

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кваліфікаційна наукова
праця на правах рукопису

ГРИЩЕНКО МИХАЙЛО АНАТОЛІЙОВИЧ

УДК 622.272:622.646

ДИСЕРТАЦІЯ

УДОСКОНАЛЕННЯ РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЙ ПІДЗЕМНОГО
ВИДОБУТКУ ЗАЛІЗНИХ РУД З УТИЛІЗАЦІЄЮ ВІДХОДІВ ГІРНИЧОРУДНОГО
ВИРОБНИЦТВА

184-Гірництво

18 – Виробництво та технології

Подається на здобуття наукового ступеня доктора філософії

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

Науковий керівник **Калініченко Всеволод Олександрович**, доктор технічних наук, професор

Кривий Ріг – 2025

АНОТАЦІЯ

Грищенко М.А. Удосконалення ресурсозберігаючих технологій підземного видобутку залізних руд з утилізацією відходів гірничорудного виробництва – кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора філософії за спеціальністю 184 Гірництво – Криворізький національний університет МОН України, Кривий Ріг, 2025.

Важливою проблемою, що потребує вирішення при відпрацюванні родовищ підземним способом, є утворення значних площ підроблених гірничими роботами територій. Такі території характеризуються значними порушеннями денної поверхні з формуванням зон провалень, воронок і терас. В той же час практично поряд, на денній поверхні, складуються мільйони тон відвалів пустих порід та відходів гірничозбагачувального виробництва.

Отже, необхідна розробка ресурсозберігаючих технологій, які дозволять здійснювати підземний видобуток корисних копалин із збереженням денної поверхні за рахунок одночасної утилізації відходів гірничодобувного виробництва у виробленому просторі діючих шахт.

В представлений роботі виконані дослідження з проблем впливу технології підземної розробки та утилізації відходів гірничо-металургійної промисловості на стійкість гірського масиву та денної поверхні. Запропоновані високоефективні технології стабілізації геодинамічних процесів у гірському масиві за рахунок впровадження технологій із закладкою виробленого простору.

Тому дослідження закономірностей стабілізації геодинамічних процесів у гірському масиві, дослідження та розробка технологічних рішень, що запобігають формуванню штучних провалів земної поверхні з одночасною утилізацією відходів гірничого виробництва у виробленому просторі шахт, розробка ресурсозберігаючих технологій видобутку корисних копалин, які дозволяють зберегти непорушеною денну поверхню при підземному видобутку корисних копалин, є актуальним науково-технічним завданням, яке має важливе наукове та практичне значення.

Метою даної роботи є визначення закономірностей стабілізації геодинамічних процесів в гірському масиві та розробка безпечних технологій відпрацювання рудних покладів, які дозволяють утилізувати відходи гірничого виробництва у виробленому просторі шахт та запобігають утворенню провалів земної поверхні в межах гірничодобувних басейнів України.

Наукова новизна одержаних результатів характеризується наступним:

- уперше встановлено закономірності зміни величини максимальних головних напружень σ_1 в кутах рудної стелини від величині гірського тиску на глибинах від 1450м до 2250м;
- уперше визначено багатofакторну залежність величини максимальних головних напружень в кутах рудної стелини від міцності руди, величини гірського тиску та глибини відпрацювання рудних покладів;
- уперше встановлено закономірності втрат руди по блоку при її випуску похилими потоками при різних кутах падіння рудних покладів;
- уперше визначено багатofакторну залежність величини втрат відбитої руди в блоці при її випуску похилими потоками при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним забоем при різних кутах падіння та потужності рудного покладу.

Практичне значення отриманих результатів полягає в розробленні:

- шляхів розв'язання науково практичної задачі удосконалення ресурсозберігаючих технологій підземного видобутку залізних руд з утилізацією відходів гірничорудного виробництва;
- «перехідної технології» для глибин 1450 – 2250м, при якій сформований штучний цілик буде виконувати функцію запобіжного цілика і відокремлювати існуючу традиційну технологію на вище розташованих горизонтах від запропонованої технології з закладкою виробленого простору, яку рекомендовано використовувати для відпрацювання нижніх горизонтів;
- аналітичної дослідницької моделі з чотирикутною сіткою кінцевих елементів для розрахунку напружень і деформацій при застосуванні «перехідної технології» на глибинах до 2250м;

- методики визначення напружень і деформацій при застосуванні «перехідної технології» на глибинах нижче 1450м;
- новітньої технології «вертикального стрічкового виймання»;
- передової високоефективної технології пошарового випуску відбитої руди при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним забоєм;
- високоефективних новітніх технологій видобутку багатих залізних руд з впровадженням комбінованої композиційної структури закладки камер з формуванням несучого каркаса твердіючої закладки та породного модуля всередині сформованої композиційної структури.

У першому розділі роботи проаналізовано науково-практичні дослідження з проблем екологічної рівноваги та збереження денної поверхні в полях відпрацьованих та діючих шахт України.

Виконано аналіз наукових досліджень з теорії управління процесами геодинамічної стабілізації гірського масиву при технологіях з утилізацією відходів гірничорудного виробництва у виробленому просторі шахт.

Встановлено, що видобування з надр чималих обсягів гірських порід і переміщення їх на іншу територію змінює напружено-деформований стан гірського масиву та впливає на процеси зрушення гірських порід. Такі зрушення можуть досягати денної поверхні та проявлятися у вигляді деформацій земної поверхні з можливим руйнуванням прилеглих промислових і цивільних об'єктів, розташованих в цій зоні.

Крім того, виймання великої кількості корисних копалин з надр та одночасне складування відходів гірничо-видобувної промисловості на денній поверхні призводить до порушення природно-екологічної рівноваги і зміщення акцентів при видобутку сировинних ресурсів.

Виконаний аналіз довів необхідність дослідження, розробки та впровадження високоефективних, ресурсозберігаючих і екологічно безпечних технологій видобутку корисних копалин з можливістю утилізації відходів гірничо-металургійного виробництва у виробленому просторі шахт.

У другому розділі роботи обґрунтовано загальні положення та методи дослідження напружено-деформованого стану масиву та запропонована методика дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву математичними методами.

Розроблено аналітичну дослідницьку модель з чотирикутною сіткою кінцевих елементів. Розміри вихідної розрахункової моделі є адекватними розмірам ділянки досліджуваного гірського масиву.

Встановлено, що головною вимогою до технологій підземного видобутку корисних копалин в межах міст та промислового передмістя, є збереження непорушеної денної поверхні. Таким вимогам відповідають технології камерного виймання корисних копалин з наступною закладкою відпрацьованих камер закладними сумішами.

Доведено, що в умовах, коли вищерозташовані горизонти відпрацьовуються технологіями з підповерховим обваленням руди та вміщуючих порід, або варіантами камерних систем розробки з наступним обваленням міжкамерних та міжповерхових ціликів, необхідно впровадити «перехідну технологію».

Запропоновано варіант «перехідної технології», при якій у першу чергу відробляється очисна камера під прикриттям рудного міжповерхового цілика. Після відпрацювання камерного запасу очисний простір заповнюють твердіючою закладкою, яка буде виконувати функцію штучного цілика (стелини) при відпрацюванні нижньої камери системами розробки з закладкою виробленого простору.

Для отримання обґрунтованої картини напружено-деформованого стану масиву, в роботі розраховувалися напруження та деформації як природнього гірського, так і штучного масивів.

Аналіз характеру деформацій комбінованого масиву дозволив стверджувати, що застосування твердіючої закладки для заповнення вище розташованої відпрацьованої камери практично стабілізувало просідання порід в висячому боці покладу.

Отже, застосована в роботі аналітична методика моделювання методом кінцевих елементів дозволяє отримати коректні результати, відповідає загальній картині

розподілу напружень в комбінованому масиві і може бути використана для подальших досліджень геодинамічного стану гірського масиву аналітичними методами.

У третьому розділі виконано моделювання видобування багатих залізних руд підземним способом з переходом від технологій з погашенням виробленого простору на підповерхово-камерну систему розробки з закладкою виробленого простору.

Виконаними дослідженнями доведено, що формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелин в рудах міцністю $f \geq 5$ на глибинах до 1750 м можливе, а на глибинах нижче 1750 м не рекомендовано.

Доведено, що формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелин в рудах міцністю $f \geq 7$ можна рекомендувати для всіх досліджених глибин (до 2250 м).

Враховуючи, що на сьогоднішній день очисні роботи на шахтах Кривбасу ведуться на глибинах 1200 – 1400 м, а середньорічне пониження гірничих робіт складає 12 – 15 м наголошено, що в найближчі 10 – 15 років середня глибина можливого впровадження «перехідних технологій» буде знаходитись у межах дослідженої глибини 1450 м. В той же час, глибина гірничих робіт 1750 м буде досягнута, на окремих шахтах, не раніше, ніж через 25...35 років.

Таким чином, враховуючи величину гірського тиску, міцність та стійкість рудного масиву ми можемо стверджувати, що запропонована «перехідна технологія» задовольняє умовам стійкості очисних камер і може бути впроваджена на глибинах до 1750 м при міцності руд $f = 6$, що задовольняє умовам шахт підземного Кривбасу, які видобувають багаті залізні руди.

Встановлено, що формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелин в рудах міцністю $f \geq 7$ можна рекомендувати на перспективу для всіх досліджених глибин, включаючи горизонти 2000 та 2250 м.

Доведено, що заповнення відпрацьованих камер твердіючою закладкою практично зупинить процес збільшення зон зсуву та обвалення вміщуючих порід. Отже, при відпрацюванні наступних, нижче розташованих підповерхів, над очисними камерами буде штучний масив закладки, що можна порівняти з умовами, які мають

місце при відпрацюванні так званих «сліпих» рудних покладів.

У четвертому розділі наведено результати дослідження випуску відбитої руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу похилим очисним вибоєм.

Встановлено, що втрати на лежачому боці відбитої руди в блоці залежать від кута падіння та потужності покладу і можуть досягати 37,2 % від загальних запасів блоку.

Застосування класичних технологій з формуванням уловлюючих воронок на додаткових підповерххах дозволяє знизити такі втрати до 17,1 %. Однак проведення додаткових уловлюючих виробок вимагає додаткових витрат на їх проведення.

Запропоновано варіант технології пошарової відбійки зарядами вибухівки та випуску відбитої руди при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним вибоєм. Запропоновано пошаровий випуск відбитої руди похилим потоком.

Встановлено, що застосування запропонованої технології дозволяє зменшити втрати руди по блоку на 6,8 % – 26,9 % у порівнянні з традиційною технологією випуску з основного горизонту та технологією з формуванням додаткових уловлюючих виробок.

Позитивним моментом запропонованої технології випуску є ефект ущільнення пустих порід за рахунок вибуху при послідовній відбійці наступних шарів руди. Маючи ущільнений шар пустих порід в якості площини, по якій здійснюється випуск відбитої руди, показники вилучення характеризуються значним зменшенням розубоження руди пустими породами.

Встановлено основні закономірності втрат руди в блоці при застосуванні технології випуску відбитої руди похилими потоками, які залежать від кута падіння та потужності рудного покладу.

Виконані дослідження втрат руди від основних впливових факторів. Встановлено характер залежностей та визначено математичну достовірність апроксимації отриманих результатів.

В п'ятому розділі роботи представлені розроблені та вдосконалені технології відпрацювання рудних покладів, які запобігають утворенню провалів земної поверхні.

Доведено, що універсальним засобом запобігання утворення провалів та просідань земної поверхні є закладка виробленого простору твердіючою або комбінованою закладкою. Така закладка дозволяє, крім того, поліпшити екологічний стан басейну за рахунок утилізації відходів гірничодобувних підприємств у виробленому просторі шахт та суттєво покращити показники вилучення руди з надр.

Встановлено, що головним недоліком закладки є ускладнення технології та підвищення собівартості підземного видобутку руд. Крім того, технології з твердіючою закладкою характеризуються високою собівартістю, а «бюджетні» технології з породною закладкою характеризуються низькою стійкістю штучного закладного масиву і високими показниками втрат та засмічення руди при випуску.

В роботі розроблені та запропоновані інноваційні технології композитної закладки камер шляхом формування несучого каркасу твердіючої закладки та породного модуля всередині сформованої композиційної структури.

Запропоновані технології дозволяють:

- здійснювати повну закладку відпрацьованої камери закладним матеріалом, особливо при формуванні похилих стелин;
- створювати на контакті «відпрацьована камера – рудний цілик (камера другої черги)» несучого каркасу твердіючої закладки, який забезпечує формування стійких оголень при відпрацюванні камер другої черги;
- запобігати обваленню порід висячого боку у вироблений простір відпрацьованої очисної камери за рахунок створення несучого каркасу твердіючої закладки;
- значно знизити собівартість комбінованої закладки у порівнянні з суцільним масивом твердіючої закладки за рахунок формування значного обсягу породного модуля пустих порід у монолітному каркасі твердіючої закладки;
- за рахунок застосування підповерхово-камерних систем із твердіючою закладкою значно покращити умови відпрацювання блоків на нижчезалягаючих горизонтах.
- поліпшити екологічний стан басейну за рахунок утилізації відвалів пустих порід та відходів гірничодобувних підприємств у виробленому просторі шахт.

Ключові слова: підповерхове обвалення, випуск руди, втрати на лежачому боці, руда, стабільність, підземна розробка, акустична активність, заряди вибухівки, контроль, напружено-деформований стан, поклад, параметри

ABSTRACT

Hryshchenko M.A. Improvement of resource-saving technologies of iron ore underground mining with mining waste disposal. – Qualifying scientific work as a manuscript.

Dissertation for the Doctor of Philosophy degree in specialty 184 Mining. – Kryvyi Rih National University of the Ministry of Education and Science of Ukraine, Kryvyi Rih, 2024.

Formation of large undermined areas is an important problem to be solved when applying underground methods to mining deposits. Such areas are characterized by significant disturbances of the daylight surface resulting in sinkholes, craters and terraces. At the same time, millions of tonnes of waste rocks and mining and processing wastes are disposed almost nearby on the daylight surface.

Therefore, it is necessary to develop resource-saving technologies that will enable underground mining of minerals with preservation of the daylight surface due to simultaneous disposal of mining wastes in the mined-out space of operating underground mines.

The work presents studies on the impact of the technology of underground mining and mining and metallurgical waste disposal on stability of the rock massif and the daylight surface as well as proposing the highly efficient technologies of stabilizing geodynamic processes in the rock massif through implementation of technologies that involve backfilling the mined-out space.

Therefore, the study of regularities of geodynamic process stabilization in the rock massif, the study and development of technological solutions to prevent formation of artificial failures of the earth surface with simultaneous disposal of mining wastes in the mined-out space of underground mines, development of resource-saving technologies of mineral extraction, which enable preservation of the daylight surface during underground mining, make an urgent scientific and technical task of great scientific and practical significance.

The work aims to determine regularities of stabilizing geodynamic processes in the rock massif and develop safe technologies of mining ore deposits, which enable disposal of mining wastes in the mined-out space of underground mines and prevent formation of failures of the earth surface within the mining basins of Ukraine.

The scientific novelty of the obtained results is characterized by the following:

- for the first time, the dependency of a change in the maximum main stresses σ_1 in the corners of the ore crown on the rock pressure value at depths from 1450m to 2250m is determined;

- for the first time, the multifactorial dependency of the maximum main stress value in the corners of the ore crown on the ore hardness, the rock pressure value and the depth of the ore deposits is determined;

- for the first time, regularities of ore losses in the block at ore drawing by inclined flows at different ore deposit dip angles are determined;

- for the first time, the multifactorial dependency of the amount of broken ore losses in the block at ore drawing by inclined flows when creating an inclined limiting contact of the broken ore with the stoping face on different dip angles and ore deposit thickness is determined.

The practical significance of the obtained results consists in developing:

- ways to solve the scientific and practical problem of improving resource-saving technologies of underground iron ore mining with mining waste disposal;

- the “transitional technology” for depths of 1450 – 2250m, where the created artificial pillar will act as a protective one and separate the current traditional technology applied on the higher levels from the proposed one involving backfilling of the mined-out space, the latter being recommended for mining lower levels;

- the analytical research model with a quadrangular grid of finite elements for calculating stresses and strains when applying the “transitional technology” at depths up to 2250m;

- the methods of determining stresses and strains when applying the “transitional technology” at depths below 1450m;

- the newest technology of “vertical strip extraction”;

- the advanced highly efficient technology of layer-by-layer drawing of broken ore when creating an inclined limiting contact of the broken ore with the stoping face;

- highly efficient newest technologies of rich iron ore extraction with introduction of a combined compositional structure of backfilling rooms and creation of a supporting frame of the consolidating backfill and a rock module within the created compositional structure.

The first section of the dissertation analyzes scientific and practical researches on

problems of the environmental balance and preservation of the daylight surface within the fields of abandoned and operating underground mines of Ukraine.

The work analyzes scientific researches on the theory of controlling processes of geodynamic stabilization of the rock massif when applying technologies with mining waste disposal in the mined-out space of underground mines.

It is established that extraction of large amounts of rock from the subsurface and their movement to another area changes the stress-strain state of the rock massif and affects the processes of rock displacement. Such displacements can reach the daylight surface and manifest themselves in the form of earth surface failures with possible destruction of adjacent industrial and civil objects located within the area.

In addition, extraction of a large volume of minerals from the subsurface and simultaneous disposal of mining wastes on the surface lead to the natural-environmental imbalance and a shift of emphases in extracting raw material resources.

The analysis performed proves the necessity of the research, development and implementation of highly efficient, resource-saving and environmentally safe mining technologies with possible disposal of mining and metallurgical wastes in the mined-out space of underground mines.

The second section of the dissertation provides substantiation of the general provisions and methods of studying the stress-strain state of the massif and proposes the mathematical methods of studying the stress-strain state of the massif.

The developed analytical research model involves a quadrangular grid of finite elements. The dimensions of the initial calculation model are adequate to those of the area of the rock massif under study.

Preservation of the undisturbed daylight surface is established to be the main requirement for technologies of underground mining within cities and industrial suburbs. Technologies of room mining of minerals with subsequent backfilling of mined-out rooms fully meet such requirements.

It is proved that when ore and host rock caving technologies, or options of room mining systems with subsequent caving of room or level pillars are applied to mining the above levels, it is necessary to implement the “transitional technology”.

The option of the “transitional technology” is proposed, where a stope is first mined under protection of level ore pillar. After the room reserves are extracted, the mined-out space is backfilled with the consolidating material which will function as an artificial pillar (crown), when mining the lower room by systems with backfilling the mined-out space.

To obtain a reasonable picture of the stress-strain state of the massif, the stress and strain of both natural and artificial massifs are calculated in the work.

The analysis of the nature of strains of the combined massif enables asserting that the use of a consolidating material to backfill the above-located mined-out room practically stabilizes the subsidence of rocks in the hanging wall of the deposit.

Thus, the analytical method of modeling by finite elements makes it possible to obtain correct results, corresponds to the general picture of stress distribution in the combined massif and can be used for further studies of the geodynamic state of the rock massif by analytical methods.

In the third section, rich iron ore extraction by the underground method with transition from ore and host rock caving technologies to the sublevel-room mining system with backfilling the mined-out space is modeled.

The research performed proves that creation of “transitional technology” rooms is possible under protection of ore crowns in ores with hardness $f \geq 5$ at depths up to 1750m, and it is not recommended at depths below 1750m.

It is proved that creation of “transitional technology” rooms under protection of ore crowns in ores with hardness $f \geq 7$ can be recommended for all the studied depths (up to 2250m).

The fact that at Kryvbas underground mines nowadays mining is performed at depths of 1200 – 1400m and the average annual deepening of mining operations is 12 – 15m means that in the coming 10 – 15 years the average depth at which the “transitional technologies” may be implemented will be within the studied depth of 1450m. At the same time, at certain mines, mining operations can reach the depth of 1750m not earlier than in 25 - 35 years.

Thus, considering the rock pressure value, strength and stability of the ore massif, it can be argued that the proposed “transitional technology” satisfies the conditions of room stability and can be implemented at depths of up to 1750m at ore hardness $f = 6$, which corresponds to

the conditions of Kryvbas underground mines, which produce rich iron ore.

It is established that creation of “transitional technology” rooms under protection of ore crowns in ores with hardness $f \geq 7$ can be recommended for the future for all the studied depths, including levels of 2000 and 2250m.

It is proved that backfilling the rooms with consolidating materials will practically stop expansion of areas of displacement and host rock caving. Therefore, when mining the next lower sublevels, there occurs an artificial massif of the backfill above stopes, which can be compared to the conditions that occur when mining so-called “blind” ore deposits.

The fourth section presents the results of the study of broken ore drawing from the “dead zone” of the footwall of the deposit by the inclined stoping face.

It is established that broken ore losses in the block depend on the dip and thickness of the deposit and can reach 37.2% of the total reserves of the block.

Applying conventional collecting technologies on additional sublevels can reduce such losses up to 17.1%. However, creating additional collecting workings requires additional costs.

The option of the technology of layer-by-layer ore breaking and drawing during creation of the inclined limiting contact of the broken ore with the stoping face is proposed. The broken ore is proposed to be drawn by the inclined flow.

It is established that application of the proposed technology enables reduction of ore losses in the block by 6.8% – 26.9% compared to the traditional technology of drawing from the main level and the technology with creation of additional collecting workings.

The positive aspect of the proposed drawing technology consists in the effect of waste rock compaction by blasting at successive breaking of ore layers. With the compacted layer of waste rocks as the plane along which the ore is drawn, degrees of extraction are characterized by a significant reduction in diluting ore by waste rocks.

The basic regularities of ore losses in the block are established when applying the technology of drawing the ore by inclined flows. At that, the ore losses depend on the dip and thickness of the deposit.

The main factors impacting ore losses are studied, the nature of dependencies and the mathematical reliability of the approximation of the obtained results are determined.

The fifth section of the work presents developed and improved technologies of mining

ore deposits, which prevent failures of the earth surface.

It is proved that backfilling the mined-out space with consolidating or combined materials is a universal means of preventing the earth surface failures. In addition, such backfilling improves the environment of the basin through disposing mining wastes in the mined-out space of the underground mines and significantly enhance the degree of ore extraction.

It is established that the main disadvantage of backfilling consists in the complexity of the technology and the increased cost of underground mining. In addition, the consolidating backfill technologies are characterized by high cost, and “budget-friendly” technologies with rock backfilling are characterized by low stability of the artificial backfill massif and high ore losses and dilution when drawing.

The work develops and proposes innovative technologies of composite backfilling of rooms by forming the supporting frame of the consolidating backfill and a rock module within the created compositional structure.

The proposed technologies enable:

- complete backfilling of the mined-out room, especially when forming inclined crowns;
- creating a supporting frame of the consolidating backfill on the contact “mined-out room – ore pillar (second stage room)” to provide formation of stable exposures when mining second stage rooms;
- preventing hanging wall rock caving into the mined-out space of the stope by creating a supporting frame of the consolidating backfill;
- reducing significantly the cost of the combined backfilling compared to the solid massif of the consolidating backfill due to formation of a significant volume of the waste rock module in the monolithic frame of the consolidating backfill;
- improving significantly conditions of mining blocks on lower levels due to application of sublevel-room systems with backfilling;
- improving the environmental condition of the basin by disposing waste rocks and mining wastes in the mined-out space of underground mines.

Keywords: sub-level collapse, ore release, losses on the lying side, ore, stability, underground mining, acoustic activity, explosive charges, control, stress-strain state, deposit, parameters.

Основні положення та результати дисертації опубліковано в таких працях:

Список публікацій здобувача:

•в яких опубліковано основні результати дисертації:

1. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Хівренко О.Я., Калініченко О.В., Грищенко М.А., Теляпньов В.О. (2016). Розробка та дослідження технології відпрацювання запасів блоків із застосуванням комбінованого високоефективного випуску руди. Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, №43, С.3–7. ISSN 2306-5451 <https://journal-knu.com.ua/uk/journals/tom-14-3-2016> (Фахове видання категорії Б)
2. Римарчук Б.І., Грищенко Т.С., Грищенко М.А., Міненко П.О. (2017). Вибір технології вибуходоставки руди у камерних системах розробки. Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, №44, С. 101–105. ISSN 2306-5451 <https://journal-knu.com.ua/uk/journals/tom-15-1-2017> (Фахове видання категорії Б)
3. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Грищенко М.А. (2018). Випуск руди з малорухомої зони на лежачому боці покладу похилим очисним вибоєм. Гірничий вісник: науково-технічний збірник. Кривий Ріг, №104, С. 3–8. <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2018-1-104-3-8> (Фахове видання категорії Б)
4. Stupnik M., Kalinichenko V., Fedko M., Kalinichenko O., Hryshchenko M. (22 April 2020). The study of the stress-strain state of the massif in mining uranium at "VOSTGOK" deposits. E3S Web Conf. Vol. 166, The International Conference on Sustainable Futures: Environmental, Technological, Social and Economic Matters. Article Number 03005. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016603005> (Scopus).
5. Gorobets L., Verkhobina I., Biletsky V., Kryvenko A., Hryshchenko M., & Bulakh O. (2020). Identification of factors to reduce the energy costs of dispersing in jets. Eastern-European Journal of Enterprise Technologies, №6(1 (108), P. 55–62. <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2020.217253> (Scopus).
6. Stupnik M., Kalinichenko O., Fedko M., Hryshchenko M., Kalinichenko V., Chukharev S., Yakovleva S. and Pochtarev A. (2022). Study and enhancement of underground mining technologies to prevent earth's surface failures. Revista Minelor. Mining Revue

(MinRv). University of Petrosani, Romania, Vol.28, №1, P. 46–53.
<https://doi.org/10.2478/minrv-2022-0004> (Закордонне фахове видання).

7. Stupnik M., Kalinichenko V., Kalinichenko O., Shepel O., & Hryshchenko M. (2023). Scientific and technical problems of transition from open pit to combined technologies for raw materials mining. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, №1254(1), 012070. <http://dx.doi.org/10.1088/1755-1315/1254/1/012070> (Scopus).

8. Ступнік М.І., Бровко Д.В., Калініченко В.О., Грищенко М.А. та ін. (2023). Дослідження рекультиваційних перспектив відвалу № 4 Центрального гірничо-збагачувального комбінату, підпрацьованого підземними гірничими роботами. Гірничий вісник: наук.-техн. зб. Кривий Ріг, №111, С. 3–11.
<https://doi.org/10.31721/2306-5435-2023-1-111-3-11> (Фахове видання категорії Б).

- **які засвідчують апробацію матеріалів дисертації:**

9. Калініченко О.В., Грищенко Т.С., Грищенко М.А. (2016). Дослідження технології підземного магнітного збагачення та закладки порожнин в виймальних блоках в процесі розробки залізних руд в умовах шахт Криворізького залізрудного басейну. «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі»: матеріали Міжнародної науково-технічної Інтернет конференції м. Кривий Ріг, 294 с.
<http://ds.knu.edu.ua/jspui/handle/123456789/2705>

10. Калініченко О.В., Грищенко Т.С., Грищенко М.А. (2017). Використання технології підземного збагачення залізних руд та закладки виробленого простіру хвостами збагачення. Матеріали науково-технічної інтернет-конференції "Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі". Кривий Ріг, С. 136-137.
<https://www.knu.edu.ua/storage/files/2/%D0%9D%D0%B0%D1%83%D0%BA%D0%B0/%D0%9A%D0%BE%D0%BD%D1%84%D0%B5%D1%80%D0%B5%D0%BD%D1%86%D1%96%D1%97/%D1%80%D0%BE%D0%B7%D0%B2%D0%B8%D1%82%D0%BE%D0%BA%202017/%D1%82%D0%B5%D0%B7%D0%B8%D1%81%D1%8B%20%D0%BA%D0%BE%D0%BD%D1%84%D0%B5%D1%80%D0%B5%D0%BD%D1%86%D0>

[%B8%D0%B8.pdf](#)

11. Ступник Н.И., Калиниченко В.А., Калиниченко Е.В., Чухарев С.М., Ковбык К.М., Грищенко М.А. (19-20 листопада 2015 року). Анализ использования защитного перекрытия при отработке рудных залежей системами с обрушением. «Теоретичні та практичні аспекти розвитку науки» [Електронний ресурс]: матеріали Міжнародної науково-практичної конференції м. Київ: МЦНД, с. 37-42.

12. Патент № 105305 Україна МПК (2016.01): E21C 41/00 Комбінований спосіб доставки рудної маси при підземній розробці крутоспадних потужних рудних покладів . Ступнік М.І; Кривенко Ю.Ю; Калініченко О.В; Косенко А.В; Грищенко М.А. Дата подання 01.10.2015; Опубл. 10.03.2016 Бюл. №5

13. Патент № 109836 Україна МПК E21C 41/16 (2006.01) E21C 41/22 (2006.01) Спосіб розробки крутоспадних рудних покладів із застосуванням самохідної техніки / Ступнік М.І; Хівренко О.Я; Федько М.Б; Калініченко О.В; Грищенко М.А; Теляпньов В.О. Дата подання 12.03.2016; Опубл. 12.09.2016 Бюл. №17

14. Патент №134087 Україна МПК (2006): E21C 41/16, E21C 41/22. Спосіб розробки рудних покладів. Ступнік М.І; Калініченко В.О; Кривенко О.Ю.; Калініченко О.В; Федько М.Б.; Грищенко М.А. Дата подання 26.12.2018; опубл. 25.04.2019, Бюл. № 8/2019.

15. Патент №150784 Україна МПК (2006): E21C 41/16. Спосіб підготовки очисного блока. Ступнік М.І; Калініченко В.О; Кривенко О.Ю.; Калініченко О.В; Почтарьов О.В.; Грищенко М.А. Дата подання 14.06.2021; опубл. 21.04.2022, Бюл. № 16/2022.

ЗМІСТ

Стор.

ВСТУП.....	21
РОЗДІЛ І. АНАЛІЗ ДОСЛІДЖЕНЬ І ПУБЛІКАЦІЙ З ПИТАНЬ РОЗРОБКИ РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЙ ПІДЗЕМНОГО ВИДОБУТКУ ЗАЛІЗНИХ РУД.....	27
1.1. Аналіз науково-практичних досліджень з проблем екологічної рівноваги та збереження денної поверхні в полях відпрацьованих та діючих шахт України.....	27
1.2 . Аналіз наукових досліджень з теорії управління процесами геодинамічної стабілізації гірського масиву при технологіях з утилізацією відходів гірничорудного виробництва у виробленому просторі шахт	42
1.3. Висновки, мета та задачі досліджень.....	46
1.4. Список використаних джерел до 1 розділу.....	47
РОЗДІЛ 2. МЕТОДИКА ДОСЛІДЖЕНЬ НАПРУЖЕНО- ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ КОМБІНОВАНОГО МАСИВУ.....	58
2.1. Загальні положення та методи дослідження напружено-деформованого стану масиву.....	58
2.2. Методика дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву математичними методами.....	59
2.3. Висновки.....	77
2.4. Список використаних джерел до 2 розділу.....	79
РОЗДІЛ 3. ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ КОМБІНОВАНОГО МАСИВУ ПРИ ПЕРЕХОДІ З ТЕХНОЛОГІЙ ПОГАШЕННЯ ВИРОБЛЕНОГО ПРОСТОРУ НА ТЕХНОЛОГІЇ З ЗАКЛАДКОЮ.....	83
3.1. Загальні положення.....	83
3.2. Моделювання видобування багатих залізних руд підземним способом з переходом від технологій з погашенням виробленого	

простору на підповерхово-камерну систему розробки з закладкою виробленого простору.....	84
3.3. Висновки.....	113
3.4. Список використаних джерел до 3 розділу.....	116
РОЗДІЛ 4. ВИПУСК РУДИ З «МЕРТВОЇ ЗОНИ» ЛЕЖАЧОГО БОКУ ПОКЛАДУ ПОХИЛИМ ОЧИСНИМ ВИБОЄМ.....	121
4.1. Постановка завдання.....	121
4.2. Фізична картина результатів моделювання технології пошарової відбійки та випуску відбитої руди при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним вибоєм.....	125
4.3. Висновки.....	137
4.4. Список використаних джерел до 4 розділу.....	137
РОЗДІЛ 5. РОЗРОБКА ТА ВДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЙ ВІДПРАЦЮВАННЯ РУДНИХ ПОКЛАДІВ ЯКІ ЗАПОБІГАЮТЬ УТВОРЕННЮ ПРОВАЛІВ ЗЕМНОЇ ПОВЕРХНІ.....	145
5.1. Дослідження і розробка інноваційних технологій комбінованої закладки очисного простору.....	145
5.2. Технологія композиційного заповнення відпрацьованих камер комбінованою закладкою.....	147
5.3. Технологія комбінованої «каркасно-модульної» закладки камер.....	150
5.4. Технологія камерного виймання залізорудних покладів із закладкою в умовах недостатньої стійкості вміщуючих порід	153
5.5. Висновки.....	156
5.6. Список використаних джерел до 5 розділу.....	158
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ.....	160
ДОДАТОК А.....	167
ДОДАТОК Б.....	175

ВСТУП

Актуальність теми. В Україні в результаті тривалого та інтенсивного відпрацювання підземних родовищ утворилися значні площі підроблених гірничими роботами територій, які можуть характеризуватися порушеннями денної поверхні з формуванням зон обвалення. В той же час, на денній поверхні складуються мільйони тон пустих порід та відходів гірничозбагачувального виробництва.

Встановлено, що на сьогоднішній день в Україні практично відсутні дослідження з проблем впливу технології підземної розробки та утилізації відходів гірничо-металургійної промисловості на стійкість гірського масиву та денної поверхні. Такі дослідження носять, як правило, регіональний характер. Відсутні стратегічні дослідження проблеми стабілізації геодинамічних процесів у гірському масиві, наприклад за рахунок впровадження технологій із закладкою виробленого простору. Необхідна розробка ресурсозберігаючих технологій, які дозволять здійснювати підземний видобуток корисних копалин із збереженням денної поверхні за рахунок одночасної утилізації відходів гірничого виробництва.

Тому дослідження закономірностей стабілізації геодинамічних процесів у гірському масиві, дослідження та розробка технологічних рішень, що запобігають формуванню штучних провалів земної поверхні з одночасною утилізацією відходів гірничого виробництва у виробленому просторі шахт, підземної розробки ресурсозберігаючих технологій видобутку корисних копалин, які дозволяють зберегти непорушеною денну поверхню при підземному видобутку корисних копалин, є **актуальним науково-технічним завданням**, яке має важливе наукове та практичне значення для підвищення ефективності підземних гірничих робіт.

Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами. Дисертаційна робота виконувалася відповідно до Загальнодержавної програми розвитку мінерально-сировинної бази України на період до 2030 року, затвердженої Законом України від 21 квітня 2011 року № 3268-VI. Вона відповідає тематиці науково-дослідних робіт Криворізького національного університету: «Виконання завдань перспективного плану розвитку наукового напрямку «Технічні науки» за науковим

напрямом «Дослідження закономірностей стабілізації геодинамічних процесів у гірському масиві і розробка ресурсозберігаючих технологій видобутку різносортних залізних руд» (№ ДР 0121U111709), «Дослідження та науково-практичне обґрунтування технологічних засобів управління якістю сировини при видобутку руд на глибоких горизонтах» (№ ДР 0109U002336).

Мета і завдання дослідження.

Метою даної роботи є визначення закономірностей стабілізації геодинамічних процесів в гірському масиві та розробка безпечних технологій відпрацювання рудних покладів, які дозволяють утилізувати відходи гірничого виробництва у виробленому просторі шахт та запобігають утворенню провалів земної поверхні в межах гірничодобувних басейнів України.

Для досягнення поставленої мети в роботі вирішені наступні задачі:

- проаналізовано дослідження та публікації з проблем визначення закономірностей стабілізації геодинамічних процесів у гірському масиві;
- досліджено закономірність геодинамічної стабілізації гірського масиву та деформацій денної поверхні при впровадженні технологій з утилізацією відходів гірничого виробництва у виробленому просторі шахт;
- розроблено технології відпрацювання рудних покладів, які запобігають утворенню провалів земної поверхні та руйнуванню промислових і цивільних об'єктів у межах гірничодобувних басейнів України.

Ідея роботи полягає у використанні закономірностей стабілізації геодинамічних процесів в гірському масиві при розробці безпечних технологій відпрацювання рудних покладів

Об'єкт дослідження – процес геодинамічної стабілізації гірського масиву при використанні «перехідних технологій» та технологій з закладкою виробленого простору.

Предмет дослідження – технологія підземного видобутку багатих залізних руд при використанні новітніх технологій з закладкою виробленого простору.

Методи дослідження. Для досягнення поставленої мети в роботі було використано комплексний метод досліджень, який включає аналіз та узагальнення

літературних джерел з проблеми геодинамічної стабілізації гірського масиву при підземній розробці рудних родовищ; аналітичні дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву при формуванні камер різноманітної форми та структури; теорію планування експерименту та фізичне моделювання випуску відбитої руди на моделях з еквівалентних матеріалів; дослідно-промислову перевірку результатів дисертаційної роботи та їх упровадження у виробництво.

Обґрунтованість і достовірність положень, висновків і рекомендацій підтверджені використанням апробованих методів дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву, теорії випуску відбитої руди, адекватністю розроблених математичних моделей реальним об'єктам і процесам гірничого виробництва, коректним узгодженням результатів аналітичних досліджень з даними лабораторних дослідів і натурних спостережень (похибка не перевищує 10–15 %), результатами практичного використання розробок і рекомендацій в умовах шахт Криворізького басейну.

Наукова новизна одержаних результатів характеризується наступним:

- уперше встановлено закономірності зміни величини максимальних головних напружень σ_1 в кутах рудної стелини від величині гірського тиску на глибинах від 1450м до 2250м;
- уперше визначено багатofакторну залежність величини максимальних головних напружень в кутах рудної стелини від міцності руди, величини гірського тиску та глибини відпрацювання рудних покладів;
- уперше встановлено закономірності втрат руди по блоку при її випуску похилими потоками при різних кутах падіння рудних покладів;
- уперше визначено багатofакторну залежність величини втрат відбитої руди в блоці при її випуску похилими потоками при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним забоєм при різних кутах падіння та потужності рудного покладу.

Наукова новизна отриманих результатів.

Наукові положення, які виносяться на захист:

1. Стійкість очисних камер при переході від систем з масовим обваленням до

систем із закладкою забезпечується перевищенням межі міцності руди на стиснення над максимальними головними напруженнями в кутах рудних стелин, які експоненційно-полноміально залежать від міцності руди, глибини розробки і досягають величини 46,4 МПа, яка не перевищує межу міцності руди при граничних параметрах $f \geq 5$ та $H_r \leq 1750$ м, що дозволяє використовувати запропоновану технологію з закладкою виробленого простору.

2. При формуванні похилих обмежуючих контактів відбитої руди і технології випуску руди похилими потоками, втрати руди поліноміально-експоненційно залежать від кута падіння і потужності рудного покладу і є меншими на 7-27% порівняно з традиційними технологіями випуску руди на лежачому боці.

Наукове значення роботи полягає в теоретичному обґрунтуванні залежностей зміни величини максимальних головних напружень σ_I в кутах рудної стелини при формуванні «перехідних технологій» від міцності руди, величини гірського тиску та глибини відпрацювання рудних покладів, установленні кореляційних залежностей величини втрат відбитої руди в блоці при її випуску похилими потоками при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним забоем при різних кутах падіння та потужності рудного покладу.

Практичне значення отриманих результатів полягає в розробці:

- шляхів розв'язання науково практичної задачі удосконалення ресурсозберігаючих технологій підземного видобутку залізних руд з утилізацією відходів гірничорудного виробництва;

- «перехідної технології» для глибин 1450 – 2250м, при якій сформований штучний цілик буде виконувати функцію запобіжного цілика і відокремлювати існуючу традиційну технологію на вище розташованих горизонтах від запропонованої технології з закладкою виробленого простору, яку рекомендовано використовувати для відпрацювання нижніх горизонтів;

- аналітичної дослідницької моделі з чотирикутною сіткою кінцевих елементів для розрахунку напружень і деформацій при застосуванні «перехідної технології» на глибинах до 2250м;

- методики визначення напружень і деформацій при застосуванні «перехідної технології» на глибинах нижче 1450м;
- новітньої технології «вертикального стрічкового виймання»;
- передової високоефективної технології пошарового випуску відбитої руди при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним забоем;
- високоефективних новітніх технологій видобутку багатих залізних руд з впровадженням комбінованої композиційної структури закладки камер з формуванням несучого каркаса твердіючої закладки та породного модуля всередині сформованої композиційної структури.

Результати досліджень реалізовано шляхом розроблення методичних рекомендацій «Визначення напружень і деформацій при застосуванні «перехідної технології» на глибинах нижче 1450м», «Розробка раціональних технологій видобутку багатих залізних руд з впровадженням комбінованої композиційної структури закладки камер з формуванням несучого каркаса твердіючої закладки та породного модуля всередині сформованої композиційної структури».

Річний економічний ефект від упровадження у виробництво технологічних рішень, розроблених у дисертаційній роботі, складе на гірничодобувних підприємствах Криворізького басейну 1000,00 тис. грн.

Особистий внесок здобувача полягає у формулюванні наукової проблеми, мети, ідеї, завдань досліджень, наукових положень, новизни й висновків; у встановленні закономірностей зміни величини максимальних головних напружень σ_1 в кутах рудної стелини від величині гірського тиску на глибинах від 1450м до 2250м; у визначенні багатофакторної залежності величини максимальних головних напружень в кутах рудної стелини від міцності руди, величини гірського тиску та глибини відпрацювання рудних покладів; встановленні закономірностей втрат руди по блоку при її випуску похилими потоками при різних кутах падіння рудних покладів та формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним забоем при різних кутах падіння та потужності рудного покладу, що дозволило удосконалити ресурсозберігаючі технології підземного видобутку залізних руд з

утилізацією відходів гірничорудного виробництва при підземній розробці рудних родовищ. Зміст дисертації автор виклав особисто.

Апробація результатів дисертації. Основні положення дисертаційної роботи та результати досліджень доповідалися міжнародних науково-практичних конференціях: E3S Web Conf. Volume 123, Ukrainian School of Mining Engineering - 2019; II International scientific and technological internet-conference “Innovative development of mining industry”, - 2017; Матеріали Міжнародної науково-практичної конференції «Теоретичні та практичні аспекти розвитку науки», 2015; Міжнародна науково-технічна Інтернет-конференція «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі», 2016; E3S Web of Conf. Volume 123, 2019 Ukrainian School of Mining Engineering.

Основний зміст дисертації опубліковано в 19 роботах, зокрема: 9 – статті у наукових фахових виданнях України, з яких 2 – у виданнях, включених до міжнародних наукометричних баз, 1 – у наукових періодичних закордонних виданнях; 3 – у матеріалах міжнародних конференцій й 7 – патенти України на корисну модель.

Структура й обсяг дисертації. Дисертація складається з анотації, вступу, п'яти розділів, висновків, списку використаних джерел з 223 найменування на 29 сторінці. Загальний обсяг дисертації становить 178 сторінок, включає 46 рисунків та 6 таблиць.

Ключові слова: підповерхове обвалення, випуск руди, втрати на лежачому боці, руда, стабільність, підземна розробка, акустична активність, заряди вибухівки, контроль, напружено-деформований стан, поклад, параметри

РОЗДІЛ I

АНАЛІЗ ДОСЛІДЖЕНЬ І ПУБЛІКАЦІЙ З ПИТАНЬ РОЗРОБКИ РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЙ ПІДЗЕМНОГО ВИДОБУТКУ ЗАЛІЗНИХ РУД

1.1. Аналіз науково-практичних досліджень з проблем екологічної рівноваги та збереження денної поверхні в полях відпрацьованих та діючих шахт України

Аналіз процесів зрушення гірських порід під впливом підземних гірничих робіт почалися практично одночасно з розвитком гірничих робіт. Одночасно з'явилися перші гіпотези, серед яких мали місце спроби встановлення закономірностей процесів зрушення гірських порід.

Видобування з надр чималих обсягів гірських порід і переміщення їх на іншу територію змінює напружено-деформований стан гірських порід. А це, в свою чергу, впливає на процеси зрушення гірського масиву, при якому зрушення може досягати поверхні та проявлятися у вигляді деформацій земної поверхні з руйнуванням промислових і цивільних об'єктів, розташованих в цій зоні [1-4].

Екологічна складова при видобутку корисних копалин підземним способом безпосередньо впливає на майбутній розвиток технологій. Виймання великої кількості корисних копалин з надр та одночасне складування відходів гірничо-видобувної промисловості на денній поверхні призводить до порушення природно-екологічної рівноваги і зміщення акцентів при видобутку сировинних ресурсів.

Враховуючи наведені вище тенденції необхідно впроваджувати новітні ресурсозберігаючі технології, які дозволяють складувати відходи гірничої промисловості у виробленому просторі шахт. Такі заходи мають значні переваги у порівнянні з традиційними технологіями класичного підземного видобутку.

По перше. Складування відходів гірничої промисловості у виробленому просторі шахт дозволяє покращити екологічний стан гірничодобувного басейну.

По друге. Заповнення пустот виробленого простору дозволить зберегти денну поверхню в полях відпрацьованих та діючих шахт України.

Наведені переваги підтверджуються аналізом існуючого стану гірничодобувних басейнів.

Так, наприклад, видобуток солі в Калуському гірничопромисловому районі підземними рудниками «Калуш» та «Ново-Голинь» привів до виникнення загрози трансграничної надзвичайної водно-екологічної ситуації у басейні р. Дністер. Ситуація, що виникла при підземному видобутку солі, призвела до деформації гірських порід та земної поверхні над підземними очисними камерами.

Враховуючи значний об'єм виробленого простору, який перевищив 17 млн. м³, ситуація, що виникла в процесі відпрацювання соляних покладів, спричинила значне просідання земної поверхні. Тиск налягаючих та просідаючих гірських порід спровокував витіснення розсолів, утворення солених озер та раптові провали денної поверхні з пошкодженнями та руйнуванням будівель і споруд у м. Калуш та навколишніх селах [5].

