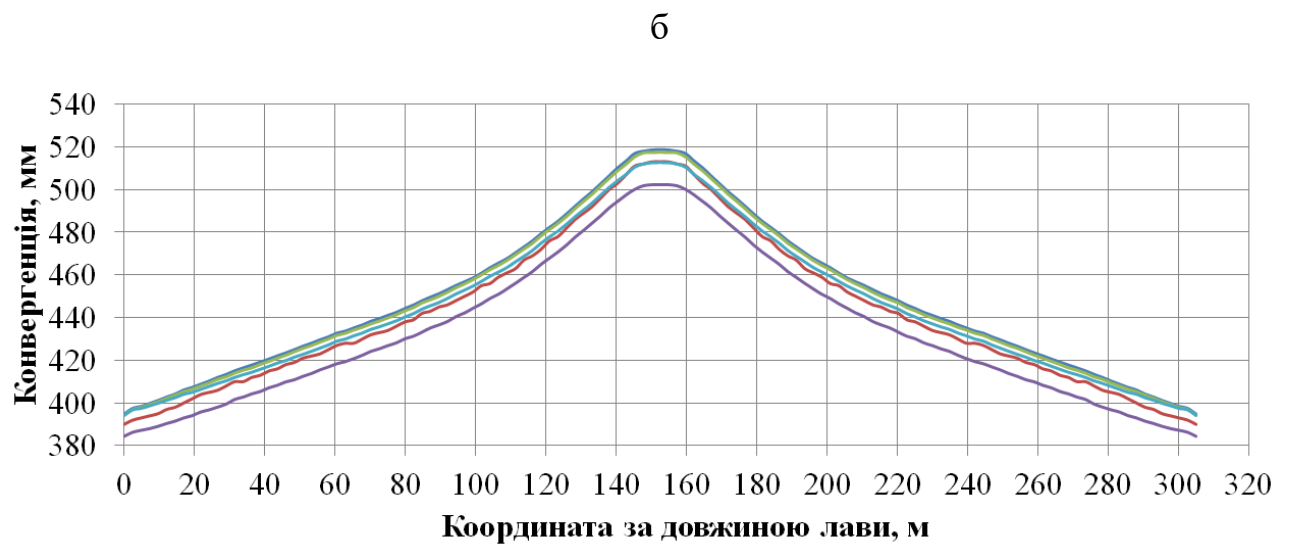
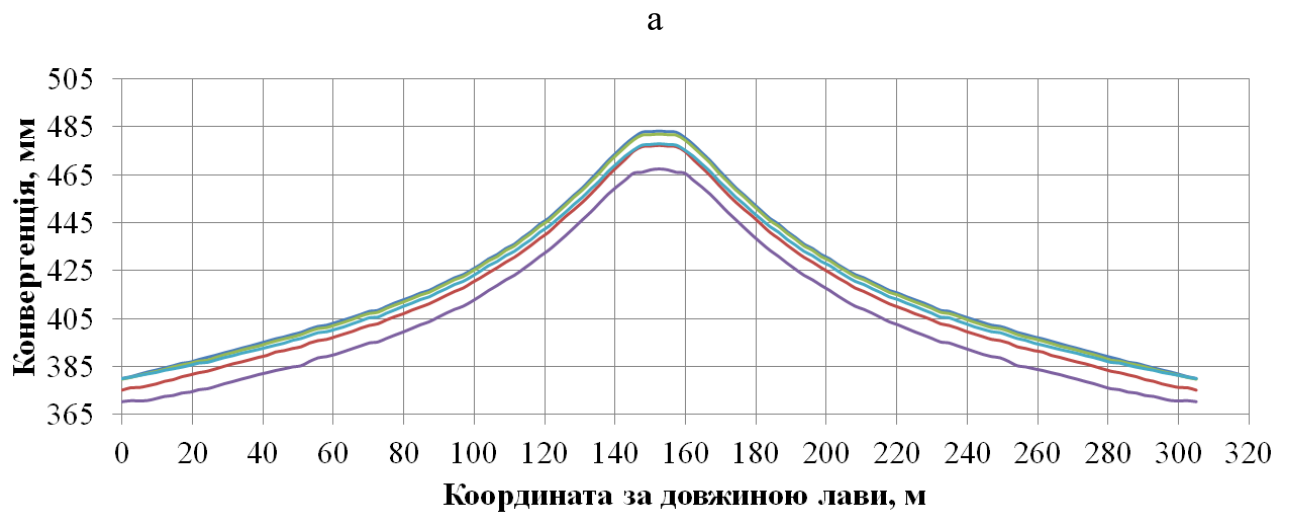


Рисунок К.17 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід при довжині лави 305 м; глибини розробки 450 м для умов відходу від монтажної камери: а – 40 м; б – 50 м:

- пісковик відсутній
- пісковик потужністю 5 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 5 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта
- пісковик потужністю 30 м у безпосередній покрівлі
- пісковик потужністю 30 м на відстані 30 м вище покрівлі пласта

## **ДОДАТОК Л**

**ХАРАКТЕР РОЗПОДІЛУ ВЕЛИЧИНИ КОНВЕРГЕНЦІЇ БІЧНИХ ПОРІД  
УЗДОВЖ ПОСАДКОВОГО РЯДУ ГІДРОСТОЯКІВ СЕКЦІЙ  
МЕХАНІЗОВАНОГО КРІПЛЕННЯ В УМОВАХ ГЛИБИНИ 450 М**


а

Лава - 215 м, глибина - 450 м, відхід - 20 м.					
	0 м/0 м	5 м/ 0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	42 м/ 31	-	42 м/ 31	27 м/ 20	42 м/ 31
м	20	20	20	20	20
0	339,9	369,1	341,5	332,9	341,8
2	340,1	372,2	341,6	332,7	342,1
5	340,7	374,4	342,1	332,9	342,3
7	341,5	375,3	342,9	333,4	343,1
10	342,3	375,1	343,7	334,1	343,9
12	343,3	374,8	344,5	334,9	344,7
15	343,9	374,1	345,1	335,3	345,2
17	344,9	372,8	346,1	336,4	346,1
20	345,6	371,5	346,8	337,1	346,8
22	346,8	370,8	348	338,1	347,9
24	347,8	369,7	349	339,1	349
27	348,9	368,4	349,9	339,9	349,9
29	349,7	366,9	350,9	340,9	350,7
32	351,2	366,4	352,3	342,5	352,1
34	352,6	365,5	353,6	343,8	353,4
37	353,9	364,7	354,9	344,7	354,7
39	355,2	363,9	356,1	346	355,8
41	356,6	363,3	357,5	347,5	357,2
44	357,6	362,6	358,4	348,3	358,2
46	359,7	362,3	360,4	350,4	360
49	361,4	362,2	362	352	361,8
51	363	362	363,7	353,7	363,3
54	364,4	361,4	365	355,1	364,6
56	366,7	362	367,1	357,4	366,7
59	368,8	362,1	369,1	359,4	368,8
61	370,6	362,3	370,9	361	370,6
63	372,9	362,1	373,1	362,9	372,7
66	375,5	363	375,6	365,4	375,1
68	378	363,4	378	367,8	377,4
71	380,7	363,9	380,6	370,6	380
73	383,6	364,3	383,5	373,3	382,8
76	386,5	365	386,1	375,9	385,5
78	389,2	365,7	388,7	378,4	388,1
81	392,6	366,7	392,1	381,5	391,3
83	395,8	367,8	395,2	384,8	394,3
85	399	368,8	398,2	388,1	397,4
88	402,2	369,8	401,2	391,1	400,2
90	406,1	371,3	404,9	394,4	403,6
93	410	373,1	408,6	397,9	407,3
95	413,4	375,1	411,8	401	410,5
98	416,8	377,2	415,2	403,9	413,7
100	420,4	379,7	418,6	407,3	416,8
102	423,6	383,2	421,7	410,3	419,7
105	426,1	386,8	423,9	412,8	421,8
107	427,8	390,3	425,1	414,4	423,3

б


Лава - 215 м, глибина - 450 м, відхід - 30 м.					
	0 м/0 м	5 м/ 0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	83 м/ 62	72 м/ 53	83 м/ 62	57 м/ 42	28 м/ 21
м	30	30	30	30	30
0	353,9	348,9	353,6	344,6	382
2	354,7	349,9	354,5	345,2	385,8
5	356	351,5	355,7	345,9	388,7
7	357,5	352,7	357,2	347	390,4
10	358,9	353,9	358,6	348,1	391,1
12	360,1	355,1	359,6	349	391,6
15	361,3	356,4	360,9	350,1	391,6
17	362,9	357,9	362,5	351,2	390,9
20	364,1	359	363,7	352,3	390,3
22	365,8	360,8	365,2	354	390,1
24	367,3	362,3	366,7	355,5	389,6
27	368,6	363,6	367,9	356,7	388,7
29	370,1	365	369,3	358	388
32	371,8	366,7	371	359,9	388
34	373,5	368,3	372,7	361,7	387,5
37	375,1	370	374,4	363,2	386,8
39	376,8	371,6	376,1	364,9	386,3
41	378,4	373,4	377,7	366,4	386
44	379,7	374,4	378,8	367,5	385,8
46	381,9	376,5	381,2	370	385,8
49	384	378,5	383,2	372	385,8
51	385,5	380,3	384,8	373,4	385,6
54	387,1	381,8	386,4	374,9	385,4
56	389,5	384	388,7	377,3	385,9
59	392	386,3	391,1	379,7	386,3
61	394,2	388,5	393,3	382	386,4
63	396,2	390,7	395,4	384	386,3
66	398,6	393,1	397,8	386,4	387,2
68	401,1	395,5	400,2	388,8	387,7
71	403,9	398,3	402,9	391,5	388,3
73	407	401,3	406	394,5	388,9
76	409,8	404	408,7	397,1	389,5
78	412,3	406,3	411,2	399,6	390,2
81	415,7	409,5	414,4	402,8	391,4
83	419,1	413	417,8	406,1	392,6
85	422,2	416,2	421	409,3	393,7
88	425,3	419,6	424,2	412,2	394,9
90	429	423	427,8	416,1	396,5
93	433	427	431,7	419,9	398,2
95	436,6	430,6	435,1	422,8	400,5
98	440,1	434,1	438,5	426	403,2
100	443,6	437,7	441,8	429,4	405,9
102	447	440,9	444,9	432,4	409,3
105	449,4	442,6	447,2	434,5	413,3
107	450,1	444,2	448,1	435,1	416,9

