

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

Кваліфікаційна наукова праця
на правах рукопису

Сачко Роман Миколайович

УДК 622.841

ДИСЕРТАЦІЯ
НАУКОВЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ
КОМПЛЕКСНОГО РОЗВАНТАЖЕННЯ МАСИВУ ПРИ
СПОРУДЖЕННІ ВИРОБОК НА ГЛИБИНІ ПОНАД 1000 м

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

_____ Р.М. Сачко

Науковий керівник
доктор технічних наук, професор
Ковалевська Ірина Анатоліївна

Дніпро – 2025

ЗМІСТ

ВСТУП	16
Розділ 1 ОБҐРУНТУВАННЯ НАПРЯМУ ПОЄДНАННЯ БЕЗПЕКИ І РЕСУРСОЗБЕРЕЖЕННЯ ПРИ СПОРУДЖЕННІ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК У ГАЗОДИНАМІЧНО АКТИВНОМУ ГІРСЬКОМУ МАСИВІ НА ГЛИБИНАХ ПОНАД 1000 м	23
1.1 Гірничо-геологічні та гірничотехнічні фактори сприяння розвитку газодинамічних явищ	23
1.2 Аналіз та обґрунтування ефективних засобів і способів запобігання газодинамічним явищам на великих глибинах	30
1.3 Аналіз структури технологій гірничих робіт при розробці викидонебезпечних пластів	35
1.4 Геомеханічне обґрунтування доцільності поєднання випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин при спорудженні виробок на глибинах понад 1000 м	37
1.5 Структурно-логічна схема реалізації мети та завдання досліджень	43
1.5 Висновки за розділом	46
Список використаних джерел до розділу 1	47
Розділ 2 МОДЕЛЮВАННЯ І АНАЛІЗ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ГІРСЬКОГО МАСИВУ ПРИВИБІЙНОЇ ЧАСТИНИ ТРАСИ ТА ВИРОБКИ. ВСТАНОВЛЕННЯ ТЕНДЕНЦІЙ ВПЛИВУ ВИПЕРЕДЖАЮЧИХ СВЕРДЛОВИН	56
2.1 Алгоритм проведення обчислювальних експериментів. Обґрунтування і розробка геомеханічної моделі польової виробки	56
2.2 Порівняльний аналіз напружено-деформованого стану гірського масиву навколо виробки за традиційної технології її спорудження та з використанням випереджаючих свердловин	61

2.2.1 Особливості впливу випереджаючих свердловин на поле вертикальних напружень	62
2.2.2 Особливості впливу випереджаючих свердловин на поле горизонтальних напружень	74
2.2.3 Особливості впливу випереджаючих свердловин на поле інтенсивності напружень	84
2.3 Логіка виникнення ефекту розвантаження викидонебезпечного гірського масиву за допомогою буріння випереджаючих свердловин	91
2.4 Узагальнення результатів обчислювальних експериментів	93
2.5 Висновки за розділом	96
Список використаних джерел до розділу 2	99

Розділ 3 МЕТОДИЧНІ ПРИНЦИПИ ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-

АНАЛІТИЧНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ ВПЛИВУ ВИПЕРЕДЖАЮЧИХ СВЕРДЛОВИН НА ЙМОВІРНІСТЬ ПРОЯВІВ ГЕОДИНАМІЧНИХ ЯВИЩ	102
3.1 Загальні положення узгодження результатів експериментальних та аналітичних досліджень	102
3.2 Особливості попереднього експериментального вивчення проявів геодинамічних явищ при спорудженні виробок	109
3.3 Результати прогнозу геодинамічних явищ за нормативними методами	117
3.4 Моделювання стану масиву біля прохідницького вибою пластової виробки	129
3.4.1 Обґрунтування і розробка геомеханічної моделі конвеєрного штреку	129
3.4.2 Відмінності поля вертикальних напружень	132
3.4.3 Відмінності поля горизонтальних напружень	137
3.4.4 Відмінності поля інтенсивності напружень	141
3.5 Висновки за розділом	145

Список використаних джерел до розділу 3	148
Розділ 4 МОДЕЛЮВАННЯ І ВИПРОБУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ	
КОМПЛЕКСНОГО РОЗВАНТАЖЕННЯ ПРИВИБІЙНОЇ	
ЧАСТИНИ ГАЗОДИНАМІЧНО АКТИВНОГО ГІРСЬКОГО	
МАСИВУ. МЕТОДИКА ВИБОРУ ПАРАМЕТРІВ	154
4.1 Геотехнологічні принципи та особливості моделювання	
комплексного розвантаження напруженого приви́бійного	
масиву при спорудженні виробки на глибині понад 1000 м	154
4.2 Аналіз напружено-деформованого стану приконтурного	
масиву і закономірності зміни його стану	157
4.2.1 Методичні особливості	157
4.2.2 Зміни поля вертикальних напружень	160
4.2.3 Зміни поля горизонтальних напружень	165
4.2.4 Зміни поля інтенсивності напружень	169
4.3 Експериментальні дослідження ефективності способу	
комплексного розвантаження приви́бійного масиву	173
4.3.1 Методика та аналіз результатів спостережень за	
проявами гірського тиску	173
4.3.2 Тенденції зміни енергії акустичного сигналу	179
4.3.3 Оцінка витрат енергії на руйнування порід	
прохідницького вибою	181
4.4 Обґрунтування та вибір параметрів технології комплексного	
розвантаження приви́бійного масиву при спорудженні	
виробки на глибині понад 1000 м	183
4.4.1 Основні методичні положення узагальнення результатів	
досліджень	183
4.4.2 Методика вибору параметрів технології комплексного	
розвантаження приви́бійних порід при спорудженні	
виробок на глибинах понад 1000 м	188

4.4.3 Приклади розрахунку параметрів комплексного розвантаження приви́бійного гірського масиву	194
4.5 Висновки за розділом	197
Список використаних джерел до розділу 4	199
ВИСНОВКИ	202
Додаток А. Методика вибору параметрів технології комплексного розвантаження газодинамічно активного гірського масиву при спорудженні виробок на глибинах понад 1000 м	210

АНОТАЦІЯ

Сачко Р.М. Наукове обґрунтування параметрів комплексного розвантаження масиву при спорудженні виробок на глибині понад 1000 м. – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття ступеня доктора філософії за спеціальністю 184 – «Гірництво», Національний технічний університет «Дніпровська політехніка», Міністерство освіти і науки України, Дніпро, 2025.

Представлена дисертація є закінченою науково-дослідною роботою, яка містить наукове обґрунтування практичних заходів щодо вирішення важливої науково-технічної задачі встановлення закономірностей зміни стану газодинамічно активного гірського масиву в процесі його розвантаження від небезпечних концентрацій гірського тиску шляхом поєднання дії випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин, що забезпечує зниження ризиків виникнення газодинамічних явищ (ГДЯ) при ресурсозбереженні у запропонованій технології спорудження виробок на глибинах понад 1000 м.

Одна з актуальних задач вугільної промисловості України полягає у безпечному, високотехнологічному та ресурсозберігаючому спорудженні гірничих виробок для своєчасної підготовки нових видобувних діляниць в гірничо-геологічних умовах, які ускладнені через газодинамічну активність вміщуючих порід та великий геостатичний тиск, що пов'язаний з веденням гірничих робіт на глибинах понад 1000 м.

У цьому сенсі аналіз науково-технічних видань сформував уявлення про доцільність удосконалення технології проведення гірничих виробок з комбінацією випереджаючих свердловин та розвантажувальних щілин, що мають головну функцію розвантаження гірського масиву по трасі виробки в умовах газодинамічної активності високонапружених вміщуючих порід. Доказова база ефективності цього способу розвантаження критично напруженого гірського масиву у привибійній частині виробки ґрунтується на поєднанні двох груп досліджень: обчислювальні експерименти мають за мету розрахунок і аналіз напружено-деформованого стану (НДС) прилеглого масиву з вивчення ступеня

впливу пропонуємих технічних заходів на процес його розвантаження; шахтні експерименти вивчають реальний стан прилеглого масиву за різних параметрів технології його комплексного розвантаження і обґрунтовують їх найбільш доцільні варіанти.

Для виконання першої групи досліджень розроблено алгоритм цілеспрямованого пошуку, обґрунтування і вибору раціональних параметрів комбінації розвантажувальних щілин та випереджаючих свердловин на основі застосування методу скінченних елементів (МСЕ) щодо розрахунку НДС масиву навколо виробки. За отриманими епіюрами компонент напружень визначаються найбільш напружені зони, які потребують розвантаження.

Створено методичні засади проведення обчислювальних експериментів та обґрунтовано параметри геомеханічних моделей відповідно до гірничо-геологічних умов об'єкта досліджень. Алгоритм аналізу результатів передбачає розробку низки моделей: з наявністю випереджаючих свердловин та без них; при комбінації розвантажувальних щілин з випереджаючими свердловинами та їх окрема дія; при спорудженні польової або пластової виробки. Це дало змогу більш об'єктивно та різнобічно визначити ступінь впливу параметрів запропонованої технології на процес розвантаження привибійної частини критично напруженого гірського масиву.

Порівняльний аналіз епіюр розподілу основних компонент напружень у привибійній зоні гірського масиву виконаний у низці найбільш інформативних площин перерізу кожної просторової геомеханічної моделі на ділянках вже спорудженої виробки та її траси попереду прохідницького вибою. Вивчені особливості розподілу у просторі вертикальних σ_y , горизонтальних σ_x і σ_z компонент та узагальнюючого показника – інтенсивності напружень σ . Встановлено відмінності параметрів полів НДС при порівнянні декількох варіантів спорудження виробки.

Загалом порівняльний аналіз доводить ефективність застосування випереджаючих свердловин завдяки бурінню всього трьох одиниць: небезпечні зони скорочуються від 34% до 62%. Виникнення такого ефекту розвантаження

критично напруженого масиву пояснено на простих логічних розрахунках утворення додаткових площин розкритої поверхні.

Обґрунтовані загальні положення об'єктивного узгодження результатів аналітичних і експериментальних досліджень, сформульовані шляхи побудови порівняльного аналізу їх результатів. Методично доведено, що непрямі експериментальні показники стану гірського масиву мають зв'язок з особливостями розподілу компонент його НДС, а великий об'єм вимірів і достатня кількість непрямих показників дає змогу провести об'єктивну оцінку ступеня адекватності і достовірності результатів моделювання МСЕ.

За чинними нормативними документами фіксувалися і вивчалися параметри сейсмоакустичного сигналу, початкова швидкість газовиділення, виходу вугільного штибу, утворення кернових дисків і періодичного «прихоплення» бурового інструменту. Узагальнюючий висновок – доцільно бурити випереджаючі свердловини до 15 м довжиною, що цілком узгоджується з довжиною розповсюдження аномалій гірського тиску по трасі виробки. Але великі стохастичні коливання експериментальних показників газодинамічної активності порід обґрунтовують приділення достатньої уваги результатам моделювання МСЕ, за якими доцільно визначити параметри способу розвантаження приви́бійного гірського масиву.

Підвищення ефективності реалізації мети роботи ґрунтується на комбінації двох способів розвантаження прилеглого до прохідницького вибою гірського масиву за допомогою випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин, що отримала назву «комплексне розвантаження». Для цього розкриті три геотехнологічні принципи одночасного розвантаження як прилеглих до вибою порід, так і в глибині масиву по трасі виробки. Виявлено позитивний вплив на стан масиву такої комбінації, який підтверджений аналізом полів розподілу основних компонент напружень. Запропоноване технічне рішення дає змогу розвинути доцільні напрями трьох взаємопов'язаних задач: перша – підсилити ступінь розвантаження приви́бійної частини гірського масиву, що знижує ризик виникнення газодинамічного явища; друга – означена частина літотипів навколо

прохідницького вибою більш інтенсивно знеміцнюється, що знижує енергоємність їх руйнування; третя – утворюється шар прилеглих до виробки розвантажених порід (по всьому її периметру), що знижує гірський тиск на кріплення виробки, – це підвищує її стійкість і обґрунтовує можливість економії ресурсів на кріплення і підтримку виробки.

Експериментальні дослідження запропонованого способу комплексного розвантаження підтвердили його доцільність за трьома напрямками безпечного і ресурсозберігаючого спорудження виробок у газодинамічно активному масиві гірських порід на великих глибинах:

- підвищена стійкість гірничих виробок – втрати площини поперечного перерізу знизилися на 18,2%;

- збільшення ступеня знеміцнення (зниження ризику виникнення ГДЯ) привибійного масиву підтверджено зменшенням енергії акустичного сигналу в діапазоні 7 – 58%;

- витрати електроенергії на руйнування привибійних порід знизилися на 19,5%.

За сукупністю аналітичних і експериментальних досліджень розроблено і впроваджено у технічну документацію ПРАТ «ШУ «Покровське» «Методику вибору параметрів технології комплексного розвантаження газодинамічно активного гірського масиву при спорудженні виробок на глибинах понад 1000 м». Для полегшення опанування методикою наведено приклади розрахунку параметрів щодо спорудження польової і пластової виробок. Очікуваний економічний ефект становить 4 млн грн.

Ключові слова: спорудження виробок, гірський масив, газодинамічна активність, геомеханіка розвантаження, моделювання, випереджаючі свердловини, розвантажувальна щілина, параметри.

Наукові праці, в яких опубліковані основні наукові результати дисертації:

*Статті у виданнях інших держав, що індексуються
в наукометричній базі даних Scopus і Web of Science:*

1. Symanovych, H., Odnovol, M., Yakovenko, V., **Sachko, R.**, Shaikhislamova, I., Reshetilova, T., & Stadnichuk, M. (2023). Assessing the geomechanical state of the main working network state in the case of undermining in the conditions of weak rocks. *Mining of Mineral Deposits*, 17(2), 91-98. <https://doi.org/10.33271/mining17.02.091>

Здобувач провів аналіз та узагальнення наукових робіт щодо отримання супутніх вуглевидобутку мінерально-сировинних ресурсів, зокрема прогнозування об'ємів газовиділення та утилізації метану.

2. Bondarenko, V., Kovalevska, I., Krasnyk, V., Chernyak, V., Haidai, O., **Sachko, R.**, & Vivcharenko, I. (2024). Methodical principles of experimental-analytical research into the influence of pre-drilled wells on the intensity of gas-dynamic phenomena manifestations. *Mining of Mineral Deposits*, 18(1), 67-81. <https://doi.org/10.33271/mining18.01.067>

Здобувачем впроваджено комплексний метод який складається з непрямих експериментальних методів досліджень стану прилеглого гірського масиву. Досліджено розподіл компонент напружено-деформованого стану системи «гірський масив – випереджаючі розвантажувальні свердловини»

3. Bondarenko, V., Kovalevska I., Sheka, I., & **Sachko, R.** (2023). Results of research on the stability of mine workings, fixed by arched supports made of composite materials, in the conditions of the Pokrovske Mine Administration. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 1156(1), 012011. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012011>

Здобувач взяв участь у розробці схеми розрахунку напружено-деформованого стану системи «масив – кріплення із композитних матеріалів».

4. Bondarenko, V., Kovalevska I., Symanovych H., **Sachko R.**, & Sheka I. (2023). Integrated research into the stress-strain state anomalies, formed and developed in the mass under conditions of high advance velocities of stope faces. *IOP Conference*

Series: *Earth and Environmental Science*, (1254), 012062.
<https://doi.org/10.1088/1755-1315/1254/1/012062>

Здобувачем проведено узагальнення особливостей деформування літотипів, формування аномалій в умовах високих швидкостей посування лав.

Матеріали міжнародних наукових конференцій:

5. Bondarenko, V., Kovalevska, I., Petlovanyi, M., Yakovenko, V., & **Sachko, R.** (2023). The use of injection fixing to prevent the roof rock inrush at the junction of longwall faces with extraction drifts. *XXXII Szkola Eksploatacyj Podzemnej* (27.02-01.03.2023). Krakow.

Здобувачем запропоновано методику досліджень зі зміцнення гірського масиву поліуретановими смолами.

6. Kovalevska, I., **Sachko, R.**, & Stoliarska, O. (2023). Substantiation of the optimal method for managing gas-dynamic phenomena at depths of more than 1000 m. In *XVI International Scientific & Practical Conference “Ukrainian School of Mining Engineering”* (pp. 17-18). Skhidnytsia, Ukraine. <https://doi.org/10.33271/usme16.017>

Здобувачем запропоновано технологію комплексного розвантаження масиву при спорудженні виробок на великих глибинах.

7. Симанович, Г., **Сачко, Р.**, & Малова, О. (2024). Концепція комплексного розвантаження масиву при спорудженні виробок на великих глибинах. В *Матеріалах XVII міжнародної науково-практичної конференції «Українська школа гірничої інженерії»* (с. 25-26). Східниця, Україна. <https://doi.org/10.33271/usme17.025>

Здобувачем запропоновано поєднання дії випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин з метою зниження ризиків виникнення газодинамічних явищ у запропонованій технології спорудження виробок на великих глибинах.

ABSTRACT

Sachko R.M. Scientific substantiation of the parameters for complex mass de-stressing when constructing mine workings at a depth above 1000 m. – Qualifying scientific work as a manuscript.

Dissertation submitted for the degree of Doctor of Philosophy in the specialty 184 – “Mining”, Dnipro University of Technology, Ministry of Education and Science of Ukraine, Dnipro, 2025.

The presented dissertation is a completed scientific-research work that provides substantiation of practical measures to solve the important scientific-technical task of identifying the patterns of changing the state of a gas-dynamically active rock mass in the process of its de-stressing from dangerous concentrations of rock pressure by combining the action of pre-drilled wells and de-stressing slots, thereby reducing the risks of gas-dynamic phenomena (GDP) manifestations with resource-saving in the proposed technology during the construction of mine workings at depths above 1000 m.

One of the most pressing challenges for the Ukrainian coal industry is the safe, high-tech and resource-saving construction of mine workings for the timely preparation of new mining sites in mining-geological conditions that are complicated by gas-dynamic activity of the host rocks and high geostatic pressure associated with the conduct of mining operations at depths above 1000 m.

In this sense, the analysis of scientific-technical publications has formed an idea of the expediency of improving the technology of conducting mine workings with a combination of pre-drilled wells and de-stressing slots, which have the main function of de-stressing the rock mass along the mine working route in the conditions of gas-dynamic activity of highly stressed host rocks. The evidence base for the effectiveness of this method of de-stressing a critically stressed rock mass in the mine working bottom-hole zone is based on a combination of two groups of studies: computational experiments are aimed at calculating and analyzing the stress-strain state (SSS) of the adjacent mass to study the degree of influence of the proposed technical measures on the process of its de-stressing; mine experiments study the real state of the surrounding

mass at different parameters of its complex de-stressing technology and substantiate their most appropriate options.

To perform the first group of studies, an algorithm has been developed for targeted search, substantiation and selection of rational parameters for a combination of de-stressing slots and pre-drilled wells based on the use of the finite element method (FEM) to calculate the SSS of the mass surrounding the mine working. The obtained stress component curves determine the most stressed zones requiring de-stressing.

Methodological principles for conducting computational experiments have been developed and the parameters of geomechanical models have been substantiated in accordance with the mining-geological conditions of the research object. The algorithm for analyzing the results involves the development of a number of models: with and without pre-drilled wells; when combining de-stressing slots with pre-drilled wells and their separate action; when constructing field or in-seam workings. This allows to more objectively and comprehensively determine the degree of influence of the proposed technology parameters on the process of de-stressing the bottom-hole zone of a critically stressed rock mass.

A comparative analysis of the distribution curves of the principal stress components in the bottom-hole zone of the rock mass is performed in a number of the most informative sectional planes of each spatial geomechanical model in the areas of the already constructed mine working and its route ahead of the tunneling face. The peculiarities of distribution in space of vertical σ_y , horizontal σ_x , σ_z components and generalizing indicator – stress intensity σ , have been studied. There are differences in the parameters of the SSS fields when comparing several options for the construction of a mine working.

In general, the comparative analysis proves the effectiveness of the use of pre-drilled wells: due to drilling of only three wells, hazardous zones are reduced from 34% to 62%. The occurrence of such an effect of de-stressing a critically stressed mass is explained by simple logical calculations of the formation of additional stripped surface planes.

The general provisions for the objective coordination of analytical and experimental research results have been substantiated, and ways of constructing a comparative analysis of their results have been formulated. It has been methodically proven that indirect experimental indicators of the rock mass state are related to the peculiarities of the distribution of its SSS components, and a large volume of measurements and a sufficient number of indirect indicators allow for an objective assessment of the degree of adequacy and reliability of the FEM modeling results.

According to the current normative documents, the recorded parameters of the seismic-acoustic signal and the initial outgassing velocity, coal dust yield, core disc formation and periodic “clamping” of drilling tool have been studied. The generalizing conclusion is that it is advisable to drill pre-drilled wells up to 15 m in length, which is consistent with the length of propagation of the rock pressure anomalies along the mine working route. However, large stochastic fluctuations in the experimental indicators of gas-dynamic activity of rocks give rise to sufficient attention to the results of FEM modeling, which are used to determine the parameters for the method of rock mass de-stressing in the bottom-hole zone.

Increasing the efficiency of achieving the research purpose – “complex de-stressing” – is based on a combination of two methods of de-stressing the rock mass adjacent to the tunnelling face using pre-drilled wells and de-stressing slots. For this purpose, three geotechnological principles of simultaneous de-stressing of both rocks adjacent to the face and in the depth of the mass along the mine working route have been identified. The revealed positive effect of such a combination on the mass state has been confirmed by the analysis of the distribution fields of the principal stress components. The proposed technical solution makes it possible to develop the expedient directions of three interrelated tasks: the first is to increase the degree of de-stressing the rock mass in the bottom-hole zone, which reduces the risk of gas-dynamic phenomenon occurrence; the second – the specified part of lithotypes around the tunneling face is more intensively weakened, which reduces the energy intensity of their destruction; third – a layer of de-stressed rocks adjacent to the mine working is formed (along its entire perimeter), which reduces the rock pressure on the mine working support – this

increases its stability and substantiates the possibility of saving resources for fastening and maintaining the mine working.

Experimental research of the proposed complex de-stressing method has confirmed its feasibility in three directions of safe and resource-saving construction of mine workings in a gas-dynamically active rock mass at great depths:

- increased stability of mine workings – cross-sectional plane losses decrease by 18.2%;

- an increase in the degree of weakening (a decrease in the risk of GDP occurrence) of the bottom-hole mass is confirmed by a decrease in the acoustic signal energy in the range of 7 – 58%;

- electricity consumption for the bottom-hole rock destruction decreases by 19.5%.

According to the totality of analytical and experimental studies, a methodology for selecting parameters of the technology for complex de-stressing a gas-dynamically active mass during the construction of a mine working at depths above 1000 m has been developed and implemented in the technical documentation of PJSC Mine Administration “Pokrovske”. To facilitate mastering the methodology, examples of calculating the parameters for the construction of field and in-seam workings are given. The expected economic effect is 4 million hryvnias.

Keywords: construction of mine workings, rock mass, gas-dynamic activity, geomechanics of de-stressing, modeling, pre-drilled wells, de-stressing slot, parameters.

ВСТУП

Актуальність теми. Вугілля як енергетичний ресурс залишається важливим фактором не тільки в середньостроковій перспективі, але і в більш тривалому періоді заміни традиційної номенклатури вуглеводнів за рахунок поширення технологій так званої відновлюваної енергетики. У цій перспективі Україна залишається залежною від такої складової її енергетичного балансу, як вугілля.

У геополітичній ситуації, що складається, потрібно вишукувати резерви стабілізації вуглевидобутку на потрібному рівні енергозабезпечення, що актуалізує ведення гірничих робіт на глибинах понад 1000 м в умовах газодинамічної активності порід вуглевмісного масиву.

Загальновідомі способи та засоби пониження рівня небезпеки виникнення ГДЯ мають у своєму арсеналі такий напрям, як розвантаження гірського масиву від надмірного геостатичного тиску під час спорудження гірничих виробок, особливо, на великій глибині. Цей напрям посилення безпеки гірничих робіт має потенційні можливості щодо одночасного створення умов підвищення стійкості гірничих виробок та економії енергоресурсів при їх спорудженні.

У роботі обґрунтовується можливість поєднання трьох вищевказаних позитивних факторів при розробці технології комплексного розвантаження привибійної частини гірського масиву випереджаючими свердловинами і розвантажувальними щілинами. Створення доказової бази перспективності способу комплексного розвантаження і обґрунтування його раціональних параметрів є актуальною триєдиною задачею посилення безпеки гірничопрохідницьких робіт з одночасним збільшенням ступеня стійкості виробок при зниженні витрат на руйнування порід в умовах їх газодинамічної активності на великих глибинах.

Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами. Дисертаційна робота виконана на кафедрі гірничої інженерії та освіти НТУ «Дніпровська політехніка» відповідно до Національного плану дій в галузі енергетики до 2030 року №687, затвердженим Міністерством енергетики та

вугільної промисловості України в 2018 році, і планом держбюджетних робіт Міністерства освіти і науки України в 2020 – 2024 роках: ГП-509 «Наукове та практичне обґрунтування оптимізаційних рішень при впровадженні інноваційних технологій мінімізації ризиків при закритті вугільних шахт» (№ держреєстрації 0122U001719), ГП-514 «Розробка геомеханічних моделей гірського масиву та інноваційних технологій комплексного видобутку мінеральних ресурсів вугільних шахт» (№ держреєстрації 0123U101808), ДТ-521 «Створення інформаційних та геомеханічних систем інноваційного видобутку корисних копалин у повоєнний період відновлення України» (№ держреєстрації 0124U000547), де автор був виконавцем.

Метою дисертаційної роботи є створення безпечних та ресурсозберігаючих умов спорудження гірничих виробок у газодинамічно активному гірському масиві на глибині понад 1000 м на базі обґрунтування параметрів способу комплексного розвантаження привибійної частини порід комбінацією випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин.

Для реалізації поставленої мети сформульовані та вирішені такі основні завдання дослідження:

- аналіз і узагальнення способів і засобів боротьби з ГДЯ та досвіду їх використання в умовах газодинамічно активного гірського масиву на великих глибинах;

- обґрунтування доцільності застосування напряду розвантаження привибійного гірського масиву від надмірного гірського тиску при спорудженні підземних виробок у ракурсі поєднання підвищення безпеки та ресурсозбереження прохідницьких робіт;

- створення багатоваріантних геомеханічних моделей розвантаження привибійного гірського масиву, розрахунок і аналіз його НДС;

- встановлення закономірностей процесу розвантаження перенапруженого гірського масиву за допомогою комбінації випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин;

– проведення багатопараметричних експериментальних досліджень стану газодинамічно активного гірського масиву на глибинах понад 1000 м;

– дослідно-промислова перевірка рекомендацій і розробка методики вибору параметрів технології комплексного розвантаження газодинамічно активного привибійного масиву при спорудженні гірничих виробок на великих глибинах.

Ідея роботи полягає у використанні встановлених закономірностей зниження концентрацій напружень у привибійному масиві під дією комбінації випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин для покращення умов безпеки з одночасним підвищенням техніко-економічних показників спорудження виробок.

Об’єкт досліджень – геомеханічна система, яка охоплює гірський масив навколо привибійної ділянки виробки, випереджаючі свердловини і розвантажувальні щілини, що споруджуються у прохідницькому вибої.

Предмет досліджень – процеси зміни полів напружень у привибійному гірському масиві під впливом випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин.

Методи досліджень. Для розв’язання поставлених завдань у роботі був використаний комплекс методів: аналіз і узагальнення сучасних досліджень геомеханічних процесів у газодинамічно активному масиві навколо гірничих виробок; моделювання стану привибійного масиву МСЕ, розрахунок і аналіз його НДС; багатопараметричні експериментальні дослідження стану масиву при проведенні виробок на глибинах понад 1000 м.

Наукова новизна отриманих результатів:

1. Вперше розкрито механізм зв’язку параметрів зон небезпечних концентрацій компонент НДС з текстурою і механічними властивостями літотипів привибійного масиву в процесі його комплексного розвантаження випереджаючими свердловинами і розвантажувальними щілинами.

2. Вперше встановлено закономірності впливу випереджаючих свердловин на параметри розповсюдження небезпечних концентрацій компонент НДС у шаруватому гірському масиві навколо прохідницького вибою гірничої виробки.

3. Вперше встановлено закономірності взаємодії випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин у напрямі мінімізації аномалій гірського тиску в межах перенапруженого привибійного масиву при спорудженні гірничих виробок на глибині понад 1000 м.

4. Вперше зазначено, що небезпечні концентрації інтенсивності напружень розташовуються переважно у площині та біля контуру траси виробки по усьому її периметру і виходять за межі контуру у покрівлю, боки та підшову на відстань, обернено пропорційну рівню концентрації, що зумовлює доцільність розташування як центральних, так і периферійних випереджаючих свердловин з розворотом по горизонталі і нахилом по вертикалі у бік приконтурних порід на кути, які мають прямо пропорційну залежність від розмірів зон небезпечних концентрацій за межами контуру виробки і обернено пропорційну залежність від довжини свердловини. Це дає змогу відносно рівномірно знизити напруженість основного небезпечного об'єму порід як усередині поперечного перерізу траси виробки, так і за її межами.

5. Виявлено, що розширення зони (як у поперечному, так і поздовжньому перерізах траси виробки) дії фіксованих концентрацій напружень зі зниженням їх максимумів має відповідно обернено і прямопропорційний зв'язок зі ступенем жорсткості літотипів, з яких складений привибійний масив; щільність зв'язку залежить від просторових координат масиву та величини концентрацій напружень. Встановлені закономірності дають змогу обирати доцільні параметри розташування випереджаючих свердловин, що одночасно реалізують три мети: часткове знеміцнення гірського масиву навколо прохідницького вибою для зниження навантаження на кріплення виробки і витрат енергії руйнування породи та обмеження імовірності виникнення ГДЯ за фактором великих геостатичних напружень порід на глибини понад 1000 м.

Наукове значення роботи полягає у вперше встановлених механізми розвитку і закономірностей впливу на обмеження параметрів розповсюдження небезпечних концентрацій компонент напружень у привибійному гірському масиві принципу поєднання дії випереджаючих свердловин і розвантажувальних

щілин, що разом сформували наукові гірничотехнічні положення безпечного і ресурсозберігаючого спорудження виробок у газодинамічно активних породах на глибині понад 1000 м.

Обґрунтованість і достовірність наукових положень, висновків і рекомендацій підтверджується коректністю постановки і розв'язанням поставлених завдань із використанням апробованих положень механіки гірських порід, технології проведення багатоваріантних обчислювальних експериментів на базі МСЕ, достатнім обсягом комплексних шахтних досліджень стану газодинамічно активного прилеглого гірського масиву, закономірностей проявів гірського тиску, та перевірки розроблених рекомендацій на експериментальних ділянках виробки: позитивні результати впровадження – втрата площини поперечного перерізу виробки знизилася на 18,2%, витрати електроенергії на руйнування привибійних порід скоротилися на 15 – 26%.

Практичне значення отриманих результатів:

- проведено багатопараметричні комплексні шахтні дослідження стану прилеглого газодинамічно активного гірського масиву в умовах спорудження виробки на глибині понад 1000 м; в результаті обґрунтовано заходи щодо відносно рівномірного пониження рівня напруженості прилеглих порід;

- обґрунтовані технологічні принципи поєднання дії випереджаючих свердловин з розвантажувальними щілинами, що дають змогу одночасно знизити небезпеку прохідницьких робіт, витрати енергії на руйнування привибійних порід і підвищити стійкість виробок при їх спорудженні у газодинамічно активному гірському масиві на глибині понад 1000 м;

- розроблено методику вибору параметрів технології комплексного розвантаження газодинамічно активного гірського масиву при спорудженні виробок на глибині понад 1000 м.

Реалізація результатів роботи. Результати дисертаційної роботи впроваджені у вигляді «Методики вибору параметрів технології комплексного розвантаження газодинамічно активного гірського масиву при спорудженні виробок на глибині понад 1000 м». Окремі положення роботи використані у

навчальному процесі при читанні лекцій за дисциплінами: «Теорія газодинамічних явищ», «Охорона праці», «Організація навчання та досліджень у сфері безпеки» студентам напряму «Гірництво».

Очікуваний річний економічний ефект від впровадження наукових розробок становить 4 млн грн. Частина автора при використанні рекомендацій становить 20% від загального економічного ефекту, тобто 800 тис. грн.

Особистий внесок здобувача полягає у формуванні проблеми, обґрунтуванні мети, ідеї, завдань досліджень, наукових положень, висновків і рекомендацій щодо їх практичної реалізації, особисто проведено аналіз і узагальнення заходів та методів досліджень щодо безпечного спорудження виробок у газодинамічно активному масиві гірських порід на великих глибинах; розроблений механізм стримування небезпечних концентрацій напружень за рахунок поєднання дії випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин; виявлені закономірності впливу параметрів технології комплексного розвантаження на рівень небезпечних напружень у прилеглому масиві. Автор брав безпосередню участь в організації і проведенні експериментальних досліджень, апробації та впровадженні результатів роботи. Текст дисертації викладено автором особисто.

Апробація результатів дисертації. Основні наукові результати дисертаційної роботи доповідалися та обговорювалися на міжнародних науково-технічних конференціях: Українська школа гірничої інженерії (Східниця, 2023, 2024), Школа експлуатації підземної (Краків, Польща, 2023), IV Міжнародна конференція зі сталого майбутнього: екологічні, технологічні, соціальні та економічні питання (ICSF 2023)» (Кривий Ріг, 2023), IV Міжнародна конференція «Актуальні питання гірничої науки та практики» (RMGET-2022) (Кривий Ріг, 2022), а також на науково-технічних нарадах шахт ТОВ «ДТЕК Енерго» і ПРАТ «ШУ «Покровське».

Публікації. Основні результати досліджень опубліковані у 7 наукових роботах, у тому числі 4 статті у спеціалізованих наукових виданнях, що

індексується в науково-метричній базі даних Scopus і Web of Science, 3 публікації в матеріалах міжнародних конференцій.

Структура та обсяг дисертації. Дисертація складається зі вступу, 4 розділів, висновків, списку використаних джерел зі 174 найменувань, додатку на 3 сторінках. Загальний обсяг дисертації – 212 сторінок, у тому числі 50 рисунків та 8 таблиць.

РОЗДІЛ 1

ОБҐРУНТУВАННЯ НАПРЯМУ ПОЄДНАННЯ БЕЗПЕКИ І РЕСУРСОЗБЕРЕЖЕННЯ ПРИ СПОРУДЖЕННІ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК У ГАЗОДИНАМІЧНО АКТИВНОМУ ГІРСЬКОМУ МАСИВІ НА ГЛИБИНАХ ПОНАД 1000 м

1.1 Гірничо-геологічні та гірничотехнічні фактори сприяння розвитку газодинамічних явищ

Історія розвитку видобутку вугілля в усьому світі свідчить про поступове збільшення глибини ведення гірничих робіт, за яких відбуваються різні газодинамічні явища. Їх основна сутність полягає у раптових швидкоплинних процесах руйнування привибійної частини прохідницького або очисного вибою з інтенсивним газовиділенням та нерідко посуванням гірських порід у порожнину виробки.

Найбільш небезпечні ГДЯ класифікують таким чином: раптові викиди вугілля, породи та газу метану. Ці явища наносять величезну школу життю шахтарів, створюють значні матеріальні та економічні збитки на гірничих підприємствах.

З точки зору ретроспективи проблема раптових викидів є актуальною протягом близько двох століть, тобто, з перших офіційних повідомлень на вугільних шахтах Франції і Бельгії [1]. У Російській імперії перший зареєстрований раптовий викид вугілля та газу відбувся у Донбасі на Юзівській шахті «Нова Смолянка» у 1906 році [2]. Надалі почалися роботи зі збору та накопичення статистичних даних про умови проявів викидів вугілля, породи та газу. Відомості про раптові викиди вугілля і газу у російській технічній літературі з'явилися ще у 1917 році, де автор видання розвивав уявлення, що причиною цих явищ є зони підвищеного тиску газу і ця ідея лягла в основу подальшої розробки так званої «газової гіпотези».

Надалі, починаючи з 30-х років минулого століття, здійснювалось активне вивчення проблеми раптових викидів. Справа в тому, що в цей період в Донбасі

було зареєстровано понад тисячу раптових викидів вугілля, породи і газу. Одночасно з розробкою різних гіпотез було створено низку засобів із запобігання раптових викидів. У цьому сенсі відома гіпотеза «газових осередків» проф. Л.Н. Бикова, гіпотеза «залишкових тектонічних напружень» проф. І.М. Печука, а проф. Е.Я. Некрасовський запропонував враховувати декілька факторів: гірський тиск, газ і зовнішній імпульс.

У всьому світі викиди вугілля і газу є найбільш небезпечним лихом при підземній розробці покладів вугілля [3] – [8].

У роботі [9] проаналізовано 878 викидів, що відбулися на 22 вугільних шахтах Австралії. Стверджується, що більшість випадків пов'язані зі складними геологічними умовами. Ретроспективний аналіз світового досвіду стосовно раптових викидів та газових емісій на вугільних шахтах розглянутий у роботі [10] із залученням наукових праць [11] – [17]. На шахтах Канади [18] розвинений сейсмічний моніторинг і стверджується, що він залишається одним із найкращих інструментів з оцінки ризику раптового викиду породи. У статті [19] розглянуто аналіз і вивчення ГДЯ, що відбуваються з певною регулярністю на вугільних шахтах Іспанії. Досліджувався вплив вертикального і горизонтального гірського тиску, а також змін тиску газу метану. За комплексом експериментальних досліджень і фізичного моделювання розроблено газодинамічну модель та сформульовано умови раптового викиду [20].

Раптові викиди породи зареєстровані також під час будівництва тунелів [21]. Обґрунтовується уявлення, що причиною викидів є великі напруження у породному масиві [22] – [25]. У цьому зв'язку наведено [26] – [28] закордонний досвід застосування штучної нейронної моделі щодо прогнозування появи та інтенсивності раптових викидів. У роботах [29] – [31] розглянуто випадки раптових викидів гірської породи в глибоких вугільних родовищах.

У роботах [32] – [35] викладено результати досліджень МакНДІ в області газодинамічних явищ стосовно утворення вибухового середовища у гірничих виробках.

На базі сучасних уявлень сформульовано [36] основні фактори виникнення газодинамічних явищ:

- гірський тиск;
- газоносність і тиск газу в масиві гірських порід;
- фізико-механічні і фізико-хімічні властивості, геологічна будова та тектонічні порушення гірських порід.

Слід зауважити, що має велике практичне значення питання про вплив збільшення глибини розробки покладів вугілля на прояви викидонебезпеки. Це питання постійно розглядалося і розглядається багатьма фахівцями, але й дотепер єдиного погляду на нього немає. Так, В.І. Ніколін та інші фахівці стверджують, що викиди вугілля та газу зі збільшенням глибини розробки у Донбасі повинні припинитися. Однак інші фахівці (при використанні тих самих даних) стверджують про зворотне, – зі збільшенням глибини спостерігається закономірність підвищення інтенсивності та кількості викидів на один відпрацьований шахтопласт.

У підсумку треба зазначити, що за понад столітній період фундаментальних і різноманітних досліджень, які виконані багатьма поколіннями вчених, у тому числі й України, накопичений великий обсяг знань і досвіду в області теорії і практики боротьби з раптовими викидами та іншими газодинамічними явищами. Великий арсенал знань, практичних рішень про запобігання цим явищам, технології ведення гірничих робіт, безпечної її реалізації міститься у нормативному документі [37].

Однак у більшості публікацій практично не приділяється належної уваги питанню ресурсозбереження при веденні гірничих робіт у газодинамічно активному гірському масиві. А цей напрям потенційно закладений у сучасних баченнях впливових факторів і способів обмеження їхньої негативної дії. Мається на увазі напрям розвантаження прилеглого наднапруженого гірського масиву, що особливо актуально на великих глибинах. Поєднання складових безпеки та ресурсозбереження важливо з декількох причин:

- насамперед, небезпека прохідницьких робіт, за якої сучасні вимоги запобігання ГДЯ стосуються безперервного моніторингу стану прилеглого масиву

з використанням низки відомих способів і засобів; зазвичай, цей моніторинг уповільнює темп прохідницьких робіт;

– потрібно не тільки зберігати рівень задовільного стану виробки, а й за можливості його поліпшувати у ракурсі підвищення стійкості в умовах великого початкового геостатичного тиску на глибині понад 1000 м; для цього залучати існуючі способи розвантаження прилеглого масиву від надмірних напружень, що також є одним з напрямів запобігання ГДЯ;

– при залученні способу розвантаження прилеглого масиву бажано його частково знеміцнити як для запобігання ГДЯ, так і зниження потрібної енергії його руйнування в операціях прохідницького циклу.

Розгляд напряму розвантаження гірського масиву під кутом зору ресурсозбереження при спорудженні гірничих виробок має не тільки актуальність, а й певну новизну.

Явище раптового викиду вугілля, породи і газу спостерігається, зазвичай, за збігу низки факторів, які визначаються гірничо-геологічними і гірничотехнічними умовами. Існує думка, що вони залежать від петрографічного складу і фізико-механічних властивостей вугільних пластів і породи, їхньої стадії метаморфізму і газонасиченості, напружено-деформованого стану (НДС) масиву та інтенсивності технологічних процесів [37], [38].

Донині вважається доведеним, що локальний характер викидонебезпечних зон формується у певних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах. Петрографічний аналіз доводить, що вугільні пласти дуже неоднорідні за своїм складом і тому суттєво відрізняються за фізико-механічними властивостями. До найбільш викидонебезпечних відносяться пласти, що утворені крихким вугіллям: вітреновим та кsilовітреновим. Але існує думка, що безпечні і небезпечні пласти не розрізняються за багатьма властивостями, якщо ми говоримо про ділянки, які розташовані за межами викидонебезпечних зон. У той же час встановлено суттєву різницю у деформаційних властивостях викидонебезпечних і безпечних пластів вугілля, тобто, маєтся на увазі різниця щодо схильності до накопичення потенційної енергії.

Прояви викиду вугілля і газу в небезпечних зонах вказують на те, що фізико-механічні характеристики вугілля у викидонебезпечних і безпечних за викидами зонах пласта повинні суттєво відрізнятися, тобто порушене і непорушене вугілля мають різні властивості. Дійсно, з наведених у роботі [38] даних випливає, що у викидонебезпечних пластах міцність вугілля приблизно у 2 рази менша, ніж у безпечних за викидами зонах цих пластів. Інші показники [38] також вказують на суттєві відмінності при порівнянні порушеного і непорушеного вугілля.

Оскільки викид – це процес спонтанного самопідтримуючого руйнування і пересування зруйнованого матеріалу, то така робота може бути виконана тільки за рахунок реалізації потенціальної енергії, що міститься у вуглепородному масиві. Джерелом цієї енергії у вугільних пластах і породах є додаткова запасена мікроструктурою енергія деформації. Багато фахівців вважають, що джерелом потенціальної енергії є гірський тиск і енергія стисненого газу, що містяться у поровій порожнині літотипу. Це твердження називають загальновизнаним, бо немає підстав сумніватися в тому, що означені фактори можуть приймати участь у створенні викиду.

У випадку швидкого відторгнення породи на великій довжині буде звільнитися значна кількість потенціальної енергії, що на нашу думку [50] може призвести до раптового руйнування породи. Отже, для зменшення ймовірності викиду треба звільняти накопичену породним масивом потенціальну енергію невеликими порціями.

Основний висновок такий: при швидкому «відштовхуванні» породи потенціальна енергія породного масиву наближена до енергії пружної деформації, а при повільному вона наближена до пружної щодо виключно пружних матеріалів; для слабких порід ця енергія значно менша. Отже, роль запасеної пружної енергії при швидкому «відштовхуванні» масиву зводиться до подрібнення вугілля, а стисненому газу, що знаходиться у поровому просторі, відводиться роль динамічного фактора, який відповідальний за переміщення вугільних часток.

Вплив аномальних зон геостатичного тиску (при веденні гірничих робіт), як техногенний фактор дії на систему «вугілля – газ», досліджується багато десятиліть, і в результаті склалися такі уявлення.

У результаті ведення гірничих робіт при вилученні корисних копалин у геологічній товщі відбувається зсув підробленого масиву. Це призводить до перерозподілу напружень навколо гірничих виробок та виробленого простору. Дослідження НДС у вугільних пластах дали змогу встановити низку закономірностей у характері розвитку деформацій попереду вибою гірничої виробки з погляду механізму утворення раптового викиду. Встановлено, що попереду вибою виробки формується зона опорного тиску, у якій виділено три зони деформації масиву. У першій зоні, найбільш віддаленій від вибою, має місце пластичне деформування й ущільнення масиву. У міру підвищення тиску за рахунок закриття тріщин і пор масив стає більш монолітним і пружним. У другій, середній зоні, масив вичерпав пластичні та псевдопластичні деформації і поводить як пружне тіло. У третій крайовій частині пласта порушено рівновагу сил гірського тиску і відбувається витиснення вугілля у бік поверхні розкриття. У результаті підвищення тиску припиняється і власне зона опорного тиску зникає.

У крайовій частині пласта градієнт енергетичного потенціалу є комплексним показником і основним фактором у створенні газодинамічних явищ. Це підтверджується багаточисельними інструментальними вимірами напруженого стану масиву та газовиділенням у свердловини [5], [39] – [48].

Результати досліджень газовиділення у свердловини [47] дали змогу встановити взаємозв'язок інтенсивності газовиділення від параметрів зони опорного тиску на суміжних пластах. Але, не дивлячись на те, що характер газовиділення добре вивчений [37], [48], явище трансформації вуглепородної системи «вугілля – газ» у зоні опорного тиску практично не досліджено. Виняток становлять лабораторні дослідження з руйнування зразків вугілля в умовах розтягу – стиснення [49] – [52].

Таким чином, характер формування і проявів зони опорного тиску взаємопов'язаний з порушенням рівноваги напружень у структурі вугільних

пластів, їх порушенням і газовиділенням, тобто, з трансформацією вугільної речовини [5], [41], [53] – [54]. За характером інтенсивності самовитокі газу зі свердловини можливо судити про характер і ступінь прояву трансформації у системі «вугілля – газ», а інтенсивність газовиділення розглядати як один із критеріїв оцінки трансформації твердих вуглеводнів.

Розглянемо газодинамічний фактор як результат активізації системи «вугілля – газ» зовнішніми впливами. Відома низка гіпотез, у яких принципи обґрунтування механізму формування викиднебезпечного вугілля та протікання викиду вугілля і газу не співпадають, більше того – протирічають один одному. Це виникає тому, що, зазвичай, в основу гіпотез покладений будь-який із пріоритетних фізичних факторів. Наприклад, у деяких роботах пріоритетним параметром є енергія газу і газовий тиск; в інших – за основний параметр приймають енергію напруженого стану гірського масиву, або вважають, що першопричиною викидів є складне деформування частини пластів у зонах зрушення тощо.

Сучасні уявлення про фізику процесу розвитку і протікання газодинамічних явищ складаються із запасанням додаткової внутрішньої енергії з наступною активною генерацією газу вугіллям у результаті руйнування його структури. При розробці технології гідродинамічного руйнування викиднебезпечних вугільних пластів за допомогою свердловин додаткова внутрішня енергія була ефективно використана при дегазації та зниженні викиднебезпечності вугільних пластів [46], [55].

Розглядаючи гіпотезу викиднебезпечності фахівцями МакНДІ встановлено низку закономірностей. Так, аналіз практики ведення гірничих робіт вказує на вибірковість і локальність викиднебезпечності. Встановлений характер стрибкоподібної зміни газовиділення та його зниження після розбурення свердловини. Як впливає з експериментів, перебурення свердловини не призводять до порушення рівноважного стану у присвердловинній зоні. Однак, водночас при вилученні зруйнованого вугілля спостерігається різке стрибкоподібне збільшення швидкості газовиділення, що є наслідком вивільнення запасеної енергії

системою «вугілля – газ» при руйнуванні вугілля на більш дрібні фракції.

Деякі висновки з викладеного аналізу процесів раптових викидів вугілля, породи і газу стверджують таке. По-перше, в умовах великих глибин вугілля набуває нової властивості і характеризується як вуглегазова речовина, в якій газ має паритет у значенні хімічної та енергетичної сировини.

По-друге, трансформація твердих і досить рухомих компонентів вугілля супроводжується перетворенням вуглеводнів протягом усього вуглеутворювального процесу, в тому числі і в періоди впливу техногенних факторів. У випадку порушення рівноважного стану на міжфазних поверхнях система «вугілля – газ» переходить у режим фізико-хімічної активності.

По-третє, в умовах, коли частина вуглеводневих з'єднань перейшла у газоподібну фазу і газ з порового простору вийшов до відкритої поверхні, – відбулося явище природної дегазації.

По-четверте, сьогодні технологія підземної розробки вугільних родовищ по суті, не може забезпечити безпечне ведення гірничих робіт на великих глибинах за газовим фактором. Застосування різних засобів і способів зниження НДС вугільного масиву і його дегазації не дає змоги виключити природну межу розділу середовища «тверде – газоподібне». Ця межа переходу завжди присутня у вуглеводневій системі, а отже, завжди існуватиме ймовірність фазового переходу в режимі загострення. Навіть регіональні засоби запобігання газодинамічним явищам у масштабах шахтного поля мають локальне значення.

1.2 Аналіз та обґрунтування ефективних засобів і способів запобігання газодинамічним явищам на великих глибинах

Існуючі заходи щодо запобігання газодинамічним явищам і пов'язаним з ними аваріям формують додаткові виробничі та матеріальні витрати. Але вони значно менші за витрати на ліквідацію наслідків аварій, тим більше з людськими жертвами, внаслідок ігнорування вимог правил безпеки. Автори статті [56] вважають, що більшість ГДЯ сталася внаслідок дії людського фактору, коли технологічні процеси виймання вугілля в очисних вибоях, проведення гірничих

виробок, а також виконання комплексу заходів боротьби з ГДЯ залежать від суб'єктивного впливу самих працівників, від дотримання ними вимог нормативної документації щодо безпечного ведення гірничих робіт. Щоб підвищити їхню безпеку при розробці пластів, схильних до ГДЯ, в сучасних умовах необхідно:

- вдосконалити нормативно-правову базу із забезпечення безпеки ведення гірничих робіт на пластах;

- розробляти нові методики прогнозу та засоби запобігання ГДЯ.

Застосування існуючих заходів боротьби з ГДЯ однозначно зменшує темпи проведення підготовчих виробок [57] на тлі високопродуктивних очисних комплексів. До того ж маємо сказати про відсутність достатньо безпечної і високопродуктивної технології проведення виробок по пологих пластах, схильних до ГДЯ. У цьому сенсі автор [57] стверджує, що найефективнішим способом запобігання ГДЯ є гідродинамічний.

У результаті інтенсивного розвитку способів запобігання ГДЯ на шахтах Донбасу сформувався напрям нетрадиційних технологій впливу на напружені газонасичені середовища. Сутність цих технологій міститься у використанні енергії гірського масиву при виконанні заходів щодо запобігання раптових викидів вугілля і газу [55], [58], [59].

Впровадження на шахтах Центрального Донбасу нової нетрадиційної технології газодинамічного впливу [60] дало змогу отримати додаткову інформацію про реакцію масиву та його руйнування в умовах великих глибин.

У результаті промислової апробації технології гідродинамічного впливу (ГДВ) було розроблено багатосходинковий механізм гідродинамічного руйнування [46], який уперше в практиці ведення гірничих робіт дав можливість досягти явища – стаціонарні фази ланцюгової реакції саморуйнування [61] і його пересування вглиб масиву. У системі «вугілля – газ» це явище можна віднести до ефекту, протилежного газовому колапсу.

Головне завдання роботи полягає у розробці методики вибору доцільних параметрів при використанні однієї з технологій запобігання ГДЯ на глибинах

понад 1000 м. Тому буде доречим аналіз відмінностей у проявах газодинамічної активності вміщуючих порід.

Відомо, що на великих глибинах під впливом техногенних факторів у геологічній товщі гірського масиву відбуваються структурні перетворення не тільки викидонебезпечного вугілля, а й гірських порід. Найбільш небезпечні умови формуються у зонах підвищеного гірського тиску (ПГТ), який завжди утворюється при проведенні гірничих виробок.

Досвід застосування різних технологій запобіганню ГДЯ однозначно доводить, що відбувається збільшення витрат часу на виконання основних технологічних операцій і проведення заходів щодо їхнього запобігання. Внаслідок цього темпи спорудження гірничих виробок різко знижуються, іноді в кілька разів.

Результати класичних досліджень деяких закордонних вчених [62] – [64] поставили під сумнів постулат про вугілля як речовину, що містить в собі газ, а в умовах великих глибин виникають явища, які до цього часу не існували в природі. Тому при використанні сучасних методів досліджень виявилися нові особливості взаємодії вугілля і газу, пояснення яких неоднозначне і носить дискусійний характер.

На базі експериментальних і промислових випробувань нових способів і засобів дегазації, запобігання ГДЯ (особливо на великих глибинах), досліджень процесів зсуву та руйнування гірських порід встановлено низку закономірностей [39] – [41], [55] – [66] щодо керування станом вуглепородної товщі при динамічних проявах гірського тиску. В результаті тривалих спостережень та досліджень, що проведені фахівцями різних наукових центрів [53] – [67], [72], було запропоновано різні гіпотези і теорії, які сформувалися на основі уявлень про газодинамічні явища. Дотепер у дослідженнях раптових викидів вугілля, породи і газу невирішеним залишається питання, що є імпульсом ініціації ГДЯ – гірський тиск або енергетичний потенціал.

Що стосується технологій боротьби з ГДЯ, то на сучасному етапі активно розробляються способи і засоби гідровпливу. Принцип нагнітання води у вугільний пласт вперше був реалізований при підривних роботах [73], а зараз цей

принцип широко застосовується при боротьбі з ГДЯ [37]. Однак маємо досвід виникнення низки складних технологічних питань. Одним зі шляхів підвищення ефективності гідророзпушення є так зване каскадне нагнітання, що викладено в роботі [74]. Однак з викладених даних стає зрозумілим, що каскадне нагнітання рідини в підготовчих виробках не проводили, напевно тому, що є технологічно складним і дуже знижує темпи проведення виробок.

За останні десятиліття на шахтах Західного Донбасу найбільшого розвитку набули вже згадані гідродинамічний і гідроімпульсний способи, засновані на явищі періодично-зруйнованої кавітації [75] – [80].

Відомо, що фільтраційні властивості вугілля суттєво впливають на процес міграції рідини. Тут є два варіанти: за вільного руху рідини по тріщинах режим течії буде фільтраційним; за тиску, що перевищує міцнісні властивості вугілля, в ньому утворюються тріщини гідророзриву. При цьому практично неможливо якось контролювати, а тим більше керувати процесами тріщиноутворення і фільтрації рідини у тріщино-поровій структурі вугілля.

Отже, за негативної ситуації прориву рідини процес гідророзпушування не дає ефективних результатів. Якщо в очисних вибоях прорив рідини немає критичних ускладнень і в технологічних операціях можна перейти до гідровіджиму, то в підготовчих виробках це вимагає додаткових витрат, збільшує час на проведення заходів та суттєво знижує темпи проведення виробок. Ця особливість є основним недоліком високонапірного нагнітання рідини, що відповідно обмежує його використання при запобіганні ГДЯ [81].

Наразі сформовано думку, що розв'язання цієї проблеми полягає у використанні динамічних режимів нагнітання рідини, бо, як відомо, ефективність гідровпливу підвищується за імпульсного нагнітання.

Що стосується ретроспективи, то вперше (щодо підвищення безпеки підричних робіт) гідропідричний спосіб нагнітання був запропонований у Великобританії, ФРН і Бельгії. Також досліджено механізм розповсюдження гідровибухової дії на вугільний пласт. Надалі цей спосіб спробували поєднати з низьконапірним нагнітанням, але подальшого розвитку він не отримав.

У гірничій літературі відомі способи створення імпульсних ударів електричним розрядом [82] у заповненій водою свердловині. Експериментальні дослідження цього способу показали його перспективність, але при проведенні робіт з вибуховими речовинами й електроенергією виникли суттєві труднощі.

Досвід випробувань показав, що найбільш перспективним засобом є використання генераторів пружних коливань при дегазації вугільних пластів, але не обійшлося без виявлення низки суттєвих недоліків: відбувається втрата хвильової енергії у пристрої, що герметизує свердловину, а це призводить до значних обмежень застосування цього способу.

Простим механічним генератором пружних коливань є плунжерний насос, що створює пульсації подачі рідини. Застосовуються також генератори імпульсів тиску, що працюють на енергії стислого повітря, та електровібраційні [83], однак вони не отримали подальшого розвитку. Відома конструкція імпульсного нагнітання, яка призначена для знеміцнення і дегазації міцних вугільних пластів рідиною і при експериментальних випробуваннях довела свою ефективність, хоча й була низка недоліків.

У Німеччині і Великобританії [84] за джерело імпульсів було застосовано пневмогідроаккумулятори з імпульсами тиску до 35 МПа; аналогічні пристрої було розроблено в Бельгії [85], Франції та Україні [86] – [88].

У роботах [87], [88] обґрунтовано, що пристрої утворення в свердловині гідропульсацій частотою переривання потоку 5 – 20 Гц дають змогу підвищити ефективність роботи на експериментальному стенді.

У роботах [89] – [93] авторами розглянуто способи і технічні засоби запобігання викидам вугілля і газу при проведенні підготовчих виробок у газоносному вуглепородному масиві. Їхнім спільним недоліком є те, що вони виконані на стадії патентного пошуку та теоретичних досліджень.

Таким чином, аналіз існуючих розробок в області імпульсного нагнітання рідини вказує на малодослідженість режимів і параметрів цього процесу. До того ж вплив технологічних факторів взагалі не вивчений.

1.3 Аналіз структури технологій гірничих робіт при розробці викиднебезпечних пластів

Необхідно зазначити, що досить прискіпливу увагу ми приділили засобам і способам технології гідродинамічного попередження раптових викидів, бо наразі вона є «популярною» серед фахівців. Але існують й інші технології і для їх певного узагальнення розглянемо спочатку структурно-логічну схему [94] виконання противиکیدних заходів.

До звичайного технологічного циклу виробничих процесів очисних і прохідницьких робіт додають певний перелік виробничих процесів, що містять заходи щодо запобігання ГДЯ. Їхній склад може бути різним, але обов'язково з контролем НДС породного масиву та динамікою газовиділення.

Заходи щодо попередження виникнення ГДЯ можуть випереджати прохідницькі та очисні роботи (так звані регіональні заходи), або випереджати гірничі роботи в прохідницькому або очисному вибоях (локальні заходи – зазвичай зняття напружень перед вибоями). Складові елементи технології мають тісний зв'язок між собою й організаційно спрямовані на безпечне ведення гірничих робіт на пластах, схильних до раптових викидів вугілля, породи та газу. Складовими елементами технології гірничих робіт на викиднебезпечних пластах є:

- спосіб попереджувальної дії на масив та організація його виконання;
- підготовчі операції;
- виробничі процеси технологічного циклу з проведення виробок або виймання вугілля у вибої;
- заключні операції; контроль за станом вуглепородного масиву.

Локальні заходи щодо попередження раптових викидів поділяються на:

- утворення розвантажувальних свердловин або щілин;
- гідророзпушення;
- дегазацію;
- низьконапірне зволоження вугільного пласта;
- струсне підривання.

Контроль за станом вугільного масиву здійснюється по дебіту газу з контрольних свердловин і сейсмоакустичній емісії гірського масиву, який виконується безперервно протягом усього часу відпрацювання викидонебезпечного пласта. Самим надійним, ефективним і технологічним методом є відпрацювання так званих захисних пластів, радіус дії захисту яких залежить від потужності і фізико-механічних властивостей порід міжпластя, їхньої текстури та низки інших факторів. За відсутності захисних пластів широко застосовують випереджаючі розвантажувальні свердловини, або щілини. У Донбасі найбільш широко застосовують локальні методи запобігання раптовим викидам у підготовчих та очисних вибоях у вигляді гідророзпушення. Струсне висаджування вуглепородного масиву використовується переважно при переході геологічних порушень.

При застосуванні розвантажувальної щілини до неї пред'являються такі вимоги:

- висота щілини повинна змінюватися в інтервалі 70 – 120 мм;
- глибина щілини перевищує на 0,5 м такі параметри, як ширина охоплення вугледобувного комбайна або глибина виконавчого органу прохідницького комбайна;
- за складної будівлі вугільного пласта щілина утворюється по викидонебезпечній пачці або породному прошарку;
- на тонких і надтонких пластах допускається утворення розвантажувальної щілини по вміщуючих породах біля контакту з пластом.

З погляду організаційних заходів, то зазвичай передбачають виділення спеціальної зміни для виконання прогнозу і локальних способів запобігання викидам вугілля, породи і газу.

Наприкінці аналізу наявних локальних засобів і способів запобігання раптовим викидам вугілля, породи і газу потрібно нагадати, що практично всі вони призводять до різкого зниження швидкостей спорудження гірничих виробок, іноді в кілька разів. У цьому сенсі позитивно виділяється спосіб буріння випереджаючих розвантажувальних свердловин; звісно, ця технологічна операція потребує часу, але потім, при виконанні операції руйнування літотипів у вибої (чи то прохідницьким комбайном, чи то буропідричним способом), ефективність і

продуктивність цієї операції підвищується.

Що стосується розвантажувальних щілин, то їхнє спорудження легко може бути «вмонтоване» у схему обробки порід вибою виконавчим органом прохідницького комбайна: зазвичай насамперед вибурюється найменш міцний літотип, і ніщо нам не заважає зробити щілину (висотою відповідно до діаметру виконавчого органа) не лише по всій ширині виробки, а й у її боки на відстань, яку дає змогу стріла прохідницького комбайна. Тоді в бокових приконтурних породах теж відбувається розвантаження, а, як відомо, саме в боках виробки утворюються найбільші концентрації напружень, що дає змогу спрогнозувати більш сприятливі умови подальшого підтримання виробки.

Таким чином, поєднання випереджаючих свердловин з розвантажувальними щілинами має потенційну можливість не тільки обмежити ГДЯ, а й підвищити рівень стійкості виробки та в процесі її спорудження (за умов, якщо темпи проходки не знижуються) заощаджувати енергію руйнування літотипів завдяки їхньому попередньому частковому знеміцненню. У цьому полягає сутність запропонованого терміну «комплексне розвантаження» при одночасному розв'язанні трьох важливих завдань.

