

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

Кваліфікаційна наукова праця
на правах рукопису

ПЕТЬОВАНІЙ МІХАЙЛО ВОЛОДИМИРОВИЧ

УДК 622.831.6:502.174

ДИСЕРТАЦІЯ

**«НАУКОВІ ОСНОВИ КОМПЛЕКСНОЇ ЛІКВІДАЦІЇ
ТЕХНОГЕННИХ ПУСТОТ ІЗ ВИКОРИСТАННЯМ ВІДХОДІВ
ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНОГО КОМПЛЕКСУ»**

05.15.02 – підземна розробка родовищ корисних копалин
21.06.01 – екологічна безпека

Подається на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук

Дисертація містить результати власних досліджень. Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають посилання на відповідне джерело, всі частини тексту дисертації, під час написання яких використовувалися технології штучного інтелекту, перевірені та відредаговані особисто.



М.В. Петльований

Дніпро – 2026

АНОТАЦІЯ

Петльований М.В. Наукові основи комплексної ліквідації техногенних пустот із використанням відходів гірничо-металургійного комплексу. – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук за спеціальностями 05.15.02 – підземна розробка родовищ корисних копалин, 21.06.01 – екологічна безпека. – Національний технічний університет «Дніпровська політехніка», Міністерство освіти і науки України, Дніпро, 2026.

Представлена дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, у якій подано нове вирішення актуальної наукової проблеми комплексної ліквідації техногенних пустот, утворених підземним і відкритим способами видобутку залізних руд, на основі застосування пастових закладних сумішей, яка ґрунтується на виявлених нових закономірностях формування їх оптимального складу, фізико-хімічних, реологічних, міцнісних і деформаційних властивостей, встановлення їх позитивного впливу на трансформацію геомеханічного стану масиву гірських порід та земної поверхні, що забезпечує відновлення земельних площ, попередження ризиків нових обвалень, високий рівень утилізації промислових відходів, сприяє підвищенню техногенно-екологічної безпеки та сталому розвитку гірничорудних регіонів.

Проаналізовано вагоме значення залізорудної галузі у структурі економіки та експортного потенціалу України і встановлено, що вона також є значним фактором формування техногенного навантаження на довкілля. Видобуток залізних руд супроводжується масштабними порушеннями земної поверхні, накопиченням значних обсягів промислових відходів (понад 77% від загального їх обсягу) та деградацією компонентів природного середовища. Для Кривбасу характерна висока концентрація техногенних об'єктів, зокрема кар'єрних пустот, провальних зон шахт, зон плавного осідання та відвалів, при цьому загальна площа порушених земель сягає близько 49% території міста Кривий Ріг. Найбільшу небезпеку становлять активні провальні зони, глибина яких сягає 50 – 150 м, а в окремих випадках – до 285 м, що створює суттєві техногенні та екологічні ризики для регіону.

Визначено, що традиційні підходи до ліквідації техногенних пустот шляхом засипання їх пустими породами не забезпечують довготривалої геомеханічної стабільності масиву, ефективного блокування розвитку деформацій та інтеграції відновлених територій у подальший соціально-економічний розвиток регіону.

Детальний аналіз сучасних наукових досліджень і світового досвіду показав, що залишаються недостатньо дослідженими принципи та підходи до управління геомеханічним станом масиву гірських порід і земної поверхні при ліквідації масштабних різнотипних техногенних пустот із використанням технології пастового закладання, адаптованої до підземного та відкритого просторів, із екологічнобезпечною утилізацією у його складі відходів гірничо-металургійного комплексу. Зазначені наукові прогалини стримують розробку нових ефективних природоохоронних заходів та реалізацію принципів раціонального надрокористування, що потребує вирішення. Для розв'язання наукової проблеми у дисертаційному дослідженні обґрунтовано напрям трансформації фізичного стану закладного масиву техногенних пустот від сипкого до монолітного.

Виконано систематизацію техногенних об'єктів гірничодобувного регіону за рівнем розвитку геомеханічних, екологічних і соціально-економічних проявів небезпеки та встановлено їх взаємозв'язок у межах єдиної природно-техногенної системи. Показано, що відвали, хвостосховища, зони зрушення, провальні воронки й підземні пустоти не є ізольованими джерелами ризику, а формують взаємопов'язане техногенно порушене середовище, у якому розвиток одного об'єкта впливає на стан інших, що обґрунтовує необхідність саме комплексного підходу до управління геомеханічною та екологічною безпекою гірничодобувного регіону.

На основі методів дистанційного зондування земної поверхні встановлено, що просторове розширення провальних зон діючих шахт змінюється за логарифмічною залежністю й у постактивній фазі обвалення призводить до 25% зростання провальної площі. Виявлено, що через дію залишкових деформацій у масиві та впливу кліматичних факторів (водна та вітрова ерозії) розширення площі провалу призводить до деградації ґрунтово-рослинного покриву прилеглих до нього територій, що підтверджується зниженням нормалізованого вегетаційного індексу

NDVI з 0,49 до 0,36. Виявлений негативний вплив свідчить про потребу розробки рекультиваційних заходів, здатних унеможливити вплив деформацій та ерозії.

Для визначення рівня екологічної небезпеки місць накопичення відходів гірничо-металургійного комплексу розроблено бальну систему оцінювання та виконано їх ранжування. Встановлено, що хвостосховища належать до категорії «надзвичайно високого» рівня небезпеки (23,62 бали); відвали кар'єрних і шахтних порід, золошлаковідвали та відвали доменних шлаків – до «високого» рівня (18,52; 17,0 і 16,0 бали відповідно); відвали інших металургійних шлаків – до «помірного» рівня (14,0 – 13,5 бали). Результати обґрунтовують доцільність комплексної утилізації найбільш екологічно небезпечних відходів, насамперед хвостів збагачення залізних руд, у складі закладних сумішей для зниження рівня екологічної небезпеки регіону.

Виявлено кліматично зумовлений механізм міграції легкорозчинних солей із хвостосховища до поверхневих вод, реалізація якого визначається поєднанням процесів поверхневого змиву та інфільтрації атмосферних опадів. Кількісно встановлено, що в зоні техногенного впливу хвостосховища у р. Інгулець вміст сульфат-іонів зростає до 2,6 рази, а хлорид-іонів – до 2 разів відносно фонових значень й свідчить, що хвости збагачення у місцях накопичення є джерелом вторинного забруднення й потребує нових підходів до підвищення рівня їх утилізації.

На основі аналітичних досліджень розроблено схему розміщення мінерально-сировинної бази закладних матеріалів Криворізького регіону та виконано узагальнену оцінку їх видів, функціонального призначення, джерел утворення і ресурсних запасів. Встановлено, що різноманітна та достатня мінерально-сировинна база регіону дозволяє реалізовувати різні технології закладання для розв'язання геотехнічних і екологічних проблем. Вперше запропоновано класифікацію можливих комбінацій компонентного складу закладних сумішей за видами закладання, типами в'язучих та інертних матеріалів і рівнем складності, що забезпечує обґрунтований вибір раціональних технологій залежно від кінцевої мети їх застосування.

На підставі проведеного аналізу та узагальнення даних щодо структури порушених територій, систематизації мінерально-сировинної бази закладних матеріалів, досліджень геомеханічної та екологічної небезпеки техногенних пустот та місць накопичення промислових відходів розроблено нову концепцію комплексної ліквідації техногенних пустот, що об'єднує провальні зони, підземні та кар'єрні пустоти Кривбасу в єдину закладну мережу з централізованим приготуванням пастових сумішей на основі хвостів збагачення і місцевих в'язучих речовин. Обґрунтовано диференційований підхід до закладання: підземні пустоти заповнюються пастовою закладною сумішшю, провальні зони – пастовим або пасто-породною сумішшю, а кар'єри – комбінованою структурою з чередуванням пастових і породних шарів. Реалізація сезонного принципу закладання забезпечує безперервність ліквідації пустот та прискорення рекультивації земель.

Експериментально обґрунтовано екологічну ефективність перетворення накопичених хвостів збагачення залізних руд із дисперсного стану в монолітний пастовий закладний масив. Доведено, що трансформація змінює характер взаємодії відходів із водним середовищем, а саме: стабілізує рН контактної води, зменшує її каламутність, жорсткість і мінералізацію та обмежує міграцію легкорозчинних компонентів і важких металів. Отримані результати підтверджують, що пастовий закладний масив виконує не лише функцію заповнення техногенних пустот, а й функцію іммобілізації забруднювальних речовин у структурі моноліту, що підвищує екологічну безпеку використання відходів гірничо-металургійного комплексу.

Розроблено вдосконалену комплексну методологію досліджень, що поєднує аналітичні, експериментальні та чисельні підходи до обґрунтування параметрів ліквідації підземних та відкритих техногенних пустот. Аналітичні дослідження спрямовані на оцінку необхідних міцнісних властивостей закладного масиву в різних типах пустот: на основі теорії граничної рівноваги – для провальних зон і підземних пустот, та модифікованої теорії пружності – для кар'єрних пустот. Експериментальна частина охоплює широкий спектр лабораторних методів визначення фізико-хімічних, реологічних і міцнісних властивостей закладних матеріалів,

сумішей та сформованих масивів. Чисельні дослідження виконано методом скінченних елементів із використанням нелінійного критерію міцності Хоека-Брауна для вміщуючого масиву порід та критерію Мора-Кулона для закладних масивів, з урахуванням реалістичної стратифікації гірських порід Кривбасу та поетапної імітації історії відпрацювання рудних покладів.

Для дослідження необхідної міцності закладного масиву техногенних пустот та керування геомеханічного стану масиву було розроблено низку нових аналітичних моделей: визначення результуючого тиску на контур провальних зон, яка враховує силові взаємодії активного клину порід, що притискає обвалені породи та їх опір; модель визначення необхідної міцності пастового масиву з урахуванням зсувних та утримуючих сил і геометричних параметрів пустот; прогнозування осідання поверхні закладного масиву в кар'єрних пустотах з урахуванням ефекту аркоутворення. Встановлено аналітичні залежності некомпенсованого тиску на відкід провальної зони від кута його відкосу та глибини розробки, міцності пастового закладання від глибини, розміру пустоти за падінням при різних кутах покладу та розподілу осідань поверхні закладного масиву за профілем ширини кар'єру при змінній його геометрії та величині модуля деформації.

Виконання комплексу лабораторних досліджень дозволило встановити важливі нові наукові результати. Було виявлено умови формування однорідного пастоподібного стану закладних сумішей на основі осушених хвостів збагачення, відібраних з карт хвостосховищ, що досягається при вмісті твердої фази близько 75% (70,5% хвостів і 4,5% в'язучого) та за яких забезпечується оптимальний баланс транспортабельних і міцнісних властивостей пастових сумішей. Визначено реологічну поведінку пастових закладних сумішей, яка адекватно описується моделлю Гершеля-Баклі та цілеспрямовано покращується шляхом введення 1,0 – 1,5% природного суглинку, що дозволяє знизити граничне напруження зсуву та оптимізувати параметри транспортування суміші при збереженні стабільності її структури.

Встановлено систему закономірностей, що описують комплексний вплив вмісту твердої фази та дозування в'язучого матеріалу, зокрема часткової заміни

цементу доменним граншлаком, на реологічні й фізико-механічні властивості пастових закладних сумішей, при цьому осадка конуса апроксимується поліноміальними залежностями, набір міцності – логарифмічними, а кінетика гідратаційних процесів – степеневими функціями, що дозволяє цілеспрямовано формувати параметри штучного масиву.

Встановлено залежність міцності пастового закладного масиву від величини електропровідності суміші, що виражається лінійною функцією від її пікового значення та обернено пропорційною степеневою функцією від часу досягнення цього максимуму, а також поліноміальні залежності міцності пастового закладання від частки та фракційного складу дроблених відвальних порід, що дозволило визначити оптимальний їх розмір -15 мм та її вміст у суміші в діапазоні 10 – 15%, при якому досягається приріст міцності на 26 – 33%.

Виконання комплексу чисельних досліджень методом скінченних елементів дозволило також встановити важливих нові наукових результатів. Встановлено закономірність часткового блокування деформацій земної поверхні при ліквідації провальних зон шахт шляхом формування упорної призми з монолітного пастового закладання, ефективність якого поліноміально зростає зі збільшенням кута відкосу висячого боку та модуля деформації закладного масиву, сягаючи максимального рівня до 32%, при цьому активація ефекту самозаклинювання відбувається після 50° . Виявлено існування приграничного стану масиву гірських порід навколо підземних пустот, що формується при $H/L_{кр} = 0,4 - 1,2$, характеризується логарифмічним зростанням меж його стійкості зі збільшенням глибини та їх звуженням зі зростанням кута падіння покладу, а необхідна міцності пастового закладання для попередження обвалення експоненційно залежить від $H/L_{кр}$, зменшуючись зі збільшенням кута падіння.

Чисельним моделюванням обґрунтовано новий геотехнічний підхід до створення багатофункціонального комбінованого закладного масиву з чередуванням шарів монолітного пастового та сипкого породного закладання з одночасним розміщенням підземних сховищ та наземної інфраструктури. Встановлено, що стабільність масиву критично залежить від жорсткості пасти за степеневою

функцією й підвищення модуля деформації до 1000 МПа знижує осідання поверхні на 50%. Доведено, що для гарантування коефіцієнта запасу стійкості у межах 1,6 – 2,1 модуль деформації пастового шару повинен складати $E \geq 800$ МПа.

На основі результатів аналітичних, лабораторних і чисельних досліджень розроблено нову технологію та комплексну методику розрахунку параметрів ліквідації пустот, яка враховує специфіку їх кожного виду, а саме провальних зон, підземних пустот і кар'єрних просторів. Методика базується на алгоритмі визначення необхідної міцності масиву, підборі рецептур суміші для транспортування на значні відстані та обґрунтуванні режимів закладання. Обґрунтовано структуру та компонування мобільного модульного закладного комплексу з економічно доцільним виробництвом меленого граншлаку.

Для визначення оптимального місця розміщення мобільного закладного комплексу було розроблено метод, що базується на мінімізації сумарних витрат на конвеєрний транспорт хвостів та трубопровідний транспорт пасти. Встановлено, що раціональний діапазон розташування комплексу знаходиться на відстані 3300 – 4700 м від хвостосховища.

Запропоновано методику еколого-економічної оцінки, яка базується на розрахунку інтегрального показника ефективності та враховує не лише витрати на закладання, але й відвернені збитки від руйнування інфраструктури та деградації земель, а також потенційний прибуток від використання відновлених територій. Доведено стратегічну перевагу комплексного підходу до ліквідації техногенних пустот над їх вибірковим принципом. Об'єднання ліквідації різнотипних пустот (40 млн м³) в єдину систему, повною мірою дозволяє збалансувати економічні показники, досягти позитивного інтегрального ефекту (1,74 млрд грн за 50 років) та вирішити критичні питання техногенно-екологічної безпеки регіону, які неможливо розв'язати точковими заходами. Встановлено, що за умови повної реалізації концепції буде утилізовано близько 53 млн т хвостів збагачення, 8 млн т відвальних порід та до 2,3 млн т шлаків. Наслідком є рекультивація 200 га і повернення у господарське використання 37 га земель, створення на місці ліквідованих кар'єрів різної промислової інфраструктури, що забезпечить сталий розвиток Кривбасу.

Результати дисертаційної роботи були впроваджені у робочі програми підготовки бакалаврів та магістрів діючих дисциплін: «Механіка гірських порід», «Технології захисту ґрунтів і надр», «Гірнича інженерія», «Моделювання геомеханічних систем у задачах підземного видобутку корисних копалин» та створено нову вибірккову дисципліну «Технології збереження земної поверхні у гірництві» в НТУ «Дніпровська політехніка». Науково-практичні результати роботи, зокрема оновлена методологія чисельного моделювання, методика експериментальних досліджень пастових сумішей, рекомендації з оцінки пригранничного стану масиву, а також комплекс технологічних рішень з ліквідації техногенних пустот, передані та впроваджені у науково-дослідну і проєктну практику Науково-дослідного гірничорудного інституту (НДГРІ) Криворізького національного університету; рекомендації з непрямого моніторингу впливу хвостосховищ на поверхневі води, комплекс методик для оцінки екологічної безпеки утилізації хвостів та еколого-економічної ефективності ліквідації пустот, а також інформаційно-аналітичний реєстр геопросторового розташування пустот і потенційних закладних матеріалів, передані та впроваджені в Інституті геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України; рекомендації щодо комплектування мобільного модульного закладного комплексу для приготування пастових сумішей передані ТОВ «Гема Трейдинг».

Ключові слова: залізорудний басейн; провальні зони шахт; підземні пустоти; кар'єрні пустоти; напруження та деформації; екологічна небезпека; закладний масив; міцність; керування станом масиву; аналітична модель; лабораторні дослідження; чисельне моделювання; ліквідація; рекультивація; утилізація; еколого-економічний ефект; техногенно-екологічна безпека.

ABSTRACT

Petlovanyi M.V. Scientific Foundations for the Integrated Liquidation of Technogenic Voids Using Waste from the Mining and Metallurgical Complex. – A qualification scientific work submitted as a manuscript.

Dissertation for the degree of Doctor of Technical Sciences in the specialties 05.15.02 – Underground Mining of Mineral Deposits, and 21.06.01 – Environmental Safety. – Dnipro University of Technology, Ministry of Education and Science of Ukraine, Dnipro, 2026.

The dissertation presented is a completed scientific research work that provides a new solution to the relevant scientific problem of the integrated liquidation of technogenic voids formed by underground and open-pit iron ore mining. The proposed solution is based on the use of paste backfill mixtures and is grounded in newly identified regularities governing the formation of their optimal composition, physicochemical, rheological, strength and deformation properties, as well as in the established positive effect of these mixtures on the transformation of the geomechanical state of the rock mass and the ground surface. This ensures the restoration of land areas, prevention of risks associated with new collapses, a high level of industrial waste utilization, and contributes to improving technogenic and environmental safety and the sustainable development of mining regions.

The significant role of the iron ore industry in the structure of Ukraine's economy and export potential has been analyzed, and it has been established that this industry is also a major factor in the formation of technogenic pressure on the environment. Iron ore mining is accompanied by large-scale disturbance of the ground surface, accumulation of substantial volumes of industrial waste, exceeding 77% of the total amount of such waste, and degradation of natural environmental components. Kryvbas is characterized by a high concentration of technogenic objects, including open-pit voids, mine collapse zones, zones of gradual subsidence and waste dumps. At the same time, the total area of disturbed land reaches approximately 49% of the territory of Kryvyi Rih. The greatest hazard is posed by active collapse zones, the depth of which

reaches 50 – 150 m and, in some cases, up to 285 m, creating significant technogenic and environmental risks for the region.

It has been determined that traditional approaches to the liquidation of technogenic voids by filling them with waste rock do not ensure the long-term geomechanical stability of the rock mass, effective prevention of deformation development, or the integration of restored territories into the further socio-economic development of the region.