Рисунок Л.1 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в умовах довжини лави 215 м; глибини розробки 450 м; відстані відходу від монтажної камери:  
а – 20 м; б – 30 м:

 – зона посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу»

	Лави - 215 м, глибина - 450 м, відхід - 40 м.				
	0 м/0 м	5 м/ 0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	136 м/ 101	120 м/ 89	136 м/ 101	106 м/ 79	126 м/ 93
м	40	40	40	40	40
0	368	362,5	367,7	358,9	367,9
2	369,7	364,8	368,2	358,6	368,8
5	370,4	365,5	370,1	359,7	370
7	372,4	367,3	371,9	361	371,7
10	374,4	368,9	373,9	362,4	373,6
12	376,4	370,8	375,9	364,5	375,4
15	378,3	372,5	377,8	366,2	377,1
17	380,5	375	380	368,4	379,1
20	382,5	376,9	381,7	370	380,8
22	384,6	378,9	383,8	371,8	382,8
24	386,6	380,9	386,1	373,6	384,8
27	388,6	383	388	375,7	386,7
29	390,2	384,6	389,4	377,5	388,1
32	392,6	386,9	391,8	380	390,3
34	394,5	388,8	393,8	381,8	392,1
37	396,6	390,8	395,7	383,8	394,2
39	398,8	393	398	386,2	396,3
41	400,9	395	400	387,9	398,3
44	402,2	396,4	401,7	389,3	399,6
46	404,9	399	404,2	391,8	402,1
49	407,4	401,6	406,6	394,4	404,5
51	409,7	403,8	408,7	396,6	406,7
54	411,1	405,3	410,2	398	408,3
56	414	408,4	413,1	400,7	411,1
59	416,7	411,6	415,9	403,5	413,7
61	419,3	414	418,5	406	416,1
63	421,5	416,1	420,6	408,3	418,4
66	424,3	419	423,4	411,1	421,1
68	427	421,3	426,1	413,9	423,9
71	429,9	424,3	429,1	416,9	426,7
73	433	427,3	432,2	420	429,5
76	436,3	430,4	435,3	422,9	432,6
78	438,8	433,2	437,8	425,5	435
81	442,4	436,7	441,4	429,2	438,6
83	446	440,2	445	432,9	442,1
85	449,4	443,8	448,4	436,1	445,6
88	452,2	446,7	451,3	439,4	448,3
90	456,2	450,7	455,3	443,2	452,1
93	460,1	454,7	459,1	446,9	455,6
95	464	458,1	463	450,5	459,3
98	467,7	461,9	466,4	454	462,7
100	471,4	465,2	470	457	466
102	473,8	467,9	472,8	459,6	468,6
105	476,2	470,3	475,2	461,7	470,8
107	477,5	471,4	476,1	463	471,5

Рисунок Л.2 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в умовах довжини лави 215 м; глибини розробки 450 м; відстані відходу від монтажної камери 40 м:

 – зона посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу»


а

м	Лава - 260 м, глибина - 450 м, відхід - 10 м.				
	0 м/0 м	5 м/0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	25 м/19	20 м/15	10	10	10
0	334,50	330,40	334,90	327,90	336,20
2	334,70	330,40	334,60	327,10	335,80
5	334,50	330,30	334,50	326,70	335,60
7	334,40	330,10	334,40	326,70	335,50
10	334,30	329,80	334,10	326,40	335,40
12	334,10	329,60	333,90	326,10	335,30
15	334,00	329,80	333,90	326,10	335,10
17	334,10	329,80	334,00	326,20	335,20
20	334,10	329,80	334,00	326,30	335,20
22	334,10	329,90	334,10	326,20	335,10
25	334,10	330,00	334,30	326,30	335,20
27	334,60	330,40	334,70	326,70	335,60
29	335,30	330,90	335,20	327,40	336,10
32	335,30	330,90	335,10	327,30	336,10
34	335,20	330,80	335,20	327,40	336,20
37	335,70	331,40	335,80	328,00	336,80
39	336,20	332,00	336,30	328,50	337,20
42	337,00	332,70	337,00	329,20	338,00
44	337,90	333,60	337,90	330,10	338,90
47	338,30	333,90	338,20	330,50	339,20
49	338,60	334,40	338,60	330,90	339,60
51	339,60	335,30	339,50	331,80	340,50
54	340,50	336,10	340,40	332,80	341,40
56	341,60	337,30	341,40	333,80	342,40
59	342,70	338,40	342,50	334,90	343,40
61	343,60	339,40	343,60	335,90	344,30
64	344,60	340,40	344,50	337,00	345,40
66	346,00	341,90	346,00	338,40	346,80
69	347,60	343,40	347,60	340,00	348,30
71	349,00	344,60	349,00	341,50	349,60
74	350,50	346,10	350,40	342,90	350,90
76	352,30	348,00	352,30	344,70	352,90
78	354,30	350,00	354,30	346,80	354,80
81	356,00	351,70	355,90	348,40	356,30
83	357,80	353,60	357,70	350,10	358,00
86	360,10	355,80	360,10	352,50	360,30
88	362,50	358,20	362,40	354,80	362,60
91	365,20	360,80	365,10	357,30	365,20
93	367,90	363,70	367,70	359,90	367,80
96	370,60	366,40	370,40	362,60	370,40
98	373,50	369,30	373,20	365,50	373,10
100	376,70	372,40	376,50	368,50	376,20
103	380,10	376,00	380,00	371,80	379,40
105	383,50	379,20	383,20	374,80	382,60
108	386,80	382,50	386,40	378,00	385,70
110	390,40	386,10	390,10	381,60	389,20
113	394,10	389,90	393,90	385,20	392,80
115	397,70	393,30	397,30	388,70	396,10
118	400,30	396,90	400,90	392,10	399,30
120	403,80	400,30	404,20	395,20	402,60
123	407,10	403,60	407,40	398,00	405,60
125	410,40	406,40	409,80	399,90	407,90
127	412,90	409,20	412,50	402,20	410,20
130	413,50	410,00	413,00	403,00	411,00

б

м	Лава - 260 м, глибина - 450 м, відхід - 20 м.				
	0 м/0 м	5 м/0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	45 м/33	40 м/30	45 м/33	30 м/22	45 м/33
0	343,5	338,6	343,2	334,4	344,5
2	344,8	340,2	344,2	335,6	345,5
5	345	340,7	344,2	335,4	345,6
7	345,2	340,6	344,6	335,1	345,7
10	345,6	340,9	345,2	335	346,1
12	345,8	341,1	345,5	335,2	346,3
15	345,9	341,2	345,5	335,5	346,4
17	346,3	341,5	345,8	336,1	346,7
20	346,7	342	346,1	336,4	347
22	347,2	342,6	346,7	336,7	347,5
25	347,9	343	347,3	337,1	348,1
27	348,2	343,3	347,6	337,7	348,5
29	348,8	343,9	348,2	338,1	348,7
32	349,4	344,5	348,7	338,7	349,4
34	349,7	344,9	349	339,1	349,6
37	350,5	345,5	349,8	339,7	350,5
39	351,1	346	350,4	340,5	350,9
42	351,8	346,9	351,2	341,3	351,7
44	352,8	347,8	352	342,2	352,5
47	353,7	348,8	353,1	343,2	353,5
49	354,5	349,6	353,9	343,9	354,2
51	355,7	350,8	355,2	345,2	355,6
54	356,4	351,7	355,9	346	356,2
56	357,4	352,6	356,9	347,1	357,2
59	358,7	354	358,3	348,3	358,5
61	360	355,1	359,5	349,7	359,7
64	360,8	356	360,4	350,5	360,5
66	362,4	357,6	361,9	351,9	362
69	364,2	359,4	363,6	353,5	363,6
71	365,6	360,9	365,1	354,8	365,1
74	367	362,2	366,5	356,2	366,5
76	368,9	364,1	368,4	358,1	368,3
78	371,1	365,9	370,6	360,3	370,4
81	372,9	367,9	372,6	362,5	372,3
83	374,9	370	374,7	364,4	374,3
86	377	372,2	376,8	366,6	376,3
88	379,4	374,5	379,2	368,8	378,7
91	381,8	376,8	381,6	371,1	381
93	384,7	379,9	384,5	373,8	383,8
96	387,3	382,4	387,2	376,4	386,3
98	389,9	384,9	389,8	379	388,7
100	393	388,2	392,9	382,2	391,7
103	396,5	391,6	396,5	385,5	394,9
105	399,6	394,9	399,7	388,4	397,8
108	402,8	397,8	402,8	391,4	401
110	406,5	401,6	406,3	395,2	404,4
113	410,2	405,3	410,1	398,7	408
115	413,7	408,7	413,5	401,9	411,2
118	417	412	416,8	404,9	414,4
120	420,5	415,5	420,3	408,3	417,8
123	423,7	418,6	423,5	411	420,5
125	426,3	421,2	425,9	413,2	422,7
127	428,4	423,6	428	415	424,5
130	428,4	423,6	428	415	424,5