1.4 Геомеханічне обґрунтування доцільності поєднання випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин при спорудженні виробок на глибинах понад 1000 м

Загальновідомо, що при спорудженні гірничих виробок навколо них утворюються зони розвантаження у покрівлі й підшві та зони ПГТ у боках [95]. Сам прохідницький вибій завжди є додатковим концентратором напружень у зоні в бік ще непорушеного масиву й зумовлює деяке розвантаження у привибійній частині порожнини виробки. На підтвердження цих уявлень на рис. 1.1 наведено приклад епюри вертикальних напружень σ_y у гірському масиві навколо виробки, а на рис. 1.2 наведено приклад розподілу інтенсивності напружень σ (цей показник є узагальнюючим для оцінки НДС гірського масиву) для тієї самої геомеханічної моделі [93].

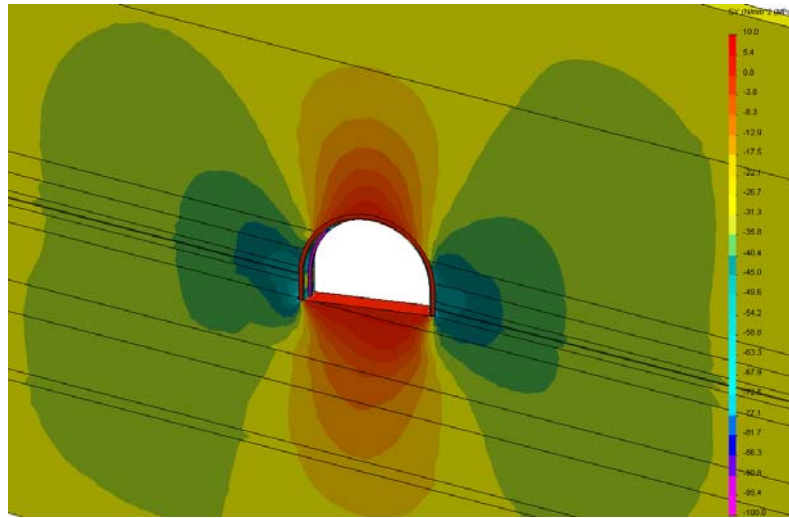


Рисунок 1.1 – Приклад розподілу вертикальних напружень σ_y у шаруватому гірському масиві навколо виробки

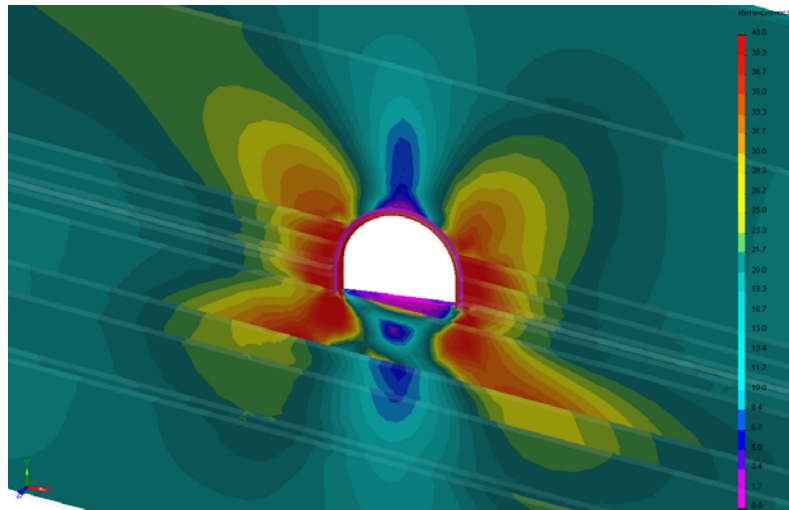


Рисунок 1.2 – Приклад розподілу інтенсивності напружень σ у шаруватому гірському масиві навколо виробки

Одним із головних факторів провокації ГДЯ більшість фахівців вважає гірський тиск, тож детальніше зупинимося на параметрах його аномалій навколо виробки. До речі, геомеханічна модель відображає НДС вуглепородного шаруватого масиву для умов Донбасу на глибині $H = 1200$ м, тобто, на тому ж діапазоні глибини ($H > 1000$ м), що відповідає завданню даної роботи.

Насамперед розглянемо особливості розподілу навколо виробки вертикальних напружень σ_y . У покрівлі виробки утворюється так звана зона розвантаження у формі склепіння, де вертикальні стискаючі напруження менші, ніж первинний

геостатичний тиск недоторканого масиву $\sigma_y = \gamma H = 30$ МПа. З наближенням до виробки ступінь розвантаження порід покрівле росте і на висоті 1,4 м стискаючі вертикальні напруження зникають ($\sigma_y \approx 0$). У подальшому з'являються розтягуючі σ_y , які сягають максимуму на контурі виробки $\sigma_y = 8 - 10$ МПа й однозначно утворюють низку техногенних тріщин. Такий стан порід покрівлі виробки сприяє помірному газовиділенню і не може провокувати раптові викиди.

Антологічна ситуація з розвантаженням порід спостерігається у підшві виробки з тією відмінністю, що тут зона понижених стискаючих σ_y і поява розтягуючих σ_y дещо більша за глибиною свого розповсюдження. Тобто, за тими ж ознаками зона розвантаження у підшві виробки не може брати участь у провокуванні раптових викидів вугілля, породи і газу.

Протилежні тенденції формування зон ПГТ спостерігаються у боках виробки (див. рис. 1.1). Тут утворюється концентрація стискаючих σ_y ($\sigma_y > \gamma H$), яка є небезпечною щодо провокування раптових викидів. Невеликий ступінь концентрації ($\sigma_y / \gamma H = 1,19 - 1,35$) розповсюджується у боках виробки на ширину до 10,8 м і висоту до 19,6 м. Така концентрація σ_y дає можливість прогнозувати руйнування вугільного пласта й аргіліту, або алевроліту з урахуванням відомої дії послаблюючих факторів тріщинуватості та зволоження ($\sigma_y = 36 - 41$ МПа) за нормативними документами [95]. Трохи більша концентрація $\sigma_y / \gamma H = 1,5 - 1,6$ розповсюджується по ширині до 2,6 м і по висоті до 3,7 м. У цій зоні діють стискаючі вертикальні напруження $\sigma_y = 45 - 48$ МПа, які по відношенню до викидонебезпечного пісковика мають неоднозначне тлумачення: зниження опору стиснення зволоженого пісковика дуже залежить від інтенсивності його тріщинуватості і може сягати ступеня знеміцнення у 2 – 3 рази. Зрозуміло, що таке зниження опору стиснення пісковика призведе до його руйнування з невідомими наслідками у плані провокації викиду. Дана зона концентрації σ_y має суттєві розміри і її потрібно розвантажувати першою.

Ближче до контуру боків виробки розташована зона з концентрацією $\sigma_y / \gamma H = 2,5 - 2,7$, яка поширюється на обмеженій ділянці шириною до 1,6 м і висотою до 1,3 м. Тут стискаючі $\sigma_y = 75 - 81$ МПа однозначно викликать перенапруження пісковику з подальшим його руйнуванням і постає велике питання про тип цього руйнування – миттєвий з викидом пісковику, або повільний. У даній зоні максимальні концентрації стискаючих σ_y і обов'язково необхідно провести заходи до зниження напружень.

Отже, приконтурні породи в боках виробки потребують розвантаження від концентрацій вертикальних напружень σ_y ; це розвантаження доцільно реалізувати шляхом буріння випереджаючих свердловин безпосередньо у вибої виробки, що споруджується. У даній технології головним є питання про раціональні параметри буріння розвантажувальних свердловин, бо такий спосіб цілком технологічний, не пов'язаний із використанням високонапірної рідини і може бути сумісним з деякими іншими операціями прохідницького циклу.

Поставлене завдання щодо вибору раціональних параметрів буріння випереджаючих розвантажувальних свердловин є досить складним і надалі доцільним є залучення методу скінченних елементів (МСЕ) з розрахунку НДС масиву навколо виробки, а наразі ці напрями цілеспрямованого пошуку раціональних параметрів вбачаються такими.

Перш за все, з наведених досліджень епюри σ_y постає очевидна вимога про буріння свердловин у кожному боці виробки. Напрямок буріння прогнозований і визначається такими умовами:

- у прохідницькому вибої гирло свердловини розташоване настільки близько до бічного контуру виробки, наскільки це дозволяють габарити бурового станка;
- розвантажити необхідно найбільш напружені приконтурні бокові породи, тому свердловина буриться під певним кутом відносно центральної поздовжньої осі виробки;
- найбільш доцільно, щоб переважна частина довжини свердловини охоплювала зони з найбільш високими концентраціями напружень σ_y , тобто, щоб

відстань свердловини (від бічного контуру виробки) змінювалася від 0 до 4,7 м – саме на цю ширину розповсюджується вже небезпечна концентрація $\sigma_y / \gamma H = 1,5$;

– при визначенні довжини свердловини за існуючими апробованими технологіями нескладно розрахувати кут її розвороту в горизонтальній площині;

– висота буріння свердловини від підосви виробки визначається координатами центральних частин зон концентрації σ_y і за наведеним прикладом вона становить близько 1,0 м.

Таким чином, наведений приклад обґрунтував параметри буріння випереджаючих свердловин на базі геомеханічних досліджень розподілу вертикальних напружень σ_y навколо виробки, що споруджується. Але епюра σ_y – це тільки один аргумент з обґрунтування параметрів буріння свердловин. Пропонується використати ще один фактор – епюру інтенсивності напружень σ , яка в геомеханічних дослідженнях завжди є узагальнюючим показником ступеня напруженості гірського масиву.

Аналіз епюри σ (див. рис. 1.2) доводить уже відоме нам існування зон розвантаження в покрівлі та підосві виробки, а також зон концентрації σ в її боках з деяким розповсюдженням у породи безпосередньої покрівлі та підосви вугільного пласта за межами виробки. Раніше було доведено, що зони розвантаження нас цікавлять мало, тому що вони не здатні спровокувати раптовий викид; тому основну увагу зосередимо на бічних зонах концентрації σ .

Найпоширеніша зона вже викиднебезпечної концентрації $\sigma / \gamma H = 1,5 - 1,6$ розповсюджується по ширині приконтурних порід доволі нерівномірно: безпосередньо в боках виробки – до 3,3 м, у безпосередній покрівлі (з боку виробки) – до 3,8 м, а у безпосередній підосві – до 7,2 м; щодо висоти зони зазначеної концентрації, то вона становила 10,8 м. Тобто, порівняно з параметрами розподілу σ_y ми маємо суттєво збільшену зону дії вже небезпечних концентрацій $\sigma / \gamma H = 1,5 - 1,6$.

Однозначно руйнівна концентрація $\sigma / \gamma H = 2,0 - 2,2$ розповсюджується по ширині до 2,8 м у бокових породах і до 4,2 м – у породах безпосередньої підосви.

Але найбільш викиднебезпечною є локальна зона приконтурних порід з максимально встановленою концентрацією $\sigma / \gamma H = 3,0 - 3,3$, яка у боках виробки розповсюджується до 0,8 м, а у безпосередній підшві – до 1,4 м; висота цієї зони має деякі переривання, а загалом становить 5,2 м.

Таким чином, на базі обчислювальних експериментів МСЕ ми можемо цілеспрямовано вести пошук раціональних параметрів розташування випереджаючих свердловин. Однак існує ще один фактор концентрації напружень – прохідницький вибій виробки і стосовно комплексності майбутніх рекомендацій необхідно розглядати і цей фактор.

Окремо треба зауважити, що випереджаючі свердловини розвантажують масив більш-менш рівномірно по їх довжині. Але збурення напружень за трасою виробки мають максимум концентрації біля прохідницького вибою, і в цьому сенсі вимога щодо рівномірного їхнього обмеження потребує додаткових розкритих поверхонь саме поблизу вибою, що і реалізується за допомогою розвантажувальної щілини.

На рис. 1.3 наведено схему впливу прохідницького вибою на розвиток аномалій гірського тиску біля нього; схему побудовано з використанням існуючих уявлень про механізм збурень біля вибоїв виробок різного призначення. Головною особливістю впливу є підвищення стискаючих напружень σ_y на ділянці від прохідницького вибою і на певну відстань по трасі виробки вглиб масиву. Епюра розподілу додаткового впливу вибою має максимум σ_y біля його площини, який поступово згасає і на деякій відстані вертикальні напруження σ_y знижуються до величини γH початкового стану недоторканого масиву. Але власне дія розкритої поверхні свердловини досить постійна по її довжині, а концентрація напружень має суттєво нерівномірний розподіл; тому ефект розвантаження буде різний по довжині свердловин. Для вирівнювання розвантажуючого ефекту потрібно в привибійному масиві споруджувати додаткові розкриті поверхні – цю функцію виконує розвантажувальна щілина.

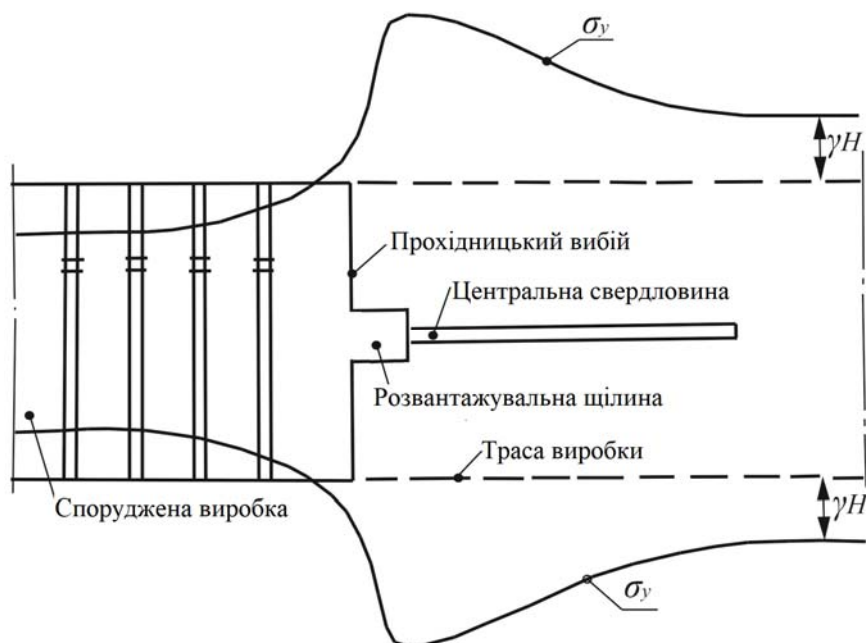


Рисунок 1.3 – Схема утворення аномалій гірського тиску біля площини прохідницького вибою

Таким чином, розроблений алгоритм цілеспрямованого пошуку, обґрунтування та вибору раціональних параметрів розташування випереджаючих свердловин у комплексі з розвантажувальними щілинами є важливою частиною розв'язання триєдиної задачі безпечного й ресурсозберігаючого спорудження виробок на глибині понад 1000 м у газодинамічно активному гірському масиві.

1.5 Структурно-логічна схема реалізації мети та завдання досліджень

За сукупністю результатів і висновків виконаного аналізу сформульовані мета та завдання досліджень, послідовне і взаємопов'язане розв'язання яких здійснюється у рамках створеної структурно-логічної схеми вивчення поведінки привибійного масиву газодинамічно активних порід в процесі їх комплексного розвантаження випереджаючими свердловинами і розвантажувальними щілинами при спорудженні виробок на глибинах понад 1000 м.

Мета досліджень – створення безпечних та ресурсозберігаючих умов спорудження гірничих виробок в газодинамічно активному гірському масиві на глибинах понад 1000 м за рахунок обґрунтування параметрів способу комплексного розвантаження привибійної частини порід комбінацією

випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин.

Реалізація мети досліджень здійснена шляхом розв'язання комплексу завдань, взаємозв'язок яких відображений на структурно-логічній схемі проведення досліджень (див. рис. 1.4):

- узагальнення способів і засобів боротьби з ГДЯ та досвіду їх використання в умовах газодинамічно активного гірського масиву на великих глибинах;
- обґрунтування доцільності застосування напряду розвантаження привибійного гірського масиву від надмірного гірського тиску при спорудженні підземних виробок у ракурсі поєднання підвищення безпеки та ресурсозбереження прохідницьких робіт;
- створення багатоваріантних геомеханічних моделей розвантаження привибійного гірського масиву, розрахунок і аналіз його НДС;
- встановлення закономірностей процесу розвантаження перенапруженого гірського масиву за допомогою комбінації випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин;
- проведення багатопараметричних експериментальних досліджень стану газодинамічно активного гірського масиву на глибинах понад 1000 м;
- дослідно-промислова перевірка рекомендацій і розробка методики вибору параметрів технології комплексного розвантаження газодинамічно активного привибійного масиву при спорудженні гірничих виробок на великих глибинах.

Структура роботи розділена на два блоки розв'язуваних завдань:

Блок I націлений на проведення багатоваріантних обчислювальних експериментів по розрахунку НДС привибійного масиву. Подальший аналіз полів розподілу основних компонент напружень дає змогу встановити розміри і координати розповсюдження найбільш небезпечних концентрацій. Багатоваріантність обчислювальних експериментів дає можливість встановити низку тенденцій зміни розповсюдження небезпечних концентрацій компонент НДС від дії найбільш впливових факторів, що зумовлюють вибір доцільних параметрів технології комплексного розвантаження.

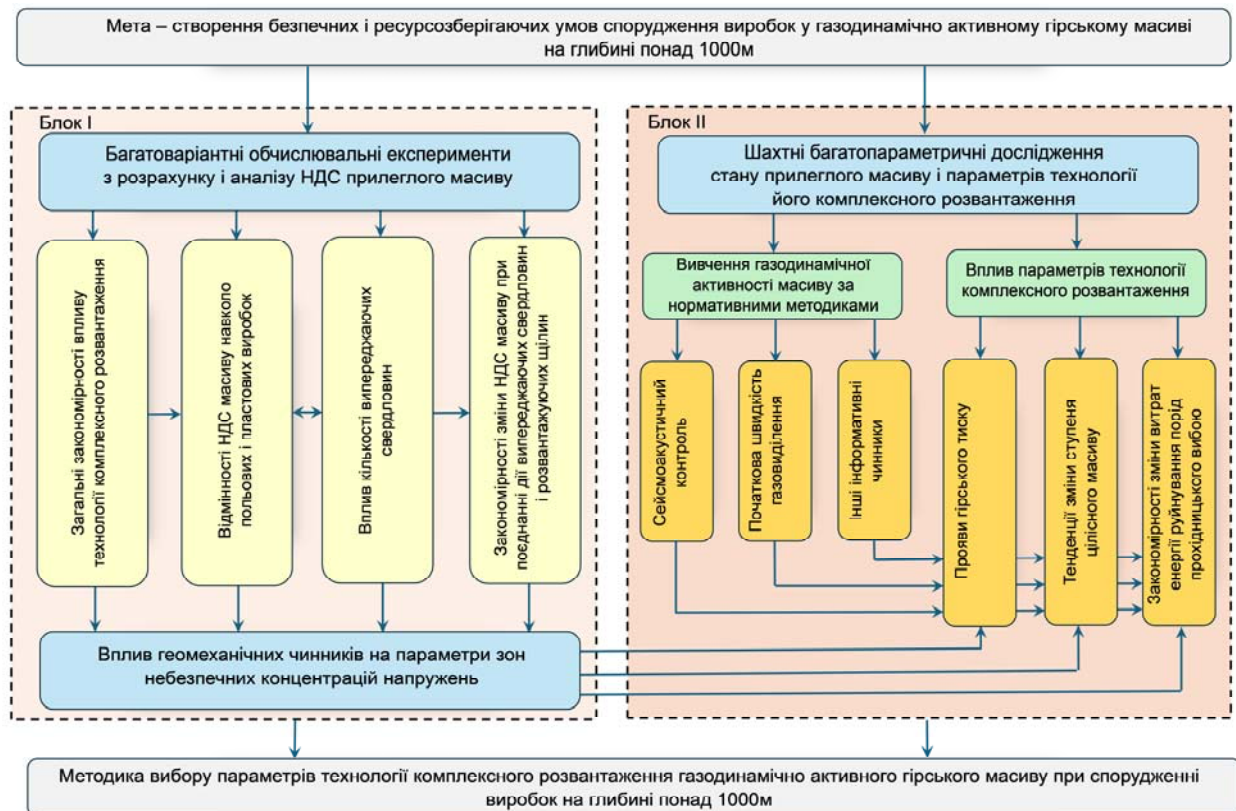


Рисунок 1.4 – Структурно-логічна схема проведення досліджень

Блок II відображає комплекс шахтних досліджень стану газодинамічно активного гірського масиву навколо виробки. Під поняттям «багатопараметричність» розуміється вивчення низки параметрів (і закономірностей їх зміни) як за вимогами нормативних документів відносно проявів газодинамічної активності, так і за розробленими методичними положеннями при оцінці проявів гірського тиску, ступеня порушеності прилеглого масиву та енерговитрат на руйнування його привибійної частини.

Поєднання закономірностей зміни НДС прилеглого масиву (залучення МСЕ) з шахтними результатами вивчення тенденцій проявів гірського тиску і газодинамічної активності прилеглих порід дасть змогу з всебічним обґрунтуванням розробити «Методику вибору параметрів технології комплексного розвантаження газодинамічно активного гірського масиву при спорудженні виробок на глибині понад 1000 м».

1.6 Висновки за розділом

1. Відповідно до поставлених завдань досліджень виконано аналіз публікацій наукового, конструктивно-технологічного та виробничого спрямування, а також досвіду застосування заходів і способів боротьби з ГДЯ при розробці вугільних пластів. Вивчено як вітчизняні, так і світові розробки з цього питання. Але основну увагу приділено двом речам:

– по-перше, уявлення, сформовані у світовій практиці впродовж століття, щодо причин появи ГДЯ, серед яких виділяють три фактори – гірський тиск, газоносність і тиск газу, фізико-механічні та фізико-хімічні властивості разом з геологічною будовою;

– по-друге, впливу глибини ведення гірничих робіт, де вугілля набуває властивостей і характеризується як вуглегазова речовина, в якій газ має паритет у значенні хімічної та енергетичної сировини.

2. Накопичений досвід показав, що при застосуванні різних противикидних заходів відбувається різке скорочення темпів спорудження гірничих виробок (зазвичай у декілька разів), що суттєво впливає на уповільнення підготовки нових виїмкових ділянок з видобутку вугілля. Аналіз існуючих противикидних заходів довів перевагу способу поєднання дії випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин; звідси, ця технологічна операція потребує певного часу, але потім при виконанні операцій руйнування літотипів у вибої її продуктивність підвищується. Окрім того, даний спосіб відрізняється від інших високою технологічністю, не пов'язаний із використанням високонапірної рідини і може бути сумісним з деякими операціями прохідницького циклу, що прискорює темпи спорудження виробки.

3. Розроблено алгоритм цілеспрямованого пошуку, обґрунтування і вибору раціональних параметрів комбінації розвантажувальних щілин та випереджаючих свердловин на основі застосування МСЕ щодо розрахунку НДС масиву навколо виробки. За отриманими епіюрами компонент напружень у приконтурних породах визначаються найбільш напружені зони, які потребують розвантаження.

Основні результати першого розділу опубліковано в наукових працях [94], [95].

Список використаних джерел до розділу 1

1. Соболев, В.В., Чернай, А.В., Зберовський, В.В., Поляшов, А.С., & Філіпов, А.О. (2014). *Фізична механіка викидонебезпечного вугілля*. Запоріжжя, Україна: Привіз Прінт, 304 с.
2. Грядущий, Б.А., Брюханов, А.М., Коптіков, В.П., Махатварі, Т.Я., & Тимофеев, Е.І. (2013). Причини та наслідки газодинамічних явищ у шахтах. *Вугілля України*, (7), 35-41.
3. Bondarenko, V., Salieiev, I., Kovalevska, I., Chervatiuk, V., Malashkevych, D., Shyshov., M., & Chernyak, V. (2023). A new concept for complex mining of mineral raw material resources from DTEK coal mines based on sustainable development and ESG strategy. *Mining of Mineral Deposits*, 17(1), 1-16. <https://doi.org/10.33271/mining17.01.001>
4. Driaz Aguado, M.B., & Gonzalez Nicieza, C. (2007). Control and prevention of gas outbursts in coal mines, Riosa-Olloniego coalfield, Spain. *International Journal of Coal Geology*, 69(4), 253-266. <https://doi.org/10.1016/j.coal.2006.05.004>
5. Yuan, L. (2016). Control of coal and gas outbursts in Huainan mines in China: a review. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(4), 559-567. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2016.01.005>
6. Keneti, A. & Sainsbury, B.A. (2018). Review of published rockburst events and their contributing factors. *Engineering Geology*, (246), 361-373. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2018.10.005>
7. Konicek, P., Saharan, M.R., & Mitri, H. (2011). Destress blasting in coal mining – state-of-the-art review. *Procedia Engineering*, (26), 179-194. <https://doi.org/10.1016/j.proeng.2011.11.2157>
8. Ptáček, J. (2017). Rockburst in Ostrava-Karvina coalfield. *Procedia Engineering*, (191), 1144-1151. <https://doi.org/10.1016/j.proeng.2017.05.289>
9. Black, D.J. (2019). Review of coal and gas outburst in Australian underground coal mines. *International Journal of Mining Science and Technology*, 29(6), 815-824. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2019.01.007>

10. Бойко, В.В. & Половінкін, М.І. (2015). Аналіз світового досвіду щодо визначення основних критеріїв викидонебезпечності. *Вісник ХТУУ «КПІ»*, (28), 122-128.
11. Halbaum, H.W. (1989-90). Discussion of J. Gerrard's paper "Instantaneous outbursts...". *Transactions of the Institution of Mining Engineers*, XVIII, p. 258.
12. Pechuk, I.M. (1933). Results of inducer shortfiring in Krasnyprofintern Mine. *Ugol'*, (95).
13. Telfer, W.H. (1911-12). Discussions of Rowan's paper on "An outburst of coal and firedamp at Valley Field Colliery, Newmills, Fife". *Transactions of the Institution of Mining Engineers*, XLII, 274-287.
14. Belov, V.I. (1931). New explanation of sudden outbursts of methane. *Gornyi Zhurnal*, (6), 46-47.
15. Khristianovich, S.A. (1953). On the outburst wave. *Proceedings of the USSR Academy of Sciences*, (12), 1679-1688.
16. Skochinski, A.A. (1954a) Modern concepts on the nature of sudden outbursts of gas and coal and control techniques. *Ugol'*, (7), 4-10.
17. Paterson, L. (1986). A model for outbursts in coal. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 23(4), 327-332. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(86\)90644-3](https://doi.org/10.1016/0148-9062(86)90644-3)
18. Simser, B.P. (2019). Rockburst management in Canadian hard rock mines. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 11(5), 1036-1043. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2019.07.005>
19. Fernandez-Diaz, J.J., Gonzalez-Nicieza, C., Alvarez-Fernandez, M.I., & Lopez-Gayarre, F. (2013). Analysis of gas-dynamic phenomenon in underground coal mines in the central basin of Asturias (Spain). *Engineering Failure Analysis*, (34), 464-477. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2013.07.027>
20. Zakharov, V.N., Malinnikova, O.N., & Feit, G.N. (2014). Geodynamic model of the appearance of gas-dynamic phenomena in tectonically disturbed technologically mutable coal-and-rock massives in mine. *AIP Conference Proceedings*, 1623(1), 659-662. <https://doi.org/10.1063/1.4899031>

21. Flores, R.M., & Moore, T.A. (2024). *Coal and coalbed gas: Future directions and opportunities*. Amsterdam, Netherland: Elsevier, 768 p.
22. Кауфман Л.Л., Кулдиркаєв Н.І., & Лисиков Б.А. (2006). *Будівництво тунелів*. Ч. 1. Донецьк, Україна: Норд-Прес, 361 с.
23. Laverdure, L. *A Case Study of Mining-induced Seismicity in Relation to Rock burst and Mining Activities at Creighton Mine*. Sudbury, Ontario.
24. Ohta, T. (2001). Core Disking and “Rockburst” in Soft Tuffaceous Rock Masses at Iwate Tunnel. *Quarterly Report of RTRI*, 42(3), 130-135.
25. Aeschbach, M. (2002). The Lotschberg base tunnel-connecting Europe. *Ingenieurburo fur Bauwesen und Umwelt*.
26. Кауфман, Л.Л., Лисиков, Б.А., & Сірачов, І.Ж. (2010). Зарубіжний досвід прогнозування раптових викидів порід при спорудженні тунелів. *Геотехнічна механіка*, (91), 232-238.
27. Li, T., Xiao, X., & Shi, Y. (2008). Comprehensive integrated methods of rockburst prediction in underground engineering. *Advanced Earth Sciences*, (23), 533-540.
28. Haijun, L.C., & Dexin, S.N. (2003). Prediction of rockburst by artificial neural network. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, (22), 762.
29. Wasilewski, S. (2020). Gas-dynamic phenomena caused by rock mass tremors and rock bursts. *International Journal of Mining Science and Technology*, 30(3), 413-420. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2020.03.012>
30. Dubinski, J., Stec, K., & Bukowska, M. (2019). Geomechanical and tectonophysical conditions of mining-induced seismicity in the Upper Silesian Coal Basin in Poland: a case study. *Archives of Mining Sciences*, 64(1), 163-180. <http://dx.doi.org/10.24425/ams.2019.126278>
31. Chlebowski, D., Burtan, Z., & Zorychta, A. (2018). Evaluation of rockburst hazard under abandoned mine workings. *Archives of Mining Sciences*, 63(3), 687-699. <http://dx.doi.org/10.24425/123691>
32. Ahaiev, R., Prytula, D., Kliuiev, E., Zhyttonok, D., Cabana, E., & Kabakova, L. (2020). The determination of the influence degree of mining-geological and mining-technical factors on the safety of the degassing system. *E3S Web of Conferences*, (168), 0040. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016800040>

33. Брюханов, А.М. (2004). *Науково-технічні засади розслідування та запобігання аваріям на вугільних шахтах*. Донецьк, Україна: Норд-Прес, 347с.
34. Брюханов, А.М., Мнухін, А.Г., Колосюк, В.П., Бережинський, В.І., Коптіков, В.П., Бусигін, К.К., & Хорунжий, Ю.Т. (2004). *Розслідування та запобігання аваріям на вугільних шахтах*. Ч. I. Донецьк, Україна: Норд-Прес, 548 с.
35. Брюханов, А.М., Мнухін, А.Г., Колосюк, В.П., Бережинський, В.І., Коптіков, В.П., Бусигін, К.К., & Хорунжий, Ю.Т. (2004). *Розслідування та запобігання аваріям на вугільних шахтах*. ч. II. Донецьк, Україна: Норд-Прес, 632 с.
36. Булат, А.Ф. & Дірда, В.І. (2013). Деякі проблеми газодинамічних явищ у вугільному масиві у тих нелінійної нерівноважної термодинаміки. *Геотехнічна механіка*, (108), 3-31.
37. СОУ 10.1.00174088.011-2005. (2005). *Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ*. Київ: Мінвуглепром України, 224 с.
38. Більшинський, М.І. (1993). *Теорія раптових викидів вугілля, порід та газу*. Донецьк, Україна: ДонДТУ, 139 с.
39. Зберовський, В.В., & Андрощук, Е.В. (2002). Вплив процесу зсуву на трансформацію вуглегазових пластів. *Збірник наукових праць НГУ*, 1(15), 79-86.
40. Забігайло, В.Є., Васючков, Ю.Ф., & Репка, В.В. (1989). *Фізико-хімічні методи керування станом вугільно-породного масиву*. Київ, Україна: Наукова думка, 192 с.
41. Виноградов, В.В. (1989). *Геомеханіка керування станом масиву поблизу гірничих виробок*. Київ, Україна: Наукова думка, 192 с.
42. Шевелев, Г.А. (1989). *Динаміка викидів вугілля, породи та газу*. Київ, Україна: Наукова думка, 160 с.
43. Зорін, А.Н., Кльоц, А.П., & Колесніков, В.Г. (1991). *Використання енергії гірського тиску*. Київ, Україна: Наукова думка, 172 с.
44. Pivnyak, G., Bondarenko, V., & Kovalevska, I. (2015). *New developments in mining engineering 2015: Theoretical and practical solutions of mineral resources mining*, 1-607 p. Book. CRC Press. <https://doi.org/10.1201/b19901>
45. Потураєв, В.Н., & Мінеєв, С.П. (1993). *Пульсаційні та хвильові ефекти в гірському масиві*. Київ, Україна: Наукова думка, 143 с.

46. Булат, А.Ф., Курносов, А.Т., & Русанцов, Ю.А. (1993). *Управління станом граничного напруженого породного масиву малоенергетичними впливами*. Київ, Україна: Наукова думка, 175 с.
47. Булат, А.Ф., Софійський, К.К., & Силін, Д.П. (2003). *Гідродинамічна дія на газонасичені вугільні пласти*. Дніпропетровськ, Україна: ІГТМ НАН України, 220 с.
48. Бондаренко, В.І., Салєєв, І.А., Черватюк, В.Г., Симанович, Г.А., & Ковалевська, І.А. (2024). *Прикладні задачі геомеханіки вугільних шахт. Книга 1. Моделювання гірського масиву*. Дніпро, Україна: ЛізуновПрес, 516.
49. Зберовський, В.В. (2002). Управління газодинамічною руйнацією в системі «вугілля – газ» на великих глибинах. *Геотехнічна механіка*, 28-32.
50. Новичихін, І.А., Кулешов, В.М., & Зайцев, Ю.А. (1977). *Використання захисних пологих на шахтах Донбасу*. Донецьк, Україна: Донбас, 70 с.
51. Зберовський, В.В., & Андрощук, Е.В. (2002). Вплив процесу зсуву на трансформацію вуглегазових пластів. *Збірник наукових праць НГУ*, 1(15), 79-86.
52. Ortlepp, W.D., & Stacey, T.R. (1994). Rockburst mechanisms in tunnels and shafts. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 9(1), 59-65.
[https://doi.org/10.1016/0886-7798\(94\)90010-8](https://doi.org/10.1016/0886-7798(94)90010-8)
53. Zhang, W., Ma, N., Ma, J., Li, C., & Ren, J. (2020). Mechanism of rock burst revealed by numerical simulation and energy calculation. *Shock and Vibration*, 1-15.
<https://doi.org/10.1155/2020/8862849>
54. Gao, M., Song, Z., Duan, H., Xin, H., & Tang, J. (2020). Mechanical properties and control rockburst mechanism of coal and rock mass with bursting liability in deep mining. *Shock and Vibration*, 1-15.
<https://doi.org/10.1155/2020/8833863>
55. Zhang, W., Mu, C., Xu, D., & Li, Z. (2021). Energy action mechanism of coal and gas outburst induced by rockburst. *Shock and Vibration*, 1-14.
<https://doi.org/10.1155/2021/5553914>
56. Bondarenko, V., Kovalevs'ka, I., & Ganushevych, K. (2014). *Progressive technologies of coal, coalbed methane, and ores mining*, 1-523 p. Book. CRC Press.
<https://doi.org/10.1201/b17547>

57. Хапилова, Н.С. (1992). *Теорія раптового віджиму вугільного пласта*. Київ, Україна: Наукова думка, 229 с.
58. Золотін, В.Г. (2011). *Обґрунтування параметрів гідродинамічного способу запобігання газодинамічним явищам при проведенні підготовчих виробок змішаним вибоєм*. Автореф. дис. на здобуття наук. ступеня кандидата техн. наук. Спец.: 05.15.02. Дніпропетровськ, Україна: ІГТМ НАН України, 19 с.
59. Репка, В.В. (2001). Про вилучення газу з вугільних пластів нерозвантажених гірничими роботами. *Вугілля України*, (7), 33-34.
60. Булат, А.Ф., & Камишин, В.В. (2002). Про перспективи розвитку в Україні галузі із вилучення метану вугільних родовищ. *Геотехнічна механіка*, (32), 3-9.
61. *Посібник із застосування способу дегазації та зниження викиднебезпеки в нижній частині смуг, що відпрацьовуються щитовими агрегатами, гідродинамічною дією через свердловини*. (1994). Київ: Держвуглепром України, 14 с.
62. Зорін, А.Н., & Попирін, А.Ф. (1979). Про цінний механізм руйнування напруженої речовини з блочною структурою. *Вугілля України*, (3), 30-31.
63. Cannon C. Journ. Of the Inst. Of Fuel, 1942. V. 16. No 87.
64. Dryden J., Brenstoff C. Chemie. 1961. Bd 36. No 5/6.
65. Hirsch P.B. Proc. Roy. Soc. (London). 1954. A 226.
66. Pivnyak, G., Bondarenko, V., Kovalevs'ka, I., & Illiashov, M. (2012). *Geomechanical Processes During Underground Mining*, 1-238 p. Book. CRC Press. <https://doi.org/10.1201/b13157>
67. Мякенький, В.І. (1975). *Зсув та дегазація порід та вугільних пластів при очисних роботах*. Київ, Україна: Наукова думка, 99 с.
68. Зборщик, М.П., Осокін, В.В., & Соколов, Н.М. (1984). *Запобігання газодинамічних явищ у вугільних шахтах*. Київ, Україна: Техніка, 150 с.
69. Bondarenko, V.I., Kovalevska, I.A., Symanovych, H.A., Salieiev, I.A., & Shyshov, M.V. (2024). Consideration of multifactorial geomechanical-technological factors in determining the rational parameters for site outgassing technology at the

Western Donbas mines (Ukraine). *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, (1415), 011224. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1415/1/012024>

70. Зберовський, В.В. (2003). До питання утворення твердих вуглеводневих родовищ. *Збірник наукових праць НГУ*, (30), 235-242.

71. Павлиш, В.М., & Гребьонкін, С.С. (2006). *Фізико-технічні основи процесів гідравлічної дії на вугільні пласти*. Донецьк, Україна: ВІК, 269 с.

72. Софійський, К.К., Житльонок, Д.М., & Пётух, О.П. (2014). *Способи інтенсифікації дегазації вугільних пластів та запобігання викидам вугілля та газу*. Донецьк, Україна: Східний видавничий дім, 460 с.

73. Родін, А.В. (1983). *Обґрунтування параметрів та розробка занурювального кавітаційного генератора імпульсів тиску, що забезпечує підвищення ефективності попереднього зволоження вугільних пластів*. Дис. на здобуття ступеня кандидата техн. наук. Спец.: 05.05.06. Дніпропетровськ, Україна, 254 с.

74. Васильєв, Л.М., Демченко, В.С., & Родін, А.В. (2001). Імпульсна насосна установка. *Геотехнічна механіка*, 3-8.

75. Зберовський В.В. (2007). Результати досліджень засобів імпульсного нагнітання рідини при гідророзпушуванні вугільних пластів у вибоях підготовчих виробок. *Геотехнічна механіка*, (68), 125-133.

76. Моїсеєнко, П.Ю. (2009). *Обґрунтування параметрів кавітаційного генератора для гідророзпушування вугільних пластів*. Автореф. дис. на здобуття наук. ступеня кандидата техн. наук. Спец.: 05.05.06. Дніпропетровськ, Україна: ІГТМ НАН України, 19 с.

77. Ангеловський, О.А. (2015). *Обґрунтування гідродинамічних параметрів пристрою гідроімпульсного розпушування пластів*. Автореф. дис. на здобуття наук. ступеня кандидата техн. наук. Спец.: 05.05.06. Дніпропетровськ, Україна: ІГТМ НАН України, 23 с.

78. Зберовський, В.В. (2012). Активні способи гідродії на вуглегазовий масив. *Збірник наукових праць НГУ*, (37), 40-47.

79. Потураєв, В.Н., & Мінеєв, С.П. (1992). *Використання вібраційних та хвильових ударників при відпрацюванні викидонебезпечних пластів*. Київ, Україна: Наукова думка, 200 с.
80. Потапенко, О.А. (2014). *Обґрунтування параметрів гідравлічного знеміцнення вугілля в привибійній зоні газодинамічно-активних пластів*. Автореф. дис. на здобуття наук. ступеня кандидата техн. наук. Дніпропетровськ, Україна: ІГТМ НАН України, 19 с.
81. Агеловський, О.А., Усов, О.О., & Вялушкін, Є.О. (2011). *Спосіб проведення підготовчих пластових виробок в газонасичених викидонебезпечних вугільних пластах*. Патент № 7203, Україна.
82. Васильєв, Л.М., & Усов, О.О. (2012). *Спосіб управління гідроімпульсною дією на вугільний пласт*. Патент № 67767, Україна.
83. Васильєв, Л.М., Усов, О.О., & Потапенко, О.О. (2012). *Пристрій управління гідроімпульсною дією на вугільний пласт*. Патент № 68355, Україна.
84. Мінеєв, С.П., Потапенко, О.О., & Трохимець, М.Я. (2015). *Спосіб запобігання викидонебезпечності вугільного пласта при проведенні в ньому підготовчої пластової виробки прохідницьким комбайном*. Патент № 108176, Україна.
85. Мальцева, В.Є., Трохимець, М.Я., & Усов, О.О. (2016). Спосіб та технічний засіб запобігання викидів вугілля та газу при проведенні підготовчих виробок в газоносних вугільних пластах. *Геотехнічна механіка*, (129), 190-204.
86. Кузьменко, О.М., Грядущий, Ю.Б., Гайдук, В.А. та ін. (2005). *Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин*. Дніпропетровськ, Україна: НГУ, 708 с.
87. СОУ 10.1.00185790.011:2007. (2008). *Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони*. Стандарт Мінвуглепрому України. Донецьк: ДонВУГІ, 114 с.
88. Haidai, O., Ruskykh, V., Ulanova, V., Prykhodko, V., Cabana, E., Dychkovskyi, R., Howaniec, N., & Smolinski, A. (2022). Mine field preparation and coal mining in Western Donbas: energy security of Ukraine – A case study. *Energies*, 15(13), 4653. <https://doi.org/10.3390/en1534653>

89. Bondarenko, V., Kovalevska, I., Svystun, R., & Cherednichenko, Y. (2013). Optimal parameters of wall bolts computation in the united bearing system of extraction workings frame-bolt support. *Annual Scientific-Technical Collection – Mining of Mineral Deposits 2013*, 5-9. <http://dx.doi.org/10.1201/b16354-3>
90. Bondarenko, V., Kovalevska, I., Symanovych, H., Barabash, M., & Vivcharenko, O. (2018). *Geomechanics of mine workings support systems*. The Netherlands: CRC Press/Balkema, 231 p.
91. Bondarenko, V., Kovalevska I., Symanovych G., Barabash M., Chervatiuk V., Husiev O., & Snihur V (2020). *Combined roff-bolting systems of mine workings*. The Netherlands: CRC Press/Balkema, 254.
92. Fomychov, V., Mamaikin, O., Demchenko, Y., Prykhorchuk, O., & Jarosz, J. (2018). Analysis of the efficiency of geomechanical model of mine working based on computational and field studies. *Mining of Mineral Deposits*, 12(4), 46-55. <https://doi.org/10.15407/mining12.04.046>
93. Simanovich, G., Serdiuk, V., Fomichov, V., Kovalevska, I., & Bondarenko, V. (2007). Research of rock stresses and deformations around mining workings. *Technical, Technological and Economical Aspects of Thin-Seams Coal Mining, International Mining Forum, 2007*, 47-56. <https://doi.org/10.1201/noe0415436700.ch6>
94. Bondarenko, V., Kovalevska I., Sheka, I., & Sachko, R. (2023). Results of research on the stability of mine workings, fixed by arched supports made of composite materials, in the conditions of the Pokrovske Mine Administration. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 1156(1), 012011. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012011>
95. Symanovych, H., Odnovol, M., Yakovenko, V., Sachko, R., Shaikhlislamova, I., Reshetilova, T., & Stadnichuk, M. (2023). Assessing the geomechanical state of the main working network state in the case of undermining in the conditions of weak rocks. *Mining of Mineral Deposits*, 17(2), 91-98. <https://doi.org/10.33271/mining17.02.091>

РОЗДІЛ 2

МОДЕЛЮВАННЯ І АНАЛІЗ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ГІРСЬКОГО МАСИВУ ПРИВИБІЙНОЇ ЧАСТИНИ ТРАСИ ТА ВИРОБКИ. ВСТАНОВЛЕННЯ ТЕНДЕНЦІЙ ВПЛИВУ ВИПЕРЕДЖАЮЧИХ СВЕРДЛОВИН

2.1 Алгоритм проведення обчислювальних експериментів.

Обґрунтування і розробка геомеханічної моделі польової виробки

Аналіз існуючих досліджень способів і засобів попередження газодинамічних явищ при проведенні гірничих виробок обґрунтував доцільність використання одного з них – застосування в технології спорудження виробок операції буріння випереджаючих свердловин; їхня головна функція – розвантаження прилеглого гірського масиву від надмірних напружень, які можуть спровокувати викид певного об'єму порід. Дослідження зміни НДС прилеглого до виробки масиву найбільш адекватно і достовірно виконувати за допомогою комбінації двох способів:

– моделювання геомеханічних процесів шляхом проведення обчислювальних експериментів, де найбільш поширеним та випробуваним методом є метод скінченних елементів;

– шахтні дослідження стану прилеглого масиву методом ультразвукового міжсвердловинного прозвучування, де вимірюється характер зміни швидкості розповсюдження ультразвукової хвилі.

Таке поєднання різних методів дослідження сприяє, на нашу думку, більш об'єктивному визначенню змін стану прилеглого гірського масиву при застосуванні технології буріння випереджаючих свердловин для знеміцнення газодинамічної активності порід.

У даному розділі викладено результати обчислювальних експериментів, а шахтні ультразвукові дослідження були здійснені спільно з персоналом спеціальної виробничої дільниці «Прогноз» ПРАТ «ШУ «Покровське»» з урахуванням результатів моделювання МСЕ.

Обґрунтування параметрів геомеханічної моделі за чинними методичними положеннями моделювання геомеханічних процесів [1]–[6] має містити низку таких взаємопов'язаних етапів.

Перший етап передбачає обґрунтування доцільних форми і розмірів геомеханічної моделі; сенс доцільності полягає у відповідності обраних параметрів до поставленої задачі розрахунку НДС прилеглого масиву по трасі проведення гірничої виробки. З цього погляду нам потрібно визначити і проаналізувати розподіл компонент НДС як у площинах поперечного перетину виробки, так і у площині YZ її траси проведення (по координаті Z). Тобто, геомеханічна модель повинна неодмінно бути просторовою з координатами: Y – висота моделі відповідно до потрібної потужності гірського масиву, що досліджується; ширина моделі X з відображенням поперечного перетину виробки і прилеглих порід з обох боків; Z – товщина моделі у поздовжньому напрямку виробки з відображенням як ділянки до прохідницького вибою (де виробка вже споруджена), так і ділянки траси майбутньої виробки, тобто, за прохідницьким вибоєм.

Таким чином, форма моделі у вигляді прямокутного паралелепіпеда найкращим чином відповідає поставленому завданню; до того ж, у практиці моделювання геомеханічних процесів ця форма дуже поширена в існуючих дослідженнях і рекомендується чисельними фахівцями.

Розміри моделі обираються таким чином, щоб на її гранях (або поблизу них) компоненти напружень наближалися (з невідповідністю до 10–15%) до початкового стану недоторканого масиву. За цією умовою шляхом тестових розрахунків обґрунтовано розміри геомеханічної моделі за її координатами, які пояснено на рис. 2.1 у площинах YX і YZ :

- висота моделі складається з висоти виробки, п'яти породних шарів покрівлі і чотирьох літотипів підосви; загальна висота $Y = 40$ м (з розміщенням виробки приблизно посередині) дає змогу наблизити компоненти напружень на границях моделі до початкового стану недоторканого масиву;

- ширина моделі $X = 35,5$ м дає змогу розмістити виробку та залишити ще по 15 м бокових порід: цього цілком достатньо для того, щоб деякі аномалії НДС

на границях моделі не впливали на розподіл компонент поблизу виробки;

– товщина моделі $Z = 40,0$ м обрана з міркувань віддалення її граней на відстань, достатню, щоб деякі аномалії компонент напружень не впливали на НДС масиву поблизу прохідницького вибою.

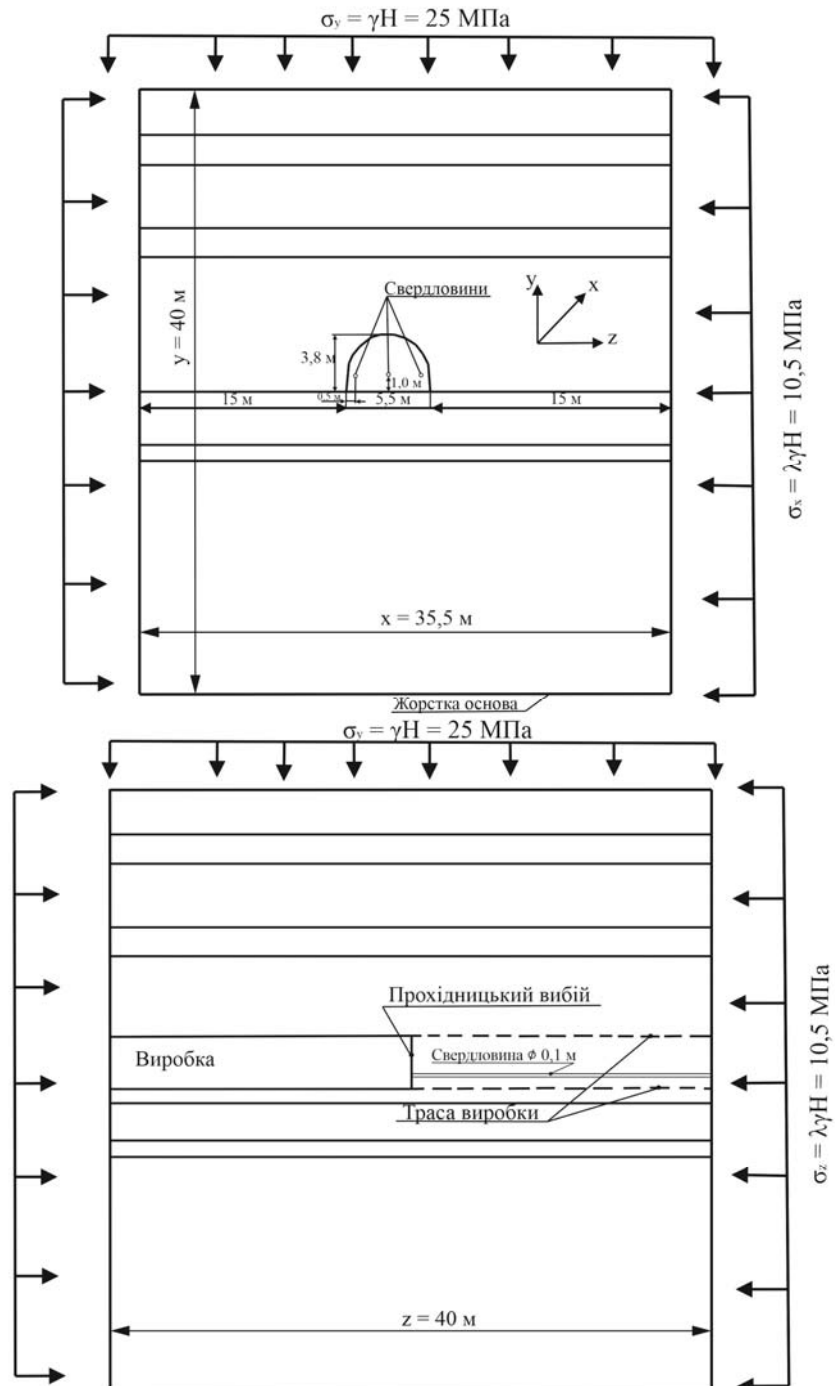


Рисунок 2.1 – Геомеханічна модель розрахунку НДС прилеглого до виробки гірського масиву при застосуванні технології її спорудження з використанням випереджаючих свердловин

Другий етап побудови геомеханічної моделі передбачає відображення текстури гірського масиву і механічних властивостей його літотипів. Ці відомості надані геологічною службою ПРАТ «ШУ «Покровське»», а деякі дані з механічних властивостей взяті з досліджень [7] – [10] для літотипів Донбасу.

Усі потрібні відомості систематизовано у табл. 2.1 у напрямку руху по вертикалі від верхньої грані моделі до нижньої.

Таблиця 2.1 – Параметри шаруватого масиву геомеханічної моделі

Літотип	Потужність, м	Міцність на стиснення $\sigma_{ст}$, МПа	Модуль пружності $E \cdot 10^4$, МПа	Міцність на розтяг σ_p , МПа
Пісковик	3,0	65	3,5	9,1
Алевrolіт	1,9	47	1,5	3,9
Пісковик	4,3	76	4,0	8,0
Алевrolіт	2,0	47	1,5	3,9
Пісковик	8,8	72	4,0	6,4
Алевrolіт	0,9	46	1,5	5,3
Пісковик	2,5	76	4,0	8,0
Вугільний пласт	1,1	12,5	0,4	1,0
Пісковик	15,5	76	4,0	8,0

Третій етап присвячений обґрунтуванню граничних умов навантаження моделі на її границях у площинах XZ , YX , і YZ . За існуючими рекомендаціями в області моделювання геомеханічних процесів на верхній горизонтальній грані моделі площини XZ прикладено вертикальний геостатичний тиск σ_y від ваги порід над виробкою до земної поверхні:

$$\sigma_y = \gamma H, \quad (2.1)$$

де γ – середньозважена питома вага літотипів гірського масиву;

H – глибина розміщення виробки.

Щодо задовільнення класичним вимогам досягнення рівноваги моделі у вертикальному напрямку за відомими методичними рекомендаціями по нижній горизонтальній площині розміщена жорстка опора; деякі локальні збурення

компонент НДС від її реакції поглинаються великою потужністю пісковика, що становить крайній нижній літотип моделі.

Знову ж таки, за поширеними методичними положеннями механіки гірських порід по бокових гранях моделі діють горизонтальні напруження σ_x і σ_z початкового стану недоторканого масиву:

$$\sigma_x = \sigma_z = \lambda \gamma H, \quad (2.2)$$

де $\lambda = \frac{\mu}{1-\mu}$ – коефіцієнт бокового розпору;

μ – коефіцієнт Пуассона (поперечної деформації) гірських порід.

На ділянці вже спорудженої виробки діє атмосферний тиск, що на декілька порядків менший за геостатичний тиск у масиві, і тому не враховується.

На четвертому етапі побудови геомеханічної моделі визначено геометричні параметри виробки і випереджаючих свердловин. Виробку змодельовано під кріплення КШПУ-17,7 з відповідною формою і розмірами. Рамне кріплення не моделюється, оскільки його реакція на один-півтора порядки нижча за геостатичний тиск у недоторканому масиві, а саме напруженість прилеглого масиву поставлено у нас за мету досліджень.

Параметри випереджаючих свердловин у першому наближенні взято такі: діаметр свердловини $d_{св} = 0,1$ м, довжина свердловини $l_{св} = 20$ м; кількість свердловин $n = 3$ одиниці; висота їх розміщення від підосви виробки – 1,0 м; центральна свердловина буриться посередині виробки, бокові – на відстані 0,5 м від її контуру. Ця схема є першим наближенням до раціональних параметрів розташування випереджаючих свердловин, а їх подальша оптимізація буде виконуватися за результатами шахтних досліджень методом ультразвукового міжсвердловинного прозвучування.

У методичному плані передбачено такий алгоритм досліджень. Проводяться два обчислювальних експерименти з розміщенням випереджаючих свердловин та без них. Результати другого обчислювального експерименту слугують базою для встановлення рівня впливу випереджаючих свердловин на НДС прилеглого до виробки гірського масиву і його частині поза прохідницьким вибоєм. Виконується

порівняльний аналіз результатів обчислювальних експериментів з визначенням відмінностей полів розподілу основних, найбільш інформативних компонент НДС: вертикальних σ_y , горизонтальних σ_x і σ_z та інтенсивності напружень σ , що є узагальнюючим показником стану масиву.

На підставі результатів моделювання надаються рекомендації з удосконалення параметрів схем розташування випереджаючих свердловин у відповідній технології спорудження виробок в умовах газодинамічної активності вміщуючих порід.

2.2 Порівняльний аналіз напружено-деформованого стану гірського масиву навколо виробки за традиційної технології її спорудження та з використанням випереджаючих свердловин

У результаті розрахунку НДС гірського масиву навколо виробки, що споруджується, отримано дві групи епюр компонент напружень: за традиційної технології її проведення та з використанням випереджаючих свердловин, як одного зі способів зниження небезпеки викиду гірських порід. За абсолютно однакових інших гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов у ході порівняльного аналізу НДС ми отримуємо можливість визначити вплив випереджаючих свердловин на стан вміщуючих виробку порід. З метою всебічного урахування відмінностей НДС було досліджено епюри найвагоміших інформативних компонент: вертикальних σ_y , горизонтальних σ_x і σ_z , інтенсивності напружень σ , що інтегрально характеризує ступінь напруженості прилеглого гірського масиву. До того ж розглядається розподіл компонент у двох взаємно перпендикулярних вертикальних площинах: YX – поперечний перетин виробки, YZ – уздовж виробки. Таким чином, виявляються будь-які відмінності стану гірського масиву, що дає можливість оцінити вплив технології буріння випереджаючих свердловин на пониження ступеня напруженості викиднебезпечних порід.

Що стосується візуалізації представлення полів розподілу компонент напружень, то для більшої наочності застосовано два способи: кольорова гама

навколо виробки відповідно до рівня діючих напружень у конкретній зоні та ізолінії розповсюдження рівних напружень навколо виробки.

2.2.1 Особливості впливу випереджаючих свердловин на поле вертикальних напружень

Однією з найбільш інформативних складових є вертикальні напруження σ_y , які виникають в результаті дії геостатичного тиску від ваги порід, що залягають над виробкою аж до земної поверхні. Насамперед оцінено відповідність (у якісному плані) отриманої епюри σ_y існуючим розрахункам і уявленням про розповсюдження вертикальних напружень навколо виробки поза зоною впливу очисних робіт [1] – [6]. Дана процедура виконана для варіанта традиційної технології спорудження виробки, тобто без буріння випереджаючих свердловин; для уникнення непорозумінь цей варіант технології названий «базовим», а відповідні епюри – «базовими».

На рис. 2.2 наведено «базову» епюру вертикальних напружень σ_y для двох поперечних перерізів (у площині YX) виробки: у її порожнині за 1,0 м від прохідницького вибою; у ще непорушеному масиві по трасі виробки за 1,0 м від вибою. Як бачимо, розподіл σ_y кардинально відмінний для цих двох перерізів. Епюра першого перерізу (порожнина виробки, 1,0 м до прохідницького вибою) у якісному плані повністю відповідає основним параметрам існуючих розрахунків НДС, що свідчить про адекватність результатів власних обчислювальних експериментів. Так у покрівлі виробки утворюється зона розвантаження (див. рис. 2.2, а), що є традиційною ситуацією, яка зафіксована у численних сучасних розрахунках МСЕ:

- на контурі виробки діють розтягуючі σ_y до 4,0 – 5,0 МПа у локальній зоні висотою до 0,4 м і шириною до 1,1 м;
- трохи вище (до 1,2 м) розташована зона практично повного розвантаження ($\sigma_y \approx 0$) шириною до 2,2 м; обидві зони утворюють склепіння нестійких порід, що однозначно обвалюються у порожнину виробки;

– далі по висоті покрівлі розтягуючі σ_y переходять у стискаючі і утворюються декілька зон з різним рівнем розвантаження, наприклад, для $\sigma_y = 12,5 - 16,3$ МПа (коефіцієнт розвантаження $K_y = 0,50 - 0,65$) розповсюджується у зону, що обмежена по висоті до 2,6 м, по ширині – до 2,7 м; для $\sigma_y = 18,8 - 20,0$ МПа ($K_y = 0,75 - 0,80$) розміри зони по висоті становлять до 3,7 м, по ширині – до 3,0 м.

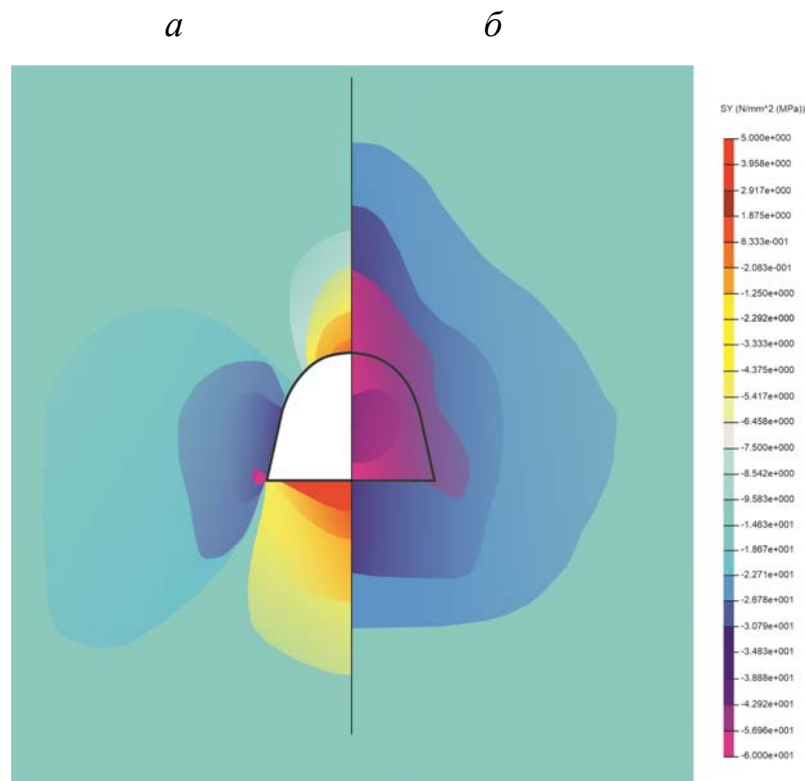


Рисунок 2.2 – Епюри розподілу вертикальних напружень σ_y у поперечних перерізах виробки (способом кольорової візуалізації їх величини) при застосуванні традиційної технології її спорудження: *a* – до прохідницького вибою на відстані 1,0 м; *б* – поза прохідницьким вибоєм на відстані 1,0 м

Необхідно нагадати, що при аналізі НДС для більшої інформативності зазвичай застосовують так звані коефіцієнти розвантаження ($K_y < 1$) або концентрації ($K_y > 1$), які вираховуються як величина σ_y у долях γH – геостатичний вертикальний тиск у недоторканому масиві. У цьому сенсі над останньою зоною розвантаження розташовується велика зона, де відсутній вплив

виробки і $K_y = 1,0$, якщо немає впливу інших виробок.