A detailed analysis of current scientific studies and international experience has shown that the principles and approaches for controlling the geomechanical state of the rock mass and the ground surface during the liquidation of large-scale technogenic voids of different types using paste backfill technology remain insufficiently studied. This technology must be adapted to both underground and open-pit spaces and provide environmentally safe utilization of waste from the mining and metallurgical complex. These scientific gaps hinder the development of new effective environmental protection measures and the implementation of the principles of rational subsoil use and therefore require a solution. To address this scientific problem, the dissertation substantiates the direction of transforming the physical state of the backfill mass in technogenic voids from loose to monolithic.

A systematization of technogenic objects in a mining region has been performed according to the level of development of geomechanical, environmental and socio-economic hazard manifestations, and their interrelation within a unified natural-technogenic system has been established. It has been shown that waste dumps, tailings storage facilities, subsidence zones, collapse funnels and underground voids are not isolated sources of risk, but form an interconnected technogenically disturbed environment in which the development of one object affects the state of others. This substantiates the need for an integrated approach to managing the geomechanical and environmental safety of a mining region.

Based on remote sensing methods of the ground surface, it has been established that the spatial expansion of collapse zones of operating mines follows a logarithmic dependence and, in the post-active phase of collapse, leads to a 25% increase in the collapse area. It has been revealed that, due to residual deformations in the rock mass

and the influence of climatic factors, namely water and wind erosion, the expansion of the collapse area causes degradation of the soil and vegetation cover of adjacent territories. This is confirmed by a decrease in the normalized difference vegetation index, NDVI, from 0.49 to 0.36. The identified negative impact indicates the need to develop reclamation measures capable of preventing the effects of deformation and erosion.

To determine the level of environmental hazard posed by waste accumulation sites of the mining and metallurgical complex, a scoring assessment system has been developed and their ranking has been performed. It has been established that tailings storage facilities belong to the category of an “extremely high” hazard level, 23.62 points; dumps of open-pit and mine waste rocks, ash and slag dumps, and blast-furnace slag dumps belong to a “high” hazard level, 18.52, 17.0 and 16.0 points, respectively; while dumps of other metallurgical slags belong to a “moderate” hazard level, 14.0–13.5 points. The results substantiate the feasibility of integrated utilization of the most environmentally hazardous wastes, primarily iron ore beneficiation tailings, in backfill mixtures to reduce the level of environmental hazard in the region.

A climate-driven mechanism of migration of readily soluble salts from a tailings storage facility to surface waters has been identified, the realization of which is determined by a combination of surface runoff and infiltration of atmospheric precipitation. It has been quantitatively established that, in the zone of technogenic impact of the tailings storage facility on the Inhulets River, the sulfate-ion content increases by up to 2.6 times, while the chloride-ion content increases by up to 2 times compared with background values. This indicates that beneficiation tailings at accumulation sites are a source of secondary pollution and require new approaches to increasing their level of utilization.

Based on analytical studies, a scheme for the location of the mineral raw material base for backfill materials in the Kryvyi Rih region has been developed, and a generalized assessment of their types, functional purpose, sources of formation and resource reserves has been performed. It has been established that the diverse and sufficient mineral raw material base of the region makes it possible to implement various backfilling technologies for solving geotechnical and environmental problems. For the first time, a classification of possible combinations of the component composition of

backfill mixtures has been proposed according to backfilling types, types of binders and inert materials, and the level of complexity. This ensures a justified selection of rational technologies depending on the final purpose of their application.

Based on the analysis and generalization of data on the structure of disturbed territories, the systematization of the mineral raw material base of backfill materials, and studies of the geomechanical and environmental hazard of technogenic voids and industrial waste accumulation sites, a new concept for the integrated liquidation of technogenic voids has been developed. This concept unites collapse zones, underground voids and open-pit voids of Kryvbas into a single backfilling network with centralized preparation of paste mixtures based on beneficiation tailings and local binders. A differentiated approach to backfilling has been substantiated: underground voids are filled with paste backfill mixtures, collapse zones with paste or paste-rock mixtures, and open pits with a combined structure involving alternating paste and rock layers. The implementation of the seasonal principle of backfilling ensures continuity in void liquidation and accelerates land reclamation.

The environmental efficiency of transforming accumulated iron ore beneficiation tailings from a dispersed state into a monolithic paste backfill mass has been experimentally substantiated. It has been proven that such transformation changes the nature of waste interaction with the aquatic environment, namely: it stabilizes the pH of contact water, reduces its turbidity, hardness and mineralization, and limits the migration of readily soluble components and heavy metals. The results obtained confirm that a paste backfill mass performs not only the function of filling technogenic voids but also the function of immobilizing pollutants within the structure of the monolith, which increases the environmental safety of using waste from the mining and metallurgical complex.

An improved integrated research methodology has been developed, combining analytical, experimental and numerical approaches to substantiating the parameters of liquidation of underground and open technogenic voids. Analytical studies are aimed at assessing the required strength properties of the backfill mass in different types of voids: based on the limit equilibrium theory for collapse zones and underground voids, and on the modified theory of elasticity for open-pit voids. The experimental component covers

a wide range of laboratory methods for determining the physicochemical, rheological and strength properties of backfill materials, mixtures and formed masses. Numerical studies were performed using the finite element method, applying the nonlinear Hoek–Brown strength criterion for the enclosing rock mass and the Mohr-Coulomb criterion for backfill masses, taking into account the realistic stratification of Kryvbas rocks and a staged simulation of the history of ore deposit extraction.

To study the required strength of the backfill mass in technogenic voids and to control the geomechanical state of the rock mass, a number of new analytical models have been developed: a model for determining the resultant pressure on the contour of collapse zones, which takes into account the force interactions of the active rock wedge pressing on the collapsed rocks and their resistance; a model for determining the required strength of the paste mass, taking into account shear and retaining forces as well as the geometric parameters of voids; and a model for predicting settlement of the surface of the backfill mass in open-pit voids, taking into account the arching effect. Analytical dependences have been established for the uncompensated pressure on the slope of a collapse zone as a function of its slope angle and mining depth, for the strength of paste backfill as a function of depth and void size along the dip at different orebody dip angles, and for the distribution of settlement of the backfill mass surface along the open-pit width profile under variable geometry and deformation modulus values.

The implementation of a set of laboratory studies made it possible to establish important new scientific results. The conditions for the formation of a homogeneous paste-like state of backfill mixtures based on drained beneficiation tailings sampled from tailings storage cells were identified. This state is achieved at a solid phase content of about 75%, consisting of 70.5% tailings and 4.5% binder, under which an optimal balance of transportability and strength properties of paste mixtures is ensured. The rheological behavior of paste backfill mixtures was determined; it is adequately described by the Herschel-Bulkley model and can be purposefully improved by introducing 1.0 – 1.5% natural loam, which makes it possible to reduce the yield shear stress and optimize mixture transportation parameters while maintaining structural stability.

A system of regularities has been established that describes the combined influence of solid phase content and binder dosage, including partial replacement of cement with granulated blast-furnace slag, on the rheological and physico-mechanical properties of paste backfill mixtures. The slump is approximated by polynomial dependences, strength gain by logarithmic dependences, and the kinetics of hydration processes by power functions, which makes it possible to purposefully form the parameters of an artificial mass.

A dependence of the strength of the paste backfill mass on the electrical conductivity of the mixture has been established, expressed by a linear function of its peak value and an inversely proportional power function of the time required to reach this maximum. Polynomial dependences of paste backfill strength on the proportion and particle-size composition of crushed waste rocks have also been established. This made it possible to determine their optimal size of -15 mm and their content in the mixture within the range of 10 – 15%, at which a strength increase of 26 – 33% is achieved.

The implementation of a set of numerical studies using the finite element method also made it possible to establish important new scientific results. A regularity of partial blocking of ground surface deformations during the liquidation of mine collapse zones by forming a retaining prism of monolithic paste backfill has been established. Its efficiency increases polynomially with an increase in the slope angle of the hanging wall and the deformation modulus of the backfill mass, reaching a maximum level of up to 30%; at the same time, activation of the self-wedging effect occurs after 50°. The existence of a borderline state of the rock mass around underground voids has been revealed. This state is formed at $H/L_{crit} = 0.4 - 1.2$, is characterized by a logarithmic increase in the stability limits with increasing depth and their narrowing with increasing orebody dip angle, while the required strength of paste backfill to prevent collapse depends exponentially on H/L_{crit} and decreases with increasing dip angle.

Numerical modeling has substantiated a new geotechnical approach to creating a multifunctional combined backfill mass with alternating layers of monolithic paste and loose rock backfill, combined with the simultaneous placement of underground storage facilities and surface infrastructure. It has been established that the stability of

the mass critically depends on paste stiffness according to a power function, and increasing the deformation modulus to 1000 MPa reduces surface settlement by 50%. It has been proven that, to ensure a coefficient of safety within the range of 1.6 – 2.1, the deformation modulus of the paste layer should be $E \geq 800$ MPa.

Based on the results of analytical, laboratory and numerical studies, a new technology and an integrated methodology for calculating the parameters of void liquidation have been developed, considering the specific features of each type: collapse zones, underground voids and open-pit spaces. The methodology is based on an algorithm for determining the required strength of the mass, selecting mixture formulations for long-distance transportation, and substantiating backfilling regimes. The structure and layout of a mobile modular backfill complex with economically feasible production of ground granulated slag have been substantiated.

To determine the optimal location of the mobile backfill complex, a method has been developed based on minimizing total costs for conveyor transportation of tailings and pipeline transportation of paste. It has been established that the rational location range for the complex is 3300 – 4700 m from the tailings storage facility.

A methodology for environmental and economic assessment has been proposed, based on the calculation of an integral efficiency indicator and considering not only backfilling costs but also prevented losses from infrastructure destruction and land degradation, as well as potential profit from the use of restored territories. The strategic advantage of an integrated approach to the liquidation of technogenic voids over a selective approach has been proven. Combining the liquidation of different types of voids, totaling 40 million m³, into a single system makes it possible to fully balance economic indicators, achieve a positive integral effect of UAH 1.74 billion over 50 years, and solve critical issues of technogenic and environmental safety in the region that cannot be addressed by local measures. It has been established that, under full implementation of the concept, approximately 53 million tonnes of beneficiation tailings, 8 million tonnes of waste rock and up to 2.3 million tonnes of slag will be utilized. The result will be reclamation of 200 ha and the return of 37 ha of land to economic use, as well as the creation of various industrial infrastructure facilities on the sites of liquidated open pits, ensuring the sustainable development of Kryvbas.

The results of the dissertation were implemented in the curricula for bachelor's and master's degree programs within the existing disciplines "Rock Mechanics", "Technologies for Soil and Subsoil Protection", "Mining Engineering", and "Modeling of Geomechanical Systems in Underground Mining Problems", and a new elective course, "Technologies for Preserving the Ground Surface in Mining", was created at Dnipro University of Technology. The scientific and practical results of the work, in particular the updated methodology for numerical modeling, the methodology for experimental studies of paste mixtures, recommendations for assessing the borderline state of the rock mass, and a set of technological solutions for the liquidation of technogenic voids, were transferred and implemented in the research and design practice of the Research Mining Institute of Kryvyi Rih National University. Recommendations for indirect monitoring of the impact of tailings storage facilities on surface waters, a set of methods for assessing the environmental safety of tailings utilization and the environmental and economic efficiency of void liquidation, as well as an information and analytical register of the geospatial location of voids and potential backfill materials, were transferred and implemented at the M.S. Poliakov Institute of Geotechnical Mechanics of the National Academy of Sciences of Ukraine. Recommendations on the layout of a mobile modular backfill complex for preparing paste mixtures were transferred to Gema Trading LLC.

Keywords: *iron ore basin; mine collapse zones; underground voids; open-pit voids; stresses and deformations; environmental hazard; backfill mass; strength; control of rock mass state; analytical model; laboratory studies; numerical modeling; liquidation; reclamation; utilization; environmental and economic effect; technogenic and environmental safety.*

НАУКОВІ ПРАЦІ, В ЯКИХ ОПУБЛІКОВАНІ ОСНОВНІ НАУКОВІ РЕЗУЛЬТАТИ ДИСЕРТАЦІЇ

*Статті у журналах, що індексуються наукометричними базами
даних Scopus та/або Web of Science та статті у закордонних виданнях*

1. **Petlovanyi, M., & Sai, K.** (2026). Numerical modelling of critical conditions for the onset of a limit state in the rock mass surrounding unfilled underground voids in iron ore deposits. *Engineering Journal of Satbayev University*, 148(1), 38-47. <https://doi.org/10.51301/ejsu.2026.i1.05>
2. **Petlovanyi, M.V., Sai, K.S., Lozynskyi, V.H., Buchavyi, Y.V., & Saik, P.B.** (2026). Assessment of the impact of iron-ore tailings dams on water resources and new methods for beneficiation waste utilization. *Journal of Geology, Geography and Geoecology*, 35(1), 172-186. <https://doi.org/10.15421/112616>
3. **Petlovanyi, M., Fediv, I., Popovych, V., Boyko, T., Stepova, K., Konanets, R., & Popovych, N.** (2026). An industrial method for mitigating surface deformations and restoring soil integrity in the Kryvyi Rih Basin. *Rudarsko-Geološko-Naftni Zbornik*, 41(1), 33-47. <https://doi.org/10.17794/rgn.2026.1.4>
4. Sherstiuk, Ye.A., **Petlovanyi, M.V., & Sai, K.S.** (2025). Predicting the geofiltration processes within the closed quarry zone in difficult technogenically disturbed conditions. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, 1, 13-21. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2025-1/013>
5. **Petlovanyi, M., & Sai, K.** (2024). Research into cemented paste backfill properties and options for its application: Case study from a Kryvyi Rih Iron-ore Basin, Ukraine. *Mining of Mineral Deposits*, 18(4), 162-179. <https://doi.org/10.33271/mining18.04.162>
6. **Petlovanyi, M.V., Sai, K.S., Popovych, V.V., Khalymendyk, O.V., & Ruskykh, V.V.** (2024). Studying the geotechnical stability of the earth's surface during the formation of different backfill mass types in quarry cavities. *Journal of Geology, Geography and Geoecology*, 33(4), 780-796. <https://doi.org/10.15421/112471>
7. Bazaluk, O., **Petlovanyi, M., Sai, K., Chebanov, M., & Lozynskyi, V.** (2024). Comprehensive assessment of the earth's surface state disturbed by mining and ways

to improve the situation: Case study of Kryvyi Rih Iron-Ore Basin, Ukraine. *Frontiers in Environmental Science*, 12, 1480344. <https://doi.org/10.3389/fenvs.2024.1480344>

8. Kuzmenko, O., Dychkovskyi, R., **Petlovanyi, M.**, Buketov, V., Howaniec, N., & Smolinski, A. (2023). Mechanism of interaction of backfill mixtures with natural rock fractures within the zone of their intense manifestation while developing steep ore deposits. *Sustainability*, 15(6), 4889. <https://doi.org/10.3390/su15064889>

9. **Petlovanyi, M.**, Sai, K., Khalymendyk, O., Borysovska, O., & Sherstiuk, Ye. (2023). Analytical research of the parameters and characteristics of new “quarry cavities – backfill material” systems: Case study of Ukraine. *Mining of Mineral Deposits*, 17(3), 126-139. <https://doi.org/10.33271/mining17.03.126>

10. Bazaluk, O., **Petlovanyi, M.**, Zubko, S., Lozynskyi, V., & Sai, K. (2021). Instability assessment of hanging wall rocks during underground mining of iron ores. *Minerals*, 11, 858. <https://doi.org/10.3390/min11080858>

11. Bazaluk, O., **Petlovanyi, M.**, Lozynskyi, V., Zubko, S., Sai, K., & Saik, P. (2021). Sustainable underground iron ore mining in Ukraine with backfilling worked-out area. *Sustainability*, 13(2), 834. <https://doi.org/10.3390/su13020834>

12. **Petlovanyi, M.V.**, Zubko, S.A., Popovych, V.V., & Sai, K.S. (2020). Physicochemical mechanism of structure formation and strengthening in the backfill massif when filling underground cavities. *Voprosy Khimii i Khimicheskoi Tekhnologii*, 6, 142-150. <https://doi.org/10.32434/0321-4095-2020-133-6-142-150>

13. **Petlovanyi, M.V.**, Ruskykh, V.V., & Zubko, S.A. (2019). Peculiarities of the underground mining of high-grade iron ores in anomalous geological conditions. *Journal of Geology, Geography and Geoecology*, 28(4), 706-716. <https://doi.org/10.15421/111966>

14. **Petlovanyi, M.**, & Mamaikin, O. (2019). Assessment of an expediency of binder material mechanical activation in cemented rockfill. *ARP Journal of Engineering and Applied Sciences*, 14(20), 3492-3503. <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/154573>

15. **Petlovanyi, M.**, Kuzmenko, O., Lozynskyi, V., Popovych, V., Sai, K., & Saik, P. (2019). Review of man-made mineral formations accumulation and prospects

of their developing in mining industrial regions in Ukraine. *Mining of Mineral Deposits*, 13(1), 24-38. <https://doi.org/10.33271/mining13.01.024>

16. **Petlovanyi, M.**, Lozynskyi, V., Zubko, S., Saik, P., & Sai, K. (2019). The influence of geology and ore deposit occurrence conditions on dilution indicators of extracted reserves. *Rudarsko-Geološko-Naftni Zbornik*, 34(1), 83-91. <https://doi.org/10.17794/rgn.2019.1.8>

17. **Petlovanyi, M.** (2016). Influence of configuration chambers on the formation of stress in multi-modulus mass. *Mining of Mineral Deposits*, 10(2), 48-54. <https://doi.org/10.15407/mining10.02.048>

Статті у матеріалах міжнародних конференцій, що індексуються наукометричними базами даних WoS або Scopus

18. **Petlovanyi, M.**, Chebanov, M., Sai, K., & Khalymendyk, O. (2025). A new approach to restoring the earth's surface heavily disturbed by mining activities. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 1481, 012004. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1481/1/012004>

19. **Petlovanyi, M.**, Ruskykh, V., Sai, K., & Malashkevych, D. (2024). Prompt determination of predictive parameters for mining-technogenic landscape objects. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 1348, 012035. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1348/1/012035>

20. **Petlovanyi, M.**, Sai, K., Malashkevych, D., Popovych, V., & Khorolskyi, A. (2023). Influence of waste rock dump placement on the geomechanical state of underground mine workings. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 1156(1), 012007. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012007>

21. **Petlovanyi, M.**, Ruskykh, V., Zubko, S., & Medanyk, V. (2020). Dependence of the mined ores quality on the geological structure and properties of the hanging wall rocks. *E3S Web of Conferences*, 201, 01027. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202020101027>

*Статті у наукових фахових виданнях, включених
до переліку наукових фахових видань України:*