Рисунок Л.3 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в умовах довжини лави 260 м; глибини розробки 450 м; відстані відходу від монтажної камери: а – 10 м; б – 20 м:

 – зона посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу»

а

м	Лава - 260 м, глибина - 450 м, відхід - 30 м.				
	0 м/0 м	5 м/0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	89 м/ 66	75 м/ 56	89 м/ 66	65 м/ 48	80 м/ 59
0	356,8	350,9	357,4	346,4	356,7
2	357,4	353,1	357,9	347,9	357,2
5	357,9	353,3	358,2	347,6	357,4
7	358,7	353,9	358,9	347,9	358
10	359,2	354,3	359,3	348,4	358,4
12	360,2	355,2	360,3	348,8	359,2
15	361	355,9	360,9	349,3	359,9
17	362,1	357	362,1	350	360,9
20	362,9	357,8	362,7	351,1	361,7
22	363,9	358,7	363,7	352	362,7
25	364,5	359,6	364,4	353	363,3
27	365,7	360,3	365,4	353,7	364,2
29	366,3	361	366	354,4	364,7
32	367,6	362,3	367,3	355,5	366
34	368,3	363	368	356,3	366,6
37	369,7	364,5	369,3	357,8	368
39	370,3	365,2	370	358,6	368,6
42	371,7	366,5	371,3	359,7	369,8
44	372,6	367,3	372,2	360,7	370,7
47	374	368,6	373,6	361,9	372,1
49	374,6	369,2	374,2	362,7	372,7
51	376	370,6	375,7	363,8	374,2
54	377,1	371,7	376,8	365,3	375,3
56	378,7	373,3	378,5	366,4	376,9
59	380,1	374,8	379,8	368,2	378,3
61	381,6	376,2	381,3	369,7	379,8
64	382,6	377,1	382,2	370,7	380,7
66	384,6	379,1	384,3	372,4	382,8
69	386,3	380,9	386	374,3	384,4
71	387,9	382,5	387,8	375,7	386
74	389,1	383,7	389	377,4	387,3
76	391,5	386,1	391,2	379,3	389,4
78	393,5	388	393,3	381,4	391,5
81	395,8	390,2	395,6	383,3	393,8
83	397,5	392,1	397,5	385,2	395,6
86	400,1	394,6	400	387,6	398,1
88	402	396,5	401,9	389,9	399,9
91	404,8	399,3	404,8	392,6	402,7
93	407,5	402,1	407,4	395,4	405,2
96	410,5	404,9	410,5	398	408,3
98	412,7	407,5	412,7	400,5	410,5
100	416	410,3	416,1	403,4	413,9
103	419,4	413,8	419,3	406,7	417,2
105	422,6	416,8	422,5	409,8	420,2
108	425,4	419,9	425,5	412,9	423
110	429,3	423,8	429,4	416,7	426,6
113	433	427,4	433,1	420,5	430,2
115	436,8	431,2	436,9	424,1	433,8
118	440,3	434,9	440,4	427,5	437
120	444	438,4	443,9	430,9	440,5
123	447	441,7	447	433,6	443,2
125	449,3	444,3	449,6	435,5	445,3
127	451,1	446,1	451,6	437	447
130	451,1	446,1	451,6	437	447

б

м	Лава - 260 м, глибина - 450 м, відхід - 40 м.				
	0 м/0 м	5 м/0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	168 м/ 124	148 м/ 110	163 м/ 121	123 м/ 91	158 м/ 117
0	371,4	366,7	371,3	361,7	371,5
2	372,5	367,3	372,2	362,4	372,2
5	374,1	368,7	373,7	363,3	373,6
7	375,7	370,5	375,2	364,3	375
10	377	371,8	376,4	365,4	376,2
12	378,7	373,4	378,1	366,7	377,8
15	380,1	374,9	379,4	367,7	379
17	381,8	376,4	381,1	368,8	380,4
20	383,2	377,7	382,4	370,2	381,5
22	384,9	379,3	384,2	371,8	383,1
25	386,2	380,6	385,4	373,1	384,3
27	388	382,3	387,2	374,7	385,9
29	389	383,6	388,3	375,9	386,9
32	390,9	385,3	390,2	377,6	388,7
34	392,2	386,5	391,4	378,9	389,9
37	393,7	388	392,9	380,4	391,4
39	395	389,4	394,1	381,8	392,6
42	396,8	391	395,9	383,4	394,3
44	398,1	392,5	397,1	385	395,5
47	400,1	394,4	399,3	387	397,4
49	401,4	395,4	400,4	388,5	398,6
51	402,9	397	402	389,8	400,2
54	404,4	398,5	403,6	391,2	401,7
56	406,2	400,3	405,4	392,6	403,4
59	407,7	401,7	406,9	394,2	405
61	409,8	403,9	409	396,2	407
64	410,9	405	410	397,8	408,1
66	413,1	407	412,3	399,9	410,2
69	415,1	408,9	414,2	401,9	412,1
71	417,2	411	416,3	403,5	414,2
74	418,5	412,4	417,6	405	415,6
76	420,8	414,7	419,9	407,2	417,9
78	423	417	422,2	409,8	420,1
81	425,7	419,5	424,7	412,4	422,6
83	427,6	421,8	426,6	414,9	424,6
86	429,9	424,3	429,1	417,3	426,7
88	432,2	426,6	431,4	419,4	429
91	435,1	429,2	434,4	421,8	431,9
93	438	431,7	437	424,8	434,6
96	441,2	435	440,3	427,9	437,8
98	443,5	437,3	442,7	430,4	440
100	447,1	440,9	446,3	433,7	443,5
103	450,4	444,4	449,6	437,2	446,8
105	453,9	447,7	453,1	440,4	450,1
108	456,7	450,7	455,8	443,5	452,8
110	460,9	454,6	459,8	447,1	456,6
113	464,7	458,4	463,5	450,9	460,1
115	468,7	462,4	467,6	454,7	464,1
118	472,3	466,1	471,1	458,4	467,5
120	475,6	469,5	474,3	461,4	470,5
123	478,5	472,8	477,2	464	473,1
125	480	474	479,8	464,9	474,1
127	481	474,8	479,7	465,7	475,5
130	481	474,8	479,7	465,7	475,5

Рисунок Л.4 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в умовах довжини лави 260 м; глибини розробки 450 м; відстані відходу від монтажною камери:

а – 30 м; б – 40 м:

 – зона посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу»



Лава - 260 м, глибина - 450 м, відхід - 50 м.					
	0 м/0 м	5 м/ 0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	227 м/ 168	210 м/ 156	227 м/ 168	197 м/ 146	220 м/ 163
м	50	50	50	50	50
0	387,20	380,80	386,30	376,60	386,30
2	389,20	382,50	388,30	377,20	388,10
5	390,70	384,60	389,80	378,80	389,40
7	393,00	386,90	391,90	380,60	391,40
10	395,00	388,80	393,90	382,10	393,20
12	397,10	391,20	396,10	384,10	395,20
15	399,10	393,10	398,10	386,00	397,10
17	401,40	395,50	400,30	388,10	399,10
20	403,50	397,30	402,40	390,00	401,00
22	405,80	399,70	404,60	392,20	403,00
25	407,80	401,50	406,60	394,00	404,80
27	410,00	403,70	408,80	396,20	406,90
29	412,00	405,60	410,70	398,00	408,60
32	414,20	407,80	413,00	400,30	410,70
34	416,10	409,70	415,00	402,30	412,70
37	418,40	412,00	417,10	403,80	414,70
39	420,20	413,70	418,90	405,60	416,40
42	422,40	416,00	421,10	408,00	418,60
44	424,20	417,70	422,90	409,90	420,40
47	426,40	420,00	425,30	412,30	422,70
49	428,50	422,00	427,20	414,40	424,60
51	430,00	423,60	428,70	415,90	426,00
54	431,80	425,30	430,60	417,60	427,80
56	434,30	427,80	433,00	420,00	430,10
59	436,30	429,60	435,00	422,10	432,10
61	438,80	432,30	437,50	424,70	434,70
64	440,90	434,30	439,70	427,00	436,80
66	442,70	436,00	441,40	428,60	438,50
69	444,80	438,00	443,60	430,60	440,60
71	447,40	440,80	446,10	433,40	443,20
74	449,70	442,90	448,40	435,40	445,40
76	451,70	444,90	450,50	437,50	447,30
78	454,30	447,40	453,10	439,90	449,90
81	457,30	450,30	455,80	442,80	452,70
83	459,70	452,70	458,30	445,20	455,20
86	462,00	455,10	460,50	447,70	457,40
88	464,90	457,90	463,50	450,30	460,20
91	467,90	461,00	466,50	453,40	463,20
93	470,80	463,60	469,30	456,10	465,80
96	474,40	467,30	472,80	459,70	469,30
98	478,20	471,00	476,60	463,40	473,10
100	481,10	473,90	479,40	466,40	475,90
103	484,50	477,10	482,80	469,40	479,20
105	488,40	480,90	486,70	472,90	482,90
108	491,90	484,40	490,30	476,90	486,30
110	495,60	488,20	493,90	480,60	489,70
113	499,70	492,30	497,80	484,40	493,50
115	503,50	496,00	501,50	487,80	497,10
118	507,60	499,80	505,50	491,50	501,00
120	510,90	503,30	508,80	495,20	504,10
123	514,20	506,40	511,90	497,60	507,00
125	516,30	507,70	513,90	499,30	508,60
127	517,00	508,90	514,20	499,80	509,00
130	518,00	509,00	514,50	500,00	510,00