Аналогічна зона розвантаження у підосві виробки і є одним із головних факторів її зривання. За своїми розмірами вона перевищує зону розвантаження у покрівлі. Так, максимальний рівень розтягуючих $\sigma_y = 4,0 - 7,0$ МПа зосереджений біля контуру підосви виробки на глибину до 0,9 м і ширину – до 4,4 м. Повне розвантаження ($\sigma_y \approx 0$) розповсюджується на глибину до 1,7 м у підосві виробки та по ширині – до 5,0 м, тобто зона займає майже всю ширину виробки. Далі вглиб підосви розтягуючі σ_y переходять у стискаючі, але менші за величину γH . Наприклад, ступінь розвантаження $K_y = 0,50 - 0,65$ діє до позначки 3,6 м за глибиною і по ширині всієї виробки, а коефіцієнт розвантаження $K_y = 0,75 - 0,80$ поширюється до глибини 5,7 м та по ширині (до 6,0 м) трохи виходить за межі виробки. Означені результати цілком співпадають (у якісному плані) з відомими дослідженнями інших фахівців.

У боках виробки (також цілком закономірно) сформовано зону підвищеного гірського тиску, де коефіцієнт концентрації $K_y > 1$; її параметри розподілу характеризуються таким чином:

- концентрація σ_y рівня $K_y \geq 2,0 - 2,5$ має дуже локальну зону дії розміром $0,5 \times 0,4$ м поблизу кутів контуру виробки, та ці концентрації величиною 50 – 65 МПа і більше не тільки можуть руйнувати породи підосви, а й викликати її критичну напруженість з погляду можливості викиду деякого об'єму породи;

- з відходом від боків виробки концентрації σ_y поступово зменшуються, наприклад: при $K_y = 1,6$ висота зони сягає 3,3 м, а ширина – до 1,5 м; при $K_y = 1,4$ висота зони збільшується до 3,8 м, а ширина – до 2,1 м; при $K_y = 1,3$ розміри зони збільшуються до 5,8 м по висоті і до 3,0 м – по ширині; зовсім невелика концентрація $K_y = 1,2$ займає обширну зону висотою до 10,1 м і шириною – до 6,9 м;

- за межами зазначених зон вертикальні напруження σ_y наближаються до величини γH недоторканого масиву, де вплив виробки практично відсутній.

Дані відомості про розподіл σ_y за «базової» епюри для перерізу YX вже у порожнині виробки за 1,0 м від прохідницького вибою наведено з двох причин:

- по-перше, підтвердити адекватність отриманих результатів обчислювальних експериментів існуючим дослідженням інших фахівців;
- по-друге, показати, що небезпечна напруженість прилеглого масиву діє у боках виробки і цій зоні концентрацій σ_y потрібно приділити увагу навіть на ділянці вже проведеної виробки.

Головною небезпекою є підвищена напруженість масиву по трасі виробки, що проводиться. Тут найбільша концентрація компонент НДС виникає біля вибою виробки, що буде доведено з наступного аналізу у перерізах YZ . Зараз розглянемо епюру σ_y навколо майбутнього контуру виробки за 1,0 м до прохідницького вибою. Ця відстань характеризує ділянку найбільших концентрацій σ_y за координатою Z довжини виробки і тут відбувається кардинальна зміна епюри σ_y навколо виробки і по площині самого вибою (див. рис. 2.2, б).

У покрівлі майбутньої виробки спостерігаються тільки стискаючі вертикальні напруження σ_y з концентрацією $K_y > 1$; вони діють як усередині площини перерізу виробки, так і за межами її траси. Всередині площини виробки ближче до її майбутнього контуру розвиваються максимальні концентрації σ_y рівня $K_y \geq 2,0 - 2,5$, а у центральній площині розташована зона $2,0 \times 2,8$ м, де концентрація σ_y зменшується до величини $K_y = 1,6 - 2,0$. Тут необхідно наголосити на значних стискаючих напруженнях σ_y усередині площини виробки, що є загрозою для виникнення газодинамічних проявів гірського тиску. Ці прояви підсилюються великими концентраціями стискаючих σ_y , які діють майже по всьому периметру контура майбутньої виробки за виключенням невеликої зони, що безпосередньо прилягає до поверхні її підосви. Так, концентрація $K_y \geq 2,0 - 2,5$ у покрівлі розповсюджується на висоту до 2,4 м над виробкою і на ширину до 1,1 м у боках; концентрація $K_y = 1,6 - 2,0$ сягає висоти 4,3 м у покрівлі і 2,5 м – у боках.

Концентрації нижчого рівня, наприклад, $K_y = 1,3$, розповсюджуються набагато далі: у покрівлі – до 6,2 м, підосві – до 4,3 м і боках – до 5,5 м.

Наведені результати розрахунку вертикальних напружень σ_y по трасі виробки у масиві, що знаходиться за 1,0 м від прохідницького вибою, однозначно вказують на певну небезпеку розвитку викиду породи, оскільки великі стискаючі σ_y діють у досить поширеній зоні як по площині вибою, так і за межами контуру траси виробки. Отже, актуальність заходів із запобігання (чи обмеження ймовірності) виникнення ГДЯ не викликає сумніву.

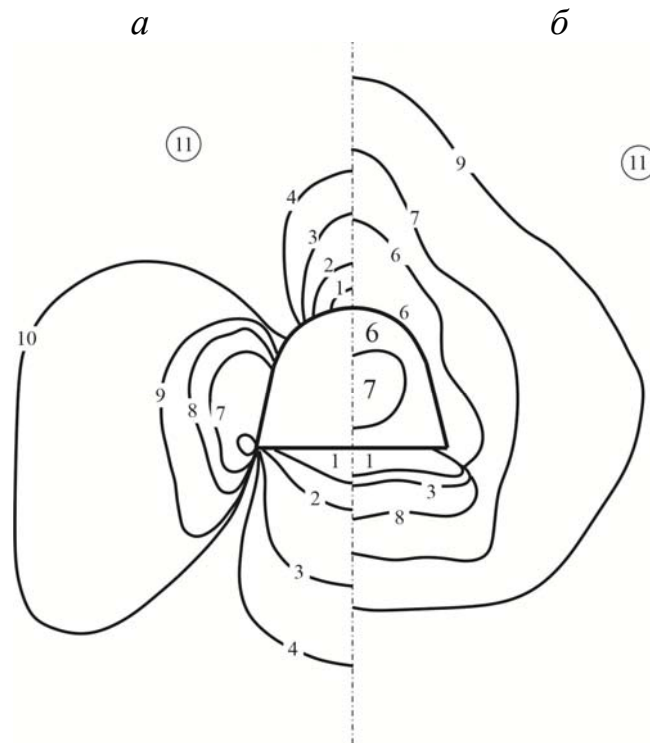


Рисунок 2.3 – Ізолінії вертикальних напружень σ_y у поперечних перерізах

виробки при застосуванні традиційної технології її спорудження: *а* – до прохідницького вибою на відстані 1,0 м; *б* – поза прохідницьким вибоєм на відстані 1,0 м; 1 – $\sigma_y = +(4 - 5)$ МПа; 2 – $\sigma_y \approx 0$ МПа; 3 – $\sigma_y = -(12 - 16)$ МПа;

4 – $\sigma_y = -(17 - 20)$ МПа; 5 – $\sigma_y = -(21 - 24)$ МПа; 6 – $\sigma_y = -(50 - 65)$ МПа;

7 – $\sigma_y = -(40 - 48)$ МПа; 8 – $\sigma_y = -(35 - 39)$ МПа; 9 – $\sigma_y = -(31 - 34)$ МПа;

10 – $\sigma_y = -(27 - 30)$ МПа; 11 – $\sigma_y \approx \gamma H \approx -25$ МПа

Такий висновок наочно проілюстрований на рис. 2.3, де наведено ізолінії рівних напружень σ_y для обох перерізів УХ, що нами вивчалися: за 1,0 м до вибою

у порожнині виробки і вглиб її траси на відстані 1,0 м в гірському масиві. Цей комплект ізоліній є базою для порівняльного аналізу розподілу σ_y з варіантом технології проведення виробки з випереджаючими свердловинами, які виконують функцію розвантаження масиву навколо прохідницького вибою.

Візуалізація варіанту буріння випереджаючих свердловин у вигляді зон розподілу σ_y за кольором їх величини наведено на рис. 2.4 також для двох вертикальних перерізів YX за 1,0 м до прохідницького вибою (у порожнині виробки) і за 1,0 м після нього у гірському масиві. Основну увагу приділено відмінностям параметрів розподілу σ_y у порівнянні з «базовим» варіантом, де випереджаючі свердловини відсутні.

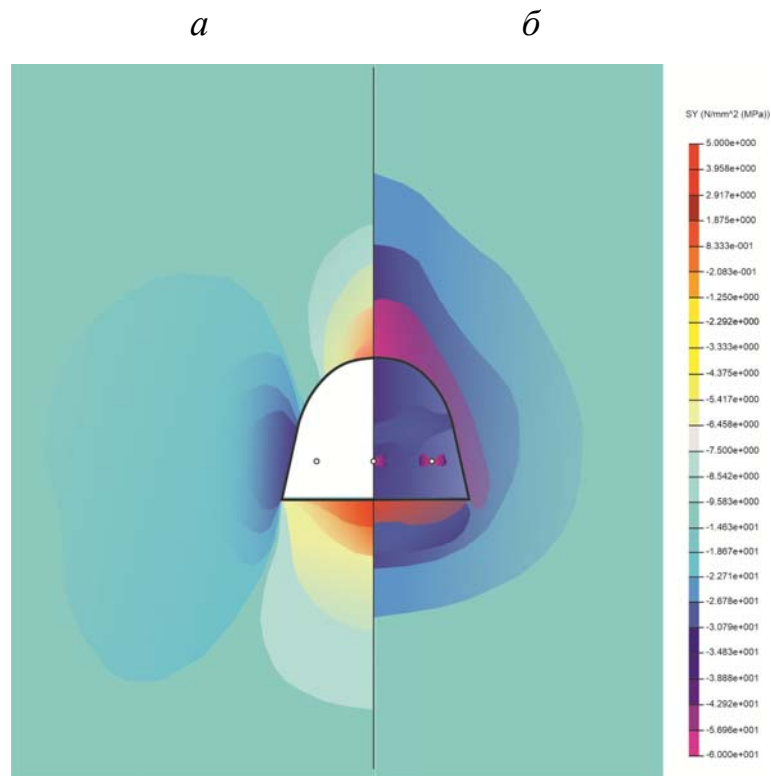


Рисунок 2.4 – Епюри розподілу вертикальних напружень σ_y у поперечних перерізах виробки (способом кольорової візуалізації їхніх величин) при застосуванні технології її проведення з випереджаючими свердловинами:
a – до прохідницького вибою на відстані 1,0 м; *б* – поза прохідницьким вибоєм на відстані 1,0 м

Розглянемо відмінності епюри σ_y у перерізі YX , що розташований за 1,0 м до прохідницького вибою. У якісному плані епюри σ_y вельми схожі між собою, а у кількісних показниках спостерігається невелике збільшення розмірів зон розвантаження у покрівлі і зменшення у підшві; також відбувається зменшення зон концентрацій стискаючих σ_y у боках виробки. Наприклад, у покрівлі і підшві виробки розтягуючі $\sigma_y = 4,0 - 5,0$ МПа розповсюджується по висоті на 20 – 25% більше; висота зони повного розвантаження ($\sigma_y \approx 0$) збільшується на 11 – 13%; висота розповсюдження σ_y з рівнем розвантаження $K_y = 0,50 - 0,65$ і $K_y = 0,75 - 0,80$ залишається практично незмінною; теж саме стосується і відмінностей ширини зон розвантаження різного рівня.

У підшві виробки має місце зворотна тенденція: на 10 – 11% зменшується глибина проникнення розтягуючих $\sigma_y = 4,0 - 7,0$ МПа; на 8 – 9% скорочується глибина зони повного розвантаження; залишається майже незмінною глибина розповсюдження зони розвантаження стискаючих напружень рівнів $K_y = 0,50 - 0,65$ і $K_y = 0,75 - 0,80$; ширина зон розвантаження різних рівнів залишається сталою.

У боках виробки зони концентрацій стискаючих σ_y мають тенденцію загасання величини скорочення зі зменшенням коефіцієнту K_y концентрації: 30 – 40% щодо концентрації $K_y \geq 2,0 - 2,5$; 20 – 25% при $K_y = 1,6 - 2,0$; 10 – 20% при $K_y = 1,4$; 6 – 8% для $K_y = 1,3$.

З наведених даних значне скорочення найбільш небезпечних концентрацій стискаючих σ_y межує з малими розмірами цих зон і тому ефект дії випереджаючих свердловин зменшується, але повністю ігнорувати їх вплив на розподіл вертикальних напружень σ_y неможна. До того ж, цей висновок стосується ділянки вже проведеної виробки, а даний спосіб розвантаження призначений для зменшення напруженості гірського масиву по трасі проведення виробки, тобто за прохідницьким вибоєм. Саме у цій зоні масиву зафіксовано найбільші зміни епюри розподілу вертикальних напружень σ_y .

У межах площини поперечного перерізу майбутньої виробки суттєво

знижується концентрація стискаючих напружень σ_y : повністю відсутня зона з $K_y \geq 2,0 - 2,5$; зона з $K_y = 1,6 - 2,0$ займає верхню і нижню частини перерізу із сумарною часткою близько 78%; залишкову частку перерізу у 22% займає зона з концентрацією $K_y = 1,4$; у порівнянні з «базовим» розподілом σ_y концентрація $K_y = 1,4$ відсутня, а переважну частину площини (близько 66%) займала зона з максимальною концентрацією $K_y \geq 2,0 - 2,5$. Таким чином, спостерігається суттєве зниження концентрацій стискаючих напружень σ_y по площині прохідницького вибою, що дає можливість прогнозувати обмеження ймовірності виникнення ГДЯ.

За межами контуру траси виробки спостерігається загальне скорочення розмірів зони концентрацій стискаючих напружень σ_y : максимальний рівень концентрації $K_y \geq 2,0 - 2,5$ зменшений по висоті на 16 – 18%, по ширині – на 30 – 40%; концентрація рівня $K_y = 1,3$ обмежується по висоті на 16 – 29%, по ширині – на 45 – 50%. Таким чином, зафіксовано суттєве скорочення зон розповсюдження концентрацій стискаючих σ_y і за межами контуру траси виробки, що у сукупності попередніх результатів обґрунтовує значний вплив способу буріння випереджаючих свердловин на зменшення напруженості гірських порід поблизу прохідницького вибою.

Для наочності ефекту дії випереджаючих свердловин на рис. 2.5 наведено ізолінії вертикальних напружень σ_y , що у порівняння з ізолініями σ_y «базового» варіанту не залишає сумнівів щодо доцільності такого способу розвантаження привибійної частини гірського масиву. Цей доведений факт (за результатами моделювання МСЕ) дає змогу стверджувати про перспективність способу і доцільність подальших досліджень по конкретизації параметрів означеного способу проведення гірничих виробок в умовах газодинамічної активності вміщуючих порід на глибинах понад 1000 м.

У ракурсі викладених міркувань проведено порівняльний аналіз розподілу вертикальних напружень σ_y уздовж траси виробки, що споруджується, тобто за координатою Z у вертикальній площині YX (рис. 2.6).

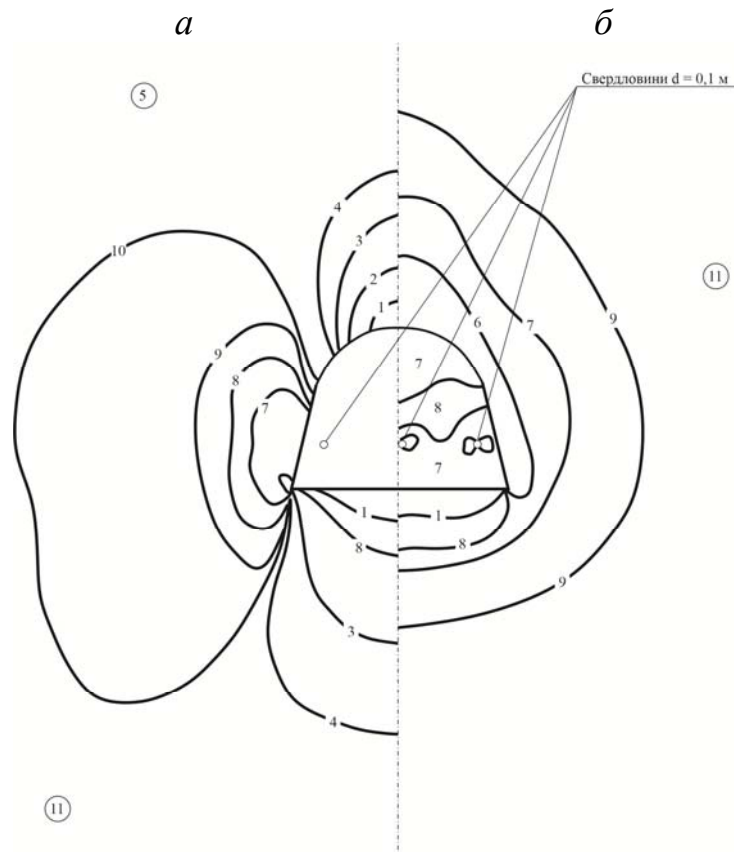


Рисунок 2.5 – Ізолінії вертикальних напружень σ_y у поперечних перерізах виробки при застосуванні технології її проведення з випереджаючими свердловинами: *а* – до прохідницького вибою на відстані 1,0 м; *б* – поза прохідницьким вибоєм на відстані 1,0 м; 1 – $\sigma_y = +(4 - 5)$ МПа; 2 – $\sigma_y \approx 0$ МПа; 3 – $\sigma_y = -(12 - 16)$ МПа; 4 – $\sigma_y = -(17 - 20)$ МПа; 5 – $\sigma_y = -(21 - 24)$ МПа; 6 – $\sigma_y = -(50 - 65)$ МПа; 7 – $\sigma_y = -(40 - 48)$ МПа; 8 – $\sigma_y = -(35 - 39)$ МПа; 9 – $\sigma_y = -(31 - 34)$ МПа; 10 – $\sigma_y = -(27 - 30)$ МПа; 11 – $\sigma_y \approx \gamma H \approx -25$ МПа

При спорудженні виробки традиційним способом (рис. 2.6, *а*) отримано такі результати розподілу вертикальних напружень σ_y . На ділянці вже спорудженої виробки спостерігаються стабільні висота і глибина розповсюдження зон розвантаження σ_y у покрівлі та підшві за координатою Z її довжини. Тільки при підході до прохідницького вибою на відстань 1,5 – 2,5 м починається суттєвий його вплив, що відображається у різкому зниженні розмірів зон розвантаження усіх рівнів аж до нуля.

По трасі споруджуваної виробки за прохідницьким вибоєм в масиві прилеглих порід зони розвантаження повністю зникають, а діють виключно концентрації

стискаючих напружень σ_y . Тенденція їх розподілу полягає у концентрації найбільших σ_y біля прохідницького вибою (на відстані до 2,3 м) і поступовому зменшенні при відході від площини вибою у непорушений гірський масив. Наприклад, максимальна концентрація σ_y рівня $K_y \geq 2,0 - 2,5$ розповсюджується вглиб масиву на відстань до 2,3 м; концентрація рівня $K_y = 1,6 - 2,0$ поширюється вздовж траси виробки на відстань до 4,8 м; величина $K_y = 1,4$ сягає довжини у 7,5 м, а концентрація $K_y = 1,3$ розповсюджується на відстань до 10,4 м. Далі з віддаленням від прохідницького вибою вплив згасає і при $Z = 15 - 17$ м у гірському масиві вертикальні напруження σ_y стабілізуються на рівні початкового стану недоторканого масиву γH .

Наведені результати обчислень НДС прилеглого за прохідницьким вибоєм масиву в цілому не протирічать існуючим дослідженням, що підтверджує їх достатню адекватність, і однозначно підкреслює актуальність виконаних досліджень щодо визначення зон дії небезпечних концентрацій вертикальних напружень з погляду газодинамічної активності гірських порід.

Далі за методичними положеннями був визначений ступінь впливу випереджаючих свердловин на процес розвантаження привибійної частини гірського масиву (див. рис. 2.6, б) за координатою Z напрямку проведення виробки. Що стосується висоти розповсюдження концентрацій σ_y , то суттєвість впливу було визначено раніше і немає сенсу її повторювати. За координатою Z траси виробки спостерігається значне скорочення зон дії концентрацій σ_y усіх рівнів: максимальна концентрація $K_y \geq 2,0 - 2,5$ обмежується на 40 – 44%, концентрація рівня $K_y = 1,6 - 2,0$ – на 45 – 50%, концентрація $K_y = 1,3$ – на 40 – 43%. Тобто, зафіксовано майже стабільне скорочення довжини розповсюдження концентрацій σ_y незалежно від їх рівня, що становить у середньому 40 – 45%. До того ж у площині самого вибою повністю зникають максимальні концентрації $K_y \geq 2,0 - 2,5$, а залишаються тільки концентрації рівня $K_y = 1,4 - 1,6$.

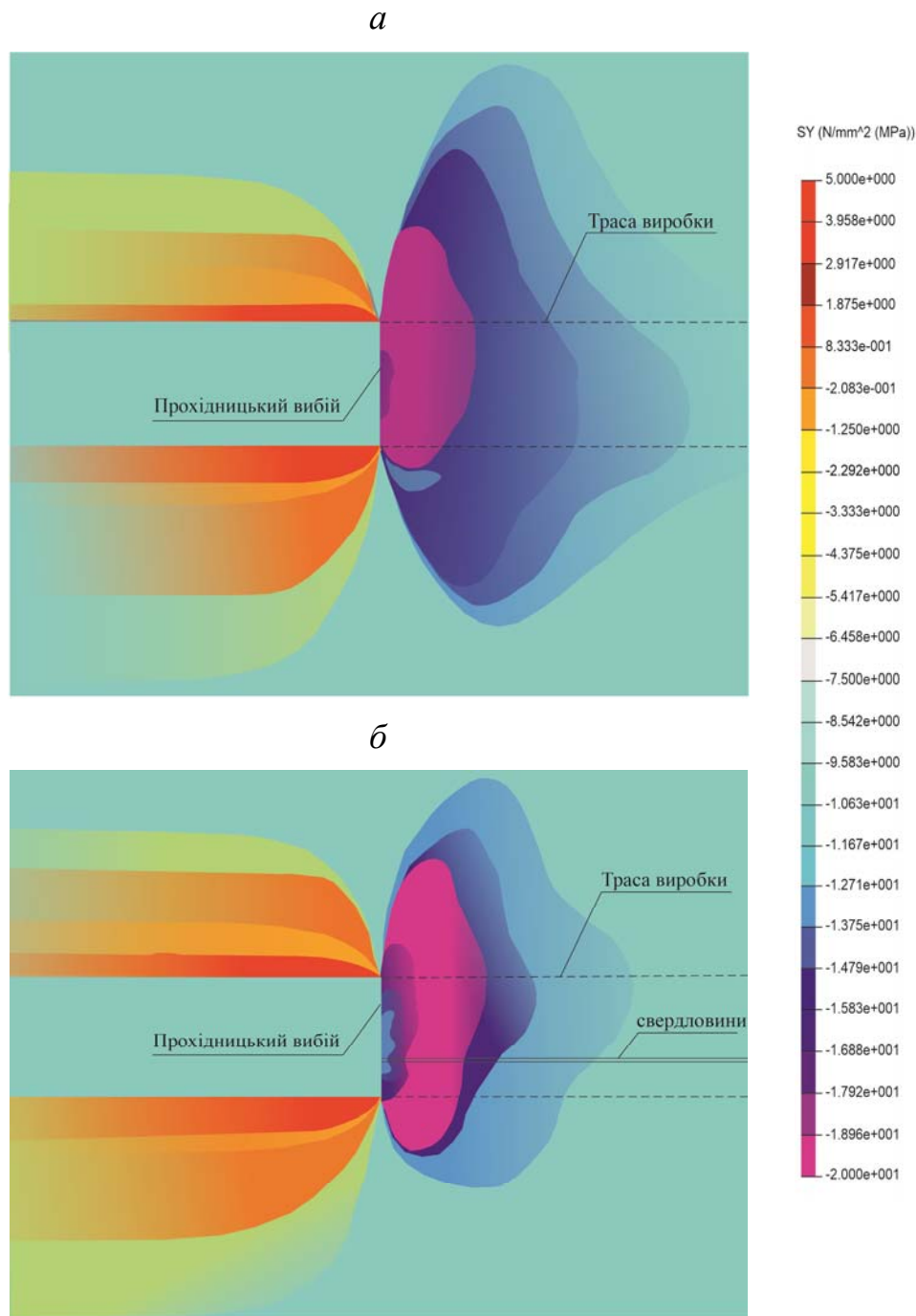


Рисунок 2.6 – Епюри розподілу вертикальних напружень σ_y у поздовжньому перерізі (способом кольорової візуалізації їх величин) за двох варіантів спорудження виробки: *a* – за традиційною технологією; *б* – із застосуванням технології буріння випереджаючих свердловин

Такі результати однозначно доводять ефективність (за фактором дії вертикальних напружень σ_y) застосування випереджаючих свердловин для розвантаження привибійного масиву і зниження, тим самим, небезпеки

виникнення ГДЯ. Опрацювання отриманих результатів більш наочно пояснюється на ізолініях вертикальних напружень σ_y (рис. 2.7), де ступінь впливу випереджаючих свердловин має навіть радикальний характер.

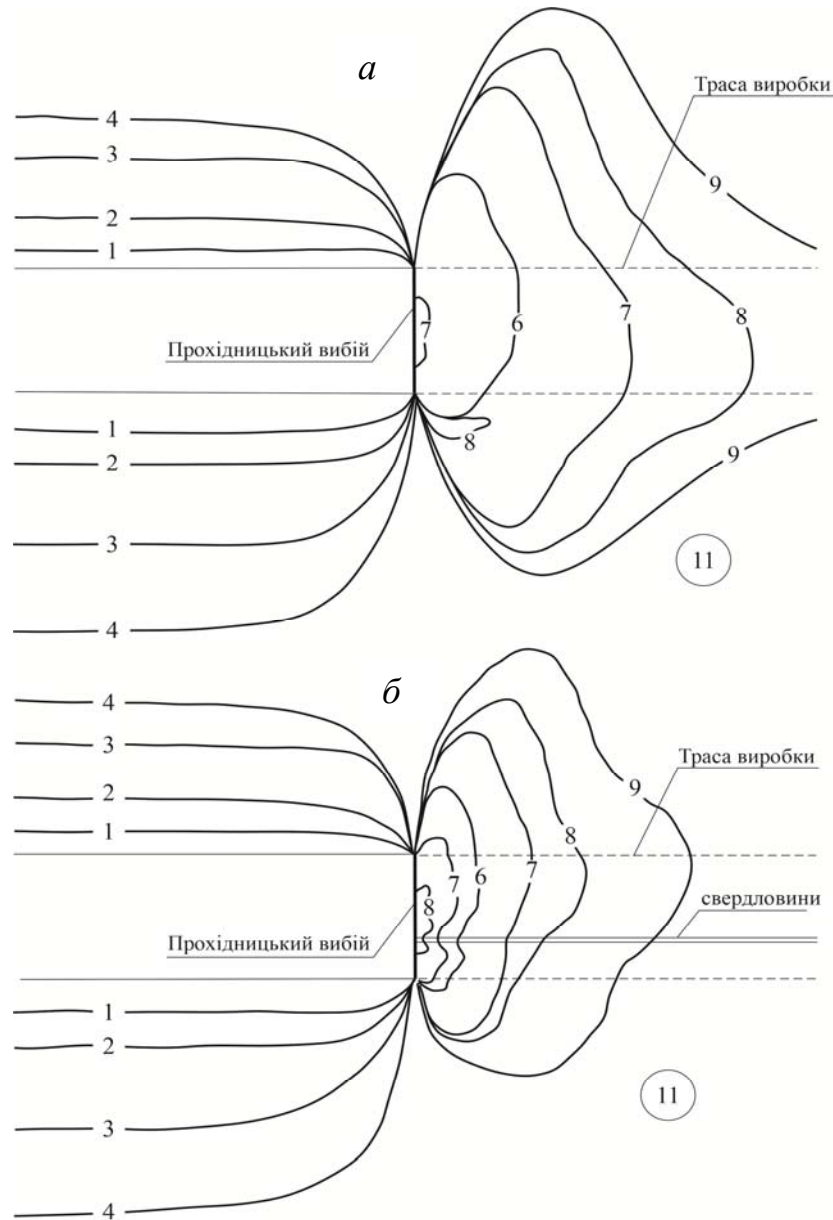


Рисунок 2.7 – Ізолінії вертикальних напружень σ_y у поздовжньому перерізі за двох варіантів спорудження виробки: *а* – за традиційною технологією; *б* – із застосуванням технології буріння випереджаючих свердловин;

1 – $\sigma_y = +(4 - 5)$ МПа; 2 – $\sigma_y \approx 0$ МПа; 3 – $\sigma_y = -(12 - 16)$ МПа; 4 – $\sigma_y = -(17 - 20)$ МПа;

5 – $\sigma_y = -(21 - 24)$ МПа; 6 – $\sigma_y = -(50 - 65)$ МПа; 7 – $\sigma_y = -(40 - 48)$ МПа;

8 – $\sigma_y = -(35 - 39)$ МПа; 9 – $\sigma_y = -(31 - 34)$ МПа; 10 – $\sigma_y = -(27 - 30)$ МПа;

11 – $\sigma_y \approx \gamma H \approx 25$ МПа

2.2.2 Особливості впливу випереджаючих свердловин на поле горизонтальних напружень

Епюра розподілу горизонтальних напружень σ_x у площині YX є найбільш інформативною при вивченні деформацій вигину прилеглих до виробки і її траси породних шарів. Поле σ_x нас цікавить з тієї причини, що при вигині будь-якого літотипу виникають концентрації розтягуючих і стискаючих напружень, а вони, якщо досягли певної величини, можуть бути небезпечними з погляду провокації ГДЯ.

Відповідно до розроблених методичних положень сформовано чотири епюри σ_x – по дві для кожного з варіантів спорудження виробки: традиційної технології та із застосуванням випереджаючих свердловин. Потреба у двох епюрах σ_x виникає тому, що одна з них відображає розподіл σ_x у площині YX за 1,0 м до прохідницького вибою, а інша – на відстані 1,0 м за прохідницьким вибоєм по трасі споруджуваної виробки.

На рис. 2.8 наведено епюру σ_x для традиційного варіанта спорудження виробки, який ми назвали «базовим» у ході порівняльного аналізу. Основні параметри розподілу σ_x можна охарактеризувати за абсолютними величинами та з використанням коефіцієнта концентрації K_x , який визначається за формулою:

$$K_x = \frac{\sigma_x}{\lambda \gamma H}. \quad (2.3)$$

По площині поперечного перерізу за 1,0 м до прохідницького вибою маємо наступні особливості розподілу σ_x (див. рис. 2.8, а). Пісковик у покрівлі та боках виробки досить потужний (8,8 м), тому деформації його вигину над виробкою знижені. Однак у покрівлі зафіксовано стискаючі напруження $\sigma_x = 47 - 55$ МПа, які можна віднести до небезпечних; при наближенні до контуру виробки σ_x зменшуються, але все ще залишаються стискними. У замку склепіння виробки діють мінімальні стискаючі напруження $\sigma_x = 8 - 15$ МПа, але ця зона дуже локальна (0,3×0,8 м), а поряд з нею утворюється зона концентрації напружень

стиснення $\sigma_x = 47 - 55$ МПа з розмірами по висоті до 1,5 м і по ширині – до 0,7 м. У нижній частині приконтурних бокових порід $\sigma_x = 12 - 15$ МПа трохи перевищують початковий геостатичний стан недоторканого масиву.

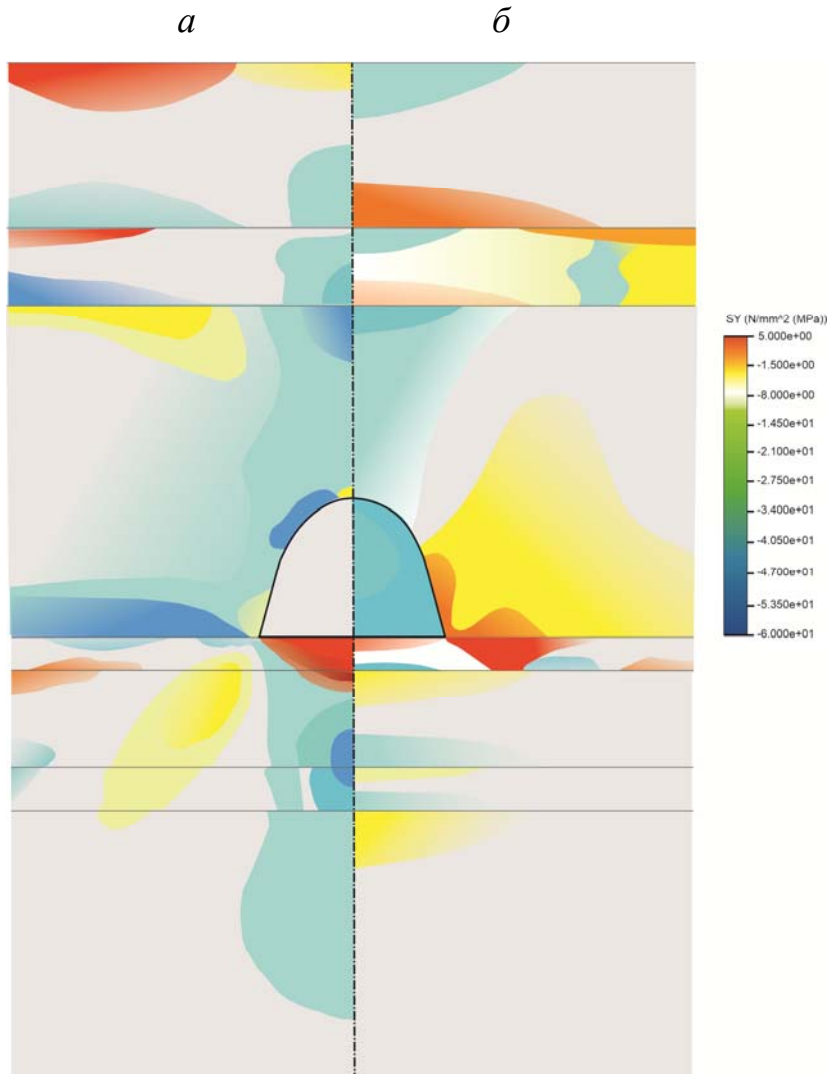


Рисунок 2.8 – Епюри розподілу горизонтальних напружень σ_x у поперечних перерізах виробки (способом кольорової візуалізації їх величин) при застосуванні традиційної технології її спорудження: *a* – до прохідницького вибою на відстані 1,0 м; *б* – поза прохідницьким вибоєм на відстані 1,0 м

Таким чином, над виробкою по її ширині майже немає зон розвантаження, а зони концентрацій стискаючих напружень σ_x мають рівень від $K_x = 1,1 - 1,4$ до $K_y = 4,5 - 5,2$; остання величина K_x вже становить небезпеку щодо газодинамічних проявів гірського тиску. У бокових частинах пісковика з відходом від контуру

виробки спостерігається деякий його вигин у напрямку підшви виробки, але області також обмежені за висотою зони розвантаження ($K_x = 0,5 - 0,9$) у верхній частині пісковика і мають тільки стискаючі напруження σ_x , які у нижній частині пісковика сягають значних величин – до 47 – 55 МПа.

За межами пісковика залягають менш потужні породні шари як у покрівлі, так і у підшві. Їх загальною особливістю є досить інтенсивні деформації вигину, незважаючи на стримуючий ефект пісковика. Так, у покрівлі виробки менш потужні шари вигинаються донизу, що підтверджують концентрації стискаючих напружень (величиною $\sigma_x = 35 - 50$ МПа) у їх нижніх частинах та розвантаження аж до появи розтягуючих σ_x до 3,5– 5,0 МПа. Але це відбувається у відносно обмежених зонах. У підшві виробки для менш потужних шарів спостерігаються такі самі процеси їх періодичного вигину в міру віддалення від виробки.

Безпосередньо під виробкою у першому шарі спостерігаються розтягуючі напруження σ_x до 11 – 12 МПа, які поступово переходять у стискаючі різної концентрації; розтягуючі σ_x поширені до глибини 1,2 м і по ширині виробки. Максимальні концентрації стискаючих σ_x до 50 – 60 МПа також мають локальне розповсюдження по висоті до 1,5 м і по ширині – до 1,2 м.

Підсумовуючи викладені результати можна зробити два висновки: по-перше, встановлені параметри розподілу горизонтальних напружень σ_x на ділянці до прохідницького вибою не протирічать існуючим дослідженням для умов поза зоною впливу очисних робіт; по-друге, на різних ділянках приконтурних порід (у покрівлі, боках та підшві) виникають небезпечні концентрації стискаючих σ_x до 55 – 60 МПа, але вони мають досить обмежене розповсюдження.

Надалі розглянемо параметри розподілу горизонтальних напружень у масиві по трасі виробки на відстані 1,0 м позаду прохідницького вибою (див. рис. 2.8, б). У площині поперечного перерізу майбутньої виробки звертає увагу поширене (до 65%) розповсюдження небезпечних стискаючих напружень рівня 55 – 60 МПа, хоча і на залишковій площині діють $\sigma_x = 35 - 45$ МПа.

За межами контуру виробки у потужному пісковикі напруження σ_x зменшуються з певним наближенням до початкової величини недоторканого масиву за наявності як зон невеликих ступенів розвантаження, так і концентрацій стискаючих напружень. У більш віддалених породних шарах спостерігаються прояви їх вигину, але не дуже високої інтенсивності з наближенням до геостатичного стану недоторканого масиву. Лише у тонкому породному шарі безпосередньої підшви виробки розвивається досить інтенсивний вигін з появою зон високих стискаючих напружень $\sigma_x = 55 - 60$ МПа, але їхні невеликі розміри дають змогу сподіватися на мінімальний рівень небезпеки викиду певних об'ємів гірських порід.

Щодо формування більш детального уявлення про особливості розподілу горизонтальних напружень σ_x при проведенні виробки за традиційною технологією на рис. 2.9 наведено ізолінії рівних σ_x .

У виробці перед прохідницьким вибоєм зміни епюри σ_x не є досить значними, бо призначення випереджаючих свердловин полягає у розвантаженні прилеглого гірського масиву саме за прохідницьким вибоєм. Так, у віддалених від виробки на 5 – 11 м породних шарах покрівлі має місце загальна тенденція розширення зон розвантаження σ_x та зменшення розмірів зон концентрацій і у вміщуючому виробку потужному пісковикі. Але ці зміни розмірів не суттєві і обмежуються зазвичай інтервалом 10 – 15%. До того ж небезпечні концентрації стискаючих напружень $\sigma_x = 40 - 60$ МПа мають дуже обмежене розповсюдження і на нашу думку не становлять загрози раптового викиду породи. У літотипах підшви пісковика теж відчувається слабкий розвантажуючий вплив випереджаючих свердловин з тією ж самою тенденцією обмеження зони концентрацій стискаючих σ_x і розширення зони знижених стискаючих σ_x та дії розтягуючих σ_x .

У підсумку результатів порівняльного аналізу можна стверджувати про незначний вплив випереджаючих свердловин на розподіл горизонтальних напружень σ_x на ділянці виробки до прохідницького вибою.

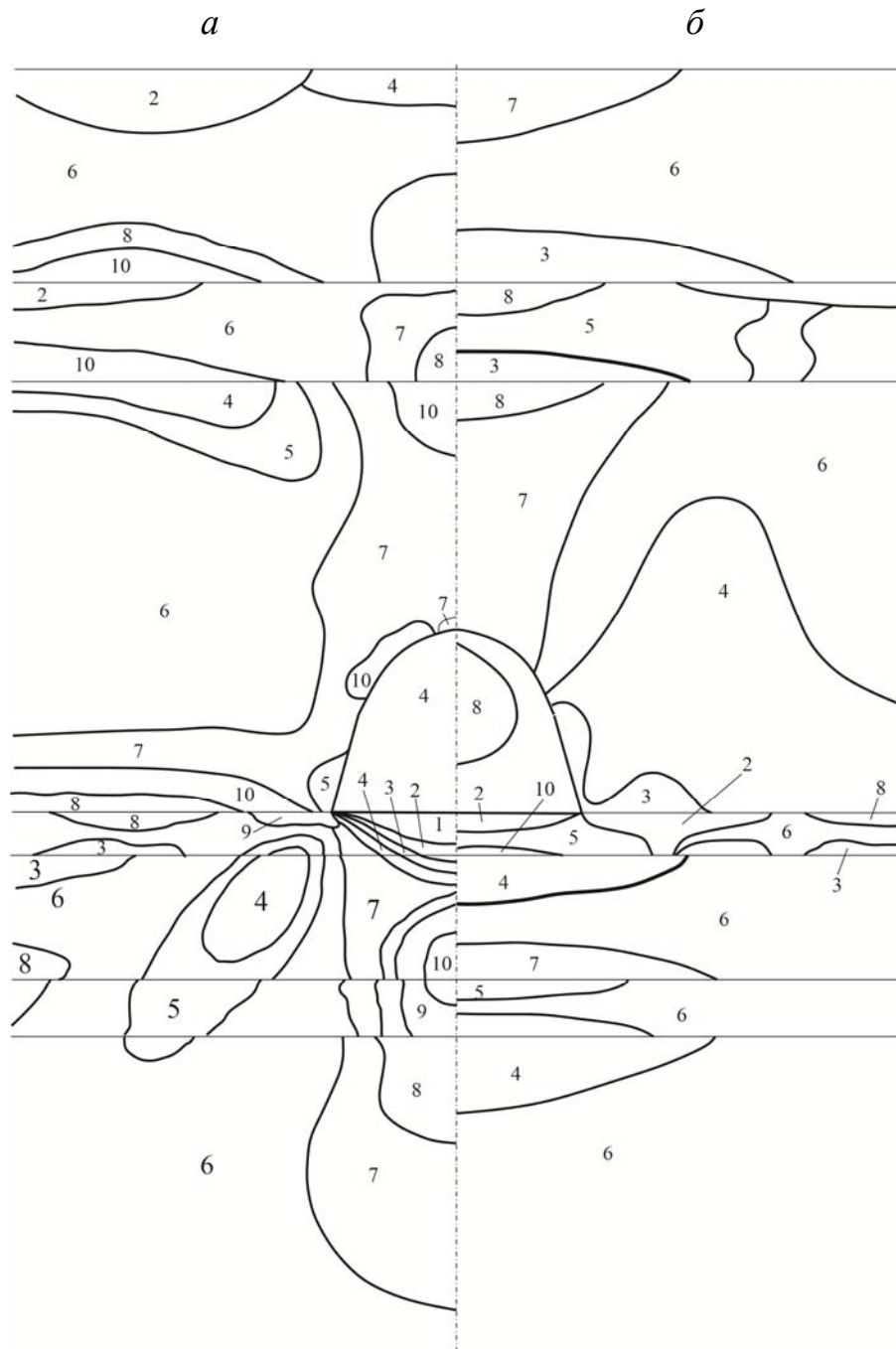


Рисунок 2.9 – Ізолінії горизонтальних напружень σ_x у поперечних перерізах виробки при застосуванні традиційної технології її спорудження:

a – до прохідницького вибою на відстані 1,0 м; *б* – поза прохідницьким вибоєм на відстані 1,0 м; 1 – $\sigma_x = +(11 - 12)$ МПа; 2 – $\sigma_x = +(3 - 5)$ МПа; 3 – $\sigma_x \approx 0$ МПа; 4 – $\sigma_x = -(7 - 10)$ МПа; 5 – $\sigma_x = -(11 - 14)$ МПа; 6 – $\sigma_x = -(15 - 18)$ МПа; 7 – $\sigma_x = -(19 - 23)$ МПа; 8 – $\sigma_x = -(24 - 30)$ МПа; 9 – $\sigma_x = -(35 - 45)$ МПа; 10 – $\sigma_x = -(50 - 60)$ МПа

При застосуванні технології проведення виробки за допомогою випереджаючих свердловин основну увагу зосередимо на відмінностях параметрів розподілу горизонтальних напружень σ_x (рис. 2.10) у порівнянні з «базовим» варіантом.

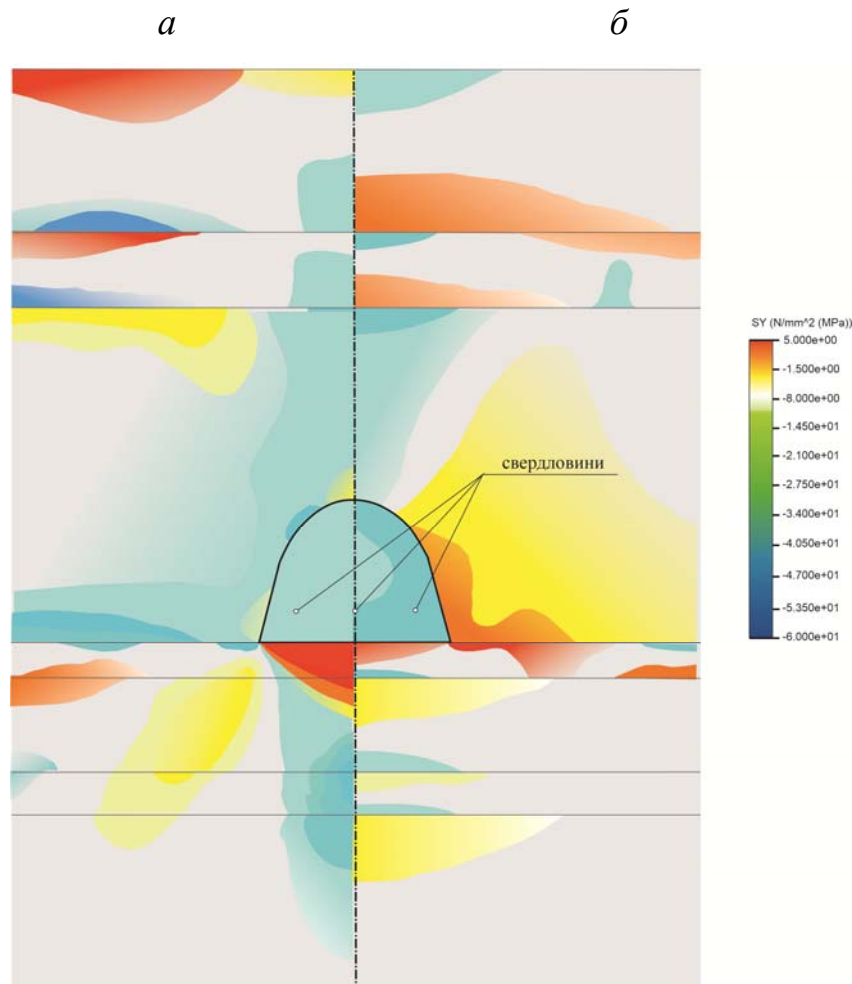


Рисунок 2.10 – Епюри розподілу горизонтальних напружень σ_x у поперечних перерізах виробки (способом кольорової візуалізації їх величин) при застосуванні традиційної технології її проведення: *а* – до прохідницького вибою на відстані 1,0 м; *б* – поза прохідницьким вибоєм на відстані 1,0 м

На ділянці траси виробки за прохідницьким вибоєм на відстані від нього 1,0 м спостерігається різновеликий вплив випереджаючих свердловин. Так, за межами контуру майбутньої виробки підтверджується загальна тенденція розширення зони розвантаження і обмеження зони дії концентрацій стискаючих

σ_x . У породах покрівлі пісковика зафіксований самий слабкий вплив випереджаючих свердловин на рівні до 15 – 20%; у породах підшви пісковика – до 20 – 25%; а у самому пісковику – до 30%. До того ж відсутні або мають місце дуже локальні зони дії викидонебезпечних концентрацій стискаючих напружень σ_x .

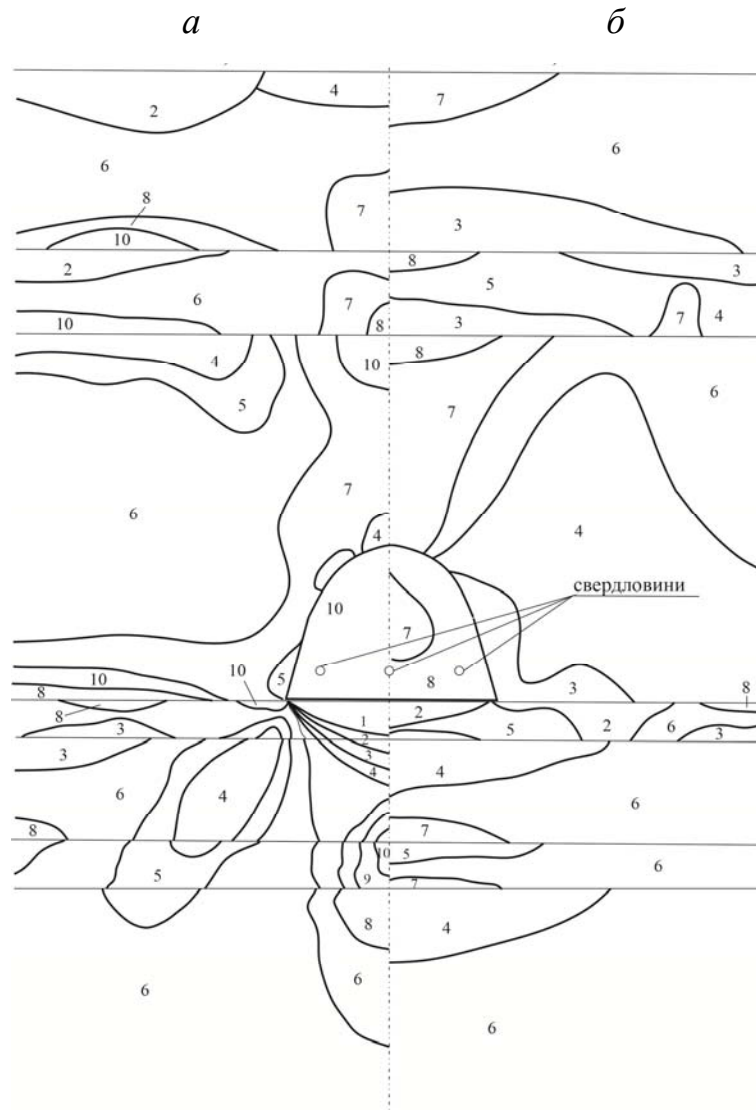


Рисунок 2.11 – Ізолінії горизонтальних напружень σ_x у поперечних перерізах виробки при застосуванні технології її проведення з випереджаючими свердловинами: *а* – до прохідницького вибою на відстані 1,0 м;

б – поза прохідницьким вибоєм на відстані 1,0 м; 1 – $\sigma_x = +(11 - 12)$ МПа;

2 – $\sigma_x = +(3 - 5)$ МПа; 3 – $\sigma_x \approx 0$ МПа; 4 – $\sigma_x = -(7 - 10)$ МПа; 5 – $\sigma_x = -(11 - 14)$ МПа;

6 – $\sigma_x = -(15 - 18)$ МПа; 7 – $\sigma_x = -(19 - 23)$ МПа; 8 – $\sigma_x = -(24 - 30)$ МПа;

9 – $\sigma_x = -(35 - 45)$ МПа; 10 – $\sigma_x = -(50 - 60)$ МПа

Однак по площині поперечного перерізу виробки спостерігається суттєве розвантаження породних об'ємів за фактором дії концентрацій стискаючих σ_x : концентрації $\sigma_x = 55 - 60$ МПа взагалі відсутні; їх змінює менша концентрація $\sigma_x = 40 - 45$ МПа, а у центральній частині перерізу (площа близько 30% від загальної) діють ще менші концентрації $\sigma_x = 30 - 35$ МПа, які лише на 20 – 40% перевищують початковий геостатичний стан недоторканого масиву. Наведені висновки чітко простежуються на ізолініях відповідних горизонтальних напружень (див. рис. 2.11).

Таким чином, вплив способу проведення виробки із застосуванням випереджаючих свердловин на розподіл горизонтальних напружень σ_x у прилеглому гірському масиві можна оцінити за триступеневою шкалою, але зі збереженням загальної позитивної тенденції розвантаження: невеликий вплив до 10 – 15% на ділянці вже проведеної виробки; помірний вплив до 20 – 30% на ділянці по трасі виробки за межами її контуру; суттєвий вплив з пониженням викиднебезпечних концентрацій до 40 – 50% у площині споруджуваної виробки.

Іншою важливою горизонтальною компонентою є напруження σ_z , що найбільш інформативно відображають вигин породних шарів по координаті Z напрямку проведення виробки. Для вивчення впливу буріння випереджаючих свердловин за розробленими методичними положеннями були створені дві епюри σ_z (у вертикальній площині YZ за центральною віссю напрямку проведення виробки), що візуалізовані у кольорах відповідних величин σ_z .

Нагадаємо, що «базова» епюра σ_z відтворює її параметри розподілу за традиційною технологією проведення виробки і наведена на рис. 2.12. На ділянці вже проведеної виробки спостерігаються наступні особливості розподілу горизонтальних напружень σ_z у прилеглому масиві. У шарі, що залягає над пісковиком, дуже чітко проявляються деформації вигину зі зміною їх знаку кривизни по координаті Z , що відбувається здебільшого завдяки середній потужності літотипу. Так, вигин у бік виробки зафіксовано по обидва боки прохідницького вибою: тут у верхній частині шару діють зони розвантаження з

появою розтягуючих σ_z біля площин розшарування. Безпосередньо над прохідницьким вибоєм породний шар вигинається у напрямку покрівлі, – таким чином, зафіксовано періодичну зміну напрямку вигину, яка сприяє утворенню концентрацій σ_z у вміщуючому виробку пісковика.

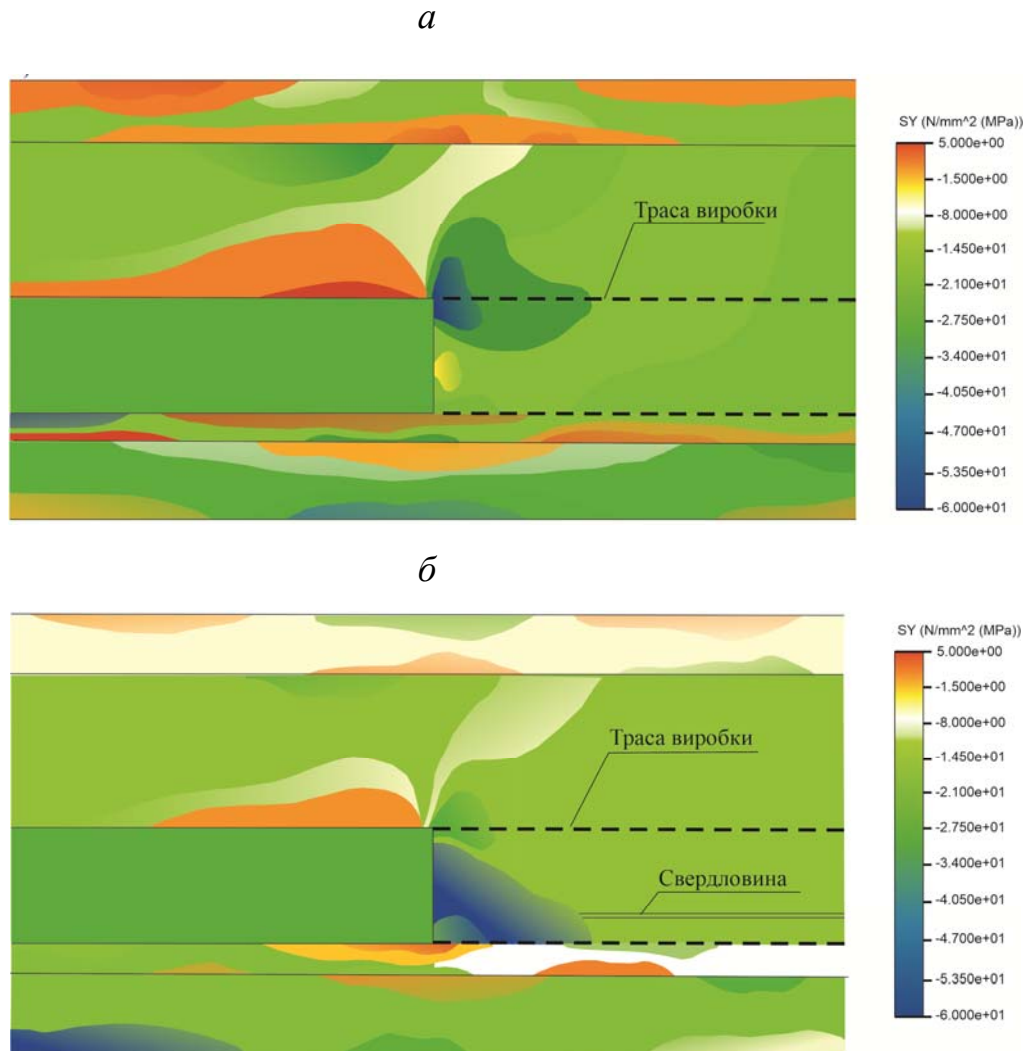


Рисунок 2.12 – Епюри розподілу горизонтальних напружень σ_z у поздовжньому перерізі (способом кольорової візуалізації їх величини) за двох варіантів спорудження виробки: *a* – за традиційною технологією; *б* – із застосуванням технології буріння випереджаючих свердловин

Дійсно, незважаючи на велику потужність пісковика, біля прохідницького вибою на відстані до 3,4 м від нього утворюється концентрація стискаючих $\sigma_z = 30 - 40$ МПа. Сама по собі вона ще не становить особливої небезпеки, але разом зі стискними концентраціями інших компонент напружень може виникнути

викидонебезпечна ситуація. Вона посилюється дією зони стискаючих $\sigma_z = 50 - 60$ МПа, розташованої безпосередньо у верхній прилеглий частині прохідницького вибою.

Породні шари підосви пісковика теж характеризуються періодичними (за координатою Z) змінами знаку кривизни вигину літотипів. Дана ситуація свідчить про високий гірський тиск, що передається від пісковика на тонкі і середньої потужності породні шари.

Наведені параметри епюри розподілу горизонтальних напружень σ_z стали базою для порівняння з епюрою σ_z (див. рис. 2.12, б), яка описує стан гірського масиву при застосуванні випереджаючих свердловин.

У породних шарах покрівлі та підосви пісковика також спостерігається періодична зміна напрямку їх вигину по координаті Z , але зниженої інтенсивності: майже зникають розтягуючі σ_z , а концентрації стискаючих σ_z не перевищують 15 – 20 МПа. Тут доречно звернути увагу на концентрації σ_z у верхній частині прилеглої до вибою зони пісковика; вони не перевищують $\sigma_z \leq 21$ МПа, тобто, відбулося зниження концентрації стискаючих напружень у 2,5 – 3,0 рази. Сама зона скоротилася до 1,4 м по координаті Z .

Відображення параметрів розподілу осьових горизонтальних напружень σ_z у вигляді ізоліній (рис. 2.13) саме по собі більш чітке та інформативне (ніж кольорова візуалізація) і підтверджує основні висновки щодо впливу випереджаючих свердловин на епюру σ_z прилеглого масиву: по-перше, інтенсивність періодичного різноспрямованого вигину породних шарів покрівлі і підосви пісковика знижується, що непрямо свідчить про помірний напружений стан прилеглого масиву (особливо пісковика) без утворення небезпечних аномалій гірського тиску; по-друге, викидонебезпечні концентрації стискаючих напружень σ_z біля прохідницького вибою знизилися у 2,5 – 3,0 рази, а сама зона – з 3,4 м до 1,4 м.

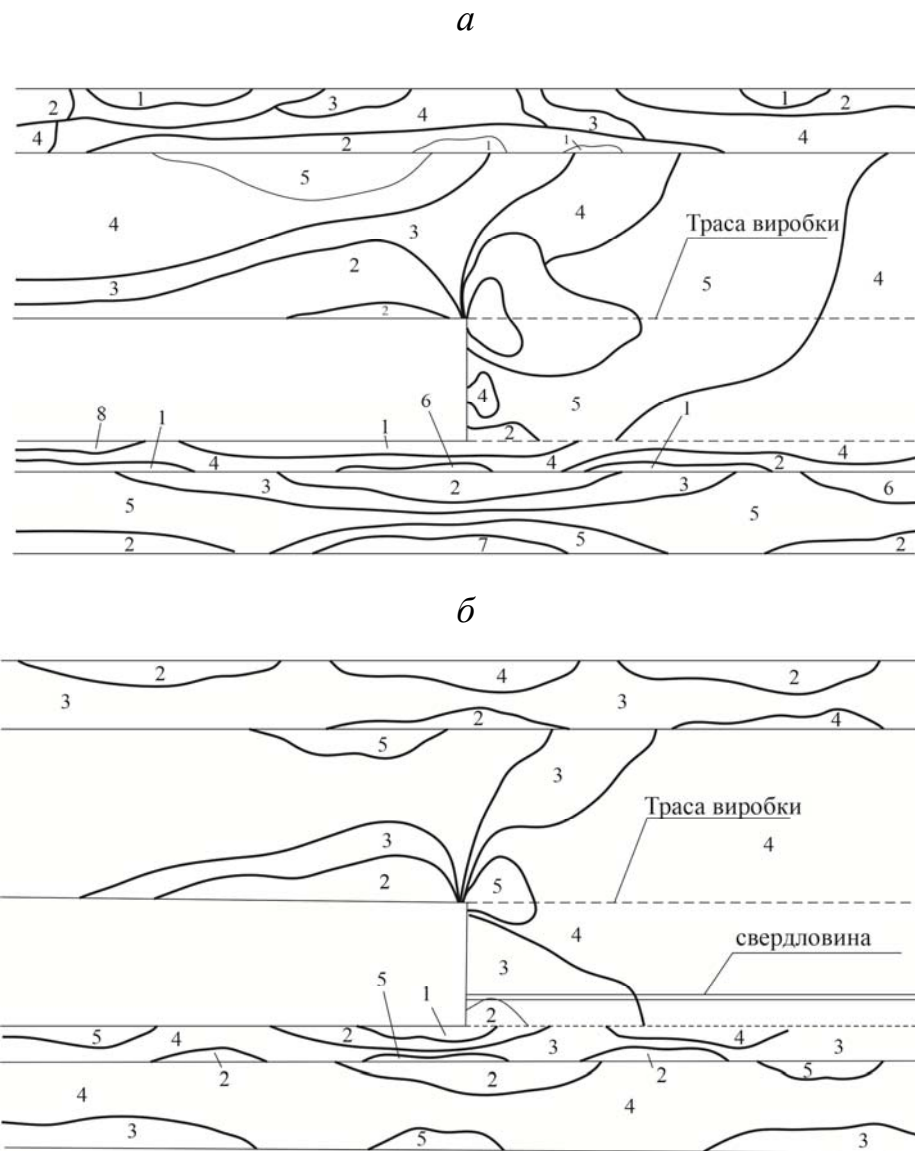


Рисунок 2.13 – Ізолінії горизонтальних напружень σ_z у поздовжньому перерізі за двох варіантів спорудження виробки: *a* – за традиційною технологією; *б* – із застосуванням технології буріння випереджаючих свердловин;

1 – $\sigma_z = +(4 - 5)$ МПа; 2 – $\sigma_z = -(1 - 2)$ МПа; 3 – $\sigma_z = -(7 - 9)$ МПа;
 4 – $\sigma_z = -(13 - 17)$ МПа; 5 – $\sigma_z = -(20 - 28)$ МПа; 6 – $\sigma_z = -(30 - 40)$ МПа;
 7 – $\sigma_z = -(42 - 48)$ МПа; 8 – $\sigma_z = -(50 - 60)$ МПа

2.2.3 Особливості впливу випереджаючих свердловин на поле інтенсивності напружень

Параметр «інтенсивність напружень σ » є узагальнюючим показником у сучасних методиках розрахунків НДС гірського масиву і в існуючих теоріях

міцності його літотипів він використовується для загальної оцінки напруженості порід та визначення областей граничного стану породи шляхом порівняння її міцності з величиною σ . Тому цей показник є дуже важливим при оцінці ступеня небезпечності прилеглих до виробки порід, особливо за межами прохідницького вибою по її трасі спорудження.