Розвитком проблеми стало те, що свого часу внаслідок неправильних рішень щодо розташування й експлуатації хвостосховищ, відвалів, акумулюючих ємностей та способу ліквідації шахтних порожнин, було порушено екологічну рівновагу в товщі гірських порід Калуш-Голинського родовища калійних солей. Це спричинило численні провали земної поверхні над площею шахтних полів у місті Калуш, руйнування будинків і комунікацій, засолення водоносних горизонтів у селах Кропивник і Сівка-Калуська.

На рис. 1.1 представлено перше провалля земної поверхні в м. Калуш, яке утворилося влітку 1987 року на колишній вулиці Пархоменка (нині — Вітовського). Глибина провалля становила до 8,5 метра. Під загрозою опинилося майже два десятки будинків.

У 2008 році в цьому ж мікрорайоні сталося наступне провалля, а восени 2015-го — ще одне. Нова воронка утворилася практично за кілька метрів поруч зі старою. Згодом відбувся процес об'єднання цих воронок.



Рис. 1.1. Перше провалля земної поверхні в місті Калуш, яке утворилося влітку 1987 року на колишній вулиці Пархоменка (нині — Вітовського) через просідання землі над шахтними пустотами рудника "Калуш"

На сьогоднішній день осідання денної поверхні в межах рудника змінюються від 0,5 до 5,1 м, прогнозні величини сягають до 7,1-9,1м. Встановлено, що в таких умовах активізація карстово-суфозійного процесу призведе, або суттєво погіршить інженерно-геологічні умови Калуського басейну.

Проведений аналіз стану денної поверхні в Криворізькому залізорудному басейні при відпрацюванні покладів багатих залізних руд виявив практично аналогічні проблеми.

Враховуючи 150 річний досвід відпрацювання багатих залізних руд Криворіжжя, в басейні досить глибоко досліджені проблеми стабілізації гірського масиву та денної поверхні в цілому.

На сьогоднішній день широко відомі дослідження геомеханічного стану масиву та порушень денної поверхні при відпрацюванні родовищ Кривого Рогу підземним

способом, які викладені в роботах В.О. Калініченка [3,4,6,30–36,47–50,67,69], О.В. Калініченко [3,4,6,30–36,47–50,67], О.Є. Куліковської [10,11,41–44,51], В.О. Колосов [14,23], Г.М. Малахова [38,68], М.І. Ступніка [2,4,6,12,13,22,30–36,47–50,58,67], В.Д. Сидоренка [37,43,51–53], М.С. Четверік [25–27,29], В.В. Цариковского [28] та інших [71–85].

Відомі дослідження присвячені, як правило, дослідженню наслідків застосування класичних систем розробки. В якості висновків для попередження порушень денної поверхні рекомендовано застосовувати системи розробки з закладкою виробленого простору, можливо з використанням відходів гірничого виробництва [5–9,15–24, 39–45, 54–66].

У той же час в умовах, коли вищерозташовані горизонти відпрацьовувалися класичними технологіями з підповерховим обваленням руди та вміщуючих порід, або варіантами камерних технологій з наступним обваленням міжкамерних та міжповерхових ціликів, необхідно впровадити перехідну технологію з камерним вийманням руди і формуванням штучного міжповерхового цілика з твердіючої закладки.

На нашу думку, такий міжповерховий штучний цілик буде відокремлювати існуючу традиційну технологію на вище розташованих горизонтах від запропонованої технології з закладкою виробленого простору, наприклад відходами гірничодобувного виробництва.

Перехідна технологія є найбільш складною в аналітичних дослідженнях, так як включає в себе багатофакторний експеримент з різними за своїми властивостями масивами. Це непорушений гірський масив залізної руди, масив закладки штучної стелини, а також масив налягаючих обвалених пустих порід.

Відомі дослідження дозволили сформулювати та проаналізувати декілька основних напрямків.

Встановлено, що величина і характер зрушення гірських порід і просідання земної поверхні при розробці рудних родовищ залежать як від гірничо-геологічних, так і від технологічних факторів.

До гірничо-геологічних факторів відносять форму рудних покладів, глибину

розповсюдження, потужність, кут падіння та міцність руд і гірських порід.

До другої групи чинників відноситься технологія, яка застосовується на шахтах, а саме, форма і розміри очисних блоків, параметри буровибухових робіт, використане гірниче обладнання та ін.

Поєднання першої та другої групи чинників, а саме гірничо-геологічних і технологічних факторів, впливає на процес зрушення гірських порід. Так зміщення гірських порід може локалізуватися на глибині, а може, досягнувши денної поверхні, проявитися в різних формах зрушення земної поверхні з утворенням провалля, воронки та інших типів порушення денної поверхні.

У першому випадку глибину локалізації зрушення гірських порід без виходу на денну поверхню деякі автори визначають як «критичну глибину» [34–37]. Згідно з їхніми дослідженнями «критичну глибину» можна визначити наступним чином:

$$H_{кр}=(1,2-1,4)L, \text{ м}, \quad (1.1)$$

де L – розмір виробленого простору в площині навхрест простягання рудного тіла на глибині, нижче якої розробка покладу не викликає збільшення зони небезпечних зрушень, м.

Ступінь порушення масиву (відношення H/L) визначає величину і характер зрушення гірських порід. Ці критерії вже використовуються на рудних родовищах [36], тому на них слід орієнтуватися при розрахунку параметрів зсуву для діючих горизонтів.

Відомо, що на сьогоднішній день очисні роботи на шахтах Кривбасу ведуться на глибинах 1200–1400 м. На таких глибинах фактичні розміри зони небезпечних зрушень не завжди відповідають результатам, які розраховані за відомими методиками для значно менших глибин. Апроксимація розрахованих результатів на глибокі горизонти не завжди дає адекватні результати. Тому необхідно удосконалити існуючі методики з поглядом на відпрацювання глибоких горизонтів.

Виконаний детальний аналіз результатів спостережень в певних гірничо-геологічних районах [18] дозволив встановити особливості розвитку процесу зрушення зі збільшенням глибини гірничих робіт.

В кінцевому рахунку на земній поверхні виділяються чотири основних форми

прояву процесу зрушення гірських порід [18].

1. Стійке оголення. Ця форма має місце при відпрацюванні «сліпих» покладів малих розмірів при наявності міцних вміщуючих порід і достатній глибині залягання.

2. Закрита форма зсуву. Розробка родовищ на верхніх горизонтах супроводжується обваленням поверхні при кратності підробки

$$K = H/m < 10, \quad (1.2)$$

де H – глибина ведення гірничих робіт, м;

m – вертикальна потужність покладів, м.

З переходом гірничих робіт на більш глибокі горизонти, де кратність підробки $k > 10$, процес зрушення переходить у закриту форму з утворенням мульди зрушення на земній поверхні.

3. Зрушення гірських порід в межах граничного контуру. Подальше відпрацювання нижніх горизонтів супроводжується активним перепуском обвалених налягаючих порід на горизонт очисних робіт. У масиві при цьому формується стійка область обвалення, розміри якої залишаються постійними, незалежно від збільшення глибини гірничих робіт.

При формуванні цієї області на поверхні утворюється граничний контур зони зрушення земної поверхні.

4. Консольна форма зрушення, яка найбільш повно проявляється при відпрацюванні дуже потужних покладів (100–150 м) при кутах падіння 55–65° з розмірами за простяганням 1000 м і більше.

Виходячи з послідовності відпрацювання цих покладів зверху вниз можна виділити наступні етапи розвитку процесу зрушення.

Перший етап має місце при розробці верхніх горизонтів (0–300 м) і характеризується регулярним виходом воронок обвалення на земну поверхню. Формування воронок обвалення особливо характерно для старих шахт, які відпрацьовували багаті залізні руди на вище розташованих горизонтах.

В подальшому, зі збільшенням глибини відпрацювання, ці воронки з'єднуються в єдину зону обвалення, межі якої збігаються в плані з межами виробленого простору. У висячому боці зона тріщин і терас поширюється на 100–150 м від зони обвалення,

а зона зрушень практично відсутня.

Другий етап розвитку процесу зрушення має місце при відпрацюванні горизонтів на глибинах близько 300–600 м. Цей етап характеризується зміщенням порід висячого боку убік виробленого простору подібно консольним плитам, при цьому кути розриву мають мінімальне значення. Ділянки обвалення виходять на поверхню, в основному, в межах зони обвалення. На денній поверхні ця область викликає утворення тріщин і терас, які становлять небезпеку як для розробки родовищ, так і для безпеки життєдіяльності на поверхні.

Третій етап розвитку процесу зрушення має місце при збільшенні глибини гірничих робіт більше 600 – 800 м, коли спостерігається планомірне загасання процесу зрушення земної поверхні. В той же час, при значних обсягах видобутку корисних копалин з надр, можливі непередбачувані провали, які є основним чинником виникнення небезпечних і надзвичайних ситуацій у Криворізькому басейні.

Виконаний аналіз дозволяє стверджувати, що незважаючи на різноманітність гірничо-геологічних та гірничо-технологічних факторів для кожної виділеної групи, розвиток зсувного процесу підпорядкований певним закономірностям.

Безумовно, що з появою сучасних засобів контролю та обробки інформації, гірнича наука має можливість удосконалення методів дослідження впливу геодинамічного фактору на технологію підземної розробки корисних копалин, особливо на значних глибинах в умовах негативного прояву високого гірського тиску.

Таким чином, гірнича наука повинна допомагати вирішувати як загальнонаціональні, так і регіональні проблеми, однією з яких є збереження денної поверхні в полях відпрацьованих, законсервованих і діючих шахт Криворізького басейну.

Безумовно, проблема не є новою, вона виникла практично одночасно з початком підземної розробки залізних руд в Кривбасі і вирішувалась паралельно з проведенням гірничих робіт на шахтах басейну.

Відомо, що тривала та інтенсивна експлуатація залізрудних родовищ Криворізького басейну підземним способом привела до утворення в надрах значних

обсягів виробленого простору, який негативним чином впливав і впливає на збереження денної поверхні. Площі підроблених підземними гірничими роботами територій збільшувалися високими темпами та характеризувалися зонами обвалення, локальними зсувами, воронками, провалами денної поверхні.

Встановлено, що порушення денної поверхні з формуванням воронок, провалів і зон обвалення викликані застосуванням на підземних гірничих роботах, особливо при відпрацюванні вищерозташованих горизонтів, різних варіантів систем розробки з підповерховим обваленням руди і вміщуючих порід, а також камерних систем розробки.

В той же час у полях старих та законсервованих шахт, особливо при застосуванні систем розробки з підповерховим обваленням руди та вміщуючих порід в м'яких нестійких рудах і вміщуючих породах, спостерігалися досить плавні просідання денної поверхні. В таких умовах, як правило, формувалися прогнозовані зони обвалення.

Однак при застосуванні камерних систем розробки, формування зон обвалення відбувалося стрибкоподібно. Характер просідань і воронок залежав від обсягів очисної виїмки, міцності та стійкості залізних руд та вміщуючих порід.

Враховуючи наведені вище властивості встановлено, що прогнозування зон воронкоутворення та обвалення денної поверхні є більш складним завданням. У таких випадках в розрахунки додаються фізико-механічні властивості вміщуючих гірських порід в зоні відпрацювання рудних покладів.

Встановлено, що в деяких випадках, при застосуванні камерних систем розробки, спостерігалось часткове руйнування стелин відпрацьованих камер. Отже, наразі, ми можемо мати неповну посадку стелин, що, в свою чергу, може привести до формування міні-камер, врахування і контроль за якими практично неможливий. Посадка таких міні-камер, розташованих поруч з денною поверхнею, наприклад в умовах розробки родовища колишнього РУ ім. Ілліча, може привести до незапланованих провалів денної поверхні через багато років після відпрацювання покладів і повного закриття шахт.

Безумовно, досить складну у прогнозуванні ситуацію представляють відпрацьовані «сліпі» поклади, розташовані на верхніх горизонтах. Ці поклади, які мають, як правило, невеликі розміри по відношенню до основних рудних тіл, відпрацьовувалися за спеціальними проектами. З огляду на їх невеликі розміри і відокремленість від основного покладу, на сьогоднішній день не можна з повною впевненістю стверджувати, що по відношенню до них були виконані всі необхідні заходи щодо повного погашення (або закладки) відпрацьованих камер.

Тому такі відпрацьовані «сліпі» поклади також можуть становити потенційну небезпеку для денної поверхні.

Безумовно, серйозною проблемою в майбутньому можуть стати наслідки підземного відпрацювання покладів бідних залізних руд - магнетитових кварцитів. Відомо, що відпрацювання магнетитових кварцитів здійснювали на вище розташованих горизонтах шахт за технологією «камера-цілик».

Встановлено, що така технологія привела до формування в надрах великої кількості відпрацьованих камер з відкритим очисним простором, обсяг яких обчислюється мільйонами кубічних метрів. Такі обсяги підземних пустот можуть становити потенційну небезпеку в разі їх обвалення. Виконані розрахунки міцності міжкамерних ціликів дозволяють гарантувати їх необмежену в часі стійкість. Проте, як показав приклад обвалення денної поверхні над відпрацьованими камерами на шахті ім. Орджонікідзе, теоретичні розрахунки можуть бути спростовані практичними неконтрольованими явищами.

Аналіз теоретичних досліджень та значний обсяг практичних спостережень за результатами підземної розробки залізрудних родовищ дозволили стверджувати, що на сьогодні, коли підземні гірничі роботи пішли на глибокі горизонти, вплив очисних робіт на денну поверхню значно знижено.

Встановлено, що на таких глибинах практично неможливі несподівані, катастрофічні провали на поверхні землі. Однак на поверхні, в зонах впливу шахтних полів, має місце плавне просідання денної поверхні, причому на значно більших площах. Таке явище пов'язано зі збільшенням розмірів мульди зрушення налягаючих гірських порід при зниженні підземних гірничих робіт [38–45].

Безумовно, в результаті півтора вікового відпрацювання родовища багатих залізних руд підземними гірничими роботами, площа підроблених територій в Криворізькому басейні є величезною. Так, за оцінкою державного проектного інституту ДП «ДП «Кривбаспроект», вона становить більше 3600 га. В тому числі площа воронок обвалення в межах мульди зрушення гірських порід в полях діючих і ліквідованих шахт становить близько 1030 га [46].

Враховуючи продовження видобутку залізних руд підземним способом, підпрацьовані підземними гірничими роботами території будуть постійно збільшуватися.

Статистика маркшейдерських спостережень свідчить про те, що на шахтах Кривбасу не рідше одного разу в 5–7 років виникають великі зсуви або самообвалення гірських порід. Поряд з ними службами охорони праці гірничодобувних підприємств фіксуються десятки дрібних та середніх випадків непередбачених порушень гірського масиву в зоні діяльності гірничого персоналу.

Найбільш відомими небезпечними геологічними явищами є приклади, наведені в роботі [9].

Так у 1963 р. на шахті «Центральна» сталося раптове обвалення порід з виходом повітряної хвилі і викидом кусків породи на денну поверхню.

Масове обвалення очисного простору з утворенням воронки на денній поверхні сталося в 1978 р. на шахті ім. Фрунзе.

У 2007 р. загинуло четверо і травмовано двох гірників на шахті «Ювілейна» через обвалення покрівлі камери.

Останні події 2010 і 2011 р.р. свідчать про посилення впливу антропогенних чинників на виникнення надзвичайних ситуацій в регіоні.

Так 13.06.2010 р. на шахті ім. Орджонікідзе (нині шахта ім. Колачевського) безпосередньо після планових підричних робіт почалося інтенсивне обвалення денної поверхні в зоні гірничого відводу шахти в маркшейдерських осях (-37)–(45). При цьому загальна площа обвалення склала 16,5 га (рис. 1.2).



Рис. 1.2. Провал денної поверхні в зоні гірничого відводу шахти ім. Орджонікідзе (нині шахта ім. Колачевського)

17.08.2010 р. в Центрально-Міському районі міста Кривого Рогу на вулиці Урицького, 5 відбувся частковий провал земної поверхні з утворенням воронки в районі маркшейдерських осей 57–58 і лінії середнього простягання (ЛСП) від +30 до +50 (рис. 1.3). Ділянка, на якій стався провал, знаходиться в шахтному полі шахти «ГПУ», закритої в 1972 р. і розташований над гірничими виробками, що утворилися в результаті виїмки залізних руд в період роботи шахти.

Виконана фахівцями ДП «ДП «Кривбаспроект» топографічна зйомка показала, що воронка має діаметр 18 м, а її обсяг досягає 1500–1600 м³, тобто близько 1700–1800 м³ підземних пустот було заповнене в процесі обвалення.

На рис. 1.3 представлено ділянку обвалення денної поверхні в зоні гірничого відводу шахти «ГПУ», закритої в 1972 р.



Рис. 1.3. Провал денної поверхні в зоні гірничого відводу шахти «ГПУ»

На жаль, такі явища не є поодинокими для Криворізького залізорудного басейну.

У табл. 1.1 узагальнено кількість і характер негативних явищ, які відбулися на денній поверхні в зонах гірничих відводів шахт Криворізького басейну починаючи з 1963 р. до теперішнього часу [6].

Таким чином, головним висновком для науковців, а найбільше для власників, міських керівних органів та технічних працівників шахт Криворізького залізорудного басейну повинен бути доведений головний посил: сьогоденні витрати на реалізацію заходів щодо попередження можливих надзвичайних ситуацій з провалами денної поверхні є значно нижчими, ніж майбутні витрати на ліквідацію таких ситуацій, які безумовно можливі в майбутньому.

Таблиця 1.1. Кількість і характер надзвичайних ситуацій, які відбулися на денній поверхні в зонах гірничого відводу шахт Криворізького басейну

Характер явища	Одиниці виміру	Кількість
Загальна кількість зсувів, обвалів на денній поверхні в зонах гірничого відводу	од.	29
Площа зрушення гірських порід над відпрацьованим простором	тис. га	3,47
Питома площа зміни денної поверхні басейну зсувами, провалами	%	42
Число провалів денної поверхні, занесених до регіонального кадастру	од.	7

Безумовно, одним із шляхів попередження надзвичайних ситуацій з провалами денної поверхні в зонах гірничого відводу шахт Криворізького басейну, є застосування при підземному видобутку залізних руд технологій з наступною закладкою виробленого простору.

Зрозуміло, що впровадження на шахтах басейну камерних систем розробки з наступною закладкою виробленого простору приведе до загального підвищення собівартості видобутку залізних руд. Однак, через деякий час, технології з закладкою виробленого простору, особливо відходами гірничодобувного або гірничо-металургійного виробництва, дозволять отримати потенційну економію.

По перше, за рахунок насамперед утилізації промислових відходів в підземних пустотах.

По друге, за рахунок забезпечення збереження непорушеної денної поверхні.

Відповідно запропоновані заходи забезпечать також і екологічну безпеку працівників та громадян міста, які проживають в безпосередній близькості до гірничих відводів діючих, відпрацьованих та законсервованих шахт Криворізького басейну.

У зв'язку з цим необхідно виконати комплекс досліджень, які будуть включати в себе виявлення взаємозв'язків між існуючими та запропонованими технологіями,

зниженням рівня очисних робіт та зміною параметрів зони зрушення і обвалення денної поверхні.

Необхідно також визначити основні напрямки та методи дослідження геомеханічного стану масиву гірських порід у контурах зон зсування і обвалення в полях діючих і закритих шахт в залежності від напружено-деформованого стану масиву при підземному видобутку залізних руд.

Безумовно, ці задачі необхідно вирішувати сьогодні, враховуючи високі темпи експлуатації родовищ залізних руд Криворізького басейну. На сьогодні, в результаті попередньої діяльності, Криворізький залізорудний басейн перетворився в неймовірно спотворений техногенезом регіон України з характерним рельєфом і критичним екологічним станом навколишнього середовища (табл. 1.2) [18].

Таблиця 1.2. Оцінка гірничодобувних районів за станом природного середовища і умовам життєдіяльності

Гірничодобувний район	Стан природного середовища		
	Частково порушене	Істотно порушене	Критичне
Донецький вугільний			+
Львівсько-Волинський вугільний		+	
Криворізький залізорудний			+
Центрально-Український урановий		+	
Кременчуцький залізорудний	+		
Олександрійський буровугільний	+		
Нікопольсько-Марганецький		+	
Житомирський нерудної сировини і титану	+		

На сьогодні існує досить велика кількість досліджень, присвячених вирішенню проблем впливу гірничодобувних підприємств на навколишнє середовище та екологію басейну [47–51].

На думку багатьох дослідників найбільш поширеним видом порушень природного середовища при видобутку корисних копалин є геомеханічний тип порушень. Це стосується, насамперед, підземної розробки родовищ корисних копалин, в результаті якої спостерігається зміна напружено деформованого стану масиву та деформація масиву гірських порід з фіксацією порушень на денній поверхні [6–8,12,17,18,52,53].

Встановлені порушення проявляються в таких формах [6]:

- зміна напружено деформованого стану масиву гірських порід і денної поверхні підвищує кількість та вірогідність виникнення зсувів, зрушень, провалів тощо;
- розвиток тріщинуватості гірських порід на денній поверхні, що призводить до інтенсифікації процесів дезінтеграції, вивітрювання та ерозії поверхневого шару;
- ущільнення поверхневого шару гірських порід змінює показники фільтрації поверхневих вод;
- розпушення поверхневого шару, що призводить до посилення водної і вітрової ерозії;
- прогини поверхні з розривами або без розривів, що виникають в результаті підземної розробки родовищ корисних копалин і призводять до зміни первісного стану характеру будови поверхні, до зміни рельєфу, а також сприяють розвитку зон обвалення, прогинів з проявом тріщин, а іноді і провалів денної поверхні.

Отже, безумовно, підземна розробка родовищ корисних копалин призводить, як мінімум, до зміни фізико-механічних властивостей приповерхневої частини літосфери. Такі зміни, в свою чергу, призводять до значного, або часткового забруднення гідросфери, атмосфери, що обумовлює зміни в межах всіх складових природного середовища та впливає на екологічний стан гірничодобувного району.

Таким чином можна констатувати, що в результаті зміни напружено-деформованого стану масиву при підземному видобутку корисних копалин відбувається порушення режиму в кожній складовій гірничо-геологічного процесу. Разом ці обставини створюють передумови для зміни природної складової і геологічних процесів, а отже, будуть негативно відбиватися на екологічному стані басейну в цілому.

На сьогодні нормативно-правовими актами, що визначають екологічну політику і стратегію гірничодобувної галузі і держави в цілому, є постанова Верховної Ради України від 05.03.1998 р. № 188/98-ВР «Про Основні напрями державної політики України в галузі охорони навколишнього середовища, використання природних ресурсів та забезпечення екологічної безпеки» і Постанова Кабінету Міністрів України від 19.03.2008 р. № 212 «Про затвердження критеріїв розподілу суб'єктів господарювання за ступенем ризику їх господарської діяльності для навколишнього природного середовища та періодичності здійснення заходів державного нагляду (контролю)».

Таким чином, при удосконаленні ресурсозберігаючих технологій підземного видобутку залізних руд необхідно враховувати екологічні вимоги до гірничого виробництва. Необхідно розробляти сучасні, високоефективні технології підземного видобутку корисних копалин з урахуванням процесу утилізації відходів гірничорудного виробництва у виробленому просторі підземних рудників.

1.2. Аналіз наукових досліджень з теорії управління процесами геодинамічної стабілізації гірського масиву при технологіях з утилізацією відходів гірничорудного виробництва у виробленому просторі шахт

Відомо, що непорушений масив гірських порід на будь-якій глибині від земної поверхні знаходиться в напруженому стані та об'ємному стисненні, що обумовлено, в основному вагою товщі налягаючих гірських порід [54-64].

Безумовно, кожен елементарний об'єм гірського масиву на деякій глибині від денної поверхні H знаходиться під тиском стовпа налягаючих гірських порід, що викликає прояв вертикальних стискуючих напружень. В той же час, відповідно до законів гірничої механіки, це викликає виникнення горизонтальних реактивних напружень у взаємно перпендикулярних напрямках, які є рівними за величиною [54-62].

Відомо, що в процесі підземного видобутку корисних копалин в гірському масиві утворюються різні за формою і обсягом порожнини, які формуються при

проведенні гірничих виробок та виконанні очисних робіт. Формування гірничих виробок значного об'єму, в свою чергу, кардинально порушує базовий стан рівноваги поля напружень в гірському масиві.

Фізична складова процесу зміни напружено-деформованого стану масиву при формуванні порожнин при підземному видобутку корисних копалин, обумовлюється відсутністю протидіючих напружень на границях системи вироблений простір – непорушений гірський масив. В результаті спостерігається перерозподіл напружень навколо підземної виробки. В одних місцях виникає концентрація напружень, а в інших – їх ослаблення.

Встановлено, що розподіл реальних напружень навколо будь-якого виробленого простору, величина і характер напружень в значній мірі залежать від форми, розмірів та обсягу відпрацьованого блоку, а також орієнтації в просторі та фізико-механічних властивостей гірського масиву навколо виробки.

Як правило, напружено-деформований стан гірського масиву навколо підземної виробки змінюється пропорційно глибині залягання виробки від земної поверхні, щільності масиву і обернено пропорційно фізико-механічними властивостями гірських порід, які характеризуються в основному коефіцієнтом міцності.

Отже, аналіз закономірностей зміни напружено-деформованого стану гірського масиву та деформацій денної поверхні при видобутку руд в умовах наявності значних площ підпрацьованих гірничими роботами територій є першочерговим завданням представлених досліджень. Вплив техногенних пустот на формування воронки, провалів та зон обвалення денної поверхні є приводом для дослідження найважливішого завдання гірничодобувних підприємств – забезпечення стійкості оголень очисних камер, що безпосередньо пов'язано з безпекою робіт. Такий підхід дозволяє враховувати закономірності геодинамічної стабілізації гірського масиву та деформації денної поверхні як на період відпрацювання очисних камер, так і на можливий термін їх консервації.

Дослідженням напружено-деформованого стану гірського масиву та деформацій денної поверхні при видобутку руд в умовах наявності значних площ підпрацьованих гірничими роботами територій з техногенними пустотами, воронками, провалами та

зонами обвалення, встановлення фундаментальних залежностей напружено-деформованого стану масиву від основних базових факторів впливу при підземному видобутку залізних руд присвячена велика кількість робіт.

Серед найбільш значних досліджень виділяються класичні роботи, присвячені вивченню фізичних явищ, що відбуваються в масиві гірських порід, а також інструктивні, спрямовані на визначення допустимих розмірів оголень конструктивних штучних підземних споруд [65–70].

Серед робіт, присвячених дослідженням проблеми напружено-деформованого стану гірського масиву та деформацій денної поверхні при видобутку руд в умовах наявності значних площ підпрацьованих гірничими роботами територій з точки зору фізико-механічних процесів, що відбуваються при проведенні підземних гірничих виробок, найбільш повними є роботи проф. М.І. Ступніка [6,12,13,22,30–36,47–50], В.В. Цариковського [28], О.В. Калініченко [6,30–35], О.Є. Куліковської [10,11,41–44,51] та інших дослідників [78–84].

В сучасній торії управління станом гірського масиву та його впливу на деформації денної поверхні прийнято положення, що при розрахунку напружено-деформованого стану масиву в якості критерію для оцінки стійкості оголень приймається умова, що головні напруження розтягування не повинні перевищувати допустимі.

Якщо дане положення не виконується, або виконується не в повному обсязі, то відбудеться повне або часткове обвалення оголень очисних камер, оскільки більшість гірських порід крихко руйнуються при вигині.

Отже, для визначення стійких розмірів оголень необхідно визначити в масиві навколо оголень очисних камер значення максимальних напружень та порівняти їх з допустимими.

На сьогоднішній день найбільш поширеною і найповнішою характеристикою стійкості оголень можна вважати огинаючу максимальних кіл О. Мора.

Згідно з цією теорією, аналітичний критерій Мора [86], стосовно до визначення стійкості оголень, можна представити наступним чином:

$$\sigma_m = \sigma_1 + k\sigma_3 \leq [\sigma_p], \quad (1.3)$$

$$k = \frac{\sigma_p}{\sigma_{сж}}, \quad (1.4)$$

де σ_1, σ_3 – головні мінімальні і максимальні напруження, МПа;

$\sigma_p, \sigma_{сж}$ – відповідно межа міцності на розтягування і стиснення, МПа.

Враховуючи, що при підземному видобутку корисних копалин в гірському масиві утворюються очисні камери, навколо них, безумовно, формуються поля напружень і деформацій, які можна уявити як суму базових і додатково утворених полів напружень і зсувів.

Враховуючи існуючий безпосередній зв'язок між напруженнями і деформаціями, рішення об'ємної задачі, в даному випадку, зводиться до необхідності їх спільного інтегрування [86]:

$$\frac{d\sigma_x}{dx} + \frac{d\tau_{yx}}{dy} + \frac{d\tau_{xz}}{dz} = 0 \quad (1.5)$$

$$\frac{d\tau_{xy}}{dx} + \frac{d\sigma_y}{dy} + \frac{d\tau_{yz}}{dz} = 0 \quad (1.6)$$

$$\frac{d\tau_{zx}}{dx} + \frac{d\tau_{zy}}{dy} + \frac{d\sigma_z}{dz} = 0 \quad (1.7)$$

В представленій роботі напруження і деформації в масиві гірських порід навколо очисних камер обчислювалися за допомогою методу кінцевих елементів з використанням спеціального програмного комплексу ANSYS. Застосоване програмне забезпечення дозволяє отримувати обґрунтовані та перевірені на практиці результати розрахунків з побудованими графічними моделями гірського масиву.

Застосоване програмне забезпечення дає можливість враховувати неоднорідність фізико-механічних властивостей гірського масиву, включаючи властивості рудного і породного масивів, масиву закладки, а також властивості відходів гірничо-металургійного виробництва [9,14,15,24,43,44, 78–86].

Використаний в дослідженнях метод дозволяє розраховувати ділянки родовищ складної конфігурації, враховуючи багатофакторний вплив гірничо-геологічних, технологічних і фізико-механічних характеристик досліджуваного масиву.

Загалом, в роботі використано комплексний метод досліджень, який включає

аналіз та узагальнення літературних джерел в області дослідження напружено-деформованого стану масиву; теорію планування експерименту; аналітичний апарат теорії пружності для розрахунку величини максимальних напружень в міжповерхових ціликах; теорію та практику випуску відбитої руди; дослідження впливу напружено-деформованого стану масиву на вибір параметрів буровибухових робіт.

1.3. Висновки, мета та задачі досліджень

1. Виконано аналіз та доведено вплив підземної розробки на зміну напружено-деформованого стану масиву та денної поверхні гірничодобувних районів.

2. Проаналізовано проблему збереження денної поверхні в полях відпрацьованих, законсервованих і діючих шахт України. Доведено необхідність збереження природно-екологічної рівноваги в зонах промислового видобутку корисних копалин.

3. Здійснено аналіз наукових досліджень з теорії управління напружено-деформованим станом масиву при підземному видобутку корисних копалин.

4. Визначені проблеми геодинамічної стабілізації гірського масиву та деформацій денної поверхні при зміні напружено-деформованого стану масиву в процесі видобутку руд з формуванням значних площ підпрацьованих гірничими роботами територій.

5. Доведено необхідність впровадження ресурсозберігаючих, екологічно безпечних технологій видобутку корисних копалин з можливістю утилізації відходів гірничо-металургійного виробництва у виробленому просторі шахт.

Метою даної роботи є визначення закономірностей стабілізації геодинамічних процесів в гірському масиві та розробка безпечних технологій відпрацювання рудних покладів, які дозволяють утилізувати відходи гірничого виробництва у виробленому просторі шахт та запобігають утворенню провалів земної поверхні в межах гірничодобувних басейнів України.

Для досягнення поставленої мети в роботі вирішені наступні задачі:

- проаналізовано дослідження та публікації з проблем визначення закономірностей стабілізації геодинамічних процесів у гірському масиві;
- досліджено закономірності геодинамічної стабілізації гірського масиву та деформацій денної поверхні при впровадженні технологій утилізації відходів гірничого виробництва у виробленому просторі шахт;
- розроблено технології відпрацювання рудних покладів, які запобігають утворенню провалів земної поверхні та руйнуванню промислових і цивільних об'єктів в межах гірничодобувних басейнів України.

1.4. Список використаних джерел до 1 розділу

1. Бабець Є.К. та ін. (2010). Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд. Інструкція по застосуванню Кривий Ріг: Ротапринт ДП «НДГРІ», 122 с.
2. Калініченко В.О., Ступнік М.І., Федько М. Б. (2017). Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ: [підручник]. – Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», – 278 с.
3. Калініченко О.В. (2018). Управління процесами підземних гірничих робіт з урахуванням впливу на них напружено-деформованого стану гірського масиву. Вчені записки Таврійського національного університету ім. В.І. Вернадського. Серія «технічні науки», Том 29 (68). №2, С. 232–236.
4. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В. (2012). Економічна оцінка ризиків можливих геомеханічних порушень денної поверхні в полях шахт Кривбасу. Науковий вісник Національного гірничого університету. Дніпропетровськ. №6, С. 126–130.
5. Кулібаба С.Б., Рожко М.Д. (2008). Розподіл осідань земної поверхні у мульті зрушення. Наукові праці УкрНДМІ НАН України: зб. наук. праць, №3. С. 141–152.
6. Паранько І.С., Бутирін В.К. (2004) Розломно-блокова тектоніка Криворізької структури. Геолого-мінералогічний вісник, №1. С. 5–13.
7. Белокрыс Л.С. (1958). Псевдотектонические дислокации в третичных

отложениях Кривого Рога. Научные доклады высшей школы. Геологографические науки, №4. С. 17–22.

8. Денисов А.И. (1981). Современные движения земной поверхности района Криворожья и их выраженность в рельефе. Материалы научно-технической конференции КГРИ. М.: ВИНТИ, №268-81. С. 59–69.

9. Перегудов В.В., Куліковська О.Є., Сергеева М.П. (2004). Співвідношення між швидкостями сучасних рухів денної поверхні й особливостями геологічної будови Криворізького регіону. Сучасні досягнення геодезичної науки та виробництва. Львів, С. 158–162.

10. Куліковська О.Є. (2012). Концептуальні засади маркшейдерського моніторингу безпечного функціонування гірничовидобувних регіонів: дис. доктора техн. наук: 05.15.01. Кривий Ріг, 346 с.

11. Ступнік М.І., Федько М.Б., Письмений С.В. (2018). Проблеми розкриття та підготовки рудних родовищ на глибоких горизонтах шахт Кривбасу. Вісник Криворізького національного університету. Збірник наукових праць. Випуск 47, С. 3–8.

12. Маланчук З.Р., Ступнік М.І., Федько М.Б. (2018). Дослідження стійкості оголень камерних систем розробки при відпрацюванні складноструктурних покладів залізних руд Криворізького басейну. Вісник НУВГП, №3, С. 162-175.

13. Колосов В.О., Маланчук З.Р., Письмений С.В. (2018). Відпрацювання складноструктурних крутоспадних покладів залізних руд з нестійкими породами висячого боку. Вісник НУВГП, №4, С. 73-86.

14. Гавриленко Ю.Н. (1995). Исследования факторов, влияющих на деформацию земной поверхности при подработке разрывных нарушений пластами. Горно-металлургические проблемы Донбасса, С. 91–100.

15. Гавриленко Ю.Н. (1997). Математическое моделирование сдвижения горных пород и земной поверхности в слоистом массиве методом конечных элементов. Известия Донецкого горного института, №1, С. 87–93.

16. Булат А.Ф., Шейко А.В., Софийский К.К., Бунько Т.В. (2018). Обоснование целесообразности ускоренного развития государственных шахт Украины.

Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць. Дніпро: ИГТМ НАНУ, №138, С. 27-36.

17. Кольчик Е.И., Ревва В.Н., Кольчик А.Е., Софийский К.К. (2008). Смещения земной поверхности при наличии мощных породных слоев в подрабатываемом массиве. Вісті Донецького гірничого інституту. Донецьк, С. 173-177.

18. Кузьменко А.М. (2007) Состояние массива горных пород вокруг очистного забоя в зонах интенсивной трещиноватости. Науковий вісник Національного гірничого університету, №6, С. 22–24.

19. Кузьменко А.М., Уланова Н.Н., Приходько В.В. (2006). Влияние геологических нарушений на напряженное состояние вокруг выработок в массиве ослабленном трещинами. Вісник Криворізького технічного університету, №11, С. 196.

20. Khomenko O.Ye., Sudakov A.K., Malanchuk Z.R., Malanchuk Ye.Z. (2017) Principles of rock pressure energy usage during underground mining of deposits. Scientific Bulletin of National Mining University. Scientific and technical journal. Dnipro. Ukraine. PP KF «Gerda», №2, С. 34-43.

21. Маланчук З.Р., Ступнік М.І., Федько М.Б. (2018). Дослідження стійкості оголень камерних систем розробки при відпрацюванні складноструктурних покладів залізних руд Криворізького басейну. Збірник наукових праць "Вісник НУВГП". Рівне, №3, С. 229-240.

22. Колосов В.А., Маланчук З.Р., Письмений С.В. (2018). Відпрацювання складноструктурних крутоспадних покладів залізних руд з нестійкими породами висячого боку. Збірник наукових праць "Вісник НУВГП", №4, С. 229-240.

23. Назаренко В.А. (1994). Обоснование параметров сдвижения горных пород и земной поверхности при отработке угольных пластов в Западном Донбассе: дис. канд. техн. наук : 05.15.01 Днепропетровск, 159 с.

24. Четверик М.С., Бубнова Е.А., Бабий Е.В., Батур М.А. (2017) Техногенные землетрясения и безопасность горных разработок. Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць. Дніпро: ИГТМ НАНУ, №136, С. 127-146.

25. Четверик М.С., Бубнова О.А., Бабій К.В., Батур М.О. (2016). Швидкість

розвитку деформацій у підробленому гірському масиві при підземному вийманні корисних копалин на основі маркшейдерських спостережень. Геотехническая механика. Днепропетровск: НАН ИГТМ, №130, С. 3–12.

26. Четверик М.С. (2013). Водобуток вугілля і руди на глибоких горизонтах шахт і кар'єрів. Вугілля України, № 5, С. 3-7.

27. Цариковский В.В., Булат А.Ф., Приходченко В.Л. (1998). Контроль процессов разрушения руд Кривбасса геофизическими методами для повышения эффективности их отработки. Проблемы горнодобывающей промышленности металлургического комплекса Украины. Кривой Рог:НИГРИ, С. 21–24.

28. Четверик М.С. (1998). Сдвигание земной поверхности и подработанного массива и их взаимосвязь с фильтрационными процессами. Геотехническая механика. Днепропетровск: НАН ИГТМ, №10, С. 183–187.

29. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Музика І.О., Калініченко О.В. (2015). Інформаційні технології–складова процесів моніторингу та керування напружено-деформованим станом масиву. Розробка родовищ. Дніпропетровськ: Літограф, С. 175–181.

30. Stupnik M., Kalinichenko V., Kalinichenko O., Shepel O., & Hryshchenko M. (2023). Scientific and technical problems of transition from open pit to combined technologies for raw materials mining. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, №1254(1), 012070. <http://dx.doi.org/10.1088/1755-1315/1254/1/012070> (Scopus).

31. Stupnik N., Kalinichenko V., Kalinichenko E., Muzika I., Fed'ko M. , Pis'menniy S. (2015). The research of strain-stress state of magnetite quartzite deposit massif in the condition of mine “Gigant-Gliboka” of central iron ore enrichment works (CGOK). Metallurgical and mining industry, №7, P. 377–382.

32. Калініченко О.В. (2015). Удосконалення концепції управління напружено-деформованим станом гірського масиву при підземних гірничих роботах. Сборник научных трудов ГП «Научно-исследовательский горнорудный институт». Кривой Рог, С. 104–111.

33. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В. (2015). Дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву покладу магнетитових кварцитів в умовах шахти «Гігант-Глибока» ПАТ «ЦГЗК». *Металлургическая и горнорудная промышленность*, №5, С. 85–88.

34. Stupnik N., Kalinichenko V. (2012). Parameters of shear zone and methods of their conditions control at underground mining of steep-dipping iron ore deposits in Kryvyi Rig basin. *Geomechanical Processes During Underground Mining. School of Underground Mining. Dnipropetrovsk*, P. 15–19.

35. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В. (2012). Економічна оцінка ризиків можливих геомеханічних порушень денної поверхні в полях шахт Кривбасу. *Науковий вісник НГУ. Дніпропетровськ*, №6, С. 126–130.

36. Ступник Н.И., Калиниченко В.А. (2013). Проблемы мониторинга дневной поверхности в полях закрытых и действующих шахт Криворожского железорудного бассейна. *Збірник наукових праць НДГРІ ДВНЗ «Криворізький національний університет»*. Кривий Ріг, №54, С. 17-22.

37. Сидоренко В.Д., Бойчук К.К. (1998). Закономерности сдвижения горных пород при разработке рудных залежей Кривбасса. *Разработка рудных месторождений*. Кривой Рог: КТУ, №66, С. 132–137.

38. Малахов Г.М. (1990). Управление горным давлением при разработке рудных месторождений Криворожского бассейна. Киев:Наукова думка, 202 с.

39. Николашин Ю.М., Корчагин Н.В., Палий Д.С. (2009). Применение иммитационного моделирования поверхностей скольжения в откосах для интерпретации инструментальных наблюдений за оползневыми деформациями отвалов. *Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць*. Кривий Ріг, №23, С. 21–24.

340. Денисов А.И. (1981). Современные движения земной поверхности района Криворожья и их выраженность в рельефе. *Материалы научно-технической конференции КГРИ*. М.:ВИНИТИ, №268-81, С. 59–69.

41. Денисов А.И., Куликовская О.Е., Бавыкин А.Е. (1990). Построение карты современных движений земной поверхности района строительства хвостохранилища

КГОКОРа. М.: ВИНТИ, №1646-УК90, 11 с.

42. Бондарук А.Г., Денисов А.И. (1973). О некоторых особенностях вертикальных движений земной коры в Криворожье. Современные движения земной коры. Тарту: АН ЭССР, № 5, С. 71–73.

43. Куліковська О.Є., Сидоренко В.Д., Паранько І.С. (19–23 травня 2008). Про необхідність геодинамічної експертизи при будівництві і експлуатації об'єктів у Криворізькому регіоні. Глобалізаційні процеси в природокористуванні: наук.-практ. конф. НПЦ «Екологія Наука Техніка». Алушта, С. 61–63.

44. Куліковська О.Є. (25–26 жовтня 2010). Науково обґрунтована модель комплексного управління розвитку гірничодобувних регіонів – інструмент розв'язання екологічних і соціальних проблем. Збалансований (сталий) розвиток України – пріоритет національної політики: Всеук. наук.-практ. конф. р.: тези допов. Центр екологічної освіти та інформації, С. 74–78.

45. Несмашный Е.А., Ткаченко Г.И., Болотников А.В. (2010). Обзор технологий и технических средств для геомеханического мониторинга состояния бортов карьеров и отвалов. Разработка рудных месторождений. Кривой Рог, №93. С. 89–94.

46. Перегудов В.В., Брусник С.Н. (2008). Влияние массовых взрывов на карьерах на устойчивость инженерных сооружений. Вісник Криворізького технічного університету. Кривий Ріг, №22, С. 54–57.

47. Ступнік М.І., Бровко Д.В., Калініченко В.О., Грищенко М.А. та ін. (2023). Дослідження рекультиваційних перспектив відвалу № 4 Центрального гірничо-збагачувального комбінату, підпрацьованого підземними гірничими роботами. Гірничий вісник: наук.-техн. зб. Кривий Ріг, №111, С. 3–11. <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2023-1-111-3-11> (Фахове видання категорії Б).

48. Stupnik N., Kalinichenko V., Kalinichenko E., Pismennij S. (2015). Features of underlying levels opening at "ArcelorMittal Krivyi Rih" underground mine. Theoretical and Practical Solution sof Mineral Resources Mining: CRC Press is an imprint of the Taylor&Francis Group, an informa business A BALKEMABOOK, С. 39–45.

49. Ступник Н.И., Калиниченко В.А., Письменный С.В., Калиниченко Е.В. (2016). Обоснование параметров очистной камеры параболической формы при

отработке железных руд в неустойчивых породах. Гірничий вісник: наук.-техн. збірник. Кривий Ріг, №101, С. 7–12.

50. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Хівренко О.Я., Калініченко О.В. (2016). Розробка та дослідження технології відпрацювання запасів блоків із застосуванням комбінованого високоефективного випуску руди. Вісник Криворізького національного університету, №43, С. 3–7.

51. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Федько М.Б., Калініченко О.В. (2017). Удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт з урахуванням напружено-деформованого стану масиву при його обваленні на похиле оголення. Гірничий вісник, №102, С. 47-53.

52. Сидоренко В.Д., Куліковська О.С., Паранько І.С. (2009). Маркшейдерсько-геодезичний моніторинг – складова частина створення єдиного геоінформаційного простору Криворізького гірничодобувного регіону. Науковий вісник Національного гірничого університету. Дніпропетровськ, №10, С. 33–39.

53. Сидоренко В.Д. (2003). Волоконно-оптические системы в маркшейдерско-геодезических измерениях. Кривой Рог: Минерал, 219 с.

54. Куліковська О.Є., Сидоренко В.Д. (1998). Про необхідність досліджень геодинамічних процесів у Кривбасі. Вісник геодезії та картографії, №1, С. 8–12.

55. Федоренко П.Й. (2009). Маркшейдерська справа. Кривий Ріг: Мінерал, 325 с.

56. Лавриненко В.Ф., Иванов Ю.А., Кандыба М.И. (1961). Закономерности проявления горного давления на рудниках Кривбасса. Горный журнал, №6, С. 19–23.

57. Балелос Б.И., Генкин В.А. (1962). Определение зон разрывов всячего бока при разработке рудных залежей в Криворожском бассейне. Горный журнал, №12, С. 25–27.