22. **Петльований, М.В.,** Бучавий, Ю.В., & Легеза, Ю.О. (2026). Дослідження розвитку провальних зон шахт та їх впливу на рослинний покрив із застосуванням методів дистанційного зондування. *Науковий Журнал Метінвест Політехніки. Серія: Технічні науки*, 7, 27-37. <https://doi.org/10.32782/3041-2080/2026-7-3>
23. **Petlovanyi, M.** (2025). Substantiation of rational backfill complex placement when eliminating technogenic cavities of iron-ore deposits based on paste backfilling technology. *Geo-Technical Mechanics*, 173, 158-174. <https://doi.org/10.15407/geotm2025.173.158>
24. **Петльований, М.В.,** Кузьменко, О.М., Сай, К.С., & Саїк, П.Б. (2025). Дослідження приграничного стану масиву гірських порід навколо непогашених підземних пустот залізрудних родовищ на основі чисельного моделювання. *Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва*, 27, 48-63. <https://doi.org/10.37101/ftpgp27.01.005>
25. **Петльований, М.В.** (2024). Особливості утворених зон обвалення земної поверхні від впливу підземної розробки крутоспадних рудних покладів в умовах Кривбасу. *Збірник наукових праць НГУ*, 79, 63-83. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/79.063>
26. **Петльований, М.В.,** Сай, К.С., & Шерстюк, Є.А. (2024). Аналіз досягнутих фізико-механічних властивостей пастового закладання техногенних пустот на основі хвостів збагачення залізних руд: закордонний досвід. *Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва*, 26, 65-81. <https://doi.org/10.37101/ftpgp26.01.005>
27. **Петльований, М.В.** (2024). Дослідження кінетики гідратації та ранніх міцнісних характеристик цементованого пастового закладання на основі хвостів збагачення залізних руд. *Науковий вісник ДонНТУ*, 2(13), 78-90. <https://doi.org/10.31474/2415-7902-2024-2-13-78-90>
28. **Petlovanyi, M.V.** (2024). Systematization of the mineral-raw material base of backfill materials and backfill methods in the Kryvyi Rih region. *Journal of Donetsk Mining Institute*, 1(54), 114-122. <https://doi.org/10.31474/1999-981X-2024-1-114-122>

29. **Петльований, М., Сай, К., Попович, В., & Чебанов, М. (2023).** Методичний підхід до визначення перспективних систем “кар’єрні пустоти – закладний матеріал” на території України. *Екологічна безпека та природокористування*, 4(48), 32-47. <https://doi.org/10.32347/2411-4049.2023.4.32-47>

30. **Петльований, М.В., & Сай, К.С. (2023).** Аспекти безпечності застосування промислових відходів як закладних матеріалів техногенних пустот. *Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва*, 25, 126-140. <https://doi.org/10.37101/ftpgv25.01.010>

31. **Петльований, М.В., Сай, К.С., Борисовська, О.О., & Хорольський, А.О. (2023).** Аналіз використання промислових відходів для формування закладних масивів у техногенних пустотах. *Науковий вісник ДонНТУ*, 1(10), 115-126. <https://doi.org/10.31474/2415-7902-2023-1-8-1510.31474/2415-7902-2023-1-115-126>

32. **Петльований, М.В., & Сай, К.С. (2021).** Моделювання напруженого стану закладного масиву при різних фізико-механічних властивостях. *Вісті Донецького гірничого інституту*, 1(48), 7-18. <https://doi.org/10.31474/1999-981x-2021-1-7-18>

33. **Петльований, М.В., & Сай, К.С. (2021).** Комплексний вплив геологічних факторів на стійкість масиву при підземному видобутку залізних руд. *Вчені записки ТНУ імені В.І. Вернадського. Серія: технічні науки*, 32(71(2)), 79-87. <https://doi.org/10.32838/2663-5941/2021.2-2/13>

34. **Філоненко, О.В., & Петльований, М.В. (2021).** Методика дослідження параметрів формування закладного масиву кар’єрних пустот з металургійних шлаків. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, 64, 81-98. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/64.081>

35. **Петльований, М.В. (2020).** Інтенсифікація використання шахтних порід у закладних сумішах: екологічні та технологічні наслідки. *Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва*, 22, 103-117. <https://doi.org/10.37101/ftpgp22.01.008>

36. **Шустов, О.О., Петльований, М.В., Зубко, С.А., & Шерстюк, Є.А. (2019).** Геомеханічні проблеми стійкості природно-техногенних масивів рудних родовищ. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, 58, 154-165. <http://doi.org/10.33271/crpnmu/58.154>

37. Кузьменко, О.М., **Петльований, М.В.**, & Лозинський, В.Г. (2018). Вплив хімічних елементів твердої маси сумішей при заповненні штучних пустот у земній корі. *Геотехнічна механіка*, 142, 33-44. <http://dspace.nbuiv.gov.ua/handle/123456789/158713>

38. Кузьменко, О.М. & **Петльований, М.В.** (2017). Стійкість площини штучного масиву на контакті з виробленим простором очисної камери в залежності від структури вміщуючих порід крутого рудного покладу. *Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва*, 19, 48-58. <http://dspace.nbuiv.gov.ua/handle/123456789/141933>

39. Кузьменко, О.М., & **Петльований, М.В.** (2017). Взаємозв'язок структурних змін оточуючого масиву із стійкістю контуру очисних камер при розробці крутих покладів залізної руди. *Вісті Донецького гірничого інституту*, 2(41), 56-61. <https://jdmi.donntu.edu.ua/arkhiv-zbirky/2-vid-2017-r/>

40. Кузьменко, О.М., & **Петльований, М.В.** (2017). Вплив природних та технологічних факторів на стійкість порід та закладного масиву при їх відселенні у очисних камерах. *Геотехнічна механіка*, 132, 62-73. <http://dspace.nbuiv.gov.ua/handle/123456789/138624>

41. Кузьменко, О.М., & **Петльований, М.В.** (2017). Руйнування закладного масиву в залежності від технології його зведення. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, 52, 159-166. <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/150911>

42. Кузьменко, О.М., & **Петльований, М.В.** (2017). Стійкість штучного масиву при підземній розробці потужного рудного покладу на великій глибині. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, 50, 56-62. <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/149605>

*Монографії (розділи монографій), видані міжнародними
та вітчизняними видавництвами*

43. **Петльований, М.В.**, Борисовська, О.О., & Сай, К.С. (2024). Оцінка ступеня небезпечності відходів гірничо-металургійного комплексу, механізми та

ефективність їх утилізації у проєктах рекультивзації порушеної земної поверхні. *Реалії та стратегії розвитку України: вітчизняний та закордонний досвід: колективна монографія* (с. 94-110). Харків: СГ НТМ «Новий курс». https://mega.nz/file/bio22JxS#SuUcX04-FUhJPr0GsB0hRrQoNRGt_seZgFpeinl-ryQ

44. Малашкевич, Д.С., **Петльований, М.В.**, & Сай, К.С. (2022). *Наукові засади створення прогресивних технологій видобування вугілля з акумуляцією пустих порід у підземному просторі*. Дніпро, Україна: Видавець Лізунов Є.В., 170 с. <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/162443>

45. **Petlovanyi, M.**, Sai, K., & Sherstiuk, Ye. (2021). Utilization of technogenic waste and the formation of a backfill mass on its basis during underground mining of iron ore deposits. *Ecology: Theory and Practice of Landfill Management: multi-authored monograph* (p. 131-154). Warsaw, Poland: Szkola Glowna Sluzby Pozarniczej.

46. **Petlovanyi, M.V.**, & Ganushevych, K.A. (2021). Use of dump rocks in backfill mixtures while mining iron-ore deposits. *Perspective Trajectory of Scientific Research in Technical Sciences: collective monograph* (p. 349-367). Riga, Latvia: Baltija Publishing. <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-085-8-17>

47. Кузьменко, О.М., & **Петльований, М.В.** (2020). *Розробка крутоспадних рудних покладів із застосуванням твердіючого закладення в умовах Південно-Білозерського родовища*. Дніпро, Україна: НТУ «ДП», 103 с. https://prn.nmu.org.ua/Rozrobka_krutospadnykh_rudnykh_pokladiv.pdf

Патенти України на винахід та корисну модель

48. **Петльований, М.В.**, Чебанов, М.О., & Сай, К.С. (2025). *Спосіб рекультивзації виробленого простору кар'єру*. Патент № 159762 на корисну модель, Україна, МПК E21C 41/32; заявник і володілець патенту НТУ «Дніпровська політехніка». – № u202405542; заяв. 25.11.2024; опубл. 02.07.2025; Бюл. № 27. – 4 с. <https://sis.nipo.gov.ua/uk/search/detail/1864608/>

49. Малашкевич, Д.С., **Петльований, М.В.**, & Пойманов, С.М. (2021). *Спосіб закладки виробленого простору*. Патент № 147810 на корисну модель, Україна, МПК E21F 15/06; заявник і володілець патенту НТУ «Дніпровська

політехніка». – № u202007489; заяв. 30.11.2020; опубл. 17.06.2021; Бюл. № 24. – 4 с. <https://sis.nipo.gov.ua/uk/search/detail/1599789/>

*Статті та тези доповідей у матеріалах міжнародних
і всеукраїнських конференцій*

50. **Петльований, М.** (2026). Результати чисельного моделювання впливу закладання утворених провальних зон від підземної розробки рудних покладів на деформації земної поверхні. В *Матеріалах IV міжнародної науково-практичної конференції «Екологічні проблеми сучасності»* (с. 66-70). Дрогобич, Україна: Державний ВНЗ «ДонНТУ». <https://ea.donntu.edu.ua/handle/123456789/35842>

51. **Petlovanyi, M., & Demydov, M.** (2026). Systematization of technogenic objects in the mining region as a basis for substantiating an integrated approach to reducing technogenic-ecological hazards. *Proceedings of the International Scientific Conference «Modern Science: Theory, Methodology, and Interdisciplinary Practice»*, 7-11. Riga, Latvia: Baltija Publishing. <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-672-0-2>

52. **Петльований, М.В.** (2025). Методологічні підходи до вдосконалення чисельного моделювання геомеханічних процесів у масиві гірських порід залізорудних родовищ Кривбасу. В *Матеріалах XXIII міжнародної конференції молодих вчених «Геотехнічні проблеми розробки родовищ»* (с. 101-105). Дніпро, Україна: Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова. https://drive.google.com/file/d/1LE-1_nZ0apgThbSYhly1wnFIH360atkr/view

53. **Петльований, М., & Сай, К.** (2025). Виявлення приграничного стану масиву гірських порід навколо непогашених пустот у результаті розробки сліпих рудних покладів. В *Матеріалах XVIII міжнародної науково-практичної конференції «Українська школа гірничої інженерії»* (с. 53-54). Східниця, Україна: ЛПрес. <https://doi.org/10.33271/usme18.053>

54. **Петльований, М.В., Халимендик, О.В., & Сай, К.С.** (2024). Обґрунтування доцільності застосування технології пастового закладання для рекультивції порушених земель Криворізького регіону. В *Матеріалах XXII міжнародної конференції молодих вчених «Геотехнічні проблеми розробки родовищ»* (с. 9-12).

Дніпро, Україна: Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова.
<https://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/168021>

55. **Петльований, М.В.,** Сай, К.С., & Борисовська, О.О. (2024). Еколого-економічні аспекти формування комбінованого закладного масиву для відновлення складно порушеної земної поверхні. В *Матеріалах VII міжнародної науково-практичної конференції «Екологічний стан навколишнього середовища та раціональне природокористування в контексті сталого розвитку»* (с. 144-149). Херсон-Одеса, Україна: Олді+.

56. **Petlovanyi, M.,** & Malashkevych, D. (2024). Key factors in the implementation of projects for backfilling open technogenic cavities in the mining industry. *Proceedings of the International Scientific Conference «Scientific Area in the Context of Globalisation and Transformation»*, 4-9. Riga, Latvia: Baltija Publishing.
<https://doi.org/10.30525/978-9934-26-472-6-2>

57. **Petlovanyi, M.,** Sai, K., & Sherstiuk, Ye. (2024). Criteria for paste backfill mixes when filling inactive technogenic cavities. In *Materials of the XVII International Scientific and Practical Conference «Ukrainian School of Mining Engineering»* (p. 33-36). Skhidnytsia, Ukraine: LizunoffPress. <https://doi.org/10.33271/usme17.033>

58. **Petlovanyi, M.V.,** Popovych, V.V., & Sai, K.S. (2023). Development of an approach to the effective restoration of the earth's surface disturbed by mining operations. *Abstracts of the 6th International Scientific and Technical Conference «Innovative Development of Resource-Saving Technologies and Sustainable Use of Natural Resources»*, 33-34. Petroșani, Romania: Universitas Publishing.
<https://ep3.nuwm.edu.ua/28050/>

59. **Петльований, М.В.,** & Сай, К.С. (2023). Методологічні аспекти стратегії відновлення пошкодженої гірничими роботами земної поверхні на основі формування закладних масивів. В *Матеріалах VI міжнародної науково-практичної конференції «Екологічний стан навколишнього середовища та раціональне природокористування в контексті сталого розвитку»* (с. 114-118). Херсон-Одеса, Україна: Олді+. <https://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/166577>

60. **Petlovanyi, M.**, Khalymendyk, O., & Sai, K. (2023). Study of the earth's surface disturbances in large mining region of Ukraine. *Proceedings of the V International Scientific and Practical Conference «Scientific Projects on Improving the Environment»*, 215-217. Brussels, Belgium: International Science Group. <https://isg-konf.com/scientific-projects-on-improving-the-environment/>

61. Sai, K., & **Petlovanyi, M.** (2023). Conditions and issues of accumulation of mining waste in large mining regions of Ukraine. *Proceedings of the International Scientific Conference «Modern Science: Global Trends, Technologies and Innovations»*, 125-129. Riga, Latvia: Baltija Publishing. <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-354-5-34>

62. **Petlovanyi, M.**, Sai, K., & Malashkevych, D. (2023). Specifics and practical examples of low-hazard industrial waste utilization for filling technogenic cavities. *Proceedings of the 6th International Scientific and Practical Conference «Scientific Trends and Trends in the Context of Globalization»*, 37(171), 314-322. Umea, Kingdom of Sweden: Scientific Publishing Center «InterConf». <https://doi.org/10.51582/interconf.19-20.09.2023.026>

63. **Petlovanyi, M.**, Chebanov, M., & Sherstiuk, Ye. (2023). Formation of a backfill mass as an effective method of mining-technical reclamation when rehabilitating lands disturbed by mining. *Proceedings of the 6th International Scientific and Practical Conference «Recent Scientific Investigation»*, 164, 177-182. Oslo, Norway: Scientific Publishing Center «InterConf». <https://archive.interconf.center/index.php/conference-proceeding/article/view/4143>

64. Хорольський, А.О., & **Петльований, М.В.** (2023). Застосування маржинального аналізу для обґрунтування обсягів робіт із закладки виробленого простору твердіючими сумішами на основі відходів гірничого виробництва. В *Матеріалах міжнародної науково-практичної конференції «Збалансоване природокористування: традиції, перспективи та інновації»*, 1, (с. 163-165). Київ, Україна: ДІА. <https://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/166574>

65. **Петльований, М.В.**, & Сай, К.С. (2023). Підземний видобуток залізних руд в умовах мінливого геологічного середовища. В *Матеріалах міжнародної науково-практичної конференції молодих науковців, аспірантів і здобувачів*

вищої освіти «Проблеми та перспективи розвитку сучасної науки» (с. 89-92). Рівне, Україна: Національний університет водного господарства та природокористування. <https://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/164504>

66. **Petlovanyi, M., & Sai, K.** (2023). Problems of the earth's surface disturbances by mining operations in the conditions of the Kryvyi Rih iron-ore basin. In *Materials of the International Scientific Conference «Modern Science: Processes of Globalisation and Transformation»* (p. 35-39). Riga, Republic of Latvia: Baltija Publishing. <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-309-5-11>

67. **Петльований, М.В., & Сай, К.С.** (2022). Закладання виробленого простору як ефективний спосіб збереження довкілля при видобутку залізних руд. В *Матеріалах V міжнародної науково-практичної конференції «Екологічні проблеми навколишнього середовища та раціонального природокористування в контексті сталого розвитку»* (с. 170-172). Херсон-Кропивницький, Україна: Олді-Плюс. <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/162445>

68. Драгун, Д.В., **Петльований, М.В., & Сай, К.С.** (2022). Аналіз проблемних питань застосування твердіючого закладання для заповнення підземних пустот рудних родовищ. В *Матеріалах X міжнародної науково-технічної конференції студентів, аспірантів і молодих вчених «Молодь: наука та інновації»* (с. 432-434). Дніпро, Україна: НТУ «Дніпровська політехніка». <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/162905>

69. **Петльований, М.В., & Сай, К.С.** (2021). Вплив видобутку залізних руд на екологічний стан денної поверхні в умовах Кривбасу: шляхи вирішення. В *Матеріалах IV міжнародної науково-практичної конференції «Екологічні проблеми навколишнього середовища та раціонального природокористування в контексті сталого розвитку»* (с. 205-208). Херсон, Україна: Олді-Плюс. <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/159811>

70. **Петльований, М.В., & Філоненко, О.В.** (2019). Техногенна та екологічна небезпека підземного видобутку залізних руд Кривбасу. В *Матеріалах міжнародної науково-практичної конференції «Проблеми техногенно-екологічної безпеки: освіта, наука, практика»* (с. 66-68). Харків, Україна: Національний університет цивільного захисту України. <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/161116>

71. **Петльований, М.В.** (2019). Особливості утилізації доменних гранульованих шлаків у гірничодобувній галузі. В *Матеріалах VIII міжнародної науково-практичної інтернет-конференції «Сучасний рух науки»*, 3, (с. 12-17). Дніпро, Україна: WayScience. <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/154300>

72. **Petlovanyi, M.,** Ruskykh, V., & Sai, K. (2018). Challenges of underground mining of steeply pitching deposits with stowing in anomalous geological environment. In *Materials of the International Scientific Conference «Innovative Development of Resource-Saving Technologies of Mineral Mining and Processing»* (p. 56-60). Petrosani, Romania: University of Petrosani. <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/153659>

Особистий внесок автора в роботи, що опубліковані у співавторстві:
 [7, 25, 60, 70, 71] – аналіз стану розвитку гірничодобувної галузі та її впливу на стан земної поверхні; [11, 15, 26, 67-69, 72] – критичний аналіз літературних джерел, опрацювання та систематизація даних; [13, 16, 21, 33, 65] – аналіз гірничо-геологічних, гірничо-технічних умов та показників підземного видобутку; [7, 10, 25, 36, 22] – аналіз форм та масштабів порушень земної поверхні; [36, 40, 66] – вивчення проблем стійкості природно-техногенних масивів; [9, 19, 28, 29] – геопросторове вивчення техногенних пустот та закладних матеріалів; [2, 30, 31, 43-45] – дослідження екологобезпечності застосування відходів у складі закладних сумішей; [15, 32, 61, 62, 2] – оцінка ступеня екологічної небезпечності відходів; [3, 7, 54, 56, 58, 59, 63, 51] – розробка нової концепції комплексної ліквідації техногенних пустот; [5, 34, 52, 53, 57, 64] – розробка методик проведення досліджень; [8, 34, 38, 39, 41, 47] – проведення теоретичних та аналітичних досліджень; [5, 12, 14, 27, 35, 37, 46] – проведення комплексу експериментальних досліджень, аналіз та обробка результатів; [1, 6, 17, 20, 24, 32, 42, 50] – виконання чисельного моделювання деформацій масиву та земної поверхні, аналіз результатів; [3, 55] – еколого-економічна оцінка комплексної ліквідації; [5, 18, 23, 48, 49, 58, 59] – розробка технології та способів ліквідації техногенних пустот.