Рисунок Л.5 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в умовах довжини лави 260 м; глибини розробки 450 м; відстані відходу від монтажної камери 50 м:

 – зона посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу»

а


Лави - 305 м, глибина - 450 м, відхід - 10 м.					
	0 м/0 м	5 м/0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	25 м/19	20 м/15	15 м/11	10 м/8	20 м/15
м	10	10	10	10	10
0	342,2	337,9	339,5	334,6	343,5
2	341,3	337,0	338,6	333,8	342,5
5	340,8	336,6	338,1	333,2	342,0
7	340,1	335,9	337,5	332,3	341,3
10	339,0	335,0	336,3	331,4	340,2
12	338,7	334,1	335,9	330,7	339,8
15	337,9	333,8	335,1	329,9	338,9
17	337,5	333,5	334,8	329,6	338,6
19	336,8	332,9	334,1	329,1	337,9
22	336,6	332,3	333,8	328,7	337,6
24	336,2	332,0	333,6	328,6	337,4
27	336,2	331,6	333,5	328,5	337,5
29	335,8	331,4	332,9	328,1	337,1
31	335,5	331,5	332,9	327,8	336,8
34	335,2	331,4	332,6	327,5	336,3
36	335,3	331,2	332,7	327,4	336,4
39	335,0	330,9	332,3	327,1	336,1
41	335,1	330,9	332,6	327,2	336,2
44	334,9	330,8	332,4	327,2	336,0
46	335,2	331,0	332,7	327,4	336,3
48	335,3	331,2	332,7	327,5	336,4
51	335,8	331,6	333,3	327,9	336,8
53	335,6	331,5	333,2	327,9	336,6
56	336,0	331,8	333,4	328,2	337,0
58	336,1	331,9	333,6	328,3	337,0
61	336,8	332,6	334,2	328,8	337,6
63	337,2	333,1	334,7	329,3	338,1
65	338,1	333,9	335,5	330,1	338,9
68	338,4	334,3	335,9	330,7	339,3
70	339,0	334,8	336,5	331,2	339,9
73	339,5	335,2	337,0	331,7	340,3
75	340,5	336,2	338,0	332,7	341,3
77	341,3	337,1	338,8	333,6	342,2
80	342,5	338,4	339,9	334,8	343,4
82	343,3	339,1	340,7	335,7	344,2
85	344,5	340,2	341,9	336,7	345,2
87	345,6	341,4	343,0	337,9	346,3
90	347,1	342,9	344,4	339,3	347,7
92	348,2	344,1	345,6	340,6	348,9
94	349,9	345,6	347,1	342,0	350,3
97	351,5	347,3	348,6	343,7	351,9
99	353,3	349,1	350,5	345,5	353,7
102	355,0	350,7	352,1	347,1	355,3
104	356,8	352,5	353,9	349,0	357,0
107	358,6	354,4	355,7	350,8	358,7
109	361,1	356,8	358,0	353,2	361,1
111	363,5	359,2	360,3	355,5	363,4
114	366,2	361,9	362,8	358,0	366,0
116	368,8	364,4	365,3	360,7	368,4
119	371,6	367,0	367,9	363,4	371,0
121	374,7	369,9	370,7	366,2	373,9
123	377,9	373,1	373,8	369,4	376,8
126	380,8	376,1	376,6	372,2	379,7
128	384,3	379,6	379,9	375,5	382,9
131	387,7	383,2	383,2	378,7	386,2
133	391,4	386,7	386,6	382,3	389,7
136	394,9	390,0	389,7	385,5	392,9
138	398,5	393,6	392,9	388,7	396,2
140	402,0	397,1	396,2	392,0	399,5
143	405,6	400,5	399,2	394,8	402,7
145	409,0	403,6	402,1	397,6	405,7
148	411,4	406,3	404,1	400,0	407,8
150	413,8	408,5	406,0	402,0	409,8
152	414,5	409,0	407,0	403,0	410,4

б

Лави - 305 м, глибина - 450 м, відхід - 20 м.					
	0 м/0 м	5 м/0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	50 м/37	40 м/30	50 м/37	30 м/22	44 м/33
м	20	20	20	20	20
0	351,7	347,4	351,8	342,6	352,7
2	351,7	346,8	351,6	342,4	352,4
5	351,8	347,2	351,7	342,4	352,4
7	351,3	346,6	351,2	341,3	352,0
10	350,8	346,4	350,6	340,8	351,3
12	350,6	346,1	350,4	340,6	351,1
15	350,2	345,7	350,0	340,1	350,7
17	350,0	345,5	349,9	340,0	350,5
19	349,8	345,2	349,6	339,6	350,1
22	349,8	345,3	349,6	339,4	350,0
24	349,7	345,1	349,4	339,1	349,8
27	349,8	345,2	349,3	338,9	349,9
29	349,6	345,0	349,2	338,7	349,7
31	349,7	345,2	349,4	338,6	349,8
34	349,8	345,1	349,6	338,7	349,8
36	350,1	345,3	349,7	339,2	350,0
39	350,0	345,3	349,7	339,3	350,0
41	350,3	345,7	350,0	339,4	350,3
44	350,4	345,8	350,2	339,9	350,4
46	350,9	346,3	350,6	340,3	350,8
48	351,3	346,3	350,9	340,2	351,0
51	351,6	346,7	351,1	340,8	351,4
53	351,9	347,2	351,5	341,4	351,9
56	352,2	347,6	351,9	341,7	352,2
58	352,6	347,9	352,2	342,1	352,5
61	353,2	348,7	353,0	342,8	353,1
63	353,9	349,1	353,6	343,5	353,6
65	354,5	349,9	354,3	344,2	354,4
68	355,1	350,5	355,0	344,9	355,1
70	355,8	351,3	355,5	345,6	355,8
73	356,5	351,7	356,2	346,1	356,4
75	357,5	352,9	357,4	347,2	357,4
77	358,6	353,9	358,4	348,2	358,3
80	359,6	354,9	359,4	349,2	359,2
82	360,6	355,9	360,2	350,1	360,2
85	361,7	357,1	361,2	351,1	361,1
87	362,8	358,0	362,3	352,4	362,2
90	364,2	359,6	363,9	353,9	363,8
92	365,9	361,1	365,6	355,5	365,6
94	367,2	362,5	367,0	356,9	366,9
97	368,6	363,8	368,2	358,1	368,3
99	370,5	365,8	370,2	360,3	370,1
102	372,5	367,8	372,1	362,2	371,9
104	374,3	369,6	373,9	364,1	373,7
107	376,2	371,5	375,8	365,9	375,5
109	378,5	373,7	378,1	368,0	377,7
111	380,6	375,8	380,2	370,0	379,8
114	383,0	378,1	382,7	372,4	382,0
116	385,8	381,2	385,5	375,1	384,8
119	388,4	383,5	388,1	377,8	387,3
121	391,0	386,0	390,5	380,3	389,7
123	394,0	389,2	393,6	383,4	392,7
126	397,5	392,6	397,0	386,6	395,9
128	400,6	395,5	400,0	389,5	398,9
131	403,5	398,6	403,0	392,3	401,6
133	407,0	402,1	406,6	395,8	405,0
136	411,0	405,8	410,3	399,5	408,7
138	414,2	409,1	413,5	402,4	411,6
140	417,5	412,6	416,9	405,4	414,8
143	420,9	415,9	420,1	408,4	417,9
145	424,0	419,1	423,0	411,3	420,6
148	426,5	422,0	425,4	413,8	422,9
150	428,5	423,8	427,1	415,4	424,5
152	429,0	424,0	427,7	415,8	425,0

Рисунок Л.6 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в умовах довжини лави 305 м; глибини розробки 450 м; відстані відходу від монтажної камери:

а – 10 м; б – 20 м:

 – зона посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу»