58. Багрій І.Д., Вилкул Ю.Г. (2000). Досвід комплексної оцінки та картографування факторів техногенного впливу на природне середовище міст Кривого Рогу та Дніпродзержинська. К.: Фенікс, 145 с.

59. Stupnik N., Kalinichenko V. (2012). Parameters of shear zone and methods of their conditions control at underground mining of steep-dipping iron ore deposits in Kryvyi Rig

basin. Geomechanical Processes During Underground Mining. School of Underground Mining. Днепропетровск, С. 15–19.

60. Контрольні спостереження за розвитком процесів зсуву поверхні і станом об'єктів при підземній розробці залізної руди, що охороняються, шахтами ВАТ «Суха Балка» в 2010 році» (2010). Звіт по НДР. Кривий Ріг: НДМЛ, 21 с.

61. Исследование и прогноз характера процесса сдвижения с районированием подрабатываемых территорий при отработке глубоких горизонтов шахт Кривбасса на предмет использования в народном хозяйстве (1995). Отчет о НИР. Кривой Рог: КГРИ, 94 с.

62. Смирнов А.Ф., Зорин В.Е. (1989). К вопросу о воронках в Кривбассе. Metallургическая и горнорудная промышленность. Днепропетровск, №1, С. 46–48.

63. Исследование сдвижений лежащего бока и примыкающих к нему обрушенных пород в промышленных условиях (1980). Отчет о НИР, № ГР026051. Кривой Рог: КГРИ, 91 с.

64. Сазонов В.А., Смольянов Н.Н., Сосик Д.И. (1980). Зависимость места локальных обрушений поверхности от крепости пород висячего бока и угла падения отрабатываемых залежей. Разработка месторождений полезных ископаемых, №40, С. 57–61.

65. Ривкин И.Д., Кучер В.М., Халайдовский Н.Я. (1967). Влияние глубины горных работ на устойчивость обнажений пород висячего бока в условиях Криворожского бассейна. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, №3, С. 77–84.

66. Исследование наличия, состояния и местоположения пустот под карьером №3 НКГОКа и обеспечение безопасности ведения открытых горных разработок в зоне обрушения (1984). Отчет о НИР. Кривой Рог: КГРИ, 75 с.

67. Національна доповідь про стан техногенної та природної небезпеки на Україні.

68. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В. (2012). Визначення економічних ризиків від порушень денної поверхні в результаті підземного

видобутку руд. Вісник Криворізького національного університету: Кривий Ріг, №32, С. 246–250.

69. Малахов Г.М. (1990). Управление горным давлением при разработке рудных месторождений Криворожского бассейна. К. : Наукова думка, 200 с.

70. Калиниченко Всеволод Александрович (1980). Развитие научных основ рационального использования сырьевой базы Кривбасса при включении в разработку потерянных руд и магнетитовых кварцитов : дис. доктора техн. наук : 05.15.02. Кривой Рог, 332 с.

71. Talobre J.A. (1967). La mécanique des roches. Paris: Dunod, 443 p.

72. Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса (1987). Минчермет УССР. Кривой Рог: НИГРИ, 75 с.

73. Инструктивные указания по определению параметров этажно- камерных систем разработки по условиям проявления горного давления с увеличением глубины ведения работ на шахтах Кривбасса (1965). Кривой Рог: Изд. НИГРИ, 68 с.

74. Цариковский В.В., Сакович В.В., Кишкин П.И. (1994). Определение геометрических параметров камерных систем разработки в Кривбассе со сводообразной и шатровой формами обнажения потолочин: Инструкция. Кривой Рог: НИГРИ, 17 с.

75. Влох Н.П., Ушков С.М. (1968). К вопросу определения предельного пролета выработанного пространства. Сборник научных трудов НИГРИ. Кривой Рог, Т.2, С. 112–116.

76. Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд (2010). Інструкція по застосуванню: СОУ-Н МПП 73.020-142:2010. Київ, 122 с.

77. Цариковский В.В., Сакович В.В. (1989). Исследование и разработка геомеханического обоснования технологических схем отработки богатых руд с повышенной устойчивостью конструктивных элементов: Отчет НИГРИ, № ГР018800522136. Кривой Рог, 74 с.

78. Калініченко О.В. (2016). Удосконалення концепції системного управління процесами підземних гірничих робіт з урахуванням впливу на них напружено-деформованого стану гірського масиву. Кривий Ріг. Гірничий вісник, №100, С. 27–31.

79. Капленко Ю.П., Цариковский В.В. (2005). Влияние напряженного состояния горного массива горногеологических условий на параметры обнажений и форму очистных камер. Разработка рудных месторождений. Кривой Рог: КТУ, №88, С. 21–24.

80. Тарасютин В.М. (1983). Исследование и учет влияния структурной неоднородности породного массива на устойчивость обнажений в камерах при разработке мощных крутопадающих рудных залежей : автореф. дис. на соискание учен. степени к. т. н. : спец. 05.15.02 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых». КГРИ. Кривой Рог, 21 с.

81. Чухарев С.М., Плужник Ю.А., Калініченко О.В. (24-25 червня 2015). Перспективи підземної розробки у Криворізькому залізорудному басейні. Перспективи розвитку сучасної науки: матеріали Міжнар. наук.-практ. конф. К.: МЦНД, С. 53.

82. Ступник Н.И., Калиниченко В.А., Чухарев С.М., Калиниченко Е.В. (19-20 листопада 2015). Анализ использования защитного перекрытия при отработке рудных залежей системами с обрушением. Теоретичні та практичні аспекти розвитку науки: матеріали Міжнар. наук.-практ. конф. К.: МЦНД, С. 37–42.

83. Скіпочка С.І. (2000). Фізико-технічні основи механоелектричного методу контролю властивостей і діагностики напружено-деформованого стану масиву гірських порід: дис. доктора техн. наук: 05.15.11. Дніпропетровськ, 307 с.

84. Стренг Г., Фикс Дж. (1977). Теория метода конечных элементов. Мир, 349 с.

85. Parisean W.G. (june 1987) Estimution of support load refuirements of underground mine openings by computer simulation of mining sequence. Truns. foc. MiningEng. AJME. Vol. 262, №2, P. 100–109.

86. Хикс Ч. (1967). Основные принципы планирования эксперимента: Пер. с англ. М.: Мир, 406 с.

87. Калініченко В.О., Ступнік М.І., Федько М. Б. (2017). Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ: [підручник]. – Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 278 с.

РОЗДІЛ 2

МЕТОДИКА ДОСЛІДЖЕНЬ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ КОМБІНОВАНОГО МАСИВУ

2.1. Загальні положення та методи дослідження напружено-деформованого стану масиву

Загальні положення при дослідженні напружено-деформованого стану масиву включають в себе вибір критерію оптимальності, або критерію вибору оптимальної концепції досліджень напружено-деформованого стану. Таким критерієм при дослідженні геодинамічної стабілізації гірського масиву та можливої деформації денної поверхні при видобутку руд в умовах наявності значних площ підпрацьованих гірничими роботами територій має бути мінімум матеріальних витрат.

Математичні методи моделювання, які враховують фізико-механічні властивості руд, гірських порід та штучних закладних масивів, вимагають значних обчислювальних потужностей для вирішення завдань високої складності.

Отже, для вирішення завдань дослідження, розрахунку та прогнозування напружено-деформованого стану комбінованого масиву при видобутку залізної руди підземним способом, особливо при застосуванні систем розробки з закладкою виробленого простору, потрібні комп'ютери значної потужності.

На сьогодні існує значна кількість математичних методів та комп'ютерних програм, користуючись якими можна розрахувати і змодельовати розподіл напружень та визначити деформації в гірському масиві навколо виробленого очисного простору [1–12].

В першу чергу можна рекомендувати класичне моделювання методом фотопружності. Цей метод є класичним і досить широко розповсюдженим в гірничій справі.

Не менш актуальним є один із найбільш розповсюджених розрахункових методів, а саме метод кінцевих елементів (МКЕ). Існує також значна кількість інших математичних методів [13,14,16–23,25,29–34] .

У загальному вигляді сутність аналітичних методів полягає в тому, що в умовах, коли напруження в окремих ділянках перевищують допустимі, гірський масив починає руйнуватися.

Розглянемо фізичну картину зміни напружено-деформованого стану масиву. Так згідно теорії рівноваги відзначається, що гірський масив, в якому порушено базовий стан рівноваги, буде намагатися поступово набувати нового стану (принцип Ле Шательє-Брауна). А час, за який система порушеного комбінованого масиву знову прийде в стан рівноваги, називають часом релаксації.

Безумовно, що зі збільшенням площі оголення і глибини гірничих робіт для масиву будь-якої міцності час стійкого стану оголень зменшується, а швидкість виділення потенційної енергії пружних деформацій зростає. В той же час, швидкістю протікання кінетичних процесів можна управляти в досить широких межах, застосовуючи різні технологічні заходи і прийоми.

Отже зміна розмірів оголень очисних камер, їх форм, орієнтації відносно простягання рудних покладів, використання штучних закладних масивів та інших технологічних заходів дозволить керувати напружено-деформованим станом комбінованого масиву в досить широких межах.

2.2. Методика дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву математичними методами

Розвиток комп'ютерних технологій визначив розвиток прикладних комп'ютерних програм, у тому числі для гірничої справи. На сьогоднішній день в гірничих дослідженнях застосовують велику кількість базових прикладних програм, які дозволяють визначати напружено-деформований стан як гомогенного, так і гетерогенного масиву.

До вузько направлених прикладних програм, які застосовуються в гірничій справі, можна віднести такі програмні комплекси, як «SolidWorks», «Ліра», «Ansys», «GTSNX», «SCAD» і ряд інших. Дані програми дозволяють досліджувати напружено-

деформований стан масиву, який може бути як у безперервно-пружному, так і в пружно-пластичному стані.

Безумовно, кожна з представлених прикладних програм має ряд обмежень, значних переваг а іноді і непереборних недоліків.

Так, наприклад, програмний комплекс «Ansys» виконує розрахунки з обмеженою кількістю розрахункових елементів.

Програмний комплекс «SolidWorks» вирішує виключно об'ємні завдання з обмеженою кількістю розрахункових рівнянь (не більше 10 млн. шт.).

Прикладна програма «Ліра» вимагає ручного вибору форми досліджуваного елемента або масиву.

«GTSNX» і «SCAD» призначені, як правило, для вирішення задач в промисловому та цивільному будівництві. Однак вони є доволі універсальними і часто використовуються для вирішення завдань в гірничій справі. При цьому необхідно вводити додаткові значення, які можна визначити тільки дослідно-промисловими або лабораторними дослідженнями.

Для вирішення завдань, пов'язаних з визначенням напружено-деформованого стану комбінованого гірського масиву, визначення поля напружень та розрахунку деформацій навколо виробленого простору та на денній поверхні, можна виділити такі програмні комплекси як «SolidWorks», «Ліра» та «Ansys».

У представленій роботі розрахунок напружень і деформацій виконувався за допомогою прикладної програми «ANSYS» [10,15,24,26–28, 30,31].

Враховуючи технології, які досліджуються в роботі, фізико-механічні властивості комбінованого гірського масиву будуть включати масиви з різними вихідними даними.

В табл. 2.1 представлені вихідні фізико-механічні властивості руди, гірської породи і матеріалу закладки при розрахунку напружень і деформацій за допомогою програми «ANSYS 2021».

Таблиця 2.1. Фізико-механічні властивості руди, гірської породи і матеріалу закладки

Параметр	Од. виміру	Руда				Порода	Обвалені породи	Твердіюча закладка
		1Р $f=4$	2Р $f=5$	3Р $f=6$	4Р $f=7$	П $f=5-7$		
Модуль Юнга	МПа	22000	25000	28000	32000	33000	5000	15000
Питома вага	кг/м ³	3700	3650	3600	3500	2900	2400	2000
Межа міцності на стиснення	МПа	40	50	60	70	55	5	45
Межа міцності на розтягнення	МПа	3	4	5	6	5,5	0,3	4
Коефіцієнт Пуассона	—	0,30	0,28	0,26	0,25	0,24	0,25	0,15

Як було зазначено вище, головною вимогою до технологій підземного видобутку корисних копалин в межах міст та промислового передмістя є збереження непорушеної денної поверхні. Таким вимогам відповідають технології камерного виймання корисних копалин з наступною закладкою відпрацьованих камер закладними сумішами.

Ідеальними варіантами таких технологій є технології, які передбачають використання в якості закладних сумішей відходів гірничо-металургійного виробництва.

В той же час, на сьогоднішній день перехід на технології з закладкою виробленого простору потребує додаткових досліджень.

По перше, в умовах, коли вищерозташовані горизонти відпрацьовувалися іншими технологіями, наприклад, з обваленням руди та вміщуючих порід, або варіантами камерних систем розробки з наступним обваленням міжкамерних та міжповерхових ціликів, необхідно впровадити «перехідну технологію».

Такою технологією може бути камерна система розробки з формуванням рудного міжповерхового цілика, під прикриттям якого відпрацьовують запаси очисної камери нижче розташованого горизонту, який відпрацьовують класичними варіантами без закладки.

Після повного відпрацювання камерного запасу очисний простір заповнюють твердіючою закладкою.

Після набору твердіючою закладкою нормативної міцності штучний масив твердіючої закладки буде виконувати функцію штучного цілика (стелини) при відпрацюванні нижньої камери.

Таким чином, сформований штучний цілик буде виконувати функцію запобіжного цілика. Цей запобіжний цілик буде відокремлювати існуючу традиційну технологію на вищерозташованих горизонтах від запропонованої технології з закладкою виробленого простору, яку рекомендовано використовувати для відпрацювання нижніх горизонтів.

Крім того, запобіжний штучний цілик захищає нижній поверх та дозволяє використовувати на нижніх горизонтах технології відпрацювання покладів з наступною утилізацією у виробленому просторі відходів гірничо-металургійного виробництва.

Для підтвердження можливості використання перехідних технологій були виконані відповідні аналітичні дослідження. Безумовно, перехідна технологія є найбільш складною в аналітичних дослідженнях, так як включає в себе багатофакторний експеримент з різними за своїми властивостями масивами. Це непорушений гірський масив залізної руди, закладний масив штучної стелини, а також масив налягаючих обвалених пустих порід.

Відповідно до запропонованої технології нами побудована розрахункова схема, яка включає в себе основні складові перехідної технології.

Основними елементами є відпрацьована камера, міжповерховий штучний цілик (стелина) та налягаючі обвалені пусті породи.

Крім того, у подальшому запропонована технологія може передбачати заповнення відпрацьованих камер відходами гірничо-металургійного виробництва. Такі закладні суміші будуть мати різні фізико-механічні властивості.

Безумовно, одним з головних етапів розрахунку напружено-деформованого стану гірського масиву методом кінцевих елементів є побудова початкової сітки кінцевих елементів, яка відповідає перехідній технології.

Як відомо, в існуючих програмних комплексах застосовують два основні методи: побудова довільній сітки і побудова впорядкованої сітки. Точність розрахунку за допомогою метода кінцевих елементів залежить від правильного вибору типів і розмірів кінцевих елементів.

Встановлено, що практика розрахунків із застосуванням метода кінцевих елементів рекомендує використовувати упорядковану сітку, яка за результатами є краще довільної. Крім того, сітка трикутних елементів з проміжними вузлами має точність, близьку до сітки прямокутних елементів з чотирма вузлами.

Враховуючи, що апроксимація зсувів кубічним поліномом (елемент третього порядку) не вимагає дрібної сітки, було прийнято рішення використовувати розмір кінцевого елемента 2 м.

Аналіз використання методу кінцевих елементів дає змогу стверджувати, що дрібна сітка потрібна там, де очікується великий градієнт деформацій або напружень.

В той же час велика сітка може застосовуватися в зонах з мало змінними відносними деформаціями або напруженнями, а також в областях, які не становлять особливого інтересу для розрахунку. Крім того, точність результатів розрахунків зменшується, якщо істотно розрізняються розміри сусідніх елементів поблизу концентратора напружень.

Встановлено, що у нашому випадку для побудови епюр напружень і деформацій методом кінцевих елементів дослідницьку модель доцільно розбити на чотирикутні кінцеві елементи (рис. 2.1).

На рис. 2.1 представлена дослідницька модель з чотирикутною сіткою кінцевих елементів. Розміри вихідної розрахункової моделі є адекватними розмірам ділянки досліджуваного гірського масиву.

В подальшому, для отримання обґрунтованої картини напружено-деформованого стану масиву, в роботі розраховувалися напруження та деформації як гірського, так і штучного масивів. Розрахункова модель мала вигляд епюр з ізолініями головних напружень і деформацій та їх числовими значеннями.

Для візуального визначення напружень всі ізолінії мали певне значення напружень в МПа, а також відповідали певній колірній шкалі.

В табл. 2.2 представлено значення тиску обвалених порід на масив P_1 , P_2 , P_3 , P_4 для різної глибини очисних робіт, відповідно 1450, 1750, 2000 та 2250м.

Таблиця 2.2. Тиск обвалених порід на масив

Параметр	Од. виміру	P_1	P_2	P_3	P_4
Тиск обвалених порід на масив вертикальний/бічний	МПа	8,5/3,0	10,0/3,5	11,7/4,1	13,2/4,7

Нижче представлено вихідну розрахункову модель «перехідної технології», яка служила в подальшому для розрахунку поля напружень та деформацій перехідного етапу.

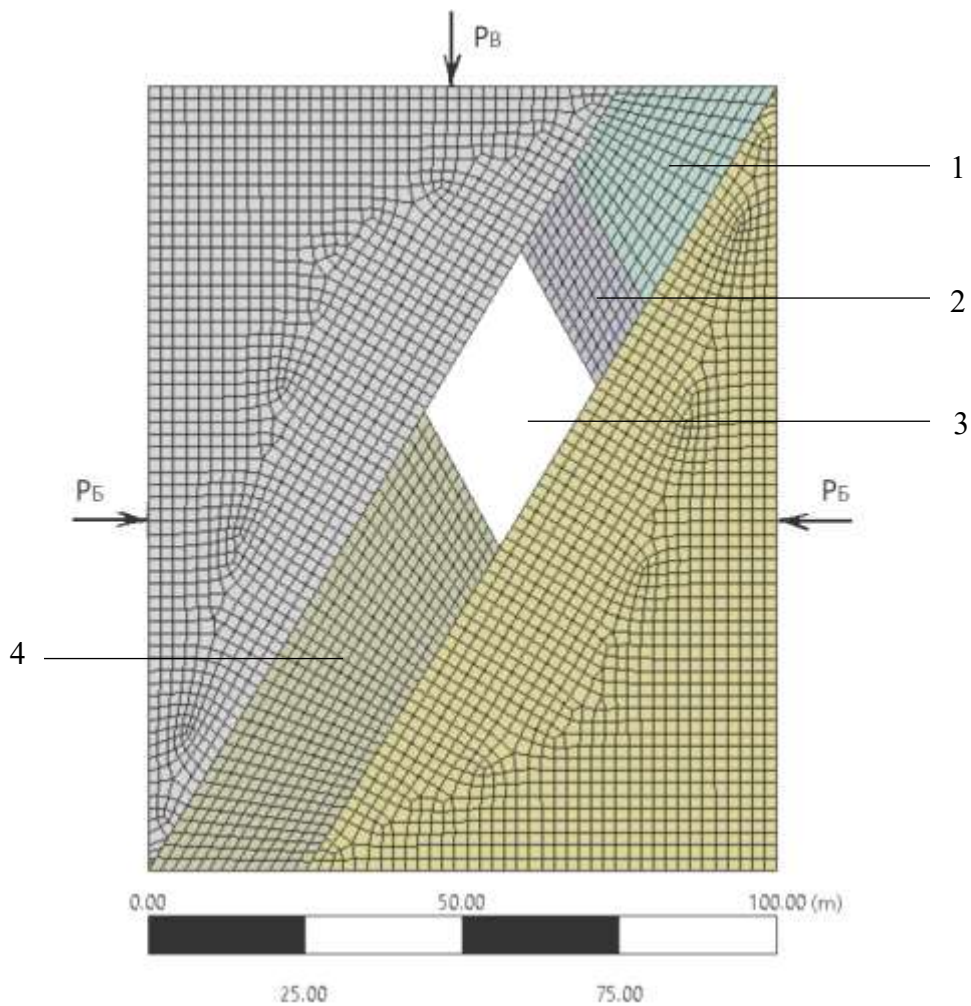


Рис. 2.1. Вихідна розрахункова модель «перехідної технології»: 1 – пусті породи відпрацьованого верхнього горизонту, 2 – тимчасовий запобіжний рудний цілик, 3 – очисна камера «перехідної технології», 4 – рудний поклад

Розмір кінцевого елемента складає 2 м. Значення напружень на ізолініях вказано у МПа, а деформації - у мм.

Вихідна розрахункова модель «перехідної технології» відповідає першому, головному етапу запропонованого переходу на подальше відпрацювання родовища ресурсозберігаючими технологіями з закладкою виробленого простору, у тому числі і відходами гірничо-металургійного виробництва.

Цей етап полягає у формуванні тимчасового запобіжного рудного цілика 2, який захищає нижній поверх (підповерх) від проникнення обвалених пустих порід 1 з вище розташованого горизонту.

Згідно запропонованій «перехідній технології» наступним етапом є відпрацювання камерного запасу 3 нижнього поверху (підповерху) стандартними камерними системами розробки під прикриттям тимчасового запобіжного рудного цілика.

На рис. 2.2 представлено розрахункову схему «перехідної технології» під прикриттям тимчасового запобіжного рудного цілика з результатами розрахунків у вигляді ізоліній максимальних напружень σ_1 .

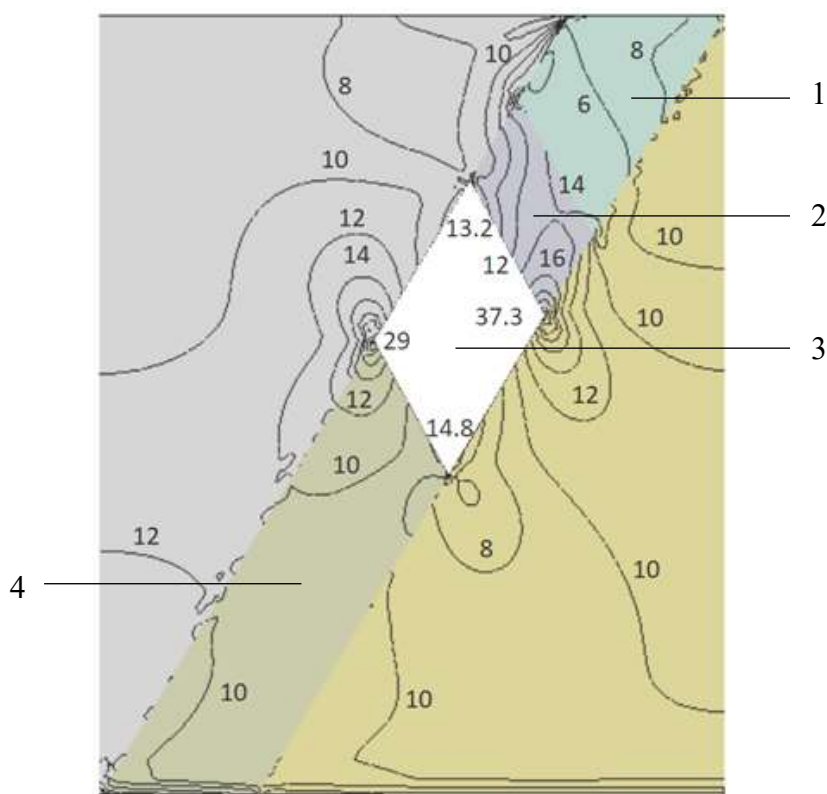


Рис. 2.2. Ізолінії головних напружень σ_I в стеліні тимчасового запобіжного рудного цілика для гірського масиву міцністю $f = 4$ (1Р) та глибини очисних робіт 1450м (Р1):

- 1 – пусті породи відпрацьованого
 верхнього горизонту, 2 – рудний запобіжний цілик-стелина,
 3 – очисна камера «перехідної технології»,
 4 – рудний поклад

Максимальні напруження σ_I представлені цифровими значеннями у МПа для руди міцністю $f = 4$ та тиску обвалених порід на штучний запобіжний цілик-стелину для глибини очисних робіт 1450м (Р1).

Далі, згідно запропонованій «перехідній технології», вироблений простір заповнюють твердіючою закладкою. Нормативна міцність твердіючої закладки повинна забезпечувати у подальшому стійкість оголення сформованого штучного масиву для безпечного відпрацювання нижче розташованої очисної камери.

Таким чином, після набору твердіючою закладкою нормативної міцності штучний масив твердіючої закладки буде виконувати функцію запобіжного штучного цілика (стелини) при відпрацюванні нижньої очисної камери.

Отже, на нижніх горизонтах функцію запобіжного цілика буде виконувати сформований штучний цілик твердіючої закладки. Цей запобіжний цілик буде відокремлювати існуючу традиційну технологію на вище розташованих горизонтах від запропонованої технології з закладкою виробленого простору, яку рекомендовано використовувати для відпрацювання нижніх горизонтів.

Крім того, запобіжний штучний цілик захищає нижній поверх та дозволяє використовувати на нижніх горизонтах технології відпрацювання покладів з наступною утилізацією у виробленому просторі відходів гірничо-металургійного виробництва.

Таким чином можна вважати, що саме перший етап є головним етапом «перехідної технології», який дозволяє здійснювати у подальшому відпрацювання родовища ресурсозберігаючими, екологічно безпечними технологіями з закладкою виробленого простору, у тому числі і відходами гірничо-металургійного виробництва.

На рис. 2.3 представлена розрахункова схема другої черги відпрацювання нижньої очисної камери під прикриттям штучного запобіжного цілика-стелини, сформованого згідно розробленої «перехідної технології».

Верхній горизонт відпрацьовано та заповнено штучною твердіючою закладкою. Поверх штучної твердіючої закладки розташовані обвалені пусті породи, які утворилися при відпрацюванні вище розташованих горизонтів класичними технологіями з підповерховим обваленням налягаючих порід.

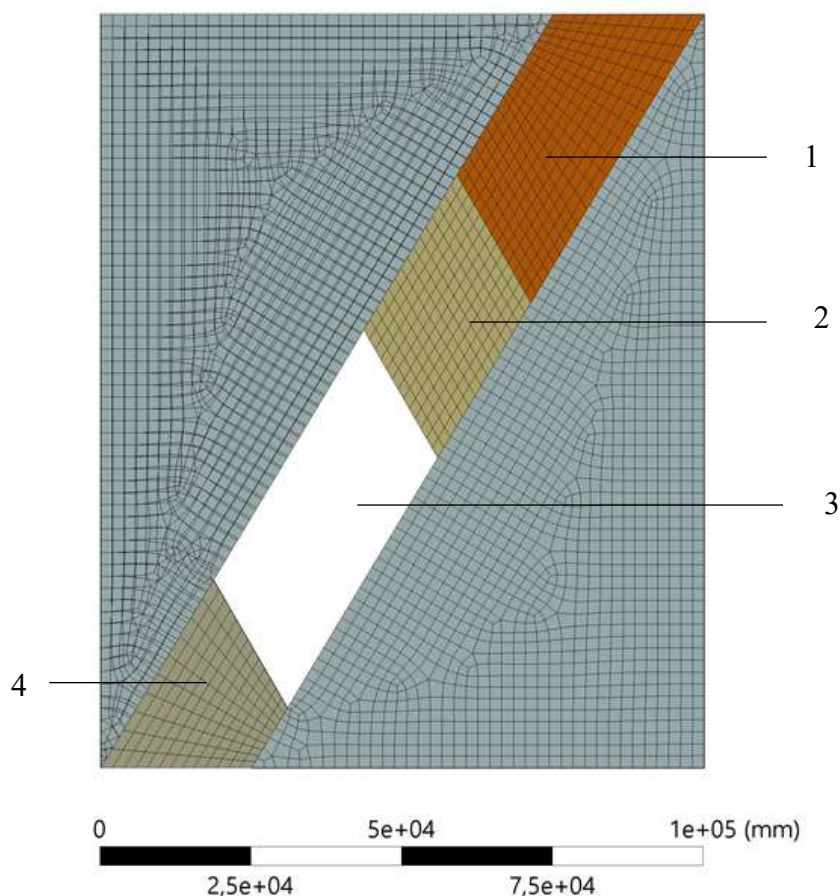


Рис. 2.3. Розрахункова схема другої черги відпрацювання нижньої очисної камери під прикриттям штучного запобіжного цілика-стелини: 1 – пусті породи відпрацьованого верхнього горизонту, 2 – штучний запобіжний цілик-стелина, 3 – очисна камера нижнього горизонту, 4 – рудний поклад

На рис. 2.4 представлено розрахункову схему другої черги відпрацювання нижньої очисної камери під прикриттям штучного запобіжного цілика-стелини з результатами розрахунків у вигляді ізоліній максимальних напружень σ_I та їх цифрових значень у МПа для руди міцністю $f = 4$ (1Р) та тиску обвалених порід на штучний запобіжний цілик-стелину для глибини очисних робіт 1450м (P_1).

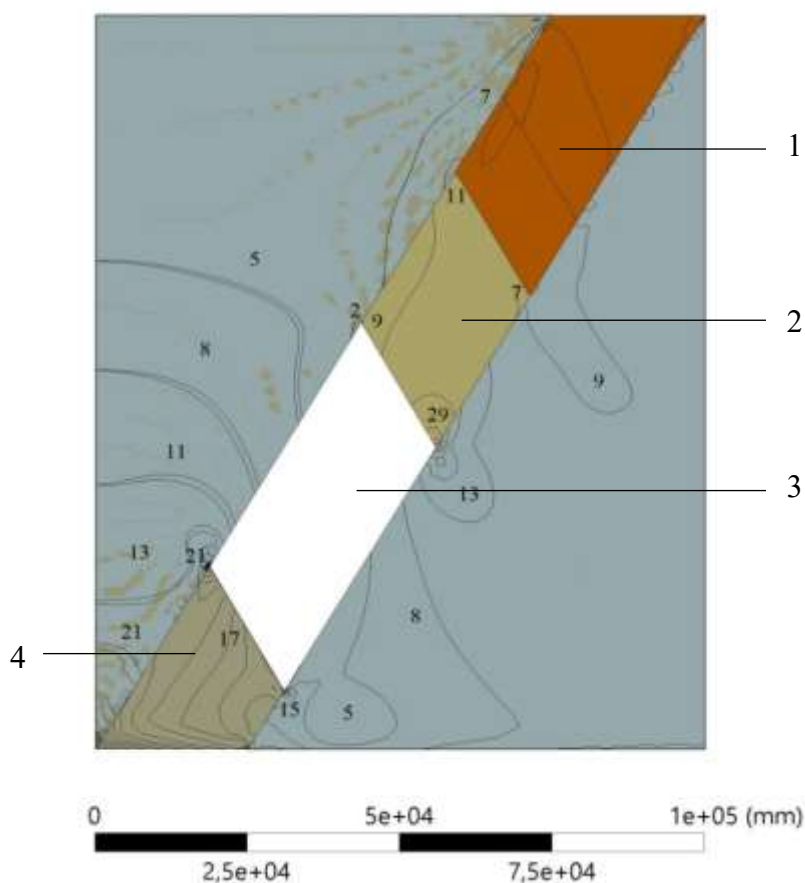


Рис. 2.4. Ізолінії головних напружень σ_I в стелині штучного запобіжного цілика для гірського масиву міцністю $f=4$ (1Р) та глибині «перехідної технології» покладу

1450м (Р₁): 1 – пусті породи відпрацьованого верхнього горизонту, 2 – штучний запобіжний цілик-стелина, 3 – очисна камера нижнього горизонту, 4 – рудний поклад

Для отримання повної картини напружено-деформованого стану комбінованого масиву при переході на нові запропоновані технології з закладкою виробленого простору виконані дослідження третього етапу відпрацювання покладів наступного нижче розташованого горизонту.

На рис. 2.5 представлена розрахункова схема третьої черги відпрацювання нижче розташованої очисної камери під прикриттям штучного запобіжного цілика-стелини, сформованого згідно розробленої «перехідної технології».

На цьому етапі поверх очисної камери третьої черги розташована потужна штучна стелина, яка сформована шляхом заповнення камери «перехідної технології» та нижньої по падінню очисної камери твердіючою закладною сумішшю.

Поверх штучної твердіючої закладки розташовані обвалені пусті породи, які утворилися при відпрацюванні вище розташованих горизонтів класичними технологіями з обваленням налягаючих порід.

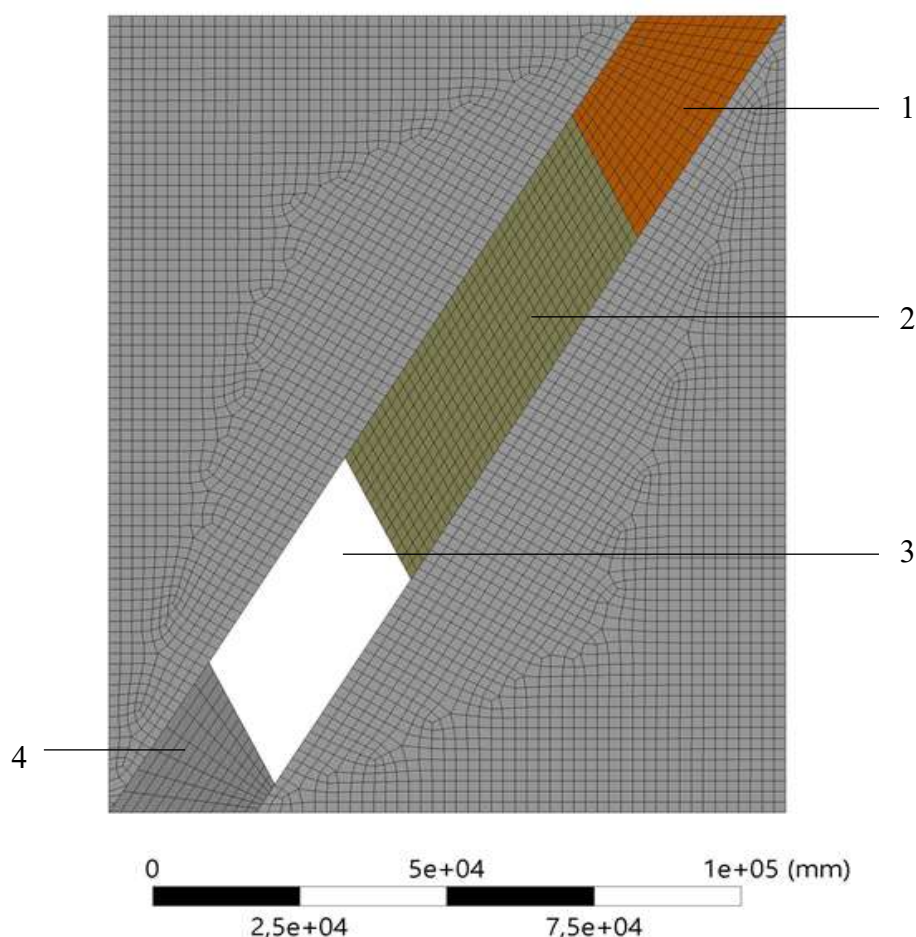


Рис. 2.5. Розрахункова схема третьої черги відпрацювання нижче розташованої очисної камери під прикриттям штучного цілика-стелини: 1 – пусті породи відпрацьованого верхнього горизонту, 2 – штучний запобіжний цілик-стелина, 3 – очисна камера нижнього горизонту, 4 – рудний поклад

На рис. 2.6 представлено розрахункову схему третьої черги відпрацювання нижньої очисної камери під прикриттям штучного запобіжного цілика-стелини з результатами розрахунків у вигляді ізоліній максимальних напружень σ_I та їх

цифрових значень у МПа при відпрацьованих очисних камер нижнього горизонту, МПа, (руда 1Р, тиск P_1).

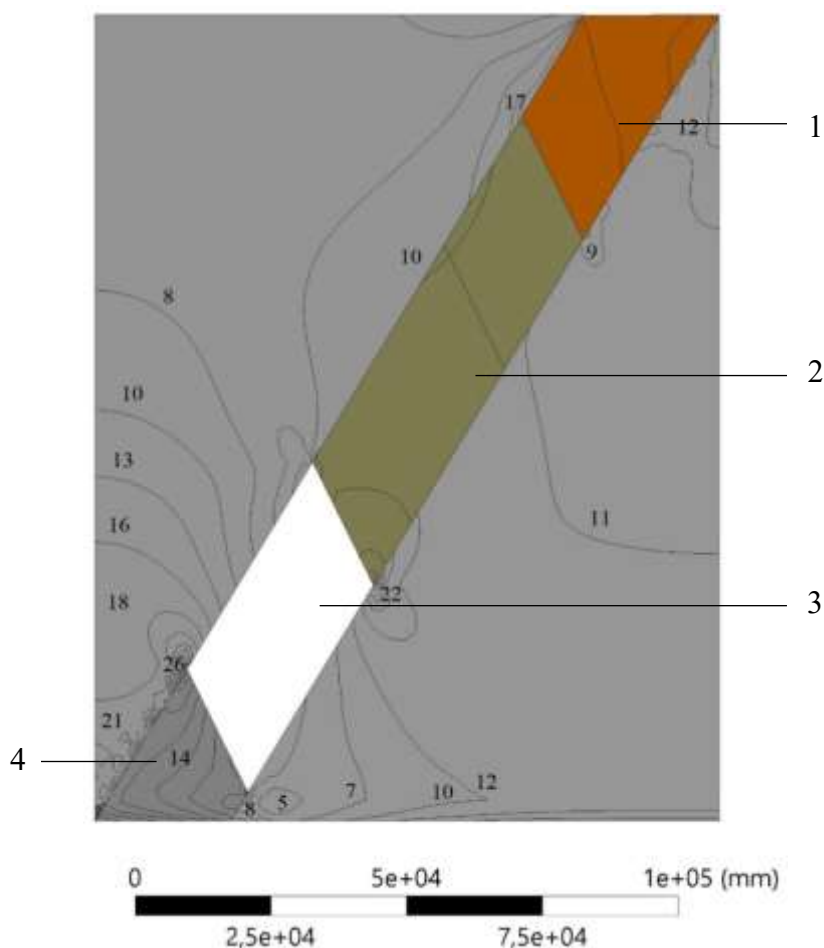


Рис. 2.6. Ізолінії максимальних напружень σ_1 при відпрацьованих очисних камер нижнього горизонту, МПа, (руда 1Р, тиск P_1): 1 – пусті породи відпрацьованого верхнього горизонту, 2 – штучний запобіжний цілик-стелина, 3 – очисна камера нижнього горизонту, 4 – рудний поклад

Представлена розрахункова модель досліджена з метою отримання загальної картини напружено-деформованого стану ділянки родовища з метою прогнозування поведінки комбінованого масиву при відпрацюванні покладу на декілька горизонтів.

Для отримання високонасиченої візуалізації отриманих результатів, моделювання ізолінії максимальних напружень доцільно виводити у вигляді градієнтної кольорової діаграми.

На рис. 2.7 представлені ізолінії максимальних напружень у вигляді градієнтної кольорової діаграми комбінованого масиву при відпрацюванні очисних камер нижнього горизонту.

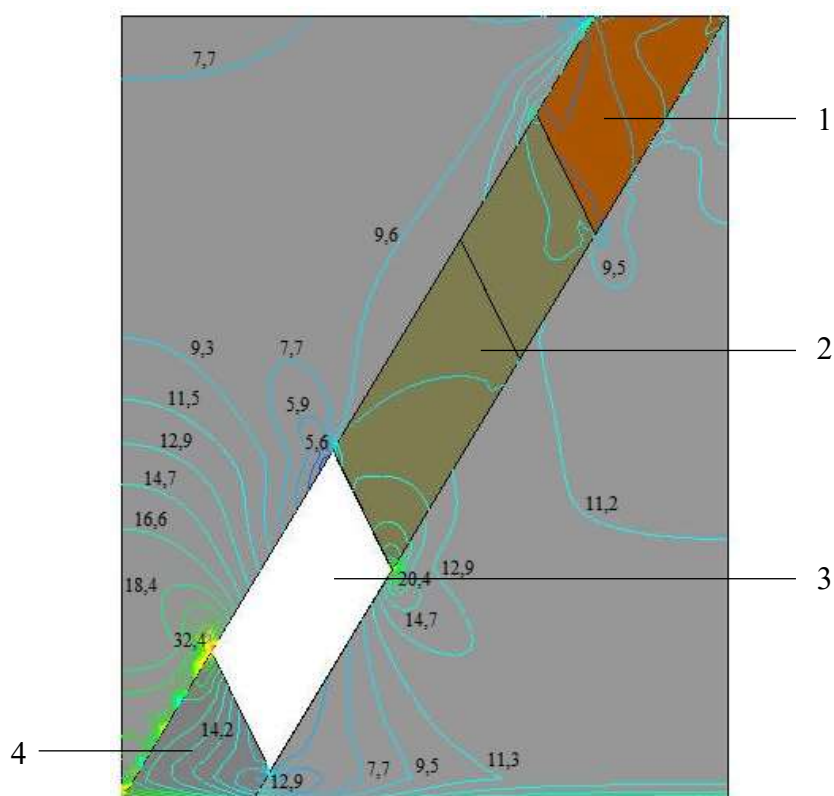


Рис. 2.7. Ізолінії максимальних напружень σ_1 у вигляді градієнтної кольорової діаграми в комбінованому масиві при відпрацюваннях очисних камер нижнього горизонту, МПа, (руда 1Р, тиск P_2):

- 1 – пусті породи відпрацьованого верхнього горизонту,
- 2 – штучний запобіжний цілик-стелина,
- 3 – очисна камера нижнього горизонту,
- 4 – рудний поклад

З наведених рисунків видно, що загальна картина розподілу поля напружень є класичною: найбільшої абсолютної величини максимальні напруження досягають поблизу кутів утвореної очисної камери у вміщуючих породах гірського масиву.

В той же час, значно нижчою є концентрація максимальних напружень в кутах вище розташованої камери, яка заповнена штучною твердіючою закладкою. Це пояснюється значно нижчими пружними характеристиками штучного масиву твердіючої закладки у порівнянні з монолітним гірським масивом вміщуючих порід.

Спостерігається також невелика концентрація напружень в гірських породах в кутах на днищі нижче розташованої відпрацьованої камери.

В той же час поява значних максимальних напружень σ_1 в кутах камери пояснюється дією стискуючих напружень.

З віддаленням вглиб гірського масиву напруження σ_1 зменшуються, а їх характер розподілу стає більш рівномірним.

Встановлено, що концентрація максимальних напружень σ_1 спостерігається у верхніх і нижніх кутах незакладених камер, а також відповідно в штучному масиві закладки та масиві гірських порід висячого боку камери.

Наголошено, що доволі часто на бічних оголеннях очисної камери в центральній частині бічної твірної з'являються розтягуючі напруження σ_3 , які, при перевищенні граничних величин можуть бути доволі небезпечними.

Напруження σ_1 в цьому випадку зменшуються від границі камери вглиб гірського масиву.

Виконані дослідження дозволяють стверджувати, що в залежності від розрахункової стійкості очисних камер діючі максимальні напруження σ_1 мають різний ефект на стійкість оголень комбінованого масиву. Так при величинах, далеких від критичних, максимальні напруження σ_1 не можуть викликати руйнування масиву.

У протилежному випадку, під дією гірського тиску бокові поверхні і покрівля очисної камери можуть трансформуватися і набувати опуклу форму. В цьому випадку в них з'являються розтягуючі напруження σ_3 , які можуть послабити як стелину, так і бічні поверхні очисної камери. Цей висновок стосується як природнього гірського, так і штучного твердіючого масиву.

Результати досліджень дозволили встановити, що при величинах головних напружень, близьких до критичних значень, діючі напруження можуть викликати руйнування стелин, або міжкамерних ціликів. Безумовно, руйнування одного з елементів може викликати подальше руйнування навколишнього масиву.

Наприклад, максимальні стискуючі напруження в нижньому куті в породах висячого боку незакладених камер (рис. 2.6) становлять більше 26 МПа при межі міцності гірських порід на стиснення в 50 МПа. Відповідно, їх величина складає більше 50 % від критичних значень стійкості порід висячого боку.

В той же час, максимальні стискуючі напруження у верхньому куті очисної камери в масиві твердіючої закладки становлять більше 20 МПа при межі міцності закладки на стиснення в 45 МПа. Таким чином їх величина складає близько 45 % від критичних значень стійкості відповідно порід висячого боку та закладки.

Аналіз визначених напружень дозволяє визначити, що для короткострокової стійкості оголень очисних камер до початку закладних робіт такі максимальні напруження є допустимими. В той же час для довгострокового зберігання камер з відкритим очисним простором такі оголення є проблемними.

Для отримання повної картини напружено-деформованого стану комбінованого масиву виконано дослідження деформацій, що з'явилися в результаті дії гірського тиску на комбінований масив. Так, наприклад, на рис.2.8 наведено значення максимальних деформацій складно-структурного масиву гірських порід та штучного масиву для досліджуваної ділянки родовища.

Аналіз характеру деформацій комбінованого масиву дозволяє стверджувати наступне.

Застосування твердіючої закладки для заповнення вище розташованої відпрацьованої камери практично стабілізувало просідання порід у висячому боці покладу (60,512 мм проти 60,359 мм).

Виконані дослідження просідання масиву налягаючих обвалених пустих порід, які розташовані над штучним масивом твердіючої закладки, дозволили визначити значно більшу величину просідання (74,523 мм проти 60,512 мм) безпосередньо над відпрацьованою камерою, заповненою твердіючою штучною закладкою.