З досліджень особливостей полів розподілу компонент σ_y , σ_x і σ_z було визначено найбільш небезпечну зону ділянки траси виробки до 5 – 10 м позаду прохідницького вибою у напрямку ще непорушеного масиву. Тому основну увагу приділено розподілу σ саме на цій ділянці, а вивчення параметрів її поля здійснено у вертикальних площинах YX і YZ , що дає змогу повної оцінки особливостей стану прилеглих гірських порід. У порівняльному аналізі розглянуто тільки стан пісковика, де зафіксовано найпоширеніші зони дії викидонебезпечних концентрацій напружень.

У площині поперечного перерізу YX виробки на рис. 2.14 надано порівняння (за способом кольорової візуалізації) епюр інтенсивності напружень σ за прохідницьким вибоєм на відстані від нього 1,0 м за двох технологій спорудження виробки: традиційної та з використанням випереджаючих свердловин.

За традиційною технологією спорудження виробки (див. рис. 2.14, *a*) маємо такі особливості розподілу інтенсивності напружень σ .

У межах поперечного перерізу виробки діють максимальні напруження $\sigma = 55 - 65$ МПа у приблизно 89% площини; на залишковій частині в 11% діють $\sigma = 48 - 55$ МПа. Обидва діапазони σ є небезпечними, тому що наближені (або дорівнюють з урахуванням послаблюючих факторів) до величини міцності пісковика на стиснення.

За межами контуру виробки у найближчих прилеглих породах теж діють небезпечні концентрації σ вже згаданого рівня: величина $\sigma = 55 - 65$ МПа розповсюджується по висоті до 6,3 м, по ширині – до 1,9 м; концентрації $\sigma = 48 - 55$ МПа розвиваються по висоті до 14,8 м і по ширині – до 4,8 м. Саме тому перший змодельований варіант розташування випереджаючих свердловин передбачає їх буріння під кутом 13° , щоб заглиблена частина свердловини виходила за контур

майбутньої виробки на відстань до 5 м. Тут потрібно зауважити, що певну небезпеку становлять і менш суттєві концентрації $\sigma = 33 - 48$ МПа, які поширюються (за трасою виробки) на висоту до 19,5 м і ширину – до 6,6 м.

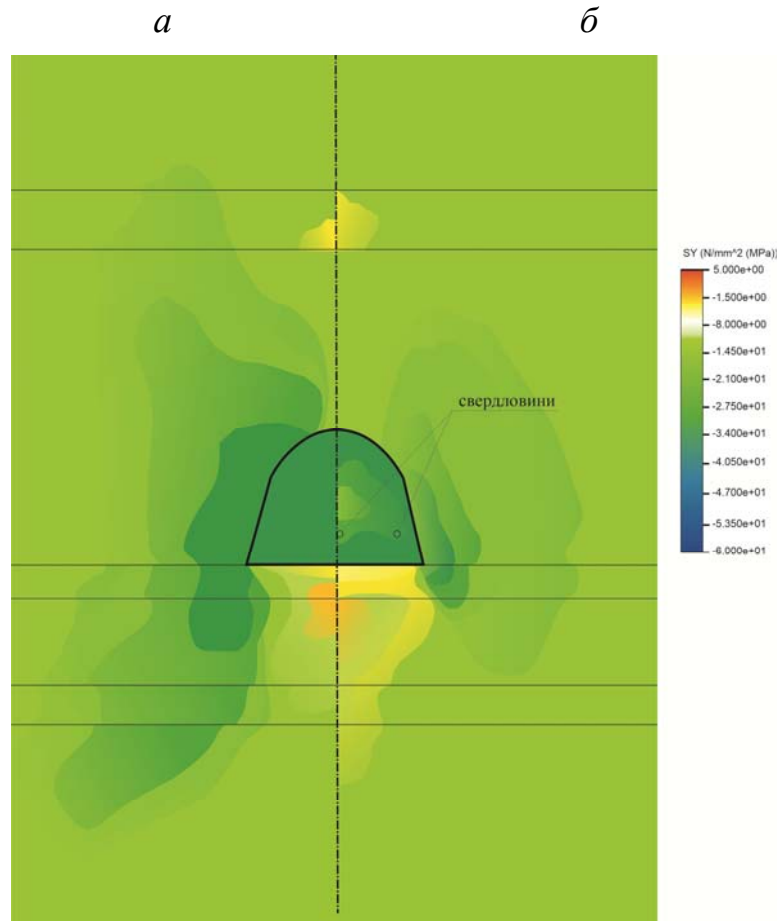


Рисунок 2.14 – Епюри розподілу інтенсивності напружень σ у поперечному перерізі за прохідницьким вибоєм виробки (способом кольорової візуалізації їх величини) при застосуванні технології її проведення: *а* – традиційної; *б* – з випереджаючими свердловинами

Таким чином, зафіксовано поширені зони розповсюдження (у площині $УХ$) небезпечних концентрацій інтенсивності напружень σ за традиційної технології проведення виробки. При запровадженні технології проведення гірничих виробок з використанням випереджаючих свердловин визначено такі відмінності у параметрах поля розповсюдження інтенсивності напружень σ у поперечному перерізі $УХ$ на відстані 1,0 м у масив від прохідницького вибою:

– у межах площини виробки в центральній частині з’являється зона (приблизно 9 – 10%) з $\sigma = 40 - 48$ МПа, якої не було зафіксовано за традиційної технології; площа розповсюдження $\sigma = 48 - 55$ МПа розширилася на 35%, а площа зони $\sigma = 55 - 65$ МПа, навпаки, скоротилася на 44%;

– за межами контуру виробки розповсюдження максимальних концентрацій $\sigma = 55 - 65$ МПа скоротилася на 48% по висоті і на 58% – по ширині; для концентрацій рівня $\sigma = 48 - 55$ МПа маємо зменшення на 62% по висоті і на 67% – по ширині; розповсюдження менш небезпечних концентрацій $\sigma = 33 - 48$ МПа скоротилося на 16% по висоті і на 27% – по ширині.

Таким чином, встановлено дуже суттєвий вплив випереджаючих свердловин (зауважимо, що їх всього три одиниці у поперченому перерізі виробки) у площині УХ за прохідницьким вибоєм на скорочення об’ємів небезпечних порід як всередині контура виробки, так і за його межами.

Даний висновок наочно підтверджує комплекс ізоліній рівних напружень σ , наведених на рис. 2.15.

На заключному етапі досліджень з аналізу НДС прилеглого гірського масиву розглянуто епюри інтенсивності напружень σ у поздовжньому напрямку виробки (площина YZ), які наведено на рис. 2.16 у вигляді кольорової візуалізації величини σ . З обох варіантів технологій спорудження виробки маємо очікувану концентрацію σ за прохідницьким вибоєм по напрямку траси її проведення, але рівень і зони розповсюдження небезпечних величин σ суттєво різний. Так, за традиційною технологією спорудження виробки встановлено параметри розподілу інтенсивності напружень на ділянці траси виробки за прохідницьким вибоєм:

– у центральній частині виробки утворюється відносно невелика зона (висотою до 1,3 м і шириною по координаті Z до 0,5 м) дії вже небезпечних концентрацій $\sigma = 48 - 55$ МПа, а за нею в напрямку масиву розповсюджується зона максимальних концентрацій $\sigma = 55 - 65$ МПа; вона займає висоту до 5,6 м і ширину – до 1,8 м, саме ця зона становить головну небезпеку щодо ймовірного викиду немалих об’ємів перенапружених порід;

– але за вищезгаданою зоною знову поширюються небезпечні, хоча й трохи менші концентрації $\sigma = 48 - 55$ МПа, і вони розповсюджуються вже на дуже

великий об'єм порід – по висоті – до 12,7 м і по ширині у масив (координата Z) – до 5,4 м; тобто, існує ймовірність викиду об'єму порід у $110 - 130 \text{ м}^3$, що може призвести до дуже тяжких наслідків;

– не слід ігнорувати також зону дії помірних концентрацій $\sigma = 40 - 48 \text{ МПа}$, які при певному збігу обставин також можуть спровокувати викид ще більшого об'єму у $250 - 300 \text{ м}^3$, бо дана зона розповсюджена по висоті до 14,2 м і по ширині – до 9,5 м вглиб масиву.

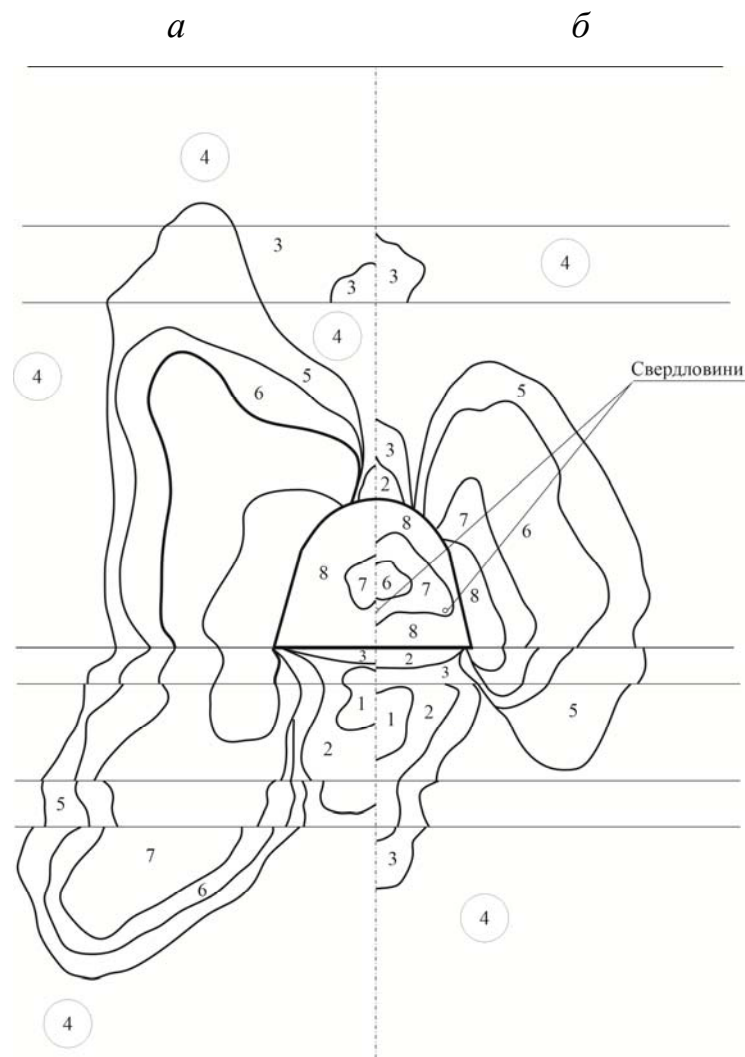


Рисунок 2.15 – Ізолінії інтенсивності напружень σ у поперечному перерізі виробки за прохідницьким вибоєм при застосуванні технології її проведення:

a – традиційної; $б$ – з випереджаючими свердловинами; 1 – $\sigma \approx 0 \text{ МПа}$;
 2 – $\sigma = 6 - 8 \text{ МПа}$; 3 – $\sigma = 10 - 15 \text{ МПа}$; 4 – $\sigma = 18 - 25 \text{ МПа}$; 5 – $\sigma = 30 - 38 \text{ МПа}$;
 6 – $\sigma = 40 - 45 \text{ МПа}$; 7 – $\sigma = 48 - 55 \text{ МПа}$; 8 – $\sigma = 60 - 65 \text{ МПа}$

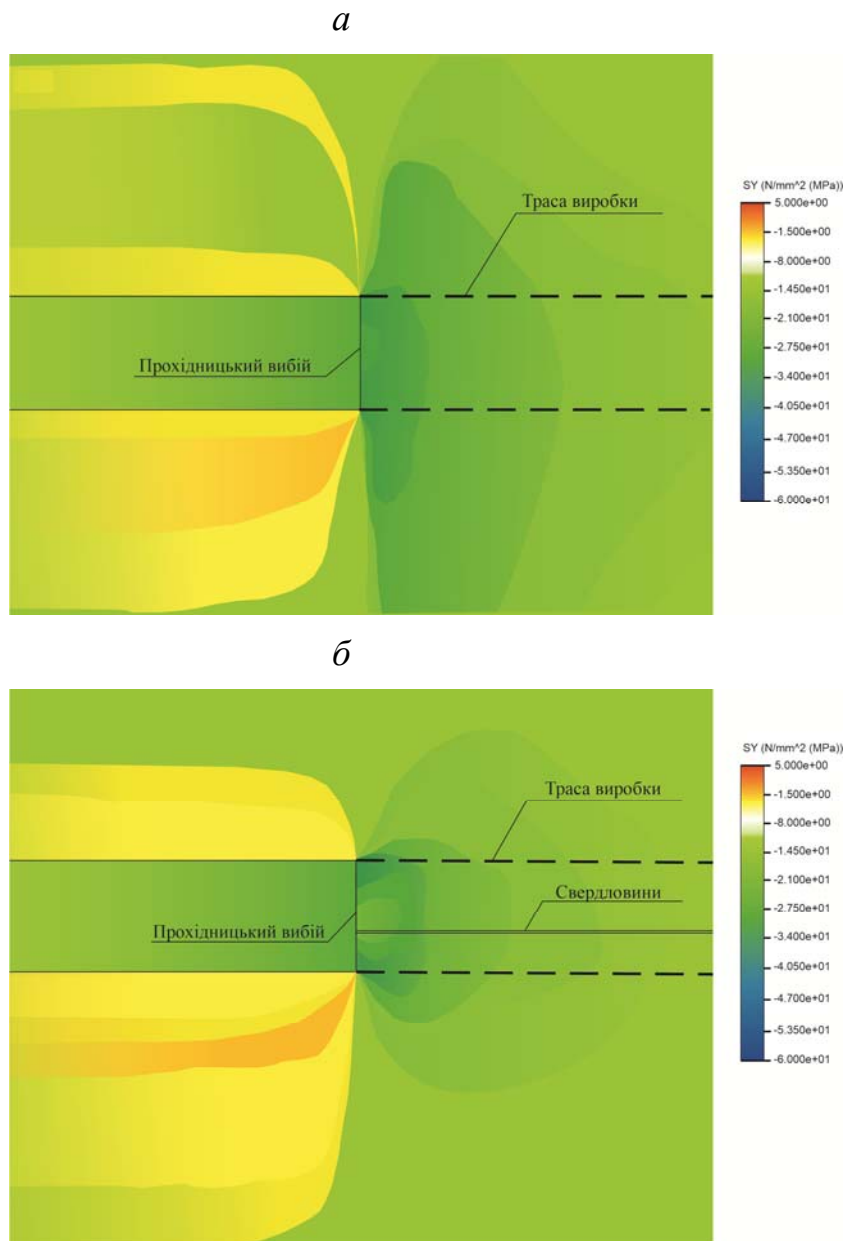


Рисунок 2.16 – Епюри розподілу інтенсивності напружень σ у поздовжньому перерізі (способом кольорової візуалізації їх величини) за двох варіантів спорудження виробки: *a* – за традиційною технологією; *б* – із застосуванням технології буріння випереджаючих свердловин

Таким чином, за традиційної технології проведення виробки існує певна ймовірність виникнення небезпечної аварійної ситуації викиду великих об'ємів перенапружених порід. Завдяки бурінню всього трьох випереджаючих свердловин викидонебезпечні зони суттєво скорочуються: до 34% – для концентрацій $\sigma = 55 - 65$ МПа; до 62% – для концентрацій $\sigma = 48 - 55$ МПа; до 49% – для концентрацій $\sigma = 40 - 48$ МПа (див. рис. 2.16, *б*). Розбудова епюр σ у вигляді ізоліній рівних

напружень σ (рис. 2.17) підтвердила зроблені висновки на користь доцільності застосування технології проведення виробок з бурінням свердловин.

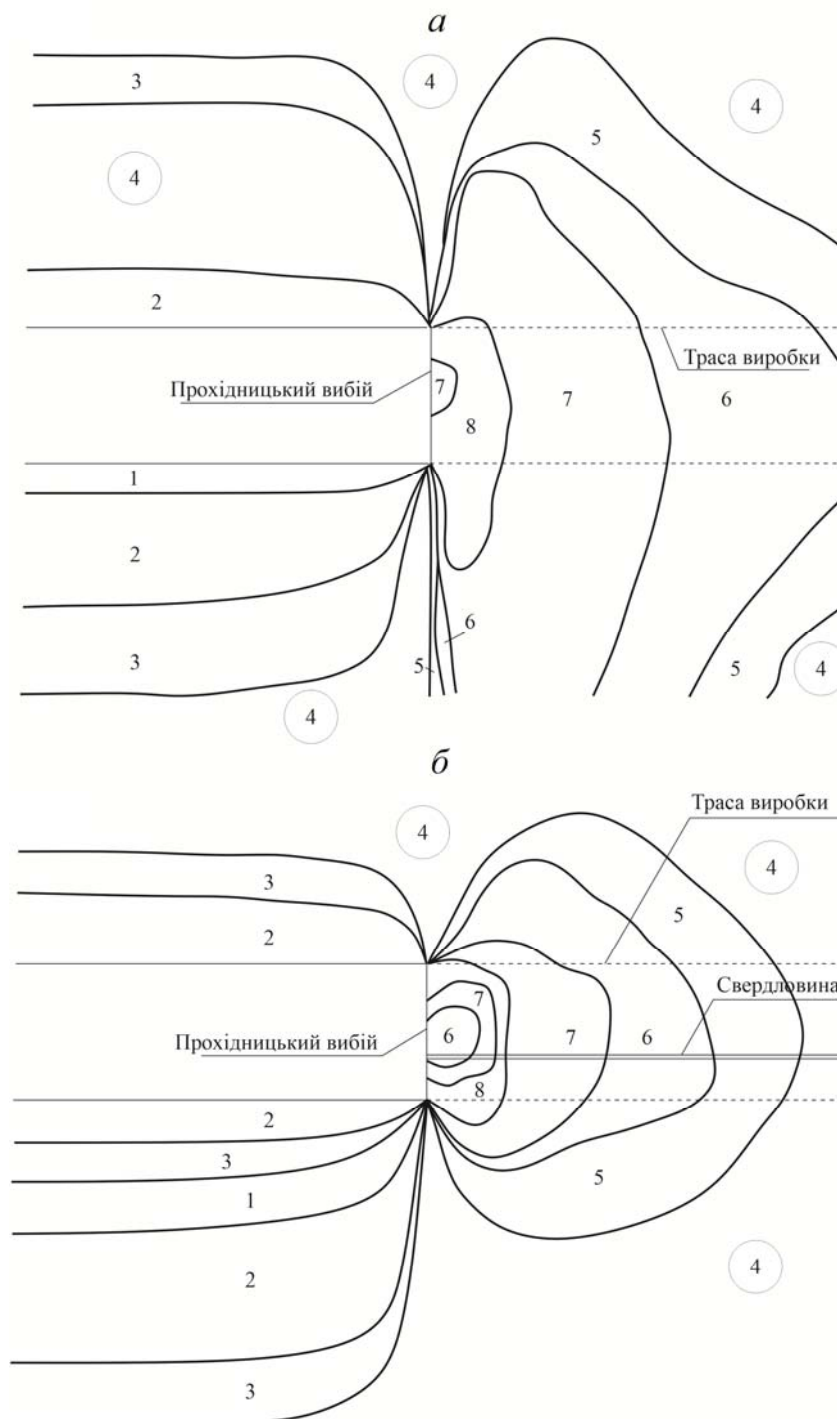


Рисунок 2.17 – Ізолінії інтенсивності напружень σ у поздовжньому перерізі

за двох варіантів спорудження виробки: *а* – за традиційною технологією;

б – із застосуванням технології буріння випереджаючих свердловин;

1 – $\sigma \approx 0$ МПа; 2 – $\sigma = 6 - 8$ МПа; 3 – $\sigma = 10 - 15$ МПа; 4 – $\sigma = 18 - 25$ МПа;

5 – $\sigma = 30 - 38$ МПа; 6 – $\sigma = 40 - 45$ МПа; 7 – $\sigma = 48 - 55$ МПа; 8 – $\sigma = 60 - 65$ МПа

Загалом, порівняльний аналіз усіх найбільш інформативних компонент НДС доводить ефективність застосування випереджаючих свердловин в умовах газодинамічної активності прилеглого гірського масиву на глибинах понад 1000 м.

2.3 Логіка виникнення ефекту розвантаження викидонебезпечного гірського масиву за допомогою буріння випереджаючих свердловин

При моделюванні МСЕ стану прилеглого до виробки гірського масиву виявлено суттєвий вплив буріння випереджаючих свердловин на процес розвантаження порід попереду прохідницького вибою по трасі споруджуваної виробки. Цей ефект встановлено при розташуванні всього трьох свердловин у поперечному перерізі виробки (див. рис. 2.1). Якщо взяти до уваги невеликий діаметр свердловин (наприклад, для бурового станка НКР-100 м стандартний діаметр має два типорозміри $d_{ce} = 85$ мм і $d_{ce} = 105$ мм) і порівняти його з розмірами виробки (зазвичай площа поперечного перерізу у проходці становить $S_{ce} = 15 - 25$ м²), то виникає сумнів щодо достовірності отриманих при моделюванні результатів.

На перший погляд, маємо дуже велику різницю у діаметрі свердловини і розмірах виробки, але за елементарних розрахунків додаткових площин розкритої поверхні від свердловин і порівнянні з площиною вибою виробки встановлений раніше ефект розвантаження прилеглого масиву вже не здається таким сумнівним.

Для доказу наведеної тези розглянемо приклад з бурінням трьох випереджаючих свердловин у прохідницькому вибої виробки, що проводиться площею поперечного перерізу у світлі 17,7 м². Площина розкритої поверхні однієї свердловини дорівнює:

$$S_{ce} = \pi d_{ce} l_{ce}, \quad (2.4)$$

де d_{ce} – діаметр свердловини (розраховуються два типорозміри: $d_{ce} = 85$ мм і $d_{ce} = 105$ мм);

l_{ce} – довжина свердловини.

Стосовно визначення довжини свердловини l_{cv} , яка повинна враховуватися у розрахунках, необхідно зазначити ефективну дію додаткової розкритої поверхні у зоні розповсюдження концентрацій компонент НДС поза прохідницьким вибоєм за трасою спорудження виробки. Найбільш інформативною компонентою є інтенсивність напружень σ , яка враховує дію усіх інших компонент. Тому за ефективну довжину свердловини прийняту таку, що розміщена у зоні небезпечних концентрацій σ . Такими концентраціями визначено $\sigma \geq 30 - 40$ МПа, що перевищують величину σ для початкового стану недоторканого масиву у 2,3 – 2,8 разів. Відповідно до розрахунків НДС (див. рис. 2.16 і 2.17) дані концентрації σ поширюються у масив (по трасі виробки на відстань до 12,2 м; тобто, приймаємо розрахункову величину $l_{cv} = 12,2$ м. Тоді за формулою (2.4) визначаємо площу додаткової розкритої поверхні S_{cv} при трьох свердловинах:

- при $d_{cv} = 85$ мм $S_{cv} = 9,8$ м²;
- при $d_{cv} = 105$ мм $S_{cv} = 12,1$ м².

Отже, при порівнянні з площиною поперечного перерізу споруджуваної виробки маємо (при трьох свердловинах) додаткову розкриту поверхню рівня 55% ($d_{cv} = 85$ мм) або 68% ($d_{cv} = 105$ мм), які є величинами, співрозмірними з відносним впливом випереджаючих свердловин на компоненти НДС прилеглого масиву, встановлених за результатами моделювання МСЕ. На цьому простому прикладі вважаємо доведеними адекватність і достовірність результатів виконаних обчислювальних експериментів.

Остаточні розміри додаткових розкритих поверхонь для уявлення їх співвідношень з площиною прохідницького вибою S_g виробки наведено на графіках рис. 2.18 у відносних величинах S_{cv}/S_g при бурінні 3, 4 і 5 випереджаючих свердловин. Тут ми бачимо коливання у діапазоні 41 – 102% відносної величини додаткової розкритої поверхні для діаметра свердловини $d_{cv} = 85$ мм при зміні площини поперечного перерізу виробки в інтервалі 16 – 24 м²; для діаметра свердловини $d_{cv} = 105$ мм відповідний діапазон становить 50 – 126%. Тобто, отримані дані переконливо доводять (на прикладі додаткових розкритих

поверхонь) існування значного впливу випереджаючих свердловин на процес розвантаження викиднебезпечних літотипів у гірському масиві.

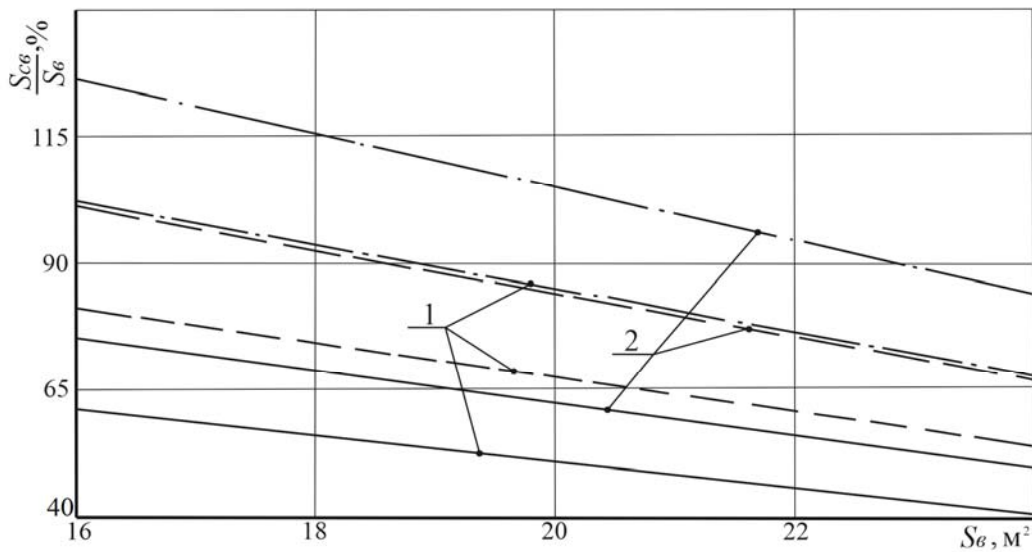


Рисунок 2.18 – Відносний розмір площини додаткової розкритої поверхні випереджаючих свердловин у порівнянні з площиною прохідницького вибою виробки: 1 – діаметр свердловини $d_{св} = 85$ мм; 2 – діаметр свердловини $d_{св} = 105$ мм; - - - - три свердловини у площині вибою; — чотири свердловини у площині вибою; - · - · - п'ять свердловин у площині вибою

2.4 Узагальнення результатів обчислювальних експериментів

Виконані дослідження зміни НДС прилеглого до виробки гірського масиву при застосуванні випереджаючих свердловин дали можливість сформулювати методичні положення щодо визначення раціональних параметрів такої технології запобігання ГДЯ.

Встановлено суттєве обмеження (у середньому 45 – 55%) зон поширення викиднебезпечних концентрацій інтенсивності напружень σ у привибійній частині масиву по трасі виробки і це досягнуто всього при трьох випереджаючих свердловинах довжиною 20 м та діаметром 100 мм. Викиднебезпечні концентрації σ розповсюджуються як по трасі виробки (до 9,5 – 12,2 м за координатою Z), так і в її площині UX , виходячи за межі контуру виробки (у напрямку покрівлі – до 5,2 – 7,5 м, у напрямку підосви – до 7,7 – 8,2 м, у бокові породи – до 4,1 – 4,3 м). Таким

чином, підраховано приблизний об'єм порід ймовірного викиду, що коливається у діапазоні від 110 – 130 м³ до 250 – 300 м³.

Інший важливий висновок полягає у доцільності розвантаження масиву не тільки у розмірах траси виробки, а й за її межами у прилеглих породах. Для цього свердловини необхідно бурити з певним нахилом у бік контуру виробки, а щоб забезпечити найбільш повне розвантаження викидонебезпечного об'єму масиву по трасі проведення виробки доцільно бурити нові свердловини у прохідницькому вибої, коли попередні свердловини вийшли (в міру посування вибою) за контур виробки, а також їх залишкова довжина не перевищує розповсюдження викидонебезпечних концентрацій σ по координаті Z її траси. Тоді забезпечується розвантаження викидонебезпечних порід як у площині вибою виробки, так і за її контуром у прилеглому масиві.

Критерієм початку буріння нової групи свердловин у прохідницькому вибої є умова досягнення (у міру його посування) заглибленою частиною попередніх свердловин контуру розповсюдження викидонебезпечної зони масиву. Ця умова разом з прийнятою (за технологічними процесами та технічними характеристиками бурового обладнання) довжиною свердловин визначає періодичність виконання операції буріння нових свердловин.

Контур розповсюдження зони викидонебезпечних порід визначається ступенем їх напруженості від дії геостатичного тиску, який залежить від співвідношення величин інтенсивності напружень σ і розрахункової міцності породи на стиснення R . Першу складову (рівня напруженості викидонебезпечних порід) визначено при розрахунку НДС прилеглого до виробки масиву за допомогою МСЕ. Другу складову наведено у геологічній документації ПРАТ «ШУ «Покровське» за характеристиками порід: границя міцності на стиснення σ_{cm} у зразку, інтенсивність тріщинуватості і зволоження; за цих відомостей з урахуванням впливу реологічного фактору [7], [10] за нормативною методикою [11] визначається розрахункова величина R міцності породи на стиснення.

Остаточно доцільні схеми розташування випереджаючих свердловин будуть рекомендовані (щодо умов ПРАТ «ШУ «Покровське») після проведення низки

шахтних експериментів з випробування даної технології спорудження гірничих виробок та оцінки її ефективності.

У той же час, треба звернути увагу на необхідність вивчення впливу деяких геомеханічних і технологічних факторів на розповсюдження концентрацій компонент НДС прилеглого масиву, бо наведені обчислювальні експерименти не мають змоги охопити потрібний діапазон умов щодо створення всебічних рекомендацій із застосування технології попереднього розвантаження привиби́йного масиву [12]. Мається на увазі вплив таких факторів.

По-перше, треба враховувати змінну текстуру масиву навколо виробки і механічні властивості літотипів, що його складають. У цьому плані вже розглянуті геомеханічні умови стосуються спорудження польової виробки і вони будуть суттєво відрізнятися від умов спорудження пластової виробки, хоча б за фактором присутності вугільного пласта (низькі міцності і деформаційні характеристики) у поперечному перерізі виробки та, як правило, алевролітів безпосередньої покрівлі і підшви, які теж відрізняються пониженими механічними властивостями у порівнянні з пісковиками. Означені змінна текстура та механічні властивості мають суттєвий вплив на НДС, що доведено багатьма сучасними дослідженнями.

По-друге, треба визначити тенденції впливу параметрів випереджаючих свердловин на ступінь розвантаження прилеглого масиву, щоб визначитися з їх доцільним розташуванням.

По-третє, потрібно поєднання технологічних і геомеханічних факторів у розумінні гнучкості застосування способів розвантаження масиву за вкрай нерівномірного розповсюдження небезпечних концентрацій напружень: їх максимальні величини розташовані поблизу площини прохідницького вибою, тому тут треба додати дію розвантажувальної щілини; на деякий відстані від вибою достатньо тільки випереджаючих свердловин щодо запобігання надмірної напруженості масиву.

Перелічені основні фактори потребують розширення досліджень МСЕ у бік їх багатоваріантності.

2.5 Висновки за розділом

Аналіз науково-технічних видань сформував думку про доцільність використання технології проведення гірничих виробок з випереджаючими свердловинами, що мають головну функцію розвантаження гірського масиву по трасі виробки в умовах газодинамічної активності вміщуючих порід. Доказова база ефективності цього способу розвантаження критично напруженого гірського масиву попереду виробки ґрунтується на комплексному дослідженні, яке містить дві основні складові: обчислювальні експерименти мають за мету розрахунок і аналіз НДС прилеглого масиву з вивчення ступеня впливу випереджаючих свердловин на процес його розвантаження; шахтні експерименти з вивчення стану привибійного простору за різних параметрів розташування випереджаючих свердловин і обрання їх найбільш доцільних варіантів.

Аналітичний етап досліджень з використанням МСЕ дав змогу отримати такі результати:

1. Розроблено методичні засади проведення обчислювальних експериментів та обґрунтовано параметри геомеханічних моделей відповідно до гірничо-геологічних умов об'єкта досліджень. Створений алгоритм аналізу результатів обчислювальних експериментів передбачає розробку двох моделей – з наявністю випереджаючих свердловин та без них. Це дало змогу більш об'єктивно визначити ступінь впливу випереджаючих свердловин на процес розвантаження привибійної частини критично напруженого гірського масиву.

2. Порівняльний аналіз епюр розподілу основних компонент напружень у привибійній зоні гірського масиву виконаний у декількох найбільш інформативних площинах просторової геомеханічної моделі як у поперечному, так і поздовжньому перерізах вже спорудженої частини виробки та на ділянці її траси попереду прохідницького вибою. Вивчено особливості розподілу у просторі вертикальних σ_y , горизонтальних σ_x , σ_z компонент та узагальненого показника – інтенсивності напружень σ . Відмінності параметрів полів НДС визначено при попарному порівнянні двох варіантів проведення виробки:

традиційної, тобто без випереджаючих свердловин – це база для порівняння; з випереджаючими свердловинами – встановлення відмінностей і оцінка їх ступеня. Ефект від буріння випереджаючих свердловин встановлено окремо для кожної компоненти НДС та зроблено узагальнюючий висновок.

3. Вертикальні напруження σ_y мають деякі відмінності свого розподілу на ділянці вже проведеної виробки, але найбільший ефект розвантаження прилеглого масиву спостерігається по трасі виробки за прохідницьким вибоєм. Так, значні стискаючі напруження $\sigma_y \geq 50 - 60$ МПа є загрозою виникнення газодинамічних проявів гірського тиску. При застосуванні випереджаючих свердловин спостерігається суттєве їх зменшення: у межах площини контуру траси виробки така величина σ_y відсутня зовсім, а за його межами зафіксовано скорочення її розповсюдження на 16 – 18% по висоті і на 30 – 40% – по ширині. Загалом скорочення зон розповсюдження концентрацій стискаючих σ_y таке: зона з коефіцієнтом концентрації $K_y = 1,6 - 2,0$ обмежується по висоті на 20 – 24% і по ширині – на 26 – 30%; концентрації рівня $K_y = 1,3 - 1,4$ скорочуються по висоті на 16 – 20%, по ширині – на 45 – 50%. Необхідно зауважити, що такий суттєвий вплив зафіксовано лише при трьох свердловинах, що пробурені у нижній частині вибою виробки.

4. Уздовж виробки встановлено такий вплив випереджаючих свердловин на небезпечні концентрації вертикальних напружень σ_y за довжиною їх розповсюдження уздовж траси виробки: зона максимальної концентрації $K_y \geq 2,0 - 2,5$ обмежується на 40 – 44%, концентрація рівня $K_y = 1,6 - 2,0$ – на 45 – 50%, концентрація $K_y = 1,3 - 1,4$ – на 40 – 43%. Тобто зафіксовано майже стабільне скорочення довжини розповсюдження концентрацій стискаючих σ_y незалежно від їх рівня, що приблизно становить 40 – 45%. До того ж у площині самої виробки повністю зникають максимальні концентрації $K_y \geq 2,0 - 2,5$, а залишаються лише концентрації рівня $K_y = 1,4 - 1,6$. Отримані результати однозначно доводять ефективність застосування випереджаючих свердловин для

розвантаження приви́бійного масиву і зниження небезпеки виникнення ГДЯ.

5. Вплив способу проведення виробки із застосуванням випереджаючих свердловин на розподіл горизонтальних напружень σ_x у прилеглому гірському масиві можна оцінити за триступеневою шкалою, але зі збереженням загальної позитивної тенденції розвантаження: невеликий вплив до 10 – 15% на ділянці вже проведеної виробки; помірний вплив до 20 – 30% на ділянці траси виробки за межами її контуру; суттєвий вплив з пониженням рівня небезпечних концентрацій σ_x до 40 – 50% у площині виробки.

6. Основні висновки щодо впливу випереджаючих свердловин на епюру горизонтальних осьових напружень σ_z у прилеглому до виробки масиві складаються з двох частин:

- по-перше, інтенсивність періодичного різноспрямованого вигину породних шарів покрівлі і підосви знижується, що свідчить про помірний напружений стан прилеглого масиву без утворення небезпечних аномалій гірського тиску;

- по-друге, небезпечні концентрації стискаючих напружень σ_z біля прохідницького вибою знизилися у 2,5 – 3,0 рази, розміри зони скоротилися з 3,4 м до 1,4 м.

7. Встановлено суттєвий вплив (за фактором дії інтенсивності напружень σ) випереджаючих свердловин (у площині YX за прохідницьким вибоєм) на скорочення об'ємів критично напружених порід як у середині контуру виробки, так і за її межами:

- у межах площини виробки в центральній частині з'являється відносно розвантажена зона (9 – 10%) з $\sigma = 40 – 48$ МПа, якої не було зафіксовано за традиційних технологій спорудження виробки; площа розповсюдження $\sigma = 48 – 55$ МПа розширилася на 35%, а найбільш небезпечна зона $\sigma = 55 – 65$ МПа, навпаки скоротилася за своєю площиною на 44%;

- за межами контуру виробки теж розповсюджується максимальна концентрація $\sigma = 55 – 65$ МПа, але вона скоротилася на 48% по висоті і 58% по ширині; для концентрацій рівня $\sigma = 48 – 55$ МПа маємо зменшення на 62% по

висоті і на 67% по ширині; розповсюдження менш небезпечної концентрації $\sigma = 33 - 48$ МПа скоротилося на 46% по висоті і на 27% по ширині.

8. За традиційної технології спорудження виробки існує ймовірність виникнення небезпечної аварійної ситуації з утворення великих об'ємів перенапружених порід від 110 – 130 м³ до 250 – 300 м³. Завдяки бурінню усього трьох випереджаючих свердловин небезпечні зони суттєво скорочуються: до 34% – для максимальних концентрацій $\sigma = 55 - 65$ МПа, до 62% – для концентрацій $\sigma = 48 - 55$ МПа і до 49% – для концентрацій $\sigma = 40 - 48$ МПа.

Загалом порівняльний аналіз усіх найбільш інформативних компонент НДС доводить ефективність застосування випереджаючих свердловин в умовах газодинамічної активності прилеглої гірської масиву на глибинах понад 1000 м.

9. Виникнення суттєвого ефекту розвантаження критично напруженого гірського масиву пояснено на простих логічних розрахунках утворення додаткових площин розкритої поверхні при бурінні випереджаючих свердловин. Показано, що при бурінні всього трьох свердловин додаткова розкрита поверхня в масиві співмірна з площею прохідницького вибою, а при збільшенні кількості свердловин їх сумарна розкрита поверхня стає домінуючим фактором у зниженні напруженості літотипів.

10. Узагальнення результатів виконаних обчислювальних експериментів дало змогу обґрунтувати напрям розширення досліджень МСЕ у бік багатоваріантності щодо створення більш універсальних рекомендацій із застосування технології попереднього механічного розвантаження привибійного масиву з поєднанням способів випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин.

Основні результати другого розділу опубліковано в наукових працях [1], [2], [5], [6], [12].

Список використаних джерел до розділу 2

1. Bondarenko, V., Kovalevska I., Sheka, I., & Sachko, R. (2023). Results of research on the stability of mine workings, fixed by arched supports made of composite materials, in the conditions of the Pokrovske Mine Administration. *IOP Conference*

Series: Earth and Environmental Science, 1156(1), 012011.
<https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012011>

2. Bondarenko, V., Kovalevska, I., Krasnyk, V., Chernyak, V., Haidai, O., Sachko, R., & Vivcharenko, I. (2024). Methodical principles of experimental-analytical research into the influence of pre-drilled wells on the intensity of gas-dynamic phenomena manifestations. *Mining of Mineral Deposits, 18(1), 67-81.*
<https://doi.org/10.33271/mining18.01.067>

3. Bondarenko, V., Kovalevska, I., Symanovych, H., Barabash, M., & Vivcharenko, O. (2018). *Geomechanics of mine workings support systems*. The Netherlands: CRC Press/Balkema, 231 p.

4. Bondarenko, V., Kovalevska I., Symanovych G., Barabash M., Chervatiuk V., Husiev O., & Snihur V (2020). *Combined roff-bolting systems of mine workings*. The Netherlands: CRC Press/Balkema, 254 p.

5. Salieiev, I., Bondarenko, V., Kovalevska, I., Malashkevych, D., & Galkov, R. (2025). Principles of mining-geological classification for maintaining mine workings in conditions of weakly metamorphosed rocks. *Mining of Mineral Deposits, 19(1), 26-36.*
<https://doi.org/10.33271/mining19.01.026>

6. Bondarenko, V., Kovalevska I., Symanovych H., Sachko R., & Sheka I. (2023). Integrated research into the stress-strain state anomalies, formed and developed in the mass under conditions of high advance velocities of stope faces. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, (1254), 012062.*
<https://doi.org/10.1088/1755-1315/1254/1/012062>

7. Усаченко, Б.А., Чередниченко, В.П., & Головчанський, І.Є. (1990). *Геомеханіка охорони виробок у слабометаморфізованих породах*. Київ, Україна: Наукова думка, 144 с.

8. Байсаров, Л.В., Ільяшов, М.О., & Демченко, А.І. (2005). *Геомеханіка і технологія підтримання гірничих виробок, що повторно використовуються*. Дніпропетровськ, Україна: ЛіраЛТД, 240 с.

9. Виноградов, В.В. (1989). *Геомеханіка керування станом масиву поблизу гірничих виробок*. Київ, Україна: Наукова думка, 192 с.

10. Усаченко, Б.М. (1979). *Властивості порід і стійкість гірничих виробок*. Київ, Україна: Наукова думка, 136 с.
11. СОУ 10.1.00185790.011:2007. (2008). *Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони*. Стандарт Мінвуглепрому України. Донецьк: Видавництво ДонВУГІ, 114 с.
12. Симанович, Г., Сачко, Р., & Малова, О. (2024). Концепція комплексного розвантаження масиву при спорудженні виробок на великих глибинах. В *Матеріалах XVII міжнародної науково-практичної конференції «Українська школа гірничої інженерії»* (с. 25-26). Східниця, Україна.
<https://doi.org/10.33271/usme17.025>

РОЗДІЛ 3

МЕТОДИЧНІ ПРИНЦИПИ ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-АНАЛІТИЧНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ ВПЛИВУ ВИПЕРЕДЖАЮЧИХ СВЕРДЛОВИН НА ЙМОВІРНІСТЬ ПРОЯВІВ ГЕОДИНАМІЧНИХ ЯВИЩ

3.1 Загальні положення узгодження результатів експериментальних та аналітичних досліджень

Відповідно до розробленого алгоритму проведення комплексного дослідження закономірностей впливу випереджаючих свердловин на інтенсивність проявів газодинамічних явищ в умовах газодинамічної активності гірничого масиву, що вміщує гірничі виробки, необхідно експериментально перевірити основні висновки, отримані під час моделювання стану прилеглих гірських порід.

Нагадаємо, що за комплексним аналізом полів компонент напружено-деформованого стану встановлено суттєве зниження напруженості гірських порід у привибійній частині викидонебезпечного гірського масиву. Перевірити ці результати прямим експериментальним визначенням діючих компонент НДС практично неможливо, особливо в умовах постійного посування прохідницького вибою. Тому стає очевидною необхідність застосування непрямих експериментальних методів досліджень стану прилеглого гірського масиву та тенденцій зміни інтенсивності проявів ГДЯ при використанні випереджаючих свердловин у технології проведення гірничих виробок в умовах газодинамічної активності прилеглого гірського масиву.

Труднощі встановлення ступеня відповідності результатів аналітичних і експериментальних досліджень закладено у самій природі геомеханічних процесів, що діють у газонасиченому вуглепородному масиві на великих глибинах. Існуючими дослідженнями підкреслюється [1] – [4] необхідність урахування різних взаємопов'язаних факторів, наприклад двофазний стан газу у вільному і сорбованому вигляді; при цьому наголошується [1] – [3], що сорбована газова фаза є визначальним фактором, який провокує газодинамічні прояви

гірського тиску при порушенні рівноважного стану масиву [3]. Також впливовим фактором вважають загально тектонічну порушеність вугленосної товщі.

У цьому сенсі існує багато гіпотез механізму утворення викидів породи і газу [5] – [7], розгляд гірського тиску як основної причини виникнення ГДЯ є лише однією з гіпотез [8], а у роботі [9] навіть отримана статистична залежність вірогідності викидонебезпечності пласта і відносного виходу легких речовин. Однак більшість фахівців схилиються до думки, що гірський удар відбувається за рахунок вивільнення енергії пружних деформацій сильно напруженого масиву [10] – [13]. Існує уявлення про такий фактор НДС привибійної частини вуглепородного масиву: висока мінливість на довжині області граничного стану літотипів попереду вибою, що періодично створює високі викидонебезпечні градієнти компонент напружень і відповідно перепаду тиску газу. Тобто, є досить глибинний зв'язок ймовірності проявів ГДЯ і НДС привибійної частини масиву, але, якщо технологія моделювання МСЕ цього зв'язку не викликає проблем, то експериментальне встановлення закономірностей можливе на даний час лише непрямыми методами і їх показниками.

Проблема існує і з іншого боку безпечного ведення гірничих робіт на пластах з підвищеною газодинамічною активністю і полягають вони у відмінностях, що регламентуються нормативними документами [14] – [19], і дослідженнями [20] – [28] Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. Автори, які підіймають це питання [29], переконані у необхідності коригування нормативних документів з урахуванням розробок [20] – [32].

У напрямі контролю стану вуглевмісного масиву існує низка методів [33] гірничої геофізики, які мають певні переваги у частині: усереднення дрібномасштабних коливань фізико-механічних властивостей масиву і його текстури, суттєве пришвидшення експериментальних досліджень за мінливих гірничо-геологічних умов спорудження виробок; на цій основі визначити закономірності перетворень стану гірського масиву під впливом геомеханічних і технологічних факторів. Одним із найпоширеніших непрямих методів гірничої геофізики є віброакустичний метод, що передбачає вивчення коливального

відгуку масиву на ударний вплив під час роботи очисного та прохідницького обладнання або інших штучних джерел. За допомогою відповідної апаратури здійснюється опрацювання та аналіз технологічних акустичних сигналів щодо:

- прогнозу ГДЯ в очисних і прохідницьких вибоях, раптових викидів вугілля і газу, гірничих ударів, раптового витіснення вугільного пласта тощо;
- прогнозу геологічних порушень попереду вибою, що посувається;
- визначення розмірів зон опорного тиску і розвантаження та інших параметрів НДС біля приви́бійної частини гірського масиву;
- оцінки ефективності заходів запобігання ГДЯ, наприклад, гідророзпушення вугільного пласта або буріння випереджаючих свердловин.

Сьогодні найпоширенішими є методи прогнозу ГДЯ за параметрами акустичних сигналів, що реєструються відповідною апаратурою, наприклад, АПСС-1, АК-1 і АК-1М. Вона дає змогу здійснювати безперервну оцінку ступеня напруженості масиву під час зондування досліджуваної зони акустичними сигналами. Разом з цим є відомості про середній рівень надійності сейсмоакустичного прогнозу ГДЯ близько 60 – 70%, але цей показник намагаються підвищити [34] за рахунок розробки більш достовірних методик прогнозу.

Усі перелічені заходи реалізуються за відносно єдиною схемою: за допомогою спеціальних приладів, наприклад, апаратури передавання сейсмоакустичного сигналу АПСС-1, пружні коливання гірського масиву, перетворені на акустичний сигнал, передають лінією зв'язку на земну поверхню, а з блока управління вводять у персональний комп'ютер для опрацювання, аналізу та прийняття рішень в автоматизованому режимі.

Прогнозними параметрами акустичного сигналу є: резонансна частота, нижня та верхня частоти за середнього рівня амплітуд, амплітуди високочастотної та низькочастотної складової, коефіцієнт викидонебезпечності тощо. Прогноз викидонебезпечності здійснюється автоматично комп'ютером шляхом порівняння поточних значень параметрів акустичного сигналу з їхніми критичними величинами.

Одночасно здійснюється прогноз викиднебезпечності вугільного пласта і прилеглих порід за початковою швидкістю газовиділення. Технологія вимірювань об'єму газу за допомогою витратоміра ПГ-2МА відпрацьована і застосовується на шахтах уже не малий термін.

Прогноз газодинамічної активності гірського масиву в процесі проведення гірничих виробок (здебільшого підготовчих) є найбільш поширеним в оперативному плані [35] – [36]. Такий поточний прогноз ускладнюється існуючим різноманітним проявом ГДЯ і відповідних гіпотез з обґрунтування переважаючої ролі того або іншого фактору [35]. Навіть для одного і того ж явища розроблено різні методи і показники прогнозу. Наприклад, виявлення викиднебезпечних зон у вугільному пласті проводять за початковою швидкістю газовиділення зі шпурів, за акустичною емісією з прилеглого масиву і за міцнісними властивостями вугілля. Прогноз викиднебезпечності гірських порід – за текстурою кернів (їх довжиною та кількістю дисків на 1 п.м керна), показником структурно-петрографічних властивостей, величиною ефективної поверхневої енергії тощо. Прогноз ударнебезпечності – за об'ємним виходом бурового дріб'язку зі шпурів та їх фракційним складом. Прогноз проривів метану – за резонансними частотами штучних акустичних сигналів. Але для поширеного явища раптового витіснення вугілля методики прогнозу не існує [35], хоча цей процес безпосередньо пов'язаний з формуванням зон опорного тиску, тобто з параметрами НДС прилеглого гірського масиву.

Таким чином, за непрямих експериментальних досліджень маємо низку показників, що висвітлюють стан прилеглого гірського масиву, і головне завдання полягає в достовірному їх узгодженні з показниками аналітичних досліджень. При вирішенні цього завдання отримуємо досить об'єктивну оцінку стану привибійної частини масиву як за аналітичними розрахунками, так і за експериментальними вимірюваннями.

За параметрами акустичного сигналу обґрунтовуються такі положення принципів узгодження результатів експериментальних та аналітичних досліджень.

По-перше, загальновідомо, що стан порід, наближений до пружного, характеризується підвищеною енергією відгуку акустичного сигналу, тому що його поглинають здебільшого зони масиву з непружними деформаціями. Тобто, чим менше поширені зони непружних деформацій, тим вища енергія сигналу. З іншого боку, переважно пружний стан масиву навколо виробки, розташованої на великій глибині, свідчить про його суттєву напруженість із суттєвими концентраціями компонент σ_y , σ_x , σ_z і σ , що були встановлені в аналітичних дослідженнях (моделювання МСЕ). Таким чином, можна обґрунтувати певний зв'язок між підвищеними концентраціями компонент НДС та енергією W акустичного сигналу: більша величина W відповідає підвищеним концентраціям компонент НДС, а їх ступінь напруженості можна охарактеризувати загальновідомим у механіці гірських порід інтегральним показником – інтенсивність напружень σ . У цьому сенсі, якщо простежити закономірності зміни (за довжиною виробки або випереджаючої свердловини) параметрів W і σ , то можна знайти певну спільність у їхніх тенденціях. Тобто, доцільно сумісно вивчати функції $W(z)$ і $\sigma(z)$ за координатою z довжини виробки або свердловини, що певним чином поєднуватиме результати експериментальних та аналітичних досліджень.

Особливу увагу слід приділити вивченню закономірностей $W(z)$ і $\sigma(z)$ у випереджаючих свердловинах: їх бурять до 7 одиниць по площині поперечного перерізу виробки, що дає можливість порівняти експеримент із моделюванням ще й у площині ux перерізу виробки. Також з даних сейсмоакустичних досліджень у випереджаючих свердловинах отримують відомості про розміри зон концентрації напружень різного рівня, щоб порівняти їх з аналогічними параметрами, встановленими при моделюванні МСЕ.

Звісно, перше положення використовує непрямі показники для оцінки ступеня узгодження експериментальних і аналітичних досліджень, але, якщо накопичити декілька таких непрямих доказів достовірності (або її відсутності)

отриманих результатів, то це буде досить об'єктивним аналізом вивчення поведінки гірського масиву.

Другим положенням узгодження аналітичних та експериментальних досліджень є спільне вивчення закономірностей зміни (по довжині виробки або випереджаючих свердловин) коефіцієнта довантаження (експеримент), епюр компонент напружень (моделювання), текстури прилеглого масиву з відповідними механічними характеристиками. Коефіцієнт довантаження містить дані про формування зони нестійких порід, яка своєю вагою перевищує початковий тиск недоторканого масиву. На цих ділянках довжини свердловини інтенсивність напружень σ суттєво перевищує міцнісні властивості літотипів – утворюється великий об'єм вугільного штибу – знеміцнення і розпушення вугілля сприяє підвищеному виділенню метану; завдяки утворенню великої кількості бурового дріб'язку (розклинає буровий став) відбувається прихоплення бурового інструменту. Коефіцієнт довантаження K_0 по довжині z свердловини зазвичай змінюється у протифазі до енергії W відклику акустичного сигналу, і це цілком зрозуміло – ділянки порушених порід характеризуються підвищеним коефіцієнтом довантаження та низькою енергією W відклику за рахунок активного її поглинання знеміцненими та розпушеними породами. Отже, порівняння залежностей $K_0(z)$ і $\sigma(z)$ з урахуванням міцнісних властивостей літотипів на ділянці з координатою z також можна віднести до непрямих свідчень про ступінь достовірності результатів моделювання МСЕ.

За наявними методиками досліджень газодинамічної активності вуглевмісного масиву, як правило, визначають коефіцієнт викидонебезпечності K_e , що дорівнює відношенню амплітуд високочастотної та низькочастотної складових спектрів коливань.

Це відносний показник, який слабо корелюється як з енергією акустичного сигналу, так і з коефіцієнтом довантаження; він порівнюється з критичними значеннями згідно з методикою користування апаратурою АПСС-1, які визначаються за спеціальною програмою як середні величини з урахуванням середньоквадратичного відхилення за вибіркою спостережень 30 циклів

посування вибою виробки в безпечній щодо викидів зоні. Показник K_{ϵ} певною мірою встановлюється довільно, передбачає певне коригування критичних значень, а механізм поведінки масиву, що обґрунтовує цей критерій, недостатньо висвітлений. Тому показник K_{ϵ} зазвичай наводиться в даних сейсмоакустичного контролю, але керуватися ним при узгодженні результатів експериментальних і аналітичних досліджень дуже важко.

Третім положенням є спроба узгодження початкової швидкості газовиділення V_z з наявністю небезпечних концентрацій напружень у приви́бній зоні гірського масиву. Ділянки довжини виробки відносяться до небезпечних, якщо вимірювальна початкова швидкість V_z (у л/хв) дорівнює або перевищує критичне значення для даних гірничо-геологічних умов проведення виробки.

Безумовно, на показник V_z впливає низка факторів, пов'язаних з особливостями структури та текстури вугільного пласта, але також суттєвим фактором є гірський тиск на нього (вертикальні напруження σ_y) у сукупності з міцнісними властивостями стосовно інтенсивності напружень σ . Тобто, маємо непрямий зв'язок V_z з компонентами НДС у приви́бній частині прилеглого до виробки гірського масиву.

Четвертим положенням узгодження результатів аналітичних та експериментальних досліджень є пошук зв'язку процесу раптового витіснення вугілля з параметрами гірського тиску. Його поле дії легко визначається при просторовому моделюванні МСЕ, де небезпечні концентрації вертикальних напружень σ_y у більш жорстких породах покрівлі та підшви сприяють розвитку явища витіснення більш слабкого вугільного пласта, що легко деформується. Тобто, сутність раптового витіснення вугільного пласта неодмінно пов'язана з дією аномалій компонент НДС навколо прохідницького вибою, а прогноз цього ГДЯ визначається за акустичним сигналом за відомою методикою шляхом розрахунку коефіцієнта $K_{p,\epsilon}$, що закладений у комп'ютерну програму АПСС-1.

Останнє з використовуваних положень є узгодження полів розподілу компонент НДС прилеглого гірського масиву (моделювання МСЕ) зі ступенем

вибухонебезпечності пісковиків, що визначається експериментально. Тут основним показником прогнозу є поділ керна на диски й утворення кільцевих тріщин. Сутність зв'язку полягає у створенні гірського тиску такого співвідношення вертикальних σ_y та горизонтальних σ_x , σ_z напружень, за якого з'являються як кільцеві тріщини, переважно у площині yx , так і повздовжні тріщини відриву кернів переважно у площині yz .

Прогноз викидонебезпечності пісковиків здійснюють на основі аналізу проб відповідно до вимог [14] – [17], [20], [37] – [39]. Водночас буріння кернових свердловин не завжди можливе [20], [38], [40], тому застосовують інші способи прогнозу викидонебезпечності пісковиків [21], [23], [41] – [44].

У підсумку обґрунтування основних положень узгодження експериментальних та аналітичних досліджень можна стверджувати, що непрямі експериментальні показники стану гірського масиву навколо прохідницького вибою мають певний зв'язок з особливостями розподілу у просторі компонент його НДС і їх достатня кількість дає змогу оцінити ступінь адекватності та достовірності результатів моделювання МСЕ.

3.2 Особливості попереднього експериментального вивчення проявів газодинамічних явищ при спорудженні виробок

За викладеними загальними положеннями було досліджено прояви ГДЯ шляхом вимірювання непрямих показників у процесі проведення конвеєрного штреку 2-ої північної лави блоку №11 із застосуванням випереджаючих розвантажувальних свердловин. У процесі набуття досвіду використання випереджаючих свердловин було виявлено особливості зміни деяких параметрів технології буріння свердловин, що теж висвітлюють певні сторони проявів ГДЯ при спорудженні підготовчих виробок. На наш погляд, виявлені додаткові особливості потребують уваги і їх аналіз ми надали як окрему та попередню частину експериментального вивчення проявів ГДЯ. Нижче ми більш детально роз'яснимо ці особливості структури експериментальних досліджень. Але існує і друга особливість так званого попереднього експериментального дослідження,

яка пов'язана з об'єктом дослідження – конкретною пластовою виробкою, що слугуватиме конвеєрним штреком 2-ої північної лави блоку №11. Справа в тому, що моделювання стану масиву навколо прохідницького вибою в раніше виконаних аналітичних дослідженнях стосується польової підготовчої виробки. Тому в цьому розділі треба ще провести моделювання стану масиву навколо вже зазначеного конвеєрного штреку, і це сприятиме підвищенню достовірності та об'єктивності порівняння результатів аналітичних та експериментальних досліджень; ця обставина відображена в назві розділу 3.

Методичне опрацювання викладених особливостей проведено таким чином. По-перше, аналіз НДС гірського масиву навколо конвеєрного штреку буде викладений більш стисло, ніж у розділі 2 (моделювання приви́бійної частини польової підготовчої виробки), адже нова геомеханічна модель відрізняється тільки наявністю вугільного пласта у поперечному перерізі виробки і по її трасі проведення; тому основні геомеханічні принципи формування зон опорного тиску і розвантаження навколо прохідницького вибою будуть схожі. По-друге, експериментально встановлені особливості проявів ГДЯ при бурінні випереджаючих свердловин ми вважаємо важливими для розуміння перетворень стану гірського масиву і розглядаються в першу чергу за логікою експериментально-аналітичних досліджень.

Отже, за раніше встановленими принципами розвантаження приви́бійної частини гірського масиву навколо конвеєрного штреку покроково бурять 5 випереджаючих свердловин у центральній частині вугільного пласта за схемою, наведеною на рис. 3.1; ця схема розроблена автором і фахівцями ПРАТ «ШУ «Покровське» з урахуванням виходу заглиблених частин периферійних свердловин за проєктний контур видобутку для зниження опорного тиску в приконтурних породах. Саме буріння свердловин по слабкому вугіллю характеризується підвищеною швидкістю процесу і більш інтенсивною дегазацією приви́бійної частини масиву.