а

м	Лави - 305 м, глибина - 450 м, відхід - 30 м.				
	0 м/0 м	5 м/0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	92 м/ 68	78 м/ 58	88 м/ 65	64 м/ 48	88 м/ 65
	<b>30</b>	<b>30</b>	<b>30</b>	<b>30</b>	<b>30</b>
0	365,1	360,1	364,3	355,8	365,5
2	365,1	360,0	364,3	355,7	366,0
5	364,9	359,9	364,0	354,7	365,0
7	365,2	360,3	364,2	354,2	365,1
10	365,3	360,4	364,3	354,3	365,1
12	365,6	360,7	364,7	354,4	365,2
15	365,7	360,7	364,7	354,3	365,3
17	366,1	361,2	365,1	354,5	365,5
19	366,3	361,2	365,1	354,5	365,6
22	366,7	361,7	365,5	355,0	365,8
24	367,0	361,8	365,8	355,1	366,0
27	367,5	362,4	366,3	355,5	366,4
29	367,9	362,6	366,6	355,7	366,7
31	368,4	363,3	367,2	356,4	367,2
34	368,7	363,5	367,4	356,4	367,6
36	369,2	364,3	368,1	356,7	368,2
39	369,6	364,5	368,5	357,4	368,5
41	370,2	365,2	369,1	358,3	369,1
44	370,6	365,6	369,5	358,7	369,5
46	371,4	366,3	370,3	359,5	370,2
48	372,0	366,9	370,9	359,9	370,7
51	372,6	367,4	371,5	360,5	371,2
53	373,2	368,0	372,2	360,8	371,8
56	373,8	368,5	372,5	361,1	372,3
58	374,4	369,0	373,0	361,8	372,9
61	375,1	369,8	374,0	363,1	373,8
63	375,9	370,4	374,6	363,7	374,4
65	376,9	371,3	375,5	364,6	375,4
68	378,0	372,8	376,7	365,7	376,5
70	378,9	373,6	377,6	366,7	377,4
73	379,6	374,2	378,4	367,4	378,1
75	380,6	375,3	379,5	368,6	379,2
77	381,6	376,1	380,5	369,5	380,1
80	382,8	377,2	381,7	370,9	381,3
82	384,2	378,6	383,1	372,1	382,7
85	385,2	379,9	384,1	373,4	383,8
87	386,3	381,0	385,1	374,3	384,8
90	387,9	382,4	386,7	375,9	386,2
92	389,5	384,2	388,3	377,4	387,9
94	390,9	385,6	389,6	379,0	389,2
97	392,3	387,0	391,0	380,2	390,6
99	394,2	388,8	392,9	382,2	392,5
102	396,4	390,8	395,1	384,3	394,7
104	398,1	392,8	396,9	386,2	396,5
107	400,0	394,6	398,8	388,0	398,4
109	402,3	396,8	401,0	390,1	400,5
111	404,4	399,1	403,2	392,1	402,6
114	406,7	401,3	405,5	394,6	404,8
116	409,4	404,2	408,2	397,2	407,4
119	411,9	406,6	410,8	399,9	409,9
121	414,7	409,2	413,5	402,4	412,6
123	417,7	412,0	416,3	405,3	415,3
126	421,0	415,4	419,5	408,5	418,4
128	424,1	418,5	422,6	411,5	421,3
131	427,3	421,6	425,9	414,6	424,4
133	430,7	425,0	429,1	417,7	427,6
136	434,5	428,8	432,7	421,4	431,2
138	438,1	432,5	436,3	424,8	434,6
140	441,4	435,9	439,6	427,6	437,8
143	444,8	439,4	442,9	431,0	440,9
145	447,8	442,6	445,9	434,1	443,7
148	450,2	445,3	447,9	435,9	445,8
150	451,8	446,9	449,7	437,5	447,1
152	452,0	447,1	450,0	437,7	447,3

б

м	Лави - 305 м, глибина - 450 м, відхід - 40 м.				
	0 м/0 м	5 м/0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	200 м/ 148	170 м/ 126	194 м/ 144	142 м/ 105	184 м/ 136
	<b>40</b>	<b>40</b>	<b>40</b>	<b>40</b>	<b>40</b>
0	380,1	375,2	379,8	370,4	380,0
2	380,8	376,2	380,5	370,8	380,6
5	381,8	376,3	381,4	370,7	381,3
7	382,8	377,0	382,2	370,9	382,0
10	383,6	377,8	383,0	371,7	382,6
12	384,5	378,9	383,9	372,6	383,5
15	385,4	379,6	384,9	373,0	384,1
17	386,4	380,8	385,7	374,0	384,8
19	386,9	381,6	386,4	374,4	385,6
22	388,0	382,5	387,3	375,4	386,5
24	388,9	383,1	387,7	375,8	386,8
27	389,8	384,1	388,9	376,8	387,8
29	390,8	385,2	390,0	377,9	388,8
31	391,7	386,2	390,9	378,8	389,6
34	392,7	387,0	391,9	379,8	390,6
36	393,6	387,9	392,8	380,7	391,4
39	394,6	388,9	393,6	381,7	392,2
41	395,6	389,7	394,7	382,5	393,1
44	396,6	391,1	395,7	383,4	394,0
46	397,4	391,7	396,6	384,1	394,8
48	398,4	392,6	397,4	384,9	396,0
51	399,3	393,3	398,4	385,4	396,8
53	400,7	394,9	399,8	387,2	398,0
56	401,8	395,9	400,9	388,7	399,2
58	402,3	396,4	401,3	389,2	399,6
61	403,4	397,5	402,4	390,1	400,6
63	404,5	398,6	403,5	391,3	401,6
65	405,6	399,7	404,7	392,5	402,9
68	406,8	401,1	406,1	393,7	404,1
70	408,1	402,2	407,2	394,9	405,4
73	408,5	402,9	407,7	395,3	405,7
75	410,1	404,5	409,3	396,8	407,3
77	411,6	405,9	410,7	398,2	408,7
80	412,9	407,1	412,0	399,5	410,2
82	414,2	408,6	413,4	401,0	411,5
85	415,7	409,9	414,9	402,5	413,0
87	416,8	411,2	416,0	403,7	414,1
90	418,6	412,9	417,8	405,5	415,9
92	420,3	414,7	419,5	407,3	417,5
94	422,1	416,4	421,3	408,9	419,3
97	423,4	417,8	422,6	410,2	420,6
99	425,4	420,0	424,7	412,2	422,6
102	427,5	422,0	426,8	414,4	424,8
104	430,0	424,2	429,2	416,8	427,2
107	431,8	426,3	430,9	418,9	428,9
109	434,3	428,6	433,5	421,2	431,3
111	436,1	430,6	435,3	423,1	433,1
114	438,9	433,1	438,1	425,6	435,7
116	441,4	435,7	440,6	428,2	438,1
119	444,5	438,5	443,6	431,0	441,1
121	446,8	441,0	445,9	433,5	443,4
123	450,0	444,3	449,1	436,5	446,4
126	453,2	447,6	452,3	439,6	449,4
128	456,5	450,5	455,7	442,9	452,7
131	459,6	453,6	458,7	446,3	455,7
133	463,3	457,1	462,3	449,6	459,2
136	467,0	460,8	465,8	453,3	462,5
138	470,9	464,7	469,9	456,9	466,4
140	474,3	468,1	473,3	460,0	469,6
143	477,7	471,4	476,6	462,8	472,8
145	480,6	474,9	479,6	465,7	475,4
148	482,8	476,8	481,6	466,1	477,4
150	483,0	477,0	481,8	467,1	477,7
152	483,3	477,3	482,0	467,5	478,0

Рисунок Л.7 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в умовах довжини лави 305 м; глибини розробки 450 м; відстані відходу від монтажної камери:

а – 30 м; б – 40 м:

 – зона посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу»

Лави - 305 м, глибина - 450 м, відхід - 50 м.					
	0 м/0 м	5 м/0 м	5 м/30 м	30 м/0 м	30 м/30 м
	285 м/211	272 м/202	285 м/211	244 м/181	282 м/209
м	50	50	50	50	50
0	394,8	390,0	394,2	384,4	394,2
2	397,5	392,0	397,0	386,3	396,8
5	398,4	393,0	397,9	387,2	397,5
7	399,8	394,0	399,3	388,0	398,7
10	401,2	395,0	400,6	389,1	399,9
12	402,8	397,0	402,2	390,4	401,3
15	404,2	398,0	403,7	391,5	402,5
17	406,1	400,0	405,3	393,0	404,1
19	407,3	402,0	406,5	394,1	405,0
22	408,8	404,0	408,0	395,8	406,4
24	410,3	405,0	409,4	396,8	407,8
27	412,0	406,0	411,1	398,1	409,2
29	413,4	408,0	412,3	399,5	410,4
31	415,1	410,0	414,0	401,7	412,0
34	416,5	410,0	415,4	402,8	413,3
36	417,8	412,0	416,5	404,3	414,4
39	419,2	413,0	418,1	405,4	415,8
41	420,6	415,0	419,5	407,1	417,2
44	422,1	416,0	421,0	408,3	418,7
46	423,5	418,0	422,4	409,9	419,9
48	425,0	419,0	424,0	410,9	421,5
51	426,6	421,0	425,6	412,5	422,8
53	428,0	422,0	426,9	413,8	424,2
56	429,6	423,0	428,5	415,5	425,7
58	431,0	425,0	430,0	416,9	427,2
61	432,7	427,0	431,7	418,4	429,0
63	433,7	428,0	432,7	419,4	430,0
65	435,2	428,0	434,2	420,8	431,5
68	436,6	430,0	435,5	422,4	432,8
70	438,3	432,0	437,1	424,2	434,5
73	439,6	433,0	438,4	425,4	435,7
75	441,1	434,0	439,9	426,9	437,1
77	442,5	436,0	441,4	428,2	438,5
80	444,3	438,0	443,2	430,1	440,3
82	445,9	439,0	444,7	431,3	441,9
85	447,9	442,0	446,9	433,2	444,0
87	449,6	443,0	448,4	435,2	445,6
90	451,2	445,0	450,0	436,6	447,1
92	453,1	446,0	451,9	438,2	449,0
94	455,1	448,0	454,0	440,5	451,1
97	456,8	450,0	455,8	442,2	452,9
99	458,6	452,0	457,8	444,4	454,8
102	460,9	455,0	460,1	446,5	457,0
104	463,4	456,0	462,5	449,0	459,4
107	465,6	459,0	464,5	451,0	461,4
109	467,7	461,0	466,8	453,5	463,5
111	470,4	463,0	469,5	456,1	466,2
114	473,2	467,0	472,2	458,9	468,8
116	476,0	469,0	474,9	461,6	471,5
119	479,3	472,0	478,3	465,0	474,9
121	482,3	476,0	481,3	467,9	477,9
123	485,2	478,0	484,2	470,8	480,6
126	488,6	482,0	487,4	474,0	483,8
128	492,2	486,0	491,1	477,7	487,3
131	495,7	489,0	494,5	480,9	490,5
133	499,0	492,0	497,8	484,3	493,7
136	502,7	496,0	501,6	487,7	497,4
138	506,4	500,0	505,2	491,4	501,0
140	510,2	503,0	508,8	494,5	504,2
143	513,4	507,0	511,9	497,5	507,1
145	516,9	511,0	515,3	500,1	510,5
148	518,0	512,0	517,2	501,8	512,0
150	518,6	513,0	517,4	502,3	512,6
152	518,7	513,1	517,5	502,4	512,7