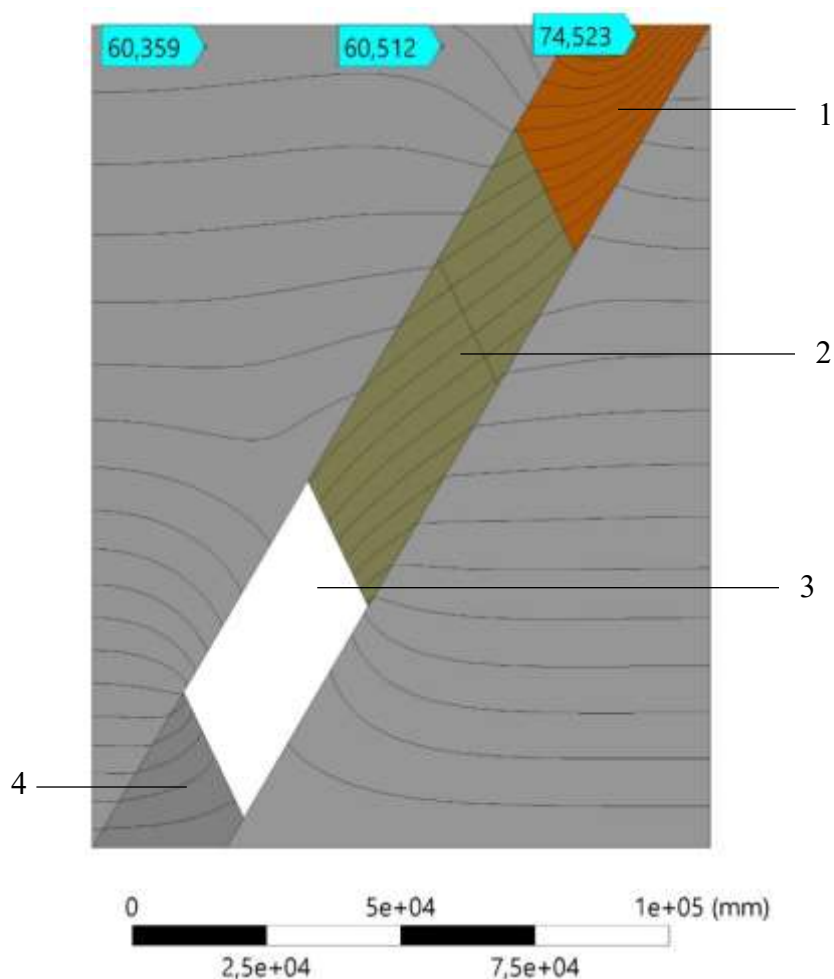


Рис. 2.8. Ізолінії деформацій комбінованого масиву при відпрацьованих очисних камерах нижнього горизонту із зазначеними величинами деформацій в контрольних точках, мм, (руда 1Р, тиск P_1):

- 1 – пусті породи відпрацьованого верхнього горизонту,
- 2 – штучний запобіжний цілик-стелина, 3 – очисна камера нижнього горизонту, 4 – рудний поклад

Аналіз отриманих результатів дає можливість стверджувати, що застосована в даній роботі аналітична методика моделювання відповідає загальній картині розподілу напружень у комбінованому масиві і може бути використана для подальших досліджень геодинамічного стану гірського масиву аналітичними методами.

Враховуючи багатогранність можливостей, які надає програмний комплекс «ANSYS 2021», виконаємо візуалізацію отриманих результатів моделювання з епюрами деформацій у вигляді градієнтної кольорової діаграми.

На рис. 2.9 представлені розраховані та візуалізовані епюри деформацій комбінованого масиву.

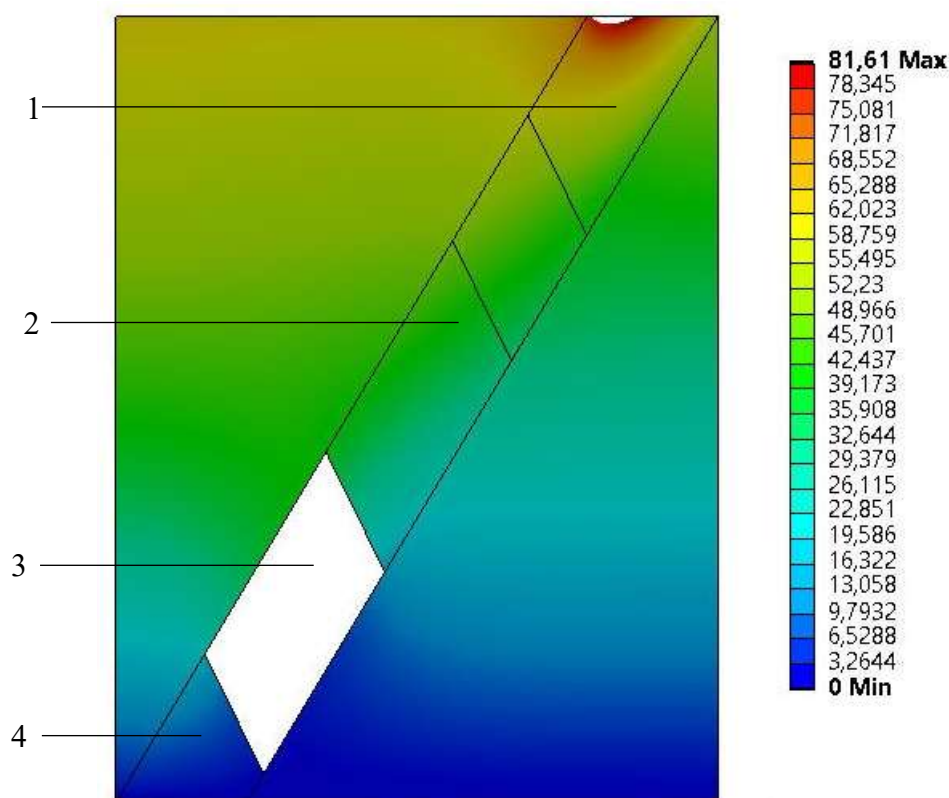


Рис. 2.9. Епюри деформацій у вигляді градієнтної кольорової діаграми складно-структурного масиву при відпрацьованих очисних камерах нижнього горизонту,

(руда 1Р, тиск P_1): 1 – пусті породи

відпрацьованого верхнього горизонту, 2 – штучний

запобіжний цілик-стелина, 3 – очисна камера

нижнього горизонту, 4 – рудний поклад

Епюри представлені у вигляді градієнтної кольорової діаграми досліджуваного масиву при відпрацьованих очисних камер нижнього горизонту.

Така градієнтна кольорова діаграма дає змогу візуально визначати величину деформацій комбінованого масиву у різних його частинах.

2.3. Висновки

Виконані дослідження дозволили зробити наступні висновки:

1. Встановлено, що головною вимогою до технологій підземного видобутку корисних копалин в межах міст та промислового передмістя, є збереження непорушеної денної поверхні. Таким вимогам відповідають технології камерного виймання корисних копалин з наступною закладкою відпрацьованих камер закладними сумішами.

2. Доведено, що в умовах, коли вищерозташовані горизонти відпрацьовуються технологіями з підповерховим обваленням руди та вміщуючих порід, або варіантами камерних систем розробки з наступним обваленням міжкамерних та міжповерхових ціликів, необхідно впровадити «перехідну технологію».

3. Запропоновано варіант «перехідної технології», при якій у першу чергу відробляється очисна камера під прикриттям рудного міжповерхового цілика. Після відпрацювання камерного запасу очисний простір заповнюють твердіючою закладкою, яка буде виконувати функцію штучного цілика (стелини) при відпрацюванні нижньої камери системами розробки з закладкою виробленого простору.

4. Доведено, що саме перший етап є головним етапом «перехідної технології», який дозволяє здійснювати у подальшому відпрацювання родовища ресурсозберігаючими, екологічно безпечними технологіями з закладкою виробленого простору, у тому числі і відходами гірничо-металургійного виробництва.

5. Розроблено аналітичну дослідницьку модель з чотирикутною сіткою кінцевих елементів. Розміри вихідної розрахункової моделі є адекватними розмірам ділянки досліджуваного гірського масиву.

6. Для отримання обґрунтованої картини напружено-деформованого стану масиву, в роботі розраховувалися напруження та деформації як природнього

гірського, так і штучного масивів. Розрахункова модель мала вигляд епюр з ізолініями головних напружень і деформацій та їх числовими значеннями. Для візуального визначення напружень всі ізолінії мали певне значення напружень в МПа, а також відповідали певній колірній шкалі.

7. В результаті досліджень встановлено, що загальна картина розподілу поля напружень є класичною: найбільшої абсолютної величини максимальні напруження досягають поблизу кутів утвореної очисної камери у вміщуючих породах гірського масиву.

У той же час, значно нижчою є концентрація максимальних напружень в кутах вище розташованої камери, яка заповнена штучною твердіючою закладкою. Це пояснюється значно нижчими пружними характеристиками штучного масиву твердіючої закладки у порівнянні з монолітним гірським масивом вміщуючих порід.

8. Аналіз характеру деформацій комбінованого масиву дозволив стверджувати, що застосування твердіючої закладки для заповнення вище розташованої відпрацьованої камери практично стабілізувало просідання порід в висячому боці покладу (60,512 мм проти 60,359 мм).

В той же час дослідження просідання масиву налягаючих обвалених пустих порід, які розташовані над штучним масивом твердіючої закладки, дозволили визначити значно більшу величину просідання (74,523 мм проти 60,512 мм) безпосередньо над відпрацьованою камерою, заповненою твердіючою штучною закладкою.

9. Таким чином, аналіз отриманих результатів дає можливість стверджувати, що застосована в даній роботі аналітична методика моделювання методом кінцевих елементів дозволяє отримати коректні результати і відповідає загальній картині розподілу напружень в комбінованому масиві, отже може бути використана для подальших досліджень геодинамічного стану гірського масиву аналітичними методами.

2.4. Список використаних джерел до 2 розділу

1. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В. (2017). Моделювання напружено-деформованого стану гірського масиву шахти «Гігант-Глибока» при застосуванні технології з твердіючою закладкою. Геотехнічна механіка: міжвідомчий збірник наукових праць. Дніпропетровськ, №135, С. 229–238.
2. Stupnik M., Kalinichenko V., Pysmennyi S., Kalinichenko O., Fedko M. (2016). Method of simulating rock mass stability in laboratory conditions using equivalent materials. Mining of Mineral Deposits, National Mining University, Vol. 10. Issue 3, P. 47–52.
3. Калініченко В.О., Письмений С.В., Бровко Д.В., Калініченко О.В. (2018). Моделювання стійкості штучних споруд при розробці залізних руд. Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. Кривий Ріг, №103, С.39–44.
4. Калініченко О.В. (2018). Фізичне моделювання стійкості масиву при формуванні та підтримці підземних гірських виробок. Вісник КНУ. Зб. наук. праць. Кривий Ріг, №47, С. 97–102.
5. Калініченко О.В. (2018). Методика та порядок виконання експериментальних досліджень на моделях з еквівалентних матеріалів. Вісник НУВГП. Рівне, №3, С. 93-100
6. Скіпочка С.І. (2000). Фізико-технічні основи механоелектричного методу контролю властивостей і діагностики напружено-деформованого стану масиву гірських порід: дис. доктора техн. наук: 05.15.11. Дніпропетровськ, 307 с.
7. Маланчук З.Р., Ступнік М.І., Федько М.Б. [та ін.] (2018). Дослідження стійкості оголень камерних систем розробки при відпрацюванні складноструктурних покладів залізних руд Криворізького басейну. Вісник НУВГП, №3, С.162-175.
8. Гавриленко Ю.Н. (1995). Исследования факторов, влияющих на деформацию земной поверхности при подработке разрывных нарушений пластами. Горно-металлургические проблемы Донбасса, С. 91–100.
9. Гавриленко Ю.Н. (1997). Математическое моделирование сдвижения горных пород и земной поверхности в слоистом массиве методом конечных элементов. Известия Донецкого горного института, №1, С.87–93.

10. Stupnik N., Kalinichenko V., Kalinichenko E., Muzika I., Fed'ko M., Pis'menniy S. (2015). The research of strain-stress state of magnetite quartzite deposit massif in the condition of mine "Gigant-Gliboka" of central iron ore enrichment works (CGOK). Metallurgical and mining industry, №7, P. 377–382.

11. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В. (2015). Дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву покладу магнетитових кварцитів в умовах шахти «Гігант-Глибока» ПАТ «ЦГЗК». Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost', №5, С. 85–88.

12. Николашин Ю.М., Корчагин Н.В., Палий Д.С. (2009). Применение иммитационного моделирования поверхностей скольжения в откосах для интерпретации инструментальных наблюдений за оползневыми деформациями отвалов. Вісник КТУ. Зб. наук. праць. Кривий Ріг, №23, С. 21–24.

13. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Федько М.Б., Калініченко О.В. [та ін.] (2017). Удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт з урахуванням напружено-деформованого стану масиву при його обваленні на похиле оголення. Гірничий вісник: наук.-техн. збірник. Кривий Ріг, №102, С. 47-53.

14. Контрольні спостереження за розвитком процесів зсуву поверхні і станом об'єктів при підземній розробці залізної руди, що охороняються, шахтами ВАТ «Суша Балка» в 2010 році» (2010). Звіт по НДР. Кривий Ріг: НДМЛ, 21 с.

15. Калиниченко В.А. (2008). Развитие научных основ рационального использования сырьевой базы Кривбасса при включении в разработку потерянных руд и магнетитовых кварцитов: дис. доктора техн. наук : 05.15.02 / В.А. Кривой Рог, 332 с.

16. Talobre J.A. (1967). La mécanique des roches. Paris: Dunod, 443 p.

17. Стренг Г., Фикс Дж. (1977). Теория метода конечных элементов. Мир, 349 с.

18. Parisean W.G. (june 1987). Estimution of support load refuirements of underground mine openings by computer simulation of mining sequence. Truns. foc. MiningEng. AJME, Vol. 262, №2, P. 100–109.

19. Хикс Ч. (1967). Основные принципы планирования эксперимента: Пер. с англ. М.: Мир, 406 с.

20. / Stupnik M., Kalinichenko O., Fedko M., Hryshchenko M., Kalinichenko V., Chukharev S., Yakovleva S., Pochtarev A. (2022). Study and enhancement of underground mining technologies to prevent earth's surface failures. *Revista Minelor. Mining Revue (MinRv)*. University of Petrosani, Romania. 2022 - Vol 28, № 1, P. 46 – 53.

21. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Письменний С.В., Федько М.Б. (2017). Моделювання напружено-деформованого стану гірського масиву шахти «Гігант-Глибока» при застосуванні технології з твердіючою закладкою. *Геотехнічна механіка: міжвідомчий зб. наук. праць. Дніпро*, №135, С. 229– 238.

22. Ступнік М.І., Федько М.Б., Музыка І.О., Письменний С.В., Калініченко О.В. (2017). Удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт з урахуванням напружено-деформованого стану масиву при його обваленні на похиле оголення. *Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. Кривий Ріг*, №102, С. 84–87.

23. Stupnik M., Kalinichenko V., Pysmennyi S., Fedko M., Kalinichenko O. (2016). Method of simulating rock mass stability in laboratory conditions using equivalent materials. *Mining of Mineral Deposits*, №10(3), P. 46-51.

24. Stupnik M.I., Kalinichenko V.O., Kalinichenko V.O., Muzika I.O. Fed'ko M.B., Pis'menniy S.V. (2015). The research of strain-stress state of magnetite quartzite deposit massif in the condition of mine “Gigant-Gliboka” of central iron ore enrichment works (CGOK). *Metallurgical and mining industry*, №7, P. 377-383.

25. Stupnik M., Kalinichenko V., Kalinichenko O., Muzyka I., Fedko M., Pysmennyi S. (2015). Information technologies as a component of monitoring and control of stress-deformed state of rock mass. *Mining of Mineral Deposits*, №9(2), P. 175-181.

26. Ishchenko O., Novikov L., Ponomarenko Yv., Konoval V., Kinasz R., Ishchenko K. (2024). Blast wave interaction during explosive detonation in a variable cross-sectional charge. *Mining of Mineral Deposits Vol. 18, Issue 2*, P. 60-70.

27. Dolgikh O., Dolgikh L., Kuchnerov I. (Berdiansk, Ukraine, September 7-11, 2020). Research into harmful effect of underground mining operations on the state of buildings and structures located in the displacement area. *E3S Web of Conference, Ukrainian School of Mining Engineering. Berdiansk, Vol. 201. – Article Number 01029*.

28. Маланчук З.Р., Корнієнко В.Я., Чухарєв С.М., Рудика С.М., Кучерук М.О. (2022). Дослідження вібраційно-пневматичних закладних машин в умовах Львівсько-Волинського вугільного басейну. Гірничий Вісник, Криворізький національний університет, Кривий Ріг, №110, с. 79-85

29. Ступнік М.І., Калініченко О.В, Музика І.О., Федько М.Б., Письменний С.В. (19 черв. 2015). Математичне моделювання напружено-деформованого стану гірського масиву навколо очисних камер. Сучасні технології розробки рудних родовищ. Еколого-економічні наслідки діяльності підприємств ГМК: III Міжнародна наук.-техн. конф., тези доп. Кривий Ріг, С. 126–127.

30. Stupnik N.I., Kolosov V.A., Pismenniy S.V., Shepel A.I. (2014). Modeling of stopes in soft ores during ore mining. Metallurgical and mining industry, №3, P. 32-36.

31. Stupnik N.I., Kolosov V.A., Pismenniy S.V., Fedko M.B. (2014). Testing complex-structural magnetite quartzite deposits chamber system design theme. Metallurgical and mining industry, №2, P. 89-93.

32. Калініченко О.В. (2020). Розвиток наукових основ управління напружено-деформованим станом масиву при формуванні підземних виробок: Дис. докт. техн. наук: 05.15.02. - Кривий Ріг, 405с.

РОЗДІЛ 3

ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ КОМБІНОВАНОГО МАСИВУ ПРИ ПЕРЕХОДІ З ТЕХНОЛОГІЙ ПОГАШЕННЯ ВИРОБЛЕНОГО ПРОСТОРУ НА ТЕХНОЛОГІЇ З ЗАКЛАДКОЮ

3.1. Загальні положення

Відомо, що на сьогоднішній день всі шахти Криворізького залізрудного басейну відпрацьовують поклади багатих залізних руд системами розробки з підповерховим обваленням руди та вміщуючих порід, або варіантами камерних систем розробки з наступним відпрацюванням міжкамерних та міжповерхових ціликів.

В загальному вигляді та в кінцевому варіанті за отриманим результатом, ці технології можна кваліфікувати як технології з погашенням виробленого простору шляхом обвалення налягаючих та вміщуючих пустих порід.

Безумовно, що такі технології приводять до деформацій порід вміщуючого гірського масиву. Такі деформації, з часом, виходять на денну поверхню, особливо при відпрацюванні вище розташованих горизонтів [1–6,14,17,23–25].

Вважається, що з глибиною, процес формування на поверхні зон обвалення призупиняється за рахунок розпушення вміщуючих гірських порід, які заповнюють вироблений простір. Але як показали останні дослідження, такий висновок не є коректним [7,8,11,13,18–22,26–28,31].

Зони порушення збільшуються з часом, хоча і досить плавно. Однак використання такої денної поверхні для будь-яких цілей практично неможливо і небезпечно. Збільшуються зони відчуження, погіршується екологічна ситуація [6,9,10,13,25,29,30].

Застосування закладки виробленого простору, на нашу думку, знизить вплив підземної розробки на деформацію гірського масиву і денної поверхні у тому числі [6,15,16,25,30–34].

Але перехід на технології з закладкою потребують додаткових досліджень для встановлення нових закономірностей зміни напружено-деформованого стану

комбінованого масиву, та встановлення нових залежностей зміни напружень і деформацій при формуванні «перехідних технологій».

Саме таким дослідженням і присвячено цей розділ.

3.2. Моделювання видобування багатих залізних руд підземним способом з переходом від технологій з обваленням виробленого простору на підповерхово-камерну систему розробки з закладкою виробленого простору

Таким чином доведено, що застосування запропонованих авторами технологій з закладкою виробленого простору суттєво зменшує вірогідність розвитку провальних процесів на денній поверхні. Зменшуються зони відчуження, підвищується безпека робіт на поверхні в зонах гірничих відводів діючих шахт.

На сьогоднішній день відпрацювання покладів багатих залізних руд в Криворізькому залізорудному басейні здійснюється виключно технологіями з обваленням вміщуючих порід.

Перехід на підповерхово-камерні системи розробки з наступною закладкою виробленого простору твердіючими сумішами призведе до зміни напружено-деформованого стану вже комбінованого масиву, змінить параметри запропонованих технологій та розміри основних конструктивних елементів блоку.

Для дослідження змін напружено-деформованого стану гірського масиву та визначення закономірностей стабілізації геодинамічних процесів та деформацій денної поверхні при видобутку руд в умовах наявності підпрацьованих підземними гірничими роботами територій були виконані відповідні дослідження.

На першому етапі для розрахунків був прийнятий початковий етап переходу від традиційних систем розробки з обваленням налягаючих порід до підповерхово-камерних систем розробки з наступною закладкою виробленого простору, яка отримала назву «перехідна технологія».

Суть «перехідної технології» полягає в наступному.

У першу чергу відпрацьовують верхню частину блоку (верхній підповерх) камерною системою розробки під прикриттям рудної стелини.

На рис. 3.1 представлено результати розрахунку поля напружень гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних підповерхово-камерною системою розробки при міцності руди $f = 4$ (1P) та глибині розробки $H_p = 1450$ м (P_1).

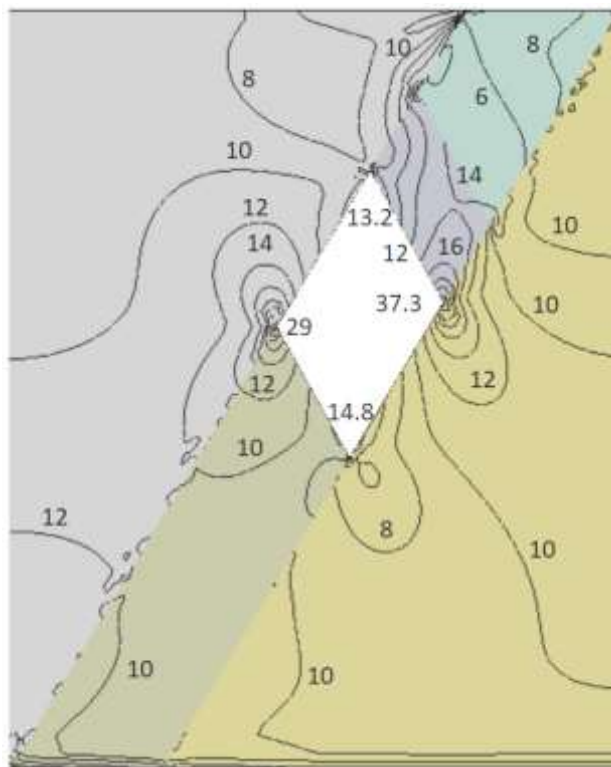


Рис. 3.1. Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда 1P, тиск P_1)

На рис. 3.2 представлено результати розрахунку поля деформацій гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних підповерхово-камерною системою розробки при міцності руди $f = 4$ (1P) та глибині розробки $H_p = 1450$ м (P_1).

Величину деформації визначали на рівні вище розташованого горизонту, що дало змогу враховувати як параметри відпрацьованої нижньої камери, так і глибину розробки родовища.

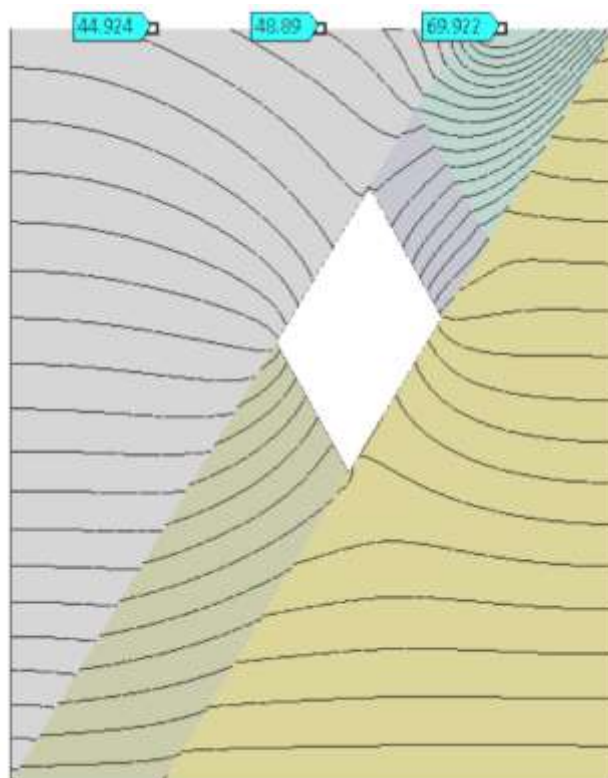


Рис. 3.2. Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних точках масиву (руда 1Р, тиск P_1)

Міцність багатих залізних руд в дослідженнях коливалась у межах $f = 4 - 7$ балів за шкалою проф. М.М. Протод'яконова, глибина розробки складала від 1450м до 2250м.

Значення напружень на ізолініях вказано у МПа, значення деформації гірського масиву – у мм.

Згідно отриманих розрахунків можна визначити, що в центральній частині оголень мають місце понижені стискуючі напруження, а зони концентрації підвищених стискуючих напружень зосереджені навколо кутових зон камер.

На рис. 3.3 представлено результати розрахунку поля напружень гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних підповерхово-камерною системою розробки при міцності руди $f = 4$ (1Р) та глибині розробки $H_p = 1750$ м

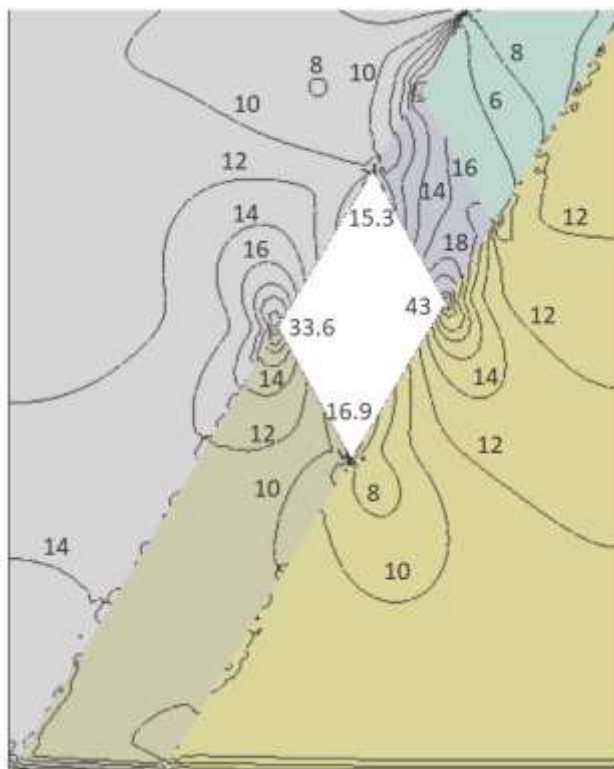


Рис. 3.3. Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда 1P, тиск P_2)

В результаті виконаних досліджень встановлено, що максимальна величина стискуючих напружень має місце у верхній частині камери, в кутах на контакті рудної стелини з породами лежачого боку.

Дещо нижчі значення спостерігаються з протилежного боку камери, на контакті нижньої частини похилого оголення пустих порід висячого боку та верхньої частини похилого оголення рудного масиву.

Встановлено, що зі зниженням глибини розробки величина максимальних напружень збільшується. Так при глибині розробки 1450 м величина максимальних напружень складала 37,3 МПа, в той час як на глибині 1750 м величина максимальних напружень складала вже 43,0 МПа.

На рис. 3.4 представлено результати розрахунку поля деформацій гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних підповерхово-камерною системою розробки при міцності руди $f=4$ (1P) та глибині розробки $H_p = 1750$ м (P_2).

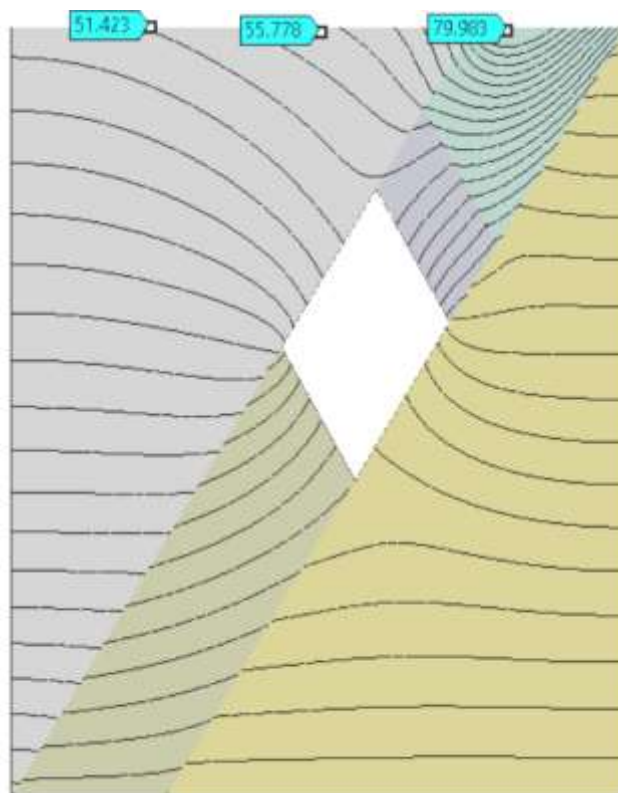


Рис. 3.4. Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних точках масиву (руда 1Р, тиск P_2)

Результати досліджень дають змогу стверджувати, що максимальні деформації мають місце в налягаючих обвалених пустих породах.

Зі зміщенням в породи лежачого боку величина деформацій на глибині $H_p = 1750$ м зменшується з 79,98 мм до 51,42 мм.

Встановлено, що на величину деформацій гірських порід впливає також і глибина розробки. Так при $H_p = 1450$ м величина деформацій є дещо меншою і складає відповідно 69,9 мм до 44,9 мм.

На рис. 3.5 представлено результати розрахунку поля напружень гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних підповерхово-камерною системою розробки при міцності руди $f = 4$ (1Р) та глибині розробки $H_p = 2000$ м (P_3).

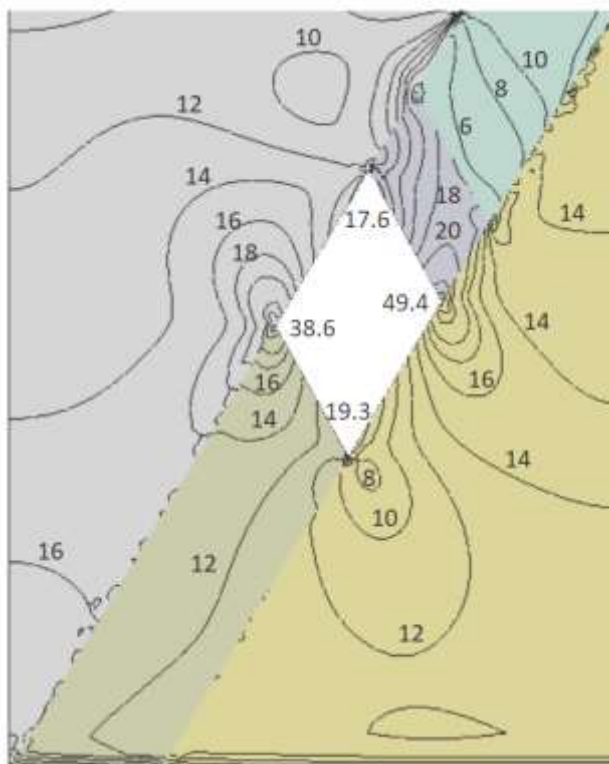


Рис. 3.5. Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда 1Р, тиск P_3)

Математичне моделювання та розрахунок поля напружень гірського масиву на глибині $H_p = 2000$ м (P_3) дозволив встановити збільшення величини максимальних напружень з 43,0 МПа до 49,4 МПа.

Таким чином ми маємо стійку тенденцію до збільшення величини максимальних напружень в кутах камер зі збільшенням глибини розробки родовища.

На рис. 3.6 представлено результати розрахунку поля деформацій гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних підповерхово-камерною системою розробки при міцності руди $f = 4$ (1Р) та глибині розробки $H_p = 2000$ м (P_3).

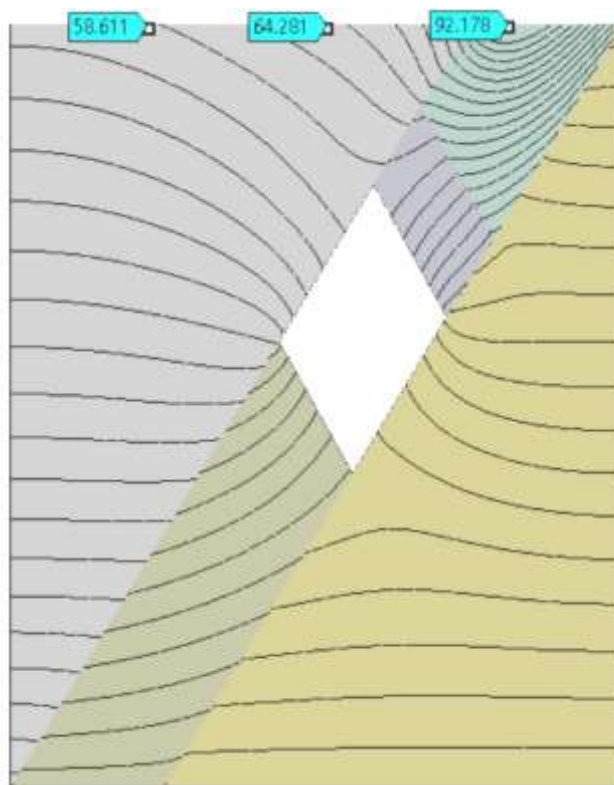


Рис. 3.6. Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних точках масиву (руда 1Р, тиск P_3)

Результати досліджень дають змогу стверджувати, що при однакових параметрах очисної технології головним чинником, який впливає на збільшення деформацій в налягаючих над очисними роботами породах залишається глибина розробки.

Так, якщо на глибині $H_p = 1750$ м максимальна величина деформацій в контрольній точці в обвалених породах над відпрацьованою камерою складала 79,98 мм, то на глибині $H_p = 2000$ м максимальна величина деформацій в аналогічній контрольній точці досягла 92,18 мм.

На рис. 3.7 представлено результати розрахунку поля напружень гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних підповерхово-камерною системою розробки при міцності руди $f = 4$ (1Р) та глибині розробки $H_p = 2250$ м (P_4).

На таких глибинах видобуток залізних руд підземним способом не здійснюється ніде у світі.

Отже, отримані данні є піонерними і представляють значний інтерес для

майбутнього підземної розробки багатих залізних руд не тільки в Криворізькому залізорудному басейні, а й для майбутнього підземної розробки в цілому.

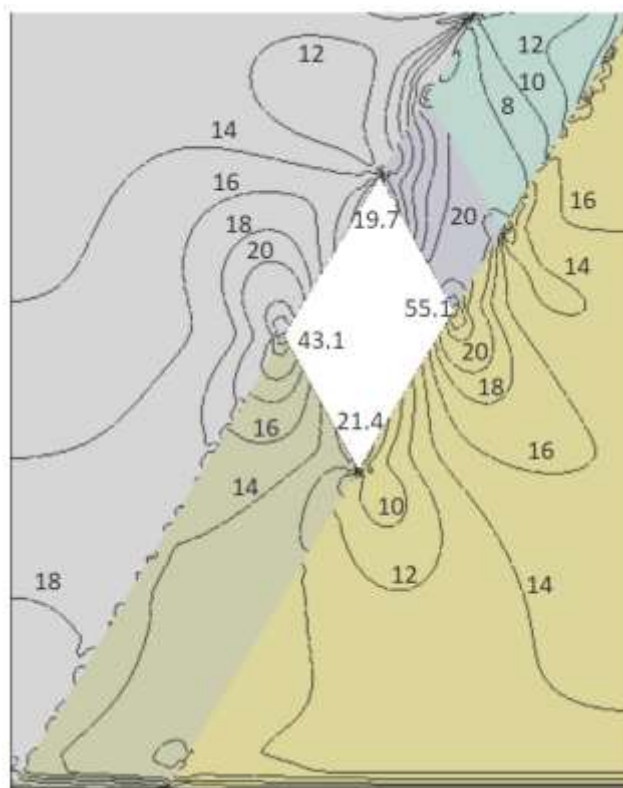


Рис. 3.7. Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда 1Р, тиск P_4)

Розрахунок поля напружень в гірському масиву на глибині $H_p = 2250$ м (P_4) дозволив констатувати, що у порівнянні з глибиною $H_p = 2000$ м ми маємо збільшення величини максимальних напружень в кутах очисної камери з 49,4 МПа до 55,1 МПа.

Безумовно, збільшення величини максимальних напружень в кутах очисної камери призведе до перегляду існуючих методик розрахунку стійких параметрів камерних систем розробки. Прогнозовано, ці параметри будуть зменшуватись.

На рис. 3.8 представлено результати розрахунку поля деформацій гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних підповерхово-камерною системою розробки при міцності руди $f = 4$ (1Р) та глибині розробки $H_p = 2250$ м (P_4).

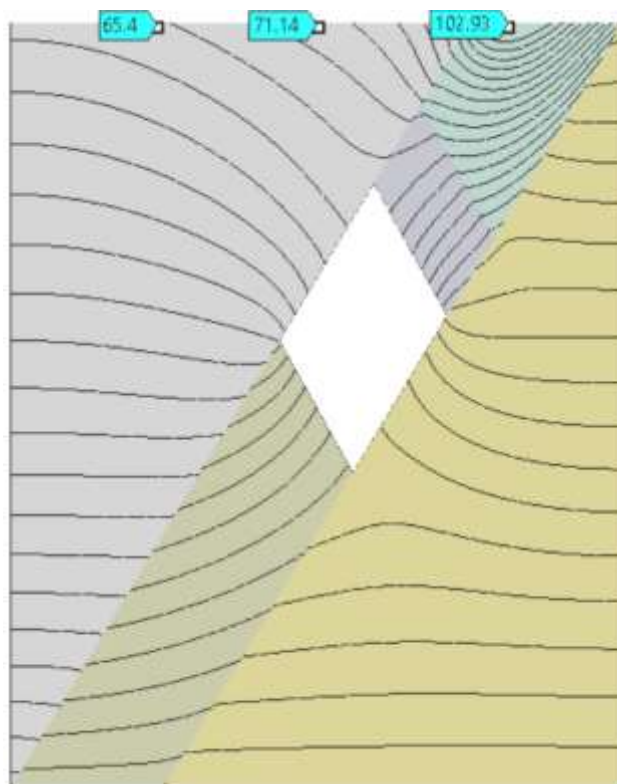


Рис. 3.8. Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних точках масиву (руда 1Р, тиск Р₄)

Аналіз отриманих результатів показав збільшення величини деформацій гірського масиву в контрольних точках з подальшим збільшенням глибини розробки.

Величина максимальних деформацій в контрольній точці над відпрацьованою камерою для глибини розробки родовищ $H_p = 2250$ м склала 102,93 мм проти 92,18 мм для глибини розробки $H_p = 2000$ м.

Безумовно, з точки зору зменшення деформацій в гірському масиві, запропоновані заходи по зменшенню геометричних розмірів очисних камер будуть доречними.

Зменшення параметрів очисних камер призведе до скорочення часу їх відпрацювання, що є значною перевагою над існуючими технологіями.

Однак ці поліпшення мають і свої недоліки. Зменшення параметрів очисних камер призведе до збільшення їх загальної кількості для відпрацювання конкретного родовища. Збільшення кількості очисних камер автоматично призведе до збільшення

питомих витрат виробок, техніки, людських ресурсів. Все це у підсумку призведе до удорожчання видобутку залізних руд з глибоких горизонтів.

Але це вимушений крок до нашого близького майбутнього у галузі підземної розробки родовищ корисних копалин.

Для подальших досліджень змін напружено-деформованого стану гірського масиву та визначення закономірностей стабілізації геодинамічних процесів та деформацій денної поверхні при видобутку руд в умовах наявності підпрацьованих підземними гірничими роботами територій були продовжені відповідні дослідження для інших фізико-механічних властивостей багатих залізних руд.

Аналогічні дослідження напружено деформованого стану масиву були виконані для міцності залізних руд 2Р, 3Р, яка дорівнювала відповідно $f = 5$ та $f = 6$ для глибин розробки $H_p = 1450$ м (P_1); $H_p = 1750$ м (P_2); $H_p = 2000$ м (P_3) та $H_p = 2250$ м (P_4).

Результати досліджень представлено в ДОДАТКУ А.

Нижче представлено результати досліджень заключного етапу, який виконано для багатих залізних руд вище середньої міцності і стійкості, які видобуваються на різній глибині.

На рис. 3.9 представлено результати розрахунку поля напружень гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних підповерхово-камерною системою розробки при міцності залізних руд $f = 7$ (4Р), яка характерна для багатих руд вище середньої міцності, які розташовані та відробляються на глибині розробки $H_p = 1450$ м (P_1).

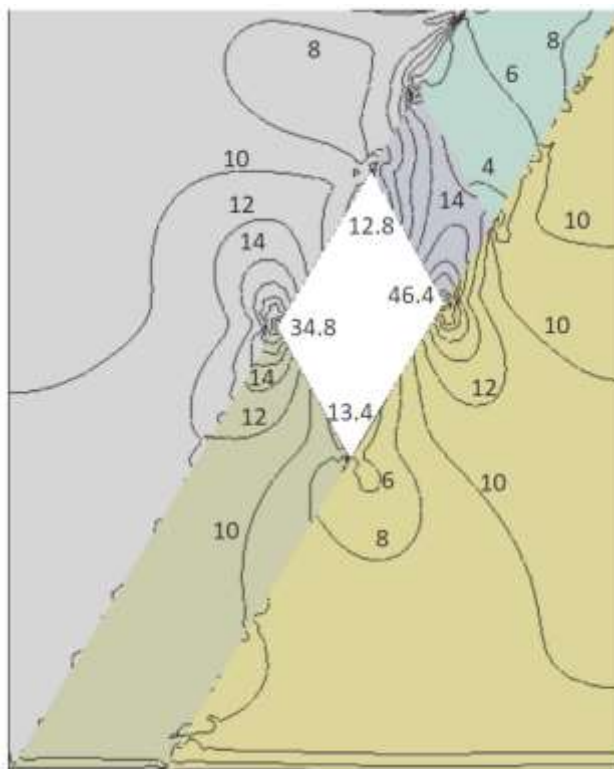


Рис. 3.9. Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда 4Р, тиск P_1)

Отримані результати досліджень дають змогу стверджувати, що у порівнянні з рудами низької міцності $f = 4$ (1Р), які відробляються на аналогічній глибині $H_p = 1450$ м (P_1) величина максимальних головних напружень σ_1 збільшилася з 37,3 МПа до 46,4 МПа, тобто практично більш ніж на 24 % при збільшенні міцності руди відповідно з $f = 4$ (1Р) до $f = 7$ (4Р).

На рис. 3.10 представлено результати розрахунку поля деформацій гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних руд підповерхово-камерною системою розробки при міцності руди $f = 7$ (4Р) та глибині розробки $H_p = 1450$ м (P_1).

Аналіз отриманих результатів та порівняння їх з аналогічними дослідженнями, виконаними для руд низької міцності $f = 4$ (1Р), які відробляються на глибині $H_p = 1450$ м (P_1) дозволив констатувати, що максимальна величина деформацій гірського масиву в аналогічних контрольних точках зменшилася з 69,9 мм до 67,7 мм при збільшенні міцності руди відповідно з $f = 4$ (1Р) до $f = 7$ (4Р).

В гірничих розрахунках такі величини є практично однаковими, оскільки

знаходяться в межах розрахункової похибки.

Отже можна констатувати, що висока міцність залізної руди позитивно впливає на стійкість масиву, тримаючи рівень величини максимальних деформацій гірського масиву практично на одному рівні, незалежно від глибини розробки.

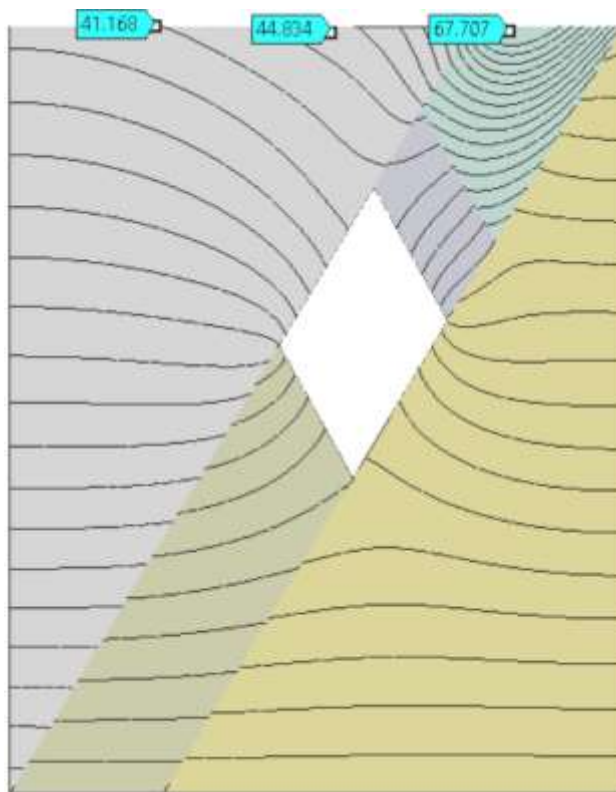


Рис. 3.10. Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних точках масиву (руда 4Р, тиск P_1)

На рис. 3.11 представлено результати розрахунку поля напружень гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних підповерхово-камерною системою розробки при міцності залізних руд $f = 7$ (4Р), яка характерна для багатих руд, які залягають та відробляються на глибині розробки $H_p = 1750$ м (P_2).