ЗМІСТ

ВСТУП	34
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ СТАНУ ПОРУШЕНОЇ ЗЕМНОЇ ПОВЕРХНІ ТА ДОСЛІДЖЕНЬ НАПРЯМІВ ЇЇ МІНІМІЗАЦІЇ ПРИ РОЗРОБЦІ ЗАЛІЗО-РУДНИХ РОДОВИЩ. ПОСТАНОВКА НАУКОВОЇ ПРОБЛЕМИ	48
1.1. Значення гірничодобувної галузі для розвитку суспільства та масштаби її впливу на стан земної поверхні у світі та Україні	48
1.2. Аналіз комплексного видобутку залізних руд у Криворізькому залізорудному басейні	57
1.3. Комплексний аналіз форм та структури порушень земної поверхні під впливом видобутку залізних руд у Криворізькому регіоні	66
1.4. Сучасні проблемні аспекти ліквідації техногенних пустот у Криворізькому залізорудному басейні	78
1.5. Аналіз наукових праць та практичних заходів щодо мінімізації впливу процесів видобутку залізних руд на стан земної поверхні	96
1.6. Формування нових напрямів ліквідації геомеханічної та екологічної небезпеки утворених техногенних пустот Кривбасу. Формулювання мети й наукових завдань досліджень	109
1.7. Висновки до розділу 1	113
РОЗДІЛ 2. ЕКОЛОГІЧНА НЕБЕЗПЕКА ТЕХНОГЕННИХ ПУСТОТ І ВІДХОДІВ ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНОГО КОМПЛЕКСУ. РОЗРОБКА НОВОЇ КОНЦЕПЦІЇ КОМПЛЕКСНОЇ ЛІКВІДАЦІЇ ПУСТОТ	116
2.1. Узагальнення та систематизація техногенних об'єктів гірничодобувних регіонів за рівнем техногенно-екологічної небезпеки	116
2.2. Вивчення геометричних параметрів та екологічних наслідків розвитку утворених техногенних пустот від впливу підземних і відкритих гірничих робіт	119
2.3. Вивчення мінерально-сировинної бази відходів ГМК Кривбасу	136
2.4. Пріоритезація необхідності утилізації промислових відходів у складі закладних сумішей	144
2.5. Оцінка екологічної небезпеки утворених хвостосховищ для природного навколишнього середовища	156
2.6. Обґрунтування раціонального способу закладання техногенних пустот та виявлення індикаторів його доцільності	162

2.7. Екологічна безпечність трансформації хвостів збагачення у монолітний закладний масив для ліквідації техногенних пустот	167
2.8. Нова концепція ліквідації техногенних пустот на основі застосування технології пастового закладання	176
2.9. Висновки до розділу 2	185
РОЗДІЛ 3. РОЗРОБКА КОМПЛЕКСНОЇ МЕТОДОЛОГІЇ АНАЛІТИЧНИХ, ЛАБОРАТОРНИХ ТА ЧИСЕЛЬНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ	189
3.1. Загальні підходи та положення аналітичних досліджень необхідної міцності пастового закладання при ліквідації пустот	189
3.2. Методика експериментальних досліджень комплексу властивостей пастового закладання	193
3.2.1. Методика дослідження хіміко-мінералогічного складу закладних матеріалів та приготування пастових сумішей	193
3.2.2. Методика дослідження фізико-хімічних та реологічних властивостей пастових закладних сумішей	204
3.2.3. Методика дослідження фізико-механічних властивостей закладних матеріалів і масивів	212
3.3. Методологія чисельного моделювання геомеханічних процесів при закладанні техногенних пустот пастовими сумішами	216
3.3.1. Структурно-геологічні умови та база параметрів гірських порід Кривбасу для чисельного моделювання	216
3.3.2. Загальні підходи до чисельного моделювання	222
3.3.3. Моделювання впливу закладання провальних пустот на стан земної поверхні у висячому боці рудного покладу	231
3.3.4. Методика моделювання впливу закладання непогашених підземних пустот сліпих рудних покладів на обвалення земної поверхні	250
3.3.5. Моделювання стійкості закладних масивів, сформованих у виробленому просторі закритого кар'єру	263
3.4. Висновки до розділу 3	268
РОЗДІЛ 4. АНАЛІТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ МІЦНІСНИХ ХАРАКТЕРИСТИК ПАСТОВОГО ЗАКЛАДНОГО МАСИВУ В УМОВАХ ВПЛИВУ ГЕОМЕХАНІЧНИХ ПРОЦЕСІВ	271
4.1. Дослідження впливу масиву гірських порід навколо провальної зони на міцнісні характеристики пастового закладного масиву	271

4.2. Дослідження величини необхідної міцності пастового закладання при заповненні непогашених підземних пустот	287
4.3. Аналітична модель прогнозування величини осідання комбінованого закладного масиву у виробленому просторі кар'єру	301
4.4. Висновки до розділу 4	316
РОЗДІЛ 5. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ КОМПЛЕКСУ ВЛАСТИВОСТЕЙ ПАСТОВОГО ЗАКЛАДАННЯ НА ОСНОВІ ХВОСТІВ ЗБАГАЧЕННЯ ЗАЛІЗНИХ РУД	318
5.1. Характеристика досліджуваних закладних матеріалів, їх хіміко-мінералогічний склад та фізико-механічні властивості	318
5.2. Дослідження раціональної консистенції закладної суміші на основі цементу та хвостів збагачення залізних руд	326
5.3. Дослідження процесів гідратації пастових закладних сумішей на основі цементу як традиційного в'язучого матеріалу	341
5.4. Дослідження фізико-механічних характеристик пастового закладання на основі цементу як традиційного в'язучого матеріалу	346
5.5. Дослідження властивостей пастового закладання із можливістю заміни альтернативними в'язучими матеріалами	360
5.6. Закономірності взаємозв'язку електропровідності та міцності пастового закладання	367
5.7. Дослідження підвищення механічних властивостей цементованого пастового закладання на основі додавання дроблених пустих порід	372
5.8. Визначення фізико-механічних властивостей сипучого породного закладання	383
5.9. Узагальнення та аналіз комплексу фізико-механічних властивостей закладного масиву як даних для чисельного моделювання	386
5.10. Висновки до розділу 5	389
РОЗДІЛ 6. ДОСЛІДЖЕННЯ ТРАНСФОРМАЦІЇ ГЕОМЕХАНІЧНОЇ СИТУАЦІЇ МАСИВУ ПРИ ЗАКЛАДАННІ ТЕХНОГЕННИХ ПУСТОТ ПАСТОВИМ ЗАКЛАДАННЯМ	391
6.1. Результати чисельного моделювання впливу закладання утворених провальних зон на деформації земної поверхні	391
6.2. Моделювання ймовірності обвалення земної поверхні при розташуванні у надрах непогашених підземних пустот та ефективності пастового закладання їх простору	413

6.3. Результати чисельного моделювання стійкості закладних масивів у виробленому просторі кар'єру	439
6.4. Достовірність та верифікація отриманих наукових результатів	456
6.5. Висновки до розділу 6	463
РОЗДІЛ 7. ОБГРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ТА МЕТОДИК РОЗРАХУНКУ ПАРАМЕТРІВ ЛІКВІДАЦІЇ ТЕХНОГЕННИХ ПУСТОТ. ЕКОЛОГО-ЕКОНОМІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ ПРИЙНЯТИХ РІШЕНЬ.....	467
7.1. Концептуальні технологічні схеми ліквідації техногенних пустот за різних умов функціонування хвостового господарства	467
7.2. Обґрунтування технологічних параметрів ліквідації техногенних пустот на основі комбінованого закладання	473
7.3. Обґрунтування структурних елементів мобільного закладного комплексу для приготування пастової закладної суміші	498
7.4. Обґрунтування раціонального розміщення мобільного закладного комплексу між хвостосховищем та техногенними пустотами	508
7.5. Еколого-економічна оцінка комплексної ліквідації техногенних пустот на основі технології пастового закладання	517
7.6. Висновки до розділу 7	535
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	537
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	543
ДОДАТКИ	577

ВСТУП

Актуальність теми дослідження. Україна є однією з провідних країн за запасами мінеральних ресурсів, у надрах якої виявлено понад 20 тисяч родовищ, з яких понад 8,9 тисяч мають промислове значення. Найбільше розробляються родовища залізних руд, кам'яного вугілля, марганцевих руд, титаноцирконієвих руд та родовищ будівельної сировини. Окрім важливого значення мінеральних ресурсів для розвитку економіки, процеси їх видобування та переробки формують масштабне техногенне навантаження на довкілля. Україна сьогодні входить до топ-20 країн світу за площею земель, зайнятих об'єктами гірничодобувної промисловості. Так, згідно національної доповіді про стан навколишнього середовища, видобутком мінеральних ресурсів зайнято понад 52,7 тис. га земельних площ, серед яких найбільшого впливу зазнають Дніпропетровська, Донецька та Житомирська області.

Серед усіх гірничодобувних галузей України особливо виразною, з точки зору економічного та екологічного впливу, є залізорудна, яка у 2021 році забезпечила державі 4 млрд дол. валютних надходжень від експорту сировини та продукції. Сьогодні 75% обсягу залізних руд видобувається у крупному Криворізькому залізорудному басейні, де сконцентровано 48,6% всіх запасів.

Інтенсивний видобуток залізних руд, що триває понад 120 років, призвів до важкої техногенно-екологічної ситуації: утворилися численні форми порушень земної поверхні, зокрема провальні зони (глибиною 50 – 200 м), непогашені підземні пустоти закритих шахт, вироблені простори закритих кар'єрів та значні накопичення відходів гірничо-металургійного комплексу. Провальні зони та непогашені пустоти створюють неконтрольовані техногенні ризики, загрожують безпеці населення, інфраструктурі, родючим ґрунтам та ускладнюють підземні гірничі роботи, а саме вентиляцію та шахтний водовідлив. Закриті кар'єри, над якими не відновлена земна поверхня, призводять до втрат промислово-економічного потенціалу територій. Екологічна ситуація суттєво погіршена накопиченням значних обсягів промислових відходів, переважною більшістю гірничо-металургійного комплексу, частка яких сягає 92%

від загального обсягу Дніпропетровської області та 65,5% України, що створює суттєве техногенне навантаження.

Безперервне розширення контурів утворених провальних зон у синтезі з наявністю в надрах непогашених підземних пустот старих шахт формує масштабний техногенно-екологічний ризик для навколишнього середовища регіону. Подальший неконтрольований розвиток цих деформаційних процесів на земній поверхні становить загрозу безповоротного руйнування ґрунтового покриву, деградації прилеглих лісових масивів та критичного пошкодження об'єктів промислової і цивільної інфраструктури. Існує нагальна потреба у превентивній стабілізації гірського масиву, що є першоджерелом цих руйнівних явищ на поверхні.

Проведений аналіз наукових досягнень закордонних і українських вчених у галузі підземної, відкритої розробки й раціонального освоєння залізрудних родовищ показав недостатню вивченість впливу утворених підземною розробкою родовищ різнотипних техногенних пустот на земну поверхню та екологічний стан постмайнінгових територій, а також розробки дієвих заходів їх ефективного попередження та ліквідації.

На початкових стадіях розробки рудних родовищ у світовій практиці застосовуються системи розробки із закладанням виробленого простору, що дозволяє запобігти деформаціям земної поверхні. В умовах рудників України, де глибина розробки запасів значно перевищила граничний рівень, ці заходи сьогодні є технологічно та економічно неефективними через наявність вже утворених глибоких провальних пустот та порушеність масиву гірських порід.

Засипання провальних зон шахт та закритих кар'єрів відвальними пустими породами, що є традиційним заходом рекультивації, має недостатню геомеханічну ефективність і не дозволяє утилізувати більш широкий спектр промислових відходів, що зумовлює пошук нових комплексних технологій.

Одним з перспективних та невивчених на сьогодні видів закладання для умов розробки залізрудних родовищ України є пастове, що дозволяє утилізувати у своєму складі значні об'єми хвостів збагачення та при додаванні в'язучого матеріалу сформувати монолітний штучний масив, і може бути використано

для керування напружено-деформованим станом масиву при ліквідації різнотипних техногенних пустот, блокування розвитку зон обвалення та превентивної стабілізації масиву, що перебуває у граничному стані.

Відсутність наукових основ керування геомеханічним станом масиву гірських порід і земної поверхні при ліквідації різнотипних техногенних пустот залізорудних родовищ із використанням технології пастового закладання та екологічнобезпечною утилізацією у його складі відходів гірничо-металургійного комплексу, адаптованої до підземного та відкритого просторів, стримує розробку нових ефективних природоохоронних заходів та реалізацію принципів раціонального надрокористування, що визначає *актуальну наукову проблему*.

Зв'язок роботи з програмами, планами, темами.

Тематика дисертаційної роботи відповідає Загальнодержавній програмі розвитку мінерально-сировинної бази України на період до 2030 року (Закон України № 3268-VI від 21.04.2011 р.); Національній стратегії управління відходами в Україні до 2030 року (Постанова КМУ № 820-р від 8.11.2017 р.); Розпорядженню Кабінету Міністрів України «Деякі питання забезпечення досягнення Цілей сталого розвитку в Україні» (№ 1190-р від 29.11.2024 р.).

Дисертаційну роботу виконано в рамках низки держбюджетних та господарських науково-дослідних робіт, що виконувались в НТУ «Дніпровська політехніка», де автор брав та бере участь як керівник та виконавець:

– «Наукове обґрунтування методологічної, технологічної, екологічної і правової бази вилучення корисних компонентів з техногенних родовищ України» (№ держреєстрації 0116U004619, 2016 – 2017 рр., *основний виконавець*);

– «Наукове обґрунтування та розробка енергоефективних маловідходних технологій видобування вуглеводневої та мінеральної сировини» (№ держреєстрації 0116U008041, 2016 – 2018 рр., *відповідальний виконавець*);

– «Розробка прогресивних технологій повноцінного вилучення енергетичного вугілля з акумуляцією пустих порід у підземному просторі» (№ держреєстрації 0120U101099, 2020 – 2022 рр., *основний виконавець*);

– «Розробка технології відновлення порушених гірничими роботами територій шляхом формування закладних масивів на основі природно-техногенних матеріалів» (Грант Національного Фонду Досліджень України, реєстраційний номер 2021.01/0306, 2023 – 2024 рр., *науковий керівник*);

– «Розробка нових прикладних і нормативних рішень для ресурсоефективної утилізації техногенних відходів та ліквідації пустот гірничорудних регіонів у контексті циркулярної економіки» (№ держреєстрації 0126U001271, 2026 – 2028 рр., *науковий керівник*);

– «Розробка циркулярних технологій освоєння критичної сировини з природних та техногенних мінеральних ресурсів» (№ держреєстрації 0126U001271, 2026 – 2028 рр., *виконавець*);

– «Робочий проєкт технології безвідходного видобутку кам'яної солі в умовах Західної частини Райгородської дільниці Славянського родовища кам'яної солі» (№ 7/19, 2019 р., *основний виконавець*);

– «Створити концепцію комплексного видобутку та переробки мінеральної сировини вугільних шахт у контексті сталого розвитку та ESG-стратегії» (№ 10146-22/4122-ПУ, 2023 р., *основний виконавець*).

Мета роботи – створення науково-методологічних основ комплексної ліквідації техногенних пустот, утворених підземним та відкритим видобутком мінеральних ресурсів, на основі дослідження оптимальних властивостей пастових і комбінованих закладних масивів, що містять відходи гірничо-металургійного комплексу, їх впливу на забезпечення геомеханічної стійкості масиву та земної поверхні, підвищення рівня екологічної безпеки та сприяння сталому розвитку гірничих регіонів.

Поставлену мету реалізовано послідовним розв'язанням таких *наукових завдань дослідження*:

1. Виконано аналіз впливу гірничодобувної галузі на стан земної поверхні, наукових досліджень та існуючих заходів щодо мінімізації її негативного впливу.

2. Визначено ступінь екологічної небезпеки техногенних пустот, відходів гірничо-металургійного комплексу та напрям їх раціональної утилізації у технологіях закладання.

3. Розроблено нову екологоорієнтовану концепцію комплексної ліквідації техногенних пустот із використанням відходів гірничо-металургійного комплексу.

4. Розроблено аналітичні моделі визначення міцнісних властивостей та стій-кості закладних масивів, сформованих у різних видах техногенних пустот.

5. Виконано експериментальні дослідження комплексу властивостей пастового та комбінованого закладання техногенних пустот з використанням різноманітних відходів.

6. Досліджено трансформацію геомеханічної ситуації земної поверхні та масиву гірських порід під впливом закладного масиву в техногенних пустотах.

7. Розроблено технологію та методики розрахунку параметрів закладання утвореного комплексу техногенних пустот.

8. Надано еколого-економічну оцінку доцільності комплексної ліквідації техногенних пустот на основі пастового закладання.

Ідея роботи полягає у використанні виявлених закономірностей формування однорідного пастового стану закладних сумішей, що визначають взаємозв'язок між компонентним складом, фізико-хімічними процесами структуроутворення, реологічною поведінкою та фізико-механічними властивостями пастових сумішей для створення стійких монолітних закладних масивів як активних елементів стабілізації природно-техногенного масиву, що забезпечує комплексну ліквідацію техногенних пустот, сприяє підвищенню рівня екологічної безпеки і сталому розвитку.

Об'єкт дослідження – процеси взаємодії природно-техногенного масиву гірських порід із штучно сформованими пастовими та комбінованими закладними масивами при ліквідації техногенних пустот.

Предмет дослідження – закономірності формування властивостей пастових закладних сумішей і закладних масивів та механізми їх впливу на напружено-деформований стан оточуючого техногенну пустоту масиву, що

забезпечує зниження деформацій земної поверхні та екологічну безпеку при їх ліквідації.