Рисунок Л.8 – Характер розподілу величини конвергенції бічних порід уздовж посадкового ряду гідростояків механізованого кріплення в умовах довжини лави 305 м; глибини розробки 450 м; відстані відходу від монтажної камери 50 м:

 – зона посадки секцій механізованого кріплення «на жорстку базу»

## **ДОДАТОК М**

**ГЕОЛОГІЧНИЙ РОЗРІЗ ДІЛЯНКИ 155 ЛАВИ ПЛАСТА С<sub>6</sub>  
ШАХТИ «СТЕПОВА» ПрАТ «ДТЕК ПАВЛОГРАДВУГІЛЛЯ»**

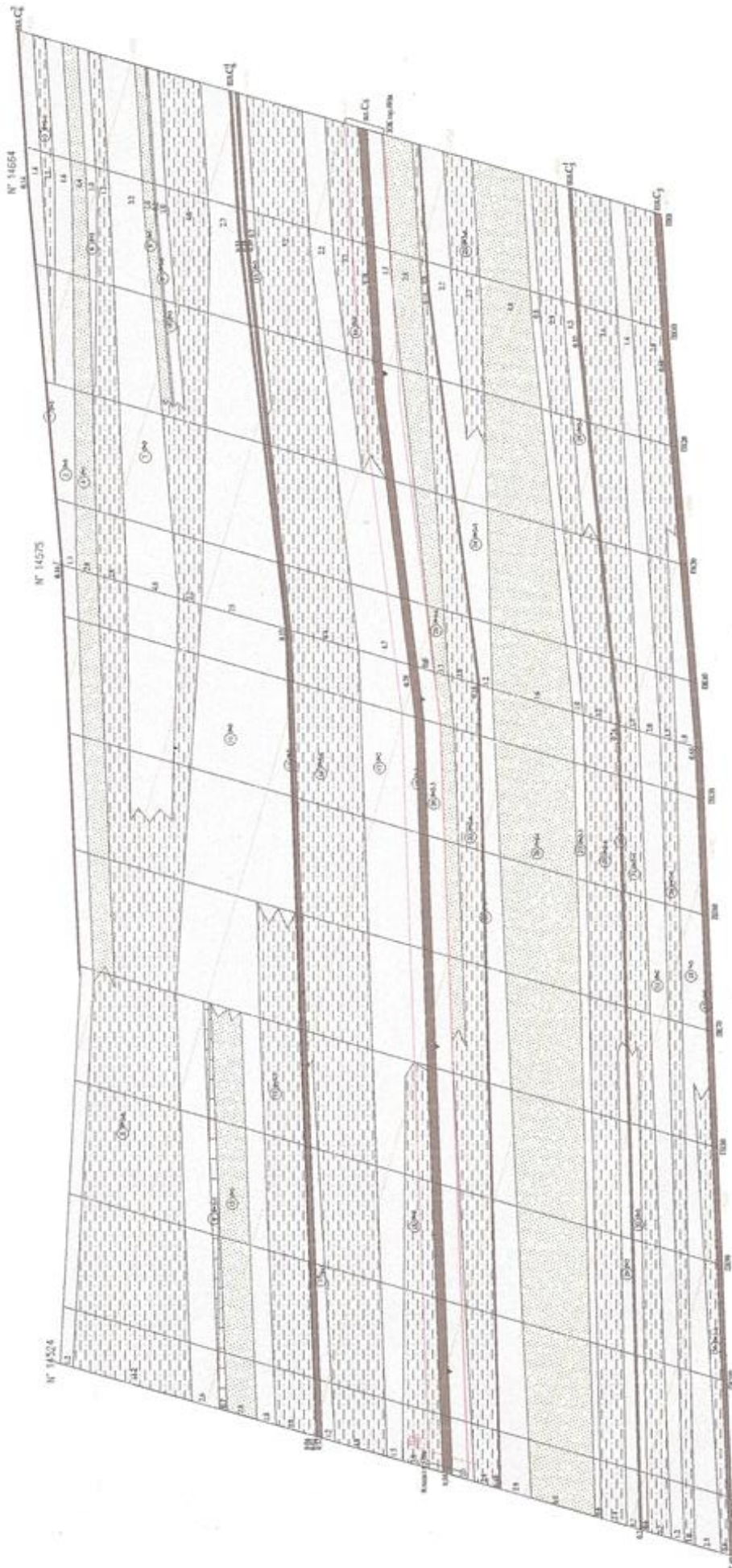


Рисунок М.1 – Геологічний розріз ділянки 155 лави пласта С<sub>6</sub> шахти «Степова»

ШУ «Першотравенське» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

## **ДОДАТОК Н**

**ПОРІВНЯННЯ РЕЗУЛЬТАТІВ ПРОГНОЗУ КОНВЕРГЕНЦІЇ БІЧНИХ  
ПОРІД З УРАХУВАННЯМ ТА БЕЗ УРАХУВАННЯ ГІДРАВЛІЧНОГО  
НАВАНТАЖЕННЯ**



Рисунок Н.1 – Порівняння результатів прогнозу №7 – 8 на ПК 178+1,5 м:

- без урахування гідравлічного навантаження
- гідравлічне навантаження – 800 кПа



## **ДОДАТОК П**

### **РЕЗУЛЬТАТИ ПОРІВНЯННЯ РОБОТИ ДВОХ ТИПІВ МЕХАНІЗОВАНОГО КРІПЛЕННЯ**

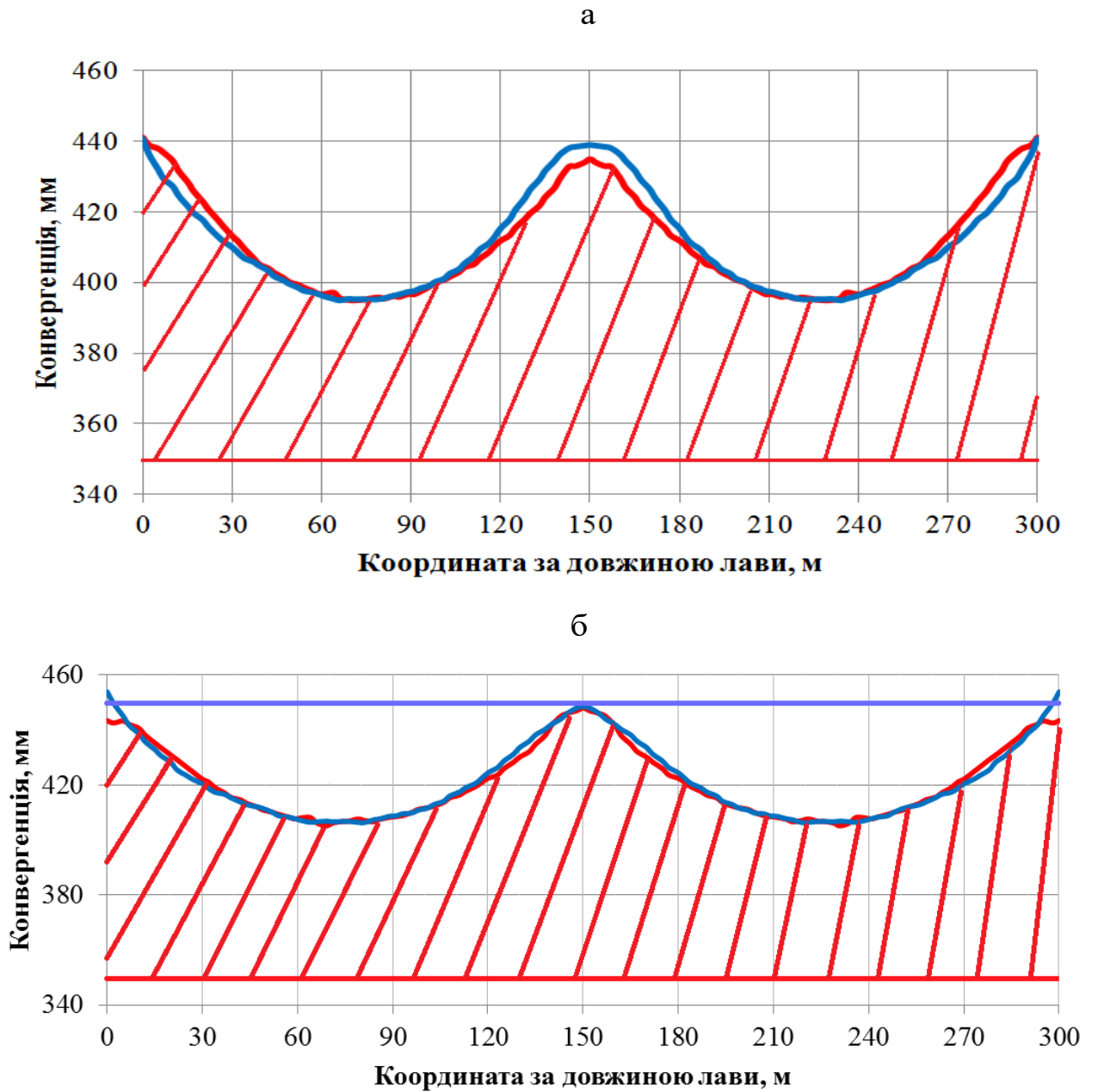


Рисунок П.1 – Результати порівняння роботи двох типів механізованого кріплення в умовах відходу:

а – 10 м (ПК 178+6,5 м); б – 15 м (ПК 178+1,5 м):

— КД-80; — Ostroj-70/125

— зона посадки механізованого кріплення Ostroj-70/125

— зона посадки механізованого кріплення КД-80

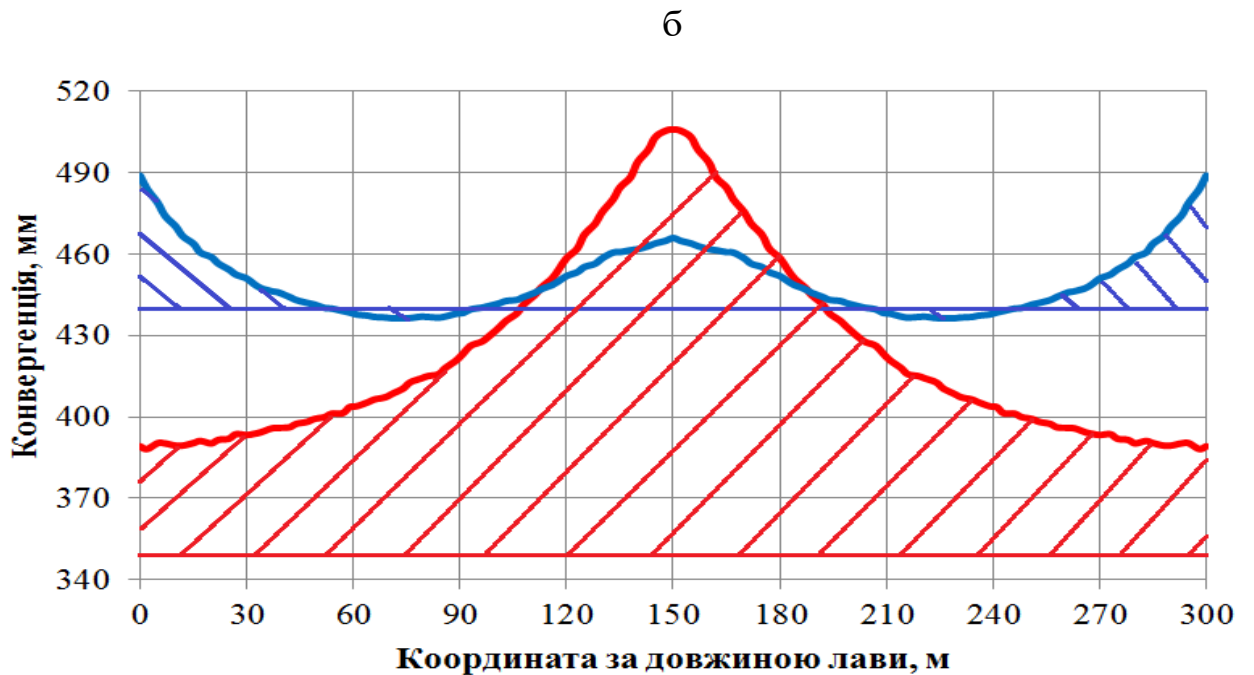
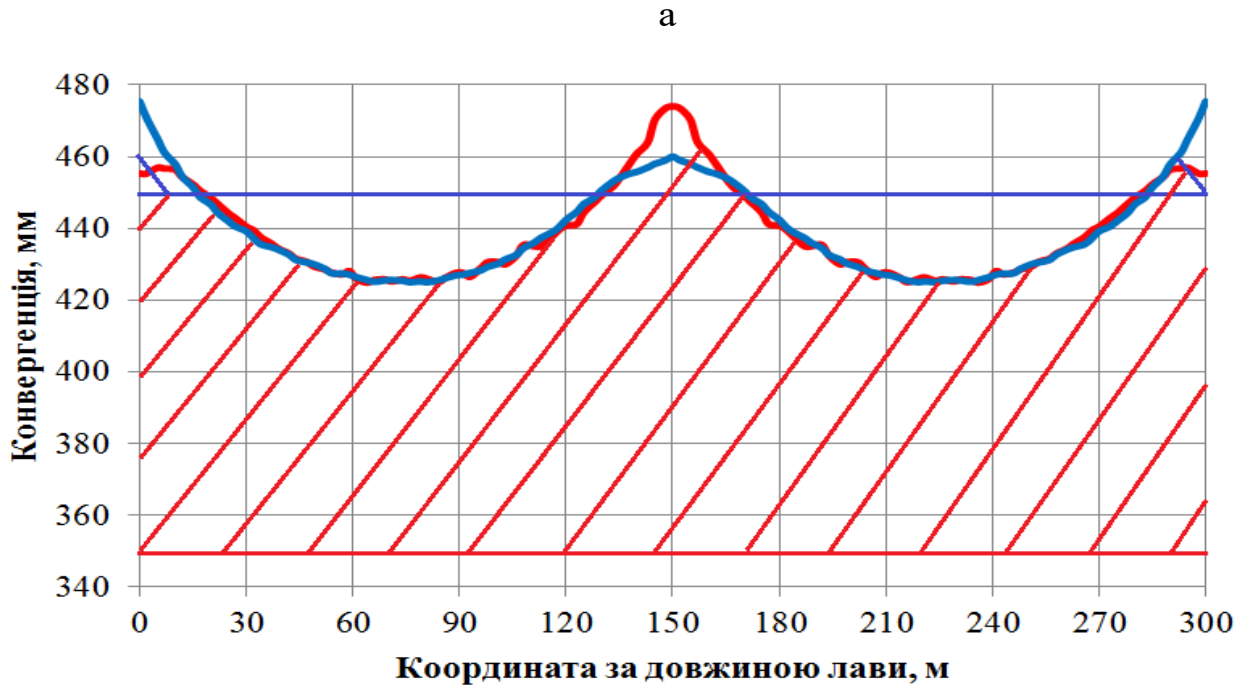


Рисунок П.2 – Результати порівняння роботи двох типів механізованого кріплення в умовах відходу:

а – 20 м (ПК 177+6,5 м); б – 25 м (ПК 177+1,5 м):

— КД-80, — Ostroj-70/125

— зона посадки механізованого кріплення Ostroj-70/125

— зона посадки механізованого кріплення КД-80

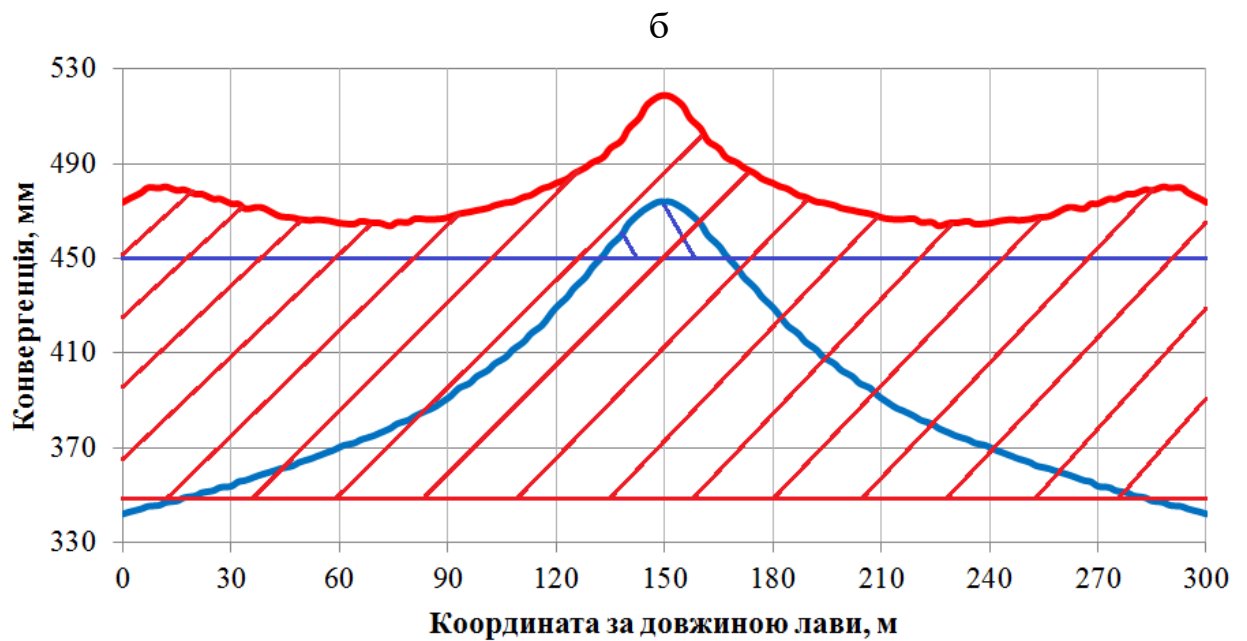
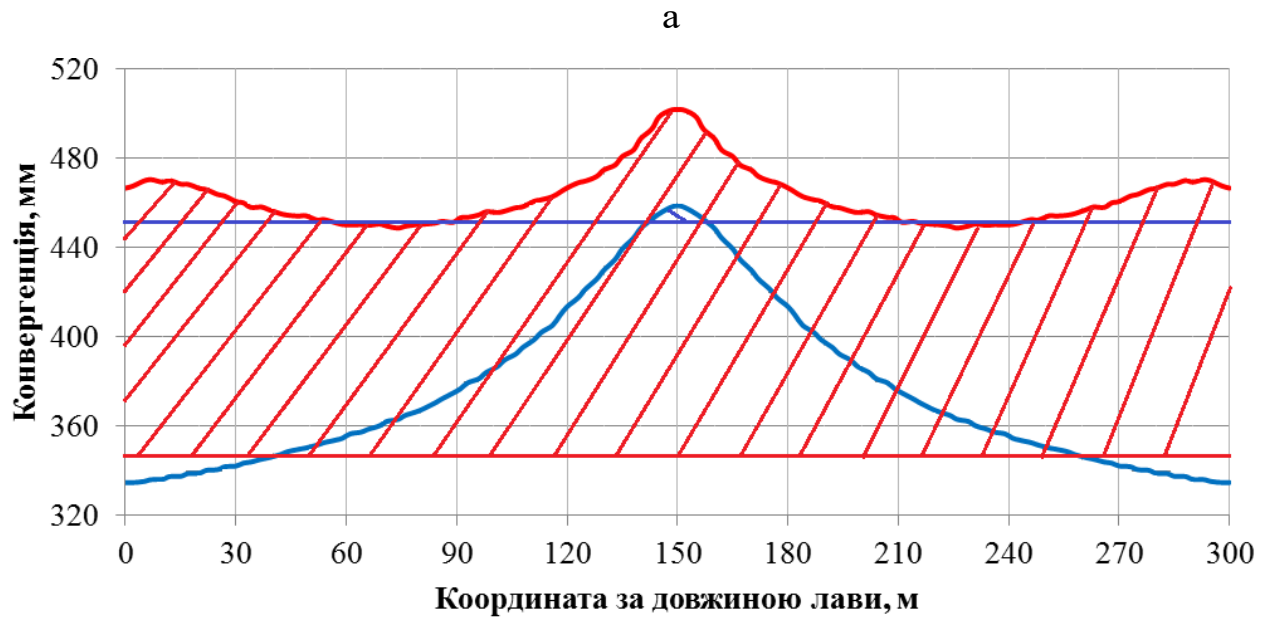