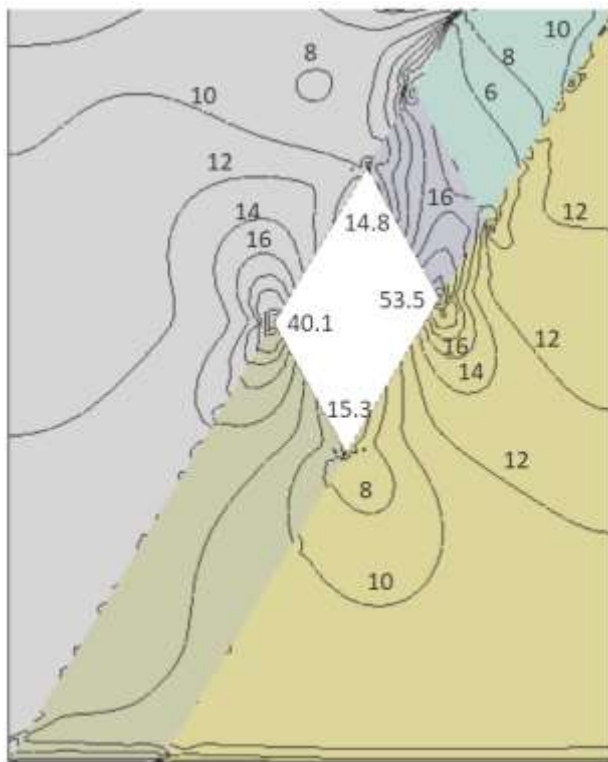


Рис. 3.11. Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда 4Р, тиск P_2)

Аналіз отриманих результатів дозволяє зробити висновок, що у порівнянні з рудами низької міцності $f = 4$ (1Р), які відробляються на глибині $H_p = 1750$ м (P_2) величина максимальних головних напружень σ_1 , при аналогічній глибині відпрацювання $H_p = 1750$ м (P_2), збільшилася відповідно з 43,0 МПа до 53,5 МПа при збільшенні міцності руди відповідно з $f = 4$ (1Р) до $f = 7$ (4Р), що складає приблизно збільшення максимальних головних напружень практично на 25 %.

На рис. 3.12 представлено результати розрахунку величини деформацій, визначених в контрольних точках гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних руд підповерхово-камерною системою розробки при міцності руди $f = 7$ (4Р) та глибині розробки, яка складає приблизно $H_p = 1750$ м (P_2).

Отримані розрахункові результати та порівняння їх з аналогічними розрахунками, виконаними для руд низької міцності $f = 4$ (1Р), які відробляються на аналогічній глибині $H_p = 1750$ м (P_2) дозволив констатувати, що максимальна величина деформацій гірського масиву в фіксованих контрольних точках гірського

масиву зменшилася з 79,9 мм до 79,6 мм при збільшенні міцності руди відповідно з $f = 4$ (1P) до $f = 7$ (4P).

Безумовно, такі величини в гірничих розрахунках можна вважати однаковими.

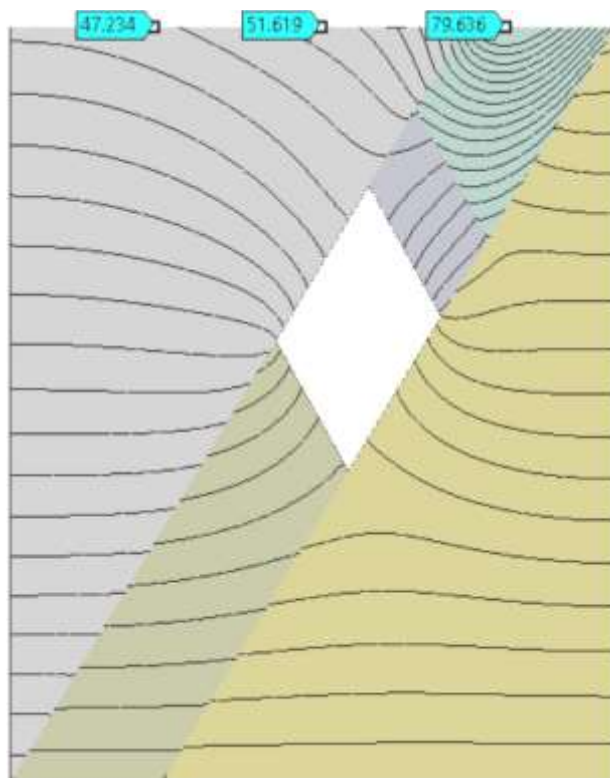


Рис. 3.12. Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних точках масиву (руда 4P, тиск P_2)

Отримані результати підтверджують встановлені вище закономірності, згідно з якими висока міцність залізної руди позитивно впливає на стійкість гірського масиву.

Таким чином, можна стверджувати, що рівень величини максимальних деформацій в гірському масиві в першу чергу залежить від міцності руди і при збільшенні її міцності врівноважує вплив глибини розробки на величину деформацій в контрольних точках гірського масиву.

На рис. 3.13 представлено результати розрахунку поля напружень гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних підповерхово-камерною системою розробки при міцності залізних руд $f = 7$ (4P), яка характерна для багатих руд, які залягають та відробляються на глибині розробки $H_p = 2000$ м (P_3).

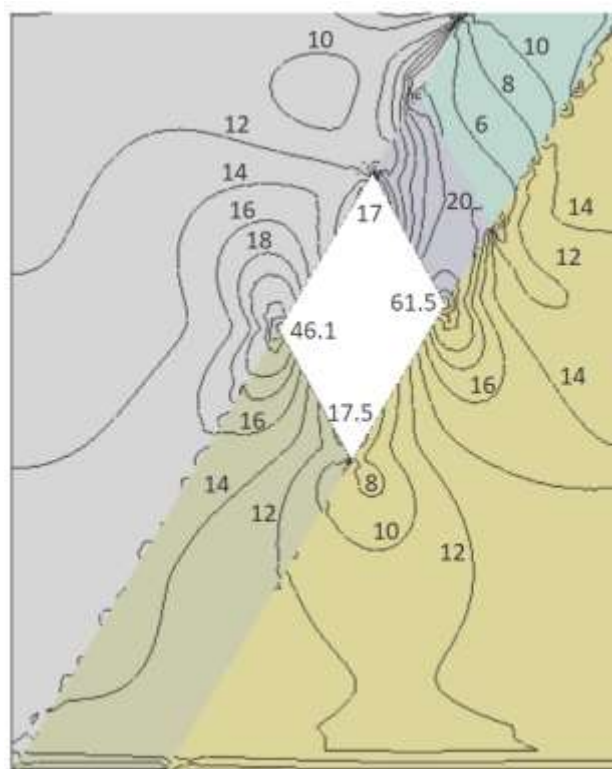


Рис. 3.13. Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда 4Р, тиск P_3)

В результаті проведеного аналізу отриманих результатів можна зробити висновок, що у порівнянні з базовими дослідженнями руд низької міцності з $f = 4$ (1Р), які відробляються на глибині $H_p = 2000$ м (P_3) величина максимальних головних напружень σ_1 , при аналогічній глибини відпрацювання $H_p = 2000$ м (P_3) збільшилася відповідно з 49,4 МПа до 61,5 МПа при збільшенні міцності руди відповідно з $f = 4$ (1Р) до $f = 7$ (4Р), що дорівнює збільшенню максимальних головних напружень практично на 24,5 %.

На рис. 3.14 представлено результати аналогічних розрахунків величини деформацій, визначених в контрольних точках досліджуваного гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних руд підповерхово-камерною системою розробки при міцності руди $f = 7$ (4Р) та глибині розробки, яка складає $H_p = 2000$ м (P_3).

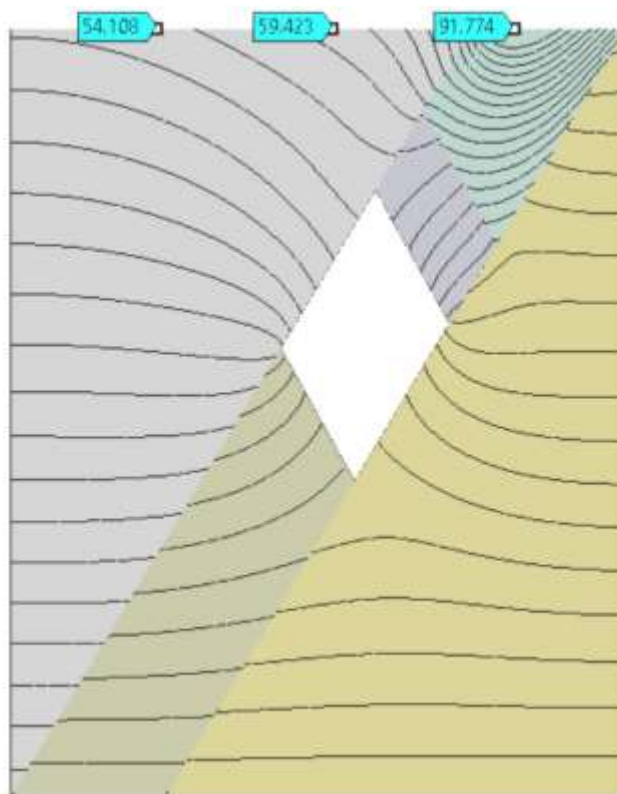


Рис. 3.14. Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних точках масиву (руда 4Р, тиск P_3)

Результати виконаних досліджень та їх порівняння з аналогічними дослідженнями, виконаними для руд низької міцності $f = 4$ (1Р), які відробляються на аналогічній глибині $H_p = 2000$ м (P_3) дозволили встановити наступні закономірності. Максимальна величина деформацій гірського масиву в фіксованих контрольних точках гірського масиву зменшилася з 92,2 мм до 91,8 мм при збільшенні міцності руди відповідно з $f = 4$ (1Р) до $f = 7$ (4Р).

Як і попередньому етапі досліджень, такі величини в гірничих розрахунках можна вважати практично однаковими.

На рис. 3.15 представлено результати розрахунку поля напружень гірського масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних підповерхово-камерною системою розробки при міцності залізних руд $f = 7$ (4Р), яка характерна для багатих руд, які залягають та відробляються на максимальній, для виконаних експериментальних досліджень, глибині розробки $H_p = 2250$ м (P_4).

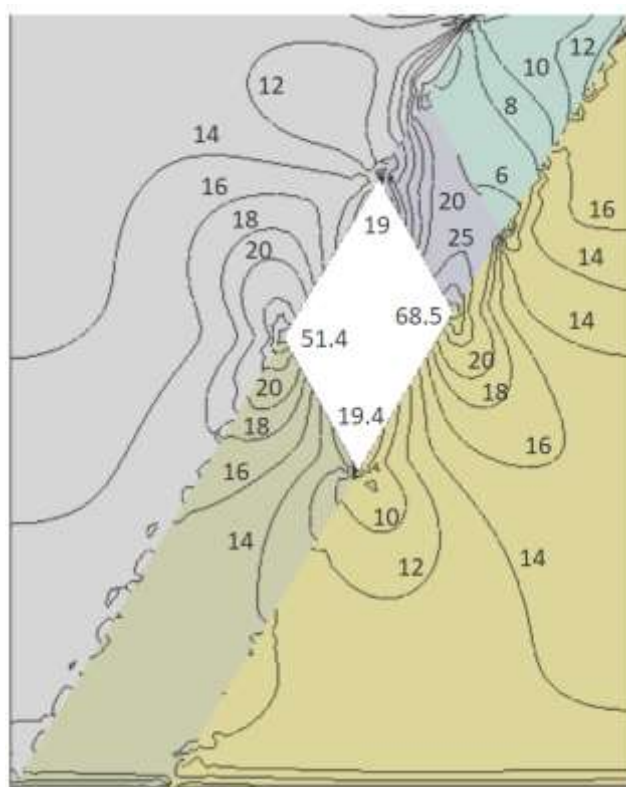


Рис. 3.15. Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда 4Р, тиск Р₄)

Результати завершального етапу проведених досліджень та аналіз отриманих значень дозволяє зробити наступний висновок.

У порівнянні з базовими дослідженнями, які були виконані для руд низької міцності з $f = 4$ (1Р), з глибиною відпрацювання родовища $H_p = 2250$ м (Р₄) величина максимальних головних напружень σ_1 , при аналогічній глибини відпрацювання $H_p = 2250$ м (Р₄) і збільшенні міцності руди до $f = 7$ (4Р), збільшилася відповідно з 55,1 МПа до 68,5 МПа. У відносних величинах таке збільшення дорівнює збільшенню максимальних головних напружень практично на 24,3 %.

На рис. 3.16 представлені результати розрахунків величини деформацій, які були визначені в контрольних точках досліджуваного масиву при відпрацюванні покладів багатих залізних руд підповерхово-камерною системою розробки при міцності руди $f = 7$ (4Р) та максимальній глибині розробки, яка складає $H_p = 2250$ м (Р₄).

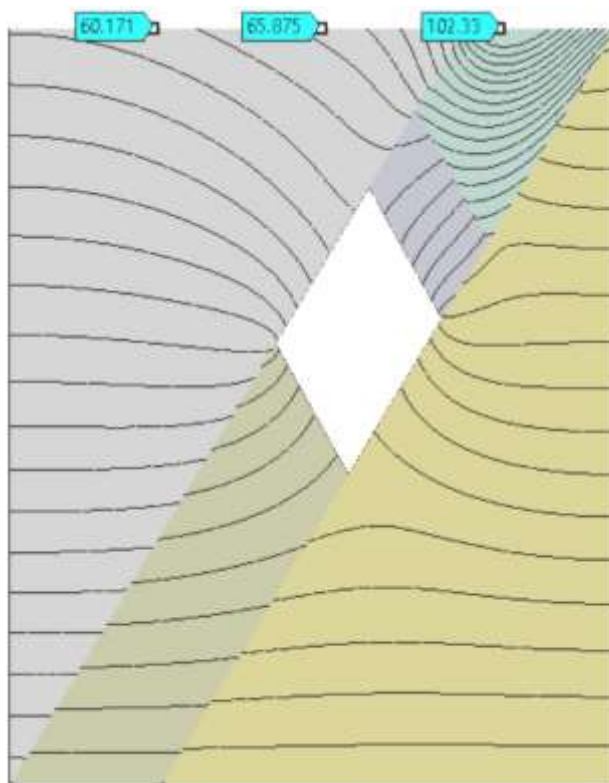


Рис. 3.16. Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних точках масиву (руда 4Р, $H_p = 2250$ м)

Результати виконаних досліджень та їх порівняння з попередніми дослідженнями, виконаними для руд низької міцності $f = 4$ (1Р), які відробляються на аналогічній глибині $H_p = 2250$ м (Р₄) дозволили встановити наступні залежності.

Максимальна величина деформацій гірського масиву в фіксованих контрольних точках гірського масиву зменшилася зі 102,9 мм до 102,3 мм при збільшенні міцності руди відповідно з $f = 4$ (1Р) до $f = 7$ (4Р).

Як вже було встановлено на попередніх етапах досліджень, отримані граничні величини в гірничих розрахунках можна вважати практично однаковими.

Отже, аналіз виконаних досліджень дав змогу стверджувати, що зі збільшенням коефіцієнта міцності руди деформації гірського масиву зменшуються та зростає величина напружень. Отже, збільшення міцності руди, підвищує стабільність гірського масиву, що дозволяє зменшити вплив глибини розробки, яка значним чином впливає на збільшення величини напружень в масиві.

Отримана картина повністю відповідає класичним уявленням гірничої механіки та підтверджує адекватність розробленої моделі.

Значно нижчий рівень стискуючих напружень спостерігається у верхньому та нижньому куті очисної камери на контакті рудного масиву з породами висячого та лежачого боків.

Так у рудах міцністю 4 балів (1Р) на глибині 1450, 1750, 2000 та 2250м максимальний рівень стискуючих напружень в рудній стеліні становитиме, відповідно, 37,3; 43; 49,4 й 55,1 МПа, а в породах висячого боку – 29; 33,6; 38,6 та 43,1 МПа.

У рудах міцністю 5 балів (2Р) на таких глибинах стискуючі напруження в стеліні становитимуть, відповідно, 40,3; 46,4; 53,4 та 59,5 МПа, в породах висячого боку – 31,3; 36,1; 41,6 та 46,4 МПа.

В рудах міцністю 6 балів (3Р) стискуючі напруження в стеліні становитимуть, відповідно, 43,1; 49,7; 57,2 і 63,8 МПа, в породах висячого боку – 33,5; 38,6; 44,4 та 49,5 МПа, а в рудах міцністю 7 балів (4Р) стискуючі напруження в стеліні складуть 46,4; 53,5; 62,5 й 68,5 МПа, у породах висячого боку – 34,8; 40,1; 46,1 та 51,4 МПа.

Таким чином встановлено, що найбільш небезпечними є напруження в кутах у верхній центральній частині камери, в кутах примикання рудної стеліні до порід лежачого боку, де спостерігається концентрація максимальних напружень. Ці напруження будуть безпосередньо впливати на стійкість кутів очисної камери.

Отже, основну увагу приділятимемо рівню напружень саме на цих ділянках.

В результаті виконаних досліджень встановлені закономірності збільшення величини максимальних головних напружень σ_I в кутах рудної стеліні від міцності руди, (рис. 3.17), які визначаються за наступними виразами:

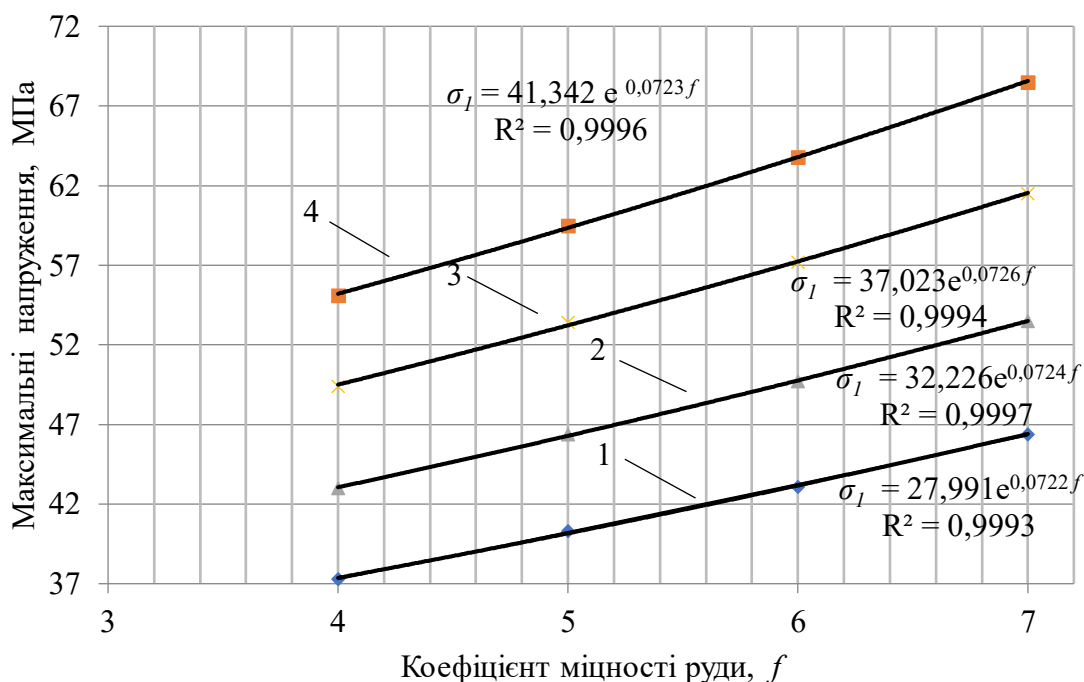


Рис. 3.17. Величина максимальних головних напружень σ_1 в кутах рудної стелини в залежності від коефіцієнта міцності руди при різній величині гірського тиску на глибинах: 1 – 1450м, 2 – 1750м, 3 – 2000м, 4 – 2250м

– для міцності руди $f = 4$:

$$\sigma_1 = 27,991 e^{0,0722 f}, \text{ МПа}; \quad (3.1)$$

$$R^2 = 0,9993;$$

де σ_1 – величина максимальних головних напружень в кутах рудної стелини, МПа;

f – міцність руди за шкалою проф. М.М. Протод'яконова;

R^2 – достовірність апроксимації;

– для міцності руди $f = 4 - 6$:

$$\sigma_1 = 32,226 e^{0,0724 f} \quad (3.2)$$

$$R^2 = 0,9997;$$

– для міцності руди $f = 5 - 7$:

$$\sigma_1 = 37,023 e^{0,0726 f} \quad (3.3)$$

$$R^2 = 0,9994;$$

– для міцності руди $f = 6 - 8$:

$$\sigma_1 = 41,342 e^{0,0723 f} \quad (3.4)$$

$$R^2 = 0,9996.$$

Виконані дослідження дозволили встановити закономірності збільшення величини максимальних головних напружень σ_I в кутах рудної стелини від гірського тиску при різній глибині відпрацювання рудних покладів, які визначаються за наступним виразом:

$$\sigma_1 = 4E - 06H_B^2 + 0,0072 H_B + 18,022 \quad (3.5)$$

$$R^2 = 0,9984;$$

де σ_I – величина максимальних головних напружень в кутах рудної стелини, МПа;

H_B – глибина відпрацювання рудних покладів, м;

R^2 – достовірність апроксимації.

Враховуючи отримані результати багатофакторних експериментів можна визначити залежність величини максимальних головних напружень в кутах рудної стелини від міцності руди та величини гірського тиску при різній глибині відпрацювання рудних покладів

$$\sigma_1 = 27,991 e^{0,0722 f} \left(\frac{(4E - 06H_B^2 + 0,0072 H_B + 18,022)}{37,3} \right) \quad (3.6)$$

де σ_I – величина максимальних головних напружень в кутах рудної стелини, МПа;

f – міцність руди за шкалою проф. М.М. Протод'яконова;

H_B – глибина відпрацювання рудних покладів, м.

Стійкість стелин та похилих оголень порід всячого боку будемо визначати співвідношенням величин головних напружень, які визначені за результатами моделювання, з відповідною межею міцності руди і порід на стискання.

Таким чином бачимо, що в стелині, складеною рудами міцністю $f=4$ (рис. 3.17),

величина максимальних напружень на глибині 1450 м досягає величини 37,3 МПа, що складає приблизно 90% від межі міцності руди на стиснення. Однак вже на глибині 1750 м величина максимальних напружень досягає величини 43 МПа, що перевищує межу міцності руди на стиснення на 7 – 8 %, а на глибинах 2000 м та 2250 м складають відповідно 49,4 МПа та 55,1 МПа, що перевищує межу міцності руди на стиснення відповідно на 20 – 35 %.

Таким чином, в стелині, складеній рудами міцністю $f = 4$ на глибинах відпрацювання покладу 1750 м та нижче можуть мати місце вивали, які в разі несприятливих умов будуть зростати і практично взагалі не дадуть можливості здійснювати безпечне камерне виймання руди.

Отже, формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелин в рудах міцністю $f = 4$ на глибинах нижче 1450 м не рекомендовано.

В той же час, в стелині, складеній рудами міцністю $f = 5$ (рис. 3.17), величина максимальних напружень на глибині 1450 м досягає величини 40,3 МПа, що складає приблизно 80% від межі міцності руди на стиснення.

На глибині 1750 м максимальні напруження досягають величини 46,4 МПа, що складає приблизно 90% від межі міцності руди на стиснення.

Однак на глибинах 2000 м і 2250 м величина максимальних напружень вже досягає величини відповідно 53,4 МПа та 59,5 МПа, що перевищує межу міцності руди на стиснення відповідно на 7 ... 20 %. Таким чином, на цих глибинах можуть мати місце окремі вивали, які можуть бути значними на глибині 2000 м й стати критичними на глибинах біля 2250 м.

Отже, формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелин в рудах міцністю $f = 5$ на глибинах до 1750 м можливе, а на глибинах нижче 1750 м не рекомендовано.

В стелині, складеною рудами міцністю $f = 6$ балів незначні вивали можливі лише на глибині 2250 м, так як максимальні напруження на цій глибині 63,8 МПа будуть перевищувати межу міцності руди на 5 – 6 %. На глибинах 1450 м, 1750 м, 2000 м максимальні напруження будуть складати відповідно лише 71 %, 83 %, 95 % від межі міцності руди в стелині на стиснення.

В стелині, складеною рудами міцністю $f = 7$ (рис. 3.17), величина максимальних напружень на глибинах 1450 м, 1750 м, 2000 м, 2250 м досягає величин відповідно 46,4 МПа, 53,5 МПа, 61,5 МПа, 68,5 МПа, що складає відповідно 66 %, 76 %, 88 %, та 98 % від межі міцності руди на стиснення. Отже, формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелин в рудах міцністю $f = 7$ можна рекомендувати на всіх досліджених глибинах.

В той же час необхідно враховувати, що на сьогоднішній день очисні роботи на шахтах Кривбасу ведуться на глибинах 1200 – 1400 м, а середньорічне пониження гірничих робіт складає 10 – 12 м. Таким чином, в найближчі 10 – 15 років глибина можливого впровадження «перехідних технологій» буде знаходитися в межах дослідженої глибини 1450 м. Лише деякі шахти Кривбасу перетнуть цю глибину. В той же час, досліджувана глибина гірничих робіт 1750 м є максимально можливою для існуючих підйомних машин першого ступеня розкриття.

Таким чином, враховуючи величину гірського тиску, міцність та стійкість рудного масиву ми можемо стверджувати, що запропонована «перехідна технологія» задовольняє умовам стійкості очисних камер і може бути впроваджена на глибинах до 1750 м при міцності руд $f = 5 - 7$, що задовольняє умовам шахт підземного Кривбасу, які видобувають багаті залізні руди.

Встановлено, що формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелин в рудах міцністю $f \geq 7$ можна рекомендувати на перспективу для всіх досліджених глибин, включаючи горизонти 2000 та 2250 м.

Таким чином доведено І наукове положення, згідно з яким стійкість очисних камер при запропонованій «перехідній технології» залежить від межі міцності руди на стиснення та повинна перевищувати величину максимальних головних напружень в кутах рудної стелини, які знаходяться в експоненціально-поліноміальній залежності від міцності руди та величини гірського тиску і досягають максимальної величини 46,4 МПа, яка є нижчою за межу міцності руди при граничних параметрах $f \geq 5$ та глибині відпрацювання покладу до 1750 м, що дозволяє використовувати запропоновану технологію при переході від систем розробки з обваленням виробленого простору на технології з закладкою.

Відносно стійкості похилого оголення порід висячого боку, то при таких його параметрах й за міцності порід 5-7 балів проблеми зі стійкістю можливі лише на глибинах більше 2000 м, що на сьогоднішній день не є актуальним.

Враховуючи те, що при визначенні стійкості стелини і оголень ми використовуємо лише рівень напружень в масиві, то у подальших дослідженнях розвитку технології з закладкою виробленого простору твердіючими закладними сумішами доцільно приводити лише ключові рисунки з результатами розрахунків головних напружень на визначених оптимальних глибинах.

Враховуючи те, що напруження є похідними від рівня деформації масиву й при визначенні стійкості оголень і конструктивних елементів враховують саме рівень напружень у них, то у подальшому будемо аналізувати лише розподіл поля напружень та їх рівень без посилення на величину деформації масиву.

Для отримання повної картини впровадження «перехідної технології» з метою заміни технологій з погашенням виробленого простору на технології з закладкою виробленого простору розглянемо другу чергу розвитку підземних очисних робіт.

Друга черга «перехідної технології» має на увазі заповнення утвореної в першу чергу очисної камери твердіючою закладкою та дослідження її стійкості після набору нормативної міцності.

На рис. 3.18, 3.19 приведені результати моделювання видобування залізних руд підповерхово-камерною системою розробки з закладкою під прикриттям штучної стелини, яку сформували з твердіючої закладки на етапі «перехідної технології».

Аналіз виконаних досліджень дозволив встановити, що характер розподілу головних напружень в комбінованому масиві руди, вміщуючих гірських порід та закладочного масиву штучної стелини практично ідентичний попередньому. Максимальна концентрація головних напружень спостерігається в нижньому куті штучної стелини.

Встановлені нові залежності, згідно з якими величина максимальних стискуючих напружень у нижньому куті штучної стелини є значно нижчою в порівнянні з максимальними напруженнями в рудній стелині «перехідного варіанту» і практично не залежить від глибини розробки та величини гірського тиску, рис. 3.18, 3.19 .

Так величина максимальних напружень в штучному масиві стелини складає 22 МПа при глибині відпрацювання 1450 м та дещо збільшується до 28 МПа при глибині відпрацювання 2250 м. Такі величини складають відповідно 49 % та 63 % від межі стійкості твердіючої закладки штучної стелини.

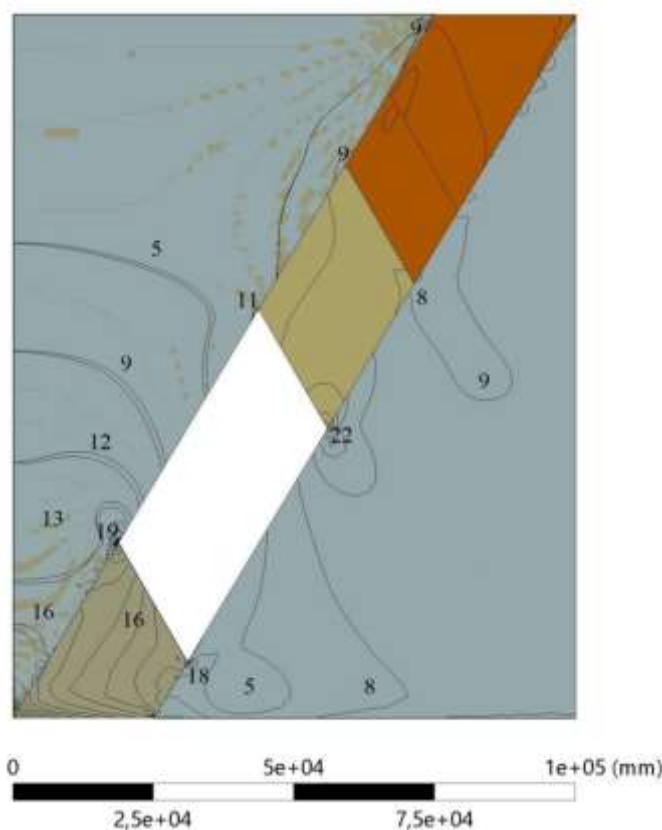


Рис. 3.18. Ізолінії головних напружень σ_1 в штучній стелині та гірському масиві: руда 2Р, тиск P_1

Отже, рівень напружень у стелині зменшується у порівнянні з рудною стелиною «перехідного варіанту» приблизно в 1,5-2,5 рази, що свідчить про більш сприятливі геомеханічні умови відпрацювання блоків у цьому підповерхсі. За таких умов навіть при максимальних досліджених глибинах (2250 м) стелина, яка представлена штучним масивом твердіючої закладки, міцність якої ми можемо при необхідності коригувати, та похиле оголення порід висячого боку навіть при його більшій похилій висоті у порівнянні камерами верхнього підповерху, будуть стійкими.

Для отримання повної перспективної картини заміни існуючих технологій з

погашенням виробленого простору на технології з закладкою виробленого простору, розглянемо третю чергу розвитку підземних очисних робіт на нижче розташованих горизонтах.

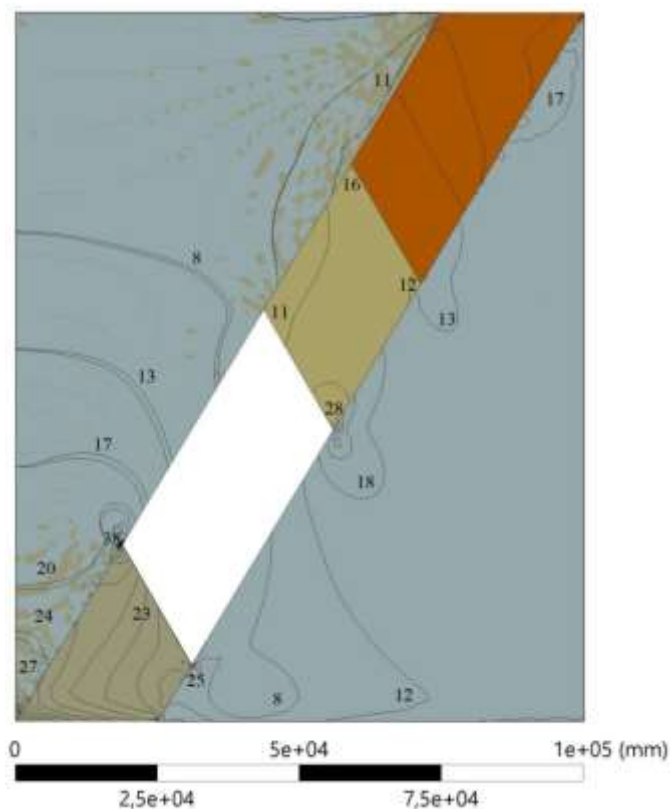


Рис. 3.19. Ізолінії головних напружень σ_1 в штучній стелині та гірському масиві: руда 2Р, тиск P_4

На рис. 3.20 та 3.21 приведені результати моделювання видобування залізних руд підповерхово-камерною системою розробки із закладкою, коли у якості стелини виступає масив твердіючої закладки відпрацьованих і закладених камер у розташованих вище двох підповерхах.

Аналіз виконаних досліджень дозволив встановити, що характер розподілу головних напружень в комбінованому масиві руди, вміщуючих гірських порід та закладочного масиву штучної стелини практично ідентичний попередньому.

Доведено, що найбільша максимальна концентрація головних напружень спостерігається, як і в попередніх варіантах, у нижньому куті штучної стелини.

В той же час, згідно з встановленими новими залежностями, величина максимальних стискуючих напружень в нижньому куті штучної стелини є дещо більшими, ніж у попередньому варіанті: 25 МПа проти 22 МПа на глибині 1450 м і практично не змінюються до глибини 1750 м. Ці значення є дещо більшими, ніж у попередньому варіанті, але значно нижчими у порівнянні з максимальними напруженнями в рудній стелині «перехідного варіанту», рис. 3.20.

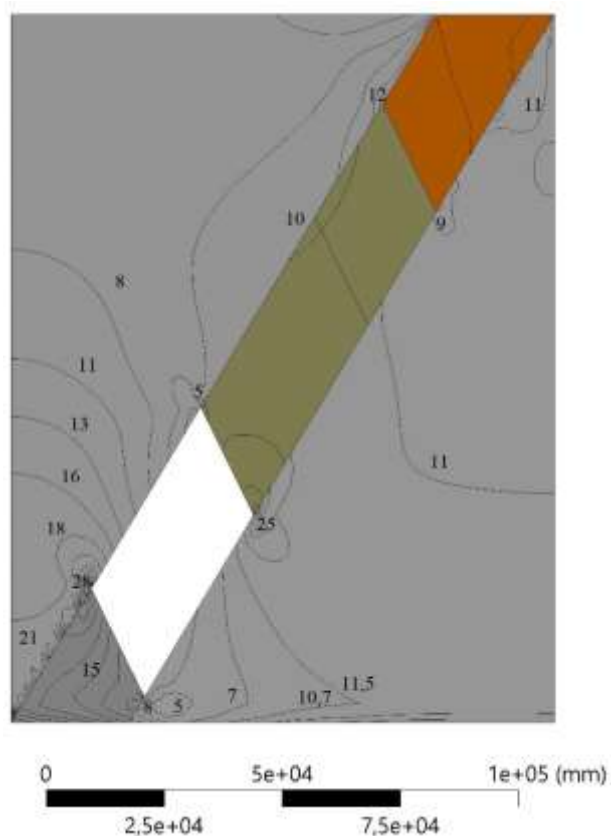


Рис. 3.20. Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві (руда 2Р, тиск P_1)

В той же час, зі збільшенням глибини розробки до 2250 м максимальна величина головних напружень досягла 41 МПа, що приблизно дорівнює межі міцності закладки на стиснення, рис. 3.36. Таким чином, у майбутньому, необхідно буде розраховувати нормативну міцність закладки згідно виконаним розрахункам.

Отже, рівень максимальних значень стискуючих напружень в стелині на глибині 1750 м зменшується у порівнянні з попередньою моделлю приблизно у 1,5-2 рази, а в

породах висячого боку – у 1,1-1,2 рази, що також свідчить про кращі умови відпрацювання блоків у цьому підповерхсі.

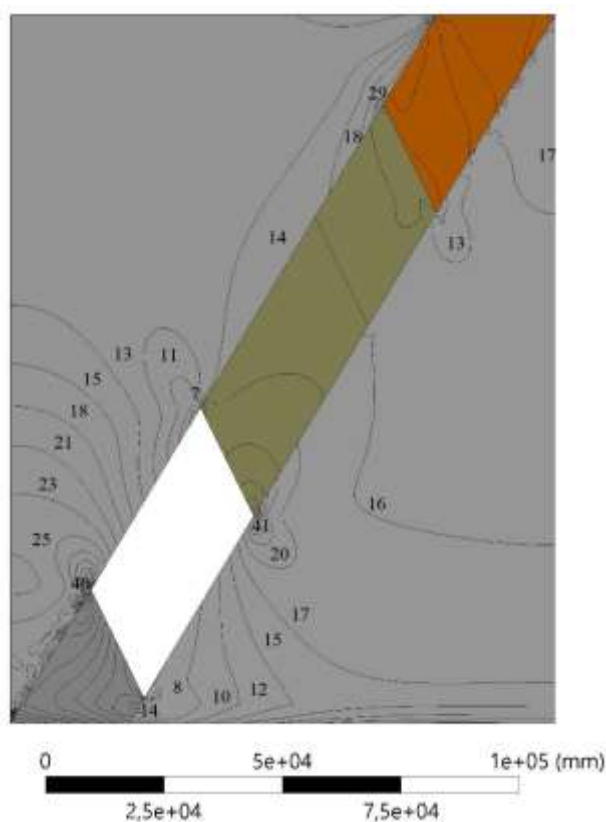


Рис. 3.21. Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві (руда 2Р, тиск P_4)

Таким чином ці результати також дають підставу стверджувати, що на глибинах до 1750 м стелина та похиле оголення порід висячого боку будуть стійкими.

Отже доведено, що застосування закладки відпрацьованих камер при видобуванні багатих залізних руд дасть змогу досить суттєво зменшити рівень напружень в основних конструктивних елементах очисного блоку (стелині та днищі блоку), а також в гірському масиві порід, що оточує очисну камеру.

Встановлено, що заповнення відпрацьованих камер твердіючою закладкою практично зупинить процес збільшення зон зсуву та обвалення вміщуючих порід.

Отже, при відпрацюванні наступних, нижче розташованих підповерхів, над очисними камерами буде штучний масив закладки, що можна порівняти з умовами,

які мають місце при відпрацюванні так званих «сліпих» рудних покладів.

Враховуючи те, що при застосуванні камерних систем розробки розміри оголень і основних конструктивних елементів розраховуються для кожної виймальної одиниці, визначення цих параметрів на етапі проєктних робіт чітко регламентовано відповідною інструкцією. Для умов шахт Кривбасу – це відповідна інструкція Науково-дослідного гірничорудного інституту [35].

Для дослідження розвитку гірничих робіт порівнюємо ступінь можливого збільшення розмірів виймальних одиниць, а саме камер та їх еквівалентних прогонів, при заміні вихідних умов відпрацювання покладів з різними умовами.

Враховуючи те, що попередні розрахунки були виконані для II класу, що має місце при відпрацюванні залізорудних покладів камерними системами розробки з наступним обваленням ціликів, виконаємо аналогічні розрахунки для I класу покладів. Такі розрахунки є характерними для умов відпрацювання «сліпих» рудних покладів.

Згідно вищезазначеної інструкції НДГРІ [35], граничні значення горизонтальних еквівалентних прогонів оголень на глибині 1500 м для сліпих покладів I класу камер 1-ї черги відпрацювання для порід міцністю 4, 5, 6 і 7 балів (тобто у діапазоні, який був задіяний при моделюванні), становить відповідно 8,5м; 11,0м; 13,0м та 14,5м.

Граничні значення цих прогонів для тих же самих умов, але для покладів II класу камер 1-ї черги відпрацювання для порід такої ж міцності складають, відповідно, 6,5м; 9,0м; 11,0м та 13,0м.

Тобто при відпрацюванні камер 1-ї черги у покладах I класу еквівалентні прогони збільшуються, у порівнянні з покладами II класу, в 1,16-1,3 рази.

Оскільки камери також можуть бути й другої черги, то для таких же умов в сліпих покладах I класу камер 2-ї черги відпрацювання для порід вище зазначеної міцності значення горизонтальних еквівалентних прогонів оголень становитимуть, відповідно, 7,5м; 10,0м; 12,0м й 13,5м.

Для покладів II класу камер 2-ї черги відпрацювання для порід такої ж міцності складають, відповідно, 5,5м; 8,0м; 10,0м та 12,0м.

Тобто при відпрацюванні камер 2-ї черги у покладах I класу еквівалентні

прогони збільшуються, у порівнянні з покладами II класу, в 1,13-1,36 рази.

Отримані висновки підтверджується результатами досліджень, де напруження в масиві порід найбільш схильного до обвалення похилого оголення порід висячого боку в останній моделі є майже однаковими, як і в моделі «перехідної технології», хоча розміри цієї камери (похила довжина по падінню покладу) є практично у 1,5 рази більшими.

Отже, закладка відпрацьованих камер твердіючими сумішами, дає можливість збільшити геометричні розміри очисних камер з одночасним забезпеченням їх стійкості.

Встановлено, що перехід на камерні системи розробки з закладкою виробленого простору дозволяє зменшити питомі витрати підготовчо-нарізних виробок, крім того скорочує рівень втрат і засмічення руди. У підсумку це дає можливість уникнути значного зростання затрат на видобування багатих залізних руд з урахуванням додаткових витрат на твердіючу закладку та виконання робіт, пов'язаних із заповненням нею відпрацьованих камер.

3.3. Висновки

Виконані дослідження дозволили зробити наступні висновки:

На сьогоднішній день відпрацювання покладів багатих залізних руд в Криворізькому залізорудному басейні здійснюється виключно технологіями з обваленням вміщуючих порід.

Перехід від існуючих технологій з підповерховим обваленням вміщуючих порід на підповерхово-камерні системи розробки з наступною закладкою виробленого простору твердіючими сумішами рекомендовано здійснювати за допомогою «перехідних технологій».

При дослідженні зміни напружено-деформованого стану такого комбінованого масиву встановлено, що формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелин в рудах міцністю $f \leq 4$ на глибинах нижче 1450 м не рекомендовано.

Виконаними дослідженнями доведено, що формування камер «перехідної

технології» під прикриттям рудних стелин в рудах міцністю $f \geq 5$ на глибинах до 1750 м можливе, а на глибинах нижче 1750 м не рекомендовано.

Доведено, що формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелин в рудах міцністю $f \geq 7$ можна рекомендувати для всіх досліджених глибин (до 2250 м).

Враховуючи, що на сьогоднішній день очисні роботи на шахтах Кривбасу ведуться на глибинах 1200 – 1400 м, а середньорічне пониження гірничих робіт складає 12 – 15 м наголошено, що в найближчі 10 – 15 років середня глибина можливого впровадження «перехідних технологій» буде знаходитись у межах дослідженої глибини 1450 м. В той же час, глибина гірничих робіт 1750 м буде досягнута, на окремих шахтах, не раніше, ніж через 25...35 років.

Таким чином, враховуючи величину гірського тиску, міцність та стійкість рудного масиву ми можемо стверджувати, що запропонована «перехідна технологія» задовольняє умовам стійкості очисних камер і може бути впроваджена на глибинах до 1750 м при міцності руд $f = 5 - 7$, що задовольняє умовам шахт підземного Кривбасу, які видобувають багаті залізні руди.

Встановлено, що формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелин в рудах міцністю $f \geq 7$ можна рекомендувати на перспективу для всіх досліджених глибин, включаючи горизонти 2000 та 2250 м.

Таким чином доведено і наукове положення, згідно з яким стійкість очисних камер при запропонованій «перехідній технології» залежить від межі міцності руди на стиснення та повинна перевищувати величину максимальних головних напружень в кутах рудної стелини, які знаходяться в експоненціально-поліноміальній залежності від міцності руди та величини гірського тиску і досягають максимальної величини 46,4 МПа, яка є нижчою за межу міцності руди при граничних параметрах $f \geq 5$ та глибині відпрацювання покладу до 1750 м, що дозволяє використовувати запропоновану технологію при переході від систем розробки з обваленням виробленого простору на технології з закладкою.

Відповідно стійкість похилого оголення порід висячого боку, при таких його параметрах та міцності порід 5-7 балів, може мати проблеми лише на глибинах більше

2000 м, що на сьогоднішній день не є актуальним.

Для отримання повної картини впровадження «перехідної технології» з метою заміни технологій з обваленням виробленого простору на технології з закладкою виробленого простору, були досліджені технології з другою та третьою чергою розвитку підземних очисних робіт на нижче розташованих горизонтах.

Встановлено, що характер розподілу головних напружень в комбінованому масиві руди, вміщуючих гірських порід та закладному масиві штучної стелини практично ідентичний попередньому. Максимальна концентрація головних напружень спостерігається в нижньому куті штучної стелини.

Визначені нові залежності, згідно з якими величина максимальних стискуючих напружень у нижньому куті штучної стелини другої черги відпрацювання рудного покладу є значно нижчою у порівнянні з максимальними напруженнями в рудній стелині «перехідного варіанту» і практично не залежить від глибини розробки покладу та величини гірського тиску.

При дослідженні третьої черги відпрацювання покладів встановлено, що величина максимальних стискуючих напружень в нижньому куті штучної стелини є дещо більшою, ніж у попередньому варіанті: 25 МПа проти 22 МПа на глибині 1450 м і практично не змінюється до глибини 1750 м. Ці значення є дещо більшими, ніж у попередньому варіанті, але значно нижчими у порівнянні з максимальними напруженнями в рудній стелині «перехідного варіанту».