Методи дослідження. Для вирішення поставлених наукових завдань використано комплексний науково-методичний інструментарій: аналіз, узагальнення та систематизація українських і закордонних наукових праць щодо стану порушень земної поверхні та масиву під впливом підземного й відкритого видобутку мінеральних ресурсів та існуючих заходів його мінімізації; вивчення аерокосмічних знімків стану земної поверхні та геометричних параметрів техногенних пустот за допомогою (ресурси *Google Earth* та *BlenderGIS*); вивчення просторово-часових змін рослинного покриву (ресурс *Copernicus Open Hub Access*); загальні положення механіки гірських порід, будівельної механіки та хімії в'язучих речовин; аналітичних досліджень – метод граничної рівноваги та багат шарового пружного середовища з інтеграцією механізму імітації пластичної поведінки; фізико-хімічні дослідження – рентгенофлюоресцентний, рентгенодифракційний та мікроскопічний методи визначення хімічного та мінералогічного складу промислових відходів як закладних матеріалів; комплекс лабораторних та експериментальних досліджень – визначення концентрацій забруднюючих речовин фотометричним методом, а також фізико-хімічних, реологічних, фізико-механічних властивостей пастових закладних сумішей та монолітного масиву; багатоваріантне чисельне моделювання геомеханічних процесів та стійкості масивів методом скінченних елементів у багатоцільовому ліцензійному програмному пакеті *Phase2*; методи статистичної обробки даних, ранжування факторів, техніко-економічної мінімізації витрат та еколого-економічної оцінки технологічних рішень.

Наукові положення, що виносяться на захист:

1. Просторове розширення провальної зони у постактивній фазі обвалення змінюється за логарифмічною залежністю у часі й через дію залишкових деформацій та ерозії спричиняє деградацію ґрунтово-рослинного покриву прилеглих територій, що підтверджується зниженням нормалізованого вегетаційного індексу NDVI з 0,49 до 0,36. Мінімізація цієї техногенно-екологічної небезпеки досягається шляхом трансформації хвостів збагачення залізних руд, які у місцях

накопичення під впливом кліматичних факторів є джерелом вторинного забруднення прилеглих територій, у монолітний закладний масив, що іммобілізує у своїй структурі забруднюючі речовини та токсичні елементи та його формуванням у провальному просторі. Це обґрунтовує безпечний спосіб рекультивації та обмежує подальше розширення площі провальних зон.

2. Оптимальний пастоподібний стан закладної суміші для ліквідації техногенних пустот досягається при вмісті твердої фази 75%, з яких 70,5% хвостів збагачення з осушених карт хвостосховищ, 4,5% в'язучого матеріалу та 25% води. Реологічна поведінка суміші описується моделлю Гершеля-Баклі та покращується введенням 1,0 – 1,5% суглинку, що компенсує водовіддачу при високому вмісті меленого граншлаку в комбінованому в'язучому. При цьому електропровідність суміші є кількісним індикатором інтенсивності гідратаційних процесів та формування міцності закладного масиву: величина міцності лінійно залежить від пікового значення електропровідності та обернено пропорційна степеневій функції часу досягнення цього максимуму. Отримані закономірності створюють основу експрес-методу неруйнівного прогнозування міцності й оперативної оптимізації складу сумішей.

3. В умовах розвитку зсувних процесів при поглибленні підземної розробки рудних покладів Кривбасу від 1300 до 1800 м земна поверхня зі сторони висячого боку зазнає подальшого руйнування, а часткове блокування цих деструктивних процесів досягається шляхом формування у провальних зонах упорної призми з монолітного пастового закладання, ефективність якої описується поліноміальною залежністю від кута відкосу провалу та жорсткості закладного масиву й набуває максимальних значень до 30% інтенсивно зростаючи при кутах падіння рудного покладу понад 50°. Це дозволяє попередити розширення площі провалу у просторі, зменшити розмір мульди зсуву, інтенсивність розкриття тріщин на земній поверхні й підвищити рівень техногенно-екологічної безпеки.

4. В інтервалі глибин 50 – 150 м існують нижня та верхня межі граничного розміру непогашеної підземної пустоти за падінням, при яких налягаючі породи ще не втратили стійкість, але вже розвинений деформаційний зв'язок із земною

поверхнею. Виявлені критичні межі логарифмічно залежать від глибини розташування її покрівлі, а відстань між ними зростає зі збільшенням кута падіння рудного тіла від 50 до 70°. Наявність пустот, розміри за падінням яких перебувають у встановлених межах, свідчить про формування приграничного геомеханічного стану масиву ($H/L_{кр} = 0,4 \dots 1,2$), який просторово оцінюється зіставленням еквівалентного прольоту пустоти з цими ж межами. Отримані результати дозволяють прогнозувати наявність підземних пустот у приграничному стані, визначати необхідну міцність пастового закладання та своєчасно запобігти розвитку прогресуючих деформацій земної поверхні.

Наукова новизна отриманих результатів:

Вперше:

- розроблено концепцію комплексної ліквідації різнотипних техногенних пустот на території гірничо-промислових регіонів, у якій досягається синергетичний ефект стабілізації земної поверхні й масиву та утилізації екологічно небезпечних відходів гірничо-металургійного комплексу, що забезпечує перехід від локальних заходів до системного управління техногенно-екологічною безпекою;

- виявлено механізм формування перехідного приграничного стану масиву порід навколо підземних пустот між стійким і нестійким, межі якого описуються логарифмічними залежностями від глибини та кута падіння покладу й ідентифікація якого є критерієм доцільності ліквідації пустот;

- встановлено закономірності зв'язку міцності з параметрами електропровідності (пікове значення, час настання піку), що дозволяє здійснювати оперативний прогноз якості суміші та міцності штучного масиву техногенних пустот;

- виявлено логарифмічний характер розвитку площі провальних зон шахт у просторі та часі з кількісною оцінкою його впливу на деградацію ґрунтово-рослинного покриву у постакивній фазі обвалення.

Уточнено:

- ефект часткового блокування деформацій земної поверхні провальних пустот через формування упорної призми з монолітного масиву, який при кутах

відкосу провалу понад 50° та підвищенні жорсткості масиву зростає за поліноміальною залежністю, локалізуючи зони впливу та зменшення деформацій до 30%;

- експоненціальну залежність необхідної міцності пастового закладання при ліквідації підземних пустот від параметрів їх приграничного стану $H/L_{кр}$, яка збільшується при зменшенні кута падіння покладу і є основою для проєктування складу суміші зі збереження суцільності штучного масиву;

- ефект іммобілізації забруднюючих речовин та токсичних елементів цементною матрицею закладного масиву, сформованого з відходів збагачення залізних руд, за умов найгіршого сценарію агресивного середовища;

- критичні умови формування однорідного пастоподібного стану закладних сумішей на основі хвостів збагачення, які, на відміну від традиційних рецептур, передбачають сумарний вміст твердої фази на рівні 75% (з яких 4,5% – в'язучий матеріал), що забезпечує оптимальний баланс між транспортабельністю суміші та міцністю штучного масиву;

- поліноміальні закономірності впливу частки та фракційного складу дроблених відвальних порід на міцність пастового закладання, що обґрунтовує оптимальний розмір фракції -15 мм та її вміст у суміші 10 – 15% і забезпечує приріст міцності штучного масиву на 26 – 33%;

- систему закономірностей комплексного впливу вмісту твердої фази та дозування в'язучого на реологічні та фізико-механічні властивості пастових сумішей, що дозволяє керувати параметрами транспортування та формування штучного монолітного масиву.

Дістало подальшого розвитку:

- методологія чисельного моделювання складних геомеханічних процесів залізородних родовищ через врахування структурної неоднорідності геологічного середовища на основі інтеграції нелінійного критерію Хоека-Брауна та лінійного критерію Мора-Кулона, що забезпечує реалістичність їх фізичної сутності;

- напрям утилізації хвостів збагачення у складі пастових закладних сумішей як відходів з найвищим техногенним навантаженням на основі вдосконаленої системи інтегрального їх ранжування, розробленою класифікацією

технологій закладання за видовим різноманіттям відходів і виявленою сукупністю раціональних індикаторів їх використання.

Достовірність отриманих результатів, висновків та рекомендацій підтверджується коректністю постановки і вирішенням задач із використанням апробованих положень механіки гірських порід, будівельної механіки, механіки суцільного та сипучого середовища, методів математичної статистики; значним обсягом аналітичних, експериментальних та чисельних досліджень; достатнім ступенем відповідності результатів аналітичних досліджень та чисельного моделювання (збіжність результатів 73 – 89%). Достовірність екологічної складової досліджень забезпечується використанням сучасних та апробованих у світі методів оцінки змін стану ґрунтово-рослинного покриву за даними дистанційного зондування та достатнім обсягом повторюваних експериментальних досліджень статичного вилюговування забруднюючих речовин.

Наукове значення роботи полягає у розробці основ і принципів керування геомеханічним станом природно-техногенного масиву гірських порід при ліквідації техногенних пустот шляхом формування пастових і комбінованих закладних масивів із відходів гірничо-металургійного комплексу, властивості яких обґрунтовано встановленими закономірностями взаємозв'язку між компонентним складом пастових сумішей, фізико-хімічними процесами їх структуроутворення, реологічною поведінкою та фізико-механічними властивостями, що дозволяє зменшити руйнівні деформації земної поверхні й покращити екологічний стан гірничодобувних регіонів.

Практичне значення роботи:

– вдосконалено методику досліджень комплексу фізичних, хімічних і механічних властивостей закладних матеріалів, пастових сумішей та закладних масивів;

– розроблено нову технологію комплексної ліквідації різнотипних техногенних пустот пастовими закладними сумішами, що поєднані в єдину закладну мережу з централізованим їх приготуванням та транспортуванням;

- обґрунтовано комбінований спосіб формування закладного масиву з чередуванням шарів пастового та породного закладання як захід рекультивації земної поверхні;
- розроблено комплексну методику розрахунку параметрів ліквідації різнотипних техногенних пустот із застосуванням монолітних пастових та комбінованих закладних масивів;
- розроблено методику визначення раціонального розміщення мобільного закладного комплексу між хвостосховищем та техногенними пустотами;
- складено нову методику комплексного визначення еколого-економічного ефекту концепції комплексної ліквідації техногенних пустот;
- створено нову інформаційно-аналітичну карту геопросторового розташування потенційних закладних матеріалів та утворених техногенних пустот на території України.

Реалізація результатів дослідження. Результати досліджень використовуються при підготовці здобувачів вищої освіти за спеціальностями 184 «Гірництво» та 183 «Технології захисту навколишнього середовища» за при викладанні наступних дисциплін: «Моделювання геомеханічних систем у задачах підземного видобутку корисних копалин», «Інноваційні технології розробки рудних родовищ корисних копалин», «Технологічний інжиніринг», «Технології захисту ґрунтів і надр», «Екологія гірництва». Науково-практичні результати роботи, зокрема оновлена методологія чисельного моделювання, методика експериментальних досліджень пастових сумішей, рекомендації з оцінки приграничного стану масиву, а також комплекс технологічних рішень з ліквідації техногенних пустот, передані та впроваджені у науково-дослідну і проєктну практику Науково-дослідного гірничорудного інституту (НДГРІ) Криворізького національного університету; рекомендації з непрямого моніторингу впливу хвостосховищ на поверхневі води, комплекс методик для оцінки екологічної безпеки утилізації хвостів та еколого-економічної ефективності ліквідації пустот, а також інформаційно-аналітичний реєстр геопросторового розташування пустот і потенційних закладних матеріалів, передані та впроваджені в Інституті геотехнічної механіки ім. М.С.

Полякова НАН України; рекомендації щодо компонування мобільного модульного закладного комплексу для приготування пастових сумішей передані ТОВ «Гема Трейдинг». Очікуваний економічний ефект від реалізації комплексної ліквідації техногенних пустот загальним обсягом близько 40 млн м³ становить близько 1,74 млрд грн протягом 50 років, при цьому термін досягнення точки окупності проєкту прогнозується на 37-му році його реалізації з можливість створення на відновлених територіях сучасної високотехнологічної промислової та інфраструктурної забудови. За умови повної реалізації проєкту досягається екологічний ефект: утилізація близько 53 млн т хвостів збагачення, 8 млн т відвальних порід та до 2,3 млн т металургійних шлаків; рекультивація близько 200 га порушених земель і повернення у господарське використання не менше 37 га територій; забезпечення запобіганню подальшому розвитку провальних зон і обвалів земної поверхні, що є передумовами довгострокової техногенно-екологічної безпеки та сталого розвитку Криворізького басейну.

Особистий внесок здобувача полягає у формулюванні наукової проблеми, мети, ідеї та завдань досліджень, наукових положень, висновків і рекомендацій щодо їх практичної реалізації, а також у виконанні системного аналізу та узагальнення наукових джерел з оцінки порушень земної поверхні гірничими роботами та ефективності існуючих способів їх мінімізації; встановленні закономірностей просторово-часового розвитку провальних зон залізрудних шахт та їх впливу на ґрунтово-рослинний покрив прилеглих зон; науковому обґрунтуванні доцільності утилізації хвостів збагачення у складі пастових закладних сумішей; виявленні закономірностей іммобілізації важких металів при трансформації хвостів у монолітний закладний масив; розробленні концепції комплексної ліквідації різнотипних техногенних пустот; вдосконаленні методології чисельного моделювання геомеханічних процесів; встановленні закономірностей формування реологічних і міцнісних властивостей пастових закладних сумішей, визначенні їх компонентного складу та впливу дроблених порід на підвищення міцності; встановленні залежностей формування та трансформації геомеханічного стану масиву навколо пустот під впливом штучного закладного масиву; розробленні

технологічних рішень і методик розрахунку параметрів ліквідації техногенних пустот із застосуванням пастового та комбінованого закладання; виконанні еколого-економічної оцінки ефективності комплексного підходу до їх ліквідації; виконанні лабораторних досліджень, аналітичного та чисельного моделювання, участі в апробації та впровадженні результатів дослідження; текст дисертації підготовлено автором особисто.

Апробація роботи. Основні наукові результати дисертаційної роботи доповідались, обговорювались та отримали схвалення на міжнародних та всеукраїнських науково-практичних конференціях: «Молодь: наука та інновації» (Дніпро, 2012); «Innovative Development of Resource-Saving Technologies of Mineral Mining and Processing» (Петросані, Румунія, 2016, 2018); «Школа підземної розробки» (Бердянськ, 2014, 2016 – 2021); «Physical & Chemical Geotechnologies» (Дніпро, 2019); «Сучасний рух науки» (Дніпро, 2019); «Проблеми техногенно-екологічної безпеки: освіта, наука, практика» (Харків, 2019); «Проблеми та перспективи розвитку сучасної науки» (Рівне, 2019 – 2021); «Екологічні проблеми навколишнього середовища та раціонального природо-користування в контексті сталого розвитку» (Херсон, 2019, 2021 – 2024); «Проблеми та перспективи розвитку сучасної науки» (Рівне, 2023); «Геотехнічні проблеми розробки родовищ» (Дніпро, 2019, 2022, 2024, 2025); «Збалансоване природокористування: традиції, перспективи та інновації» (Київ, 2023); «Essays of Mining Science and Practice» (Дніпро, 2023, 2024); «Scientific Development of New Eastern Europe» (Рига, Латвія, 2024), «Українська школа гірничої інженерії» (Східниця, 2024, 2025); «Екологічні проблеми сучасності» (м. Дрогобич, 2026).

Публікації. Основні результати досліджень опубліковані в 72 наукових працях, з яких: 16 статей у періодичних виданнях, що індексуються наукометричними базами даних Scopus та/або WoS (з них 8 – у квартилі Q1 – Q2); 1 стаття у закордонному виданні; 21 стаття у періодичних наукових виданнях, включених до Переліку наукових фахових видань України; 4 статті у матеріалах міжнародних конференцій, що індексуються наукометричними базами Scopus та/або WoS; 4 розділи у колективних монографіях, виданих міжнародними та вітчизняними

видавництвами та 1 монографія; 2 патенти на корисну модель; 23 статті та тези доповідей у матеріалах міжнародних і всеукраїнських конференцій.

Структура дисертаційної роботи. Дисертаційна робота складається зі вступу, 7 розділів, загальних висновків, списку використаних джерел (318 найменувань на 34 сторінках) і 6 додатків (на 8 сторінках), 174 рисунки, 79 таблиць. Обсяг основного тексту дисертації становить 509 сторінок, з них 16 – повністю займають рисунки та таблиці площею на всю сторінку. Загальний обсяг роботи – 584 сторінки.

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ СТАНУ ПОРУШЕНОЇ ЗЕМНОЇ ПОВЕРХНІ ТА ДОСЛІДЖЕНЬ НАПРЯМІВ ЇЇ МІНІМІЗАЦІЇ ПРИ РОЗРОБЦІ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ. ПОСТАНОВКА НАУКОВОЇ ПРОБЛЕМИ

1.1. Значення гірничодобувної галузі для розвитку суспільства

та масштаби її впливу на стан земної поверхні у світі та Україні

Сьогодні видобуток мінеральних ресурсів у світі є рушійною силою прогресу людства, оскільки забезпечує сировиною необхідне виробництво широкого спектру товарів і технологій для різних галузей – електроніка, медицина, оборонна й космічна промисловості, будівництво інфраструктурних об'єктів [1-3]. Мінеральні ресурси лежать в основі промислового та технологічного розвитку, дозволяючи створювати нові матеріали, будувати міста, розвивати транспортні системи і впроваджувати інновації, які покращують якість життя людей у всьому світі. Для країн з сировинним типом економіки видобуток мінеральних ресурсів дозволяє від експорту отримувати суттєві валютні надходження у державні бюджети [4, 5].

Сьогодні споживання корисних копалин займає особливе місце, адже дозволяє створювати діючі та нові продукти, технології і товари, необхідні для життєдіяльності та технологічного прогресу людства [6-13]. Важливість та значення гірничодобувної галузі у розвитку країн підкреслюється її значущим внеском у національний економічний розвиток. Гірничодобувна галузь є важливим сектором економічного розвитку багатьох країн світу, у тому числі й України. Особливо це стосується країн з низьким і середнім рівнем доходу, багатих саме на непаливні корисні копалини, видобуток котрих робить значний внесок у національний економічний розвиток. За даними світових спеціалістів-аналітиків в області мінеральної економіки об'єм внеску видобутку мінеральних ресурсів в світову економіку є достатньо вагомим і складає 15% [14].

Одним із існуючих ефективних підходів щодо оцінки масштабів залежності країн від видобутку корисних копалин є індекс вкладу гірничодобувної промисловості Mining Contribution Index (MCI), розроблений авторитетною

організацією International Council on Mining and Metals (ICMM). ICMM є міжнародною установою, яка створена для розробки та просування сучасних стійких стандартів і практик у гірничодобувній промисловості та об'єднує 21 гірничодобувну й металургійну компанію, а також 35 національних, регіональних і глобальних гірничодобувних та сировинних асоціацій [15]. Методика розрахунку MCI для кожної країни ґрунтується на чотирьох факторах [16]: експорт корисних копалин та металів; співвідношення, пов'язане з п'ятирічними змінами в експорті корисних копалин і металів (збільшення чи зменшення); внесок у загальний національний валовий внутрішній продукт (ВВП), у відсотках від ВВП; вартість орендної плати за використання корисних копалин – у відсотках від ВВП. Так, організацією ICMM за систематизованими даними внеску гірничодобувних галузей країн світу у 2020 році складено звіт і карту країн світу за MCI, що ілюструється на Рисунку 1.1. Аналіз показує градацію країн світу за сумарним індексом MCI. Найбільшу кількість балів (> 80) мають 27 країн світу, які переважно розташовані у Африці, Південній Америці, Середній Азії та Австралії. Найменша залежність економіки від видобутку корисних копалин спостерігається у країнах західної та центральної Європи, південно-східної Азії та північної Америки.