Рисунок П.3 – Результати порівняння роботи двох типів механізованого кріплення в умовах відходу:

а – 30 м (ПК 176+6,5 м); б – 35 м (ПК 176+1,5 м):

— КД-80, — Ostroj-70/125

— зона посадки механізованого кріплення Ostroj-70/125

— зона посадки механізованого кріплення КД-80

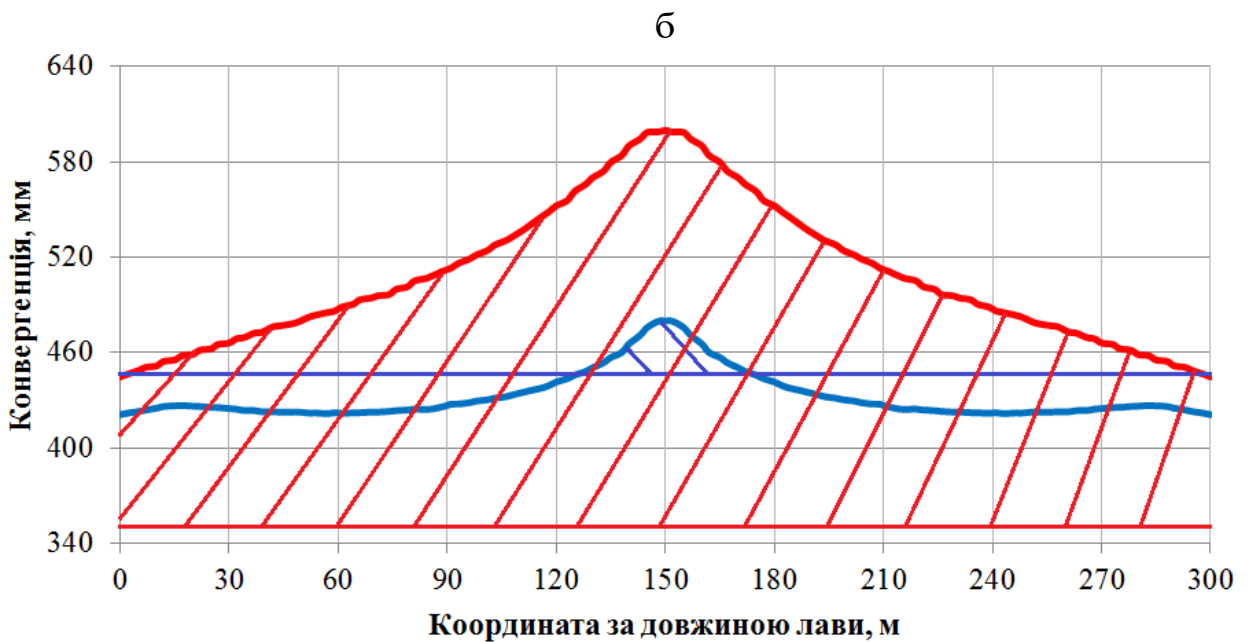
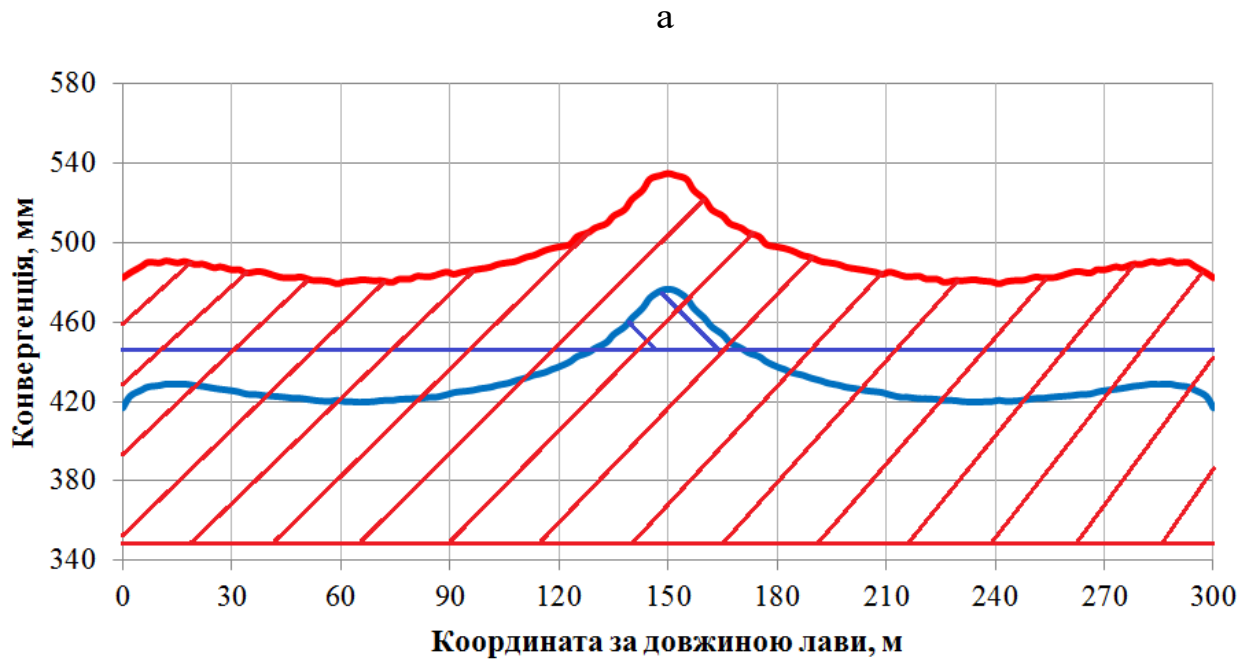


Рисунок П.4 – Результати порівняння роботи двох типів механізованого кріплення в умовах відходу:

а – 40 м (ПК 175+6,5 м); б – 45 м (ПК 175+1,5 м):

— КД-80, — Ostroj-70/125

— зона посадки механізованого кріплення Ostroj-70/125

— зона посадки механізованого кріплення КД-80

## **ДОДАТОК Р**

**ДОКУМЕНТИ, ЩО ПІДТВЕРДЖУЮТЬ ВПРОВАДЖЕННЯ  
РЕЗУЛЬТАТІВ ДИСЕРТАЦІЙНОЇ РОБОТИ**

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

Затверджую:

Головний інженер  
ШУ «Першотравневе»  
ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»



Білоусов О.Ю.

«15» липня 2022 рік

Затверджую:

Перший проректор  
НТУ «Дніпровська політехніка»



Павличенко А.В.

«21» липня 2022 рік

**РЕКОМЕНДАЦІЇ ЩОДО УБЕЗПЕЧЕННЯ ВІД ГІДРОСТАТИЧНОГО  
ПЕРЕВАНТАЖЕННЯ КРІПЛЕННЯ ЗА ДАНИМИ МОНІТОРИНГУ  
ВІДПРАЦЮВАННЯ ЛАВ, ОБЛАДНАНИХ ВОДОВИПУСКНИМИ  
СВЕРДЛОВИНАМИ І ШТУЧНОГО ФОРМУВАННЯ ВОДОТРИВКОГО  
ШАРУ ШЛЯХОМ ГІДРОРОЗРИВУ**

Науковий керівник  
д.т.н., професор.

Власов С.Ф.

Відповідальний виконавець  
аспірант

Молдаванов Є.В.

Дніпро  
2022 рік