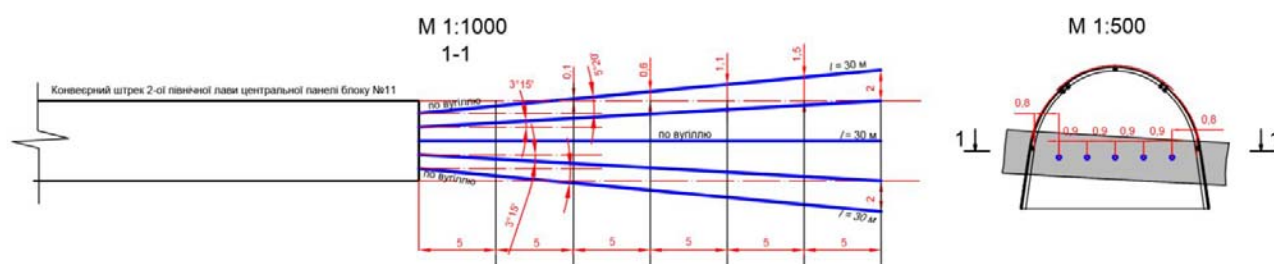
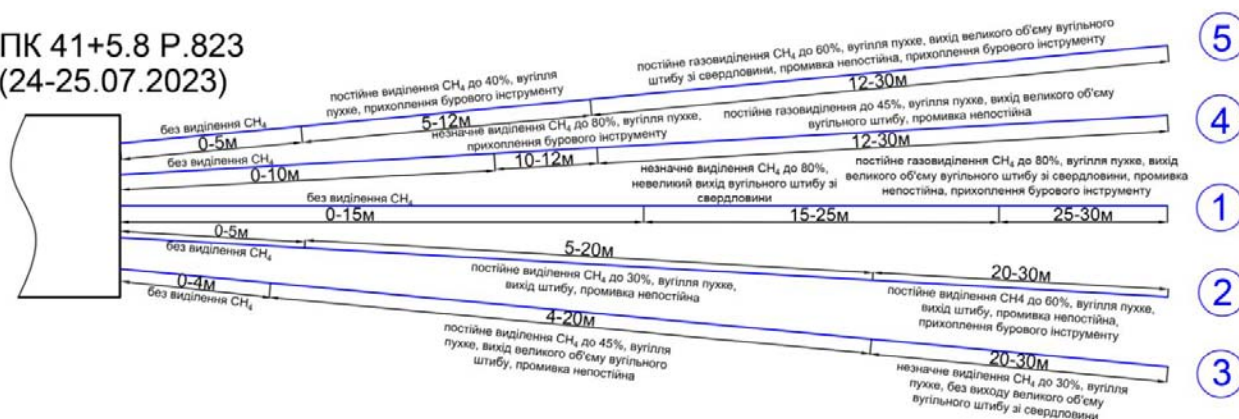
ПК 41+5.8 Р.823
(24-25.07.2023)

Рисунок 3.1 – Схема буріння випереджаючих свердловин у вибої конвеєрного штреку 2-ої північної лави блоку №11

У процесі буріння кожної свердловини здійснювався сейсмоакустичний контроль і вимірювалася початкова швидкість газовиділення за нормативними методиками. Відомості про початкову швидкість V_g газівиділення і противикидні заходи систематизувалися постійно, а для наочності на рис. 3.2 наведено приклад для однієї з ділянок виробки.

Щоб оцінити особливості газовиділення по довжині кожної свердловини, проводився опис процесу буріння, де одночасно наводилися об'єми виходу вугільного штибу, випадкові «прихоплення» бурового інструменту і загальний ступінь знеміцнення вугілля. Довжина буріння випереджаючих свердловин становила 30 м, і аналіз зміни ситуації в процесі буріння дав можливість зробити деякі висновки.

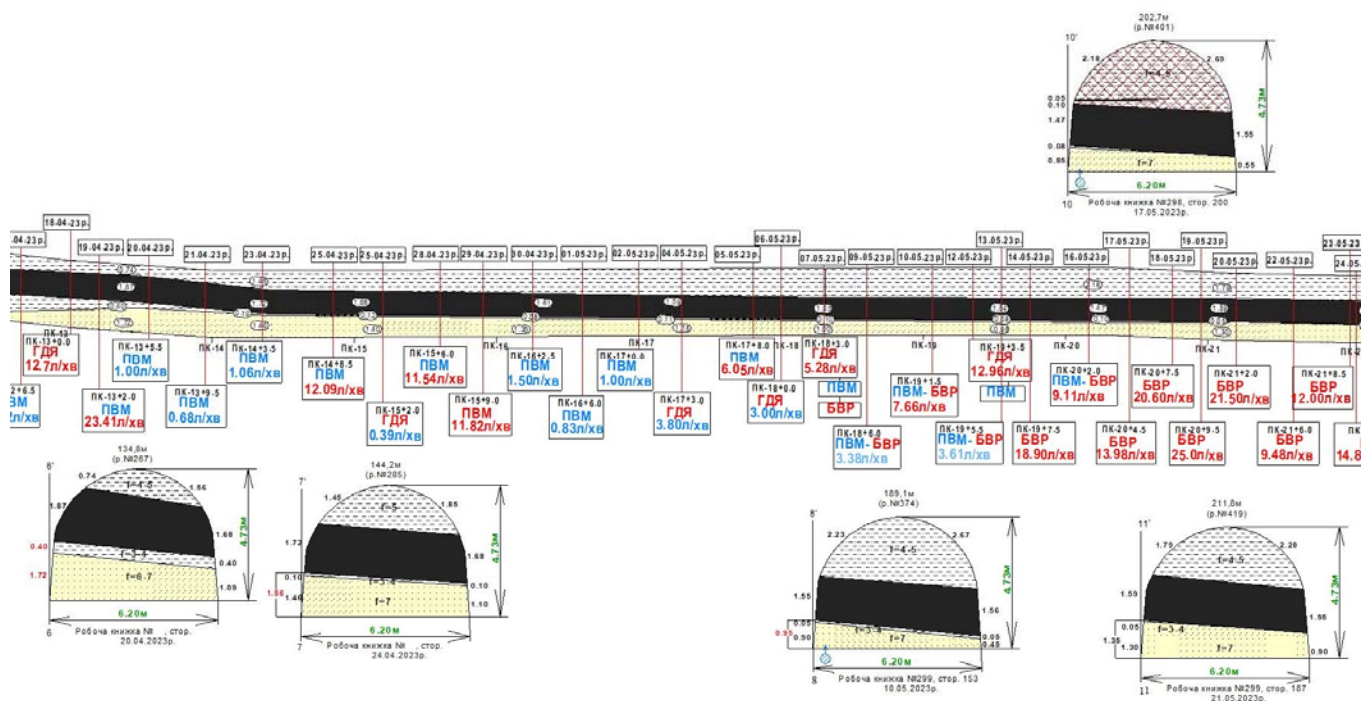


Рисунок 3.2 – Приклад візуалізації вимірювань початкової швидкості газовиділення V_2 і застосування противикидних заходів по довжині виробки

По-перше, статистика газовиділення на різних ділянках конвеєрного штреку доводить понижену величину на першій стадії буріння свердловин довжиною 5 – 15 м; надалі, чим глибше свердловина, тим переважно більше виділяється газу.

По-друге, за ще короткої довжини свердловини вихід вугільного штибу невеликий і він поступово збільшується за довжини свердловини понад 5 – 10 м. Це явище більш активно прослідковується у периферійних свердловинах, а в центральних – невеликий вихід вугільного штибу зафіксовано на довжині свердловини до 15 – 25 м.

По-третє, як починається збільшення виходу штибу, так періодично відбувається так зване «прихоплення» бурового інструменту, що певним чином ускладнює процес буріння.

Тут треба зазначити, що ми навели узагальнені тенденції, в яких бувають певні відхилення (інколи суттєві), але великий об'єм експериментальних спостережень працює на підвищення адекватності і достовірності виявлених трендів. Тому ці особливості потребують пояснень і обґрунтування з погляду механізму розвитку геомеханічних процесів, які відбуваються поблизу

прохідницького вибою при застосуванні випереджаючих свердловин.

З іншого боку, нагадаємо, що непрямі показники газодинамічної активності гірського масиву (див. §3.1) теж вивчалися і про них йтиметься в наступному параграфі.

Згадані вище експериментально зафіксовані три фактори особливостей проявів газодинамічної активності гірського масиву навколо прохідницького вибою по трасі буріння випереджаючих свердловин отримали пояснення в ракурсі механізму деформування приви́бійних порід. Спроба формування такого уявлення базується на загальновідомих положеннях механіки гірських порід [45] – [47] та аналізі НДС приви́бійного масиву, зробленому в розділі 2. У цьому розділі встановлено (при моделюванні МСЕ) параметри збурень НДС, сформовані навколо прохідницького вибою і далі по трасі проведення виробки. На основі цих розрахунків НДС обґрунтуємо експериментально зафіксовані явища при бурінні випереджаючих свердловин.

Розглянемо перший фактор – знижені об’єми газовиділення за ще невеликої глибини свердловини та збільшення газовиділення (у переважній більшості випадків) при збільшенні глибини свердловини аж до їх проєктної довжини 30 м.

Існуючими розробками та дослідженнями автора встановлено дію концентрації напружень компонент НДС біля прохідницького вибою, які поступово зменшуються з виходом від вибою вглиб масиву і на деяких відстанях уже фіксується майже початковий стан недоторканого масиву.

З попередніх досліджень (див. розділ 2) нам відомо про формування у приви́бійній зоні гірського масиву суттєвих концентрацій напружень. Наприклад, концентрації вертикальних стискаючих напружень σ_y сягають величини $K_y = 2,0 - 2,5$ (див. рис. 2.3 і 2.5), що в абсолютних цифрах дорівнює 55 – 70 МПа та є руйнівними по відношенню до міцнісних властивостей літотипів навіть без урахування дії послаблюючих факторів тріщинуватості, зволоження або реології. До того ж, концентрації розповсюджуються і за межами контуру виробки, що передбачає руйнування породи в досить великих об’ємах. Але такі концентрації σ_y діють тільки біля прохідницького вибою і поступово згасають зі збільшенням

відстані від нього (див. рис. 2.7).

Щодо горизонтальних напружень σ_x у поперечних перерізах виробки, то їх епюри вказують на наявність процесу вигину літотипів із появою як концентрацій стиснення, так і зон розвантаження, де діють навіть розтягуючі напруження σ_x (див. рис. 2.9 і 2.11). Звісно, зі збільшенням відстані від прохідницького вибою аномалії σ_x зменшуються у напрямку наближення до початкового стану недоторканого масиву. Аналогічна картина (див. рис. 2.13) спостерігається і для горизонтальних напружень σ_z у напрямку траси виробки: аномалії максимального рівня біля прохідницького вибою поступово зменшуються зі збільшенням відстані від нього і стабілізуються на рівні дії σ_z , що є характерним для початкового стану недоторканого масиву.

Тепер проаналізуємо, як зазначені аномалії компонент напружень у привибійній частині гірського масиву впливають на зміну об'ємів газовиділення по довжині випереджаючих свердловин. Вони самі по собі є додатковим джерелом і шляхом газовиділення і тут треба розмежовувати показник V_z початкової швидкості газовиділення від загального об'єму O_z газовиділення, що надходять у привибійний простір.

Нормативна методика визначення початкової швидкості V_z газовиділення передбачає вимірювання об'ємів метану, що виділяється зі шпурів, які пробурені у боках виробки на відстані 0,5 м від її контуру і мають довжину до 3,5 м.

Дана зона вугільного пласта характеризується дією максимальної величини опорного тиску (вертикальна компонента σ_y) та згинальних напружень (горизонтальні компоненти σ_x і σ_z). Цілком очевидно, що слабке вугілля у зазначеній зоні буде руйнуватися і газ має відносно вільний вихід у порожнину шпурів. Тобто, нормативна методика націлена на визначення максимально можливого газовиділення. Тут необхідно враховувати розташування поруч периферійних випереджаючих свердловин і існує можливість перетину вимірювальних шпурів зі свердловинами. Якщо такого перетину не відбувається, то все одно випереджаючі свердловини спричиняють (власним існуванням)

додаткові концентрації напружень і знеміцнення вугільного пласта поблизу вимірювальних шпурів. Результат – деяке викривлення показників V_z , на що було звернено увагу автора та фахівців виробничої дільниці «Прогноз».

Інша думка стосується того, що за нормативною методикою ми весь час вимірюємо V_z поблизу прохідницького вибою в об'ємі вугілля з максимальним розшаруванням та знеміцненням, а що відбувається трохи вглиб траси виробки (відстань понад 3,5 м) нам невідомо. Однак аномалії НДС масиву розповсюджуються на значно більшу відстань, ніж 3,5 м, як це було встановлено за результатами моделювання МСЕ. У цьому сенсі тенденції зміни загальних об'ємів O_z газовиділення при бурінні випереджаючих свердловин довжиною 30 м дають нам додаткову інформацію про стан масиву по трасі виробки.

Зв'язок тенденцій збільшення O_z по довжині випереджаючих свердловин з параметрами аномалії НДС прибійної частини гірського масиву, на нашу думку, має таке підґрунтя. Раніше згадана найбільш знеміцнена частина привибійного масиву, особливо вугільного пласта, виділяє підвищений об'єм газу, але ця зона обмежена дією максимальних аномалій гірського тиску. З іншого боку, при подальшому бурінні свердловин ступінь знеміцнення вугільного пласта знижується, але збільшується площа поверхонь виділення газу в прямопропорційній залежності від довжини свердловин. Ці два фактори газовиділення протидіють одне одному і очевидно другий фактор переважає над першим. Цьому сприяє природна тріщинуватість вугілля: на глибині понад 1000 м формуються великі вертикальні та горизонтальні напруження, що сприяють певним деформаціям вугілля та інтенсифікації дренажу метану з численних тріщин, тобто газовиділення, хоча й дещо сповільнене, продовжується, а зростаюча площа поверхонь свердловин (у процесі їх буріння) сприяє збільшенню об'ємів газу, який витікає поблизу прохідницького вибою.

Інша причина збільшення об'ємів газовиділення при бурінні свердловин глибше 5 – 15 м пов'язана, на наш погляд, з двома зафіксованими експериментально тенденціями підвищеного виходу вугільного штибу і періодичного «прихоплення» бурового інструменту на заглиблених ділянках

свердловин. Важливо зазначити, що ці явища відбуваються на заглиблених ділянках свердловин (понад 5 – 15 м), а саме такий діапазон відстаней характеризує розповсюдження аномалій гірського тиску за осьюовою координатою z траси виробки. У цьому сенсі зроблено спробу пояснити зазначений вище зв'язок закінчення зони дії аномалії гірського тиску (по трасі виробки) і переходом прилеглого масиву в стан, наближений до початкового недоторканого.

На наш погляд, механізм явищ підвищеного виходу штибу і «прихоплення» бурового інструменту має такі пояснення.

Фактор підвищеного виходу штибу: рівноважний стан масиву порушується свердловиною; навколо неї утворюється приконтурний шар вугілля з підвищеною різницею у компонентах напружень, що викликає руйнування вугілля, особливо на глибині понад 1000 м. Тут постає питання – чому підвищений вихід штибу переважно відбувається саме поза зоною дії аномалій гірського тиску навколо прохідницького вибою? Ми вважаємо, що на ділянці дії аномалій гірського тиску саме вони призводять до знеміцнення певного об'єму літотипів включно з вугільним пластом, в якому деформаційні характеристики порід різко знижуються і призводять до зменшення величин компонент напружень. Тому додаткові зміни НДС від дії свердловин не спричиняють суттєвого додаткового руйнування прилеглого до свердловини вугілля; певний рівноважний стан зон розвантаження обмежує деформування прилеглого вугілля у порожнину свердловини і вихід його штибу дещо обмежений.

Поза ділянкою дії аномалій гірського тиску головним фактором порушень рівноважного стану вугілля є власне свердловини. На глибині понад 1000 м будь-яке зменшення однієї з компонент НДС обов'язково призводить до руйнування слабкого вугільного пласта і цей процес поширюється вглиб прилеглого до свердловини вугілля, що призводить до появи суттєвого об'єму зруйнованого вугілля. Але малі діаметри свердловин не можуть розповсюдити руйнування до порід покрівлі та підшви пласта – вони залишаються у відносно цілісному стані. Однак діючий великий гірський тиск сприяє переміщенню порід покрівлі та підшви в бік вугільного пласта, а опір цьому переміщенню дещо падає, і виникає ефект «видавлювання» слабкого і частково знеміцненого вугілля в порожнину

свердловини. У результаті підвищується вихід штибу і відбувається «прихоплення» бурового інструменту.

Узагальнюючи викладене, зазначимо, що дані уявлення базуються на класичних положеннях механіки гірських порід і пояснюють експериментально зафіксовані тенденції збільшення газовиділення та виходу вугільного штибу, а також підвищеної частоти «прихоплення» бурового інструменту на ділянках довжини свердловини понад 10 – 15 м. Ці загальні негативні тенденції ми спробували пов'язати з довжиною розповсюдження аномалій гірського тиску по трасі виробки. У результаті досліджень, на наш погляд, треба обмежити глибину буріння випереджаючих свердловин до 15 м. При цьому власне гірський тиск сприятиме розвантаженню надто напруженої привибійної частини масиву шляхом знеміцнення її деяких зон, що обмежує ймовірність виникнення ГДЯ при проведенні гірничих виробок.

3.3 Результати прогнозу геодинамічних явищ за нормативними методиками

Як було зазначено раніше, у процесі проведення конвеєрного штреку 2-ої північної лави блоку №11 фіксувались і вивчались параметри сейсмоакустичного сигналу та початкової швидкості V_2 газовиділення за чинними нормативними методиками. Оскільки нормативними методиками передбачено визначення непрямих показників, то й оцінка ступеня загрози ГДЯ має лише певну достовірність: загалом чітких тенденцій зміни показників сейсмоакустичного контролю або початкової швидкості газовиділення за довжиною випереджаючих свердловин і по трасі виробки виявлено не було. Але при цьому відбувалися зміни глибини розташування виробки і параметрів текстури вуглевмісного масиву. Також було відзначено невідповідності ступеня загрози ГДЯ за даними сейсмоакустичного контролю та методикою вимірювання початкової швидкості газовиділення.

На наш погляд, упровадження нормативних методик треба обов'язково використовувати в оперативному порядку при проведенні гірничих виробок, але ставитися до результатів критично з урахуванням інших спостережень при

бурінні випереджаючих свердловин та наявних заходів запобігання ГДЯ. Цей загальний висновок пояснимо на конкретних прикладах вимірювання непрямих показників газової динамічної активності прилеглих до виробки порід.

На вже наведеному прикладі (див. рис. 3.2) можна побачити певну стохастичність показників вимірювання початкової швидкості V_z газовиділення по довжині виробки. Тут треба зауважити, що в процесі проведення виробки дещо змінюється глибина її розташування, але більш суттєво – текстура порід покрівлі і підосви вугільного пласта та його потужність; також коливаються координати розташування виробки відносно вугільного пласта. Однак не виявлено якихось стійких тенденцій впливу зазначених вище факторів на показник V_z . Про що можна досить упевнено говорити, так це про різку зміну V_z біля порушень текстур типу великих тріщин і дрібноамплітудних скидів. Але цей зв'язок досить прогнозований – зазвичай порушення текстури при їх розкритті (у процесі спорудження виробки) дають вагомий стрибок в інтенсифікації газовиділення.

Що стосується самого впровадження випереджаючих свердловин і впливу їх параметрів, то треба зазначити таке. Власне наявність випереджаючих свердловин зменшує початкову швидкість V_z газовиділення на 20 – 60%, якщо узагальнити показник на великій ділянці довжини виробки; при цьому суттєві коливання V_z можуть бути як у позитивний (зменшення), так і негативний (збільшення) бік. Підстава для узагальнюючого порівняння була висвітлена раніше і полягала у відсутності будь-якого суттєвого впливу глибини розташування виробки та текстури прилеглого масиву – стохастичність показника V_z не дає змоги відокремити хоча б якусь тенденцію впливу. А узагальнене зменшення V_z при застосуванні випереджаючих свердловин цілком зрозуміле – з'являються додаткові порожнини для дренажу газу, які відбирають деяку його кількість із вимірювальних шпурів.

За довжиною випереджаючих свердловин уже встановлено і пояснено тенденцію збільшення об'ємів газовиділення, виходу вугільного штибу, частоти «прихоплення» бурового інструменту. Ця стала закономірність підтверджується на інших ділянках виробки, зокрема, що зображено на рис. 3.3; але цю

візуалізацію ми навели через періодичну фіксацію ще одного непрямого показника – витіснення деякого об'єму вугілля. Це явище вочевидь вказує на дію опорного тиску як негативного фактора в підвищенні ймовірності проявів ГДЯ.

Аналогічна картина відсутності сталих тенденцій спостерігається і при здійсненні акустичного контролю апаратурою АПСС-1. Для обґрунтування цього твердження наведено фрагменти спостережень (табл. 3.1) і висновки (табл. 3.2) стосовно рівня небезпеки проявів ГДЯ.

При аналізі таблиць не встановлено будь-якої постійної залежності непрямих показників від зміни глибини розташування виробки, її положення відносно вугільного пласта, а також варіації текстури порід покрівлі і підосви.

Щодо впливу випереджаючих свердловин встановлено таке. Параметри розташування свердловин та їх кількість мали лише два варіанти і тому пошук будь-яких тенденцій впливу не може бути достовірним на цьому етапі експериментальних досліджень. Але за довжиною свердловин виявлено постійну тенденцію зміни акустичного сигналу, що діє незалежно від ділянки виробки та координат розташування свердловин (див. рис. 3.4 – рис. 3.7). Наведені фрагменти чітко вказують на знижену енергію акустичного сигналу на менш заглиблених ділянках свердловин і подальше збільшення цього показника на більш віддалених ділянках. Зазначені тенденції ми пов'язуємо з дією зони аномалії гірського тиску в приви́бійній частині виробки: тут високі аномалії розподілу компонент НДС сприяють інтенсивному розшаруванню та знеміцненню прилеглого масиву, в якому акустичний сигнал активно поглинається за рахунок порожнин і тріщин та непружних деформацій масиву. Навпаки, на віддалених ділянках свердловин частково зберігаються цілісність масиву з його переважно пружними деформаціями – акустичний сигнал проходить з меншими втратами енергії.

Таблиця 3.1 – Приклад систематизації параметрів сейсмоакустичного сигналу за довжиною виробки (конвеєрний штрек 2-ої північної лави блоку №11)

№ з/п	Дата	Час	Пікет	Фон	Інт.	$F_{\max}, \Gamma_{\Pi}$	f_b, Γ_{Π}	f_n', Γ_{Π}	f_v, Γ_{Π}	f_v', Γ_{Π}	A_n	A_v	K	E
1	24.06.23	04:40:42	ПК30+6.0	195.88	18	140	140	140	140	140	7.98	5.78	0.72	1939
2	24.06.23	14:06:14	ПК30+6.5	195.88	17	180	40	140	300	200	5.74	5.42	0.94	1999
3	24.06.23	14:58:09	ПК30+7.0	195.88	19	200	20	80	320	220	5.44	5.71	1.05	2654
4	24.06.23	15:30:13	ПК30+7.5	195.88	17	200	40	120	340	300	5.23	5.90	1.13	880
5	24.06.23	16:32:16	ПК30+8.0	195.88	18	140	40	140	140	140	6.85	5.08	0.74	813
6	25.06.23	02:08:40	ПК30+8.5	195.88	18	300	140	140	400	300	5.12	5.99	1.17	2530
7	25.06.23	02:58:50	ПК30+9.0	195.88	19	140	140	140	140	140	6.50	5.59	0.86	999
8	25.06.23	03:30:59	ПК30+9.5	195.88	21	140	80	140	300	140	5.59	5.70	1.02	3209
9	25.06.23	04:17:37	ПК31+0.0	195.88	18	140	80	140	320	300	5.21	6.06	1.16	2755
10	25.06.23	15:17:13	ПК31+0.5	195.88	23	300	100	140	400	300	5.11	5.92	1.16	3266
11	25.06.23	16:12:03	ПК31+1.0	195.88	17	140	40	140	300	140	5.96	5.32	0.89	2088
12	25.06.23	17:18:56	ПК31+1.5	195.88	22	140	40	140	300	140	5.98	5.24	0.88	2199
13	25.06.23	18:42:26	ПК31+2.0	195.88	22	140	40	100	300	140	5.79	5.41	0.93	2539
14	26.06.23	02:33:08	ПК31+2.5	160.57	29	140	40	140	300	300	5.79	5.48	0.95	2103
15	26.06.23	03:33:24	ПК31+3.0	160.57	20	140	140	140	140	140	6.30	5.36	0.85	1996
16	26.06.23	04:16:15	ПК31+3.5	160.57	16	140	140	140	140	140	6.06	5.51	0.91	1876
17	26.06.23	04:57:09	ПК31+4.0	160.57	34	140	140	140	220	140	5.65	5.88	1.04	2120
18	26.06.23	13:40:10	ПК31+4.5	160.57	23	140	40	40	300	140	6.40	4.82	0.75	1457
19	26.06.23	14:39:02	ПК31+5.0	160.57	21	140	40	140	220	140	6.09	5.35	0.88	2232
20	26.06.23	15:19:52	ПК31+5.5	160.57	26	140	40	40	140	140	6.89	4.45	0.65	1383
21	26.06.23	16:10:42	ПК31+6.0	160.57	22	140	40	100	240	140	6.14	5.16	0.84	2856
22	27.06.23	01:04:23	ПК31+6.5	160.57	21	140	40	140	140	140	6.58	4.87	0.74	1803
23	27.06.23	02:06:32	ПК31+7.0	160.57	19	140	40	40	180	140	6.69	4.70	0.70	1263
24	27.06.23	03:10:41	ПК31+7.5	160.57	24	140	40	140	140	140	6.89	4.80	0.70	1316
25	27.06.23	04:03:45	ПК31+8.0	160.57	26	140	40	140	140	140	6.82	4.88	0.72	1353
26	27.06.23	14:38:18	ПК31+8.5	160.57	18	140	40	140	140	140	6.93	4.66	0.67	1091
27	27.06.23	15:45:39	ПК31+9.0	160.57	27	140	140	140	140	140	7.38	4.83	0.65	811
28	27.06.23	20:57:05	ПК31+9.5	160.57	23	140	40	140	140	140	7.61	4.38	0.58	2608
29	27.06.23	21:41:23	ПК32+0.0	160.57	25	140	140	140	140	140	6.32	5.62	0.89	3091
30	28.06.23	02:16:36	ПК32+0.5	160.57	28	140	40	140	140	140	7.38	4.71	0.64	2108
31	28.06.23	03:01:09	ПК32+1.0	160.57	29	140	140	140	140	140	7.57	4.88	0.64	2321
32	28.06.23	03:42:52	ПК32+1.5	160.57	21	140	140	140	140	140	7.82	4.89	0.63	2190
33	28.06.23	04:25:43	ПК32+2.0	160.57	44	140	140	140	140	140	7.94	4.80	0.60	1586
34	29.06.23	02:31:30	ПК32+2.5	160.57	26	140	140	140	140	140	7.46	4.55	0.61	1044
35	29.06.23	03:19:31	ПК32+3.0	160.57	23	140	140	140	140	140	7.54	4.80	0.64	1070
36	29.06.23	04:22:44	ПК32+3.5	160.57	25	140	140	140	140	140	7.68	4.72	0.62	1107
37	29.06.23	05:04:28	ПК32+4.0	160.57	25	140	140	140	140	140	7.92	4.65	0.59	979
38	29.06.23	16:31:51	ПК32+5.0	160.57	18	140	140	140	140	140	7.59	4.78	0.63	2266
39	29.06.23	23:42:52	ПК32+5.5	160.57	19	140	100	140	140	140	7.09	4.88	0.69	1637
40	30.06.23	00:30:34	ПК32+6.0	160.57	20	140	140	140	140	140	7.50	5.07	0.68	900
41	30.06.23	02:10:38	ПК32+6.5	147.71	15	140	40	140	140	140	7.45	4.81	0.65	1799
42	30.06.23	19:18:39	ПК32+7.0	182.83	21	140	40	140	140	140	7.29	4.63	0.64	1329
43	30.06.23	21:39:24	ПК32+7.5	182.83	19	140	140	140	160	160	6.97	5.34	0.77	1762
44	30.06.23	22:41:57	ПК32+8.0	182.83	19	140	140	140	220	140	6.03	5.73	0.95	1439
45	30.06.23	23:38:58	ПК32+8.5	182.83	15	140	140	140	140	140	7.55	5.20	0.69	1961
46	03.07.23	05:49:11	ПК32+9.0	155.46	20	440	300	440	480	460	3.70	7.00	1.89	2775
47	03.07.23	06:25:23	ПК32+9.5	155.46	21	440	20	440	480	460	4.56	6.18	1.36	2658
48	03.07.23	11:53:32	ПК33+0.0	155.46	19	440	180	320	500	480	3.69	7.03	1.91	2610
49	03.07.23	12:27:04	ПК33+0.5	155.46	20	440	320	440	480	460	4.09	6.58	1.61	2329
50	03.07.23	13:09:58	ПК33+1.0	155.46	24	460	300	400	500	480	3.75	6.79	1.81	1976
51	03.07.23	16:31:38	ПК33+1.5	155.46	22	440	320	440	500	480	3.77	6.89	1.83	2503
52	03.07.23	19:06:27	ПК33+2.0	155.46	18	440	340	440	480	480	3.58	7.00	1.95	2448
53	03.07.23	21:21:59	ПК33+2.5	155.46	17	480	280	400	500	480	3.61	6.99	1.93	2394

Продовження таблиці 3.1

№ з/п	Дата	Час	Пікет	Фон	Інт.	$F_{\max}, \Gamma_{\Pi}$	f_n, Γ_{Π}	f'_n, Γ_{Π}	f_v, Γ_{Π}	f'_v, Γ_{Π}	A_n	A_v	K	E
54	03.07.23	22:34:25	ПКЗ3+3.0	155.46	15	500	20	440	580	540	3.80	6.68	1.76	2014
55	04.07.23	07:13:02	ПКЗ3+3.5	155.46	20	460	20	440	540	500	3.82	6.79	1.77	2005
56	04.07.23	09:09:50	ПКЗ3+4.0	155.46	28	440	300	440	540	500	3.52	6.97	1.98	901
57	04.07.23	10:20:50	ПКЗ3+4.5	155.46	22	440	440	440	500	440	3.92	6.85	1.75	2123
58	04.07.23	15:04:29	ПКЗ3+5.0	155.46	19	440	300	440	520	500	3.46	6.96	2.01	2552
59	04.07.23	16:15:17	ПКЗ3+5.5	155.46	19	320	180	320	540	500	3.66	7.04	1.92	3135
60	04.07.23	17:25:03	ПКЗ3+6.0	155.46	18	440	20	320	540	500	3.58	6.93	1.94	2508
61	04.07.23	22:15:17	ПКЗ3+6.5	155.46	23	420	20	300	540	500	3.90	6.82	1.75	2259
62	04.07.23	22:55:11	ПКЗ3+7.0	155.46	19	420	20	300	560	500	3.90	6.74	1.73	1253
63	04.07.23	23:28:34	ПКЗ3+7.5	155.46	18	420	20	320	540	500	3.85	6.76	1.75	1962
64	05.07.23	00:07:25	ПКЗ3+8.0	155.46	23	480	280	420	560	500	3.68	6.91	1.88	2759
65	05.07.23	06:30:47	ПКЗ3+8.5	155.46	19	420	300	400	500	420	3.78	6.98	1.85	2418
66	05.07.23	16:26:07	ПКЗ3+9.0	155.46	23	420	300	400	480	420	4.17	6.66	1.60	2355
67	05.07.23	17:31:54	ПКЗ3+9.5	155.46	21	440	300	400	540	440	3.64	6.93	1.90	2439
68	05.07.23	19:31:38	ПКЗ4+0.0	155.46	21	420	300	400	540	420	4.03	6.67	1.66	2401
69	05.07.23	22:34:42	ПКЗ4+0.5	155.46	30	420	180	400	540	440	3.93	6.77	1.72	3155
70	06.07.23	04:47:58	ПКЗ4+1.0	155.46	21	420	180	400	540	440	3.71	6.98	1.88	3718
71	06.07.23	05:30:49	ПКЗ4+1.5	155.46	23	420	360	400	500	440	4.44	6.26	1.41	1879
72	06.07.23	14:36:01	ПКЗ4+2.0	188.23	16	440	300	400	440	440	3.90	6.77	1.74	3358
73	06.07.23	15:22:18	ПКЗ4+2.5	188.23	20	420	260	300	540	420	3.84	6.90	1.80	1972
74	06.07.23	16:11:07	ПКЗ4+3.0	188.23	17	440	400	440	440	440	4.15	6.41	1.54	1025
75	06.07.23	18:22:25	ПКЗ4+3.5	188.23	23	420	300	400	540	440	3.62	7.01	1.93	3745
76	06.07.23	20:44:20	ПКЗ4+4.0	188.23	23	420	300	300	440	420	3.85	6.83	1.78	1972
77	06.07.23	23:06:03	ПКЗ4+4.5	188.23	18	440	440	440	440	440	4.31	6.24	1.45	2146
78	07.07.23	02:30:22	ПКЗ4+5.0	188.23	17	420	280	300	460	440	3.87	6.81	1.76	2239
79	07.07.23	03:14:24	ПКЗ4+5.5	188.23	15	420	300	400	460	420	3.68	6.93	1.88	1887
80	07.07.23	04:07:33	ПКЗ4+6.0	188.23	17	440	20	420	440	440	5.08	5.66	1.11	770
81	07.07.23	04:58:38	ПКЗ4+6.5	188.23	15	420	20	420	540	440	4.85	5.76	1.19	1894
82	07.07.23	12:34:13	ПКЗ4+7.0	188.23	21	420	300	420	440	440	3.72	6.89	1.85	2778
83	07.07.23	13:26:48	ПКЗ4+7.5	188.23	29	420	380	420	440	420	4.30	6.33	1.47	1636
84	07.07.23	15:38:58	ПКЗ4+8.0	188.23	24	420	300	400	440	440	4.00	6.71	1.68	2289
85	07.07.23	19:58:36	ПКЗ4+8.5	188.23	19	420	260	300	460	440	3.66	6.95	1.90	1440
86	07.07.23	22:41:43	ПКЗ4+9.0	188.23	20	420	240	400	460	440	4.09	6.59	1.61	2119
87	07.07.23	23:19:56	ПКЗ4+9.5	188.23	23	400	100	400	540	440	4.28	6.36	1.49	1607
88	08.07.23	02:14:42	ПКЗ5+0.0	188.23	23	420	80	120	480	420	4.91	5.85	1.19	2083
89	08.07.23	03:15:26	ПКЗ5+0.5	188.23	19	440	60	100	560	440	5.02	5.78	1.15	1559
90	08.07.23	06:29:24	ПКЗ5+1.0	188.23	19	320	140	300	540	420	3.88	6.91	1.78	1413
91	08.07.23	07:36:24	ПКЗ5+1.5	188.23	15	400	20	360	540	440	4.37	6.40	1.46	1347
92	08.07.23	14:22:46	ПКЗ5+2.0	188.23	18	420	20	300	560	440	4.43	6.31	1.43	2392
93	08.07.23	15:09:35	ПКЗ5+2.5	126.89	20	140	140	140	140	140	7.16	4.54	0.63	2242
94	08.07.23	19:10:52	ПКЗ5+3.0	126.89	20	140	20	40	140	140	6.35	4.79	0.75	2193
95	08.07.23	19:53:27	ПКЗ5+3.5	126.89	15	140	20	40	140	140	7.07	4.11	0.58	2009
96	08.07.23	22:08:28	ПКЗ5+4.0	126.89	16	160	140	160	160	160	6.45	5.35	0.83	2771
97	08.07.23	22:50:18	ПКЗ5+4.5	126.89	14	160	80	160	160	160	6.09	5.44	0.89	3247
98	09.07.23	02:40:04	ПКЗ5+5.0	126.89	14	160	160	160	160	160	6.92	5.04	0.73	2754
99	09.07.23	04:18:57	ПКЗ5+5.5	126.89	14	160	80	160	160	160	6.37	5.34	0.84	3104
100	09.07.23	04:55:56	ПКЗ5+6.0	126.89	13	160	140	160	160	160	6.59	5.44	0.82	2768
Середнє значення						281	148	245	338	298	5.40	5.86	1.22	2070
Мінімальні значення						140	20	40	140	140	3.46	4.11	0.58	770
Максимальні значення						500	440	440	580	540	7.98	7.04	2.01	3745
Середньоквадратичне відхилення						142	116	135	169	153	1.49	0.88	0.50	686

Таблиця 3.2 – Приклад висновків про ступінь небезпеки проявів ГДЯ
(2-й північний конвеєрний штрек центральної панелі блоку №11)

№ з/п	Дата	Виробка	Пікет	Процес	Початок	Кінець	Відстій	Енергія	Результат
1	01.07.23	2-й північний конвеєрний штрек центральної панелі блоку №11	ПК32+8,5	Буріння	13:47:14	20:50:39		1750	Безпечна глибина виймання – один цикл
2	02.07.23				01:20:07	04:48:41		1192	
3	02.07.23				10:56:09	13:12:47		1260	
4	02.07.23				10:57:01	15:03:23		1799	
5	02.07.23				11:01:26	11:22:51		4118	
6	02.07.23				15:19:43	19:46:06		1794	
7	02.07.23				21:20:28	00:15:59		1631	
8	03.07.23		ПК32+9,0	Прогноз	05:49:11	06:19:52	54:10:13	2775	Небезпечна ситуація! Виконати заходи боротьби
9	03.07.23		ПК32+9,5		06:25:23	07:23:59	0:36:12	2659	
10	03.07.23		ПК33+0,0		11:53:32	12:22:37	5:28:09	2611	
11	03.07.23		ПК33+0,5		12:27:04	13:04:29	0:33:32	2329	
12	03.07.23		ПК33+1,0		13:09:58	16:26:54	0:42:54	1976	
13	03.07.23		ПК33+1,5		16:31:38	18:01:17	3:21:40	2504	
14	03.07.23		ПК33+2,0		19:06:27	20:59:20	2:34:49	2448	
15	03.07.23		ПК33+2,5		21:21:59	22:12:40	2:15:32	2394	
16	03.07.23		ПК33+3,0		22:34:25	06:57:35	1:12:26	2015	
17	04.07.23		ПК33+3,5		07:13:02	08:27:52	8:38:37	2005	
18	04.07.23		ПК33+4,0		09:09:50	10:06:53	1:56:48	902	
19	04.07.23		ПК33+4,5		10:20:50	14:27:24	1:11:00	2123	
20	04.07.23		ПК33+5,0		15:04:29	16:11:39	4:43:39	2552	
21	04.07.23		ПК33+5,5		16:15:17	17:00:10	1:10:48	3135	
22	04.07.23		ПК33+6,0		17:25:03	19:45:05	1:09:46	2508	
23	04.07.23		ПК33+6,5		22:15:17	22:49:59	4:50:14	2260	
24	04.07.23		ПК33+7,0		22:55:11	23:21:51	0:39:54	1253	
25	04.07.23		ПК33+7,5		23:28:34	23:59:17	0:33:23	1962	
26	05.07.23		ПК33+8,0		00:07:25	00:51:22	0:38:51	2759	
27	05.07.23		ПК33+8,5		06:30:47	16:14:02	6:23:22	2419	
28	05.07.23		ПК33+9,0		16:26:07	17:16:33	9:55:20	2356	
29	05.07.23		ПК33+9,5		17:31:54	18:39:16	1:05:47	2439	
30	05.07.23		ПК34+0,0		19:31:38	20:02:20	1:59:44	2402	
31	05.07.23		ПК34+0,5		22:34:42	23:12:34	3:03:04	3156	

Продовження таблиці 3.2

№ з/п	Дата	Виробка	Пікет	Процес	Початок	Кінець	Відстій	Енергія	Результат
32	06.07.23	2-й північний конвеєрний штретк центральної панелі блоку №11	ПК34+1,0	Прогноз	04:47:58	05:19:14	6:13:16	3718	Небезпечна ситуація! Виконати заходи боротьби
33	06.07.23		ПК34+1,5		05:30:49	07:15:40	0:42:51	1880	
34	06.07.23		ПК34+2,0		14:36:01	15:06:09	9:05:12	3359	
35	06.07.23		ПК34+2,5		15:22:18	15:51:38	0:46:17	1973	
36	06.07.23		ПК34+3,0		16:11:07	16:44:06	0:48:49	1026	
37	06.07.23		ПК34+3,5		18:22:25	18:51:46	2:11:18	3745	
38	06.07.23		ПК34+4,0		20:44:20	22:39:41	2:21:55	1972	
39	06.07.23		ПК34+4,5		23:06:03	01:01:02	2:21:43	2146	
40	07.07.23		ПК34+5,0		02:30:22	02:57:05	3:24:19	2239	
41	07.07.23		ПК34+5,5		03:14:24	03:50:19	0:44:02	1888	Небезпечно! Зона запасу!!! Виконати заходи боротьби
42	07.07.23		ПК34+6,0		04:07:33	04:46:54	0:53:09	771	Небезпечно! Зона запасу!!! Виконати заходи боротьби
43	07.07.23		ПК34+6,5		04:58:38	07:31:18	0:51:05	1894	Безпечна глибина виймання – один цикл
44	07.07.23		ПК34+7,0		12:34:13	13:11:56	7:36:35	2779	Небезпечна ситуація! Виконати заходи боротьби
45	07.07.23		ПК34+7,5		13:26:48	14:55:59	0:52:35	1637	
46	07.07.23		ПК34+8,0		15:38:58	19:52:14	2:12:10	2290	
47	07.07.23		ПК34+8,5		19:58:36	20:46:03	4:19:38	1440	
48	07.07.23		ПК34+9,0		22:41:43	23:10:15	2:43:07	2120	
49	07.07.23		ПК34+9,5		23:19:56	23:53:22	0:38:13	1607	

2-й північний конвеєрний штрек центральної панелі блоку №11Початок обробки: **07.08.2023 21:52:54** Положення вибою: **ПК25+6,2**Завершення обробки: **07.08.2023 23:53:50** Номер свердловини: **5****БЕЗПЕЧНО!!!**

Назва параметру	Значення	Інтервали
Мінімальна енергія сигналу	1687	13
Максимальний коефіцієнт привантаження	1,52	13
Максимальний коефіцієнт викиднебезпечності	1,78	12



Рисунок 3.4 – Тенденції зміни показників акустичного сигналу
за довжиною свердловини №5 на ПК25+6,2

2-й північний конвеєрний штрек центральної панелі блоку №11Початок обробки: **15.06.2023 12:23:36** Положення вибою: **ПК27+6,0**Завершення обробки: **15.06.2023 13:45:39** Номер свердловини: **5****БЕЗПЕЧНО!!!**

Назва параметру	Значення	Інтервали
Мінімальна енергія сигналу	1079	9
Максимальний коефіцієнт привантаження	1,82	9
Максимальний коефіцієнт викиднебезпечності	2,12	16

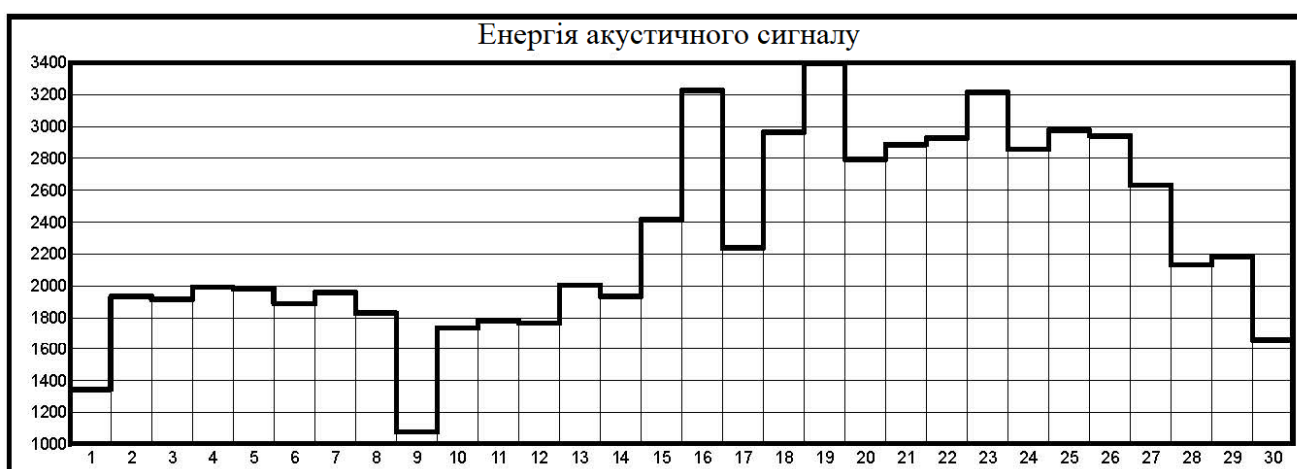


Рисунок 3.5 – Тенденції зміни показників акустичного сигналу
за довжиною свердловини №5 на ПК27+6,0

2-й північний конвеєрний штрек центральної панелі блоку №11Початок обробки: **14.06.2023 08:53:50** Положення вибою: **ПК27+6,0**Завершення обробки: **14.06.2023 12:02:21** Номер свердловини: **1****БЕЗПЕЧНО!!!**

Назва параметру	Значення	Інтервали
Мінімальна енергія сигналу	1247	5
Максимальний коефіцієнт привантаження	1,26	5
Максимальний коефіцієнт викиднебезпечності	2,27	30

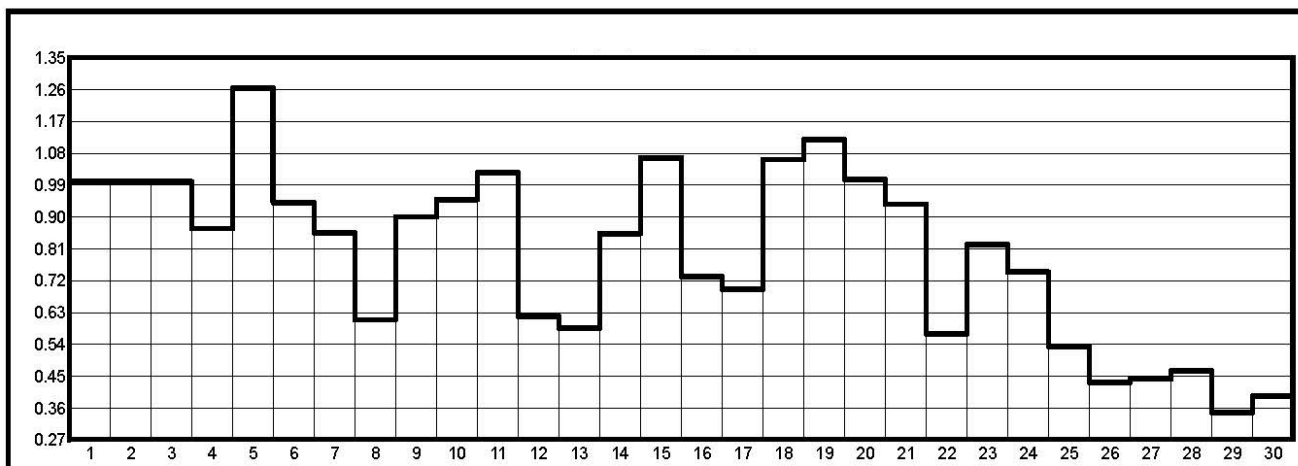
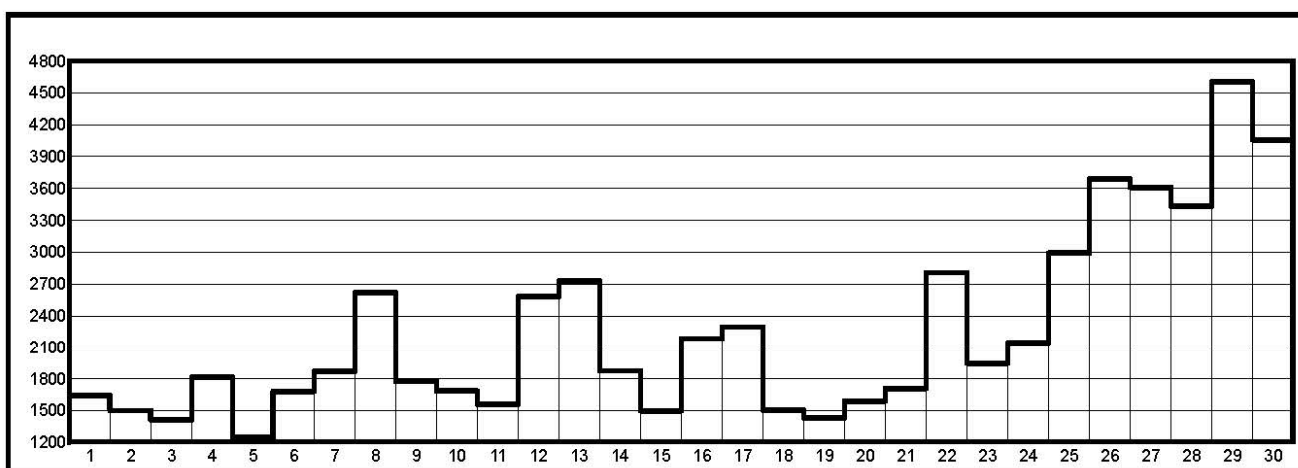


Рисунок 3.6 – Тенденції зміни показників акустичного сигналу
за довжиною свердловини №1 на ПК27+6,0

2-й північний конвеєрний штрек центральної панелі блоку №11Початок обробки: **02.07.2023 10:57:01** Положення вибою: **ПК32+8,5**Завершення обробки: **02.07.2023 15:03:23** Номер свердловини: **3****БЕЗПЕЧНО!!!**

Назва параметру	Значення	Інтервали
Мінімальна енергія сигналу	451	11
Максимальний коефіцієнт привантаження	2,67	11
Максимальний коефіцієнт викиднебезпечності	1,76	7



Рисунок 3.7 – Тенденції зміни показників акустичного сигналу
за довжиною свердловини №3 на ПК32+8,5

3.4 Моделювання стану масиву біля прохідницького вибою пластової виробки

Вивчення стану приви́бійного масиву з метою обґрунтування параметрів противи́кидних заходів стосується всіх підготовчих виробок (польових і пластових), що споруджуються на глибині понад 1000 м у породах з підвищеною газодинамічною активністю. Відповідно до мети роботи в розділі 2 було детально досліджено стан масиву, прилеглого до польової виробки. Але існують очевидні відмінності текстури пластової виробки відносно параметрів залягання і механічних властивостей прилеглих літотипів. Тому завдання цього параграфу полягає в розрахунку й аналізі НДС пластової виробки на конкретному прикладі конвеєрного штреку 2-ої північної лави центральної панелі блоку №11.

3.4.1 Обґрунтування і розробка геомеханічної моделі конвеєрного штреку

Основні параметри геомеханічної моделі конвеєрного штреку тотожні з багатьох позицій тим, що були обґрунтовані для моделі польової виробки (див. рис. 2.1), і це цілком природно, тому що надалі ми будемо шукати відмінності в епюрах розподілу компонент НДС відносно пластової і польової виробок.

Щодо першого етапу обґрунтування моделі зазначимо таке. Залишається сталою форма моделі у вигляді прямокутного паралелепіпеда, що є дуже поширеною в практиці моделювання геомеханічних процесів і рекомендована чисельними фахівцями. Розміри моделі за висотою (координата y) і шириною (координата x) також залишаються сталими. За координатою z товщини моделі ми вважаємо за доцільне її збільшити до 60 м з таких причин. З одного боку, на практиці в конвеєрному штреку буряться випереджаючі свердловини довжиною 30 м. З позиції адекватності моделі буде доцільно відобразити всю її довжину плюс ще 10 м (по трасі виробки), щоб відобразити деякі збурення НДС біля торців свердловин. З іншого боку, за наявними геомеханічними дослідженнями більш податливий вугільний пласт (низький модуль деформації) сприяє пасуванню за

координатою z збурень компонент НДС вглиб по трасі виробки [47] – [49]. Щоб відобразити цю відмінність виникла необхідність у збільшенні розміру моделі за координатою z як показано на рис. 3.8.

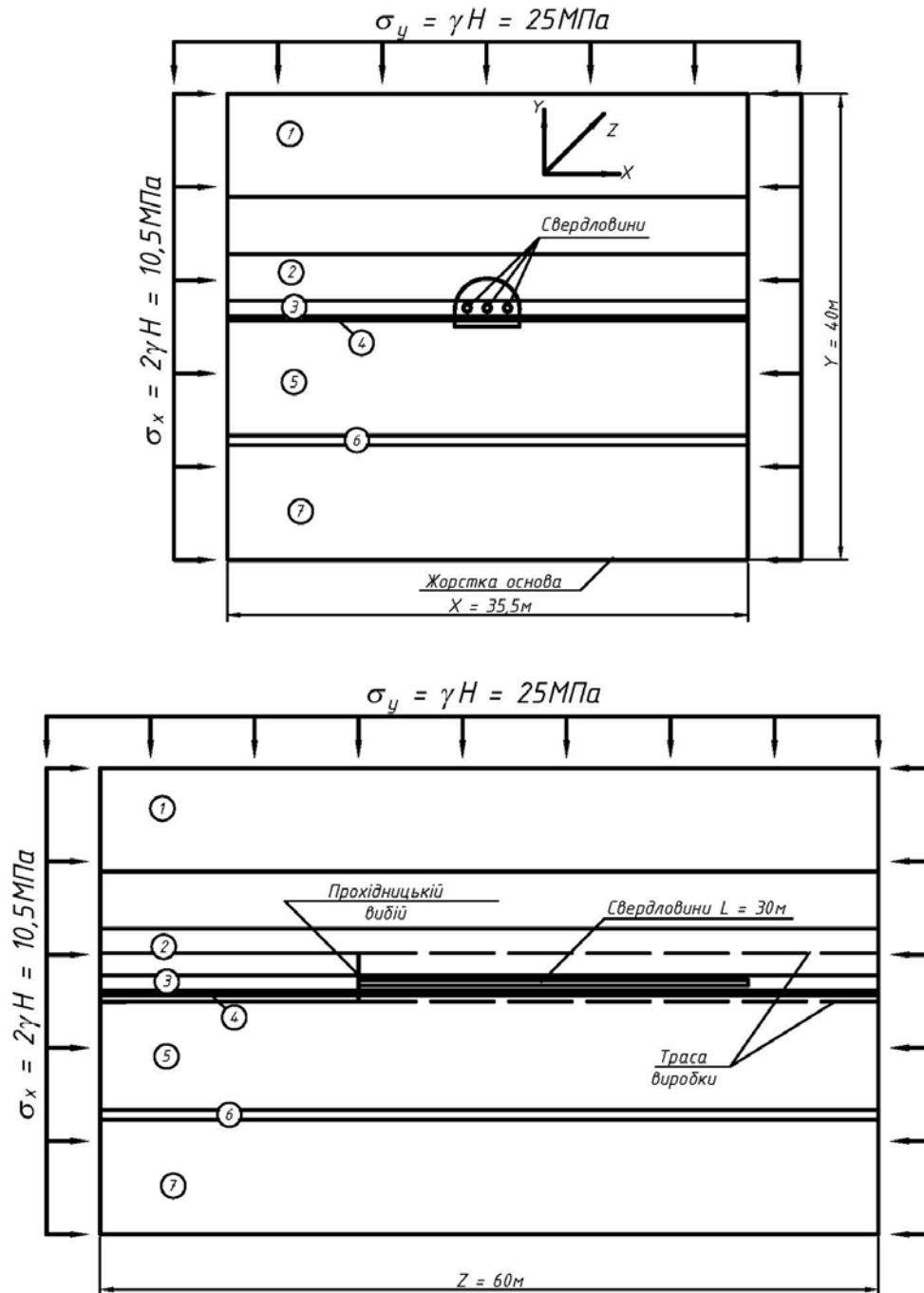


Рисунок 3.8 – Геомеханічна модель конвеєрного штреку
2-ої північної лави блоку №11

Другий етап побудови геомеханічної моделі конвеєрного штреку передбачає відображення нової текстури гірського масиву за сталих механічних властивостей

його літотипів. Щодо останніх слід зазначити їх практичну тотожність порівняно з літотипами (пісковик, алевроліт і вугілля) моделі польової виробки. Але сама текстура прилеглого масиву має суттєві відмінності (див. рис. 3.8) відповідно до геологічної документації, наданої ПРАТ «ШУ «Покровське»». Тут треба зауважити, що відокремити вплив змінної текстури покрівлі і підшви вугільного пласта від наявності його самого в поперечному перерізі виробки та моделі загалом практично неможливо з міркувань об'єктивності та адекватності його геомеханічної моделі реальним умовам розташування конвеєрного штреку. Потужність і механічні властивості літотипів моделі наведено в табл. 3.3.

Таблиця 3.3 – Параметри текстури і механічних властивостей літотипів, що оточують конвеєрний штрек

№ з/п	Літотип	Потужність, м	Міцність на стиснення, МПа	Модуль пружності, МПа	Міцність на розтяг, МПа
1	Пісковик	18,2	65	$3,5 \cdot 10^4$	9,1
2	Алевроліт	5,6	47	$1,5 \cdot 10^4$	3,9
3	Вугільний пласт	1,5	12,5	$0,4 \cdot 10^4$	1,0
4	Алевроліт	0,5	47	$1,5 \cdot 10^4$	3,9
5	Пісковик	12,4	72	$4,0 \cdot 10^4$	8,0
6	Алевроліт	0,9	46	$1,5 \cdot 10^4$	5,3
7	Пісковик	9,8	76	$4,0 \cdot 10^4$	8,0

Третій етап передбачає обґрунтування граничних умов навантаження моделі на її границях по площинах xz , yx і yz . Ці умови не відрізняються від таких для досліджень стану масиву навколо польової виробки (див. рис. 2.1).

Геометричні параметри виробки та випереджаючих свердловин взяті такі самі, з єдиною відмінністю в довжині свердловини $l_{cv} = 30$ м. Ще одна відмінність стосується кількості n свердловин у поперечному перерізі виробки; тут моделюються два варіанти: $n = 3$ для об'єктивності оцінки порівняно з польовою виробкою; $n = 5$ для адекватного відображення реальної технології спорудження конвеєрного штреку.

У методичному плані алгоритм досліджень не змінено порівняно з вивченням стану масиву навколо польової виробки.

3.4.2 Відмінності поля вертикальних напружень

Відмінності НДС привибійного масиву (по трасі спорудження виробки і в поперечному їх перерізі) були встановлені за основними компонентами напружень: вертикальними σ_y , горизонтальними σ_x і σ_z та інтенсивністю напружень σ . Пошук відмінностей виконується за двома напрямками: перший – різниця НДС привибійного масиву пластової та польової виробок; другий – вплив кількості випереджаючих свердловин ($n=3$ або $n=5$) на НДС масиву навколо пластової виробки. Узагальнення отриманих відмінностей буде корисним при розробці відповідних рекомендацій щодо безпечного спорудження виробки в умовах газодинамічної активності прилеглих порід на глибинах понад 1000 м.

Розгляд відмінностей за двома вищевказаними напрямками почнемо з порівняння епюр вертикальних напружень σ_y . Тут і далі ми розглядаємо розподіл компонент напружень від прохідницького вибою і вглиб масиву по трасі виробок. У методичному плані візуалізація ізоліній σ_y виконана таким чином (див. рис. 3.9):

- ізолінії σ_y при порівнянні відповідних епюр відносно польової та пластової виробок розміщені в правій частині рисунка;
- ізолінії σ_y відображення впливу кількості випереджаючих свердловин наведено в лівій частині рисунка.

Порівняльний аналіз епюр σ_y встановив такі відмінності.

Щодо відмінностей розповсюдження концентрацій σ_y у привибійному масиві навколо пластової виробки (у порівнянні з польовою виробкою), то спостерігається загальна вельми стійка тенденція збільшення відстані (від виробки) дії будь-якої концентрації σ_y (див. рис. 3.9, б): наприклад, можна стверджувати про розширення зони дії наступних концентрацій σ_y :

– $K_y = 1,24 - 1,36$ на 19,6% у покрівлі, 42 – 47% – у боках і 12,4% – у підшві;

– $K_y = 1,60 - 1,92$ на 18,3% у покрівлі, 42 – 44% – у боках і 28,3% – у підшві;

– концентрацію рівня $K_y = 2,0 - 2,6$ взагалі не було зафіксовано в приконтурних породах пластової виробки;

– максимальні розтягуючі напруження σ_y у підшві пластової виробки теж скоротили своє розповсюдження на 33 – 56%.

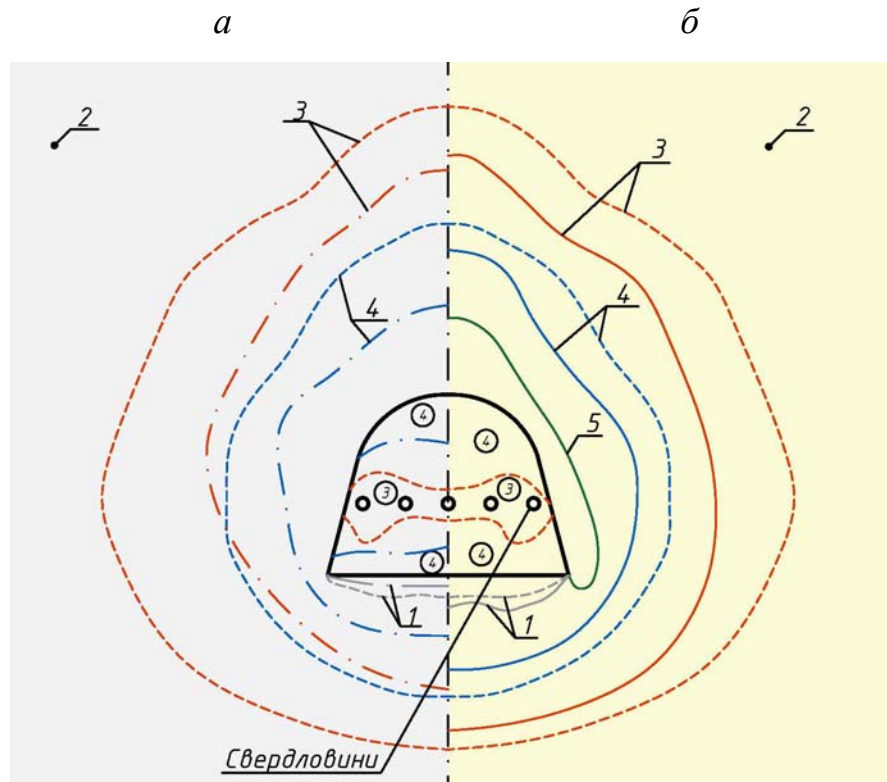


Рисунок 3.9 – Ізолінії вертикальних напружень σ_y у поперечному перерізі виробок:

a – порівняння щодо пластової виробки впливу кількості n свердловин:

--- $n = 3$, - · - · - $n = 5$; *б* – порівняння польової (—) і пластової (---) виробок при

$n = 3$; 1 – $\sigma_y = +(4 - 5)$ МПа; 2 – $\sigma_y = \gamma H \approx -25$ МПа ($K_y \approx 1,0$);

3 – $\sigma_y = -(31 - 34)$ МПа ($K_y = 1,24 - 1,36$); 4 – $\sigma_y = -(40 - 48)$ МПа ($K_y = 1,60 - 1,92$);

5 – $\sigma_y = -(50 - 65)$ МПа ($K_y = 2,0 - 2,6$)

Щодо змін епюри σ_y всередині площини поперечного перерізу виробки, то треба зауважити про загальне падіння рівня концентрації стискаючих напружень.