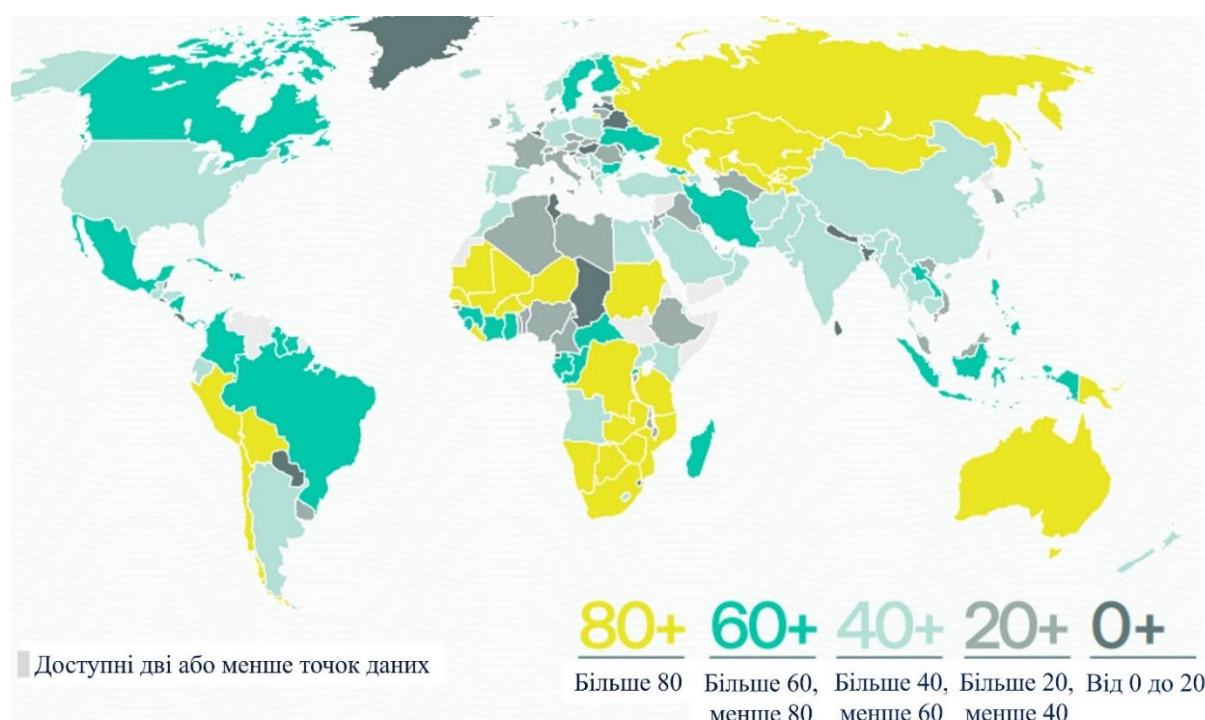


Рисунок 1.1 – Карта країн світу за індексом MCI за підсумками 2020 року [14]

Сьогодні 65 видів мінеральної сировини видобувається у 168 країнах, дані яких статистично узагальнені, систематизовані та оцінені авторитетною організацією World Mining Data (WMD) [17]. Згідно останнього звіту WMD, у 2021 році у світі вироблено 17,9 млрд тонн різних видів мінеральної сировини, проте, у статистиці не враховується будівельна мінеральна сировина. Існує дефіцит інформаційних даних щодо обсягів світового видобутку будівельної сировини, однак у щорічному звіті Circle Economy (CE) за 2021 рік зазначається, що видобуток нерудних корисних копалин, які використовувались у будівельній індустрії, склав 42,8 млрд тонн [18].

Для виробництва зазначених важливих видів мінеральної сировини у світі щорічно видобувається, за деякими оцінками, понад 150 млрд тонн гірничої маси, з яких виходить близько 60 – 65 млрд тонн корисних копалин, при цьому утворюється 72 млрд тонн пустих порід і 13 млрд тонн хвостів збагачення [19].

Досягнута інтенсивність видобутку мінеральної сировини у світі спричинила безпрецедентні масштаби впливу на земну поверхню та відчуження територій під розміщення об'єктів гірничодобувної діяльності. Заслуговує уваги дослідження науковців, які виконали роботу з картування гірничодобувних підприємств у всьому світі [20]. Використовуючи візуальну інтерпретацію зображень супутника Sentinel-2 за 2019 рік, авторами проаналізовано понад 34000 родовищ по всьому світу. Результатом є глобальний набір геопросторових даних, що містить 44929 полігональних об'єкти і які охоплюють 101,58 тис. км² великомасштабного та дрібномасштабного видобутку корисних копалин.

Так, у 5 країнах світу (росія, Китай, Австралія, США, Індонезія) об'єкти гірничодобувної галузі займають 52% земельних площ від загальної порушеної площі гірничодобувною діяльністю. За оцінками вчених, масштаби гірничодобувної промисловості у всіх країнах світу здатні потенційно впливати на 50 млн км² поверхні суші нашої планети [21]. Досліджувані авторами об'єкти [20] охоплювали кар'єри, промислові майданчики шахт, хвостосховища, відвали пустих порід, водойми, переробні підприємства та інші об'єкти місцевості, пов'язані з гірничодобувною діяльністю. Проте, щодо впливу гірничодобувної галузі на

процеси деформацій та осідань земної поверхні у різних регіонах світу у дослідженні мова не ведеться та даний факт не зазначається, що дозволяє стверджувати про, ймовірно, ще більший вплив галузі на земну поверхню.

Заслужовує уваги дослідження щодо вивчення факторів [22], що сприяють виникненню осідань земної поверхні у світовому контексті, та які пропонується розділити на дві загальні категорії:

1) антропогенні фактори: вилучення рідин з геологічного середовища (наприклад, води, нафти та газу), зміна землекористування, будівництво підземних споруд, видобуток корисних копалин;

2) природні явища: розломи, тектонічні рухи, консолідація/ущільнення відкладень, обвалення лісу, підвищення рівня моря, окислення та дренаж органічних ґрунтів, карстова ерозія і деградація вічної мерзлоти.

Просідання та обвалення земної поверхні є особливо небезпечним і шкідливим наслідком впливу підземних гірничих робіт, яке призводить до деформації будівель та інфраструктури [23], порушення роботи комунікацій (трубопроводів, ліній електропередач) [24], зміни гідрологічного режиму (обмілювання річок, зниження рівня ґрунтових вод) [25, 26], а також зниження родючості ґрунтів та руйнування природних екосистем через заболочування. Крім того, руйнування та деформації земної поверхні здатні ускладнювати технологічні процеси підземних гірничих робіт, таких як вентиляція, водовідлив, кріплення гірничих виробок [27]. Значні площі осідань земної поверхні зафіксовані у різних гірничодобувних регіонах світу як вугільних родовищ, так і родовищ металевих руд: Китай [28], Австралія [29], США [30], Індія [31], Швеція [32]. Гірничодобувна галузь, окрім вилучення значних об'ємів корисних копалин, характеризується і потужним рівнем відходоутворення при їх видобуванні та переробці, об'єми утворення яких перевищують темпи утилізації та рекультивації, що чинить додатковий шкідливий вплив на земну поверхню [33-35].

Україна входить до топ-21 країн світу, в яких об'єкти гірничодобувної галузі займають 39% від усіх зайнятих земельних площ [20]. Наша держава надзвичайно багата на мінеральні ресурси, оскільки у надрах виявлено понад 20 тисяч

родовищ і проявів зі 117-ма видами мінеральної сировини, з яких понад 8949 родовищ мають промислове значення і враховуються Державним балансом запасів корисних копалин, при цьому промислово освоєно понад 2800 родовищ зі 100 видів корисних копалин [36]. До промислового освоєння залучено 2868 родовищ, з якими працюють понад 2000 гірничовидобувних і переробних підприємств. Загальна оцінка їх вартості варіюється в межах 8 – 12 трлн доларів [37]. Найбільше за обсягами видобування розробляються родовища залізних руд, кам'яного вугілля, природного газу, нафти, марганцевих і титано-цирконієвих руд і родовищ будівельної сировини (граніти, вапняки, піски, каоліни, глини тощо) [38, 39].

Гірничодобувна галузь вносить вагомий внесок у структуру економіки України, при цьому її вклад у ВВП протягом 2017 – 2021 років коливається в діапазоні 4,57 – 6,67% [38, 40]. Залізорудна галузь в економіці України є лідером валютних надходжень до державного бюджету України за експортом продукції серед всіх видів корисних копалин, складаючи 87,7%. Ресурсний потенціал залізорудної галузі відображається на експорті продукції з України. Так, за 2021 рік було експортовано рекордний обсяг руд і агломерованих та неагломерованих концентратів заліза, що склав 44,46 млн тонн (із прибутком у 6,9 млрд доларів США) [38, 41]. Більше того, незважаючи на більший обсяг сплати податків нафтогазової галузі у бюджет України, залізорудна галузь демонструє найбільший приріст (більше, ніж у 5 разів) у порівнянні за 2020 та 2021 роки. З 2022 року, у зв'язку із збройною агресією російської федерації, продуктивність залізорудної галузі зазнала суттєвих змін через логістичні труднощі, скорочення попиту і зростання собівартості виробництва, що змусило основні гірничодобувні компанії тимчасово зупиняти видобуток залізної руди. Скорочення видобування та виробництва залізорудної продукції різними компаніями відбулось на 40 – 75%.

Як і у провідних країнах світу, гірничодобувна галузь в Україні завдає масштабного впливу земній поверхні. Так, кількість зайнятих земель під відкритими розробками, шахтами, кар'єрами, торфорозробками та відповідними спорудами сягає 52,7 тис. га [42], а їх розподіл за регіонами наведено на Рисунку 1.2.

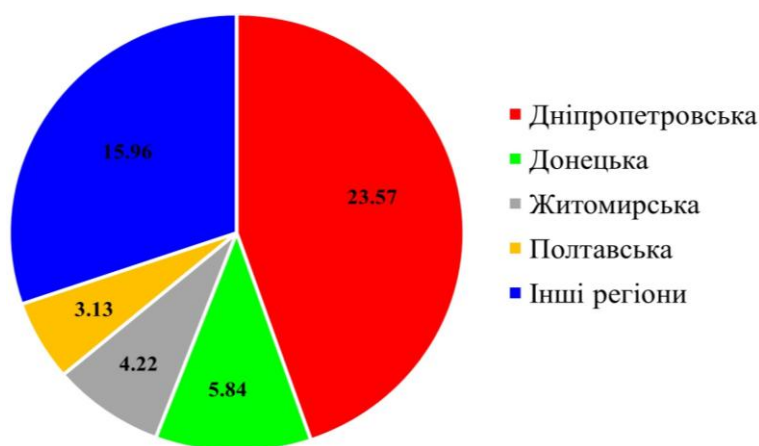


Рисунок 1.2 – Розподіл земель, зайнятих під гірничими роботами за регіонами України

Аналіз Рисунка 1.2 показує, що за зайнятими під гірничі роботи землями (23,57 тис. га) виділяється Дніпропетровська область, де сконцентровані основні залізородні та вугледобувні потужності. Найбільше відведення земель пов'язано з інтенсивним видобуванням відкритим і підземним способами саме залізних руд у потужному Криворізькому залізородному басейні (КЗБ), де комплексним відкрито-підземним видобутком вилучається 75% всіх запасів залізних руд України. Зазначені на Рисунку 1.3 дані показують зайняті земельні площі під функціонування об'єктів гірничодобувної галузі, проте земна поверхня зазнає геомеханічного впливу від процесів видобутку і загальний ступінь впливу є значно більшим. Підземні гірничі роботи, на відміну від відкритих, мають більш тривалий та інтенсивніший вплив на земну поверхню, оскільки утворення пустот у масиві гірських порід призводить до її деформацій та осідань, які можуть проявлятися навіть через багато років після завершення видобутку й охоплюють значно більші території. Відкриті роботи чинять вплив переважно у вигляді зміненого ландшафту.

Для узагальнення впливу гірничодобувної галузі періодично виконується моніторинг за екзогенними геологічними процесами Державною службою геології та надр України, до яких відноситься осідання поверхні над гірничими виробками, які щорічно наводяться у національних доповідях про стан навколишнього середовища з 2009 по 2021 роки. За даними останньої доповіді у 2021 році [42], інформація щодо осідань земної поверхні у гірничодобувних

регіонах наведена в Таблиці 1.1. У зазначених областях підземним способом видобуваються такі корисні копалини: кам'яне вугілля – Волинська, Дніпропетровська, Донецька, Луганська, Львівська області; залізні руди – Дніпропетровська область; кам'яна сіль – Івано-Франківська область.

Аналіз даних Таблиці 1.1 показує, що за площею осідання найбільший вплив чинить видобуток кам'яного вугілля. Так, у Львівській області розробляються переважно тонкі та пологі вугільні пласти, де величина осідання земної поверхні складає до 4,0 м. У Донецькій та Луганській області величина осідань сягає 7,0 м, що, вірогідно, пов'язано з розробкою, окрім пологих, похилих і крутих пластів, та більшою глибиною ведення гірничих робіт. У Дніпропетровській області, де розробляються тонкі пологі пласти та поклади залізних руд, фіксуються осідання до 15,0 м. Згідно [43] відомо, що глибина осідання у районі шахтних полів Західного Донбасу (вугледобувний регіон) коливається в межах 0,7 – 1,4 та 1,0 – 15,0 м – у районі Кривбасу (залізрудний басейн). Отже, з наведених даних видно, що глибина осідань при розробці залізрудних покладів є значно більшою.

Таблиця 1.1 – Характеристика осідань земної поверхні
у гірничодобувних регіонах України

Адміністративна одиниця	Загальна площа осідання земної поверхні, км ²	Діапазон глибин осідання, м	Загальна площа підтоплення в межах осідання, км ²	Площа осідання на забудованій території, км ²	Кількість міст у зоні впливу осідання, од
Волинська	26,2	2,5 – 3,0	—*	—*	—*
Дніпропетровська	156,1	0,7 – 15,0	46,56	22,35	3
Донецька	2152,0	0,1 – 6,8	90,00	—*	23
Івано-Франківська	0,3	0,1 – 2,1	0,15	0,20	3
Луганська	—*	5,0 – 7,0	—*	703,80	—*
Львівська	100,0	0,1 – 4,0	5,00	19,50	6

Примітка: «—*» дані відсутні

Представлені дані Таблиці 1.1 стосуються переважно зон плавного осідання земної поверхні при веденні гірничих робіт, а у Криворізькому залізорудному басейні утворені більш руйнівні форми деформацій поверхні у вигляді зон обвалень та провалів, глибиною 50 – 150 м, а найбільша глибина провалу «Королева воронок» зафіксована на рівні 285 м [44, 45]. Такі масштабні форми руйнувань земної поверхні при підземній розробці залізорудних покладів спричиняють технологічні труднощі для підземних гірничих робіт, створюють техногенно-екологічну загрозу для населення та поверхневої інфраструктури. Зазначені у національних доповідях різних років параметри осідань земної поверхні не оновлюються. Інформаційні дані у Таблиці 1.1 наведені станом на 2010 – 2012 роки, а нові моніторингові дані відсутні та за останні роки не здійснюються. Це свідчить про те, що з 2012 по 2024 роки площа осідань земної поверхні у гірничодобувних регіонах, вірогідно, вже є значно більшою та залишається достовірно невідомою.

Залізорудна галузь також найбільше впливає на утворення обсягів промислових відходів, які складаються на земній поверхні внаслідок видобування та збагачення залізних руд і порушують земну поверхню. Зазначене ілюструється з даних державної статистики України, де наведена детальна інформація обсягів утворених промислових відходів за категоріями [46]. Аналіз категорій промислових відходів дозволив виділити наступні типи відходів, що відносяться до залізорудної галузі: 1310.2.3.01 – шлам та хвости збагачення руд залізних; 1310.2.3.04 – залишки (пил, порошок тощо) виробництва агломерату залізорудного; 1310.2.9.01 – відходи розроблення кар'єром руди залізної; 1310.3.1.01 – агломерат залізорудний доменний некондиційний; 1310.3.1.10 – відходи руд залізних інші. Так, з утворених у 2020 році 0,462 млрд тонн усіх відходів в Україні, обсяг вищезазначених типів відходів залізорудної галузі складає 0,357 млрд тонн або 77,2%. Загальні відходи добувної галузі становлять 0,391 млрд тонн, тобто різниця в 0,034 млрд тонн відходів є відходами видобутку інших корисних копалин. Інформаційні дані свідчать про вагомий внесок залізорудної галузі у загальне утворення промислових відходів на території України, зокрема в Дніпропетровській області.

На основі даних регіональної статистики Дніпропетровської області [47], можна прослідкувати внесок міста Кривий Ріг з комплексом діючих гірничих підприємств з видобутку та переробки залізних руд у накопичення промислових відходів. Дані порівняно із загальними обсягами накопичених відходів у Дніпропетровській області та Україні в цілому, а їх візуалізація представлена на Рисунку 1.3, що демонструє вагомість залізорудної галузі у формуванні промислових відходів як області, так і України. Аналіз показує, що за 2020 рік обсяг утворених відходів залізорудної галузі у м. Кривий Ріг складає 0,256 млрд тонн, що становить 92,08% від загального обсягу накопичень відходів по Дніпропетровській області та 65,5% всієї України. Це свідчить про суттєве значення м. Кривий Ріг та Криворізького залізорудного басейну в цілому в утворенні багатотоннажних промислових відходів як у Дніпропетровської області, так і в Україні.

Отже, можна констатувати, що вплив гірничодобувної галузі на земну поверхню має масштабний характер, проявляючись у деформаціях і осіданнях, утворенні кар'єрних виїмок і накопиченні значних обсягів промислових відходів, що є актуальним як для світу, так і для України [48, 49].



Рисунок 1.3 – Порівняння утворення промислових відходів за адміністративними одиницями України у 2020 році

Підземні гірничі роботи призводять до втрати стійкості масивів гірських порід, викликаючи осідання та техногенні провали, а відкриті роботи формують кар'єри, які змінюють ландшафт на тривалий термін та складно піддаються рекультивації. Масштабне накопичення промислових відходів, таких як відвали пустих порід і хвостосховищ, додатково посилює техногенне навантаження на довкілля, займаючи значні площі та впливаючи на екосистеми. Слід зазначити, що в умовах видобутку корисних копалин на території України залізорудна галузь має найбільший вплив на земну поверхню, зокрема, через значні величини та характер її осідань, зайняття земельних угідь та масштабне накопичення промислових відходів [50, 51]. Зазначені проблеми стають дедалі актуальнішими в умовах зростання глобального споживання ресурсів, що потребує впровадження механізмів раціонального природокористування із поєднанням перевірених практик та нових підходів у застосуванні «зелених» технологій, які є ключовими заходами для мінімізації негативного впливу, а саме: екологоорієнтовані методи видобутку, рекультивація складнопорушених земель, утилізація та переробка відходів гірничого виробництва.