Доведено, що зі збільшенням глибини розробки до 2250 м максимальна величина головних напружень досягла 41 МПа, що приблизно дорівнює межі міцності закладки на стиснення. Таким чином, у майбутньому, необхідно буде розраховувати нормативну міцність закладки згідно виконаним розрахункам.

Отже, отримані результати дають підставу стверджувати, що на глибинах до 1750 м стелина та похиле оголення порід висячого боку будуть стійкими.

Встановлено, що заповнення відпрацьованих камер твердіючою закладкою практично зупинить процес збільшення зон зсуву та обвалення вміщуючих порід.

Отже, при відпрацюванні наступних, нижче розташованих підповерхів, над очисними камерами буде штучний масив закладки, що можна порівняти з умовами,

які мають місце при відпрацюванні так званих «сліпих» рудних покладів.

Встановлено, що при відпрацюванні камер 2-ї черги у покладах I класу еквівалентні прогони збільшуються, у порівнянні з покладами II класу, в 1,13-1,36 рази.

Отже, закладка відпрацьованих камер твердіючими сумішами, дає можливість збільшити геометричні розміри очисних камер з одночасним забезпеченням їх стійкості.

На основі виконаних досліджень удосконалено методику визначення напружень і деформацій при застосуванні «перехідної технології» на глибинах нижче 1450м;

Таким чином доведено, що перехід на камерні системи розробки з закладкою виробленого простору твердіючими сумішами дозволяє зменшити питомі витрати підготовчо-нарізних виробок по блоку, крім того скорочує рівень втрат і засмічення руди.

У підсумку встановлено, що запропоновані заходи дають можливість уникнути значного зростання затрат на видобування багатих залізних руд з урахуванням додаткових витрат на твердіючу закладку та виконання робіт, пов'язаних із заповненням нею відпрацьованих камер.

3.4. Список використаних джерел до 3 розділу

1. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В. [та ін.] (2017). Моделювання напружено-деформованого стану гірського масиву шахти «Гігант-Глибока» при застосуванні технології з твердіючою закладкою. Геотехнічна механіка: міжвідомчий збірник наукових праць. Дніпропетровськ, №135. С. 229–238.

2. Stupnik M., Kalinichenko V., Pysmennyi S., Kalinichenko O., Fedko M. (2016). Method of simulating rock mass stability in laboratory conditions using equivalent materials. Mining of Mineral Deposits, National Mining University, Vol. 10, Issue 3. P. 47–52.

3. Калініченко В.О., Письмений С.В., Бровко Д.В., Калініченко О.В. (2018). Моделювання стійкості штучних споруд при розробці залізних руд. Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. Кривий Ріг, №103. С.39–44.
4. Калініченко О.В. (2018). Фізичне моделювання стійкості масиву при формуванні та підтримці підземних гірських виробок. Вісник КНУ: зб. наук. праць. Кривий Ріг, №47, С. 97–102.
5. Калініченко О.В. (2018). Методика та порядок виконання експериментальних досліджень на моделях з еквівалентних матеріалів. Вісник НУВГП. Рівне, №3, С. 93–100.
6. Калініченко О.В. (2020). Розвиток наукових основ управління напружено-деформованим станом масиву при формуванні підземних виробок: дис. докт. техн. наук: 05.15.02. Кривий Ріг, 405с.
7. Talobre J.A. (1967). La mécanique des roches. Paris: Dunod, 443 p.
8. Стренг Г., Фикс Дж. (1977). Теория метода конечных элементов. Мир, 349 с.
9. Parisean W.G. (june 1987). Estimation of support load refuirements of underground mine openings by computer simulation of mining sequence. Truns. foc. MiningEng. AJME, Vol. 262, №2, P. 100–109.
10. Хикс Ч. (1967). Основные принципы планирования эксперимента: пер. с англ. М.: Мир, 406 с.
11. Kushnerov I., Chukharev S., Maksymov I., Fedorenko S. and Kryvenko A. (08-10.11.2023). Innovative technology for mining parallel superimposed inclined tabular deposits. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Vol. 1348, V International Conference "ESSAYS OF MINING SCIENCE AND PRACTICE".
12. Pysmennyi S., Chukharev S., Peremetchy A., Fedorenko S., & Matsui A. (2023). Study of Stress Concentration on the Contour of Underground Mine Workings. Inżynieria Mineralna – Journal of the Polish Mineral Engineering Society, №1(51). 69–78.
13. Гавриленко Ю.Н. (1995). Исследования факторов, влияющих на деформацию земной поверхности при подработке разрывных нарушений пластами. Горно-металлургические проблемы Донбасса, С. 91–100.
14. Гавриленко Ю.Н. (1997). Математическое моделирование сдвижения горных

пород и земной поверхности в слоистом массиве методом конечных элементов. Известия Донецкого горного института, №1, С.87–93.

15. Stupnik N., Kalinichenko V., Kalinichenko E., Muzika I., Fed'ko M., Pis'menniy S. (2015). The research of strain-stress state of magnetite quartzite deposit massif in the condition of mine “Gigant-Gliboka” of central iron ore enrichment works (CGOK). Metallurgical and mining industry, №7, P. 377–382.

16. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В. (2015). Дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву покладу магнетитових кварцитів в умовах шахти «Гігант-Глибока» ПАТ «ЦГЗК». Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost', №5, С. 85–88.

17. Ishchenko O.K., Konoval V.M., Ishchenko K.S. (2022). Physical and simulation modelling of solid media fracturing by means of explosive charges of different cross-sectional shapes. Mining of Mineral Deposits. Vol. 16, Issue 4, P.122-131.

18. Николашин Ю.М., Корчагин Н.В., Палий Д.С. (2009). Применение иммитационного моделирования поверхностей скольжения в откосах для интерпретации инструментальных наблюдений за оползневыми деформациями отвалов. Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, №23, С. 21–24.

19. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Федько М.Б., Калініченко О.В. [та ін.] (2017). Удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт з урахуванням напружено-деформованого стану масиву при його обваленні на похиле оголення. Гірничий вісник: наук.-техн. збірник. Кривий Ріг, №102, С. 47-53.

20. Контрольні спостереження за розвитком процесів зсуву поверхні і станом об'єктів при підземній розробці залізної руди, що охороняються, шахтами ВАТ «Суха Балка» в 2010 році» (2010). Звіт по НДР. Кривий Ріг: НДМЛ, 21 с.

21. Korniyenko V., Malanchuk Y., Zaiets V., Kozyar M., Vasylchuk O. (2024). Modeling the Impact of Hydraulic Fracturing of Amber-Bearing Rocks by a Flooded Jet in the Erosion Chamber on Mining Productivity. IM Inżynieria Mineralna (UND), Journal of the Polish Mineral Engineering Society 2(1).

22. Stupnik M., Kalinichenko V., Fedko M., Pysmennyi S., Kalinichenko O. & Pochtarev A. (2022). Methodology enhancement for determining parameters of room systems when mining uranium ore in the SE “SkhidGZK” underground mines. Ukraine. Mining of Mineral Deposits. Vol. 16, Issue 2, PP. 33–41. (Scopus)..

23. Us S., Ishchenko O., Koba D. and Ishchenko K. (2023). Selection and justification of drilling and blasting parameters using genetic algorithms. Scientific bulletin of NMU. Dnipro, №4, P.57-65.

24. Калиниченко В.А. (2008). Развитие научных основ рационального использования сырьевой базы Кривбасса при включении в разработку потерянных руд и магнетитовых кварцитов : дис. доктора техн. наук : 05.15.02. Кривой Рог, 332 с.

25. Stupnik M., Kalinichenko O., Fedko M., Hryshchenko M., Kalinichenko V., Chukharev S., Yakovleva S., Pochtarev A. (2022). Study and enhancement of underground mining technologies to prevent earth's surface failures. Revista Minelor. Mining Review. University of Petrosani, Romania. 2022 - Vol 28, №1, P. 46 – 53.

26. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Письменний С.В., Федько М.Б. (2017). Моделювання напружено-деформованого стану гірського масиву шахти «Гігант-Глибока» при застосуванні технології з твердіючою закладкою. Геотехнічна механіка: міжвідомчий збірник наукових праць. Дніпро, №135, С. 229– 238.

27. Ступнік М.І., Федько М.Б., Музыка І.О., Письменний С.В., Калініченко О.В. (2017). Удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт з урахуванням напружено-деформованого стану масиву при його обваленні на похиле оголення. Гірничий вісник: Науково-технічний збірник, №102, С. 84–87.

28. Stupnik M., Kalinichenko V., Pysmennyi S., Fedko M., Kalinichenko O. (2016). Method of simulating rock mass stability in laboratory conditions using equivalent materials. Mining of Mineral Deposits, №10(3), P. 46-51.

29. Stupnik M.I., Kalinichenko V.O., Muzika I.O., Fed'ko M.B., Pis'menniy S.V. (2015). The research of strain-stress state of magnetite quartzite deposit massif in the condition of mine “Gigant-Gliboka” of central iron ore enrichment works (CGOK). Metallurgical and mining industry, №7, P. 377-383.

30. Stupnik M., Kalinichenko V., Kalinichenko O., Muzyka I., Fedko M., Pysmennyi

S. (2015). Information technologies as a component of monitoring and control of stress-deformed state of rock mass. *Mining of Mineral Deposits*, №9(2), P. 175-181.

31. / Ступнік М.І., Калініченко О.В, Музика І.О., Федько М.Б., Письменний С.В. (19 червня 2015). Математичне моделювання напружено-деформованого стану гірського масиву навколо очисних камер. Сучасні технології розробки рудних родовищ. Еколого-економічні наслідки діяльності підприємств ГМК: III Міжнародна наук.-техн. конф., тези доп. Кривий Ріг, С. 126–127.

32. Stupnik N.I., Kolosov V.A., Pismenniy S.V., Shepel A.L. (2014). Modeling of stopes in soft ores during ore mining. *Metallurgical and mining industry*, №3, P. 32-36.

33. Stupnik N.I., Kolosov V.A., Pismenniy S.V., Fedko M.B. (2014). Testing complex-structural magnetite quartzite deposits chamber system design theme. *Metallurgical and mining industry*, №2, P. 89-93.

34. Є.К. Бабець та ін. (2010). Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд. Інструкція по застосуванню. Кривий Ріг: Ротапринт ДП «НДГРІ», 122 с.

РОЗДІЛ 4

ВИПУСК РУДИ З «МЕРТВОЇ ЗОНИ» ЛЕЖАЧОГО БОКУ ПОКЛАДУ ПОХИЛИМ ОЧИСНИМ ВИБОЄМ

4.1. Постановка завдання

Відпрацювання покладів системами розробки з закладкою виробленого простору характеризується підвищенням собівартості видобутку за рахунок застосування дороговартісних закладних сумішей твердіючої закладки.

З метою зниження собівартості видобутку нами запропонована технологія «вертикального стрічкового виймання», суть якої представлено на рис. 4.1.

Запропоновану технологію доцільно застосовувати в умовах незначного просідання денної поверхні з метою стабілізації деформацій гірського масиву за допомогою вертикальних стрічок твердіючої закладки. Ці стрічки будуть виконувати роль основного несучого масиву і попереджати можливі просідання денної поверхні.

Друга вертикальна стрічка обваленої пустої породи буде знаходитися в умовах об'ємного стискання та запобігати можливому мінімальному руйнуванню штучного масиву твердіючої закладки першої вертикальної технологічної стрічки.

Крім того, технологія відпрацювання другої вертикальної стрічки з обваленням руди і налягаючих пустих порід дозволяє утилізувати відходи гірничо-металургійного виробництва.

Безумовно, технології з обваленням руди і вміщуючих порід мають і свої недоліки, серед яких головним є великі втрати на лежачому боці відбитої руди в надрах, які можуть досягати 15 – 20 % від усього видобутку [1,2,4–18,21–26].

Великі втрати відбитої руди зосереджуються, як правило, на лежачому боці покладів, кут падіння яких змінюється від 40-45° на ш. Криворізька (колишня ш. Родіна) до 55-65° на шахті «Тернівська» [3,19,20,27–35].

Тому дослідження та розробка ефективних варіантів випуску відбитої руди з малорухомих зон на лежачому боці покладів з недостатньо крутими кутами падіння є

актуальною науковою та практичною задачею, яка потребує детального дослідження, результати якого будуть представлені у поточному розділі.

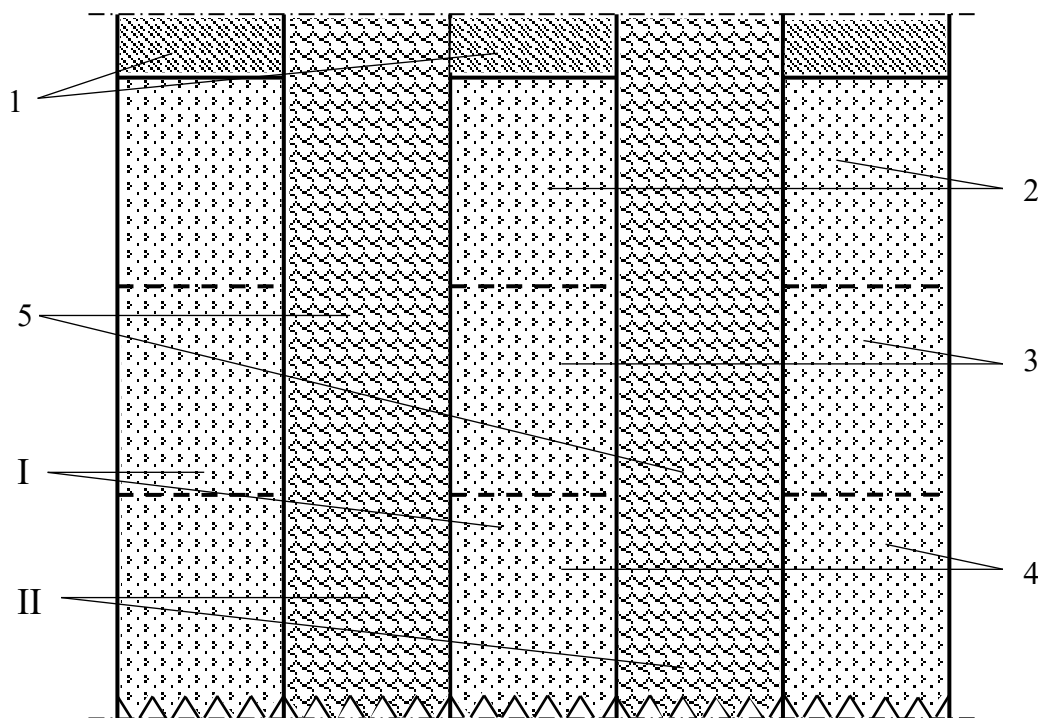


Рис. 4.1. Технологія «вертикального стрічкового виймання»: I – перша вертикальна стрічка твердіючої закладки, II – друга вертикальна стрічка обваленої породи; 1 – рудна стелина «перехідної технології», 2 – твердіюча закладка камер I черги «перехідної технології», 3 – твердіюча закладка камер II черги, 4 – твердіюча закладка камер III черги, 5 – обвалені пусті породи

Встановлено, що втрати руди на лежачому боці покладу залежать від гірничо-геологічних умов залягання родовища і в умовах Криворізького басейну можуть досягати 30-50% загальних запасів блоку [36–45,48,49]. За результатами відомих досліджень та результатами діяльності шахт найбільш дієвими заходами, спрямованими на зменшення обсягів руди, що залишається в межах малорухомої зони біля лежачого боку покладу, є проходка додаткових випускних виробок в породах лежачого боку [19].

Іноді для зменшення втрат руди на лежачому боці покладу пропонується використовувати варіант системи підповерхового обвалення з формуванням рудних розділових ціликів [46,47,51–55].

Враховуючи те, що випускні виробки, пройдені біля висячого боку, є менш ефективними, ніж аналогічні виробки, пройдені біля лежачого боку, деякі вчені пропонують перенести їх на лежачу сторону, розділивши таким чином підповерх на дві приблизно рівні частини з тим, щоб здійснювати випуск руди тільки через випускні виробки, пройдені в лежачому боці покладу [19].

Чернокур В.Р., Шкребко Г.С., Шелегда В.І. зазначають, що при випуску відбитої руди під обваленими пустими породами в покладах невеликої потужності з кутом падіння до $50-65^\circ$, значна частина її залишається на лежачому боці [19].

Ряд авторів пропонує знизити втрати руди на лежачому боці покладу шляхом попереднього відпрацювання з лежачого боку очисної камери трикутної форми, заповнення виробленого простору пустими породами і подальшого відпрацювання блоку системою розробки з обваленням руди і вміщуючих порід [56–61].

Деякі автори зазначають, що при відпрацюванні панелі, прилеглої до лежачого боку покладу системами з обваленням руди і вміщуючих порід, до 30-50% руди втрачається в малорухомій зоні біля лежачого боку. Зниження втрат руди в зоні впливу лежачого боку автори бачать у випереджаючому відпрацюванні запасів цієї зони поздовжньою вертикальною компенсаційною камерою [19].

Інноваційне рішення запропоновано в дослідженнях, результати якого пропонують формувати компенсаційні «піонер-камери» біля лежачого боку покладу [10,62].

Таким чином встановлено, що для зниження втрат руди на лежачому боці покладів необхідно розробити та дослідити варіанти технології пошарової відбійки зарядами вибухівки та випуску відбитої руди при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним вибоєм.

Тому метою даного розділу є аналіз, дослідження та розробка ефективних варіантів випуску відбитої руди з лежачого боку покладів з недостатньо крутими

кутами падіння при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним вибоєм.

4.2. Фізична картина результатів моделювання технології пошарової відбійки зарядами вибухівки та випуску відбитої руди при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним вибоєм

Обсяг руди, що залишився в «мертвій зоні» на лежачому боці покладу до моменту початку розубожування (рис. 4.2), можна знайти за формулою, запропонованою акад. Малаховим Г.М. [1,8]

$$p_0 = \left(\frac{H}{\operatorname{tg} \lambda} + d \right) \frac{H}{2} s - Q'_{\text{эл}}, \quad (4.1)$$

де H – висота обваленого шару руди, м;

λ – кут падіння покладу, град.;

d – діаметр випускного отвору, м;

s – відстань між осями випускних отворів, м;

$Q'_{\text{ел}}$ – об'єм еліпсоїда випуску, усіченого двома площинами, які проходять навхрест простягання по середині між випускними отворами, м³.

Із наведеної формули витікає, що обсяг руди, який залишається на лежачому боці в «мертвій зоні» покладу, зростає зі збільшенням висоти поверху (підповерху) та зменшенням кута падіння покладу.

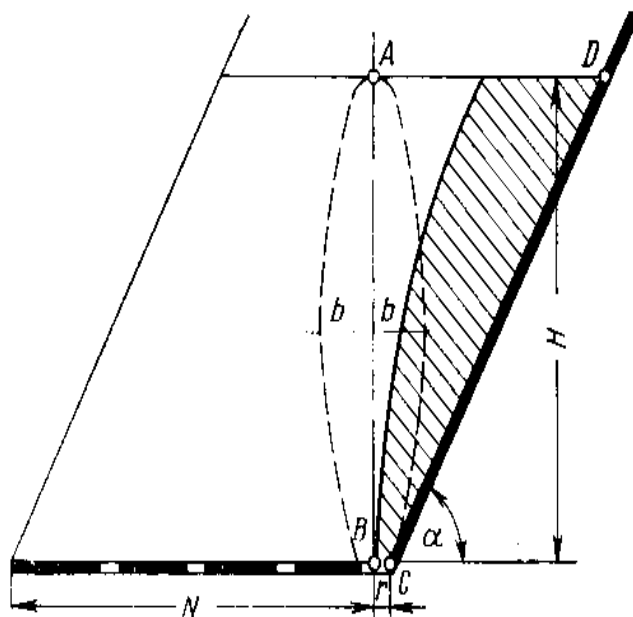


Рис. 4.2. Схема до розрахунку обсягу руди, що залишається в «мертвій зоні» на лежачому боці покладу

Враховуючи те, що на сьогоднішній день в Кривбасі системи розробки з поверховим обваленням практично не застосовуються, основну увагу в лабораторних дослідженнях було приділено підповерховим системам розробки з обваленням руди і вміщуючих порід.

Дослідження пошарового випуску відбитої руди при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним вибоєм виконувались в лабораторії випуску руди кафедри підземної розробки родовищ корисних копалин Криворізького національного університету.

Базова лабораторна модель для дослідження випуску відбитої руди представлена на рис. 4.3.

Потужність покладу складала 25 м, кут падіння покладу в першій серії був прийнятий 50° . Висота підповерху складала 35 м.

Аналіз результатів моделювання дозволяє стверджувати, що значна кількість відбитої руди залишається на лежачому боці покладу, формуючи так звану «мертву зону», випуск якої з випускних воронок на основному горизонті випуску неможливий.

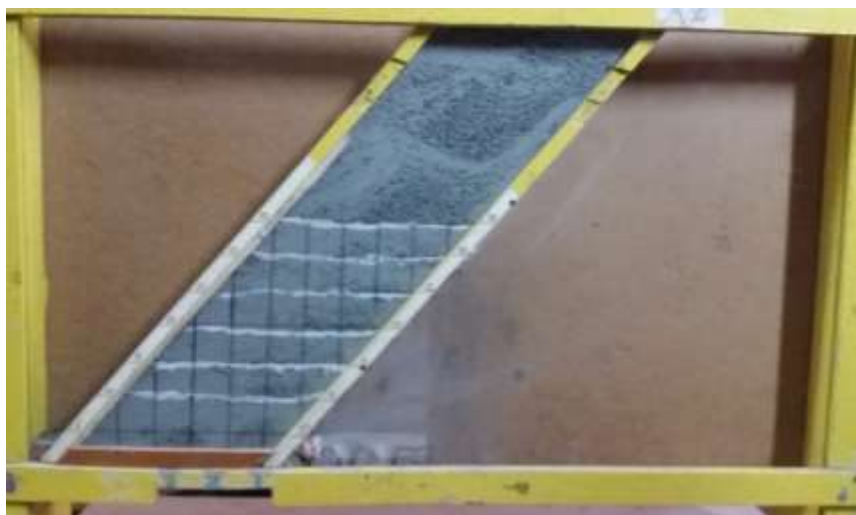


Рис. 4.3. Базова лабораторна модель для дослідження випуску відбитої руди

З метою коректного порівняння результатів лабораторних досліджень перша серія експериментів була виконана за класичною технологією випуску. Відбита руда випускалась із серії випускних вороронок виключно на основному горизонті випуску.

Фізична картина та процес моделювання на проміжній та кінцевій стадіях випуску руди представлено на рис. 4.4.



а)



б)

Рис. 4.4. Фізична картина результатів моделювання на проміжній (а) та кінцевій (б) стадіях класичної технології випуску відбитої руди

Обсяг залишеної на лежачому боці руди «мертвої зони» складає для даних умов 37,2 %. Такий високий рівень втрат руди пояснюється незначною потужністю родовища (25 м) та недостатнім кутом падіння покладу (50 °).

Попереднім аналізом було встановлено, що існують допоміжні заходи для подальшого вилучення втраченої на лежачому боці відбитої руди. Перш за все, це проведення додаткових уловлюючих воронок та виробок скреперування. На сьогодні це найбільш розповсюджений та найпоширеніший захід на шахтах Криворізького басейну.

На рис. 4.5 представлені результати моделювання випуску відбитої руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу з використанням додаткових уловлюючих воронок в лежачому боці покладу. На рис. 4.5,*а* представлено кінцеву картину випуску руди з використанням 2-х додаткових уловлюючих воронок, на рис. 4.5,*б* представлено кінцеву картину випуску руди з використанням 3-х додаткових уловлюючих воронок.



а)

б)

Рис. 4.5. Фізична картина результатів моделювання на кінцевій стадії технології випуску відбитої руди: *а* – з використанням 2-х уловлюючих воронок; *б* – з використанням 3-х додаткових уловлюючих воронок

Обсяг втраченої на лежачому боці руди «мертвої зони» складає для даних умов відповідно 17,1 % та 14,3 %. Це досить високі втрати руди на лежачому боці покладу,

які пояснюються умовами експерименту, а саме незначною потужністю родовища (25 м) та недостатнім кутом падіння покладу (50°).

В той же час отримані показники є значно меншими у порівнянні з початковими умовами випуску виключно через воронки випуску на основному горизонті, які складали 37,2 %.

Крім того, технологія з проведенням додаткових уловлюючих підповерхів має досить значні недоліки.

Основними недоліками такого варіанту є додаткові затрати на проведення виробок, та не повне вилучення руди з «мертвої зони» лежачого боку покладу. Навіть при використанні даної технології втрати руди по системі розробки все одно можуть складати понад 14%, особливо при недостатньо крутих кутах падіння та незначній потужності покладу.

Отже для ліквідації вказаних недоліків, а саме втрат відбитої руди, підвищення показників вилученні та ефективності системи розробки в цілому нами запропоновано варіант технології пошарової відбійки зарядами вибухівки з акустичною активністю та випуску відбитої руди при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним вибоєм. Запропоновано пошаровий випуск відбитої руди похилим потоком.

Сутність запропонованої технології представлено на рис. 4.6, 4.7.

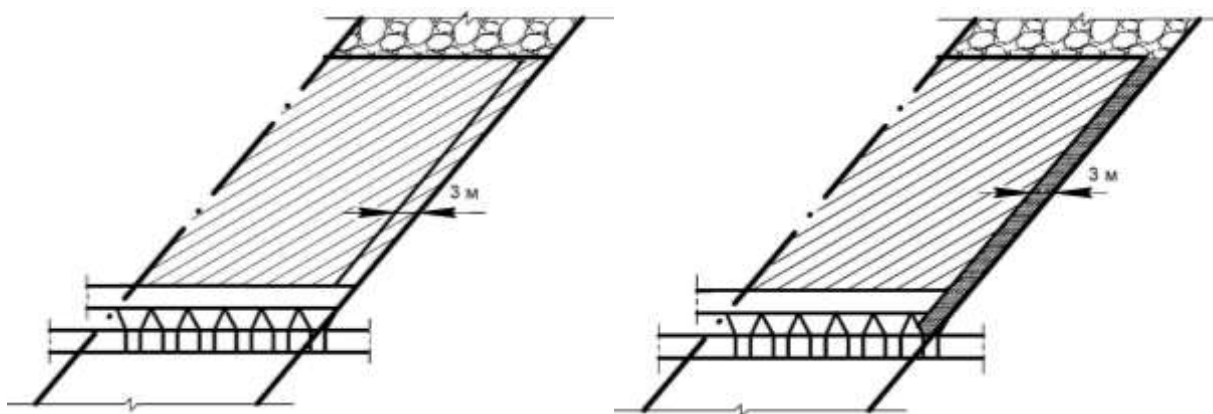


Рис. 4.6. Схема розбурювання та формування похилого потоку першого шару відбитої руди

Суть запропонованої технології полягає в наступному.

У першу чергу в рудному масиві на контакті з пустими породами лежачого боку формують похилий компенсаційний простір, який після випуску відбитої руди заповнюють обваленими пустими породами, які перепускаються з верхнього відпрацьованого поверху (підповерху) під дією власної ваги.



а)



б)



в)

1

2

Рис. 4.7. Стадії випуску похилого потоку першого шару відбитої руди із похилої щілини під прикриттям непорушеного рудного масиву: а, б, в – стадії випуску відбитої руди; 1 – похила щілина; 2 – непорушений рудний масив

В подальшому, з нижнього бурового горизонту розбурюють похилі віяла глибоких свердловин паралельно похилому компенсаційному простору, що дорівнює куту падіння покладу.

Акустична активність при відбійці глибоких свердловин другого та наступних шарів руди здійснюється на обвалені пусті породи попереднього шару. Під дією вибухових зарядів обвалені пусті породи попереднього шару ущільнюються.

Випуск відбитої руди здійснюється по ущільненим пустим породами, що зменшує величину розубоження руди при випуску.

Згідно з дослідженнями провідних науковців з питань випуску відбитої руди з очисних блоків [1,8,25,46,56,61], похилий потік формується за рахунок обмежуючого контакту відбитої руди з похилою площиною непорушеного рудного масиву.

Ширина потоку дорівнює ширині відбитого шару руди.

Аналогічно здійснюється відбійка зарядами вибухівки і випуск наступних шарів руди до повного відпрацювання очисного блоку (панелі).

На рис. 4.8, 4.9 представлено стадії випуску третього шару відбитої руди похилим потоком із похилої щілини під прикриттям непорушеного рудного масиву.

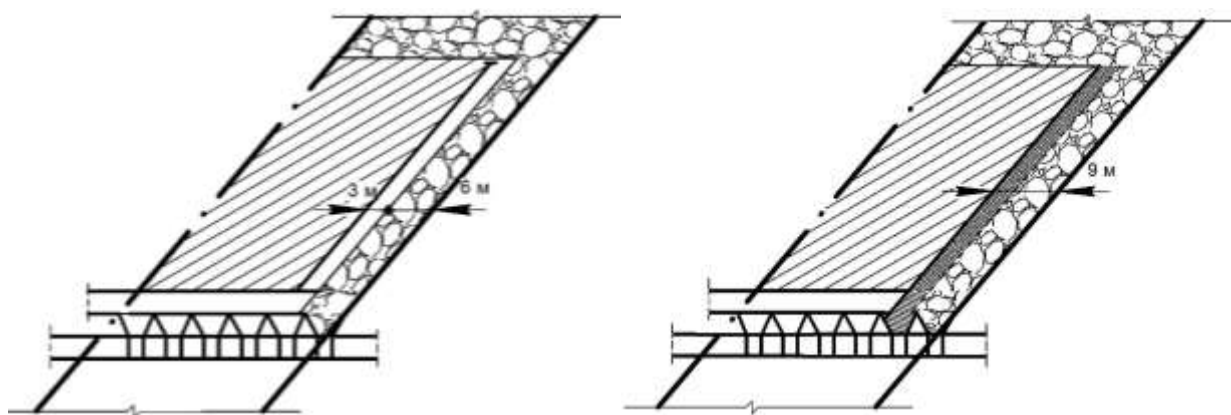


Рис. 4.8. Стадії випуску третього шару відбитої руди похилим потоком із похилої щілини під прикриттям непорушеного рудного масиву

Для отримання можливості візуального контролю, формування похилого шару при випуску відбитої руди по ущільненим пустим породах, шари сипучого матеріалу у відпрацьованій частині блоку пересипалися крейдою.

Візуальний контроль та акустична активність, а також спостереження за формуванням похилого потоку відбитої руди дозволили стверджувати, що ширина потоку дорівнювала ширині шару відбитої руди, рис. 4.8.

Встановлено, що навіть без ущільнення попередніх шарів обваленої гірської породи, ширина потоку дорівнює ширині шару відбитої руди, рис. 4.8. Це досить чітко видно на рис. 4.8 в, де контур похилого потоку відбитої руди відображається слідом з крейди.

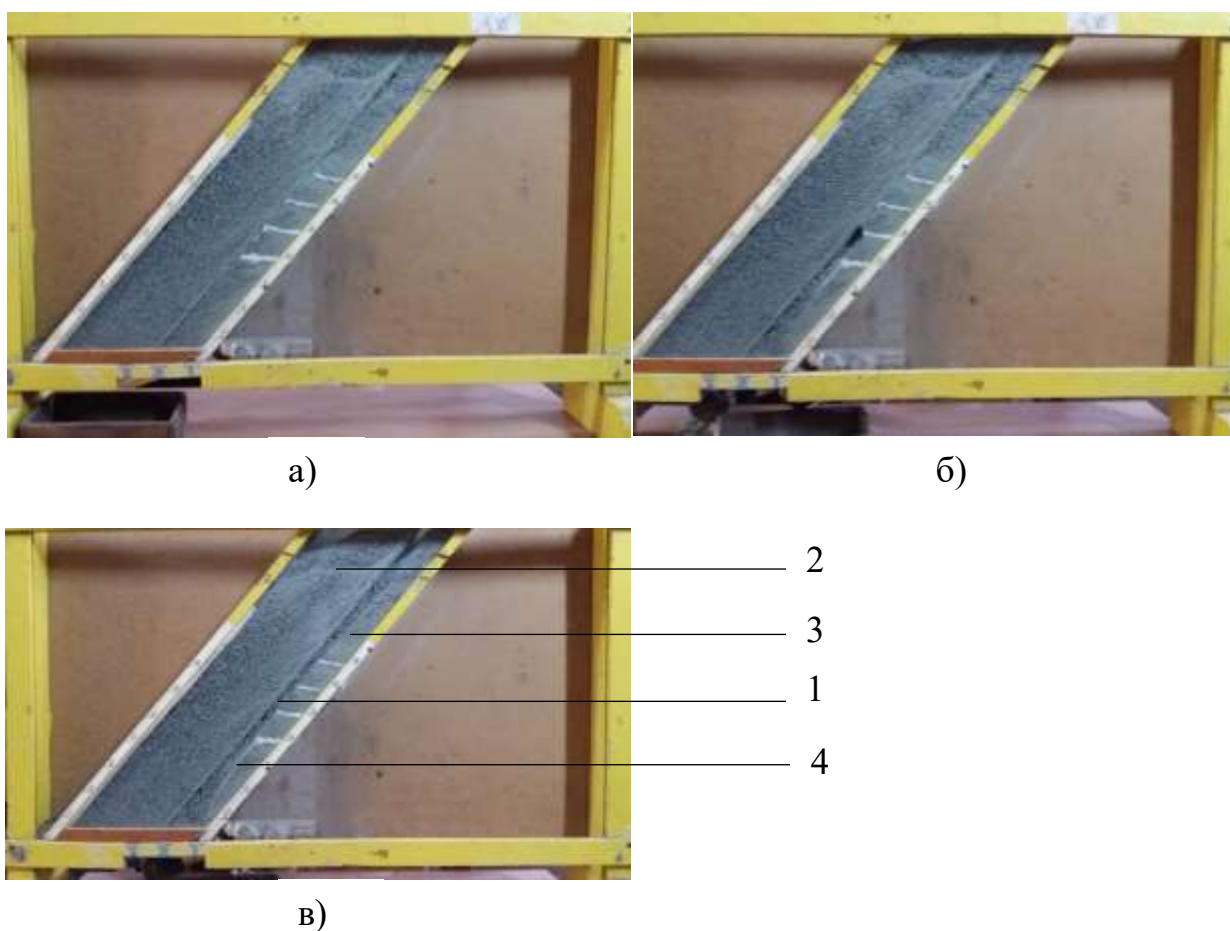


Рис. 4.9. Стадії випуску похилого потоку третього шару відбитої руди по пустим породам під прикриттям непорушеного рудного масиву: 1 – похилий потік відбитої руди; 2 – непорушений рудний масив; 3 – пусті породи; 4 – контур похилого потоку, відображений слідом з крейди

Слід крейди та чіткі контакти похилого потоку відбитої руди, ширина якого дорівнює ширині шару відбитої руди, дають змогу стверджувати, що випуск руди здійснюється практично без втрат.

Кількість досліджень для кожного варіанту складала не менше 5 досліджень.

Встановлено, що кількість вилученої руди практично дорівнювалася геометричному обсягу похилого потоку, табл. 4.1.

Отримані результати можуть свідчити про високі показники вилучення відбитої руди, особливо з «мертвої зони» лежачого боку покладів.

Таблиця 4.1 – Кількість вилученої руди при використанні технології випуску похилими потоками, грам

№ дози	Номер похилого потоку								
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	По блоку
1	129	150	145	132	136	145	152	146	1135
2	146	123	138	146	130	148	142	140	1113
3	132	135	130	144	124	134	136	130	1065
4	127	138	136	114	122	112	139	133	1021
5	125	135	123	132	135	118	136	122	1026
6	138	130	129	125	134	141	126	136	1059
7	121	134	135	128	127	124	130	148	1047
8	112	126	112	137	129	129	121	120	986
9	130	119	114	128	115	125	110	108	949
Σ	1160	1190	1162	1186	1152	1176	1192	1183	9401

Кількість засипаної в модель руди складала в середньому 10485 грам.

Випуск руди, як і у попередніх експериментах, здійснювався до початку розубоження.

Кількість випущеної чистої руди склала в середньому 9401 грам.

Таким чином, втрати руди по блоку склали 10,3 % для кута падіння покладу 50° та потужності покладу 25 м.

Аналогічні дослідження були виконані для кутів падіння покладу 45°, 55°, 60° та потужності покладу 25 м.

На основі виконаних досліджень визначені закономірності випуску відбитої руди похилими потоками для кутів падіння рудних покладів $\alpha = 45^\circ$; $\alpha = 50^\circ$; $\alpha = 55^\circ$; $\alpha = 60^\circ$.

Втрати руди по блоку склали: для кута падіння покладу $\alpha = 45^\circ$ – 13,1%; для $\alpha = 50^\circ$ – 10,3%; для $\alpha = 55^\circ$ – 9,1%; для $\alpha = 60^\circ$ – 8,4% при потужності покладу 25 м.

Таким чином, втрати руди по блоку, при однакових умовах, для кута падіння покладу 50° та потужності рудного тіла 25 м складають:

- при випуску відбитої руди через воронки випуску виключно основного горизонту – 37,2 %;
- при випуску відбитої руди через уловлюючі воронки випуску з формуванням 2 – х додаткових підповерхів – 17,1 %;
- при випуску відбитої руди через уловлюючі воронки випуску з формуванням 3 – х додаткових підповерхів – 14,3 %;
- при випуску відбитої руди похилими потоками – 10,3 %.

Отже, втрати відбитої руди в очисному блоці при застосуванні технології випуску похилими потоками зменшуються відповідно на 26,9 %; 6,8 %; та 4 %.

Таким чином, можна вважати, що основною технологією вилучення відбитих запасів руди з «мертвої зони» лежачого боку покладів, для порівняння, є технологія з формуванням додаткових уловлюючих воронок випуску на допоміжних підповерхах.

Враховуючи те, що формування 3–х додаткових уловлюючих горизонтів на практиці практично не застосовується внаслідок високих додаткових затрат на проведення виробок, в блоках, як правило, формується один, максимум два уловлюючих горизонти.

Отже, на практиці, зменшення втрат відбитої руди в очисному блоці при застосуванні технології випуску похилими потоками буде знаходитись в межах від 6,8 % до 26,9 %.

Для більш широкого представлення результатів досліджень були проведені дослідження для інших гірничо-геологічних умов відпрацювання покладів багатих залізних руд.

На рис. 4.10 представлено результати досліджень та встановлені закономірності втрат руди по блоку при випуску відбитої руди похилими потоками для кутів падіння рудних покладів $\alpha = 45^\circ$; $\alpha = 50^\circ$; $\alpha = 55^\circ$; $\alpha = 60^\circ$ та потужності покладів 15м, 20м, 25м та 30м. Такі потужності, на сьогодні, є найбільш розповсюдженими на шахтах Кривбасу при відпрацюванні покладів багатих залізних руд.

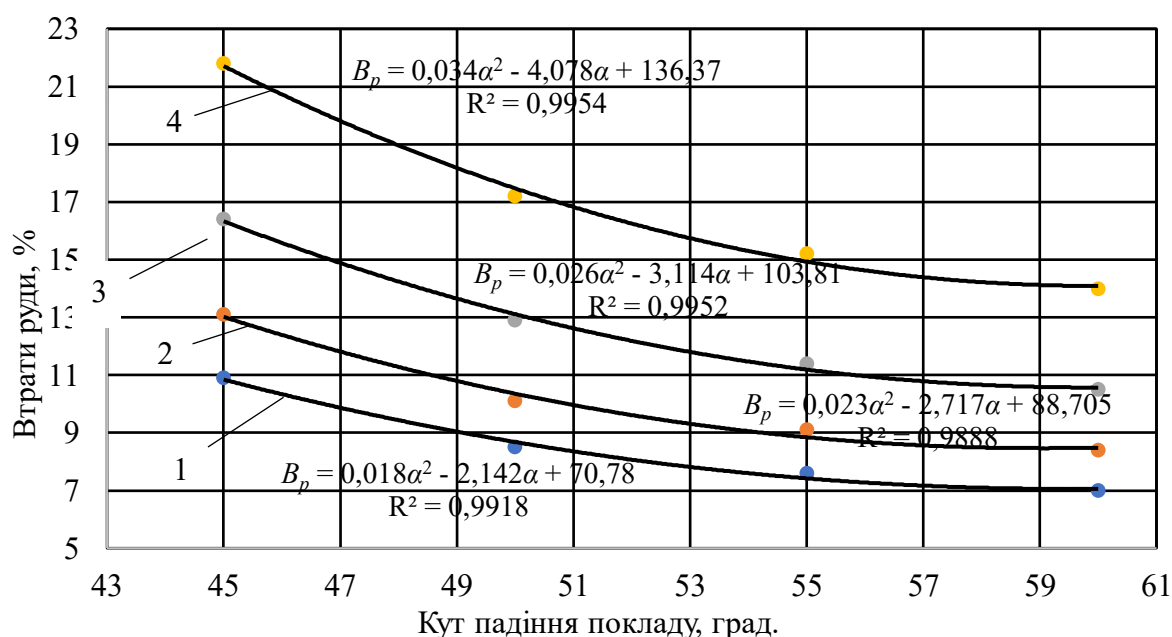


Рис. 4.10. Закономірності втрат руди по блоку B_p при випуску відбитої руди похилими потоками для кутів падіння рудних покладів $\alpha = 45^\circ$; $\alpha = 50^\circ$; $\alpha = 55^\circ$; $\alpha = 60^\circ$ та потужності покладів: 1 – 30м, 2 – 25м, 3 – 20 м, 4 – 15м

Згідно з результатами виконаних досліджень втрати руди по блоку при випуску відбитої руди похилими потоками в залежності від кута падіння рудних покладів для родовищ потужністю $m = 15\text{м}$ можна визначити за виразом:

$$B_p = 0,034\alpha^2 - 4,078\alpha + 136,37, \quad (4.2)$$

$$R^2 = 0,9954.$$

де B_p – втрати руди по блоку, %;

α – кут падіння рудного покладу, град;

R^2 – достовірність апроксимації.

Втрати руди по блоку при її випуску похилими потоками в залежності від кута падіння рудних покладів для родовищ потужністю $m = 20$ м можна визначити з виразу:

$$B_p = 0,026\alpha^2 - 3,114\alpha + 103,81, \quad (4.3)$$

$$R^2 = 0,9952.$$

Втрати відбитої руди по блоку при її випуску похилими потоками в залежності від кута падіння покладу для родовищ потужністю $m = 25$ м можна визначити з виразу:

$$B_p = 0,023\alpha^2 - 2,717\alpha + 88,705, \quad (4.4)$$

$$R^2 = 0,9888.$$

Втрати відбитої руди по блоку при її випуску похилими потоками в залежності від кута падіння покладу для родовищ потужністю $m = 30$ м можна визначити з виразу:

$$B_p = 0,018\alpha^2 - 2,142\alpha + 70,78, \quad (4.5)$$

$$R^2 = 0,9918;$$

де B_p – втрати руди по блоку, %;

α – кут падіння рудного покладу, град;

R^2 – достовірність апроксимації.

Згідно з результатами виконаних досліджень встановлено залежність втрат руди по блоку при випуску відбитої руди похилими потоками для родовищ з різною потужністю рудних покладів.

Встановлена залежність описується експоненційною функцією наступного виду:

$$B_p = 4,1402 e^{0,0465m}, \quad (4.6)$$

$$R^2 = 0,985;$$

де B_p – втрати руди по блоку, %;

m – потужність рудного покладу, м;

R^2 – достовірність апроксимації.

Враховуючи отримані результати багатofакторних експериментів можна визначити залежність величину втрат відбитої руди в блоці при її випуску похилими потоками при різних кутах падіння та потужності рудного покладу за наступною формулою:

$$B_p = 0,034a^2 - 4,078a + 136,37 \left(\frac{(4,1402e^{0,0465m})}{21,8} \right), \quad (4.7)$$

де B_p – втрати руди по блоку, %;

α – кут падіння рудного покладу, град;

m – потужність рудного покладу, м.

Таким чином можна сформулювати II наукове положення, згідно з яким втрати руди в блоці при застосуванні технології випуску відбитої руди похилими потоками при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним вибоєм залежать від кута падіння та потужності рудного покладу, визначаються за поліноміально-експоненційній залежністю і зменшуються на 6,8% – 26,9% у порівнянні з традиційною технологією випуску руди з виробок основного горизонту та технологією з формуванням уловлюючих виробок на додаткових підповерххах.

Візуальні спостереження дозволили визначити, що випуск руди при кутах падіння $\alpha = 45^\circ$ показали можливість зависань кусків відбитої руди. В той же час, ці зависання самопідвидалились за рахунок рухливої основи шару з пустих порід, які не дозволяли зафіксувати стійке стабільне склепіння з кусків відбитої руди.

Так при формуванні зависань з негабаритних, або просто з великих кусків руди, в рух приходили частини порід в основі склепіння, що призводило до самопідвиудання зависання і подальшого випуску відбитої руди похилим потоком.

4.3. Висновки

Встановлено, що втрати відбитої руди в блоці залежать від кута падіння та потужності покладу і можуть досягати 37,2 % від загальних запасів блоку.

Застосування класичних технологій з формуванням уловлюючих воронок на додаткових підповерххах дозволяє знизити такі втрати до 17,1 %. Однак проведення додаткових уловлюючих виробок вимагає додаткових витрат на їх проведення.

Запропоновано варіант технології пошарової відбійки та випуску відбитої руди при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним вибоєм. Запропоновано пошаровий випуск відбитої руди похилим потоком.

Встановлено, що застосування запропонованої технології дозволяє зменшити втрати руди по блоку на 6,8 % – 26,9 % у порівнянні з традиційною технологією випуску з основного горизонту та технологією з формуванням додаткових уловлюючих виробок.