Аналіз епюр σ_y довів суттєвість впливу кількості n випереджаючих свердловин (див. рис. 3.9, *a*); тут зафіксовано загальну тенденцію зменшення розповсюдження концентрацій σ_y при збільшенні кількості n свердловин з 3 до 5 одиниць:

- при $K_y = 1,24 - 1,36$ розповсюдження σ_y скоротилося на 29% у покрівлі, на 62 – 104% – у боках та на 43% – у підшві;
- при $K_y = 1,60 - 1,92$ на 86% – у покрівлі, на 61 – 129% – у боках та на 88% – у підшві;
- концентрації рівня $K_y = 2,0 - 2,6$ зафіксовано не було в обох варіантах;
- максимальні розтягуючі напруження σ_y скоротили своє розповсюдження у підшві до 80%.

У середині контуру виробки маємо розширення площі дії знижених концентрацій $K_y = 1,24 - 1,36$ до 130%.

Таким чином, виявлено дві групи відмінностей в епюрах розподілу вертикальних напружень σ_y : тенденція розширення зони дії концентрацій K_y різного рівня від 15 – 20% до 40 – 50% для пластової виробки порівняно з польовою; тенденція скорочення на 60 – 120% зони дії концентрації K_y при збільшенні кількості випереджаючих свердловин від 3 до 5 одиниць.

З погляду дії геомеханічних процесів навколо виробок зазначені тенденції пояснюється так. По-перше, розміщення вугільного пласта у складі прилеглого гірського масиву зумовлює більш інтенсивне деформування порід покрівлі та підшви вугільного пласта за рахунок його знижених деформаційних характеристик. Це сприяє розвитку деформацій (покрівлі і підшви) на більш віддалені від вибою ділянки прилеглого масиву [48]. По-друге, збільшення кількості випереджаючих свердловин сприяє більш податливому режиму опору вугільного пласта, який перешкоджає виникненню підвищених концентрацій напружень.

Сформульовані висновки і пояснення знайшли своє підтвердження при аналізі епюр розповсюдження вертикальних напружень σ_y у поздовжньому напрямку траси виробки (див. рис. 3.10). Наведені приклади ізоліній не суперечать попереднім результатам: з рухом вглиб траси виробки розповсюдження будь-якої концентрації компоненти σ_y сягає свого максимуму, а далі поступово знижується на відповідну відстань і за певної координати z концентрації K_y виходить на контур майбутньої виробки. Звісно, ізолінії K_y та їх параметри відрізняються одна від одної, але є спільна риса – концентрації вертикальних напружень, навіть малої величини, згасають на певні відстані від вибоїв, і гірський масив повертається до початкового недоторканого стану.

Порівняння епюр розподілу $\sigma_y(z)$ відносно польової та пластової виробок свідчить про наявність двох тенденцій (див. рис. 3.10, а). По-перше, відносно знижені концентрації K_y розповсюджуються за координатою z набагато глибше по трасі пластової виробки: $K_y = 1,24 - 1,36$ – у 2,68 рази; $K_y = 1,60 - 1,92$ – у 3,82 рази. По-друге, для пластової виробки не виникають підвищені концентрації K_y ; наприклад, концентрація $K_y = 2,0 - 2,6$ відсутня повністю. Пояснення цього факту давно відоме [48]: менш жорсткий вугільний пласт (порівняно з пісковиком або алевролітом) має властивість посування концентрацій гірського тиску від вибою вглиб масиву, про що вже було згадано раніше.

Порівняння тенденції впливу кількості n випереджаючих свердловин (див. рис. 3.10, б) також уже було надано і цілком відповідає класичним положенням механіки гірських порід. При збільшенні кількості випереджаючих свердловин вугільний пласт стає більш податливим: концентрації K_y злагоджуються, стають меншими за величиною (що утворює знижені відстані розповсюдження від контуру виробки), але діють на більш протяжній ділянці траси виробки. Наприклад, при порівнянні варіантів $n = 3$ і $n = 5$ відбулося збільшення довжини розповсюдження $K_y = 1,24 - 1,36$ на 21%, а $K_y = 1,60 - 1,92$ – на 44%.

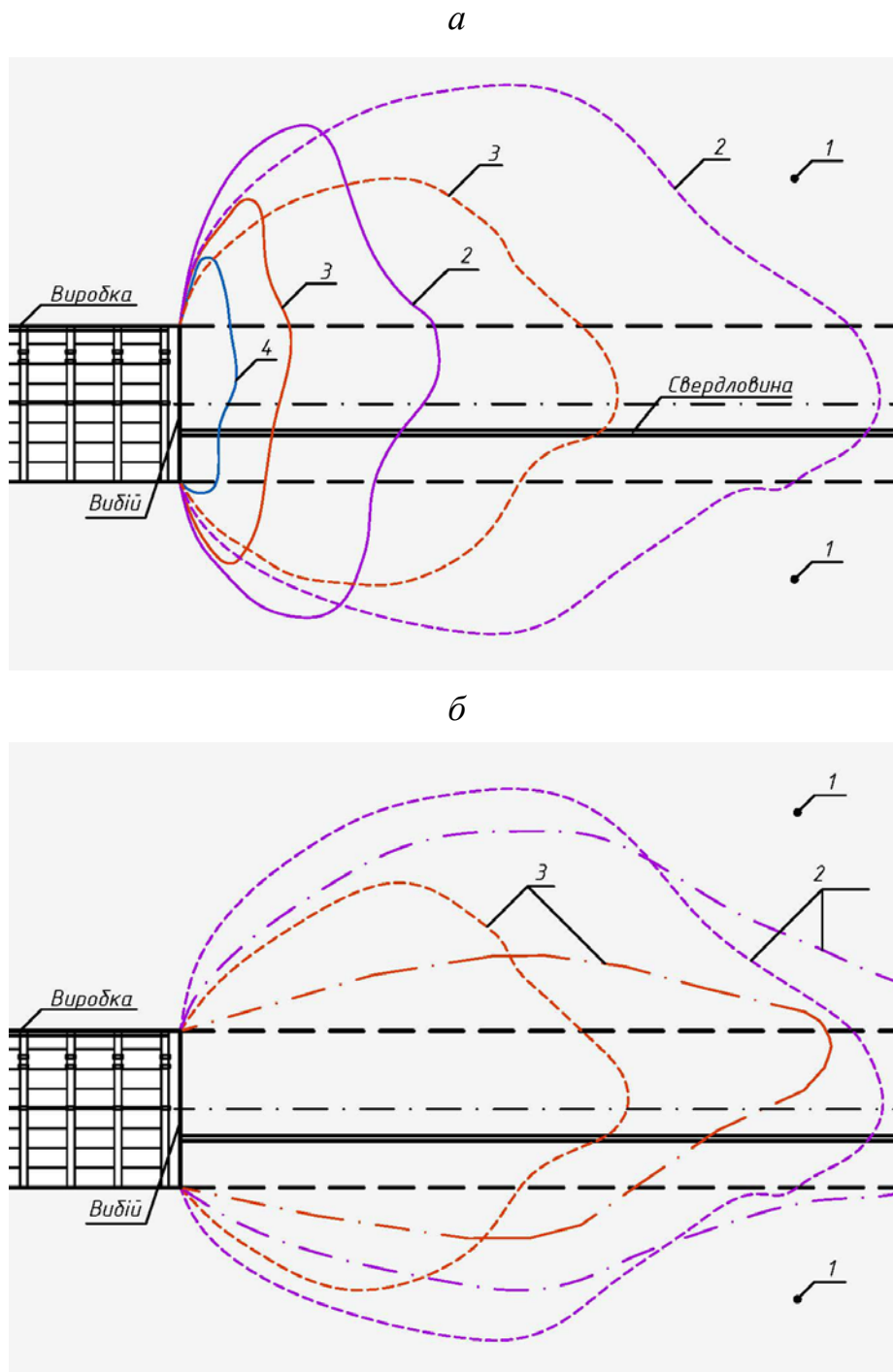


Рисунок 3.10 – Ізолінії вертикальних напружень σ_y у поздовжньому перерізі виробок: *a* – порівняння польової (—) і пластової (---) виробок при $n = 3$;

б – порівняння щодо пластової виробки впливу кількості n свердловин:

--- $n = 3$, - - - - $n = 5$; 1 – $\sigma_y = \gamma H = -25$ МПа ($K_y = 1,0$);

2 – $\sigma_y = -(31 - 34)$ МПа ($K_y = 1,24 - 1,36$); 3 – $\sigma_y = -(40 - 48)$ МПа ($K_y = 1,60 - 1,92$);

4 – $\sigma_y = -(50 - 65)$ МПа ($K_y = 2,0 - 2,6$)

Виявлені тенденції, на наш погляд, треба враховувати при обґрунтуванні параметрів буріння випереджаючих свердловин для ефективного розвантаження привибійної частини гірського масиву, а це певним чином обмежує ймовірність проявів ГДЯ.

3.4.3 Відмінності поля горизонтальних напружень

Аналіз НДС довів суттєву відмінність епюр розподілу горизонтальних напружень σ_x (див. рис. 3.11) у пластовій виробці порівняно з польовою, а також вплив кількості n випереджаючих свердловин на зміну параметрів розподілу σ_x у поперечному перерізі виробки. Загальні тенденції впливу зазначених факторів мають певну схожість з епюрами вертикальних напружень σ_y , але зафіксовано й деякі відмінності.

Схожість тенденцій полягає в тому, що для пластової виробки переважно збільшуються зони розповсюдження ізолій σ_x , які відображають як знижені, так і підвищені їх значення. Наприклад (див. рис. 3.11, б), зони розвантаження з майже нульовим значенням σ_x розширюються до 20 – 50% у покрівлі, до 40 – 90% – у боках виробки; концентрації стискаючих σ_x рівня $K_x = 1,8 - 2,8$ теж збільшує власне розповсюдження до 50 – 70% у покрівлі, до 40 – 70% – у боках і до 40 – 120% – у підшві виробки. Це пов'язано, на наш погляд, з суттєвим зниженням деформаційних властивостей вугілля (про що вже вказували раніше) і підвищенням деформацій прогину порід покрівлі і підшви пласта, за яких зони розвантаження і концентрацій стискаючих напружень розповсюджуються на більш віддалені ділянки прилеглого масиву.

Аналогічні тенденції зафіксовано і для впливу кількості n розвантажувальних свердловин при спорудженні пластової виробки (див. рис. 3.11, а), але вони діють здебільшого для зон розвантаження.

Наприклад, ізолії з $K_x \approx 0$ розширюються (при збільшенні n від 3 до 5 одиниць) до 40 – 50% у покрівлі та до 30 – 50% у боках виробки. Протилежні тенденції обмеження зон розповсюдження зафіксовано для ізолій концентрацій

стискаючих напружень σ_x . Наприклад, для $K_x = 1,8 - 2,8$ маємо скорочення зон розповсюдження (при збільшенні n від 3 до 5 одиниць) до 50 – 80% у покрівлі, до 33 – 70% у боках, а в підшві виробки навпаки – відбулося розширення зон розповсюдження ізоліній $K_x = 1,8 - 2,8$ до 40 – 90%.

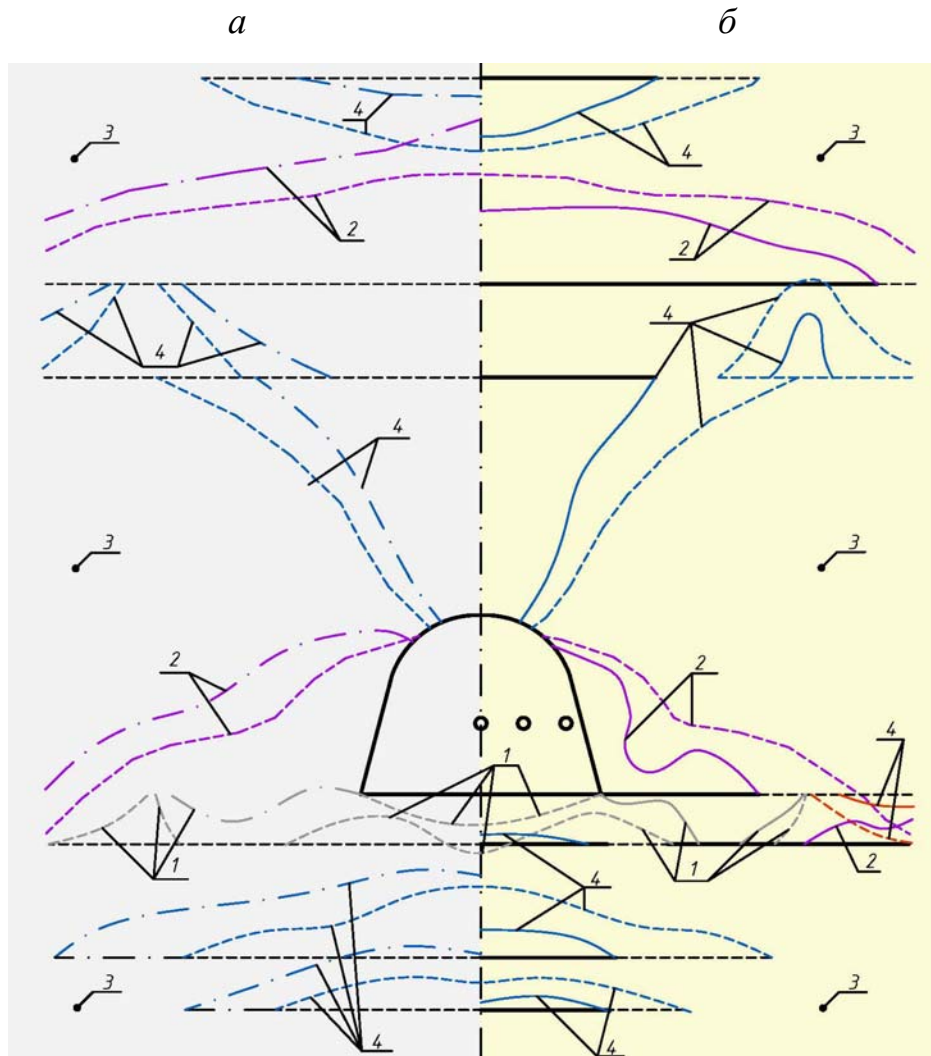


Рисунок 3.11 – Ізолінії горизонтальних напружень σ_x у поперечному перерізі виробок: *a* – порівняння щодо пластової виробки впливу кількості n свердловин: — — — $n = 3$, - - - - $n = 5$; *б* – порівняння польової (—) і пластової (— — —) виробок при $n = 3$; 1 – $\sigma_x = +(3 - 5)$ МПа; 2 – $\sigma_x \approx 0$ МПа ($K_x \approx 0$); 3 – $\sigma_x \approx \lambda \gamma H = -(9 - 12)$ МПа ($K_x \approx 1,0$); 4 – $\sigma_x = -(19 - 30)$ МПа ($K_x = 1,8 - 2,8$)

Геомеханічне пояснення виявлених тенденцій практично не відрізняється від раніше наданих і має такий вигляд. Збільшення зон розвантаження зумовлене збільшенням деформацій прогину літотипів. Обмеження зон дії концентрацій

стискаючих напружень σ_x у покрівлі і боках виробки відбувається за рахунок зменшення протидії літотипів, що розташовані нижче, за їх відносно вільного опускання під дією гірського тиску. У підошві виробки концентрації бічного опорного тиску провокують підвищений вигін літотипів за більш вільного їх посування (збільшується кількість свердловинних порожнин) у напрямку виробки.

Горизонтальні напруження σ_z мають такі тенденції зміни в напрямку поздовжньої осі виробки за координатою z (див. рис. 3.12).

Встановлено стійку тенденцію, що має загальний характер і полягає в розширенні зон дії як знижених, так і підвищених стискаючих напружень σ_z (див. рис. 3.12, *a*). Наприклад, зони майже повного розвантаження ($K_z = 0,09 - 0,19$) поширюються для пластової виробки (порівняно з польовою) на 50 – 80% у покрівлі, на 40 – 60% – у боках і на 35 – 45% – у підошві виробки. Концентрація рівня $K_z = 1,21 - 1,59$ розповсюджується більше (до 20 – 60%) у покрівлі в ближній до вибою зоні, а на відстані понад 16 – 17 м встановлюється відносно рівномірне поле σ_z з невеличкою концентрацією стискаючих напружень. Теж саме спостерігається в боках і підошві виробки. Але, якщо в боках майже рівномірне поле σ_z встановлюється на відстані від прохідницького вибою більш як 7 – 8 м, то в підошві пласта ще діють невеликі збурення на відстані до 20 – 22 м: це зони розвантаження ($K_z = 0,65 - 0,84$) і концентрації стискаючих напружень ($K_z = 1,87 - 2,62$) – у них обох діє тенденція збільшення розмірів для пластової виробки порівняно з польовою. Також слід зазначити зникнення зон підвищеної концентрації $K_z = 1,87 - 2,62$ у локальних привибуїх ділянках біля контуру виробки. Останнє можливе, якщо немає достатньої жорсткості в літотипах усередині контуру виробки (наприклад вугільного пласта). Тоді за канонами формування опорного тиску біля будь-якого вибою [48] менш жорсткий літотип сприяє зниженню концентрацій напружень. Одночасно знижені величини напружень розповсюджуються на більш віддалені від прохідницького вибою ділянки траси виробки.

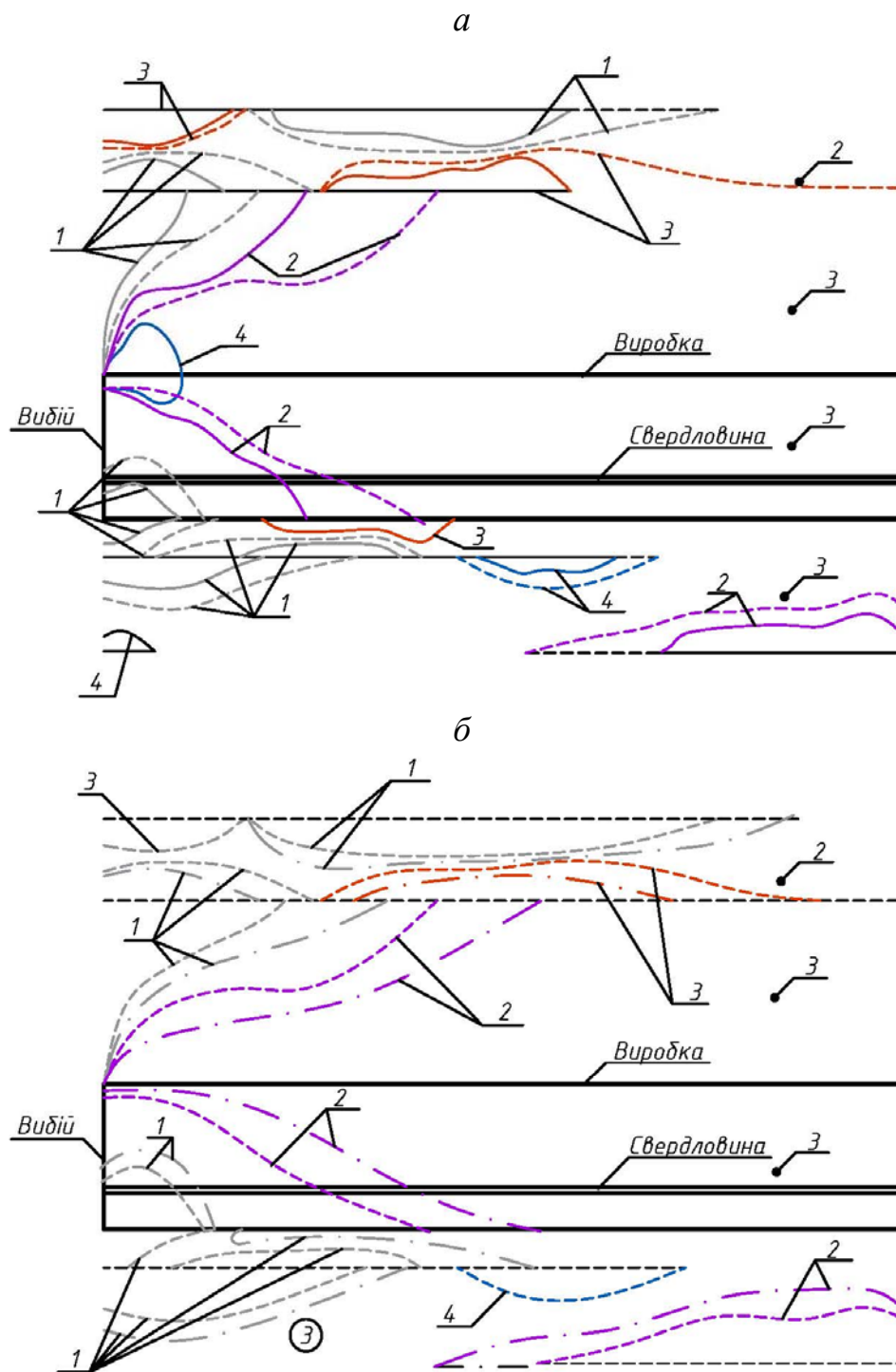


Рисунок 3.12 – Ізолінії горизонтальних напружень σ_z у поздовжньому перерізі виробок: *a* – порівняння польової (—) і пластової (---) виробок при $n = 3$;

б – порівняння щодо пластової виробки впливу кількості n свердловин:

--- $n = 3$, $n = 5$; 1 – $\sigma_z = -(1 - 2)$ МПа ($K_z = 0,09 - 0,19$);

2 – $\sigma_z = -(7 - 9)$ МПа ($K_z = 0,65 - 0,84$); 3 – $\sigma_z = -(13 - 17)$ МПа ($K_z = 1,21 - 1,59$);

4 – $\sigma_z = -(20 - 28)$ МПа ($K_z = 1,87 - 2,62$)

Переважно аналогічні тенденції спостерігаються при аналізі впливу кількості n розвантажувальних свердловин на поле горизонтальних напружень σ_z у гірському масиві навколо пластової виробки (див. рис. 3.12, б). Загальне розширення (при $n=5$) зон розвантаження становить 20 – 60%, а зони концентрації σ_z рівня $K_z = 1,21 – 1,59$ або взагалі зникають, або зменшуються до 30%. Тобто, вплив кількості n розвантажувальних свердловин на епюри σ_z десь схожий на зміни епюри σ_x і його можна теж обґрунтувати зниженням жорсткості вугільного пласта при збільшенні кількості свердловин.

3.4.4 Відмінності поля інтенсивності напружень

Узагальнюючий параметр НДС – інтенсивність напружень σ не може не «відчувати» вплив на свої епюри розповсюдження досліджуваних факторів типу виробки та кількості n розвантажувальних випереджаючих свердловин. Відмінності поля σ відображені на ізолініях рис. 3.13.

Вплив типу виробки (польова або пластова) має тенденції, які схожі з іншими компонентами НДС (див. рис. 3.13, б) – незалежно від рівня діючих напружень σ повсюдно спостерігається розширення їх зон розповсюдження для пластової виробки. Наприклад, для концентрації $K_\sigma = 2,0 – 3,0$ висота розповсюдження у покрівлю підвищилася до 30%, у боках зони розширилися до 40%, а в підосві заглубилися до 35%; більш значна концентрація σ рівня $K_\sigma = 3,5 – 4,5$ має наступне розширення зони дії: до 70% в покрівлі, до 35% в боках і до 30% у підосві виробки. Зона розвантаження σ рівня $K_\sigma = 0,42 – 0,56$ теж поглиблюється у підосві до 60%. Наведені приклади свідчать про стійкість тенденції, а пояснення цьому факту вже було дано раніше – знижена жорсткість вугільного пласта порівняно з іншими літотипами.

Збільшення кількості n розвантажувальних випереджаючих свердловин теж сприяє зниженню жорсткості вугільного пласта, але попередні тенденції зафіксовано лише в підосві виробки (див. рис. 3.13, а), де відбулося поглиблення зони дії $K_\sigma = 0,42 – 0,56$ до 80%. Інші концентрації σ мають протилежні тенденції

зміни. Наприклад, для $K_\sigma = 2,0 - 3,0$ маємо зниження розповсюдження до 85% у покрівлі, до 30% – у боках і до 50% – у підшві. З концентрацією $K_\sigma = 3,5 - 4,5$ відбувається аналогічна річ – майже виключення розповсюдження у покрівлі виробки та зниження зони дії до 60% у боках і до 70% – у підшві. Причиною такого явища ми вбачаємо в переважній дії процесів розвантаження масиву над процесами формування концентрацій напружень за відносно вільного деформування порід покрівлі та підшви вугільного пласта зниженої жорсткості.

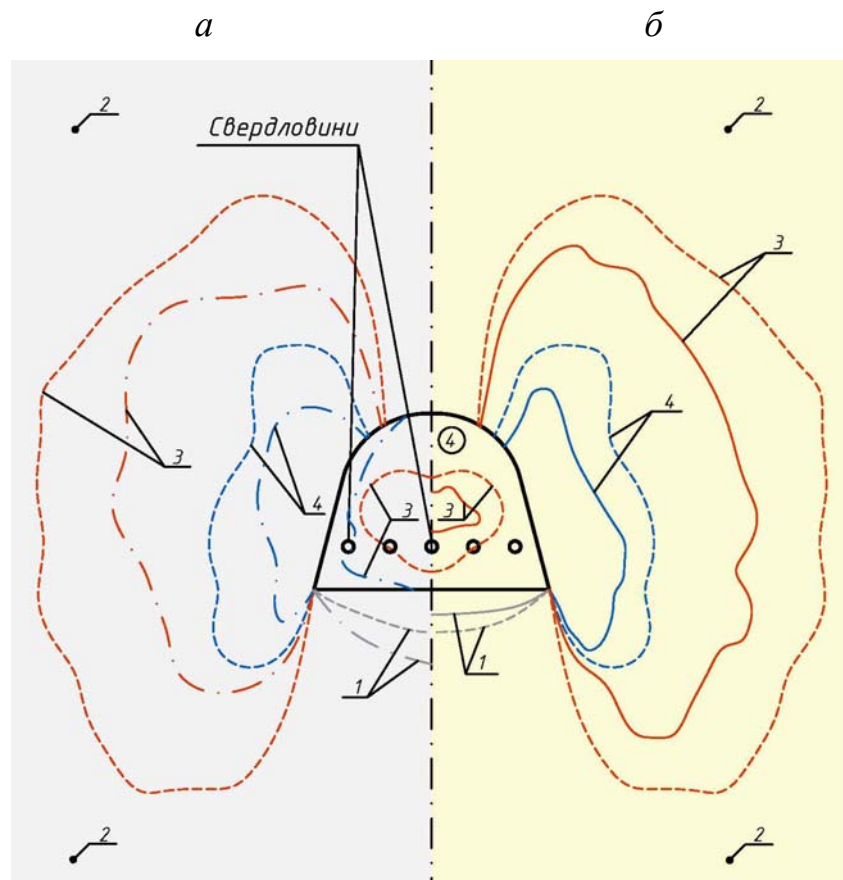


Рисунок 3.13 – Ізолінії горизонтальних напружень σ у поперечному перерізі виробок: *a* – порівняння щодо пластової виробки впливу кількості n свердловин: --- $n = 3$, - · - · - $n = 5$; *б* – порівняння польової (—) і пластової (---) виробок при $n = 3$; 1 – $\sigma = 6 - 8$ МПа ($K_\sigma = 0,42 - 0,56$); 2 – $\sigma = 13 - 16$ МПа ($K_\sigma \approx 1,0$); 3 – $\sigma = 30 - 45$ МПа ($K_\sigma = 2,0 - 3,0$); 4 – $\sigma = 50 - 65$ МПа ($K_\sigma = 3,5 - 4,5$)

Багато речей, наведених вище, підтверджено при розгляді змін розповсюдження інтенсивності напружень у поздовжньому напрямку виробки

(див. рис. 3.14). Так, зафіксовано розповсюдження концентрації інтенсивності напружень σ по трасі виробки вглиб масиву для пластової виробки порівняно з польовою. Наприклад, розповсюдження концентрацій $K_\sigma = 2,0 - 3,0$ збільшилось на 50 – 80%, а концентрацій $K_\sigma = 3,5 - 4,5$ – до 75%. Також треба відзначити посування вздовж траси виробки максимальних відстаней розповсюдження концентрацій σ в її покрівлю і підшву. Якщо для більш жорстких літотипів (польова виробка) ці координати становлять $z = 1,9 - 3,4$ м для різних рівнів K_σ , то для пластової виробки вони збільшились до 4,7 – 7,0 м (див. рис. 3.14, а).

Виявлена тенденція цілком відповідає існуючим уявленням про вплив жорсткості літотипів на формування опорного тиску попереду очисних та прохідницьких вибоїв [48]. Але ще раз наголошуємо, що дана тенденція не має однозначності щодо впливу кількості n розвантажувальних випереджаючих свердловин (див. рис. 3.14, б). Збільшення n знижує і без того невелику жорсткість вугільного пласта, і тут цілком зберігається закономірність збільшення координат z розповсюдження концентрацій інтенсивності напружень σ : на 12% для $K_\sigma = 2,0 - 3,0$ і на 49% для $K_\sigma = 3,5 - 4,5$. Також трохи (на 17 – 33%) посувається вглиб траси виробки координата z максимального розповсюдження у покрівлю та підшву відповідних концентрацій σ , але відстані максимального розповсюдження знижуються при збільшенні кількості n розвантажувальних свердловин. Таким чином, на певному етапі зниження жорсткості вугільного пласта спостерігається зворотна тенденція – зменшення відстаней розповсюдження концентрацій інтенсивності напружень σ .

Наше пояснення встановленого результату таке. Вочевидь діють дві протилежні закономірності формування параметрів збурень НДС у гірському масиві навколо прохідницького вибою: перша загальновідома – розповсюдження концентрацій напружень з пониженням жорсткості вугільного пласта; друга – за певних умов продовження зменшення жорсткості вугільного пласта спричиняє загальне зниження концентрацій напружень за рахунок дії фактору появи начебто демпфуючого прошарку в текстурі прилеглого масиву. Тому тенденція впливу

жорсткості вугільного пласта має напрямок залежно від того, яка закономірність «перемагає».

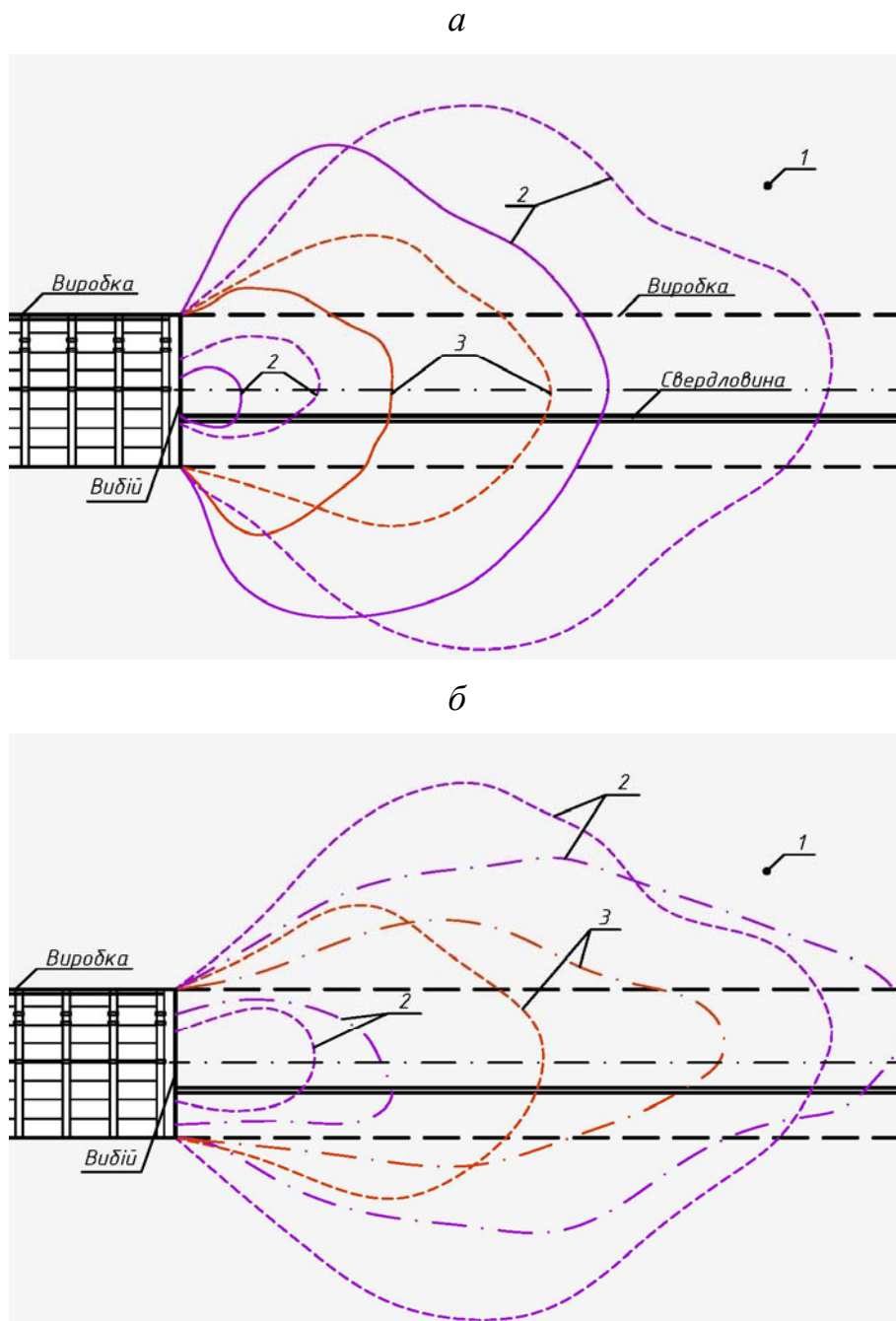


Рисунок 3.14 – Ізолінії інтенсивності напружень σ у поздовжньому перерізі виробок: *a* – порівняння польової (—) і пластової (---) виробок при $n = 3$;

б – порівняння щодо пластової виробки впливу кількості n свердловин:

--- $n = 3$, -.-.- $n = 5$; 1 – $\sigma = 13 - 16$ МПа ($K_\sigma \approx 1,0$);

2 – $\sigma = 30 - 45$ МПа ($K_\sigma = 2,0 - 3,0$); 3 – $\sigma = 50 - 65$ МПа ($K_\sigma = 3,5 - 4,5$)

Важливість встановлення закономірностей розповсюджень збурень НДС гірського масиву біля прохідницького вибою ми вбачаємо в їх використанні для створення методу розрахунку і рекомендацій щодо вибору раціональних параметрів розташування розвантажувальних випереджаючих свердловин. Тут ми переслідуюмо дві мети: по-перше, обґрунтування ефективності застосування прохідницьких комбайнів для проведення виробок у частково знеміцненому (завдяки використанню аномалій гірського тиску) породному масиві; по-друге, зниження ймовірності виникнення ГДЯ при спорудженні виробок теж завдяки керованому знеміцненню гірського масиву.

3.5 Висновки за розділом

1. Обґрунтовано загальні положення щодо об'єктивного узгодження результатів експериментальних та аналітичних досліджень; за кожним із виділених п'яти пунктів надано шляхи побудови порівняльного аналізу експериментальних та аналітичних результатів. Методично доведено, що непрямі експериментальні показники стану гірського масиву навколо прохідницького вибою мають певний зв'язок з особливостями розподілу компонент його НДС, а великий обсяг вимірювань і достатня кількість непрямих показників дає змогу провести об'єктивну оцінку ступеня адекватності та достовірності результатів моделювання МСЕ.

2. У процесі набуття досвіду використання розвантажувальних випереджаючих свердловин було виявлено низку особливостей зміни деяких параметрів технології буріння, що теж висвітлюють певні сторони проявів ГДЯ під час спорудження конвеєрного штреку 2-ої північної лави блоку №11. Ці особливості потребують уваги і їх аналіз подано як окрему та попередню частину експериментального вивчення проявів ГДЯ щодо обґрунтування механізму деформації привибійних порід, який пояснює встановлені три додаткові фактори процесу буріння. Великий обсяг інформації дав змогу встановити тенденції зміни (у процесі буріння) газовиділення, виходу вугільного штибу та періодичного «прихоплення» бурового інструменту; за їх аналізом рекомендовано довжину свердловини до 10 – 15 м для ефективного й безпечного розвантаження гірського

масиву навколо прохідницького вибою; така довжина свердловин цілком узгоджується із довжиною розповсюдження збурень гірського тиску по трасі виробки.

3. За чинними нормативними документами фіксувалися і вивчалися параметри сейсмоакустичного сигналу та початкова швидкість газовиділення. Зроблено висновок про певну достовірність оцінки ступеня загрози ГДЯ: чітких тенденцій зміни зв'язку показників по трасі виробки виявлено не було. Доцільність оперативного контролю стану масиву сумнівів не викликає, але треба ставитися до результатів критично з урахуванням інших спостережень при бурінні розвантажувальних випереджаючих свердловин та інших заходів щодо запобігання ГДЯ.

4. Узагальнюючий основний висновок із проведених сейсмоакустичних досліджень – найдоцільніше бурити розвантажувальні випереджаючі свердловини довжиною до 12 – 15 м, де частково знеміцнені привибійні породи мають знижену напруженість та більш вільний дренаж газу, що зменшує відповідну ймовірність виникнення ГДЯ. Додатковий висновок: надзвичайні стохастичні коливання експериментальних показників газодинамічної активності порід обґрунтовують приділення основної уваги результатам моделювання МСЕ стану привибійного масиву, за якими доцільно визначати раціональні параметри розташування розвантажувальних випереджаючих свердловин.

5. За наявними очевидними відмінностями умов спорудження польових і пластових виробок виникла необхідність моделювання останніх на конкретному прикладі конвеєрного штреку 2-ої північної лави блоку №11. Для цього обґрунтовано параметри нової геомеханічної моделі з урахуванням реальних умов буріння випереджаючих свердловин і текстури прилеглого масиву. Реалізація цього завдання дала змогу об'єктивно й адекватно підійти до аналізу особливостей поведінки привибійного масиву навколо польових і пластових виробок, що забезпечує, з одного боку, розширення об'єкта досліджень за механічними умовами, а, з іншого, – достовірність порівняння аналітичних та експериментальних досліджень.

6. Порівняльний аналіз епюр розповсюдження компонент напружень у польовій і пластовій виробках встановив такі стійкі тенденції зміни.

Щодо вертикальних напружень σ_y виявлено чотири основні тенденції:

- закономірність розширення зон дії концентрації K_y різного рівня (від 15 – 20% до 40 – 50%) для пластової виробки порівняно з польовою;
- тенденція скорочення на 60 – 120% зон дії будь-яких концентрацій K_y при збільшенні кількості свердловин від 3 до 5 одиниць;
- зникнення концентрації $K_y = 2,0 - 2,6$ максимального рівня;
- розширення розповсюдження трасою виробок знижених концентрацій ($K_y \leq 1,92$) до 2,7 – 3,8 разів.

Горизонтальні напруження σ_x і σ_z мають аналогічні тенденції переважного розширення зон дії збурень (до 20 – 90%) для пластової виробки порівняно з польовою. Вплив кількості випереджаючих розвантажувальних свердловин має неоднозначні тенденції розширення зони дії розвантаження та скорочення зони дії концентрації стискаючих напружень, що теж пояснюється зниженням жорсткості як вугільного пласта, так і за умови збільшення свердловин, які паралельно виконують функції розвантаження.

Концентрації інтенсивності напружень σ мають суттєву залежність свого розповсюдження від ступеня жорсткості літотипів, що становлять гірський масив навколо прохідницького вибою. Розповсюдження в покрівлю, боки, підшву та по трасі виробки можуть змінюватись у діапазоні 30 – 80% залежно від типу виробки (польова або пластова) та кількості випереджаючих розвантажувальних свердловин у вугільному пласті.

7. Встановлено суттєву залежність параметрів розповсюдження концентрацій компонент НДС від ступеня жорсткості літотипів, з яких складено гірський масив навколо прохідницького вибою. Дано геомеханічне пояснення двом тенденціям зміни відстаней розповсюдження аномалій гірського тиску, що цілком відповідають існуючим уявленням про формування збурень НДС біля прохідницьких або очисних вибоїв. Важливість нових знань полягає у їх

використанні для створення методу розрахунку і рекомендацій щодо вибору раціональних параметрів розташування випереджаючих розвантажувальних свердловин, що переслідує дві мети одночасно: часткове знеміцнення гірського масиву навколо прохідницького вибою для відмови від небезпечного буропідривного способу спорудження виробки в умовах газодинамічної активності вміщуючих порід; зниження ймовірності виникнення ГДЯ за рахунок керованого знеміцнення прилеглих порід, яке знижує ступінь їх напруженості.

Основні результати третього розділу опубліковано в наукових працях [8], [21], [23], [35], [38], [42].

Список використаних джерел до розділу 3

1. Саранчук, В.І., Айруні, А.Т., & Ковальов, К.Є. (1988). *Надмолекулярна організація, структура і властивості вугілля*. Київ, Україна: Наукова думка, 190 с.
2. Алексєєв, А.Д., & Сургай, М.С. (1994). *Прогноз і керування станом гірського масиву*. Київ, Україна: Наукова думка, 200 с.
3. Мінеєв, С.П., Прусова, А.А., & Корнілов, М.Г. (2007). *Активізація десорбції метану у вугільних пластах*. Дніпропетровськ, Україна: Вебер, 252 с.
4. Волошин, М.Є. (1985). *Раптові викиди та способи боротьби з ними у вугільних шахтах*. Київ, Україна: Техніка, 127 с.
5. Ніколін, В.І., Лисиков, Б.А., & Ткач, В.Я. (1972). *Прогноз небезпеки викидів вугільних пластів*. Донецьк, Україна: Донбас, 126 с.
6. Степанович, Г.Я., Ніколін, В.І., & Лисиков, Б.А. (1970). *Газодинамічні явища при підготовці глибоких горизонтів*. Донецьк, Україна: Донбас, 110 с.
7. Ніколін, В.І., Лисиков, Б.А., & Ярембаш, І.Ф. (1968). *Викиднебезпечні породи великих глибин*. Донецьк, Україна: Донбас, 80 с.
8. Symanovych, H., Odnovol, M., Yakovenko, V., Sachko, R., Shaikhislamova, I., Reshetilova, T., & Stadnichuk, M. (2023). Assessing the geomechanical state of the main working network state in the case of undermining in the conditions of weak rocks. *Mining of Mineral Deposits*, 17(2), 91-98. <https://doi.org/10.33271/mining17.02.091>
9. Bondarenko, V., Kovalevska I., Symanovych G., Barabash M., Chervatiuk V., Husiev O., & Snihur V (2020). *Combined roff-bolting systems of mine workings*. The

Netherlands: CRC Press/Balkema, 254 p.

10. Зорін, А.М., Долиніна, Н.М., & Колесников, В.Г. (1981). *Механіка керування гетерогенним пружно-наслідковим гірським масивом*. Київ, Україна: Наукова думка, 284 с.

11. Забігайло, В.Є., & Ніколін, В.І. (1990). *Вплив катагенезу гірських порід і метаморфізму вугілля на їх викиднебезпечність*. Київ, Україна: Наукова думка, 168 с.

12. Haidai, O., Ruskykh, V., Ulanova, V., Prykhodko, V., Cabana, E., Dychkovskiy, R., Howaniec, N., & Smolinski, A. (2022). Mine field preparation and coal mining in Western Donbas: energy security of Ukraine – A case study. *Energies*, 15(13), 4653. <https://doi.org/10.3390/en1534653>

13. Ahaiev, R., Prytula, D., Kliuiev, E., Cabana, E., & Kabakova, L. (2020). The determination of the influence degree of mining-geological and mining-technical factors on the safety of the degassing system. *E3S Web of Conferences*, (168), 00040. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016800040>

14. НПАОП 10.0-1.01-10. (2015). *Правила безпеки у вугільних шахтах*. Харків, Україна: Форт, 248 с.

15. СОУ-П 10.1.00174088.011:2005. (2005). *Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ*. Нормативний документ Мінвуглепрому України. Стандарт. Київ: Мінвуглепром України, 221 с.

16. СОУ-П 05.1.00174088.033:2012. (2013). *Прогнозування та запобігання викидам пісковиків на глибоких шахтах*. Нормативний документ Мінвуглепрому України. Стандарт. Київ: Міненерговугілля України, 29 с.

17. СОУ-П 10.1.00174088.017:2009. (2009). *Правила перетинання гірничими виробками зон геологічних порушень на пластах, схильних до раптових викидів вугілля та газу*. Нормативний документ Мінвуглепрому України. Стандарт. Київ: Мінвуглепром України, 40 с.

18. СОУ-П 10.1.00174088.029:2011. (2011). *Правила віднесення вугільних пластів до категорій викиднебезпечки*. Нормативний документ Мінвуглепрому України. Стандарт. Київ: Міненерговугілля України, 21 с.

19. СОУ-П 10.1.00174088.031:2011. (2011). *Контроль за проведенням заходів та технологічних процесів за параметрами акустичного сигналу під час розкриття схильних до ГДЯ вугільних пластів*. Нормативний документ Мінвуглепрому України. Стандарт. Київ: Міненерговугілля України, 10 с.

20. Мінеєв, С.П. (2016). *Прогноз і способи боротьби з газодинамічними явищами на шахтах України*. Маріуполь, Україна: Східний видавничий дім, 254 с.

21. Bondarenko, V., Kovalevska, I., Krasnyk, V., Chernyak, V., Haidai, O., Sachko, R., & Vivcharenko, I. (2024). Methodical principles of experimental-analytical research into the influence of pre-drilled wells on the intensity of gas-dynamic phenomena manifestations. *Mining of Mineral Deposits*, 18(1), 67-81. <https://doi.org/10.33271/mining18.01.067>

22. Fomychov, V., Mamaikin, O., Demchenko, Y., Prykhorchuk, O., & Jarosz, J. (2018). Analysis of the efficiency of geomechanical model of mine working based on computational and field studies. *Mining of Mineral Deposits*, 12(4), 46-55. <https://doi.org/10.15407/mining12.04.046>

23. Bondarenko, V., Kovalevska I., Symanovych H., Sachko R., & Sheka I. (2023). Integrated research into the stress-strain state anomalies, formed and developed in the mass under conditions of high advance velocities of stope faces. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, (1254), 012062. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1254/1/012062>

24. Мінеєв, С.П., Ільющенко, А.В., & Вострецов, М.О (2018). *Розкриття викидонебезпечних вугільних пластів прохідницькими комбайнами*. Дніпро-Київ, Україна: Халіков Р.Х., 136 с.

25. Мінеєв, С.П., Усов, О.А., & Поляков Ю.Є. (2021). *Напірна фільтрація у вуглепородному масиві*. Дніпро, Україна: Біла, 260 с.

26. Bondarenko, V., Kovalevska, I., Symanovych, H., Barabash, M., & Vivcharenko, O. (2018). *Geomechanics of mine workings support systems*. The Netherlands: CRC Press/Balkema, 231 p.

27. Demina, T., Zhumabekova, A., Medeubayev, N., Meiram, D., Sherubayev, S., Abdrasheva, Z., & Gabitova, A. (2024). Simulation of the enclosing rock displacements

around the development mine workings. *Mining of Mineral Deposits*, 18(4), 153-161.
<https://doi.org/10.33271/mining18.04.153>

28. Simanovich, G., Serdiuk, V., Fomichov, V., Kovalevska, I., & Bondarenko, V. (2007). Research of Rock Stresses and Deformations Around mining Workings. *Technical, Technological and Economical Aspects of Thin-Seams Coal Mining, International Mining Forum*, 2007, 47-56. <https://doi.org/10.1201/noe0415436700.ch6>

29. Мінєєв, С.П., & Костриця, А.О. (2021). Питання коригування нормативних документів щодо безпечного проведення виробок прохідницьким комбайном по викидонебезпечному пісковіку або поблизу нього на шахтах України. *Науковий вісник ДонНТУ*, 1(6)-2(7), 111-122.

30. Трохимець, М.Я., Мальцева, В.Є., & Вялушкін, Є.О. (2020). *Спосіб проведення підготовчої виробки по газоносному викидонебезпечному вугільному пласту прохідницьким комбайном*. Патент №122179 UA, Україна.

31. Мінєєв, С.П., Ільющенко, А.В., & Вострецов, М.О. (2020). *Спосіб проведення виробок комбайном у викидонебезпечних пластах вугілля та гірських порід*. Патент №140378, Україна.

32. Мінєєв, С.П., Ільющенко, А.В., & Медведєв, В.В. (2020). *Спосіб проведення виробок комбайном у викидонебезпечних пластах вугілля та гірських порід*. Патент №140379, Україна.

33. Байсаров, Л.В., Ільяшов, М.О., & Демченко, А.І. (2005). *Геомеханіка та технологія підтримання гірничих виробок, що повторно використовуються*. Дніпропетровськ, Україна: Ліра ЛТД, 240 с.

34. Клименко, Д.В. (2018). *Закономірності проявів і сейсмоакустичний прогноз газодинамічних явищ при відпрацюванні вугільних пластів*. Автореф. дис. на здобуття наук. ступеня кандидата техн. наук. Спец.: 05.15.09. Дніпро, Україна: НТУ «ДП», 19 с.

35. Bondarenko, V., Kovalevska I., Sheka, I., & Sachko, R. (2023). Results of research on the stability of mine workings, fixed by arched supports made of composite materials, in the conditions of the Pokrovske Mine Administration. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 1156(1), 012011.

<https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/0120111>

36. Symanovych, H., Krasnyk, V., Odnovol, M., Snihur, M., & Sheka, I. (2025). Optimization of rational parameters for fastening and protection systems of mine workings in conditions of occurrence of unpredictable rock pressure manifestations. *Mining of Mineral Deposits*, 19(2), 107-120. <https://doi.org/10.33271/mining19.02.107>

37. Соболев, В.В., Чернай, А.В., Зберовський, В.В., Поляшов, А.С., & Філіпов, А.О. (2014). *Фізична механіка викидонебезпечного вугілля*. Запоріжжя, Україна: Привіз Прінт, 304 с.

38. Kovalevska, I., Sachko, R., & Stoliarska, O. (2023). Substantiation of the optimal method for managing gas-dynamic phenomena at depths of more than 1000 m. In *XVIth International Scientific & Practical Conference "Ukrainian School of Mining Engineering"* (pp. 17-18). Skhidnytsia, Ukraine. <https://doi.org/10.33271/usme16.017>

39. Мінєєв, С.П., Шубін, В.П., Костриця, А.О., Янжула, О.С., Кир'яков, М.А., & Крипченко, С.В. (2017). Сучасна методологія прогнозу викидонебезпечності піщаників під час ведення гірничих робіт на вугільних шахтах України. *Геотехнічна механіка*, (133), 158-172.

40. Баранов, В.А. (2000). *Структурні перетворення пісковиків Донбасу та їх зв'язок з катагенезом і викидонебезпечністю*: Автореф. дис. на здобуття наук. ступеня доктора геол. наук. Дніпропетровськ, Україна: ІГТМ НАН України, 35 с.

41. Безручко, К.А. (2015). Досвід застосування методу локального прогнозу викидонебезпечності пісковиків на шахтах Донбасу. *Вугілля України*, (12), 42-44.

42. Симанович, Г., Сачко, Р., & Малова, О. (2024). Концепція комплексного розвантаження масиву при спорудженні виробок на великих глибинах. В *Матеріалах XVII міжнародної науково-практичної конференції «Українська школа гірничої інженерії»* (с. 25-26). Східниця, Україна. <https://doi.org/10.33271/usme17.025>

43. Король, В.І., & Скобенко, О.В. (2013). *Акустичний спосіб прогнозування газодинамічних явищ у вугільних шахтах*. Дніпропетровськ, Україна: НГУ, 182 с.

44. *Керівництво по застосуванню на шахтах Донбасу акустичних способів контролю стану привибійної частини викидонебезпечного пласта*. (1996).

Макіївка, Україна: МакНДІ, 58 с.

45. Salieiev, I., Bondarenko, V., Kovalevska, I., Malashkevych, D., & Galkov, R. (2025). Principles of mining-geological classification for maintaining mine workings in conditions of weakly metamorphosed rocks. *Mining of Mineral Deposits*, 19(1), 26-36.

<https://doi.org/10.33271/mining19.01.026>

46. Виноградов, В.В. (1989). *Геомеханіка керування станом масиву поблизу гірничих виробок*. Київ, Україна: Наукова думка, 192 с.

47. Кузьменко, О.М., Грядущий, Ю.Б., Гайдук, В.А. та ін. (2005). *Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин*. Дніпропетровськ, Україна: НГУ, 708 с.

48. Bondarenko, V. I., Kovalevska, I. A., Symanovych, H. A., Salieiev, I. A., & Shyshov, M. V. (2024). Consideration of multifactorial geomechanical- technological factors in determining the rational parameters for site outgassing technology at the Western Donbas mines (Ukraine). *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, (1415), 011224. <https://doi.org/%2010.1088/1755-%201315/1415/1/012024>

49. Pivnyak, G., Bondarenko, V., Kovalevs'ka, I., & Illiashov, M. (2012). *Geomechanical Processes During Underground Mining*, 1-238 p. Book. CRC Press. <https://doi.org/10.1201/b13157>

РОЗДІЛ 4

МОДЕЛЮВАННЯ І ВИПРОБУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ КОМПЛЕКСНОГО РОЗВАНТАЖЕННЯ ПРИВИБІЙНОЇ ЧАСТИНИ ГАЗОДИНАМІЧНО АКТИВНОГО ГІРСЬКОГО МАСИВУ. МЕТОДИКА ВИБОРУ ПАРАМЕТРІВ

4.1 Геотехнологічні принципи та особливості моделювання комплексного розвантаження напруженого привибійного масиву при спорудженні виробки на глибині понад 1000 м

У попередніх розділах було доведено суттєвість впливу випереджаючих свердловин на процес зниження рівня напруженості прилеглого до виробки гірської масиву: зменшується як величина максимумів компонент НДС, так і розміри зон їх розповсюдження. Для посилення цих позитивних тенденцій запропоновано названу нами «технологію комплексного розвантаження» привибійної частини масиву, яка передбачає додавання (до розвантажувальних свердловин) ще розвантажувальних щілин, що виходять за контури виробки на відстань $X_{щ}$ (рис. 4.1). Таке технічне рішення обґрунтовано таким чином.

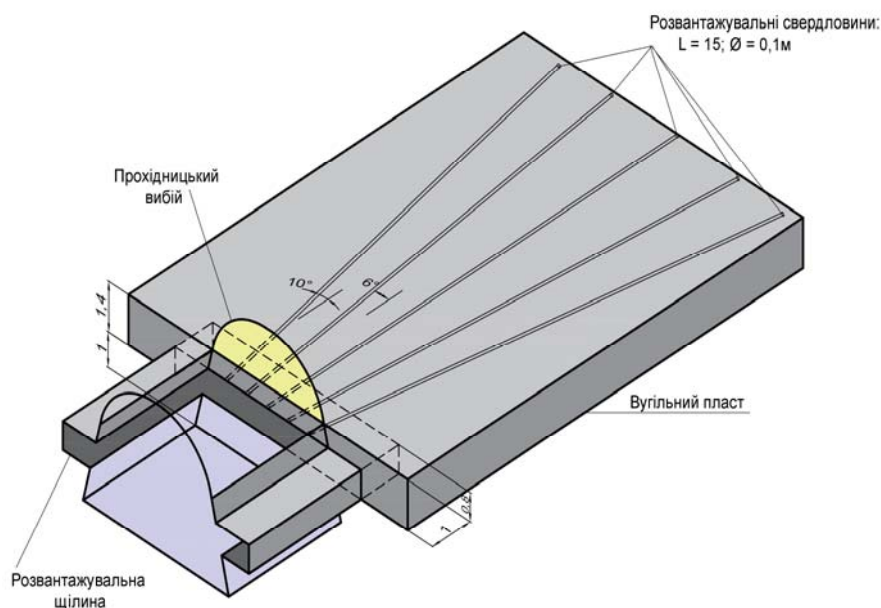


Рисунок 4.1 – Схема комплексного розвантаження
привибійної частини гірського масиву

Розвантажувальні свердловини знижують напруженість прилеглого гірського масиву вглиб по трасі виробки на відстань до 10 – 15 м, іноді більше. Тобто, ми маємо складову часткового розвантаження гірських порід на відносно далеку відстань від площини прохідницького вибою. У той же час, максимальні концентрації компонент НДС зосереджуються поблизу площини прохідницького вибою (див. розділи 2 і 3); безумовно, на них впливають випереджаючі свердловини, але бажано посилити обмеження дії привибуїх концентрацій напружень, для чого застосовується ще розвантажувальна щілина – таким чином формується комбінація двох способів розвантаження (за допомогою свердловини і щілин), що отримала назву «комплексне розвантаження».

Будь-яка щілина має розмір L по глибині траси (координата Z), набагато менший за глибину свердловини, оскільки існують певні технічні труднощі при утворенні глибокої розвантажувальної щілини. Але щілина підвищеної глибини не дуже потрібна з наступної причини. Вже була відзначена необхідність знизити максимуми концентрацій напружень, розташованих по координаті Z в декількох метрах від площини прохідницького виходу. Цю геомеханічну дію цілком здатна виконати розвантажувальна щілина глибиною до 1,0 м: біля вибою щілини гірський тиск має знижену величину (хоча вона поступово збільшується по координаті Z) і зачіпає раніше утворені максимуми таким чином, що вони в результаті зменшуються і відбувається деяке вирівнювання збурень НДС по прибуїній частині траси виробки. У цьому полягає перший геотехнологічний принцип комплексного розвантаження прилеглого масиву.

Другий геотехнологічний принцип реалізує вимогу зниження концентрації гірського тиску за межами контуру виробки, що споруджується, оскільки попередніми дослідженнями встановлено дію максимальних напружень також у боках виробки. Тому прийнято технічне рішення розширити розвантажувальну щілину на максимально можливу величину $X_{щ}$, яка обмежується тільки конструктивними характеристиками прохідницького комбайна. Цілком логічно, що процес розвантаження прилеглого гірського масиву буде розповсюджуватися і за межі контуру виробки, що позитивно впливає на прояви гірського тиску

навколо неї. Так, в приконтурному масиві утворюється свого роду шар з розвантажених порід, які будуть (в майбутньому) передавати знижений гірський тиск на кріплення виробок, а основна концентрація опорного тиску буде відсунута вглиб бокових порід. Тобто, з обох сторін видобутку утворюється (зі зруйнованих і обвалених порід) охоронна конструкція типу бутової смуги. З багатьох досліджень [1] – [7] відомо, що підвищена деформативність бутової смуги (або будь-якої іншої охоронної конструкції з податливим режимом роботи) сприяє зниженню як вертикального, так і бічного навантаження на кріплення виробки за рахунок утворення навколо неї зони дії знижених напружень. Крім того, така подібність до охоронної конструкції сприятиме підвищенню стійкості підготовчих пластових виробок у зоні впливу очисних робіт.

Третій геотехнологічний принцип містить просте технічне рішення, пов'язане з використанням прохідницьких комбайнів: немає обмежень щодо спорудження розвантажувальної щілини виконавчим органом. Висота щілини D дорівнює діаметру виконавчого органу, її глибина L – можливостям подачі бурової головки гідродомкратом стріли комбайна, а ширина $X_{щ}$ ділянок щілини з боків видобутку – можливостям маневрування прохідницького комбайна з урахуванням його габаритів і подачі стріли комбайна. Що стосується пластових виробок, то зазвичай руйнування порід вибою починається з найбільш слабкого літотипу, тобто з вугільного пласта, і це є поширеною практикою спорудження виробок так званим механізованим способом.

Отже, сформульовані геотехнологічні принципи комплексного розвантаження прилеглих до прохідницького вибою порід цілком можуть бути реалізовані і повністю відповідають меті роботи.

Що стосується особливостей моделювання обґрунтованого вище способу комплексного розвантаження, то вони полягають здебільшого в зміні геометрії прибірного масиву – форма прохідницького вибою набуває вигляду уступів (див. рис. 4.1). Решта параметрів моделі залишаються незмінними і взяті з розділу 3: розміри моделі, граничні умови її навантаження, текстура прилеглого масиву і механічні властивості його літотипів, розміри виробки і параметри розташування

випереджаючих свердловин. Щодо геометрії прохідницького вибою, то прийняті наступні параметри: $D = 0,8$ м, $L = 1,0$ м, $X_{\text{ш}} = 1,0$ м. Вони відповідають технічній характеристиці більшості сучасних прохідницьких комбайнів, а просторова постановка задачі дає можливість повністю відобразити нову форму прохідницького вибору з урахуванням проведення розвантажувальної щілини в нижній частині вугільного пласта по межі з площиною контакту з безпосередньою підшоною.

У методичному плані підготовлені всі дані для проведення обчислювального експерименту та візуалізації результатів розрахунку у вигляді епюр розподілу в просторі компонент НДС.

4.2 Аналіз напружено-деформованого стану приконтурного масиву і закономірності зміни його стану

4.2.1 Методичні особливості

Основні принципи оцінки впливу комплексного розвантаження прилеглого масиву полягають у такому. По-перше, ми маємо результати розрахунків НДС прибічної частини гірського масиву з використанням випереджаючих свердловин при спорудженні пластової підготовчої виробки; вони системно в стислому вигляді викладені в розділі 3 з поясненнями на рис. 3.9 – 3.14. Таким чином, створено базу відображення впливу першої складової комплексного розвантаження – випереджаючих свердловин.

По-друге, результати розрахунків НДС прибічного масиву при застосуванні ще другої складової – розвантажувальної щілини (за схемою на рис. 4.1) будуть порівнюватися з базовими даними про вплив першої складової комплексного розвантаження.

По-третє, з метою конкретизації викладення матеріалу порівняльний аналіз представлений в ізолініях найбільш інформативних компонент напружень: вертикальних σ_y , горизонтальних σ_x і σ_z та інтенсивності напружень σ . Що стосується всебічності порівняльного аналізу, графіки ізоліній наведені в

поперечному (площина YX) і поздовжньому (площина YZ) перерізах траси виробки.

По-четверте, оцінка змін НДС прилеглого масиву надається здебільшого за показниками відстаней розповсюдження концентрації компонент напружень певного рівня та інтервалам дії величин цих концентрацій.