1.2. Аналіз комплексного видобутку залізних руд у Криворізькому залізорудному басейні

Гірничо-металургійний комплекс України є однією з ключових і стратегічних галузей національної економіки, що забезпечує виробництво металопродукції для внутрішнього споживання та експорту. Важливим етапом функціонування комплексу є видобуток залізних руд – основної сировини для виробництва чавуну, сталі та сплавів, що використовуються у будівництві, машинобудуванні, енергетиці та інших галузях промисловості [52, 53]. Видобуток залізних руд забезпечує не лише функціонування металургійних підприємств, а й значний внесок у експортний потенціал країни та є одним із головних джерел валютних надходжень. Залізорудна галузь відіграє ключову роль у забезпеченні економічної стабільності, забезпеченні нових робочих місць і сприяє розвитку промислової інфраструктури в гірничодобувних регіонах.

Динаміка видобутку залізних руд в Україні за період 2012 – 2021 років наведена на Рисунку 1.5 [38, 54]. Так, протягом вказаного періоду видобуток коливався в межах 153 – 177 млн тонн. Найвищі показники характерні для періоду, коли видобуток здійснювався у чотирьох з п'яти залізорудних басейнів (2012 – 2014 рр.).

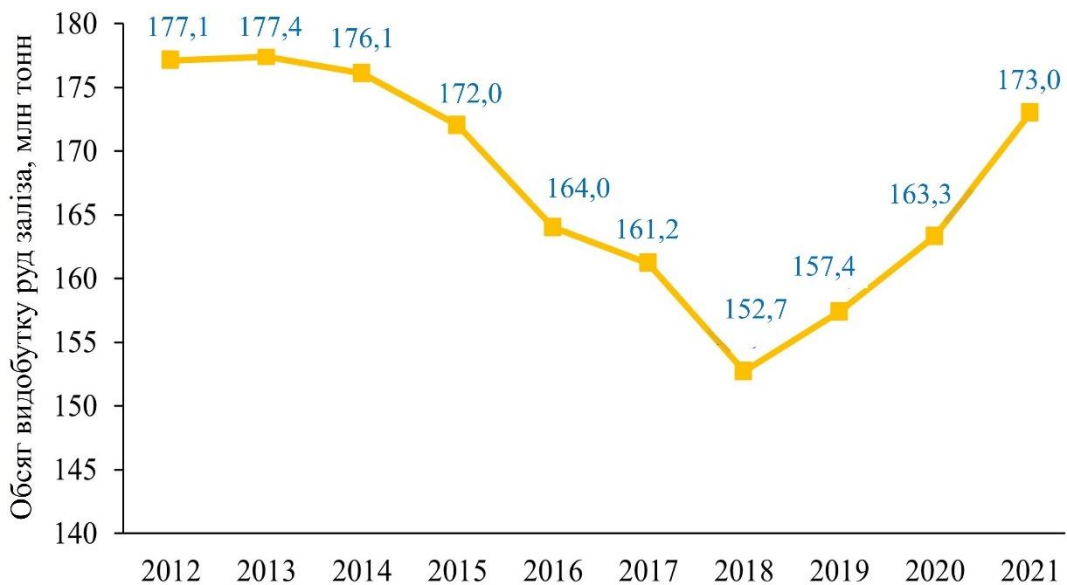


Рисунок 1.4 – Динаміка видобутку руд заліза в Україні у 2012 – 2021 роках

Період 2016 – 2018 років характеризується світовим падінням попиту на сталь й, відповідно, на залізну руду, що призвело до стрімкого падіння ринкових цін та вимусило гірничорудні підприємства скорочувати масштаби видобутку. З 2018 року відмічається позитивна тенденція. Україна за видобутком руд заліза майже вийшла на рекордні значення десятирічної давнини. За 2022 рік дані видобутку руд заліза відсутні, що пов'язано з воєнним станом у країні, проте, в інформаційних ресурсах зазначається падіння видобутку на 50% у зв'язку з обстрілами, вимкненнями електроенергії, пошкодженнями інфраструктури та призову значної частини працівників галузі до Збройних сил України.

Розташування залізорудних басейнів України, їх запаси та вміст заліза ілюструється на Рисунку 1.5. Станом на 2021 рік, видобуток руд здійснювався у трьох з п'яти басейнів – Криворізькому, Кременчуцькому та Білозерському, в яких сконцентровані найбільші за обсягами та якістю розвідані запаси.

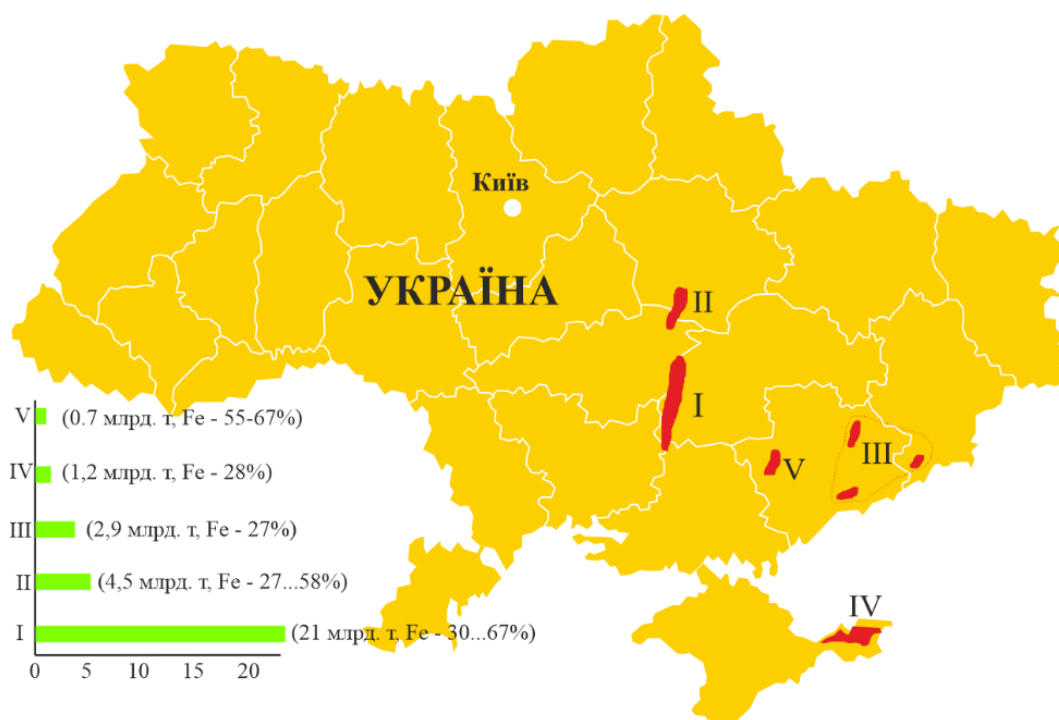


Рисунок 1.5 – Розташування ресурсної бази залізних руд на території України:

I – Криворізький залізорудний басейн; II – Кременчуцький залізорудний район; III – Приазовський залізорудний район; IV – Керченський залізорудний басейн; V – Білозерський залізорудний район

Приазовський залізорудний басейн знаходиться в державному резерві й видобуток не здійснюється. Керченський залізорудний басейн, що розташований у АР Крим, окупований російською федерацією з 2014 року. Сьогодні, станом на 2024 рік, залізні руди видобуваються лише у двох з п'яти наявних в Україні залізорудних басейнів – Криворізькому та Кременчуцькому. Білозерський залізорудний район, що розташований у Запорізькій області, є тимчасово окупованим російською федерацією з 2022 року. Основою функціонування гірничо-металургійного комплексу України є Криворізький та Кременчуцький залізорудні басейни.

Розподіл обсягів видобутку залізних руд за областями України наведено на Рисунку 1.6 [38]. У 2021 році до початку військової агресії російської федерації досягнуто рівень видобутку 171,61 млн тонн. Аналіз діаграми Рисунка 1.6 показує, що у 2021 році найбільші обсяги руд заліза було видобуто на території Дніпропетровської області (73,95% або 126,91 млн тонн), де розташована основна частина Криворізького залізорудного басейну.

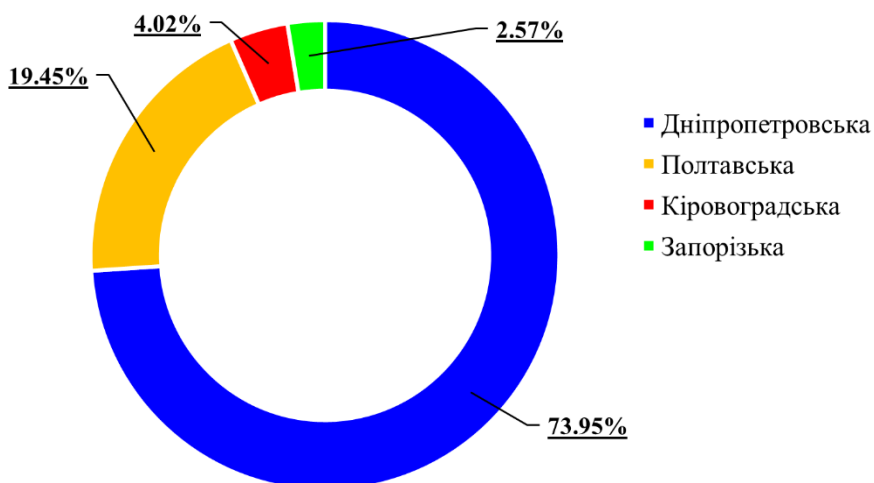


Рисунок 1.6 – Обсяги видобування руд заліза за областями України у 2021 році

У Полтавській області (Кременчуцький район) видобуто 19,45% або 33,38 млн тонн; у Кіровоградській області (менша частина Криворізького басейну) – 4,02% або 6,9 млн тонн; у Запорізькій області (Білозерський район) – 2,57% або 4,41 млн тонн. Отже, у Криворізькому залізорудному басейні сконцентровано найбільший видобуток руд заліза на території України. У КЗБ станом на початок 2021 року сконцентровані найбільші балансові запаси залізних руд, що складають 8,78 млрд тонн або 48,6% від усіх запасів, сконцентрованих у надрах України. За час освоєння запасів басейну з надр вилучено близько 20 – 25 млрд тонн залізних руд та гірських порід.

Криворізький індустріальний регіон відіграє провідну роль в економіці України та є основною сировинною базою для розвитку чорної металургії, має стратегічне значення для економічної незалежності та безпеки держави. У загальному внутрішньому валовому продукті України частка Кривого Рогу сягає 9%, національного експорту – 8%, загального обсягу промислового виробництва Дніпропетровської області – 42,3% [52, 55]. Розташування промислових підприємств Кривого Рогу пов'язане з сировинною базою і сформувалося у вигляді смуги вздовж залізорудних родовищ шириною від 2 до 7 км, простягаючись з півдня на північ більш, ніж на 100 км. Саме місто Кривий Ріг займає основну частину басейну. Площа КЗБ оцінюється в 300 км², його продовженням на північ є Кременчуцький залізорудний басейн (Полтавська область) [45, 56].

Продуктивною товщею Кривбасу є Саксаганська свита, що проявляється у вигляді синкліналі та складається із семи горизонтів залізистих кварцитів і кварцито-сланців загальною потужністю до 1500 м, які закономірно чергуються між собою, часом зливаються та виклинюються. Основна частина покладів багатих залізних руд зосереджена в межах четвертого, п'ятого та шостого залізистих горизонтів і майже повністю складена залишковими гематитовими рудами. Рудні тіла мають пластову, стовпчасту, гніздову або штокоподібну форму, а породи серії зібрані в складчасті структури субмеридіонального простягання [57, 58]. Основні типи руд включають магнетитові, залізо-слюдяно-магнетитові, мартитові та гетит-гідрогетит-мартитові залізисті кварцити із вмістом заліза 30 – 45% [59]. Водночас основною продуктивною рудною товщею, що розробляється в умовах КЗБ, є поклади п'ятого (основна смуга) і шостого (паралельна смуга) залізистих стратиграфічних горизонтів синклінальної частини Саксаганської свити [60].

Історія видобування залізних руд у КЗБ розпочинається з 1881 року, коли вперше введено в експлуатацію Саксаганський рудник, на якому було видобуто 0,55 млн тонн руди [61]. Протягом всього терміну розробки запасів залізних руд у КЗБ існувало багато рудоуправлінь та об'єднань, до яких входили безліч дрібних шахт і кар'єрів, частина з яких були ліквідовані й законсервовані, а з часом відновлені. За весь час від початку розробки запасів залізних руд у КЗБ існувало понад 50 дрібних шахт і понад 40 невеликих кар'єрів, що функціонували, переважно, у період з 1890 по 1940 – 1950 роки. Глибина дрібних шахт, зазвичай, складала 50 – 200 м, а кар'єрів – 10 – 50 м. Значних руйнувань підприємства галузі зазнали під час Другої світової війни, проте, вже у 1950 році було видобуто у понад 2 рази більше залізних руд у порівнянні з довоєнним періодом, що пов'язано з програмою інтенсивного відновлення потужностей [62]. У 1955 році у КЗБ вперше розпочали видобуток запасів бідних залізистих кварцитів [63]. На початку 1970-х років у КЗБ функціонувало 10 рудоуправлінь з підземного видобутку, що об'єднувало 24 шахти [63, 64]. Серед відомих рудоуправлінь наступні: ім. Ілліча, ім. Ф.Е. Дзержинського, ім. Кірова, ім. Фрунзе, ім. К. Лібкнехта, ім. Комінтерна, ім. Р. Люксембург, ім. XX партз'їзду, ім. Леніна, Первомайське.

Комплекс гірничодобувних та збагачувальних об'єктів простягається з півночі на південь вздовж західної частини м. Кривий Ріг. Варто зазначити, що за понад 100-річний період видобутку залізних руд багато шахтної документації втрачено з різних причин і на сьогодні достовірно є невідомим ступінь розвитку підземних гірничих робіт в межах рудних полів як за площею, так і за глибиною, особливо старих шахт, що функціонували у період з 1900 по 1950 роки. Головні гірничодобувні й збагачувальні підприємства Кривбасу були побудовані протягом 1930 – 1970-х років без урахування екологічних наслідків їх діяльності. Технологічні ланцюги потужностей Криворіжжя не зазнали суттєвих змін і в наш час, тому закладені в них форми негативного впливу на довкілля збереглися. Незбалансована експлуатація природних ресурсів стала причиною виникнення ситуації, яка склалась у Кривбасі, а саме, інтенсивна експлуатація надр без відповідних природоохоронних заходів. Сьогодні у Криворізькому басейні видобуваються багаті руди в основному підземним способом та залізисті кварцити переважно відкритим і частково підземним способами. Видобуток залізних руд у КЗБ здійснює низка потужних гірничодобувних компаній (Табл. 1.2) [36, 38], а саме 8 залізрудних шахт і 8 кар'єрів, двом з яких призупинено дію спецдозволу на користування надрами (кар'єри «Південний» та Північний). Аналіз даних показує, що сьогодні частка підземного способу видобування складає 6,6%, а 93,4% приходить на відкритий спосіб, проте, шахти видобувають більш якісні залізні руди.

Шахти, що сьогодні функціонують у КЗБ, мають річний видобуток залізних руд в діапазоні 0,6 – 1,5 млн тонн, глибина ведення очисних робіт коливається в межах 680 – 1570 м, а глибина розвіданих запасів сягає 1200 – 2300 м. Горизонтальна потужність рудних покладів за різними шахтами змінюється від 10 до 100 м, а їх довжина за простяганням коливається від 600 до 1700 м.

Слід зазначити, що сьогодні на шахтах КЗБ застосовуються системи розробки без закладання виробленого простору. Для видобутку запасів залізних руд застосовують три види систем розробки: поверхового обвалення, підповерхового обвалення та підповерхово камерна система розробки, причому на деяких шахтах в межах рудних полів застосовуються різні співвідношення в діапазоні 0 – 100%.

Таблиця 1.2 – Гірничорудні підприємства КЗБ
за способом видобування (в межах Дніпропетровської області)

Назва компанії, підприємства	Підземний спосіб		Відкритий спосіб	
	Родовище	Обсяг видобутку, млн тонн	Родовище	Обсяг видобутку, млн тонн
АТ «Криворізький залізорудний комбінат»	Поле ш. Гвардійська	1,046	—	—
	Поле ш. Октябрьська	0,538	—	—
	Поле ш. Родіна	1,352	—	—
	Поле ш. Тернівська	0,939	—	—
ПрАТ «Суша Балка»	Поле ш. Ювілейна	1,56	—	—
	Поле ш. Фрунзе	0,965	—	—
ПрАТ «Центральний ГЗК»	Поле ш. ім. Орджонікідзе	1,42	Велика Глеюватка	5,42
ПАТ «Арселор- Міттал Кривий Ріг»	Рудник ім. Кірова (поле ш. ім. Артема)	0,632	Валявкінське (кар'єр № 3)	13,62
			Ново- криворізьке	11,7
АТ «Південний ГЗК»	—	—	Скелеватське- магнетитове	31,32
ПрАТ «Інгулецький ГЗК»	—	—	Інгулецьке	28,8
ПрАТ «Північний ГЗК»	—	—	Ганнівське	5,99
			Первомайське	21,54
Разом		8,45		118,39

На більшості шахт камери та блоки розташовують за простяганням рудного покладу, а усереднені їх параметри наступні: висота поверху 70 – 95 м, ширина залежить від потужності покладу, а довжина 20 – 45 м [65, 66].

При використанні зазначених систем розробки виникають деструктивні геомеханічні процеси у породах висячого боку рудних покладів, що характеризується розвитком зон послаблення міцності й тріщинуватості гірських порід, формуванням зсувних процесів, які доходять до рівня земної поверхні, та негативними техногенно-екологічними наслідками. Використання на шахтах Кривбасу цих систем розробки характеризується підвищеними рівнями втрат і засмічення видобутих руд, що сягає, відповідно, 15 – 20 і 10 – 15% [67]. У Білозерському районі, де в умовах ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат» (ПрАТ «ЗЗРК») здійснюється

видобуток багатих підземних руд із застосуванням закладання виробленого простору, рівень втрат запасів складає 8 – 10%, а засмічення не перевищує 7% [68, 69].