Позитивним моментом запропонованої технології випуску є ефект ущільнення пустих порід вибуховим зарядом при послідовній відбійці наступних шарів руди. Маючи ущільнений шар пустих порід в якості площини, по якій здійснюється випуск відбитої руди, показники вилучення характеризуються значним зменшенням розубоження руди пустими породами.

Встановлено основні закономірності втрат руди в блоці при застосуванні технології випуску відбитої руди похилими потоками, які залежать від кута падіння та потужності рудного покладу.

Виконані дослідження втрат руди від основних впливових факторів. Встановлено характер залежностей та визначено математичну достовірність апроксимації отриманих результатів.

4.4. Список використаних джерел до 4 розділу

1. Малахов Г.М., Безух В.Р., Петренко П.Д. (1968). Теория и практика выпуска руды. – М.: Недра, 311с.

2. Ступнік М. І., Калініченко В.О., Тарасютін В.М. [та ін.] (2016). Підвищення ефективності технологічного процесу випуску і доставки руди на базі використання самохідної навантажувально-доставочної техніки. Вісник КНУ. Зб.наук.праць. Кривий Ріг, №41, С. 141-146.

3. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Хівренко О.Я., Калініченко О.В., Грищенко М.А., Теляпньов В.О. (2016). Розробка та дослідження технології відпрацювання запасів блоків із застосуванням комбінованого високоефективного випуску руди. Вісник КНУ: зб. наук. праць. Кривий Ріг, №43, С. 3–7.

4. Римарчук Б.І., Грищенко Т.С., Грищенко М.А., Міненко П.О. (2017). Вибір технології вибуходоставки руди у камерних системах розробки. Вісник КНУ: зб. наук. праць. Кривий Ріг, №44, С. 101–105.

5. Шепель О.Л. (17–20 лист. 2020 р.). Щодо питання визначення оптимальних умов випуску руди при системах підповерхового обвалення руди. «Розвиток промисловості та суспільства–2020»: міжн. наук.-техн. конф. Кривий Ріг: «КНУ», С. 19.

6. Калініченко В.О., Ступнік М.І., Федько М.Б. (2017). Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ: [підручник]. Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 278 с.

7. Ступнік М.І., Хівренко О.Я., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Почтарьов О.В. (2021). Підвищення якості відбійки руди в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК». Вісник КНУ: зб. наук. праць. Кривий Ріг, №52, С. 3 – 10.

8. Малахов Г.М., Федоренко П.И., Кузмич С.Н. (1967). Влияние размеров выпускных отверстий на истечение руды и показатели извлечения при системах с обрушением. Цветная металлургия, №22.

9. Калініченко О.В. (2018). Методика та порядок виконання експериментальних досліджень на моделях з еквівалентних матеріалів. Вісник НУВГП. Технічні науки: зб. наук. праць. Рівне, №3, С.155-161.

10. Калиниченко В.А., Калиниченко Е.В. (2001). Повышение эффективности извлечения руды при системах с обрушением. Разработка рудных месторождений. Кривой Рог: Изд-во КТУ, №74, С. 65-68.

11. Корж В.А. (1999). Технологія видобування без втрат руди в „мертвій” зоні лежачого боку. Відомості Академії гірничих наук України. Кривий Ріг: Мінерал, №1, С.36-39.

12. Ступнік М.І., Хівренко О.Я., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Почтарьов О.В. (2021). Підвищення якості відбійки руди в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК». Вісник КНУ: зб. наук. праць. Кривий Ріг, №52, С. 3–10.

13. Stupnik M.I., Kalinichenko V.O., Kalinichenko O.V., Pochtarev A. (30 June 2021). Technological measures to enhance efficiency of mining ore from stopes applying self-propelled equipment. E3S Web Conf. Volume 280, Second International Conference on Sustainable Futures: Environmental, Technological, Social and Economic Matters (ICSF 2021), P. 1–8.

14. Stupnik M., Kalinichenko V., Kalinichenko O & Pochtarev A. (06-08.10.2021). Improvement of extracted iron ore grade in underground mining. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Vol. 970, III International Conference "Essays of Mining Science and Practice". Dnipro, P. 1–8.

15. Шепель О.Л. (27–30 трав. 2014 р.). Технологія вибухового зміщення руди з лежачого боку покладу в активну зону випуску за допомогою вертикальних концентрованих зарядів. «Сталий розвиток промисловості та суспільства–2014»: міжн. наук.-техн. конф.– Кривий Ріг: «КНУ», С. 9.

16. Чернокур В.Р., Шкребко Г.С., Шелегеда В.И. Добыча руд с поэтажным обрушением. – М.: Недра, 1992. – 271с.

17. Stupnik M., Kalinichenko V., Pochtarev A. (2021). Improvenemt of ore drawing technology and mined iron ore grade in underground mining. Innovative development of resource-saving yechnologies and sustainable use of natural resources : proceeding of the 4rd International scientific and technical conference. Petroșani. Romania: UNIVERSITAS Publishing, Edie. 4, P. 137–139.

18. Заєць В.В., Калініченко О.В. (2023). Удосконалення випуску сильно розубожених руд на шахтах Кривбасу. Вісник НУВГП. Технічні науки : зб. наук. праць. Рівне. НУВГП, №2(102), С. 3-7.

19. Шепель О.Л. (17–20 лист. 2020 р.). Щодо питання визначення оптимальних умов випуску руди при системах підповерхового обвалення руди. «Розвиток промисловості та суспільства–2020»: міжн. наук.-техн. конф.– Кривий Ріг: «КНУ», С. 19.

20. Кушнерьов І.П., Кривенко Ю.Ю., Максимов І.І. (2021). Утворення компенсаційного простору в лежачому боці похилого потужного покладу. Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, №52, С. 131–136.

21. Вілкул Ю.Г., Капленко Ю.П., Караманиць Ф.І., Колосов В.О., Моркун В.С., Пілов П.І., Сидоренко В.Д., Темченко А.Г., Федоренко П.Й. (2006). Комплекс ресурсо- і енергозберігаючих геотехнологій видобутку та переробки мінеральної сировини, технічних засобів їх моніторингу із системою керування та оптимізації гірничорудних виробництв. Кривий Ріг, Мінерал, С. 261.

22. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Pochtarev A. (2021). Підвищення якості руди при використанні самохідної навантажувально-доставочної техніки. Матеріали науково-технічної інтернет-конференції "Розвиток промисловості та суспільства". Кривий Ріг, С. 3.

23. Мартынов В.К., Кудрявцев М.С. (1968). О среднем угле движения руды при выпуске. Разраб. рудн. местрожд. – К.: Техніка, №6. – С. 22-27.

24. Stupnik M., Kalinichenko V., Kalinichenko O. & Pochtarev A. (06-08.10.2021) Improvement of extracted iron ore grade in underground mining. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 970, III International Conference "Essays of Mining Science and Practice" Dnipro, P. 1–8.

25. Калініченко В.О. (2008). Розвиток наукових основ раціонального використання сировинної бази Кривбасу при включенні в розробку втрачених руд і магнетитових кварцитів. Автореф. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук. Кривий Ріг, 36 с.

26. Азарян А.А., Колосов В.А., Моргун А.В., Попов С.О., Ступник Н.И. (2012). Инструкция по нормированию, прогнозированию и учету показателей извлечения

руды из недр при подземной разработке железорудных месторождений. Кривой Рог: Минерал, С. 167

27. Шепель О.Л. (14 грудня 2016 р.). Обґрунтування шляхів зниження втрат руди при розробці покладів. «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі»: міжн. наук.-техн. інтернет-конф. Кривий Ріг: ДВНЗ «КНУ», С. 105.

28. Guy Lauret et Patrice Brasse (1999). Explortation selective des amas uraniferez: evolution de la methode d'exploitation. Mines carrieres – revue de la sosiete de l'industrie minerale, Vol.81, P. 41–44.

29. Колосов В.А. (2002). Повышение качества железорудной продукции и показателей работы шахт на основе совершенствования технологии добычи и переработки: Дис. докт. техн. наук: 05.15.02. Кривой Рог, 446с.

30. Stupnik M., Oliinyk T., Pochtarev A., Kalinichenko O. & Kalinichenko V. (09-11.11.2022). Enhancement of the quality of marketable iron ore products of Kryvyi Rih iron ore basin. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 1156, IV International Conference "ESSAYS OF MINING SCIENCE AND PRACTICE" (RMGET-2022) Dnipro, Ukraine.

31. Калініченко В.О., Тарасютін В.М., Письменний С.В., Шепель О.Л. (2015). Про питання зниження втрат руди на лежачому боці покладів. Гірничий вісник КНУ, № 99, С. 42–45.

32. Iskov S., Leonets I., Davydova I., Kalchuk S. (29.05.2023). Determination of the seismic effect of a mass explosion on the earthquake resistance of ledges of block products. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Vol. 1319, 012005, Challenges of Ensuring Ukraine's Mineral Resources in the context of post-war reconstruction. Dnipro, Ukraine, P. 10.

33. Азарян А.А., Батареев А.С., Караманиц Ф.И., Колосов В.А., Моркун В.С. (2018). Пути снижения потерь и засорения железной руды подземной добычи в Кривбассе. Nauka innov, №14, С. 18-26.

34. Корж В.А. (2001). Розробка ресурсозберігаючих технологій очисної виїмки на основі закономірностей випуску руди з неоднорідними сипучими властивостями. Автореф. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук. Кривий Ріг: Мінерал, 35 с.

35. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Грищенко М.А. (2018). Випуск руди з малорухомої зони на лежачому боці покладу похилим очисним вибоєм. Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. Кривий Ріг, №104, С. 3–8.

36. В.В. Цариковский, А.П. Григорьев, Е.И. Яценко, А.В. Саковеч (2000). Перспективные пути повышения эффективности добычи богатых руд Кривбасса на больших глубинах. Сб. научн.трудов НИГРИ. Кривой Рог: НИГРИ, С. 62-67.

37. Калініченко В.О., Колосов В.О., Ступнік М.І. (2015). Основи підземної розробки рудних родовищ. Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 323 с.

38. Калініченко В.О., Ступнік М.І., Федько М.Б. (2017). Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ: [підручник]. Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ», 278 с.

39. Пат. 105304 Україна, МПК E21C 41/00. Комбінований спосіб доставки рудної маси при підземній розробці крутоспадних потужних рудних покладів / Ступнік М.І., Калініченко В.О., Кривенко Ю.Ю., Калініченко О.В., Косенко А.В., Ковбик К.М.; заявл. 01.10.15; опубл. 10.03.16, Бюл. №5.

40. Пат. 150784 Україна, МПК E21C 41/16. Спосіб підготовки очисного блоку / Ступнік М.І., Калініченко В.О., Кривенко О.Ю., Калініченко О.В., Почтарьов О.В., Грищенко М.А.; заявл. 14.06.21; опубл. 20.04.22, Бюл. №16.

41. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Грищенко М.А. (2018). Випуск руди з малорухомої зони на лежачому боці покладу похилим очисним вибоєм. Гірничий вісник: науково-технічний збірник. Кривий Ріг, №104, С. 3–8.

42. Патент № 105305 Україна МПК (2016.01): E21C 41/00 Комбінований спосіб доставки рудної маси при підземній розробці крутоспадних потужних рудних покладів / Ступнік М.І.; Кривенко Ю.Ю.; Калініченко О.В.; Косенко А.В.; Грищенко М.А. Дата подання 01.10.2015; Опубл. 10.03.2016 Бюл. №5

43. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Федько М.Б., Калініченко О.В., Сінельников Д.А., Письменний С.В. (2017). Процеси підземних гірничих робіт: підручник. Кривий Ріг, 195 с.

44. Stupnik M., Kalinichenko V., Fedko M., Kalinichenko O., Hryshchenko M. (22 April 2020). The study of the stress-strain state of the massif in mining uranium at

"VOSTGOK" deposits. E3S Web Conf. Vol. 166. The International Conference on Sustainable Futures: Environmental, Technological, Social and Economic Matters (ICSF 2020) Article Number 03005.

45. Патент №134087 Україна МПК (2006): E21C 41/16, E21C 41/22. Спосіб розробки рудних покладів. Ступнік М.І.; Калініченко В.О.; Кривенко О.Ю.; Калініченко О.В.; Федько М.Б.; Грищенко М.А. Дата подання 26.12.2018; опубл. 25.04.2019, Бюл. № 8/2019.

46. Зенюк Д.Ф., Тарасютін В.М., Хівренко О.Я., Федько М.Б. (2012). Комбінований спосіб доставки руди при відпрацюванні потужних рудних покладів. Вісник КНУ, №29 С. 20-25.

47. Ступнік М.І., Колосов В.О., Калініченко В.О. (2013). Стан і перспективи розвитку підземних гірничих робіт у Криворізькому басейні. Розробка родовищ: зб. наук. пр., Т. 7, С. 223-228.

48. Stupnik M., Kalinichenko O., Fedko M., Hryshcenko M., Kalinichenko V., Chukharev S., Yakovleva S. and Pochtarev A. (2022). Study and enhancement of underground mining technologies to prevent earth's surface failures. Revista Minelor. Mining Revue (MinRv). University of Petrosani, Romania, Vol 28, № 1, P. 46 – 53.

49. Патент №150784 Україна МПК (2006): E21C 41/16. Спосіб підготовки очисного блока. Ступнік М.І.; Калініченко В.О.; Кривенко О.Ю.; Калініченко О.В.; Почтарьов О.В.; Грищенко М.А. Дата подання 14.06.2021; опубл. 21.04.2022, Бюл. № 16/2022.

50. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Тарасютін В.М. [та ін.] (2016). Підвищення ефективності технологічного процесу випуску і доставки руди на базі використання самохідної навантажувально-доставочної техніки. Вісник КНУ. Зб.наук.праць. – Кривий Ріг: КНУ, №41, С. 141-146.

51. Дослідження та науково-практичне обґрунтування технологічних засобів управління якістю сировини при видобутку руд на глибоких горизонтах. (2023). Звіт з науково-дослідної роботи. ДР № 0122U111843. Кривий Ріг, 191 с.

52. Ступнік М.І., Бровко Д.В., Калініченко В.О. та ін. (2023). Дослідження рекультиваційних перспектив відвалу № 4 Центрального гірничо-збагачувального

комбінату, підпрацьованого підземними гірничими роботами. Гірничий вісник : наук.-техн. зб. Кривий Ріг, №111, С. 3–11.

53. Gorobets L., Verkhobina I., Biletsky V., Kryvenko A., Hryshchenko M., & Bulakh O. (2020). Identification of factors to reduce the energy costs of dispersing in jets. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*, №6(1 (108), P. 55–62.

54. Калініченко В.О., Колосов В.О., Сінельніков Д.А., Ступнік М.І. (2017). Підземна розробка рудних родовищ: підручник. Кривий Ріг, 351 с.

55. Stupnik M., Kalinichenko V., Kalinichenko O., Shepel O., & Hryshchenko M. (2023). Scientific and technical problems of transition from open pit to combined technologies for raw materials mining. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, №1254(1), 012070.

56. Калиниченко В.А. (2008). Развитие научных основ рационального использования сырьевой базы Кривбасса при включении в разработку потерянных руд и магнетитовых кварцитов (2008). дис. доктора техн. наук : 05.15.02. Кривой Рог, 332 с.

РОЗДІЛ 5

РОЗРОБКА ТА ВДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЙ ВІДПРАЦЮВАННЯ РУДНИХ ПОКЛАДІВ, ЯКІ ЗАПОБІГАЮТЬ УТВОРЕННЮ ПРОВАЛІВ ЗЕМНОЇ ПОВЕРХНІ

5.1. Дослідження і розробка інноваційних технологій комбінованої закладки очисного простору

Розробка та вдосконалення технологій відпрацювання рудних покладів для запобігання утворення провалів та просідань земної поверхні є досить складною проблемою.

По перше, будь-які додаткові технології, направлені на збереження денної поверхні, припускають змінення прийнятої технології відпрацювання рудних покладів. Такі зміни не викликають задоволення не у власників підприємства, не у інженерно-технічних працівників та у керівного складу шахт. Руйнування налагодженого ритму видобутку руди безсумнівно призведе до скорочення обсягів її видобутку [1 – 6].

По друге, зміна прийнятої технології викличе додаткове підвищення собівартості видобутку руди за рахунок впровадження додаткових, або нових технологічних процесів.

По третє. Єдиним дієвим засобом запобігання утворення провалів та просідань земної поверхні є закладка виробленого простору штучною твердіючою, або комбінованою закладкою.

У той же час головним недоліком закладки є ускладнення технології та підвищення собівартості підземного видобутку руд. Крім того, технології з твердіючою закладкою характеризуються високою собівартістю, а «бюджетні» технології з породною закладкою характеризуються низькою стійкістю штучного закладного масиву і високими показниками втрат та засмічення руди при її випуску [5,7–12].

З метою ліквідації зазначених недоліків авторами запропонована технологія комбінованої закладки камер. Суть такої технології полягає у формуванні несучого

каркасу твердіючої закладки та породного модуля всередині сформованої композиційної структури.

Одним із варіантів такої композитної структури закладного масиву є варіант, який отримав назву «каркасно-модульної» технології закладки [13,14].

Безсумнівно, що пропонована технологія комбінованої композитної структури закладки камер є універсальною і може бути рекомендована для закладання камер як першої, так і другої черги при відпрацюванні родовищ за технологією «камера-цілик». У той же час основною перевагою даної технології можна вважати можливість її застосування саме в камерах першої черги.

Застосування рекомендованої універсальної технології композитної закладки очисного простору забезпечує дотримання основних вимог, які пред'являються до закладного масиву камер першої черги:

1. Повноту закладки відпрацьованої камери закладним матеріалом, особливо при формуванні похилих стелин.
2. Створення на контакті «відпрацьована камера – рудний цілик (камера другої черги)» несучого каркасу твердіючої закладки, який забезпечує формування стійких оголень при відпрацюванні рудних ціликів (камер другої черги).
3. Створення несучого каркасу твердіючої закладки, що запобігає обваленню порід висячого боку у вироблений простір відпрацьованої очисної камери.
4. Значне зниження собівартості комбінованої закладки у порівнянні з суцільним масивом твердіючої закладки за рахунок формування значного обсягу породного модуля пустих порід у монолітному каркасі твердіючої закладки.

У загальному вигляді сутність пропонованої композитної структури комбінованої закладки очисного простору відпрацьованих камер розглянемо на наступних прикладах.

Спочатку відпрацьовують очисну камеру першої черги з повним випуском відбитої руди.

Далі днище відпрацьованої камери заповнюють твердіючою закладкою для формування стійкої стелини, необхідної при подальшому відпрацюванні нижче

лежачої камери. Закладку камери здійснюють по закладних свердловинах, пробурених з закладної виробки в покрівлю відпрацьованої камери.

Після повного затвердіння суміші з закладної виробки в центр покрівлі відпрацьованої камери по закладним підняттявим подають пусту породу. Закладний підняттявий проходять на лежачий бік камери під кутом, достатнім для скочування кусків подрібненої пустої породи під дією власної ваги.

Одночасно по закладним свердловинам, пробуреним у покрівлю відпрацьованої камери на межі з ціликами (камерами другої черги), подають твердіючу закладку, необхідну для формування стійкого каркасу твердіючої закладки на межі з камерами другої черги.

Після максимального заповнення камери пустими породами решту виробленого простору заповнюють твердіючою закладкою, формуючи, таким чином, внутрішній закладний «модуль» пустих порід.

З метою визначення оптимальної товщини каркасу твердіючої закладки за простяганням з боку камер другої черги, були виконані дослідження по встановленню залежностей стійкості композитного цілика від товщини його несучого каркасу. Товщина каркасу твердіючої закладки змінювалася в межах від 30–35 % до 65–70 % загальної товщини цілика за простяганням.

Результати досліджень дозволили зробити наступні висновки.

Оскільки каркасно-модульний цілик знаходиться в умовах об'ємного стиснення, його стабільність практично не залежить від ширини каркасу і коливається в межах 3–8 % у відносних величинах.

5.2. Технологія заповнення відпрацьованих камер комбінованою закладкою

Суть розробленої та запропонованої авторами технології відпрацювання родовища камерними системами розробки з композитною закладкою виробленого простору полягає в наступному, рис. 5.1.

Ділянку родовища поділяють, як правило, на камери першої 1 і другої 2 черги.

На першому етапі відпрацьовують очисний блок (очисні блоки) камерною системою розробки з формуванням камери (камер) першої черги. Днище відпрацьованої камери заповнюють твердіючою закладкою 3, яка в подальшому буде виконувати роль стійкої стелини при відпрацюванні нижньої камери 8.

Після набору твердіючою закладкою нормативної міцності подальше заповнення камери виконують шляхом формування в ній композитної комбінованої структури.

Для цього в камеру з вище розташованого горизонту по закладним піднятковим 4 подають подрібнену пусту породу 5. Одночасно по закладним свердловинам 6 подають твердіючу суміш для формування несучого скелету твердіючої закладки 7.

В залежності від обсягів камер кількість породних включень може коливатися від 1 до 2 – 3.

Оскільки несучий скелет твердіючої закладки знаходиться в умовах об'ємного стиснення, його стабільність практично не залежить від ширини несучого скелету.

Після остаточного заповнення камер першої черги комбінованою закладкою необхідно витримати час для набору несучим скелетом твердіючої закладки нормативної міцності.

Після цього починають відпрацювання камер другої черги з наступною закладкою останньої пустими подрібненими породами.

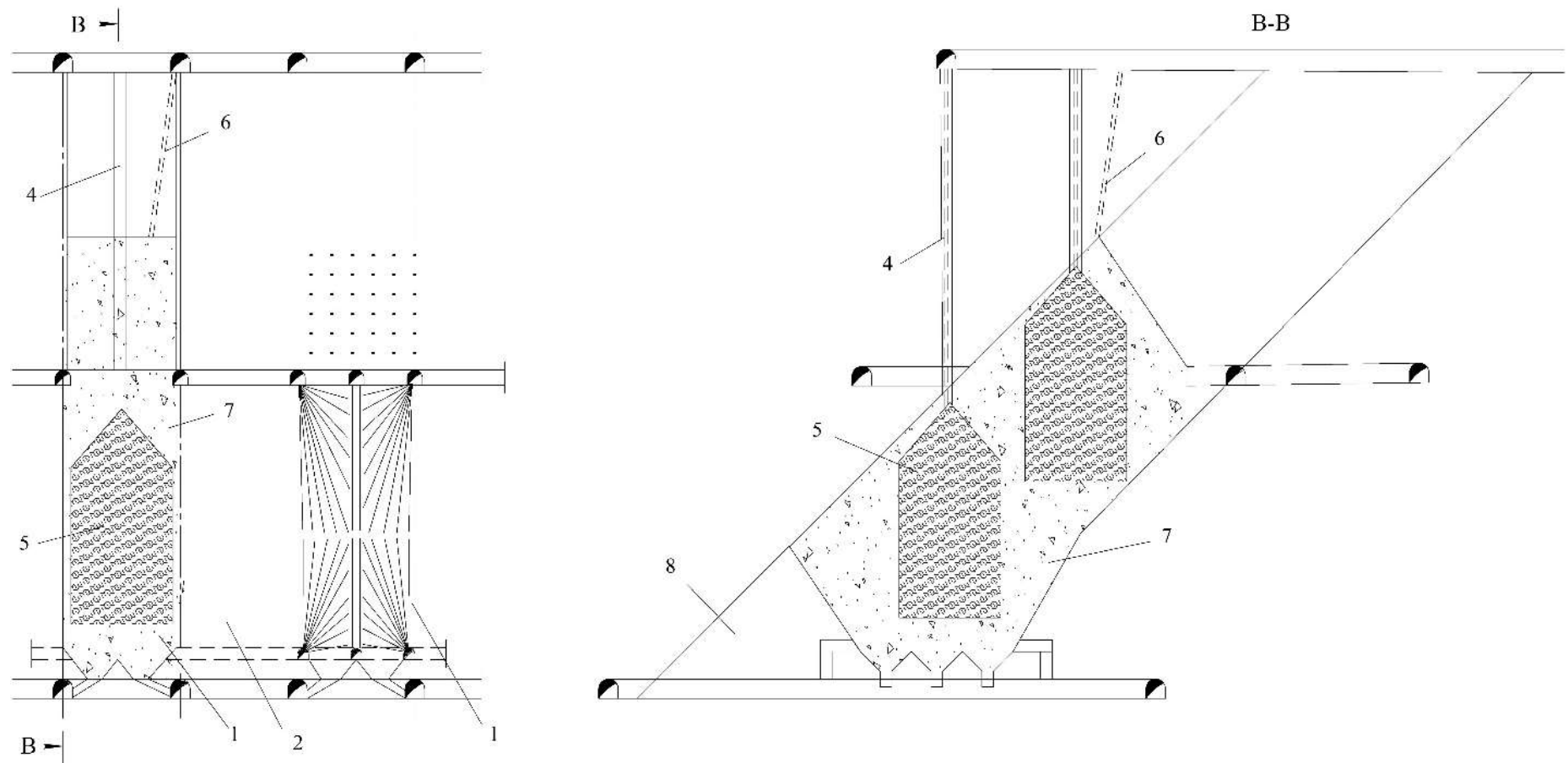


Рис. 5.1. Технологія відпрацювання родовища камерними системами розробки з композитною закладкою виробленого простору

5.3. Технологія комбінованої «каркасно-модульної» закладки камер

Запропонована технологія комбінованої «каркасно-модульної» закладки камер рекомендована для заповнення камер першої черги при відпрацюванні родовищ за технологією «камера-цілик». Основними вимогами до закладного масиву камер першої черги є:

1. Необхідність повного заповнення відпрацьованої камери закладним матеріалом.
2. Заповнення відпрацьованої камери на кордоні з ціликами (камерами другої черги) твердіючою закладкою, необхідною для формування стійких оголень при відпрацюванні ціликів.
3. Заповнення всячого боку відпрацьованої камери твердіючою закладкою, необхідною для запобігання зсуву порід всячого боку в вироблений простір.
4. Зниження собівартості закладки за рахунок формування «модуля» пустих порід у монолітному масиві твердіючої закладки.

Сутність технології представлена на рис. 5.2.

У першу чергу відпрацьовують очисну камеру першої черги з повним випуском відбитої руди.

Після випуску відбитої руди днище блоку (очисної камери першої черги) заповнюють твердіючою закладкою 1 для формування стійкої стелини, необхідної при подальшому відпрацюванні нижче розташованої камери. Закладку відпрацьованої очисної камери здійснюють по закладним свердловинам 4, пробуреним з закладної виробки 2 в покрівлю відпрацьованої камери першої черги.

Після повного затвердіння суміші 1 з закладної виробки 2 в центр покрівлі відпрацьованої камери по закладним підняттявим 3 подають пусту породу 5. Закладний підняттявий проходять на лежачий бік камери під кутом, достатнім для скочування кусків подрібненої пустої породи під дією власної ваги.

Паралельно по закладним свердловинам 4, пробуреним в покрівлю відпрацьованої камери на межі з ціликами (камерами другої черги), подають твердіючу закладку 6, необхідну для формування стійкого каркасу твердіючої закладки на межі з камерами другої черги.

Після максимального заповнення камери пустими породами 5 решту виробленого простору заповнюють твердіючою закладкою 6, формуючи, таким чином, каркас твердіючої закладки з внутрішнім «модулем» пустих порід.

Перевагою технології комбінованої «каркасно-модульної» закладки камер є:

1. Можливість повного заповнення відпрацьованої камери закладним матеріалом.
2. Формування стійких оголень твердіючої закладки на межі з ціликами (камерами другої черги), необхідних для безпечного відпрацьовування камер другої черги з мінімальним засміченням відбитої руди закладним матеріалом.
3. Заповнення висячого боку відпрацьованої камери твердіючою закладкою дозволить зберегти стійкий стан вміщуючих порід висячого боку і запобіжить просіданням денної поверхні в цілому.
4. Досягається зниження собівартості закладки за рахунок формування «модуля» пустих порід у монолітному каркасі твердіючої закладки і часткової заміни дорогої твердіючої закладки дешевими пустими породами.

На рис. 5.2 представлена технологія комбінованої «каркасно-модульної» закладки камер першої черги [13,14].

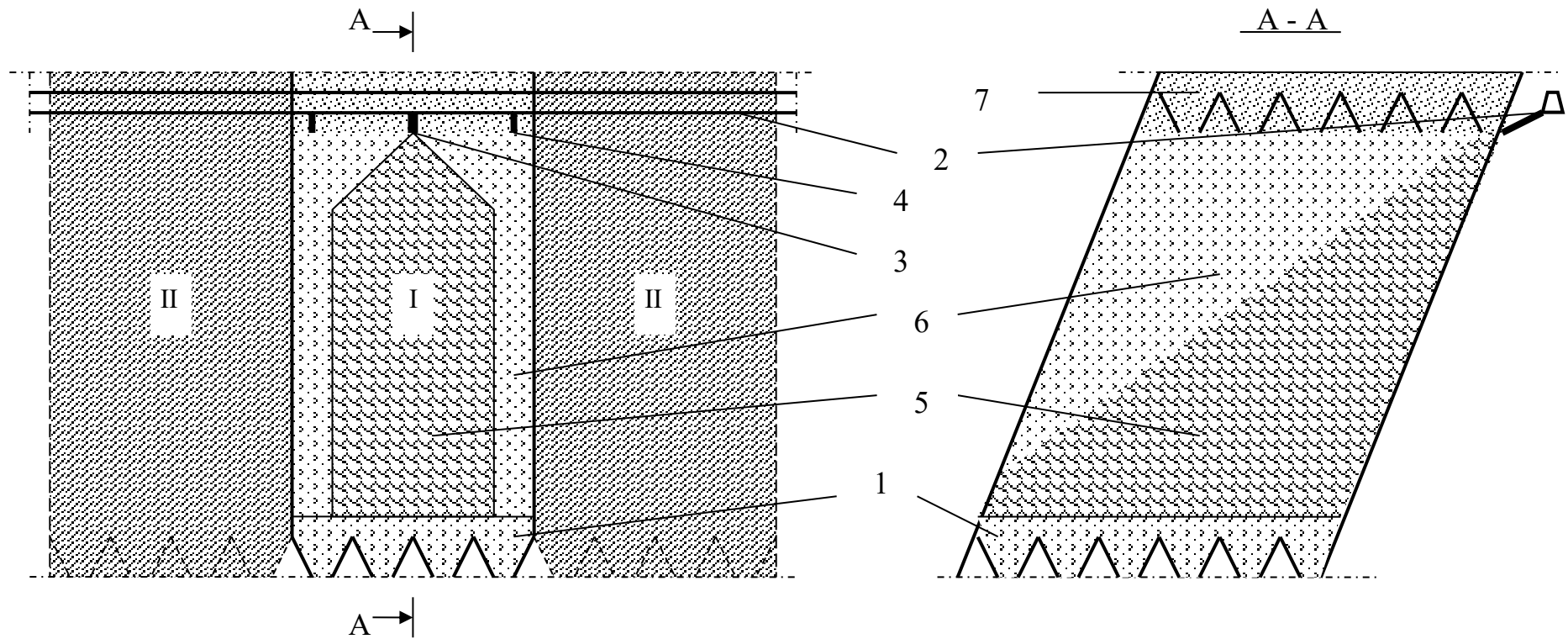


Рис. 5.2. Технологічна схема комбінованої «каркасно-модульної» закладки камер першої черги при відпрацюванні родовищ за технологією «камера-цілик» I, II – черговість відпрацювання камер; 1 – твердіюча закладка днища блоку; 2 – закладна виробка; 3 – закладний підняттявий; 4 – закладні свердловини; 5 – «модуль» закладки з пустої породи; 6 – твердіюча закладка; 7 – твердіюча закладка вище розташованого горизонту.

5.4. Технологія камерного виймання залізорудних покладів із закладкою в умовах недостатньої стійкості вміщуючих порід

В основу розробленої авторами камерного виймання залізорудних покладів камерними системами з наступною закладкою виробленого простору в умовах недостатньої стійкості вміщуючих порід покладено удосконалення відомої технології відпрацювання крутоспадних рудних покладів, яка полягає у наступному, рис. 5.3.

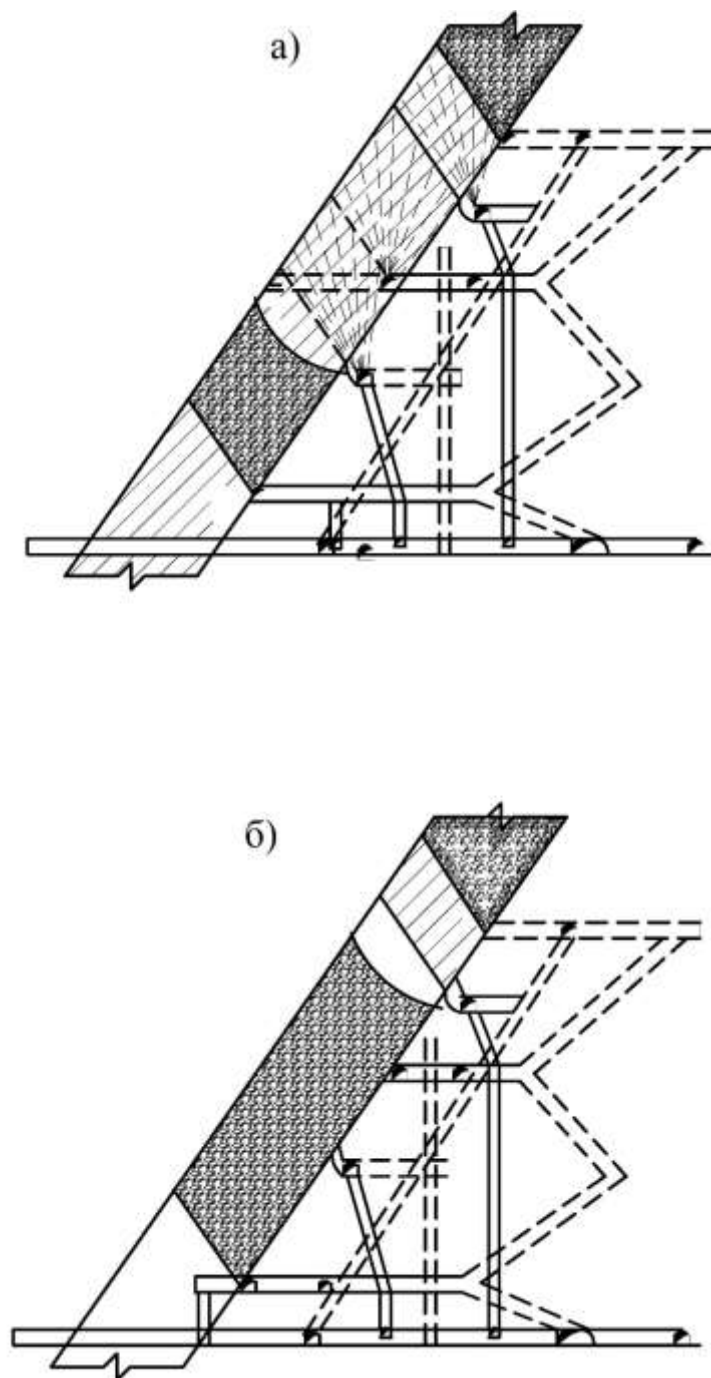


Рис. 5.3. Технологія камерного виймання залізорудних покладів із закладкою в умовах недостатньої стійкості вміщуючих порід

В першу чергу рудний поклад розділяють, в межах висоти поверху за простяганням, на окремі блоки шляхом проведення підготовчих виробок. Далі у кожному блоці проходять комплекс нарізних виробок та розбурюють рудний масив глибокими свердловинами. В нижній частині камери утворюють вертикальну відрізню щілину або підсічку з наступного відбійкою зарядами вибухівки на неї камерного запасу похилими шарами знизу вверх. Випуск і доставку обваленої руди здійснюють під захистом стелини і міжкамерного цілика, які відпрацьовують після відробки камерного запасу.

Після відбійки зарядами вибухівки у камері кожного похилого шару обвалену руду випускають частково, утворюючи під покрівлею компенсаційний простір, на який здійснюють відбійку наступного шару руди, повторюючи ці операції до рівня стелини, після чого виконують масовий інтенсивний випуск усієї руди під захистом стелини і міжкамерного цілика. Після повного випуску відбитої руди камеру заповнюють твердіючою закладкою, а після набуття нею необхідної міцності відпрацьовують рудну стелину.

Окрім цього розміри кожного компенсаційного простору розраховують з урахуванням об'єму руди у шарі, який на нього відбивають, та коефіцієнта її розпушення, а також масовий інтенсивний випуск руди після відбійки всього камерного запасу можна здійснювати із декількох проміжних підповерхів, розташовуючи додаткові випускні виробки на контакті рудного покладу із вміщуючими породами лежачого боку.

Технологічний ефект запропонованої технології камерного виймання крутоспадних залізорудних покладів із закладкою в умовах недостатньої стійкості вміщуючих порід полягає у тому, що залишення відбитої руди у камері дозволяє уникнути оголення вміщуючих порід та підтримати їх за рахунок бічного тиску цієї руди. Це перешкоджає обваленню у вироблений простір недостатньо стійких вміщуючих порід, а пошарове висхідне виймання дає змогу у підсумку здійснювати камерне виймання руди в межах поверху або підповерху у таких складних умовах, що розширює область застосування цих систем розробки.

Утворення під покрівлею наступного шару компенсаційного простору дозволяє обвалювати на нього цей шар, не утворюючи цей простір додатково, що зменшує затрати на видобуток руди.

Розрахунок та утворення компенсаційного простору необхідного об'єму дозволяє отримати добру якість подрібнення руди при її відбійці, що сприятиме підвищенню продуктивності праці на випуску і доставці обваленної руди і зменшенню затрат на ці виробничі операції.

Здійснення випуску руди з декількох проміжних горизонтів (підповерхів) дає змогу підвищити інтенсивність даного процесу, зменшити час відробки камерного запасу, а відповідно й час існування оголення вміщуючих порід, що при їх недостатній стійкості сприятиме уникненню або істотному скороченню вивалів цих порід та засмічення ними відбитої руди і, як наслідок, покращити її якість. Окрім цього, використання цих проміжних горизонтів для випуску руди після обвалення стелини та міжкамерного цілика сприятиме зменшенню рівня втрат відбитої руди на лежачому боці покладу, тобто дозволяє підвищити вилучення рудної маси з надр.

Заповнення відпрацьованої камери твердіючою закладкою дає змогу значно покращити умови відробки покладу на наступних горизонтах.

Запропонована технологія реалізується наступним чином. Поверх розбивають на декілька підповерхів приблизно однакової висоти, для чого на кожному підповерхі проходять доставочний 3 та буровий 4 штреки, збиваючи їх поміж собою навантажувальними нішами 5.

Для перепуску порід та руди з підповерхових виробок на відкотний орт 1 з нього проходять рудоспуск 2.

Для забезпечення акустичної активності провітрювання підповерхових виробок їх збивають вентиляційним підняттям 6, який в свою чергу вибивають на орт верхнього вентиляційного горизонту 10.

Для забезпечення доступу на підповерхи самохідної техніки проходять похилий з'їзд 7.

Спочатку в нижньому шарі і утворюють вертикальну відрізню щілину 8, на яку послідовно відбивають вертикальні віяла глибоких свердловин 9, пробурені з

нижнього бурового штрека 4, відпрацьовуючи камерний запас. Відбиту руду випускають через навантажувальні ніші 5 й самохідними машинами по доставочному штреку 3 доставляють до рудоспуска 2, по якому руда потрапляє на відкотний орт 1.

Забруднене повітря по вентиляційному підняттевому 6 викидається на орт верхнього вентиляційного горизонту 12.

Обвалену руду випускають частково, утворюючи під покрівлею компенсаційний простір 12 необхідного об'єму, на який здійснюють відбійку наступного шару руди II.

Відпрацювання II-го шару здійснюють шляхом відбійки зарядами вибухівки віял глибоких свердловин 9, пробурених з бурового штрека 4 на компенсаційний простір 12. Відбиту руду, як й при відробці попереднього шару, випускають частково і доставляють до рудоспуска 2, а під покрівлею знову утворюють компенсаційний простір 12, на який буде здійснюватись відробка наступного похилого шару III. Ці роботи повторюють при відробці кожного наступного шару до повного відпрацювання камерного запасу, тобто до рівня стелини 13, після чого виконують масовий інтенсивний випуск усієї руди під захистом стелини 13 і міжкамерного цілика 14.

Для підвищення інтенсивності випуску відбитої руди можуть бути використані додаткові випускні виробки 15, розташовані на проміжних підповерххах на контакті рудного покладу із вміщуючими породами лежачого боку.

Для покращення показників вилучення рудної маси при їх відробці також можуть бути використані додаткові випускні виробки 15, розташовані на проміжних підповерххах.

Після завершення випуску обваленної руди камеру заповнюють твердіючою закладкою, а після набуття нею необхідної міцності відпрацьовують рудну стелину.

5.5. Висновки

Розробка та вдосконалення технологій відпрацювання рудних покладів для запобігання утворення провалів та просідань земної поверхні є досить складною проблемою.

Універсальним засобом запобігання утворення провалів та просідань земної поверхні є закладка виробленого простору твердіючою або комбінованою закладкою. Така закладка дозволяє, крім того, поліпшити екологічний стан басейну за рахунок утилізації відходів гірничодобувних підприємств у виробленому просторі шахт та суттєво покращити показники вилучення рудної маси з надр.

Головним недоліком закладки є ускладнення технології та підвищення собівартості підземного видобутку руд. Крім того, технології з твердіючою закладкою характеризуються високою собівартістю, а «бюджетні» технології з породною закладкою характеризуються низькою стійкістю штучного закладного масиву і високими показниками втрат та засмічення руди при випуску.

Авторами розроблені та запропоновані інноваційні технології композитної закладки камер шляхом формування несучого каркасу твердіючої закладки та породного модуля всередині сформованої композиційної структури.

Запропоновані технології дозволяють:

- здійснювати повну закладку відпрацьованої камери закладним матеріалом, особливо при формуванні похилих стелин;
- створювати на контакті «відпрацьована камера – рудний цілик (камера другої черги)» несучого каркасу твердіючої закладки, який забезпечує формування стійких оголень при відпрацюванні камер другої черги;
- запобігати обваленню порід висячого боку у вироблений простір відпрацьованої очисної камери за рахунок створення несучого каркасу твердіючої закладки;
- значно знизити собівартість комбінованої закладки у порівнянні з суцільним масивом твердіючої закладки за рахунок формування значного обсягу породного модуля пустих порід у монолітному каркасі твердіючої закладки;
- за рахунок застосування підповерхово-камерних систем із твердіючою закладкою значно покращити умови відпрацювання блоків на нижчезалягаючих горизонтах.
- поліпшити екологічний стан басейну за рахунок утилізації відвалів пустих порід та відходів гірничодобувних підприємств у виробленому просторі шахт.

5.6. Список використаних джерел до 5 розділу

1. Stupnik M., Kalinichenko V., Pysmennyi S., Kalinichenko O. (2019). The resource-saving technology of mining complex structured iron ore deposits. Traditions and innovations of resource-saving technologies in mineral mining and processing: Multi-authored monograph. Petroșani, Romania: UNIVERSITAS Publishing, P. 4 – 21.
2. Пат. 114837 Україна, МПК E21F 15/00, E21C 41/16. Спосіб відпрацювання рудного покладу із закладкою відкритого очисного простору / Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Кривенко Ю.Ю.; заявл. 19.08.16; опубл. 27.03.17, Бюл. №6.
3. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В. (2012). Визначення економічних ризиків від порушень денної поверхні в результаті підземного видобутку руд. Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, №32, С. 246–250.
4. Калініченко О.В. (2015). Удосконалення концепції управління напружено-деформованим станом гірського масиву при підземних гірничих роботах. Сборник научных трудов Государственного предприятия "Научно-исследовательский горнорудный институт". Кривой Рог, С.104–111.
5. Stupnik M., Kalinichenko V., Kalinichenko O., Muzyka I., Fedko M., Pysmennyi S. (2015). Information technologies as a component of monitoring and control of stress-deformed state of rock mass. Mining of Mineral Deposits, №9(2), P. 175-181.
6. Калініченко О.В. (2016). Удосконалення концепції системного управління процесами підземних гірничих робіт з урахуванням впливу на них напружено-деформованого стану гірського масиву. Гірничий вісник: наук.-техн. збірник. Кривий Ріг, №100, С. 27–31.
7. Ступник Н.И., Калиниченко В.А. (2013). Проблемы мониторинга дневной поверхности в полях закрытых и действующих шахт Криворожского железорудного бассейна. Збірник наукових праць. Науково-дослідного гірничорудного інституту ДВНЗ «Криворізький національний університет». Кривий Ріг, №54. С. 17-22.
8. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Письменний С.В., Калініченко О.В., Письменна Т.Г. (2017). Дослідження впливу підземних гірничих робіт на відчуження

земельних ділянок в умовах шахти «Тернівська» ПАТ «Кривбасзалізрудком» International Conference «Innovative technologies in science and education. European experience». Vienna, Austria, P.327-335.

9. Калініченко О.В. (2018). Управління процесами підземних гірничих робіт з урахуванням впливу на них напружено-деформованого стану гірського масиву. Вчені записки Таврійського національного університету ім. В.І. Вернадського. Серія «технічні науки», Том 29 (68), №2, С.232–236.

10. Stupnik N., Kalinichenko V., Kalinichenko E., Muzika I., Fed'ko M., Pis'menniy S. (2015). The research of strain-stress state of magnetite quartzite deposit massif in the condition of mine “Gigant-Gliboka” of central iron ore enrichment works (CGOK). Metallurgical and mining industry, №7, P. 377-383.

11. Куліковська О.Є. (2012). Концептуальні засади маркшейдерського моніторингу безпечного функціонування гірничовидобувних регіонів: дис. доктора техн. наук: 05.15.01. Кривий Ріг, 346 с.

12. Калініченко О.В. (2020). Розвиток наукових основ управління напружено-деформованим станом масиву при формуванні підземних виробок: дис. докт. техн. наук: 05.15.02. Кривий Ріг, 405с.