По-п'яте, досить важливими є відомості про концентрації компонент НДС в прилеглих приконтурних породах на ділянці вже спорудженої виробки – зниження концентрацій напружень в цих зонах позитивно відображається на обмеженні проявів гірського тиску і підвищенні, тим самим, стійкості підготовчих виробок.

На прикладі розподілу вертикальних напружень σ_y по довжині (координата Z) траси виробки (отримано при попередніх тестових розрахунках) обрано найбільш інформативні поперечні перерізи (площина YX) виробки для аналізу впливу розвантажувальної щілини.

Перший переріз зроблений у вже спорудженій виробці на відстані $Z_1 = -10$ м, де вплив прохідницького вибою майже непомітний. Тут основне завдання полягає в порівняльній оцінці зміни рівня вертикальних напружень σ_y саме в приконтурних породах, де формується навантаження на кріплення виробки. Це важливо тому, що за існуючими уявленнями [1], [4] – [10] утворення навколо виробки шару з розвантажених порід сприяє зменшенню гірського тиску на кріплення виробки, в тому числі на ділянці впливу очисних робіт, коли майбутня лава буде проходити повз. Адже, насамперед, важливий кінцевий результат – задовільна стійкість виїмкових штреків для стабільного виконання очисних операцій і можливого повторного їх використання.

Другий переріз YX доцільно вивчати на відстані $Z_2 = 2,0 - 2,5$ м від прохідницького вибою. Тут зафіксовані дві важливі тенденції: по-перше, діє найбільший градієнт збільшення відстаней (у покрівлю і підшву) розповсюдження концентрації σ_y різного рівня, сформовані за сприяння

випереджаючих свердловин; по-друге, на зазначеній відстані розташований максимум опорного тиску від дії розвантажувальної щілини.

Третій переріз YX доцільно робити на відстані $Z_3 = 11 - 12$ м (від прохідницького вибою по трасі видобутку вглиб масиву), де досягається максимальне розповсюдження в покрівлю і підшву різних концентрацій σ_y за сприяння розвантажувальних свердловин.

Зазначені поперечні перерізи в площині YX доповнюються поздовжніми перерізами YZ , що досліджують зміну розповсюдження концентрації σ_y по трасі виробки.

Аналогічні перерізи траси виробки досліджуються при вивченні закономірностей зміни інтенсивності напружень σ .

Щодо горизонтальних напружень σ_x і σ_z , то слід зазначити наступне. Компонента σ_x вивчається тільки в площині YX , оскільки висвітлює вигин породних шарів саме в поперечному перерізі траси виробки. Розгляд поля σ_x в перерізі $Z_1 = -10$ м доцільний через суттєвий вплив розвантажувальної щілини, незважаючи на певне віддалення від прохідницького вибою. Це відбувається тому, що розвантажувальна щілина виходить за контур виробки і дана зона приконтурних порід безперечно «відчуває» зміни поля σ_x . Навпаки, на віддаленому по трасі виробки перерізі $Z_3 = 11 - 12$ м вплив розвантажувальної щілини виявився незначним. Тому детально вивчається вплив розвантажувальної щілини тільки в перерізах YX на відстанях $Z_1 = -10$ м і $Z_2 = 2,0 - 2,5$ м.

Горизонтальні напруження σ_z розглядаються тільки в поздовжньому перерізі YX по трасі виробки, але є відмінності в порівнянні з ізолініями на рис. 3.12. Нас цікавить не тільки переріз YZ по центральній вертикальній координаті виробки, але і переріз YZ , розташований на відстані $X_{щ}$ по горизонтальній координаті X виробки (див. рис. 4.1). Причина розгляду додаткового перерізу YZ – торці розвантажувальної щілини будуть додавати певні згинальні напруження σ_z в приконтурних породах за межами виробки.

Остання думка наштовхнула нас на міркування про необхідність розгляду компонент σ_y і σ також в перерізі YZ на відстані X_{uc} від контуру виробки, оскільки ця зона формує косо направлений і бічний гірський тиск на кріплення виробки.

Остаточно, обґрунтовані для вивчення перерізи дають нам всебічне уявлення про вплив розвантажувальної щілини на НДС прилеглого до прохідницького вибою масиву гірських порід.

4.2.2 Зміни поля вертикальних напружень

За наведеним алгоритмом були послідовно проаналізовані закономірності зміни положення ізоліній вертикальних напружень σ_y під впливом розвантажувальної щілини.

На першому перерізі ($Z_1 = -10$ м) отримані наступні результати (рис. 4.2, а). Основну увагу приділено зоні розвантаження прилеглих порід, що формується по периметру виробки і є принципово важливою з погляду зниження гірського тиску на її кріплення. Так, у покрівлі виробки зона розвантаження ($K_y = 0,48 - 0,60$) у формі склепіння розповсюджується до 3,1 м по вертикальній осі Y і по ширині займає центральну частину склепіння розміром до 3,3 м. Цих розмірів зони розвантаження цілком достатньо для суттєвого зниження вертикального гірського тиску і одночасно вона спроможна сформувати помірне навантаження від власної ваги – максимум до 80 – 100 кН на раму (за кроку її встановлення 0,5 м), що у декілька разів менше несучої здатності кріплення. Але це стосується лише центральної ділянки контуру склепіння, оскільки при просуванні у боки виробки (за межі ширини 1,5 м від центральної осі) зона розвантаження зникає і розвивається зона опорного тиску: спочатку на ділянці шириною до 0,5 м діє геостатичний тиск $\sigma_y = \gamma H$ недоторканого масиву, а далі (вниз до підосви виробки) підвищується опорний тиск до концентрації $K_y = 1,60 - 1,92$ і в куті виробки діє концентрація $K_y = 2,0 - 2,6$. Тому у боках виробки треба очікувати дію підвищеного косо направленою і горизонтального гірського тиску.

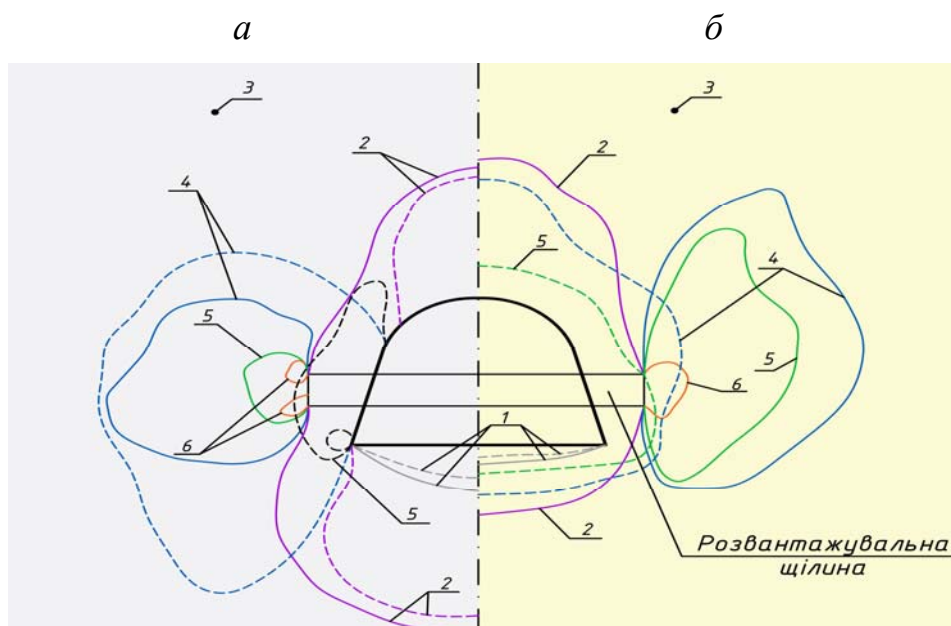


Рисунок 4.2 – Ізолінії вертикальних напружень σ_y у поперечному перерізі виробки при застосуванні (—) розвантажувальної щілини і без неї (---):

a – на відстані $Z_1 = -10\text{м}$ від площини прохідницького вибою;

б – на відстані $Z_2 = 2,0 - 2,5\text{м}$ від площини прохідницького вибою;

1 – $\sigma_y = +(4 - 5)\text{МПа}$; 2 – $\sigma_y = -(12 - 15)\text{МПа}$ ($K_y = 48 - 0,60$);

3 – $\sigma_y = \gamma H = -25\text{МПа}$ ($K_y = 1,0$); 4 – $\sigma_y = -(31 - 34)\text{МПа}$ ($K_y = 1,24 - 1,36$);

5 – $\sigma_y = -(40 - 48)\text{МПа}$ ($K_y = 1,60 - 1,92$); 6 – $\sigma_y = -(50 - 65)\text{МПа}$ ($K_y = 2,0 - 2,6$)

Тепер проаналізуємо вплив на зміну вертикальних напружень σ_y розвантажувальної щілини. На центральній ділянці склепіння виробки висота зони розвантаження рівня $K_y = 0,48 - 0,60$ трохи збільшується (до 5 – 7%), але це не має принципового значення по фактору формування вертикального гірського тиску. Принциповим є інший результат дії розвантажувальної щілини, а саме, – по всій висоті виробки, а також прилеглих порід покрівлі і підшви утворюється зона розвантаження ($K_y = 0,48 - 0,60$), що розповсюджується у бік масиву на відстань 0,9 – 1,4 м від контуру виробки. Її формування було очікуваним, а результати моделювання МСЕ лише підтвердили наші прогнози. Тож у бічному напрямку утворюється шар з розвантажених порід загальною висотою 11,8 м, який запобігає розвитку небезпечного гірського тиску косо направленого та бічного напрямку.

Це сприяє зниженню бокового опорного тиску на кріплення виробки і підвищенню її стійкості.

Таким чином, завдяки розвантажувальній щілині відбувається посування зони опорного тиску (різного рівня концентрації K_y) у бічному напрямку від виробки на відстань не менше розміром $X_{щ}$ (див. рис. 4.2, а). Тому ми можемо обґрунтовано прогнозувати підвищення стійкості виїмкових штреків як поза, так і в зоні впливу очисних робіт.

Другий важливий поперечний переріз траси виробки зроблений на відстані $Z_2 = 2,0 - 2,5$ м у масив від прохідницького вибою та у вигляді ізоліній вертикальних напружень σ_y наведено на рис. 4.2, б. Як зазначалось раніше, цей переріз розташований у зоні збурень опорного тиску, що викликані власне вибоєм розвантажувальної щілини. На цій ділянці траси виробки також дуже відчутний вплив розвантажувальної щілини.

Загальною тенденцією є посування зони опорного тиску вглиб масиву на відстань $X_{щ}$, яка знижує напруженість приконтурних (до майбутньої виробки) порід і певним чином сприяє обмеженню загрози виникнення ГДЯ. У цьому ракурсі треба звернути увагу на те, що за сприяння розвантажувальної щілини утворюється навіть зона розвантаження рівня $K_y = 0,48 - 0,60$, яка розповсюджується по всьому контуру майбутньої виробки.

Тобто, підвищується безпека прохідницьких робіт безпосередньо біля вибою і на глибину в масив більше за $2,0 - 2,5$ м. Такого ефекту не було досягнуто від дії випереджаючих свердловин і тому їх комбінація з розвантажувальною щілиною є досить ефективною.

Щодо комплексності розгляду впливу розвантажувальної щілини, то були проаналізовані зміни поля вертикальних напружень σ_y у поздовжньому напрямку по трасі виробки за координатою Z (рис. 4.3). Тут наведено два поздовжніх перерізи в площині YZ : по центральній вертикальній осі траси виробки і по вертикальній осі (периферійній), що розташована в площині торця розвантажувальної щілини ($X = X_{щ}$) в бік майбутньої виробки.

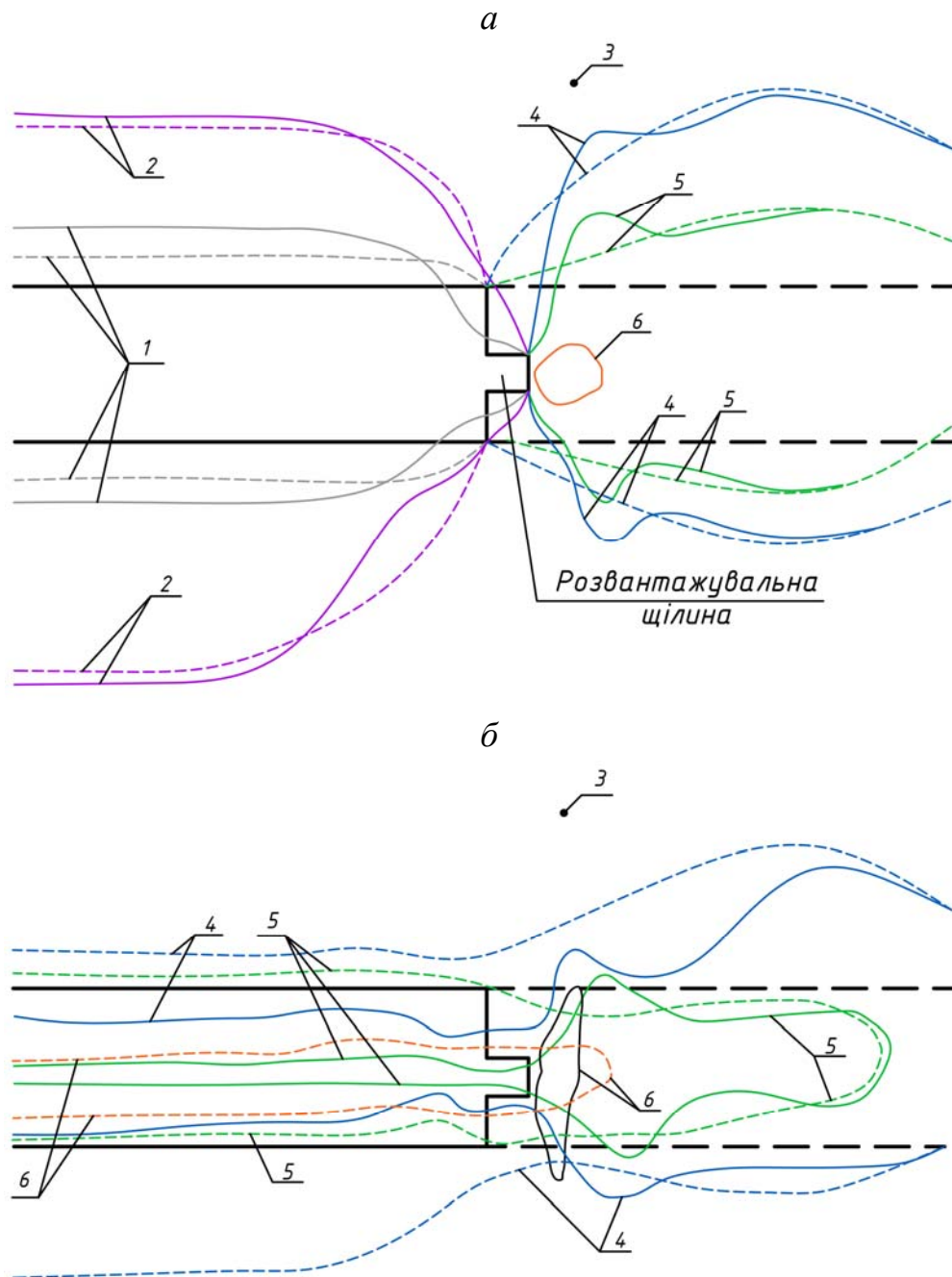


Рисунок 4.3 – Ізолінії вертикальних напружень σ_y у поздовжньому перерізі виробки при застосуванні (—) розвантажувальної щілини і без неї (----):
 а – по центральній вертикальній осі ($X=0$); б – по периферійних вертикальних осях ($X=\pm X_u$); 1 – $\sigma_y = +(4 - 5)$ МПа; 2 – $\sigma_y = -(12 - 15)$ МПа ($K_y = 0,48 - 0,60$);
 3 – $\sigma_y = \gamma H = -25$ МПа ($K_y = 1,0$); 4 – $\sigma_y = -(31 - 34)$ МПа ($K_y = 1,24 - 1,36$);
 5 – $\sigma_y = -(40 - 48)$ МПа ($K_y = 1,60 - 1,92$); 6 – $\sigma_y = -(50 - 65)$ МПа ($K_y = 2,0 - 2,6$)

Щодо перерізу YZ по центральній вертикальній осі виробки можна стверджувати наступне.

На глибину L розвантажувальної щілини (див. рис. 4.1) в її покрівлі та підшві відбувається зниження вертикальних напружень аж до появи їх невеликих розтягуючих значень рівня $\sigma_y = 4 - 5 \text{ МПа}$. Починаючи з позначки $Z = L$ (площина вибою розвантажувальної щілини) вглиб траси виробки виникає і розповсюджується концентрація стискаючих напружень $K_y > 1$. По координаті Z розповсюдження концентрації σ_y швидко збільшується як у покрівлю, так і в підшву майбутньої виробки, і на відстані $1,4 - 2,0 \text{ м}$ (від площини вибою розповсюджувальної щілини) воно досягає максимуму, перевищуючи (на обмежених ділянках) розповсюдження відповідних концентрацій за відсутності розвантажувальної щілини. Але далі вглиб траси виробки (по координаті Z) відстані розповсюдження концентрації σ_y наближаються одна до одної і при $Z = 7 - 8 \text{ м}$ різниця між ними майже відсутня, тобто зникає вплив розвантажувальної щілини.

Висновок із цих результатів такий. Деякі перевищення розповсюдження концентрації σ_y на обмеженій (за координатою Z) ділянці мають місце у разі застосування розвантажувальної щілини, але ця зона концентрацій σ_y відсунута у бокові породи (див. рис. 3.2, б), а за відсутності розвантажувальної щілини підвищені $\sigma_y (K_y > 1)$ розповсюджуються по всьому периметру майбутньої виробки й можуть спровокувати небезпечні ГДЯ. Другий висновок – безпосередньо біля прохідницького вибою на глибину заходки породи знаходяться у розвантаженому стані з появою навіть розтягуючих σ_y , що активно їх знеміцнює і сприяє економії енергії руйнування масиву.

Другий поздовжній переріз ($X = X_{\text{ш}}$) також свідчить про позитивний вплив розвантажувальної щілини на розподіл вертикальних напружень σ_y (див. рис. 4.3, б). По довжині вже проведеної виробки спостерігається суттєве зниження за висотою розповсюдження концентрацій рівня $K_y = 1,24 - 1,36$ і $K_y = 1,60 - 1,92$ на тлі їх переміщення вглиб бокових порід. Додатково виникають концентрації рівня $K_y = 2,0 - 2,6$, але вони мають дуже локальне

розповсюдження біля кутів торця розвантажувальної щілини. По трасі виробки $Z > 1,0$ м виникають аномалії σ_y з підвищеним розповсюдженням за висотою, але при $Z > 3,0 - 3,5$ м вони швидко знижуються і на певній відстані зникає вплив розвантажувальної щілини.

Узагальнюючий висновок формулюється як позитивний вплив комбінації випереджаючих свердловин і розвантажувальної щілини на стан масиву за фактором дії вертикальних напружень σ_y : перше – посилюється ступінь розвантаження приви́бійної частини прилеглого масиву, що знижує ризик виникнення ГДЯ; друге – ця частина гірських порід навколо прохідницького вибою більш інтенсивно знеміцнюється, що знижує потреби енергії їхнього руйнування; третє – виникає шар прилеглих до виробки розвантажених порід (за її усім периметром), що знижує гірський тиск різного спрямування на кріплення виробки – це підвищує її стійкість та обґрунтовує можливість економії ресурсів на кріплення і підтримання виробки, зокрема в зоні впливу очисних робіт.

4.2.3 Зміни поля горизонтальних напружень

Загальні тенденції впливу розвантажувальної щілини на зміни в розподілі горизонтальних напружень σ_x підтверджують попередні висновки щодо вертикальних напружень σ_y і як приклад на рис. 4.4 наведено ізолінії деяких фіксованих значень σ_x .

У поперечному перерізі $Z_1 = -10$ м маємо такі закономірності зміни σ_x , які найбільш інформативно доводять процеси вигину літотипів у площині YX . Так, в основній покрівлі пласта (на відстані від нього більш, ніж 4,4 м) ще простежуються згинальні напруження σ_x із вигином у порожнину виробки на ділянці не менше її ширини та у напрямку покрівлі в бокових зонах прилеглих порід (див. рис. 4.4, а). Доказом такого вигину основної покрівлі є утворення над виробкою зони повного розвантаження ($\sigma_x \approx 0$), а в її бокових частинах – зони концентрацій стискаючих горизонтальних напружень σ_x рівня $K_x = 1,9 - 2,8$. При цьому треба зауважити, що вплив розвантажувальної щілини відображається у збільшенні зон розповсюдження

як зони повного розвантаження, так і концентрації стискаючих σ_x . Тобто, ми маємо збільшення деформації вигину основної покрівлі різних знаків, що відображає загальний процес розвантаження прилеглих порід основної покрівлі при застосуванні розвантажувальної щілини. Це цілком очікуваний результат, який не протирічить існуючим уявленням і підтверджує достатню адекватність геомеханічної моделі. Теж саме спостерігається і в приконтурних породах безпосередньої покрівлі, але вплив розвантажувальної щілини більш вагомий – навіть з'являються зони дії розтягуючих σ_x рівня 3 – 5 МПа; вони в рази (за розмірами) перевищують такі у випадку застосування розвантажувальної щілини.

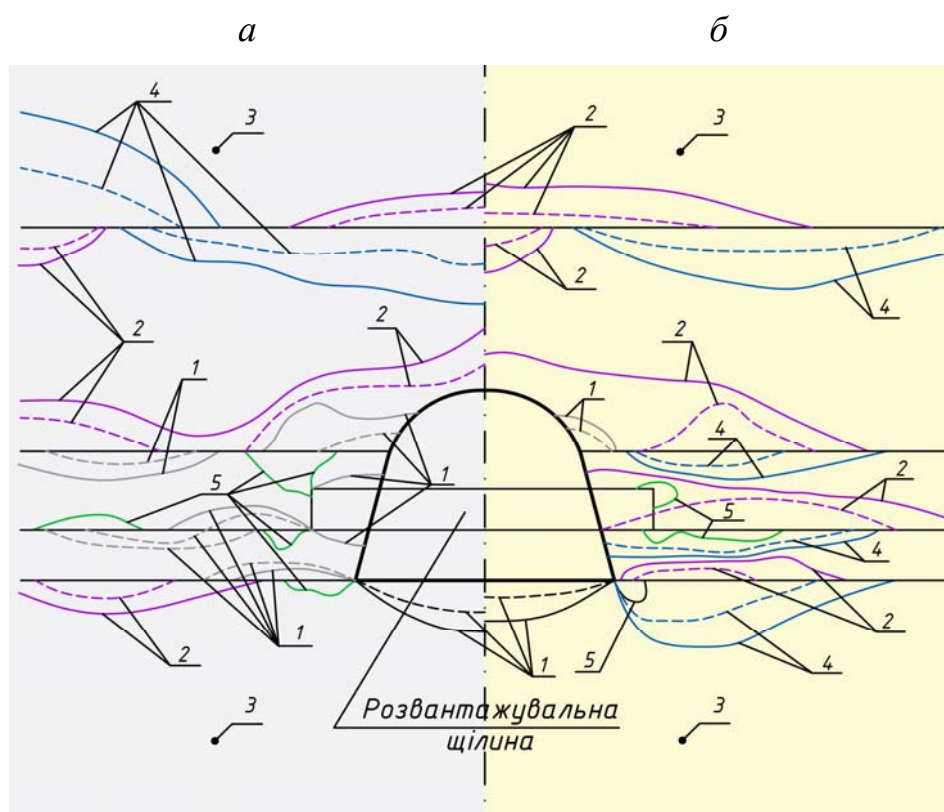


Рисунок 4.4 – Ізолії горизонтальних напружень σ_x у поперечному перерізі виробки при застосуванні розвантажувальної щілини (—) і без неї (----):
 а – на відстані $Z_1 = -10$ м від площини прохідницького вибою; б – на відстані $Z_2 = 2,0 - 2,5$ м від площини прохідницького вибою; 1 – $\sigma_x = +(3 - 5)$ МПа;
 2 – $\sigma_x \approx 0$ ($K_x \approx 0$); 3 – $\sigma_x \approx \gamma H \approx -(9 - 12)$ МПа ($K_x \approx 1,0$);
 4 – $\sigma_x = -(20 - 30)$ МПа ($K_x = 1,9 - 2,8$); 5 – $\sigma_x = -(50 - 65)$ МПа ($K_x = 4,7 - 5,6$)

Аналогічні тенденції посилення вигину літотипів (під впливом розвантажувальної щілини) зафіксовані у боках та підшві виробки: не тільки з'являються, а й збільшуються зони дії розтягуючих σ_x та виникають локальні зони дії концентрації стискаючих σ_x рівня $K_x = 4,7 - 5,6$.

Наведені приклади підтверджують тенденції впливу розвантажувальної щілини у напрямку збільшення зон дії понижених стискаючих і навіть розтягуючих σ_x . Це зони найбільш вірогідного руйнування літотипів, оскільки за існуючими теоріями міцності гірських порід саме різниця величин компонент напружень (у даному випадку вертикальних і горизонтальних) створює умови їх руйнування [4] – [6], [11] – [16]. Умови локального руйнування вугільного пласта і його безпосередньої підшви створюють концентрації стискаючих σ_x , що перевищують опір стиснення відповідних літотипів. Таким чином, за фактом дії горизонтальних напружень σ_x розвантажувальна щілина сприяє утворенню і збільшенню зон часткового знеміцнення приконтурних порід, що діють як демпфуючий шар і знижують навантаження на кріплення виробки. Одночасно відбувається сприяння зазначеним раніше позитивним тенденціям зменшення необхідної енергії руйнування частково знеміцнених порід і обмеження ймовірності виникнення ГДЯ.

Другий переріз, що ретельно вивчається, розташований у масиві по трасі виробки на відстані $Z_2 = 2,0 - 2,5$ м від площини прохідницького вибою (див. рис. 4.4, б). Незважаючи на те, що переріз розташований у масиві і знаходиться під великим геостатичним тиском ($\sigma_y = \gamma H = -25$ МПа) у прилеглих літотипах проявляються деформації вигину з появою зон розвантаження і концентрації стискаючих σ_x . Загальна тенденція впливу розвантажувальної щілини не змінюється – збільшуються зони розвантаження і концентрації σ_x , що позитивно впливає на досягнення триєдиної мети: підвищення стійкості гірничих виробок, зниження енергії руйнування літотипів привибійного масиву та ризиків виникнення ГДЯ.

Інша компонента НДС – горизонтальні напруження σ_z досліджена в напрямку координати Z у двох площинах YZ поздовжніх перерізів (рис. 4.5): по

центральної вертикальної осі виробки ($X = 0$) і по площинах торців розвантажувальної щілини ($X = X_{щ}$).

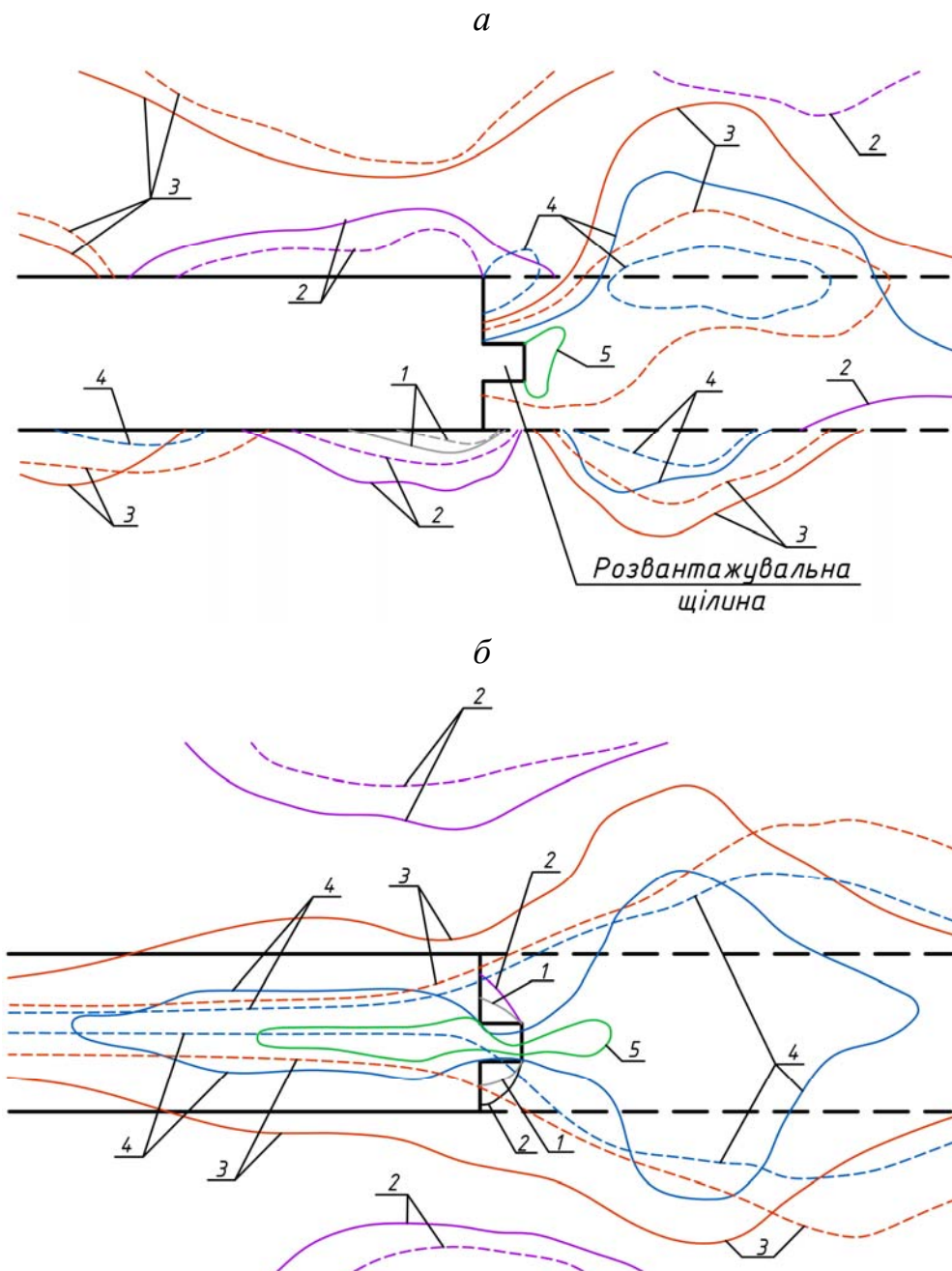


Рисунок 4.5 – Ізолінії горизонтальних напружень σ_z у поздовжньому перерізі виробки при застосуванні (—) розвантажувальної щілини і без неї (---):

a – на відстані $Z_1 = -10$ м від площини прохідницького вибою;

б – на відстані $Z_2 = 2,0 - 2,5$ м від площини прохідницького вибою;

1 – $\sigma_z = +(3 - 5)$ МПа; 2 – $\sigma_z = 0 (K_z \approx 0)$; 3 – $\sigma_z = -(13 - 17)$ МПа ($K_z = 1,21 - 1,59$);

4 – $\sigma_z = -(20 - 28)$ МПа ($K_z = 1,87 - 2,62$); 5 – $\sigma_z = -(35 - 50)$ МПа ($K_z = 3,27 - 4,67$)

У центральному поздовжньому перерізі спостерігаються такі тенденції впливу розвантажувальної щілини (див. рис. 4.5, *а*). Основна з них – це збільшення розмірів зон розвантаження, що за існуючими уявленнями знижує ймовірність виникнення ГДЯ. Поряд з цим збільшуються зони концентрації стискаючих напружень σ_z і їх дія сумісно із зонами понижених горизонтальних напружень σ_x (див. рис. 4.4) сприяє знеміцненню прилеглих до прохідницького вибою порід, що є позитивним моментом у зниженні потрібної енергії руйнування привибійного масиву. Максимальні концентрації стискаючих напружень σ_z рівня $K_z = 3,27 - 4,67$ розташовані біля вибою розвантажувальної щілини, що є цілком передбаченим результатом і вказує на адекватність геомеханічної моделі сучасним уявленням.

На периферійних ($X = X_{\text{ш}}$) поздовжніх перерізах (див. рис. 4.5, *б*) отримані закономірності розподілу σ_z здебільшого підтверджують наведені вище результати. Тут треба звернути увагу, що розвантажувальна щілина відсуває концентрації стискаючих σ_z від контуру боків виробки як мінімум на величину $X_{\text{ш}}$ (див. рис. 4.1). Це зменшує гірський тиск у бічному напрямку і сприяє підвищенню стійкості виїмкових штреків.

Загалом, по фактору сукупної дії горизонтальних напружень σ_x та σ_z можна стверджувати, що розвантажувальна щілина розвиває тенденцію знеміцнення порід до 4 – 5 м вглиб траси виробки і доцільна при вирішенні постановленої триєдиної задачі безпечного і ресурсозберігаючого проведення виробки на глибинах понад 1000 м у газодинамічно активному гірському масиві.

4.2.4 Зміни поля інтенсивності напружень

Відносно тенденцій впливу розвантажувальної щілини на зміни поля розподілу інтенсивності напружень σ можна стверджувати про сталі закономірності переважно розширення зон розвантаження прилеглих до прохідницького вибою порід. Як приклад на рис. 4.6 наведено ізолінії інтенсивності напружень σ у двох поперечних перерізах $Z_1 = -10$ м та $Z_2 = 2,0 - 2,5$ м.

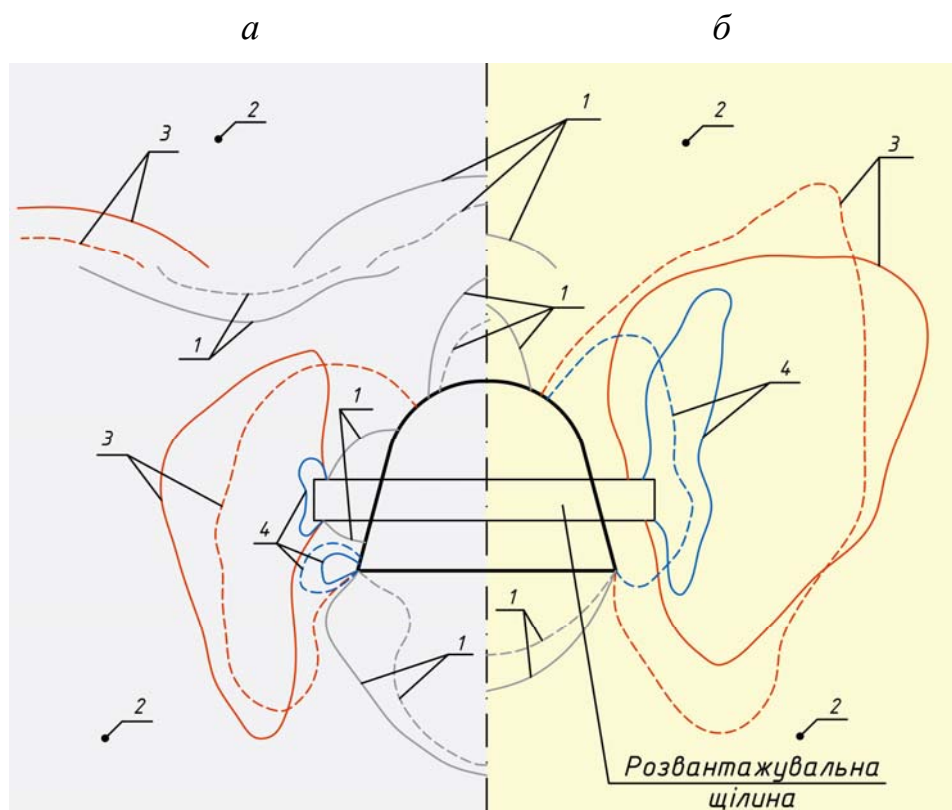


Рисунок 4.6 – Ізолії інтенсивності напружень σ у поперечному перерізі виробки при застосуванні (—) розвантажувальної щілини і без неї (---):

a – на відстані $Z_1 = -10$ м від площини прохідницького вибою;

б – на відстані $Z_2 = 2,0 - 2,5$ м від площини прохідницького вибою;

1 – $\sigma = 6 - 8$ МПа ($K_\sigma = 0,42 - 0,56$); 2 – $\sigma = 13 - 16$ МПа ($K_\sigma \approx 1,0$);

3 – $\sigma = 30 - 45$ МПа ($K_\sigma = 2,0 - 3,0$); 4 – $\sigma = 50 - 65$ МПа ($K_\sigma = 3,5 - 4,5$);

На першому поперечному перерізі виробки ($Z_1 = -10$ м) спостерігаються такі тенденції впливу розвантажувальної щілини (див. рис. 4.6, *a*). В основній покрівлі вугільного пласта простежується помірний вигин літотипу з утворенням зон розвантаження ($K_\sigma = 0,42 - 0,56$) і концентрації σ ($K_\sigma = 2,0 - 3,0$). Обидві зони мають підвищене розповсюдження для варіанту застосування розвантажувальної щілини і це цілком очікувано, оскільки підвищуються деформації вигину породних шарів (див. §4.2.3). Таким чином, можна зробити два висновки: перший – деякий вплив розвантажувальної щілини поширюється аж на породи основної покрівлі; другий – вона долучається до вже вказаних тенденцій розвантаження масиву і його знеміцнення підвищеними концентраціями σ .

Більш суттєвий вигин породного шару спостерігається у безпосередній покрівлі пласта з формуванням склепіння нестійких порід, але тенденція розширення зон розвантаження зберігається і в цій зоні приконтурних порід. Аналогічний вплив розвантажувальної щілини відбувається і в підшві виробки.

У боках виробки поширюються зони дії концентрації σ при застосуванні розвантажувальної щілини. Це поширення відбувається у бік прилеглого масиву з одночасним відходом від бічного контура виробки. Тобто, опорний тиск посувається вглиб масиву, а біля виробки утворюється зона розвантаження, що позитивно впливає на підвищення її стійкості.

Щодо другого поперечного перерізу вже в масиві по трасі виробки ($Z_2 = 2,0 - 2,5$ м), то можна виділити такі результати. Незважаючи на дію великого геостатичного тиску, у покрівлі і підшві виробки утворюються зони розвантаження рівня ($K_\sigma = 0,42 - 0,56$) і їх поширенню (хоча і локальному) сприяє розвантажувальна щілина (див. рис. 4.6, б); невелика зона розвантаження з'являється навіть в основній покрівлі вугільного пласта.

У боках виробки діюча зона опорного тиску (концентрації σ) відсувається у масив на $0,7 - 1,0$ м, що сприяє зниженню напруженості бокових приконтурних порід і ризику виникнення ГДЯ.

Узагальнюючи напрямки зміни поля інтенсивності напружень σ можна підкреслити позитивний вплив розвантажувальної щілини на усі три позиції поліпшення безпеки і ресурсозбереження при проведенні гірничих виробок на великих глибинах у газодинамічно активному гірському масиві.

Далі розглянуто ситуацію щодо впливу розвантажувальної щілини у поздовжніх центральному і периферійних перерізах вже спорудженої виробки та її траси (рис. 4.7). Відразу зазначимо, що вплив розвантажувальної щілини на поле інтенсивності напружень σ цілком відповідає зазначеним вище тенденціям. Тобто, на ділянці вже спорудженої виробки збільшується розповсюдження у покрівлю і підшву зон розвантаження, що доводять як центральна, так і периферійні площини YZ поздовжніх перерізів. Тут особливістю є розширення зони розвантаження на привибійний масив глибиною до $1,2 - 1,4$ м.

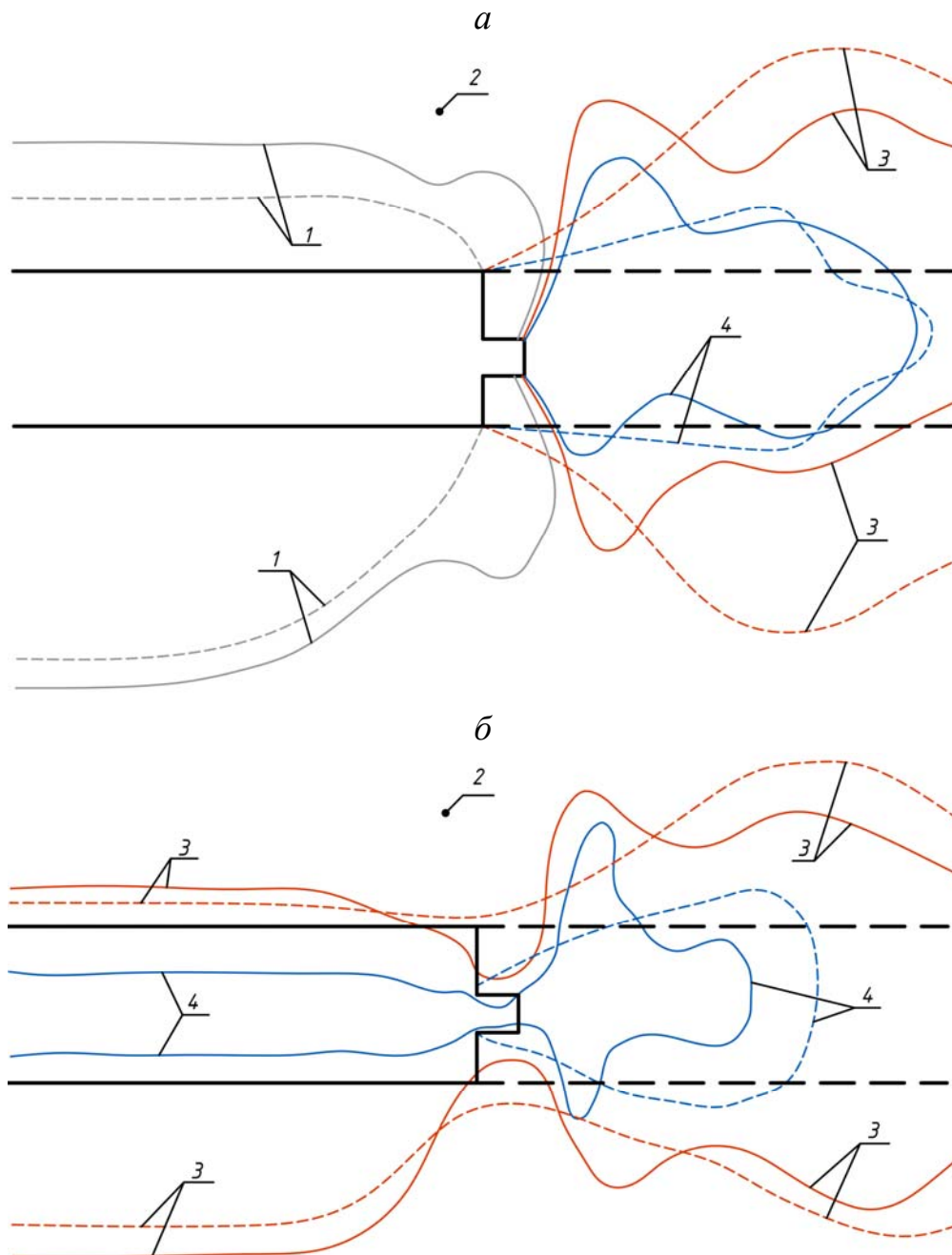


Рисунок 4.7 – Ізолінії інтенсивності напружень у поздовжньому перерізі виробки при застосуванні (—) розвантажувальної щілини і без неї (---):
 а – по центральній вертикальній осі ($X = 0$); б – по периферійних вертикальних осях ($X = \pm X_u$); 1 – $\sigma = 6 - 8$ МПа ($K_\sigma = 0,42 - 0,56$); 2 – $\sigma = 13 - 16$ МПа ($K_\sigma \approx 1$);
 3 – $\sigma = 30 - 45$ МПа ($K_\sigma = 2,0 - 3,0$); 4 – $\sigma = (50 - 65)$ МПа ($K_\sigma = 3,5 - 4,5$)

По трасі виробки вглиб ще недоторканого масиву на відстані 2,5 – 4,0 м (від прохідницького вибою) діють збурення інтенсивності напружень σ , що викликано власне розвантажувальною щілиною. Ці збурення зафіксовані як у

центральному, так і периферійних перерізах YZ і сприяють більш значному знеміцненню порід біля прохідницького вибою – на їх руйнування витрачається менше енергії.

Підсумовуючи результати аналізу тенденцій впливу розвантажувальної щілини на поля найбільш дієвих компонент НДС, можна стверджувати (на основі моделювання МСЕ) про доцільність комплексного розвантаження привибійного масиву гірських порід щодо реалізації триєдиної задачі: зниження ризиків виникнення ГДЯ та енергії руйнування привибійних порід і підвищення стійкості виробки.

4.3 Експериментальні дослідження ефективності способу комплексного розвантаження привибійного масиву

4.3.1 Методика та аналіз результатів спостережень за проявами гірського тиску

Головне завдання даного етапу досліджень – оцінити ступінь достовірності результатів моделювання МСЕ технологічного рішення щодо комплексного розвантаження високонапруженого привибійного масиву при спорудженні виробки на глибині понад 1000 м і ще в умовах газодинамічно активних прилеглих порід. Необхідність виконання цих експериментальних робіт полягає в перевірці нового технологічного рішення про поєднання двох відомих способів розвантаження (випереджаючі свердловини і розвантажувальна щілина) з урахуванням того, що розвантажувальна щілина виходить за бічні контури виробки на деяку відстань $X_{щ}$ від них і при заповненні цієї порожнини зруйнованими літотипами (вугільний пласт і породи його безпосередньої покрівлі) утворюється щось подібне до бутової охоронної смуги, яка відводить опорний тиск від виробки за рахунок власного податливого режиму роботи. Тому важливо встановити ступінь сприяння запропонованого технологічного рішення підвищенню стійкості виїмкових штреків ще на стадії їх підтримання поза зоною впливу очисних робіт

Рівень впливу способу комплексного розвантаження оцінюється показниками переміщень контуру виробки в її порожнину.

За допомогою стандартних методів вимірювань, що використовуються в маркшейдерській службі ПрАТ «ШУ «Покровське», регулярно визначаються два показники: поточна висота виробки h_g як відстань між центром її склепіння і підпошвою, тобто по центральній вертикальній осі виробки; поточна ширина B на рівні рухомого складу і проходу людей. При вимірюванні цих відстаней фіксується переріз виробки щодо відповідних пікетів. Тому в результаті збирається об'єктивна інформація про зміну розмірів виробки, що є важливим за критеріями ефективного провітрювання та дотримання зазорів і відстаней, регламентованих правилами безпеки.

До зазначеної інструментальної інформації також додається візуальна оцінка стану рамного кріплення та його незворотних пошкоджень: вигин верхняк частини рами під впливом надмірного вертикального гірського тиску; вигин і скручування спецпрофілю стояків під впливом надмірного бічного гірського тиску; втрата початкової форми рамного кріплення під впливом косо направленого гірського тиску; стан замків рами і величина їх податливості.

Для виконання порівняльного аналізу створюється експериментальна ділянка виробки довжиною не менше 100 м, де застосовується спосіб комплексного розвантаження приви́бійного гірського масиву. Базою для порівняння є всі інші ділянки виробки з приблизно однаковою текстурою прилеглого гірського масиву.

Щодо посилення ступеня інформативності та об'єктивності порівняльного аналізу запропоновані такі методичні прийоми.

По-перше, нас більше цікавлять не абсолютні значення переміщень контуру виробки по вертикалі U_y і горизонталі U_x (хоча вони теж важливі щодо виконання правил безпеки експлуатації виробки), а відносне поліпшення (або погіршення) стану виробки при застосуванні способу комплексного розвантаження приви́бійного масиву. Такі відносні показники по вертикалі Δ_y і

горизонталі Δ_x відразу обґрунтовують доказову базу ефективності запропонованого способу в ракурсі підвищення стійкості гірничих виробок.

По-друге, досвід аналізу результатів маркшейдерських досліджень вказує на складність їх сприйняття, якщо відтворювати повний обсяг спостережень на досить великій ділянці видобутку. Цю тезу пояснимо за допомогою схематичних зображень, показаних на рис. 4.8. Початкові дані вимірювань заносяться в таблицю, де проти координати поперечного перерізу виробки (номер пікету плюс деяка довжина від нього) вказується поточна висота h_g і ширина B виробки. Ця інформація необхідна для контролю величин залишкового перетину (вентиляція) і проходів та зазорів (руху робітників і підземного транспорту), але вона ускладнена щодо оцінки переваг або недоліків запропонованого способу комплексного розвантаження прибірного масиву. Більш інформативними є величини переміщень контуру видобутку у вертикальному U_y та горизонтальному U_x напрямках, які розраховуються як різниця між початковими (паспортними) розмірами висоти h_g і ширини B^I та поточними значеннями h_g і B :

$$\left. \begin{aligned} U_y &= h_g^I - h_g; \\ U_x &= B^I - B. \end{aligned} \right\} \quad (4.1)$$

За параметрами U_y і U_x буде оцінюватися зміна стану виробки при запропонованому способі комплексного розвантаження.

По-третє, «швидкоплинна» зміна розмірів виробки по її довжині ускладнює порівняльний аналіз (див. рис. 4.8, а), тому пропонується наступний прийом деякого «згладжування» графіків розподілу вимірюваних поточних показників h_g і B . Окреслюється діапазон варіації поточних показників двома графіками, показаними пунктирними лініями (на прикладі показника h_g), які відображають мінімальні (“min”) і максимальні (“max”) відхилення висоти виробки від паспортної величини під впливом гірського тиску. Таким чином, окреслений

діапазон зміни поточної висоти виробки є найбільш об'єктивним параметром, що відображає наслідки гірського тиску у вертикальному напрямку.

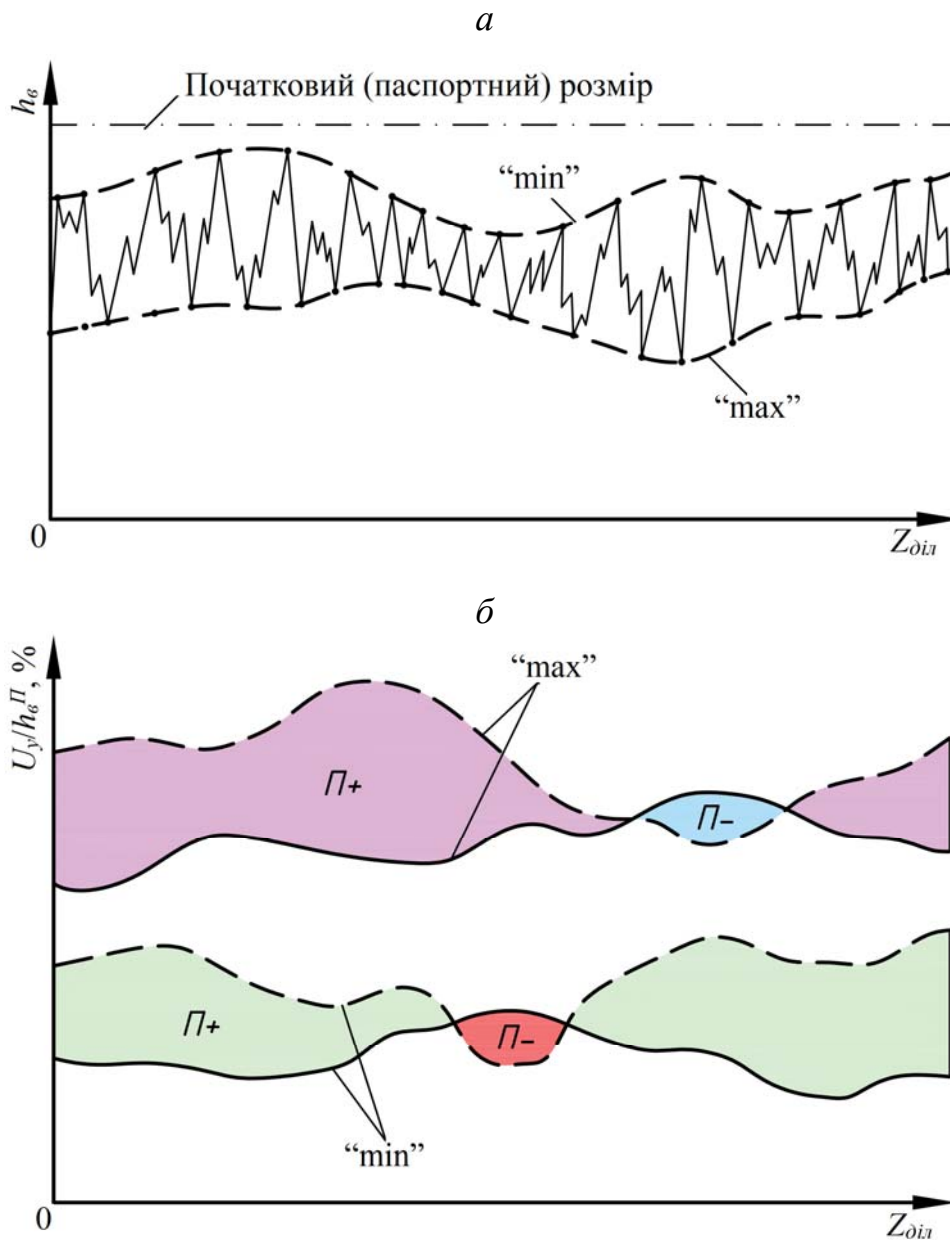


Рисунок 4.8 – Схеми до узагальнення і аналізу показників проявів гірського тиску у виробці: *a* – визначення графіків зміни мінімальних (“min”) і максимального (“max”) відхилень поточних розмірів виробки від початкових (паспортних) значень на прикладі її висоти h_e ; *б* – зміна відносного показника $U_y/h_e^П$ скорочення висоти виробки за способом комплексного розвантаження (—) і традиційної технології (----) спорудження виробки

По-четверте, нам потрібно відобразити зміну двох показників поперечного перерізу виробки, тому найбільш доцільно це зробити у відносних величинах Δ_y і Δ_x :

$$\left. \begin{aligned} \Delta_y &= \frac{U_y}{h_g^{\Pi}}; \\ \Delta_x &= \frac{U_x}{B^{\Pi}}. \end{aligned} \right\} \quad (4.2)$$

Більш того, при порівнянні двох технологій спорудження виробки буде дуже зручно і наочно показувати їх переваги і недоліки. Для цього пропонується узагальнений показник Π , що має конкретну фізичну величину – площу між двома лініями, що відображають запропонований спосіб комплексного розвантаження та існуючу технологію проведення виробки. Оскільки ймовірні дискретні переваги тієї чи іншої технології, то площини Π маркуються з позитивним Π_+ і негативним Π_- знаками, а їх результат буде дорівнювати:

$$\Pi = \Pi_+ - \Pi_-. \quad (4.3)$$

Окрім того, ми маємо дві пари ліній (“min” і “max”), тому узагальнюючий результат Π_{yz} обчислюється як середня величина двох значень Π , а усереднене відхилення $\Delta_{y,x}^{yc}$ дорівнює:

$$\Delta_{y,x}^{yc} = \frac{\Pi_{yz}}{Z_{dil}}, \quad (4.4)$$

де Z_{dil} – довжина ділянки спостережень.

На наш погляд, такий методичний підхід буде найбільш об'єктивним при оцінці ступеня ефективності запропонованого способу комплексного розвантаження прибірного масиву в ракурсі підвищення експлуатаційного стану виробок.

За наведеною методикою були виміряні показники вертикальних U_y горизонтальних U_x переміщень, опрацьовані отримані дані і побудовані графіки

(рис. 4.9) зміни відносних показників уздовж експериментальної і майже «ідентичних» базових ділянок видобутку відповідно до формули (4.2). В результаті встановлено обмеження зниження висоти виробки на 7,3% і зближення її боків на 10,2%.

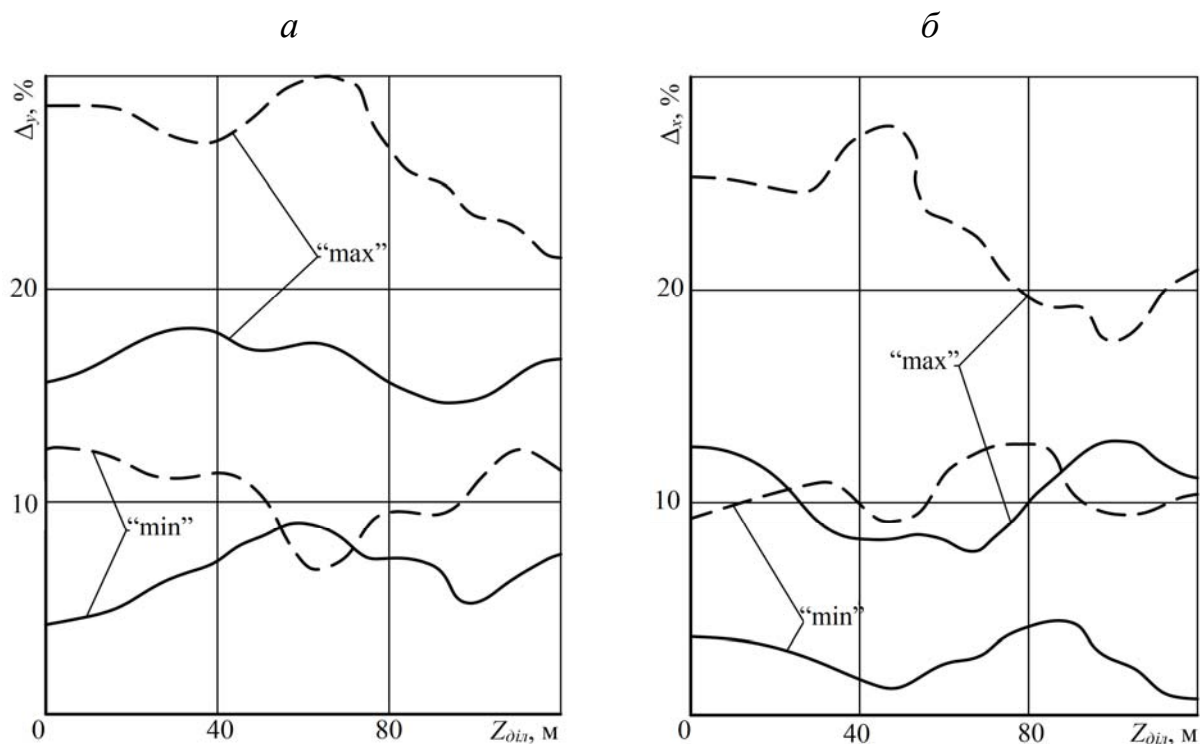


Рисунок 4.9 – Графік до порівняльного аналізу ступеня обмеження вертикальних (а) і бокових (б) переміщень контуру виробки при застосуванні технології комплексного розвантаження привибійного масиву

Таким чином, експериментально доведено позитивний вплив технології комплексного розвантаження привибійного масиву на стійкість підготовчої виробки. Цей результат (зниження в кінцевому підсумку втрати площини поперечного перерізу на 18,2%) є одним з аргументів доцільності застосування запропонованої технології спорудження виробок на глибинах понад 100 м.

4.3.2 Тенденції зміни енергії акустичного сигналу

Загальновідомо, що сейсмоакустична реакція на будь-який силовий вплив певним чином характеризує не тільки деформаційні властивості літотипів масиву, але і ступінь його порушеності. У цьому ракурсі важливо мати якусь фізичну величину, яку можна виміряти і за якою оцінювати ступінь порушеності масиву, що прилягає до прохідницького вибою. Така властивість існує і називається енергією акустичного сигналу – даний параметр W цілком обґрунтовано може бути використаний для непрямої оцінки ступеня розшарування і знеміцнення прилеглого масиву.

У методичному плані виконання цього етапу експериментальних досліджень проводиться поточна фіксація W перш за все на ділянці виробки, де здійснено комплексне розвантаження привибійного масиву. Отримані результати порівнюються з показниками параметра W на ділянках виробки з приблизно однаковою текстурою прилеглого масиву і вони слугують базою для порівняльного аналізу.

У розділі 3 вже були описані методичні принципи експериментальних досліджень стану прибійного масиву, в тому числі за допомогою апаратури АПСС-1, яка серед інших показників відстежує енергію акустичного сигналу в режимі реального часу спорудження виробки. Оскільки показник W визначається постійно, то накопичується велика база даних, з якої виділяються ділянки виробки з приблизно однаковою текстурою її порід покрівлі і підшви, ці дані усереднюються і надалі слугують основою для порівняльного аналізу.

Сам аналіз для наочності відображається в графіках зміни енергії акустичного сигналу W по довжині Z відстані (в масив) до площини прохідницького вибору. Покращення інформативності результатів порівняльного аналізу відбувається за рахунок використання відносного показника W_6 , який розраховується як відношення W на експериментальній ділянці видобутку (застосування технології комплексного розвантаження) до усередненого показника W_6 , на базових ділянках, але при одній і тій же відстані Z до площини прохідницького вибору.

В результаті будуються графіки $W_e(Z)$ зміни відносної енергії W_e по координаті Z відстані до прохідницького вибою (рис. 4.10). Оскільки показники W_e певною мірою стохастичні, то для посилення їх достовірності прийнято рішення окреслити зону зміни W_e при кожному фіксованому Z двома величинами – з мінімальним (“min”) і максимальним (“max”) відхиленнями; в результаті ми отримуємо два графіки, які повністю відображають зону варіації щодо зниження W_e енергії акустичного сигналу при запропонованій технології комплексного розвантаження прибійного масиву гірських порід.

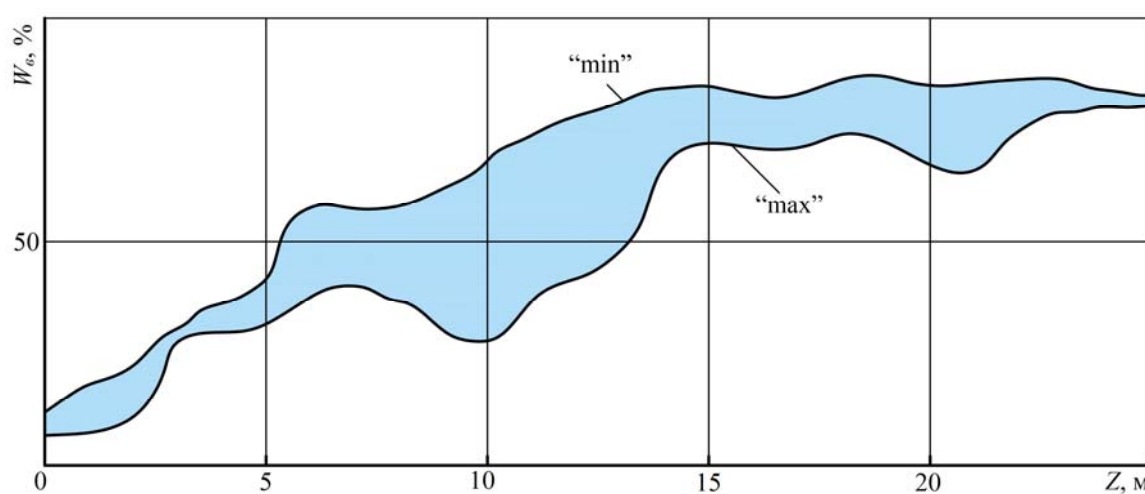


Рисунок 4.10 – Графіки відносного зниження енергії W_e акустичного сигналу в приви́бійній частині (за координатою Z) траси виробки при комплексному розвантаженні гірського масиву в порівнянні з традиційною технологією її спорудження

Аналіз графіків виявив наступні експериментально зафіксовані особливості зміни ступеня знеміцнення літотипів приви́бійного масиву.