13. Письменний С. В. (2021). Удосконалення технології розробки залізрудних родовищ системами підповерхового обвалення руди та вміщуючих порід. Гірничий вісник: наук. техн. зб. Кривий Ріг, №109, С. 61–67.

14. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Письменний С.В., Федько М.Б. (2017). Моделювання напружено-деформованого стану гірського масиву шахти «Гігант-Глибока» при застосуванні технології з твердіючою закладкою. Геотехнічна механіка: міжвідомчий збірник наукових праць. Дніпро, №135, С. 229–238.

15. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В. (2012). Економічна оцінка ризиків можливих геомеханічних порушень денної поверхні в полях шахт Кривбасу. Науковий вісник НГУ. Дніпропетровськ, №6(132), С. 126–130.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

Дисертація є закінченою науково-прикладною роботою, у якій шляхом встановлення закономірностей впливу технології підземної розробки визначено закономірності стабілізації геодинамічних процесів у гірському масиві та розроблено безпечні технології відпрацювання рудних покладів, які дозволяють утилізувати відходи гірничого виробництва у виробленому просторі шахт та запобігають утворенню провалів земної поверхні в межах гірничодобувних басейнів України.

Основні наукові та практичні результати роботи:

Виконано аналіз та доведено вплив підземної розробки на зміну напружено-деформованого стану масиву та денної поверхні гірничодобувних районів.

Проаналізовано проблему збереження денної поверхні в полях відпрацьованих, законсервованих і діючих шахт України. Доведено необхідність збереження природно-екологічної рівноваги в зонах промислового видобутку корисних копалин.

Здійснено аналіз наукових досліджень з теорії управління напружено-деформованим станом масиву при підземному видобутку корисних копалин.

Визначені проблеми геодинамічної стабілізації гірського масиву та деформацій денної поверхні при зміні напружено-деформованого стану масиву в процесі видобутку руд з формуванням значних площ підпрацьованих гірничими роботами територій.

Доведено необхідність впровадження ресурсозберігаючих, екологічно безпечних технологій видобутку корисних копалин з можливістю утилізації відходів гірничо-металургійного виробництва у виробленому просторі шахт.

Встановлено, що головною вимогою до технологій підземного видобутку корисних копалин у межах міст та промислового передмістя є збереження непорушеної денної поверхні. Таким вимогам відповідають технології камерного виймання корисних копалин з наступною закладкою відпрацьованих камер закладними сумішами.

Доведено, що в умовах, коли вище розташовані горизонти відпрацьовуються технологіями з обваленням руди та вміщуючих порід, або варіантами камерних

систем розробки з наступним обваленням міжкамерних та міжповерхових ціликів, необхідно впровадити «перехідну технологію».

Запропоновано варіант «перехідної технології», при якій в першу чергу відробляється очисна камера під прикриттям рудного міжповерхового цілика. Після відпрацювання камерного запасу очисний простір заповнюють твердіючою закладкою, яка буде виконувати функцію штучного цілика (стелини) при відпрацюванні нижньої камери системами розробки з закладкою виробленого простору.

Доведено, що саме перший етап є головним етапом «перехідної технології», який дозволяє здійснювати у подальшому відпрацювання родовища ресурсозберігаючими, екологічно безпечними технологіями з закладкою виробленого простору, у тому числі й відходами гірничо-металургійного виробництва.

Розроблено аналітичну дослідницьку модель з чотирикутною сіткою кінцевих елементів. Розміри вихідної розрахункової моделі є адекватними розмірам ділянки досліджуваного гірського масиву.

Для отримання обґрунтованої картини напружено-деформованого стану масиву, в роботі розраховувалися напруження та деформації як гірського, так і штучного масивів. Розрахункова модель мала вигляд епюр з ізолініями головних напружень і деформацій та їх числовими значеннями. Для візуального визначення напружень всі ізолінії мали певне значення напружень в *МПа*, а також відповідали певній колірній шкалі.

В результаті досліджень встановлено, що загальна картина розподілу поля напружень є класичною: найбільшої абсолютної величини максимальні напруження досягають поблизу кутів утвореної очисної камери у вміщуючих породах гірського масиву.

У той же час значно нижчою є концентрація максимальних напружень в кутах вищерозташованої камери, яка заповнена штучною твердіючою закладкою. Це пояснюється значно нижчими пружними характеристиками штучного масиву твердіючої закладки у порівнянні з монолітним гірським масивом вміщуючих порід.

Аналіз характеру деформацій комбінованого масиву дозволив стверджувати, що застосування твердіючої закладки для заповнення вище розташованої відпрацьованої камери практично стабілізувало просідання порід у висячому боці покладу (60,512 мм проти 60,359 мм).

В той же час дослідження просідання масиву налягаючих обвалених пустих порід, які розташовані над штучним масивом твердіючої закладки дозволили визначити значно більшу величину просідання (74,523 мм проти 60,512 мм) безпосередньо над відпрацьованою камерою, заповненою пустими породами відпрацьованого верхнього горизонту.

На сьогоднішній день відпрацювання покладів багатих залізних руд у Криворізькому залізорудному басейні здійснюється виключно технологіями з обваленням вміщуючих порід.

Перехід з існуючих технологій з обваленням вміщуючих порід на підповерхово-камерні системи розробки з наступною закладкою виробленого простору твердіючими сумішами рекомендовано здійснювати за допомогою «перехідних технологій».

При дослідженні зміни напружено-деформованого стану такого комбінованого масиву встановлено, що формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелин в рудах міцністю $f \leq 4$ на глибинах нижче 1450 м не рекомендовано.

Виконаними дослідженнями доведено, що формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелин у рудах міцністю $f \geq 5$ на глибинах до 1750 м можливе, а на глибинах нижче 1750 м не рекомендовано.

Доведено, що формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелин в рудах міцністю $f \geq 7$ можна рекомендувати для всіх досліджених глибин (до 2250 м).

Враховуючи, що на сьогоднішній день очисні роботи на шахтах Кривбасу ведуться на глибинах 1200 – 1400 м, а середньорічне пониження гірничих робіт складає 12 – 15 м, наголошено, що в найближчі 10 – 15 років середня глибина можливого впровадження «перехідних технологій» буде знаходитися в межах дослідженої глибини 1450 м. У той же час глибина гірничих робіт 1750 м буде

досягнута на окремих шахтах не раніше, ніж через 25...35 років.

Таким чином, враховуючи величину гірського тиску, міцність та стійкість рудного масиву ми можемо стверджувати, що запропонована «перехідна технологія» задовольняє умовам стійкості очисних камер і може бути впроваджена на глибинах до 1750 м при міцності руд $f = 5 - 8$, що задовольняє умовам шахт підземного Кривбасу, які видобувають багаті залізні руди.

Встановлено, що формування камер «перехідної технології» під прикриттям рудних стелін в рудах міцністю $f \geq 7$ можна рекомендувати на перспективу для всіх досліджених глибин, включаючи горизонти 2000 – 2250 м.

Відповідно стійкість похилого оголення порід висячого боку, при таких його параметрах та міцності порід 5-7 балів, може мати проблеми лише на глибинах більше 2000 м, що на сьогоднішній день не є актуальним.

Для отримання повної картини впровадження «перехідної технології» з метою заміни технологій з погашенням виробленого простору на технології з закладкою виробленого простору були досліджені технології з другою та третьою чергою розвитку підземних очисних робіт на нижче розташованих горизонтах.

Встановлено, що характер розподілу головних напружень в комбінованому масиві руди, вміщуючих гірських порід та закладного масиву штучної стеліни практично ідентичний попередньому. Максимальна концентрація головних напружень спостерігається в нижньому куті штучної стеліни.

Визначені нові залежності, згідно з якими величина максимальних стискуючих напружень в нижньому куті штучної стеліни другої черги відпрацювання рудного покладу є значно нижчою у порівнянні з максимальними напруженнями в рудній стеліні «перехідного варіанту» і практично не залежить від глибини розробки покладу та величини гірського тиску.

При дослідженні третьої черги відпрацювання покладів встановлено, що величина максимальних стискуючих напружень в нижньому куті штучної стеліни є дещо більшою, ніж у попередньому варіанті: 25 МПа проти 22 МПа на глибині 1450 м і практично не змінюється до глибини 1750 м. Ці значення є дещо більшими, ніж у попередньому варіанті, але значно нижчими у порівнянні з максимальними

напруженнями в рудній стеліні «перехідного варіанту».

Доведено, що зі збільшенням глибини розробки до 2250 м максимальна величина головних напружень досягла 41 МПа, що приблизно дорівнює межі міцності закладки на стиснення. Таким чином, у майбутньому, необхідно буде розраховувати нормативну міцність закладки згідно виконаним розрахункам.

Отже, отримані результати дають підставу стверджувати, що на глибинах до 1750 м стелина та похиле оголення порід висячого боку будуть стійкими.

Встановлено, що заповнення відпрацьованих камер твердіючою закладкою практично зупинить процес збільшення зон зсуву та обвалення вміщуючих порід. Отже, при відпрацюванні наступних, нижче розташованих підповерхів, над очисними камерами буде штучний масив закладки, що можна порівняти з умовами, які мають місце при відпрацюванні так званих «сліпих» рудних покладів.

Встановлено, що при відпрацюванні камер 2-ї черги у покладах I класу еквівалентні прогони збільшуються, у порівнянні з покладами II класу, в 1,13-1,36 рази. Отже, закладка відпрацьованих камер твердіючими сумішами, дає можливість збільшити геометричні розміри очисних камер з одночасним забезпеченням їх стійкості.

Таким чином доведено, що перехід на камерні системи розробки з закладкою виробленого простору дозволяє зменшити питомі витрати підготовчо-нарізних виробок, крім того скорочує рівень втрат і засмічення руди. У підсумку це дає можливість уникнути значного зростання затрат на видобування багатих залізних руд з урахуванням додаткових витрат на твердіючу закладку та виконання робіт, пов'язаних із заповненням нею відпрацьованих камер.

Визначено, що камери II черги можливо відпрацьовувати системами розробки з обваленням руди і вміщуючих порід. Для цих технологій встановлено, що втрати відбитої руди в блоці залежать від кута падіння та потужності покладу і можуть досягати 37,2 % від загальних запасів блоку.

Застосування класичних технологій з формуванням уловлюючих воронок на додаткових підповерхах дозволяє знизити такі втрати до 17,1 %. Однак проведення додаткових уловлюючих виробок вимагає додаткових витрат на їх проведення.

Запропоновано варіант технології пошарової відбійки та випуску відбитої руди при формуванні похилого обмежуючого контакту відбитої руди з очисним вибоєм. Запропоновано пошаровий випуск відбитої руди похилим потоком.

Встановлено, що застосування запропонованої технології дозволяє зменшити втрати руди по блоку на 6,8 % – 26,9 % у порівнянні з традиційною технологією випуску з основного горизонту та технологією з формуванням додаткових уловлюючих виробок.

Позитивним моментом запропонованої технології випуску є ефект ущільнення пустих порід вибуховим зарядом при послідовній відбійці наступних шарів руди. Маючи ущільнений шар пустих порід в якості площини, по якій здійснюється випуск відбитої руди, показники вилучення характеризуються значно меншим розубоженням руди пустими породами.

Встановлено основні закономірності втрат руди в блоці при застосуванні технології випуску відбитої руди похилими потоками, які залежать від кута падіння та потужності рудного покладу.

Виконані дослідження втрат руди від основних впливових факторів, Встановлено характер залежностей та визначено математичну достовірність апроксимації отриманих результатів.

Розробка та вдосконалення технологій відпрацювання рудних покладів для запобігання утворення провалів та просідань земної поверхні є досить складною проблемою.

Універсальним засобом запобігання утворення провалів та просідань земної поверхні є закладка виробленого простору твердіючою або комбінованою закладкою. Така закладка дозволяє, крім того, поліпшити екологічний стан басейну за рахунок утилізації відходів гірничодобувних підприємств у виробленому просторі шахт та суттєво покращити показники вилучення руди з надр.

Головним недоліком закладки є ускладнення технології та підвищення собівартості підземного видобутку руд. Крім того, технології з твердіючою закладкою характеризуються високою собівартістю, а «бюджетні» технології з

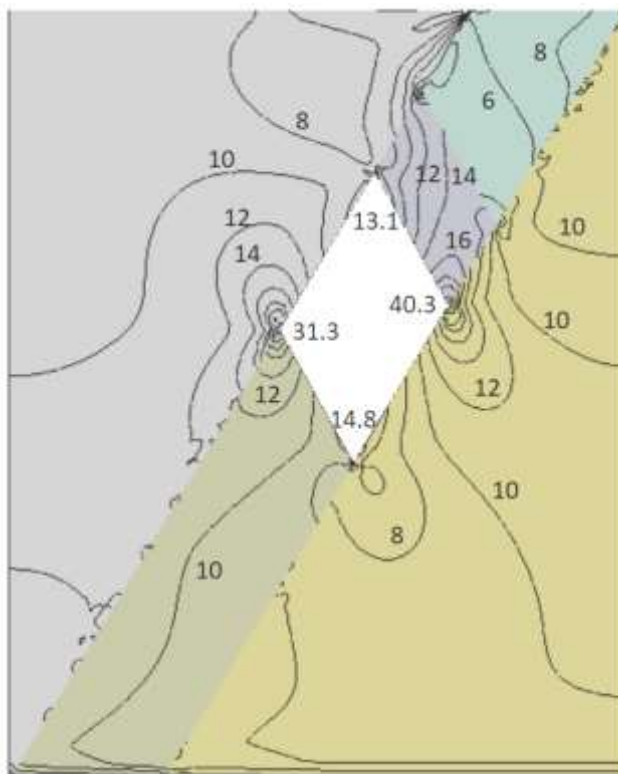
породною закладкою характеризуються низькою стійкістю штучного закладного масиву і високими показниками втрат та засмічення руди при випуску.

Авторами розроблені та запропоновані інноваційні технології композитної закладки камер шляхом формування несучого каркасу твердіючої закладки та породного модуля всередині сформованої композитної структури.

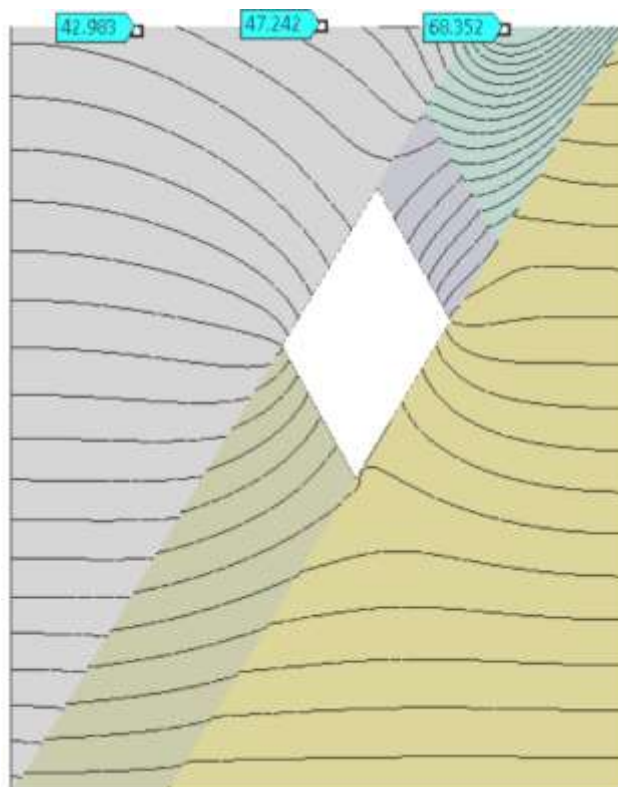
Запропоновані технології дозволяють:

- здійснювати повну закладку відпрацьованої камери закладним матеріалом, особливо при формуванні похилих стелин;
- створювати на контакті «відпрацьована камера – рудний цілик (камера другої черги)» несучого каркаса твердіючої закладки, який забезпечує формування стійких оголень при відпрацюванні камер другої черги;
- запобігати обваленню порід висячого боку у вироблений простір відпрацьованої очисної камери за рахунок створення несучого каркасу твердіючої закладки;
- значно знизити собівартість комбінованої закладки у порівнянні з суцільним масивом твердіючої закладки за рахунок формування значного обсягу породного модуля пустих порід в монолітному каркасі твердіючої закладки;
- за рахунок застосування підповерхово-камерних систем із твердіючою закладкою значно покращити умови відпрацювання блоків на нижчезалягаючих горизонтах.
- поліпшити екологічний стан басейну за рахунок утилізації відвалів пустих порід та відходів гірничодобувних підприємств у виробленому просторі шахт.

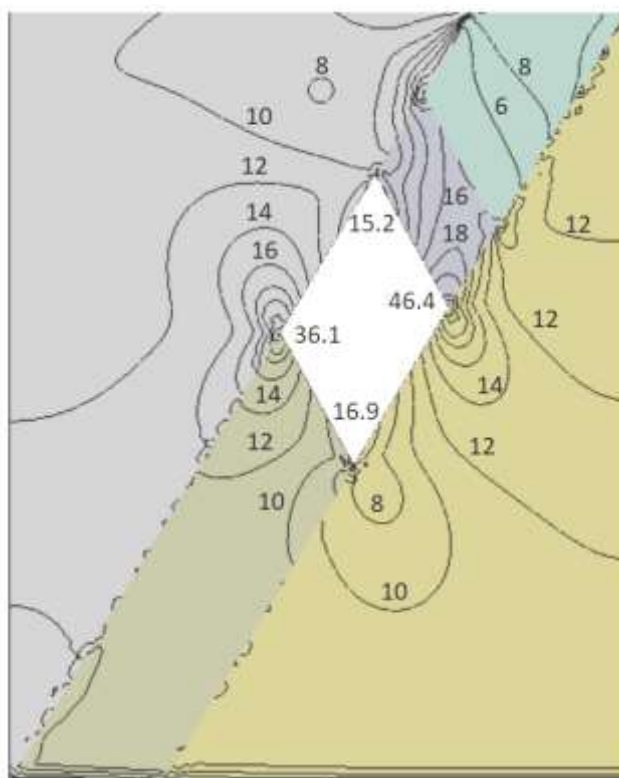
ДОДАТОК А



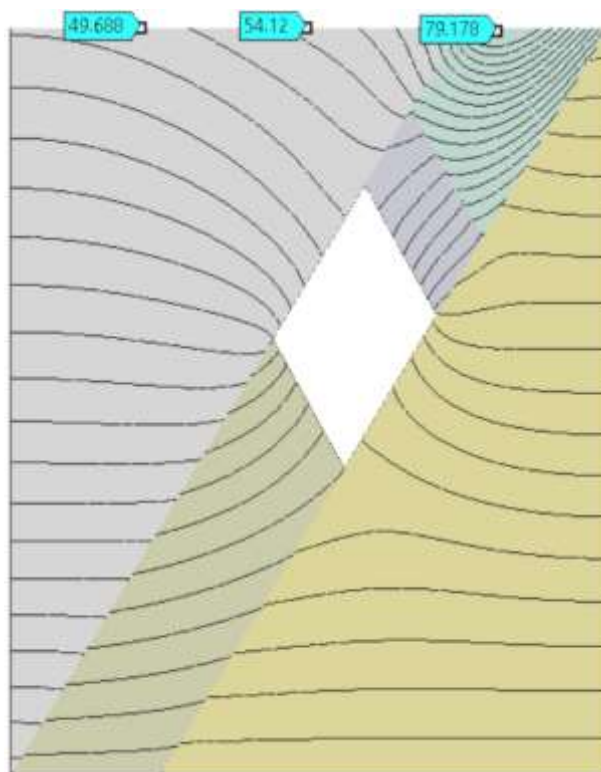
Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда 2Р, тиск P_1)



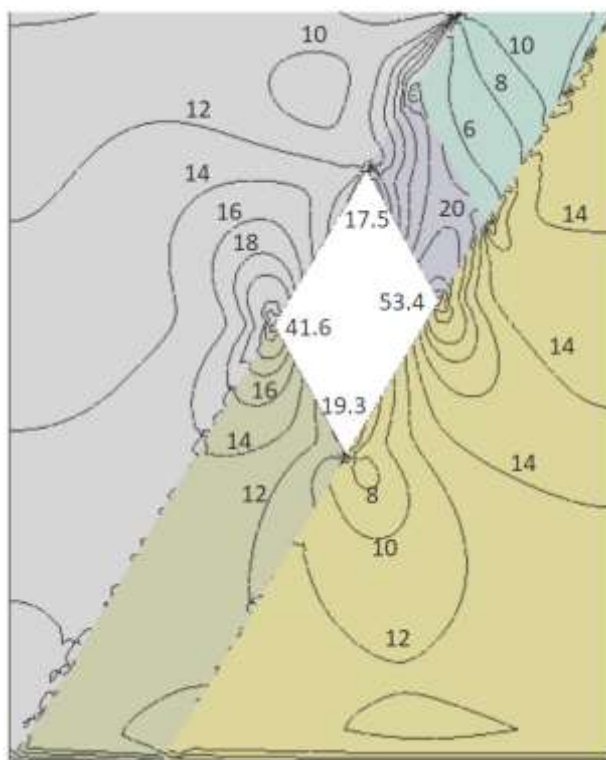
Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних
точках масиву (руда 2Р, тиск P_1)



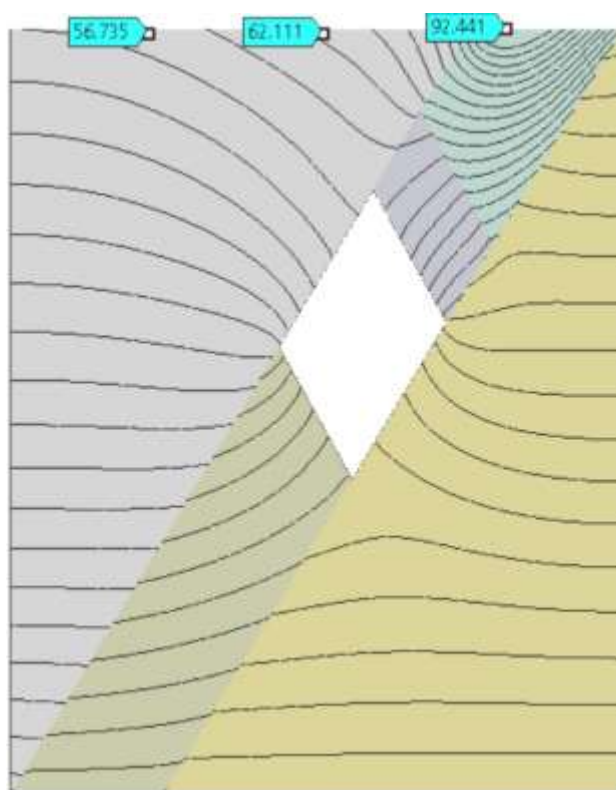
Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда 2Р, тиск P_2)



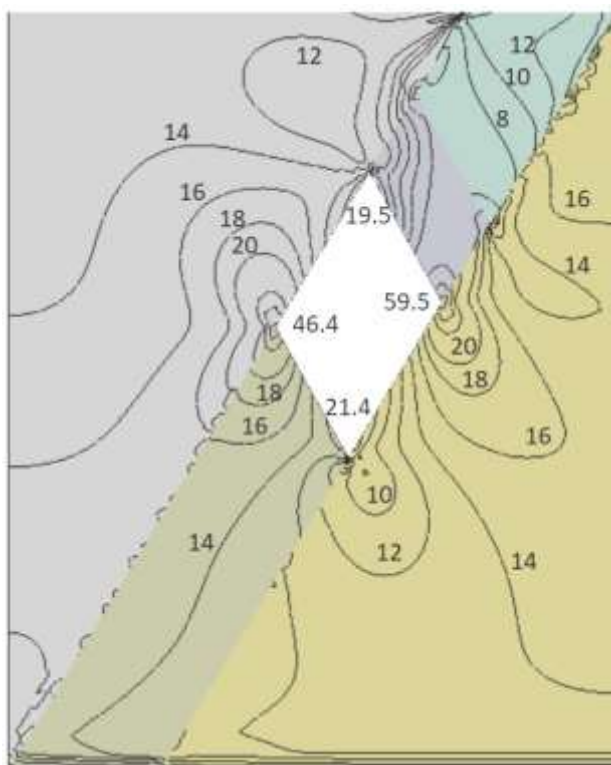
Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних
точках масиву (руда 2Р, тиск P_2)



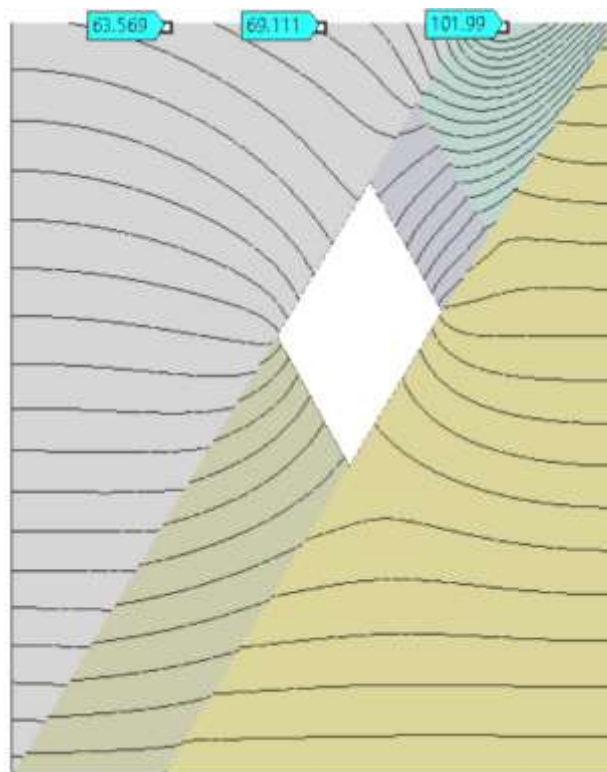
Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда 2Р, тиск P_3)



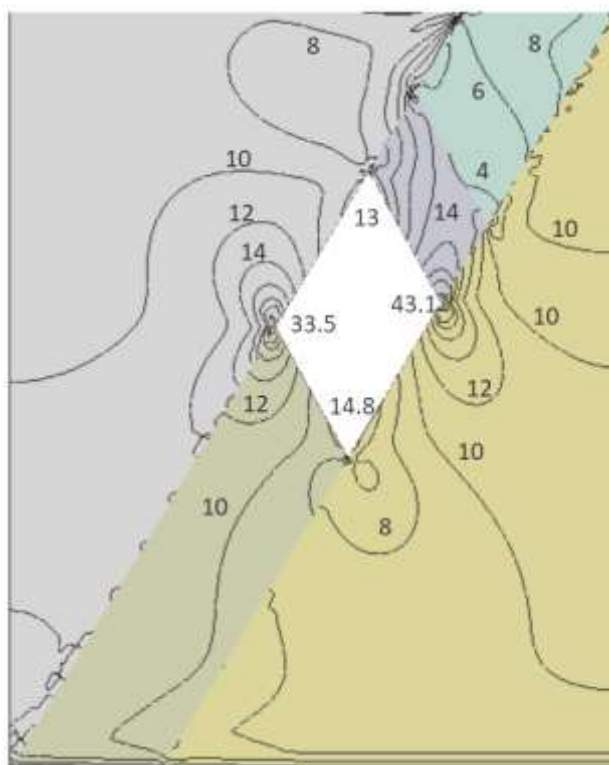
Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних
точках масиву (руда 2Р, тиск P_3)



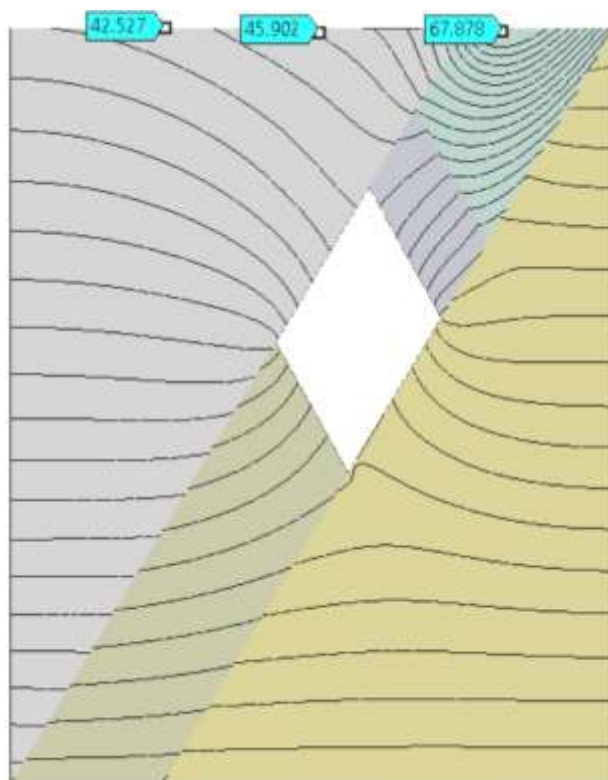
Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда 2Р, тиск P_4)



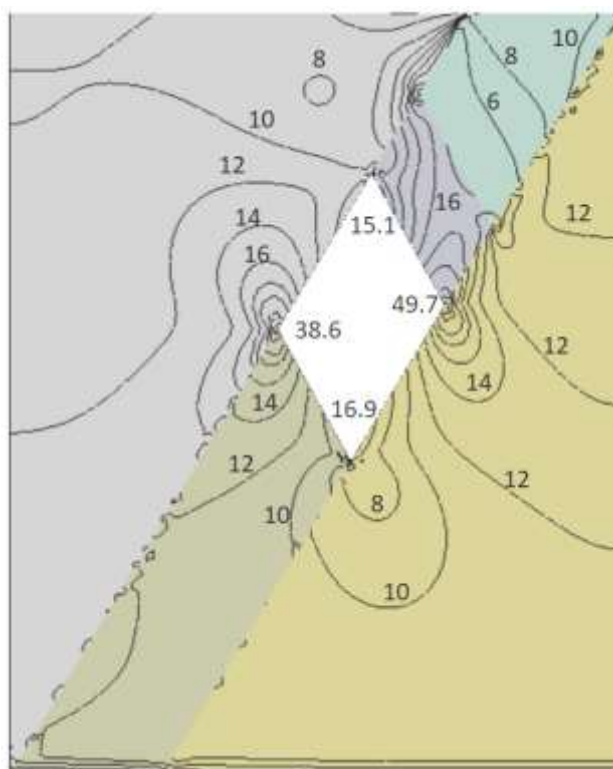
Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних
точках масиву (руда 2Р, тиск P_4)



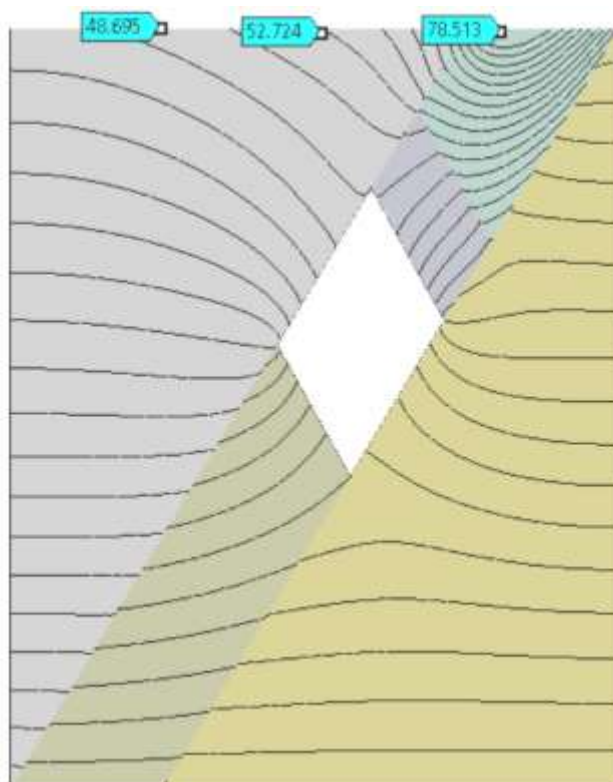
Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда ЗР, тиск P_1)



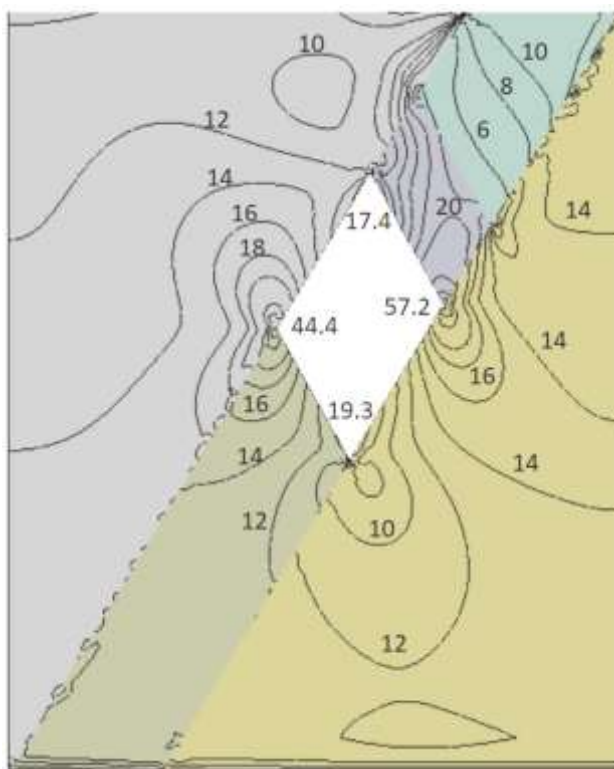
Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних
точках масиву (руда ЗР, тиск P_1)



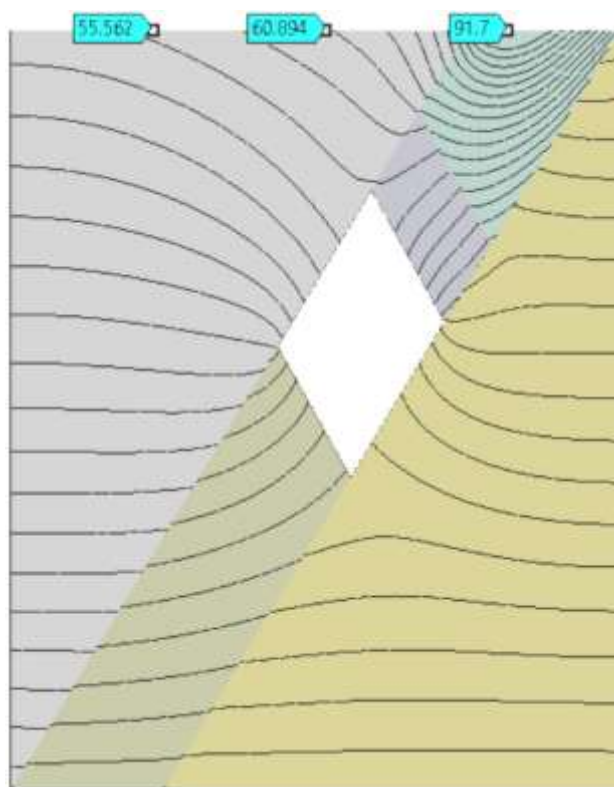
Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда ЗР, тиск P_2)



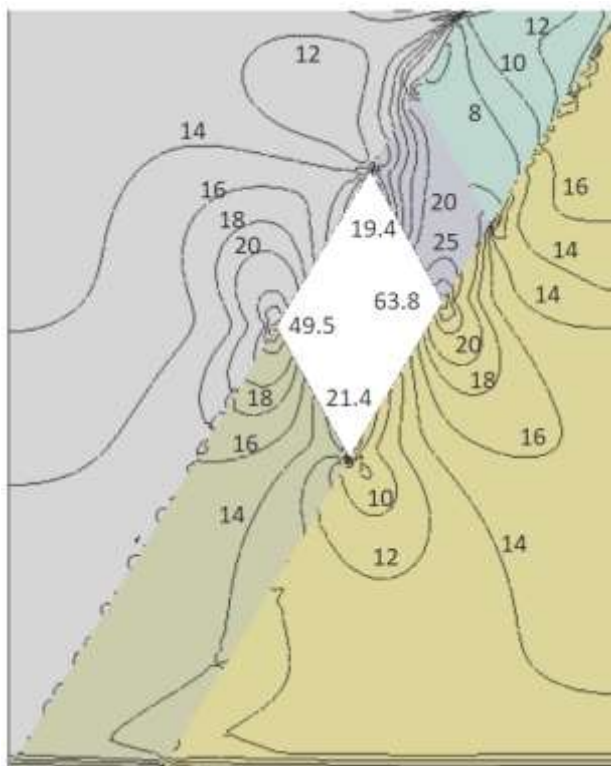
Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних
точках масиву (руда ЗР, тиск P_2)



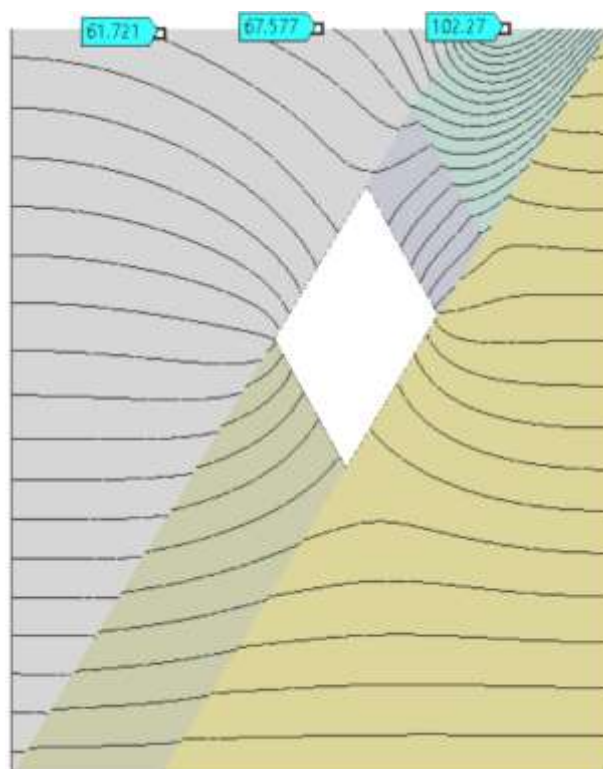
Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда ЗР, тиск P_3)



Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних
точках масиву (руда ЗР, тиск P_3)



Ізолінії головних напружень σ_1 в стелині та гірському масиві
(руда ЗР, тиск P_4)



Епюри деформацій з числовими значеннями вертикальних зміщень в контрольних
точках масиву (руда ЗР, тиск P_4)

Додаток Б

**Список публікацій здобувача за темою дисертації та відомості
про апробацію її результатів**

**Статті, які включені до міжнародних наукометричних баз,
статті у наукових виданнях інших держав та у наукових
фахових виданнях України:**

1. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Хівренко О.Я., Калініченко О.В., Грищенко М.А., Теляпньов В.О. (2016). Розробка та дослідження технології відпрацювання запасів блоків із застосуванням комбінованого вискоєфективного випуску руди. Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, №43, С.3–7. ISSN 2306-5451 <https://journal-knu.com.ua/uk/journals/tom-14-3-2016> (Фахове видання категорії Б)
2. Римарчук Б.І., Грищенко Т.С., Грищенко М.А., Міненко П.О. (2017). Вибір технології вибуходоставки руди у камерних системах розробки. Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. Кривий Ріг, №44, С. 101–105. ISSN 2306-5451 <https://journal-knu.com.ua/uk/journals/tom-15-1-2017> (Фахове видання категорії Б)
3. Ступнік М.І., Калініченко В.О., Калініченко О.В., Грищенко М.А. (2018). Випуск руди з малорухомої зони на лежачому боці покладу похилим очисним вибоєм. Гірничий вісник: науково-технічний збірник. Кривий Ріг, №104, С. 3–8. <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2018-1-104-3-8> (Фахове видання категорії Б)
4. Stupnik M., Kalinichenko V., Fedko M., Kalinichenko O., Hryshchenko M. (22 April 2020). The study of the stress-strain state of the massif in mining uranium at "VOSTGOK" deposits. E3S Web Conf. Vol. 166, The International Conference on Sustainable Futures: Environmental, Technological, Social and Economic Matters. Article Number 03005. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016603005> (Scopus).
5. Gorobets L., Verkhobina I., Biletsky V., Kryvenko A., Hryshchenko M., & Bulakh O. (2020). Identification of factors to reduce the energy costs of dispersing in jets. Eastern-European Journal of Enterprise Technologies, №6(1 (108), P. 55–62.

<https://doi.org/10.15587/1729-4061.2020.217253> (Scopus).

6. Stupnik M., Kalinichenko O., Fedko M., Hryshchenko M., Kalinichenko V., Chukharev S., Yakovleva S. and Pochtarev A. (2022). Study and enhancement of underground mining technologies to prevent earth's surface failures. *Revista Minelor. Mining Revue (MinRv)*. University of Petrosani, Romania, Vol.28, №1, P. 46–53. <https://doi.org/10.2478/minrv-2022-0004>. (Закордонне фахове видання).

7. Stupnik M., Kalinichenko V., Kalinichenko O., Shepel O., & Hryshchenko M. (2023). Scientific and technical problems of transition from open pit to combined technologies for raw materials mining. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, №1254(1), 012070. <http://dx.doi.org/10.1088/1755-1315/1254/1/012070> (Scopus).

8. Ступнік М.І., Бровко Д.В., Калініченко В.О., Грищенко М.А. та ін. (2023). Дослідження рекультиваційних перспектив відвалу № 4 Центрального гірничо-збагачувального комбінату, підпрацьованого підземними гірничими роботами. *Гірничий вісник: наук.-техн. зб. Кривий Ріг*, №111, С. 3–11. <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2023-1-111-3-11> (Фахове видання категорії Б).

- **які засвідчують апробацію матеріалів дисертації:**

9. Калініченко О.В., Грищенко Т.С., Грищенко М.А. (2016). Дослідження технології підземного магнітного збагачення та закладки порожнин в виймальних блоках в процесі розробки залізних руд в умовах шахт Криворізького залізрудного басейну. «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі»: матеріали Міжнародної науково-технічної Інтернет конференції м. Кривий Ріг, 294 с.

10. Калініченко О.В., Грищенко Т.С., Грищенко М.А. (2017). Використання технології підземного збагачення залізних руд та закладки виробленого простіру хвостами збагачення. Матеріали науково-технічної інтернет-конференції "Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі". Кривий Ріг, С. 136-137.

11. Ступник Н.И., Калиниченко В.А., Калиниченко Е.В., Чухарев С.М., Ковбык К.М., Грищенко М.А. (19-20 листопада 2015 року). Анализ использования защитного

перекриття при обробці рудних залежей системами с обрушенням. «Теоретичні та практичні аспекти розвитку науки» [Електронний ресурс]: матеріали Міжнародної науково-практичної конференції м. Київ: МЦНД, с. 37-42.

12. Патент № 105305 Україна МПК (2016.01): E21C 41/00 Комбінований спосіб доставки рудної маси при підземній розробці крутоспадних потужних рудних покладів / Ступнік М.І; Кривенко Ю.Ю; Калініченко О.В; Косенко А.В; Грищенко М.А. Дата подання 01.10.2015; Опубл. 10.03.2016 Бюл. №5

13. Патент № 109836 Україна МПК E21C 41/16 (2006.01) E21C 41/22 (2006.01) Спосіб розробки крутоспадних рудних покладів із застосуванням самохідної техніки / Ступнік М.І; Хівренко О.Я; Федько М.Б; Калініченко О.В; Грищенко М.А; Теляпньов В.О. Дата подання 12.03.2016; Опубл. 12.09.2016 Бюл. №17

14. Патент №134087 Україна МПК (2006): E21C 41/16, E21C 41/22. Спосіб розробки рудних покладів / Ступнік М.І; Калініченко В.О; Кривенко О.Ю.; Калініченко О.В; Федько М.Б.; Грищенко М.А. Дата подання 26.12.2018; опубл. 25.04.2019, Бюл. № 8/2019.

15. Патент №150784 Україна МПК (2006): E21C 41/16. Спосіб підготовки очисного блока / Ступнік М.І; Калініченко В.О; Кривенко О.Ю.; Калініченко О.В; Почтарьов О.В.; Грищенко М.А. Дата подання 14.06.2021; опубл. 21.04.2022, Бюл. № 16/2022.

Апробація результатів дисертації. Основні положення дисертаційної роботи та результати досліджень доповідалися міжнародних науково-практичних конференціях: E3S Web Conf. Volume 123, Ukrainian School of Mining Engineering - 2019; II International scientific and technological internet-conference “Innovative development of mining industry”, - 2017; Матеріали Міжнародної науково-практичної конференції «Теоретичні та практичні аспекти розвитку науки», 2015; Міжнародна науково-технічна Інтернет-конференція «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі», 2016. E3S Web of Conf. Volume 123, 2019 Ukrainian School of Mining Engineering.

Особистий внесок здобувача. Результати досліджень науково-технічного завдання в цілому реалізовано в науково-дослідних роботах, в яких здобувач навів результати досліджень технологічних заходів для удосконалення ресурсозберігаючих технологій підземного видобутку залізних руд з утилізацією відходів гірничорудного виробництва. У роботах [1,2,6,13,14], надрукованих у співавторстві, особистий внесок здобувача полягає у виконанні аналізу та науковому обґрунтуванні параметрів ресурсозберігаючих технологій підземної розробки та запропоновані нові способи підготовки блоку до очисного виймання, які дозволяють підвищити ефективність видобутку руди підземним способом, в той час як в роботах [3,7,8,9] автор обґрунтував параметри випуску відбитої руди з малорухомої зони лежачого боку покладів. В роботах [4,5,10,11] встановлено закономірності впливу закладки з частковою утилізацією відходів гірничодобувної промисловості на ефективність підземних гірничих робіт. В роботах [9,12] особистий внесок здобувача полягає в дослідженні та удосконаленні наукових основ управління напружено-деформованим станом масиву в підземних умовах рудних шахт.