По-перше, у приви́бійній частині довжиною до 2,0 – 2,5 м відбувається активне знеміцнення літотипів, що цілком узгоджується з ізолініями інтенсивності напружень σ (див. рис. 4.7) і пояснюється активним розшаруванням породи поблизу розвантажувальної щілини. Тут відносний показник коливається в межах $W_e = 7 - 28\%$ і доводить високу ефективність способу комплексного розвантаження.

По-друге, на відстані $Z = 3,0 - 6,0$ м спостерігається підвищення W_e до 32 – 58%, що можна трактувати як дію опорного тиску від розвантажувальної щілини при частковому збереженні цілісності масиву.

По-третє, на відстані понад $Z = 10 - 13$ м відбувається поступове збільшення показника W_e до 70 – 85%, що також корелює з ізолініями розподілу σ – закінчується вплив вибою виробки і гірські породи поступово повертаються до початкового стану недоторканого масиву.

Таким чином, даний етап експериментальних досліджень доводить правомірність висновків при моделюванні МСЕ, з одного боку, а з іншого – рекомендує доцільну довжину випереджаючих свердловин в межах до 12 – 15 м.

4.3.3 Оцінка витрат енергії на руйнування порід прохідницького вибою

Результати попереднього етапу експериментальних досліджень доводять часткове знеміцнення літотипів у прибіній зоні, особливо на довжині заходки в процесі проведення виробки. Таке знеміцнення неодмінно має позначатися на витратах енергії руйнування гірських порід у прохідницькому вибої, що й стало предметом вивчення цього аспекту переваг запропонованої технології комплексного розвантаження.

Методичні особливості цього етапу експериментальних досліджень виглядають таким чином. Існуюча традиційна технологія спорудження виробки за допомогою прохідницького комбайна створює базу щодо подальшого проведення порівняльного аналізу; для цього відбираються ділянки виробки з приблизно однаковою текстурою прилеглих гірських порід по відношенню до експериментальної ділянки, де застосовується запропонована технологія комплексного розвантаження привибійного масиву. Енергія G , що витрачається на руйнування гірської породи визначається за показниками сили току і напруження (в режимі реального часу) при роботі електродвигуна стріли прохідницького комбайна. Тобто, сама конструкція прохідницьких комбайнів з окремими приводами на їх основні механізми дає змогу відокремити від інших

технологічних процесів власне енергію, що витрачається тільки на руйнування порід у прохідницькому вибої.

Для традиційної технології проведення виробки базова величина енергії G_6 руйнування літотипів (на 1 п.м її довжини) визначається як усереднена величина на ділянці довжиною 100 м. Така довжина усереднення дає змогу «поглинати» дрібноамплітудні коливання потужності літотипів (у межах площини виробки), деякі непередбачувані порушення їхньої цілісності, зміну механічних властивостей при зустрічі з так званими «включеннями» інших порід тощо.

Такий же підхід до усереднення використовується на експериментальній ділянці при визначенні показників витрат енергії G руйнування гірських порід, але довжина виробки при усередненні скорочується до 5 м, щоб оцінити весь спектр коливань G для достовірності порівняльного аналізу.

Також у напрямі підвищення достовірності використовується методичний прийом, який полягає у поділі фіксації енергії руйнування на такі операції:

G_1 – буріння випереджаючих свердловин;

G_2 – утворення розвантажувальної щілини;

G_3 – руйнування об'єму привибійних порід по площинах, що залишилися.

Загальна витрата енергії G руйнування порід за запропонованою технологією визначається як сума складових

$$G = G_1 + G_2 + G_3 \quad (4.5)$$

з перерахунку на 1 п. м виробки.

За аналогією з попереднім етапом експериментальних досліджень вважається доцільним використовувати найбільш інформативний відносний показник G_6 , який позиціонує енергію G як частку енергії G_6 . Тобто, розглядається відношення

$$G_6 = \frac{G}{G_6} \quad (4.6)$$

як наочне свідчення про економію енергій руйнування привибійних порід за запропонованої технології проведення виробки, що наведено на рис. 4.11.

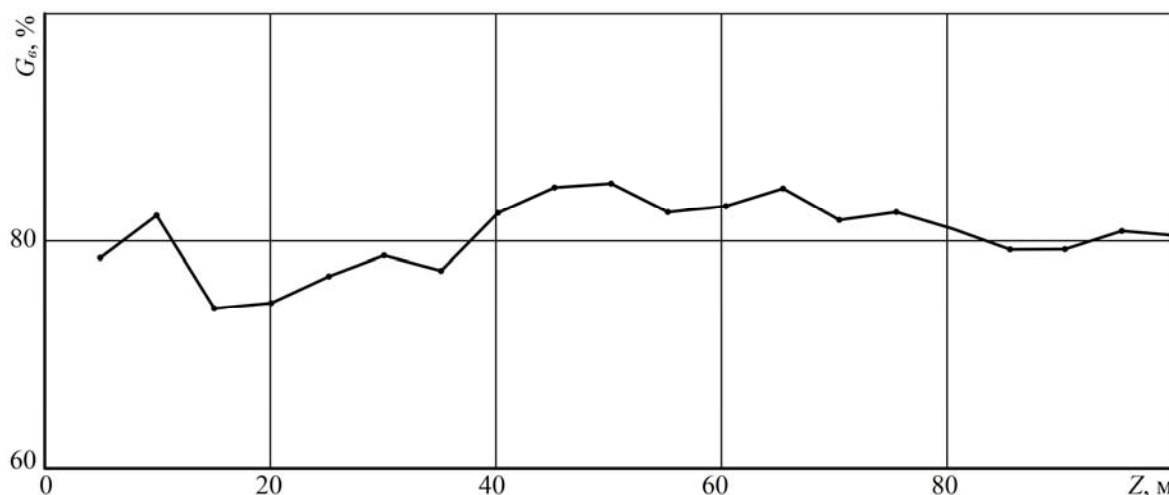


Рисунок 4.11 – Графік відносного зниження енергії G_ϵ руйнування привибійного гірського масиву по довжині Z експериментальної ділянки спорудження виробки за пропонованою технологією

Аналізуючи отриманий графік, маємо мінімальний показник $(G_\epsilon)_{\min} = 74\%$ і максимальне значення $(G_\epsilon)_{\max} = 85\%$; в цілому, усереднена величина економії енергоресурсів склала 19,5%.

Підсумок виконаних етапів експериментальних досліджень однозначно позитивний – за всіма трьома напрямками підтверджено переваги запропонованої технології спорудження виробки на глибині понад 1000 м у газодинамічно активному гірському масиві.

4.4 Обґрунтування та вибір параметрів технології комплексного розвантаження привибійного масиву при спорудженні виробки на глибині понад 1000 м

4.4.1 Основні методичні положення узагальнення результатів досліджень

Сформульована мета і обґрунтовані задачі щодо виконання потрібних аналітичних експериментальних досліджень набули своєї реалізації, а отримані результати потребують узагальнення та застосування на практиці у вигляді відповідної методики вибору раціональних параметрів технології комплексного

розвантаження високонапруженого приви́бійного гірського масиву при спорудженні гірничих виробок на глибині понад 1000 м. Таке узагальнення результатів досліджень виконано на базі обґрунтування низки методичних положень, що взаємопов'язані між собою та об'єднані триєдиною метою зниження напруженості приви́бійного масиву для:

- обмеження імовірності виникнення ГДЯ за існуючими способами їх попередження;
- утворення навколо виробки зони розвантажених порід, що запобігає надмірному гірському тиску;
- економії енергоресурсів при руйнуванні порід у прохідницькому вибої.

Перше методичне положення узагальнює вплив випереджаючих свердловин на процес розвантаження гірського масиву на певній ділянці траси виробки. Так, встановлено суттєве обмеження зон поширення надмірних концентрацій інтенсивності напружень σ у приви́бійній частині гірських порід як у боках вже спорудженої частині виробки, так і по її трасі в масив. Наприклад, надмірні (і тому небезпечні щодо виникнення ГДЯ) концентрації σ розповсюджується по трасі виробки на відстані до 9,5 – 12,2 м (за координатою Z) від площини прохідницького вибою польової виробки. За межами її контуру відстань дії надмірних концентрацій встановлена у напрямку покрівлі до 5,2 – 7,5 м, у напрямку підосви – до 7,7 – 8,2 м, у бокові породи – до 4,1 – 4,3 м. Буріння всього трьох свердловин у польовій виробці сприяє зниженню відстаней поширення надмірної концентрації σ у середньому на 45 – 55%. Щодо пластових виробок (як правило, виїмкові штреки), то для них стабільно фіксується поширення надмірних концентрацій σ (у порівнянні з польовою виробкою) у боки на 25 – 40%, по вертикалі – на 20 – 25% і вглиб масиву по трасі виробки – на 50 – 75%. Але ефективність обмеження цих концентрацій σ зберігається приблизно однаковою, а її підвищення залежить від кількості розвантажувальних свердловин та обрання їх раціональних параметрів розташування.

Друге методичне положення стосується висновку, що доцільно розвантажити масив не тільки в межах виробки, але і за її межами в прилеглих породах. Це сприятиме одночасному виконанню двох завдань: зниженню ризиків виникнення ГДЯ та обмеженню надмірних проявів гірського тиску за рахунок утворення шару з розвантажених порід, що позитивно впливає на стійкість виробки. Для цього свердловини необхідно бурити з певним нахилом у бік контуру виробки, а щоб забезпечити найбільш повне розвантаження перенапруженого об'єму масиву по трасі проведення виробки доцільно бурити нові свердловини в прохідницькому вибої, коли попередні свердловини вийшли (у міру пасування вибою) за контур виробки, а також їх залишкова довжина не перевищує розповсюдження небезпечних концентрацій σ по координаті Z її траси. Тоді забезпечується розвантаження перенапружених порід як у площині вибою виробки, так і по її контуру в прилеглому масиві.

Критерієм початку буріння нової групи свердловин у прохідницькому вибої є умова досягнення (у міру його посування) заглибленою частиною попередніх свердловин контуру розповсюдження небезпечної зони масиву (рис. 4.12). Ця умова разом з прийнятою (за технологічними процесами та технічними характеристиками бурового обладнання) довжиною свердловин визначає періодичність виконання операції буріння нових свердловин.

Контур розповсюдження зони небезпечних порід визначається ступенем їх напруженості від дії геостатичного тиску, який залежить від співвідношення величин інтенсивності напружень σ і розрахункової міцності породи на стиснення R . Першу складову (рівня напруженості небезпечних порід) визначено при розрахунку НДС прилеглого до виробки масиву за допомогою МСЕ. Другу складову наведено у геологічній документації ПРАТ «ШУ «Покровське»» за характеристиками порід: границя міцності на стиснення σ_{cm} у зразку, інтенсивність тріщинуватості і зволоження; за цих відомостей з урахуванням впливу реологічного фактору [1], [4], [17] за нормативною методикою [18] визначається розрахункова величина R міцності породи на стиснення.

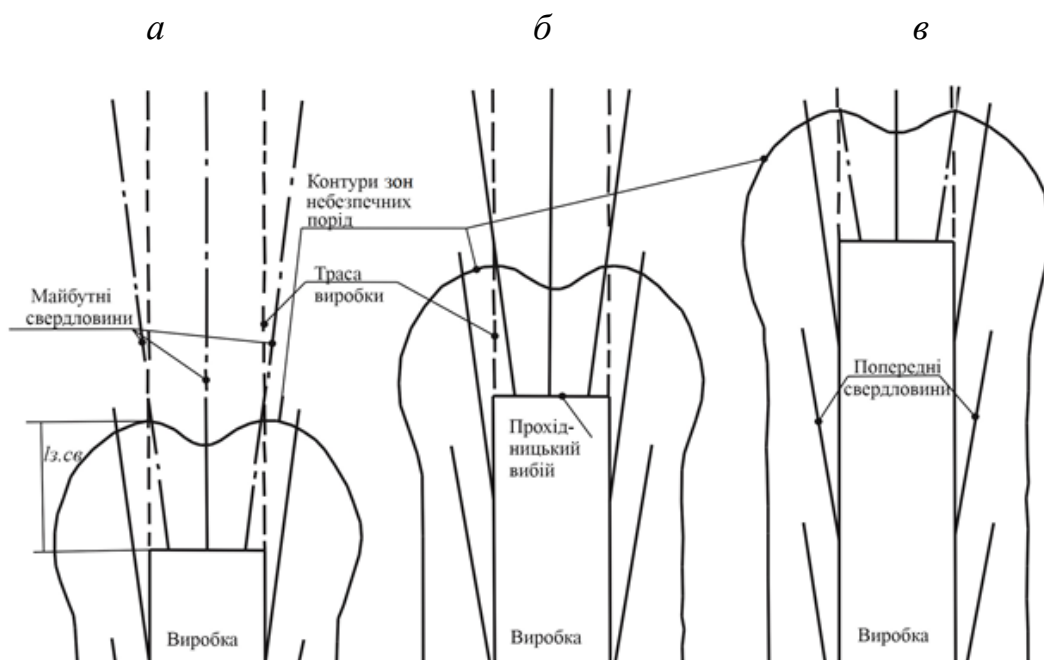


Рисунок 4.12 – Принципова схема буріння свердловин у перенапруженому масиві навколо прохідницького вибою гірничої виробки на стадіях її посування

Третє методичне положення стосується обрання доцільних параметрів розташування випереджаючих свердловин. Рекомендується розділяти схеми їх розташування окремо для польових і пластових виробок. Об'єднуючим фактором є те, що центральна свердловина буриться перпендикулярно площині прохідницького вибою (паралельно осевій координаті Z), а названі нами периферійні свердловини – з деяким нахилом до осі Z , оскільки існує вимога розвантаження гірських порід за межами контуру виробки.

Польові розробки проводяться на більш міцних літотипах (зазвичай пісковики та алевроліти), які характеризуються підвищеною жорсткістю (велика потужність і модуль деформації) по відношенню до вугільного пласта. Це викликає кілька відмінностей. Перша – щоб досягти ефективного розвантаження масиву за межами контуру виробки, необхідно розподілити гирла свердловин більш-менш рівномірно по контуру виробки, тобто переважно потрібна більша кількість саме периферійних свердловин. Друга відмінність – деяке обмеження розповсюдження концентрації σ , але одночасне підвищення максимумів цих концентрацій у

порівнянні з пластовою виробкою. Третя – за вказаними причинами нахил периферійних свердловин повинен бути як по вертикалі Y , так і по горизонталі X в площинах ZX і YX .

Пластові виробки мають у площині поперечного перерізу YX вугільний пласт, який сам по собі за своєю текстурою (кліваж, системна тріщинуватість тощо) та низькими деформаційними властивостями сприяє деякому розвантаженню порід покрівлі і підшви пласта, що не тільки входять до площини поперечного перерізу, а й виходять за межі контуру виробки. Тому рекомендується випереджаючі свердловини розташовувати у площині вугільного пласта у кількості 3 – 5 одиниць: центральна свердловина буриться перпендикулярно площині вибою, а периферійні – з нахилом у площині ZX .

Таким чином, здійснюється поділ схем розташування випереджаючих свердловин у прохідницькому вибої та визначення їх раціональних параметрів за типом підготовчих виробок – польові або пластові.

Четверте методичне положення визначає вимоги до параметрів розвантажувальної щілини. По-перше, щілина проводиться по найменш міцному літотипу висотою D , що дорівнює діаметру бурового виконавчого органу прохідницького комбайна з урахуванням вильоту породоруйнуючого інструменту. По-друге, глибина L розвантажувальної щілини (див. рис. 4.1) залежить від ходу штоку гідродомкрата подачі стріли прохідницького комбайна і зазвичай не перевищує 1,0 м. По-третє, довжина розвантажувальної щілини виходить з обох боків за контури виробки на величину $X_{щ}$, що визначається можливостями конструкції прохідницького комбайна та його маневром у виробці, але зазвичай довжина $X_{щ}$ повинна бути не менш 1,0 м. По-четверте, при проведенні пластової виробки розвантажувальна щілина виконується у нижній частині потужності пласта по площині його нашарування з безпосередньою підшвою.

Наведені чотири методичних положення з вибору доцільних параметрів технології комплексного розвантаження привибійного масиву є основними і дають змогу ефективно реалізувати триєдину мету досліджень.

4.4.2 Методика вибору параметрів технології комплексного розвантаження приви́бійних порід при спорудженні виробок на глибинах понад 1000 м

Методика визначення раціональних параметрів технології проведення виробок з комплексним розвантаженням приви́бійних порід призначена для використання у ПРАТ «ШУ «Покровське»» в умовах газодинамічної активності вміщуючих порід на глибині понад 1000 м (Додаток А). Порядок вибору доцільних параметрів технологій такий.

1. Визначення розрахункової міцності порід на стиснення R проводиться відповідно до нормативного документу [18] з урахуванням [6] за формулою:

$$R = \sigma_{cm} \cdot K_c \cdot K_w \cdot K_t, \quad (4.7)$$

де σ_{cm} – границя міцності породи на стиснення у зразку; визначається за даними гірничо-геологічного прогнозу по конкретній виробці;

K_c – коефіцієнт, що враховує порушеність порід поверхнями знеміцнення; визначається за табл. 4.1;

K_w – коефіцієнт, що враховує знеміцнення вологонасичених порід; визначається за табл. 4.2;

K_t – коефіцієнт, що враховує знеміцнення порід у часі навантаження; визначається за формулою [6]:

$$K_t = \sqrt{0,2 + 0,33 \lg \sigma_{cm}}. \quad (4.8)$$

Таблиця 4.1 – Коефіцієнт K_c порушеності порід поверхнями знеміцнення

Середня відстань між поверхнями знеміцнення порід, м	K_c
Більше 1,5	0,9
1,5 – 1,0	0,8
1,0 – 0,5	0,6
0,5 – 0,1	0,4
< 0,1	0,2

Таблиця 4.2 – Коефіцієнт K_w знеміцнення зволжених порід

Літотип	K_w
Пісковики та сланці кременисті	0,8
Пісковики вапняні та вапняки	0,7
Пісковики глинисті та алевроліти	0,6
Аргіліти та мергелі	0,5
Глини	0,4 – 0,5

2. Визначення розмірів зони дії мінімально небезпечного рівня інтенсивності напружень σ у прилеглих до прохідницького вибою породах здійснюється за таким алгоритмом. В першу чергу обирається критично важлива величина σ_ϵ інтенсивності напружень σ , для чого використовується умова (4.9). Визначальна (найбільш інформативна) величина інтенсивності напружень σ_ϵ становить 90 – 95% від значення розрахункового опору породи на стиснення R , бо саме при наближенні до граничного стану породи відбуваються основні критично важливі процеси:

– підвищується імовірність виникнення геодинамічних явищ; при настанні граничного стану породи ($\sigma_\epsilon = R$) її знеміцнення і розшарування різко знижують імовірність виникнення ГДЯ;

– підвищується гірський тиск на кріплення виробки, що понижує рівень її стійкості;

– у позамежному стані ($\sigma_\epsilon \geq R$) знижуються витрати енергії на руйнування привибійного об'єму порід:

$$\sigma_\epsilon = (0,90 - 0,95) \cdot R. \quad (4.9)$$

За табл. 4.3 і 4.4 обираються розміри зони розповсюдження небезпечних порід відповідно до значень коефіцієнта концентрації інтенсивності напружень, що розраховується за формулою:

$$K_\sigma = \frac{(1 - \mu) \cdot \sigma_\epsilon}{(1 - 2\mu) \cdot \gamma H}, \quad (4.10)$$

де H – розрахункова глибина розташування виробки з урахуванням рекомендації [18];

γ – середньозважена об’ємна питома вага порід надвугільної товщі до земної поверхні;

μ – коефіцієнт поперечної деформації літотипу (коефіцієнт Пуассона).

Таблиця 4.3 – Розміри зон розповсюдження небезпечних концентрацій K_σ для польової виробки

K_σ	2,3 – 2,8	2,9 – 3,3	3,4 – 3,8	4,0 – 4,5
X , м	4,4 – 5,2	4,1 – 4,8	3,0 – 3,8	1,7 – 2,2
$Y_{\text{пок}}$, м	7,1 – 7,9	3,7 – 4,4	3,2 – 3,9	0,1 – 0,4
Y_{nid} , м	8,0 – 9,2	7,3 – 8,1	6,6 – 7,5	1,9 – 2,6
Z , м	10,4 – 12,6	9,0 – 9,5	4,9 – 5,8	1,4 – 2,0

Примітка: у табл. 4.3 позначено такі розміри небезпечних зон X – ширина від контуру центральної частини боків виробки; $Y_{\text{пок}}$ – висота від контуру склепіння виробки у її покрівлю; Y_{nid} – глибина від контуру підосви виробки; Z – довжина по трасі виробки від її прохідницького вибою.

Таблиця 4.4 – Розміри зон розповсюдження небезпечних концентрацій K_σ для пластової виробки

K_σ	2,3 – 2,8	2,9 – 3,3	3,4 – 3,8	4,0 – 4,5
X , м	6,5 – 7,7	5,9 – 6,8	3,0 – 3,6	1,4 – 1,7
	5,1 – 5,8	4,2 – 5,0	2,2 – 2,9	0,9 – 1,5
$Y_{\text{пок}}$, м	4,8 – 6,0	4,6 – 5,3	3,1 – 4,2	1,4 – 2,2
	3,9 – 5,2	2,7 – 3,3	1,5 – 2,1	0,2 – 0,9
Y_{nid} , м	3,8 – 5,7	3,5 – 4,4	2,5 – 3,2	1,5 – 1,7
	2,1 – 3,2	2,0 – 2,2	1,2 – 1,6	0,5 – 0,7
Z , м	16,4 – 18,2	13,0 – 16,1	10,6 – 12,7	7,9 – 9,4
	17,5 – 20,3	14,4 – 18,0	12,8 – 15,9	11,3 – 13,5

Примітка: у табл. 4.4 у чисельнику позначені розміри при бурінні трьох випереджаючих свердловин, у знаменнику – п’ятьох випереджаючих свердловин.

Оскільки у табл. 4.3 і 4.4 наведені діапазони змін розмірів зон і концентрації K_σ , то нижня позначка розмірів відноситься до верхньої межі концентрації K_σ у конкретних інтервалах варіації.

3. Доцільна довжина випереджаючої свердловини L_{cv} обирається на основі даних моделювання МСЕ про розповсюдження небезпечних концентрацій K_{σ} інтенсивності напружень по трасі виробки (координата Z). Рекомендується бурити свердловини довжиною не менш позначки Z , що вказана у табл. 4.3 і 4.4 для відповідної концентрації K_{σ} .

4. Обираються схеми розташування випереджаючих свердловин у прохідницькому вибої окремо для польових і пластових виробок, що викликано відмінностями НДС привибійного масиву за даними моделювання МСЕ.

У першому наближенні для польової виробки пропонується схема (рис. 4.13), яка містить п'ять свердловин: одна (центральна) буриться перпендикулярно прохідницькому вибою; чотири (периферійні) свердловини мають нахил по горизонталі і вертикалі, щоб їх заглиблені частини розвантажували приконтурні породи. Розташування периферійних свердловин з наближенням до контуру виробки зумовлено дією максимальних концентрацій інтенсивності напружень K_{σ} переважно поблизу його периметра. Параметри розташування свердловин уточнюються за результатами акустичних досліджень (методи ударно-хвильового та ультразвукового контролю) стану масиву та отриманому досвіду спорудження виробки за такої технології.

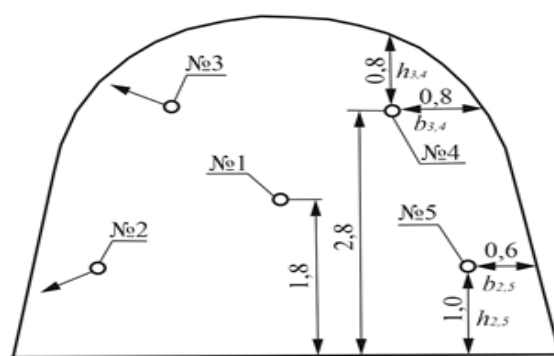


Рисунок 4.13 – Запропонована схема розташування випереджаючих свердловин у прохідницькому вибої польової виробки

Для пластових виробок рекомендовані схеми розташування випереджаючих свердловин суттєво змінюється (рис. 4.14) за вказаних раніше причин

тріщинуватої текстури та низьких деформаційних властивостей. Випереджаючі свердловини розташовуються у нижній частині потужності вугільного пласта паралельно площині його нашарування з безпосередньою підшоною. Для вугільних пластів середньої потужності рекомендується застосування трьох свердловин, бо їх потужність дає змогу мати більший рівень розвантаження за рахунок власної підвищеної деформованості. Центральна свердловина буриться перпендикулярно поверхні прохідницького вибою; периферійні – під кутом до поздовжньої осі виробки з нахилом у бокові приконтурні породи. Відстань $b_{2,3}$ периферійних свердловин від контуру боку виробки визначається габаритами бурового станка і зазвичай складає 0,5 – 0,7 м.

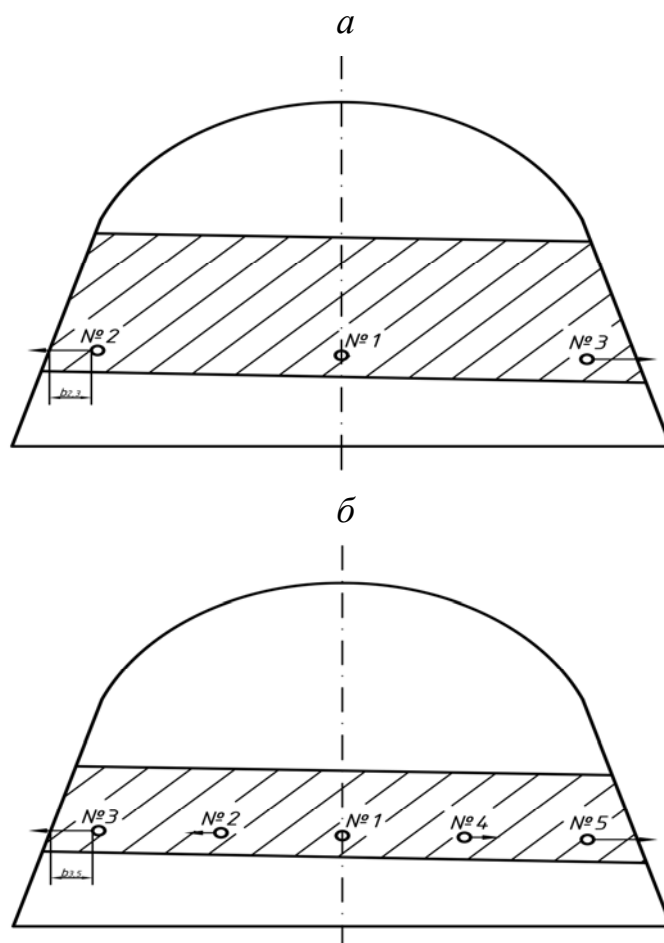


Рисунок 4.14 – Запропоновані схеми розташування випереджаючих свердловин у прохідницькому вибої пластової виробки: *а* – при вугільному пласті середньої потужності; *б* – при тонкому вугільному пласті

Для тонких вугільних пластів рекомендується бурити п'ять випереджаючих свердловин, які усі теж розташовані паралельно поверхні нашарування. Відмінність даної схеми (див. рис. 4.14, б), полягає у тому, що «проміжні» свердловини №2 і №4 мають такий нахил у бокові породи, який дозволяє вийти заглибленим частинам свердловин на контур виробки.

5. Кути нахилу периферійних свердловин визначаються з умови перетину їх заглибленою частиною приблизно центру розповсюдження відповідної зони небезпечних порід за межами контуру виробки.

Для польової виробки свердловини №3 і №4 (рис. 4.13), що розташовані у верхній її частині мають кути розвороту $\alpha_{3,4}$ і підйому по вертикалі $\beta_{3,4}$ які розраховуються за формулами:

$$\alpha_{3,4} = \arcsin \frac{0,5X + b_{3,4}}{L_{св}}; \quad (4.11)$$

$$\beta_{3,4} = \arcsin \frac{0,5Y_{нок} + h_{3,4}}{L_{св}}, \quad (4.12)$$

де $\beta_{3,4}$ і $h_{3,4}$ – відстані гирла свердловини №3 і №4 від контуру виробки по горизонталі вертикалі у прохідницькому вибої;

$L_{св}$ – довжина свердловини.

Свердловини №2 і №5, що розташовані у нижній частині виробки (див. рис. 4.13), буряться з кутами розвороту $\alpha_{2,5}$ і опускання по вертикалі $\beta_{2,5}$ які розраховуються за формулами:

$$\alpha_{2,5} = \arcsin \frac{0,5X + b_{2,5}}{L_{св}}; \quad (4.13)$$

$$\beta_{2,5} = \arcsin \frac{0,5Y_{нид} + h_{2,5}}{L_{св}}, \quad (4.14)$$

де $b_{2,3}(b_{3,5})$ і $h_{2,3}(h_{3,5})$ – відстань гирла свердловини №2(3) і №5(3) від контуру виробки по горизонталі і вертикалі у прохідницькому вибої.

Для пластової виробки кути розвороту $\alpha_{2,3}$ (при трьох свердловинах) або $\alpha_{3,5}$ (при п'яти свердловинах) визначається за формулами:

$$\alpha_{2,3} = \arcsin \frac{0,5X + b_{2,3}}{L_{св}}; \quad (4.15)$$

$$\alpha_{3,5} = \arcsin \frac{0,5X + b_{3,5}}{L_{св}}, \quad (4.16)$$

де $b_{2,3}$ і $b_{3,5}$ – відстань гирла периферійних свердловин до контуру виробки по горизонталі відповідно для варіантів трьох і п'яти свердловин.

Щодо варіанту п'ятьох свердловин кут розвороту $\alpha_{2,4}$ названих нами «проміжних» свердловин приймається як половина кута $\alpha_{3,5}$, тобто $\alpha_{2,4} = 0,5\alpha_{3,5}$.

6. Стосовно розвантажувальної щілини рекомендується обирати наступні її параметри (див. рис. 4.1):

- висота $D = 0,7 - 1,0$ м;
- глибина $L = 1,0$ м;
- відстань виходу розвантажувальної щілини за контур виробки $X_{ц} = 0,8 - 1,2$ м.

7. Розроблена методика передбачає коригування параметрів технології комплексного розвантаження за зміною гірничо-геологічної ситуації та результатами накопиченого досвіду її застосування.

4.4.3 Приклади розрахунку параметрів комплексного розвантаження приви́бійного гірського масиву

Приклад №1. Вихідні дані для виконання розрахунку.

Польова підготовча виробка споруджується на середній глибині $H = 1200$ м у схильному до виникнення ГДЯ пісковикі потужністю $8,8$ м з механічними властивостями: границя міцності на стиснення у зразку $\sigma_{cm} = 72$ МПа, коефіцієнт Пуассона $\mu = 0,3$. Пісковик зволожений, тріщинуватий шаруватий, середня відстань між поверхнями знеміцнення $1,5 - 1,0$. Середньозважена питома вага порід надвугільної товщі до земної поверхні $\gamma = 25$ кН/м³.

1. Визначається розрахункова міцність на стиснення R пісковика за формулою (4.7):

$$R = \sigma_{cn} \cdot K_c \cdot K_w \cdot K_t = 72 \cdot 0,8 \cdot 0,8 \cdot 0,902 = 41,6 \text{ МПа.}$$

У формулі (4.6) обрані: коефіцієнт $K_c = 0,8$ за табл. 4.1 при середній відстані 1,5 – 1,0 м між поверхнями знеміцнення; коефіцієнт $K_w = 0,8$ для зволоженого пісковика за табл. 4.2. За формулою (4.8) визначено реологічний коефіцієнт $K_t = 0,902$.

2. Визначення розмірів зони дії небезпечної величини інтенсивності напружень σ_e . Вона розраховується за формулою (4.9):

$$\sigma_e = 0,95R = 0,95 \cdot 41,6 = 39,52 \text{ МПа.}$$

За формулою (4.9) визначається коефіцієнт концентрації K_σ інтенсивності напружень:

$$K_\sigma = \frac{(1 - \mu) \cdot \sigma_b}{(1 - 2\mu) \cdot \gamma H} = \frac{(1 - 0,3) \cdot 39,52}{(1 - 2 \cdot 0,3) \cdot 0,025 \cdot 1200} = 2,31.$$

Для величини $K_\sigma = 2,31$ за табл. 4.3 обираємо розміри зон розповсюдження небезпечного стану порід: ширина у боках виробки $X = 5,2$ м; висота в покрівлю від склепіння виробки $Y_{нок} = 7,9$ м; глибина у підшву виробки $Y_{нид} = 9,2$ м; відстань по осі траси виробки $Z = 12,6$ м.

3. Доцільна довжина випереджаючої свердловини обирається по параметру $Z = 12,6$ м з табл. 4.3. Приймаємо $L_{св} = 13,0$ м.

4. Обираємо схему розташування випереджаючих свердловин у прохідницькому вибої (див. рис. 4.13) з такими параметрами: $b_{3,4} = h_{3,4} = 0,8$ м; $b_{2,5} = 0,6$ м; $h_{2,5} = 1,0$ м; $h_1 = 2,0$ м.

5. Розраховуємо кути нахилу периферійних свердловин:

$$\alpha_{3,4} = \arcsin \frac{0,5X + b_{3,4}}{L_{св}} = \arcsin \frac{0,5 \cdot 5,2 + 0,8}{13,0} = 15,2^\circ;$$

$$\beta_{3,4} = \arcsin \frac{0,5Y_{нок} + h_{3,4}}{L_{св}} = \arcsin \frac{0,5 \cdot 7,9 + 0,8}{13,0} = 21,4^\circ;$$

$$\alpha_{2,5} = \arcsin \frac{0,5X + b_{2,5}}{L_{св}} = \arcsin \frac{0,5 \cdot 5,2 + 0,6}{13,0} = 14,2^\circ;$$

$$\beta_{2,5} = \arcsin \frac{0,5Y_{nid} + h_{2,5}}{L_{св}} = \arcsin \frac{0,5 \cdot 9,2 + 1,0}{13,0} = 25,5^\circ.$$

6. За рекомендаціями §4.4.2 обираємо наступні параметри розвантажувальної щілини (див. рис. 4.1):

$$D = 1,0 \text{ м}; L = 1,0 \text{ м}; X_{ш} = 1,0 \text{ м}.$$

Приклад №2. Вихідні дані для виконання розрахунку.

Пластова виробка (виїмковий штрек) споруджується на середній глибині $H = 1000$ м по пласту вугілля потужністю 1,5 м з прирізанням порід покрівлі і підосви, які представлені алевролітом з механічними властивостями: границя міцності на стиснення у зразку $\sigma_{cm} = 50$ МПа, коефіцієнт Пуассона $\mu = 0,40$. Алевроліт природньої зволоженості, шаруватий, середня відстань між поверхнями знеміцнення 1,0 – 0,5 м. Середньозважена питома об'ємна вага порід надвугільної товщі до земної поверхні $\gamma = 25 \text{ кН/м}^3$.

1. Визначається розрахункова міцність на стиснення R алевроліту за формулою (4.6):

$$R = \sigma_{cm} \cdot K_c \cdot K_w \cdot K_t = 50 \cdot 0,6 \cdot 1,0 \cdot 0,872 = 26,16 \text{ МПа}.$$

У формулі (4.7) обрано: коефіцієнт $K_c = 0,6$ за табл. 4.1 при середній відстані 1,0 – 0,5 м між поверхнями знеміцнення; коефіцієнт $K_w = 1,0$ для алевроліту природньої зволоженості. За формулою (4.8) визначено реологічний коефіцієнт $K_t = 0,872$.

2. Розраховуємо за формулою (4.9) небезпечну величину інтенсивності напружень:

$$\sigma_s = 0,95R = 0,95 \cdot 26,16 = 24,85 \text{ МПа}.$$

За формулою (4.10) визначаємо коефіцієнт концентрації K_σ інтенсивності напружень:

$$K_\sigma = \frac{(1 - \mu) \cdot \sigma_s}{(1 - 2\mu) \cdot \gamma H} = \frac{(1 - 0,4) \cdot 24,85}{(1 - 2 \cdot 0,4) \cdot 0,025 \cdot 1000} = 2,98.$$

Для величини $K_\sigma = 2,98$ за табл. 4.4 обираємо розміри зон розповсюдження небезпечного стану порід: ширина у боках виробки $X = 6,6$ м; висота у покрівлю $Y_{пок} = 5,1$ м; глибина у підшву виробки $Y_{nid} = 4,2$ м; відстань по осі траси виробки $Z = 15,3$ м. З урахуванням рекомендацій щодо розташування свердловини у одній площині (у нижній частині потужності вугільного пласта) нас цікавить тільки два розміри – X та Z .

3. Обираємо довжину свердловини $L_{св} = 16,0$ м.

4. Обираємо схему розташування випереджаючих свердловин відповідно до схеми на рис. 4.14, а, яка рекомендована для вугільних пластів середньої потужності і складається з однієї центральної та двох периферійних свердловин. Для розрахунку приймаємо $b_{2,3} = 0,7$ м.

5. Розраховуємо кути розвороту периферійних свердловин у площині нашарування вугільного пласта середньої потужності за формулою (4.15):

$$\alpha_{2,3} = \arcsin \frac{0,5X + b_{2,3}}{L_{св}} = \arcsin \frac{0,5 \cdot 6,6 + 0,7}{16,0} = 14,5^\circ.$$

6. Обираємо параметри розвантажувальної щілини (див. рис. 4.1): $D = 1,0$ м; $L = 1,0$ м; $X_{щ} = 1,0$ м. Щілина споруджується по поверхні нашарування з алевролітом безпосередньої підшви.

За результатами випробувань технології комплексного розвантаження привибійного масиву при спорудженні гірничих виробок виконується не тільки коригування її параметрів, але й накопичуються дані щодо розрахунку економічної ефективності запропонованого способу.

4.5 Висновки за розділом

1. З метою підвищення ефективності реалізації мети роботи обґрунтовано комбінацію двох способів розвантаження прилеглого до прохідницького вибою гірського масиву за допомогою випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин, що отримала назву «комплексне розвантаження». Для цього сформульовані та розкриті три геотехнологічні принципи одночасного розвантаження як порід, що прилягають до вибою, так і в глибині масиву по трасі

видобутку. Для створення доказової бази доцільності комплексного розвантаження побудовано геомеханічну модель, що враховує особливості запропонованого способу.

2. Розроблено методичні основи всебічного дослідження закономірностей впливу розвантажувальної щілини на НДС прилеглого до прохідницького вибою масиву гірських порід. Для цього розроблено п'ять позицій комплексного врахування змін у полях розподілу визначальних компонент напружень: вертикальних σ_y , горизонтальних σ_x і σ_z та інтенсивності напружень σ . Обґрунтовано низку поперечних і поздовжніх перерізів виробки, що повністю відображають тенденції впливу розвантажувальної щілини.

3. Виявлено позитивний вплив на стан масиву комбінації випереджаючих свердловин з розвантажувальною щілиною, який підтверджений аналізом полів розподілу основних найбільш інформативних компонент напружень. Досліджене технічне рішення дає змогу розвинути доцільні напрями вирішення трьох взаємопов'язаних завдань: перше – посилити ступінь розвантаження прибійної частини прилеглого масиву, що знижує ризики виникнення ГДЯ; друге – ця частина гірських порід навколо прохідницького вибою більш інтенсивно зміцнюється, що знижує енергоємність їх руйнування; третє – утворюється шар прилеглих до виробки розвантажених порід (по всьому її периметру), який знижує гірський тиск різного напрямку на кріплення виробки – це підвищує її стійкість і обґрунтовує можливості економії ресурсів при кріпленні та підтриманні виробки, в тому числі в зоні впливу очисних робіт.

4. Експериментальні дослідження запропонованого способу комплексного розвантаження підтвердили його доцільність у трьох напрямках безпечного і ресурсозберігаючого спорудження виробок у газодинамічно активному масиві гірських порід на великих глибинах:

– підвищена стійкість гірничих виробок за рахунок обмеження наслідків проявів гірського тиску: переміщення контуру знизилися у вертикальному напрямку на 7,3%, у горизонтальному – на 10,2%, що у підсумку знижує втрати площини поперечного перерізу на 18,2%;

– підвищився ступінь знеміцнення прибійного масиву, що підтверджується відносним зменшенням енергії акустичного сигналу на 7 – 28% на відстані до 2,0 – 2,5 м від вибою; у діапазоні 3,0 – 6,0 м масиву по трасі виробки рівень зниження становить 32 – 58%, на відстані $Z \geq 10 - 13$ м енергія зменшилася до рівня 70 – 85% і далі вглиб траси видобутку процес знеміцнення масиву припиняється під дією технології комплексного розвантаження;

– в результаті попереднього твердження знизилися витрати електроенергії на руйнування прибійних порід в діапазоні 15 – 26% при середньому значенні 19,5%.

5. За результатами аналітичних та експериментальних досліджень розроблено та впроваджено в ПРАТ «ШУ «Покровське» методику вибору параметрів технології комплексного розвантаження газодинамічно активного масиву при спорудженні виробок на глибині понад 1000 м. Очікуваний економічний ефект становить 4 млн грн.

Основні результати четвертого розділу опубліковано в наукових працях [2], [6], [13].

Список використаних джерел до розділу 4

1. Pivnyak, G., Bondarenko, V., & Kovalevska, I. (2015). *New developments in mining engineering 2015: Theoretical and practical solutions of mineral resources mining*, 1-607 p. Book. CRC Press. <https://doi.org/10.1201/b19901>

2. Symanovych, H., Odnovol, M., Yakovenko, V., Sachko, R., Shaikhislamova, I., Reshetilova, T., & Stadnichuk, M. (2023). Assessing the geomechanical state of the main working network state in the case of undermining in the conditions of weak rocks. *Mining of Mineral Deposits*, 17(2), 91-98. <https://doi.org/10.33271/mining17.02.091>

3. Скіпочка, С.І., Мухін, О.В., & Черватюк, В.Г. (2002). Геомеханіка охорони виїмкових штреків у нестійких породах. – Дніпропетровськ, Україна: НГА України, 125 с.

4. Усаченко, Б.М., Чередниченко, В.П., & Головчанський, І.Є. (1990). *Геомеханіка охорони виробок у слабометаморфізованих породах*. Київ, Україна: Наукова думка, 144 с.
5. Бондаренко, В.І., Салєєв, І.А., Черватюк, В.Г., Симанович, Г.А., & Ковалевська, І.А. (2024). *Прикладні задачі геомеханіки вугільних шахт. Книга 1. Моделювання гірського масиву*. Дніпро, Україна: ЛізуновПрес, 516.
6. Bondarenko, V., Kovalevska I., Sheka, I., & Sachko, R. (2023). Results of research on the stability of mine workings, fixed by arched supports made of composite materials, in the conditions of the Pokrovske Mine Administration. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 1156(1), 012011. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012011>
7. Fomychov, V., Mamaikin, O., Demchenko, Y., Prykhorchuk, O., & Jarosz, J. (2018). Analysis of the efficiency of geomechanical model of mine working based on computational and field studies. *Mining of Mineral Deposits*, 12(4), 46-55. <https://doi.org/10.15407/mining12.04.046>
8. Bondarenko, V.I., Kovalevska, I.A., Symanovych, H.A., Salieiev, I.A., & Shyshov, M.V. (2024). Consideration of multifactorial geomechanical-technological factors in determining the rational parameters for site outgassing technology at the Western Donbas mines (Ukraine). *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, (1415), 011224. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1415/1/012024>
9. Симанович, Г.А. (1993). *Керування режимами взаємодії породи масиву з кріпленням гірничих виробок на основі регулювання його деформаційно-силовою характеристикою*. Дис. на здобуття ступеня доктора техн. наук. Спец.: 05.15.02; 05.15.11; Дніпропетровськ, Україна: ІГТМ НАН України, 254 с.
10. Глушко, В.Т., Баганов, М.І., Кравцов, І.С., & Усаченко, Б.М. (1969). *Дослідження фізико-механічних властивостей гірських порід і проявів гірського тиску в підготовчих виробках глибоких шахт Донбасу*. Київ, Україна: Наукова думка, 72 с.
11. Виноградов, В.В. (1989). *Геомеханіка керування станом масиву поблизу гірничих виробок*. Київ, Україна: Наукова думка, 192 с.

12. Ковалевська, І.А. (2004). *Геомеханіка керування стійкістю просторової системи «масив – зміцнені породи – кріплення підземних виробок»*. Дис. на здобуття ступеня доктора техн. наук. Спец.: 05.15.11; Дніпропетровськ, Україна: НГУ, 349 с.
13. Bondarenko, V., Kovalevska I., Symanovych H., Sachko R., & Sheka I. (2023). Integrated research into the stress-strain state anomalies, formed and developed in the mass under conditions of high advance velocities of stope faces. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, (1254), 012062. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1254/1/012062>
14. Фомичов, В.В. (2012). Передумови побудови розрахункових моделей рамно-анкерного кріплення з урахуванням нелінійних характеристик поведінки фізичних середовищ. *Науковий вісник НГУ*, (4), 54-59.
15. Бондаренко, В.І., Мартовицький, А.В., Ковалевська, І.А., & Черватюк, В.Г. (2010). *Розвиток наукових основ підвищення стійкості гірничих виробок шахт Західного Донбасу*. Дніпропетровськ, Україна: ЛізуновПрес, 340 с.
16. Писаренко, Г.С. (1979). *Опір матеріалів*. Київ, Україна: Вища школа, 696 с.
17. Усаченко, Б.М. (1979). *Властивості порід і стійкість гірничих виробок*. Київ, Україна: Наукова думка, 136 с.
18. СОУ 10.1.00185790.011:2007.(2008). *Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони*. Стандарт Мінвуглепрому України. Донецьк: видавництво ДонВУГІ, 114 с.

ВИСНОВКИ

Закінчена науково-дослідницька робота містить наукове обґрунтування практичних заходів щодо вирішення важливої науково-технічної задачі встановлення закономірностей зміни стану газодинамічно активного гірського масиву в процесі його розвантаження від небезпечних концентрацій гірського тиску шляхом поєднання дії випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин, що забезпечує зниження ризиків виникнення ГДЯ при одночасному ресурсозбереженні у запропонованій технології спорудження виробок на глибинах понад 1000 м.

1. Аналіз науково-технічних видань сформував думку про доцільність удосконалення технології проведення гірничих виробок з комбінацією випереджаючих свердловин та розвантажувальних щілин, що мають головну функцію розвантаження гірського масиву по трасі виробки в умовах газодинамічної активності вміщуючих порід. Доказова база ефективності цього способу розвантаження критично напруженого гірського масиву у привибійній частині виробки ґрунтується на комплексному дослідженні, яке містить дві складові: обчислювальні експерименти мають за мету розрахунок і аналіз НДС прилеглого масиву з вивчення ступеня впливу пропонуємих технічних заходів на процес його розвантаження; шахтні експерименти з вивчення стану прилеглого масиву при різних параметрах технології його комплексного розвантаження та вибір найбільш доцільних варіантів.

2. Розроблено алгоритм цілеспрямованого пошуку, обґрунтування і вибору раціональних параметрів комбінації розвантажувальних щілин та випереджаючих свердловин на основі застосування МСЕ щодо розрахунку НДС масиву навколо виробки. За отриманими епіорами компонент напружень у приконтурних породах визначаються найбільш напружені зони, які потребують розвантаження.

Створено методичні засади проведення обчислювальних експериментів та обґрунтовано параметри геомеханічних моделей відповідно до гірничо-геологічних умов об'єкта досліджень. Алгоритм аналізу результатів обчислювальних експериментів передбачає розробку низки моделей: з наявністю

випереджаючих свердловин та без них; при комбінації розвантажувальних щілин з випереджаючими свердловинами та їх окрема дія; при спорудженні польової або пластової виробок. Це дало змогу більш об'єктивно визначити ступінь впливу параметрів запропонованої технології на процес розвантаження приви́бійної частини критично напруженого гірського масиву

3. Порівняльний аналіз епюр розподілу основних компонент напружень у приви́бійній зоні гірського масиву виконаний у декількох найбільш інформативних площинах просторової геомеханічної моделі як у поперечному, так і поздовжньому перерізах вже спорудженої частини виробки та на ділянці її траси попереду прохідницького вибою. Вивчено особливості розподілу у просторі вертикальних σ_y , горизонтальних σ_x і σ_z компонент та узагальнюючого показника – інтенсивності напружень σ . Відмінності параметрів полів НДС визначено при попарному порівнянні декількох варіантів проведення виробки:

- традиційної, тобто без випереджаючих свердловин – це база для порівняння;
- з випереджаючими свердловинами – встановлення відмінностей і оцінка їх ступеня;
- відмінності НДС при порівнянні польової і пластової виробок;
- вплив кількості випереджаючих свердловин при спорудженні пластової виробки;
- відмінність НДС при комбінації розвантажувальної щілини та випереджаючих свердловин.

4. Ефект від буріння випереджаючих свердловин встановлено окремо для кожної компоненти НДС та зроблено узагальнюючий висновок.

Найбільший ефект розвантаження від вертикальних напружень σ_y спостерігається по трасі виробки за прохідницьким вибоєм: зафіксовано скорочення зони розповсюдження небезпечних стискаючих напружень $\sigma_y \geq 50 - 60$ МПа на 16 – 18% по висоті і на 30 – 40% – по ширині. Уздовж виробки розміри зони максимальних концентрацій $K_y \geq 2,0 - 2,5$ обмежуються на 40 – 44%; менша

величина концентрацій σ_y теж скорочується на 40 – 50%.

Вплив способу проведення виробки із застосуванням випереджаючих свердловин на розподіл горизонтальних напружень σ_x оцінений за триступеневою шкалою, але зі збереженням загальної позитивної тенденції розвантаження: невеликий вплив до 10 – 15% на ділянці вже проведеної виробки; помірний вплив до 20 – 30% на ділянці траси виробки за межами її контуру; суттєвий вплив з пониженням рівня небезпечних концентрацій σ_x до 40 – 50% у площині виробки.

Основні висновки щодо впливу випереджаючих свердловин на епюру осьових горизонтальних напружень σ_z складаються з двох частин:

- інтенсивність періодичного різноспрямованого вигину породних шарів покрівлі і підшви знижується, що свідчить про помірний напружений стан прилеглого масиву без утворення небезпечних аномалій гірського тиску;

- концентрації стискаючих напружень σ_z біля прохідницького вибою знизилися у 2,5 – 3,0 рази, а розміри зони розповсюдження скоротилися з 3,4 м до 1,4 м.

Встановлено суттєвий вплив (за фактором дії інтенсивності напружень σ) випереджаючих свердловин на скорочення об'ємів критично напружених порід як усередині контуру виробки, так і за її межами:

- у межах площини виробки найбільш небезпечна зона ($\sigma = 55 - 65$ МПа) скоротилася за своєю площиною на 44%;

- за межами контуру виробки дія небезпечних концентрацій скоротилася на 48% по висоті і на 58% – по ширині.

За традиційної технології спорудження виробки існує імовірність виникнення аварійної ситуації з утворення великих об'ємів перенапружених порід від 110 – 130 м³ до 250 – 300 м³. Завдяки бурінню усього трьох випереджаючих свердловин небезпечні зони скорочуються: до 34% для концентрацій $\sigma = 55 - 65$ МПа; 62% – для $\sigma = 48 - 55$ МПа і до 49% – для $\sigma = 40 - 48$ МПа.

Загалом порівняльний аналіз усіх найбільш інформативних компонент НДС доводить ефективність застосування випереджаючих свердловин в умовах газодинамічної активності прилеглого гірського масиву на глибинах понад 1000 м.

5. Виникнення суттєвого ефекту розвантаження критично напруженого гірського масиву пояснено на простих логічних розрахунках утворення додаткових площин розкритої поверхні при бурінні випереджаючих свердловин. Показано, що при бурінні всього трьох свердловин додаткова розкрита поверхня в масиві співмірна з площею прохідницького вибою, а при збільшенні кількості свердловин їх сумарна розкрита поверхня стає домінуючим фактором у зниженні напруженості літотипів, що розташовані у прохідницькому вибої та поблизу нього.

6. Обґрунтовані загальні положення об'єктивного узгодження результатів аналітичних і експериментальних досліджень; по кожному з виділених п'яти пунктів сформульовані шляхи побудови порівняльного аналізу їх результатів. Методично доведено, що непрямі експериментальні показники стану гірського масиву мають певний зв'язок з особливостями розподілу компонент його НДС, а великий об'єм вимірів і достатня кількість непрямих показників дає змогу провести об'єктивну оцінку ступеня адекватності і достовірності результатів моделювання МСЕ.

7. У процесі набуття досвіду використання випереджаючих свердловин було виявлено низку особливостей зміни деяких параметрів технології буріння, які також висвітлюють певні аспекти стану прибійного масиву. Їх аналіз представлений як окрема і попередня частина експериментального вивчення проявів ГДЯ з обґрунтуванням механізму деформування прибійних порід, що пояснює встановлені три додаткові фактори процесу буріння. Великий обсяг інформації дав змогу встановити тенденції зміни газовиділення, виходу вугільного штибу і періодичного «прихоплення» бурового інструменту; за їх аналізом рекомендується довжина випереджаючих свердловин 10–15 м для ефективного і безпечного розвантаження гірського масиву навколо прохідницького виходу; така довжина свердловин цілком узгоджується з

довжиною розповсюдження аномалій гірського тиску по трасі виробки.

8. За діючими нормативними документами фіксувалися і вивчалися параметри сейсмоакустичного сигналу і початкова швидкість газовиділення. Зроблено висновок про певну вірогідність оцінки ступеня загрози ГДЯ: чітких і сталих тенденцій зміни і зв'язку показників по трасі виробки виявлено не було. Доцільність оперативного контролю стану масиву сумнівів не викликає, але до результатів потрібно ставитися критично з урахуванням інших спостережень та інших заходів запобігання ГДЯ.

Узагальнюючий основний висновок з проведених експериментальних досліджень – доцільно бурити випереджаючі свердловини до 15 м довжиною, де активно знеміцнюються приви́бійні породи і відбувається більш вільний дренаж газу, що зменшує відповідну імовірність виникнення ГДЯ. Додатковий висновок: стохастичні коливання експериментальних показників газодинамічної активності порід обґрунтовують приділення головної уваги результатам моделювання МСЕ стану приви́бійного масиву, за якими доцільно визначати раціональні параметри розташування випереджаючих розвантажувальних свердловин.

9. У зв'язку з існуючими очевидними відмінностями умов спорудження польових і пластових виробок виникла необхідність моделювання останніх, для чого обґрунтовані параметри нової геомеханічної моделі з урахуванням реальної технології буріння випереджаючих свердловин. Реалізація цього завдання дала змогу об'єктивно і адекватно підійти до аналізу особливостей поведінки приви́бійного масиву навколо польових і пластових виробок, що забезпечує, з одного боку, розширення об'єкту досліджень з геомеханічних умов, а, з іншого боку, – достовірність порівняння аналітичних і експериментальних досліджень.

10. Порівняльний аналіз епюр розповсюдження компонент напружень у польовій і пластовій виробках встановив такі сталі тенденції зміни.

Щодо вертикальних напружень σ_y виявлено чотири основні тенденції:

– закономірність розширення зон дії концентрацій різного рівня (від 15 – 20% до 40 – 50%) для пластової виробки;

- тенденція скорочення на 60 – 120% зон дії будь-яких концентрацій σ_y при збільшенні кількості випереджаючих свердловин від 3 до 5 одиниць;
- зникнення концентрацій максимального рівня;
- розширення розповсюдження по трасі виробки в масив понижених концентрацій ($K_y < 2,0$) у 2,7 – 3,8 разів.

Горизонтальні напруження σ_x і σ_z мають аналогічні тенденції переважного розширення зон дії аномалій (до 20 – 90%) для пластової виробки порівняно з польовою. Вплив кількості випереджаючих свердловин має неоднозначні тенденції розширення зон дії розвантаження і скорочення зон дії концентрацій стискаючих напружень, що пояснюється зниженням жорсткості вугільного пласта як літотипу як такого, так і при збільшенні свердловин, що виконують функції розвантаження.

Концентрації інтенсивності напружень σ мають суттєву залежність свого розповсюдження від ступеня жорсткості літотипів, що становлять гірський масив навколо прохідницького вибою. Розповсюдження в покрівлю, боки, підшву та по трасі виробки можуть змінюватись у діапазоні 30 – 80%.

11. Підвищення ефективності реалізації мети роботи ґрунтується на комбінації двох способів розвантаження прилеглого до прохідницького вибою гірського масиву за допомогою випереджаючих свердловин і розвантажувальних щілин, що отримала назву «комплексне розвантаження». Для цього сформульовані і розкриті три геотехнологічні принципи одночасного розвантаження як прилеглих до вибою порід, так і в глибині масиву по трасі виробки. Для створення доказової бази доцільності комплексного розвантаження побудовано геомеханічну модель, що враховує особливості запропонованого способу.

Розроблено методичні засади щодо всебічного дослідження закономірностей впливу розвантажувальних щілин на НДС прилеглого до прохідницького вибою масиву гірських порід. Для цього розроблено п'ять

позицій комплексного урахування змін у полях розподілу визначальних компонент напружень.

12. Виявлено позитивний вплив на стан масиву комбінації випереджаючих свердловин з розвантажувальною щілиною, який підтверджений аналізом полів розподілу основних найбільш інформативних компонент напружень. Досліджене технічне рішення дає змогу розвинути доцільні напрями розв’язання трьох взаємопов’язаних завдань: перше – посилити ступінь розвантаження прибійної частини прилеглого масиву, що знижує ризики виникнення ГДЯ; друге – ця частина гірських порід навколо прохідницького вибою більш інтенсивно зміцнюється, що знижує енергоємність їх руйнування; третє – утворюється шар прилеглих до виробки розвантажених порід (по всьому її периметру), який знижує гірський тиск різного напрямку на кріплення виробки – це підвищує її стійкість і обґрунтовує можливості економії ресурсів при кріпленні та підтриманні виробки, в тому числі в зоні впливу очисних робіт.

13. Експериментальні дослідження запропонованого способу комплексного розвантаження підтвердили його доцільність у трьох напрямках безпечного і ресурсозберігаючого спорудження виробок у газодинамічно активному масиві гірських порід на великих глибинах:

- підвищена стійкість гірничих виробок за рахунок обмеження наслідків проявів гірського тиску: посування контуру у вертикальному напрямку знизилася на 7,3%, у горизонтальному – на 10,2%, що у підсумку знижує втрати площини поперечного перерізу на 18,2%;

- підвищився ступінь знеміцнення прибійного масиву, що підтверджується відносним зменшенням енергії акустичного сигналу на 7 – 28% на відстані до 2,0 – 2,5 м від вибою; у діапазоні 3,0 – 6,0 м масиву по трасі виробки рівень зниження становить 32 – 58%, на відстані $Z \geq 10 - 13$ м енергія сигналу становить 70 – 85% від показника цілісного масиву і далі вглиб траси видобутку процес знеміцнення масиву припиняється під дією технології комплексного розвантаження;

– в результаті попереднього твердження знизилися витрати електроенергії на руйнування прибійних порід в діапазоні 15 – 26% при середньому значенні 19,5%.

14. За сукупністю аналітичних і експериментальних досліджень розроблено і впроваджено у технічну документацію ПРАТ «ШУ «Покровське» «Методику вибору параметрів технології комплексного розвантаження газодинамічно активного гірського масиву при спорудженні виробок на глибинах понад 1000 м». Для полегшення опанування методикою наведено приклади розрахунку параметрів щодо спорудження польової і пластової виробок. Очікуваний економічний ефект становить 4 млн грн.

Додаток А

Міністерство освіти і науки України
 Міністерство енергетики України
 НТУ «Дніпровська політехніка»

ПОГОДЖЕНО:

Проректор з наукової роботи,
 доктор геологічних наук, професор



І.С. Нікітенко

2025 р.

ЗАТВЕРДЖЕНО:

Головний виконавчий директор
 ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»



С.А. Воронін

« 15 »

2025 р.

**МЕТОДИКА ВИБОРУ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОЛОГІЇ
 КОМПЛЕКСНОГО РОЗВАНТАЖЕННЯ ГАЗОДИНАМІЧНО
 АКТИВНОГО ГІРСЬКОГО МАСИВУ ПРИ СПОРУДЖЕННІ
 ВИРОБОК НА ГЛИБИНІ ПОНАД 1000 м**

Дніпро-2025

УДК 622.841

Методика вибору параметрів технології комплексного розвантаження газодинамічно активного гірського масиву при спорудженні виробок на глибині понад 1000 м / Бондаренко В.І., Ковалевська І.А., Симанович Г.А., Яковенко В.Г., Сачко Р.М., Кравченко О.Г. – Д.: НТУ «ДП», 2025 – 16 с.

Методика є доповненням до чинних нормативних документів і рекомендується до використання при спорудженні виробок у газодинамічно активному гірському масиві на великих глибинах.

Методика може бути використана науковими співробітниками проєктних і науково-дослідних інститутів гірничодобувної галузі, інженерно-технічними працівниками виробничих об'єднань, а також студентами гірничих вузів і факультетів.

Друкується за авторською редакцією.

© Бондаренко В.І., Ковалевська І.А., Симанович
© Г.А., Яковенко В.Г., Сачко Р.М., Кравченко О.Г.

ЗМІСТ

Вступ	4
1 Методика вибору параметрів технології комплексного розвантаження приви́бійних порід при спорудженні виробок на глибинах понад 1000 м	5
2 Приклади розрахунку параметрів комплексного розвантаження приви́бійного гірського масиву	12
Висновки	15
Перелік використаних джерел	16