У радянські часи на деяких шахтах КЗБ зафіксовано застосування систем розробки із закладанням виробленого простору. Так, на шахтах ім. Комінтерна та ім. Ілліча верхні відпрацьовані поверхи були закладені твердіючим закладанням наступного компонентного складу (кг/м³): шлак – 400, пісок – 1200, вода – 450 л. Міцність закладного масиву становила близько 4 – 5 МПа у віці 90 днів [70]. Через економічні причини шахти відмовилися від застосування технології твердіючого закладання. Вважається, що камерні системи розробки та системи розробки з обваленням порід є для регіону найбільш економічними.

Глибина більшості залізорудних кар'єрів сьогодні сягнула відміток 350 – 400 м і більше. На шахтах та кар'єрах, враховуючи міцність вміщуючих порід і руди, застосовується буропідрильний спосіб. При рівні видобутку у КЗБ близько 120 млн тонн залізних руд у довоєнний період щорічно на земній поверхні на околицях м. Кривий Ріг складається близько 250 – 300 млн тонн промислових відходів гірництва, які, здебільшого, представлені відвалами кар'єрних і шахтних порід та хвостами збагачення. Враховуючи об'єм балансових запасів залізних руд 8,78 млрд тонн [38] і середній рівень щорічних видобувних потужностей гірничих підприємств у мирний час в обсязі 120 млн тонн, очевидно, що видобуток залізних руд у регіоні триватиме щонайменше 50 років і надалі відіграватиме ключову роль в економічному секторі України.

Незважаючи на потужний розвиток промисловості навколо м. Кривий Ріг, екологічний стан довкілля в цьому регіоні потребує термінового покращення, особливо становище земної поверхні [38]. Внаслідок інтенсивного видобутку запасів залізних руд майже за 150-річний період у Криворізькому залізорудному басейні відбулась масштабна трансформація природних ландшафтів у гірничо-техногенні, що ілюструється на Рисунку 1.7. Аналіз показує лише незначну частину масштабних уражень земної поверхні, які виражаються у кар'єрних виїмках, значних накопиченнях відходів гірництва, розвитку зон обвалень земної поверхні.

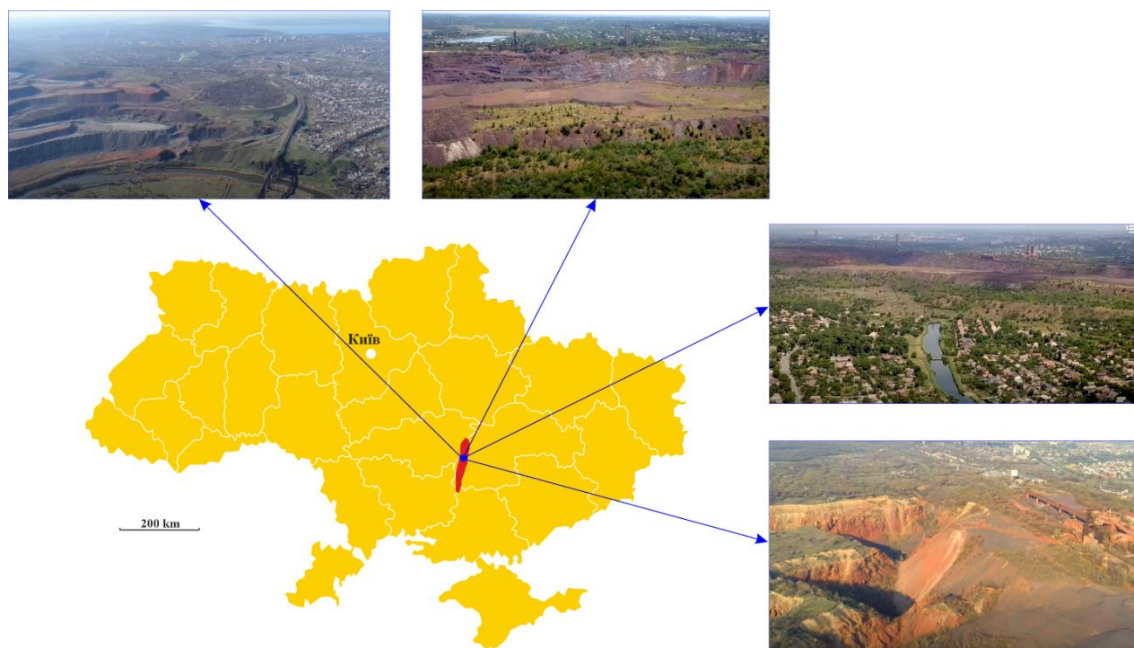


Рисунок 1.7 – Ілюстративне представлення сформованого гірничо-техногенного ландшафту у м. Кривий Ріг

На представлених ілюстративних зображеннях можна спостерігати важливий аспект, який полягає у тому, що населені пункти та житлові квартали знаходяться у безпосередній близькості від зазначених форм порушень земної поверхні й зазнають негативного впливу. Сьогодні розвиток господарської діяльності у регіоні відбувається в умовах техногенної дестабілізації довкілля, у тому числі й геологічного середовища [71-73].

У теперішній час м. Кривий Ріг значно розширилось з часів початку експлуатації залізрудних родовищ КЗБ і гірничі роботи тісно межують з промислово-житловою інфраструктурою міста та прилеглих селищ Новоіванівка, Мирівське, Глеюватка, Лозуватка, Мар'янівка, Миролюбівка, Латівка, Степне та інші. Криворізька агломерація з населенням 650 тисяч і прилегле природне навколишнє середовище зазнають потужного впливу від гірничорудної галузі, що виражається забрудненням повітря, ґрунтів, водних ресурсів, а також високим рівнем техногенної небезпеки для життя та здоров'я населення. Тільки на 1 мешканця приходить близько 17000 утворених промислових відходів.

Таким чином, у Криворізькому залізрудному басейні внаслідок комплексного видобутку залізних руд виникла масштабна техногенна та екологічна

ситуація, яка потребує термінового вирішення. Схожі техногенні й екологічні проблеми існують у різних регіонах країн світу, де видобуваються залізні руди, що неодноразово зазначалось у наукових працях [74, 75]. При подальшому відпрацюванні запасів залізних руд КЗБ техногенне навантаження на довкілля буде посилюватись та більш інтенсивно проявлятись у різноманітних негативних наслідках.

Отже, проведений аналіз стану залізорудної галузі у Криворізькому залізорудному басейні дозволив виявити наступні особливості:

- Криворізький залізорудний басейн є основою гірничо-металургійного комплексу України, де сконцентровано 48,6% всіх запасів залізних руд, видобувається близько 75% від загального об'єму залізних руд, функціонує 8 залізорудних шахт і 6 крупних кар'єрів;

- підземний видобуток залізних руд здійснюється вздовж західної частини м. Кривий Ріг без використання систем закладання виробленого простору, що має руйнівні наслідки для земної поверхні;

- земна поверхня зазнала масштабної трансформації внаслідок впливу процесів видобутку та переробки багатих і бідних залізних руд, що чинить техногенне навантаження на довкілля, безпеку та здоров'я населення, і що, вірогідно, триватиме ще не менше 50 років.

Далі вивчаються основні форми та структура порушень земної поверхні комплексним видобутком залізних руд у основній частині КЗБ (навколо м. Кривий Ріг), що дасть змогу оцінити масштаби уражень земної поверхні, виокремити найбільш загрозливі форми та сформулювати наукові, інженерно-технічні та природоохоронні підходи до розробки інноваційних способів щодо покращення стану земної поверхні.

1.3. Комплексний аналіз форм та структури порушень земної поверхні під впливом видобутку залізних руд у Криворізькому регіоні

Довготривалі процеси комплексного видобутку та переробки залізорудної сировини у КЗБ призвели до поступової трансформації природного навколишнього середовища, що стало причиною появи гірничо-техногенних ландшафтів навколо та безпосередньо в межах основного населеного пункту – міста Кривий Ріг.

Аналіз стану земної поверхні, ураженої комплексним видобутком залізних руд навколо м. Кривий Ріг за даними супутникових зображень (Google Earth), а також особливостей наявних технологій видобутку та переробки залізничної сировини, дозволив виділити 4 основні форми порушень земної поверхні, які ілюструються на Рисунку 1.8. Наведені форми порушень земної поверхні від впливу комплексного видобутку залізних руд негативно відображаються на загальному стані земної поверхні у КЗБ. Під гірничі відводи кар'єрів і шахт на довгостроковий термін відчужуються значні земельні площі [76], які дуже важко та повільно повертаються у первинний стан після завершення експлуатації родовищ. Розкривними роботами кар'єрів наносяться пошкодження цінним родючим ґрунтам, пригнічуються природні екосистеми, порушується природна рівновага геологічного та гідрологічного середовища внаслідок утворення значних пустот у надрах, що створює небезпеку зсувних явищ [77, 78].



Рисунок 1.8 – Основні форми порушень земної поверхні під впливом комплексного видобутку залізних руд у КЗБ

При підземних гірничих роботах відбуваються складні геомеханічні процеси осідання земної поверхні, що призводить до підняття рівня ґрунтових вод та заболочування територій і загальної деградації ґрунтів. Небезпечними процесами є виникнення глибинних провалів у земній поверхні, що мають непередбачувані наслідки та призводять до руйнування інфраструктури і навіть переселення людей [79, 80]. Під складування відходів, таких як відвальні породи та

хвостосховища, відводяться значні площі, які створюють техногенні ландшафти та викликають депресивний стан у населення, забруднюють атмосферу, ґрунти та водні системи, при цьому існує небезпека зсувних явищ на відвалах і проривів дамб хвостосховищ [81, 82].

Для розвитку та планування стратегії покращення стану земної поверхні потрібно володіти й оперувати сучасною інформацією щодо геопросторового розташування основних форм порушень земної поверхні та розуміти їх основні геометричні параметри.

Особливої уваги заслуговують наукові праці, що пов'язані з вивченням стану порушеної земної поверхні у КЗБ. Так, у роботах [45, 83] проведені дослідження наявних гірничо-промислових ландшафтів Криворізького регіону, таких як кар'єри, зони провалів, накопичені відходи, складена їх класифікація, але не наведено характеристик і параметрів конкретних об'єктів. У роботі [84] визначено придатні для забудови кар'єри, типологічні групи будівель і споруд, що можуть бути залучені при реновації, сформульовано принципи та прийоми архітектурно-планувальної організації громадських будинків і споруд на території кар'єрів. У ході досліджень [78, 85] авторами оцінена роль природних і техногенних факторів, які спричиняють порушення первинного природного стану верхньої частини земної кори, гідросфери, ландшафтосфери Криворізького басейну та надана лише загальна, а не деталізована оцінка стану земної поверхні. У багатьох інформаційних джерелах періодично зустрічаються дані (в основному застарілі) щодо загального порушення земної поверхні у КЗБ без деталізації та градації по конкретних об'єктах гірничорудної галузі. Також у наукових та інформаційних джерелах майже відсутня інформація щодо дослідження параметрів утворених провальних воронок від впливу підземних гірничих робіт. Комплексного аналізу сучасного стану порушеної земної поверхні у Криворізькому басейні у відкритих джерелах за останній час бракує та недостатньо уваги приділено цьому питанню. Дані дослідження на сьогодні потребують уточнення, систематизації та більш детального представлення, особливо за формами порушень, для розробки ефективних шляхів щодо покращення ситуації.

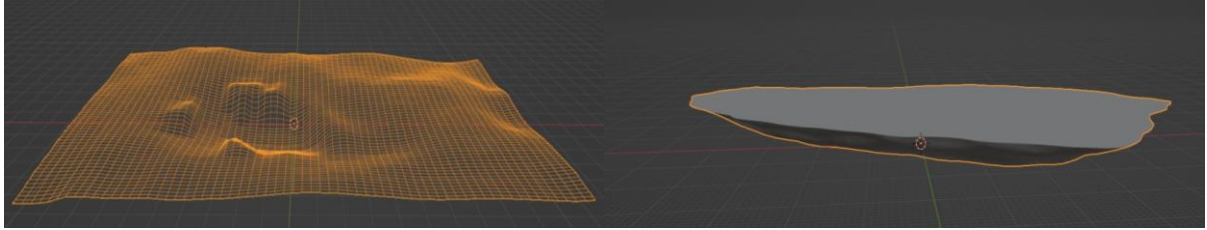
Для визначення географічного розташування та ідентифікації можливих зон зрушення та провальних воронок у межах відведених ділянок родовищ під шахтну розробку, вивчався стан земної поверхні за допомогою супутникової програми Google Earth на площі земельних відводів шахт.

Для визначення геопросторового розташування та ідентифікації вироблених просторів діючих і закритих кар'єрів вивчалась інформаційно-аналітична карта дійсних та недійсних спеціальних дозволів на користування надрами Державної служби геології та надр України. На підставі річної продуктивності діючих кар'єрів та об'ємів балансових запасів здійснено їх градацію за прогнозним терміном їх функціонування [86]. Визначення геопросторового розташування та ідентифікація накопичень промислових відходів ГМК здійснено на основі вивчення державного реєстру місць видалення відходів (МВВ) Дніпропетровської області за 2021 рік [87]. Кожне підприємство щорічно звітує перед органами місцевої та державної влади щодо об'ємів утворених відходів за календарний рік та загалом. Надалі формуються щорічні реєстри місць видалення відходів із зазначенням їх характеристик за регіонами України. Додатково вивчались екологічний паспорт та регіональна доповідь про стан навколишнього середовища Дніпропетровської області, і низка звітів та науково-інформаційних ресурсів гірничодобувної галузі.

Після визначення геопросторового розташування утворених кар'єрних пустот та зон провалів шахт у надрах за допомогою програмного пакету BlenderGIS виконано побудову 3D-моделей з визначенням геометричних параметрів – площа порушення земної поверхні по контуру (га), глибина пустот (м), прогнозний об'єм утворених пустот (млн м³). Вигляд деяких побудованих 3D-моделей пустот наведено на Рисунку 1.9. Протестована точність методу при відповідному відображенні геопросторових даних Google Earth складає не менше 85 – 100% [88].

Якщо точність Google Earth є неприйнятною, застосовано аналітичний метод визначення об'єму виробленого простору кар'єру. Об'єм утворених кар'єрних і провальних пустот визначався з позиції відновлення рівня земної поверхні: від днища до уявної горизонтальної площі по поверхні кар'єру за найнижчою абсолютною відміткою контуру. Профілі рельєфу техногенних пустот із зазначенням меж підрахунку об'ємів наведено на Рисунку 1.10.

(a)



(б)

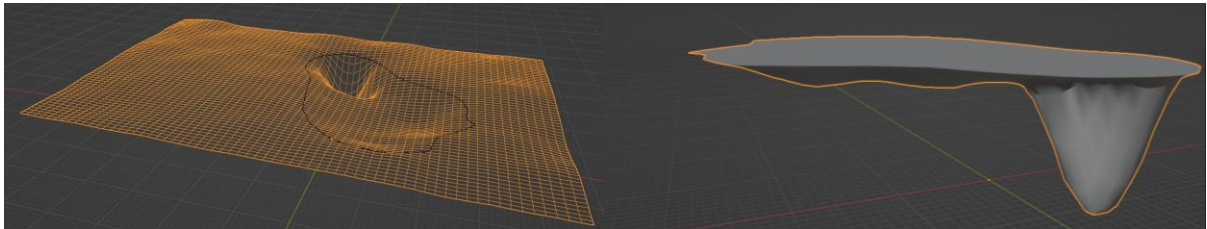


Рисунок 1.9 – Ілюстрація 3D-моделей об'єктів порушення земної поверхні КЗБ: (а) кар'єрні пустоти; (б) провальні пустоти

(a)



(б)



(в)

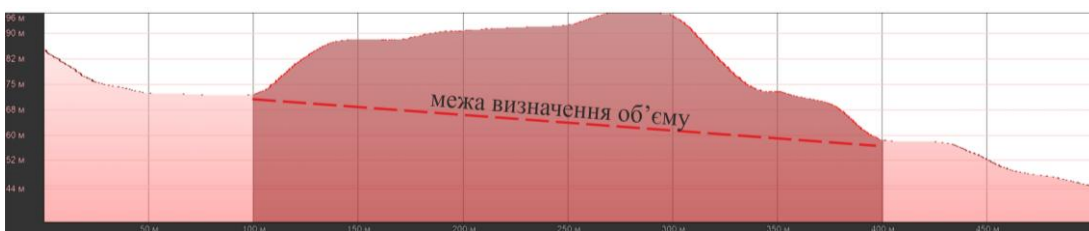


Рисунок 1.10 – Профілі рельєфу об'єктів гірничо-техногенного ландшафту із зазначенням меж підрахунку об'ємів: (а) вироблений простір кар'єру; (б) провальна зона шахти; (в) відвал шахтних порід

Згідно вищенаведеної методології дослідження, було вивчено та ідентифіковано основні об'єкти гірничодобувної, переробної та металургійної галузей, функціонування яких спричинило значне порушення стану земної поверхні у районі м. Кривий Ріг та довкілля в цілому. У 25 км на північний захід від Кривого Рогу розташовано 2 крупних залізрудних кар'єра з 5-ма відвалами пустих порід, які розробляють запаси північної частини Криворізького залізрудного басейну у Кіровоградській області, але не мають безпосереднього впливу на м. Кривий Ріг. У дослідженні приділено увагу саме основній частині КЗБ, об'єкти якого знаходяться безпосередньо навколо м. Кривий Ріг. Так, станом на сьогодні у районі Кривого Рогу ідентифіковано 17 основних крупних кар'єрів, з яких 13 – з видобутку залізних руд та кварцитів (11 діючих, 2 закритих) і 3 кар'єри з видобутку гранітів (1 діючий, 2 закритих). Підземний видобуток сьогодні здійснюється 8-ма залізрудними шахтами. Ідентифіковано 37 крупних відвали розкривних і скельних порід кар'єрів та шахтних відвалів. Слід зазначити, що державним реєстром ідентифікується лише 20 відвалів, що, ймовірно, пов'язано з тим, що інша частина відвалів є закритими та рекультивованими, проте, все одно займають земельні площі. Зазначена група відвалів у роботі також аналізується. Ідентифіковано 9 хвостосховищ та 3 відвали металургійних шлаків. Таким чином, ідентифікувавши об'єкти порушення земної поверхні та встановивши їх геопросторове розташування, було складено схематичну карту (Рис. 1.11).

Далі увага приділяється детальному вивченню порушень земної поверхні та їх параметрів за кожною формою в районі м. Кривий Ріг, яке складає більшу частину Криворізького залізрудного басейну. Увага приділена формам порушень земної поверхні саме від процесів видобутку та переробки залізних руд. Прудинакопичувачі та промислові майданчики шахт і кар'єрів до уваги не брались, оскільки відкочування шахтних та кар'єрних вод є додатковими технологічними процесами, а земельні відводи є тимчасовим явищем і після експлуатації родовищ повернуться у господарське користування. Детальні аналітичні дослідження з кількісно-якісною характеристикою та градаціями різних форм порушень земної поверхні наведені у дослідженні автора [89], а далі викладаються основні результати.

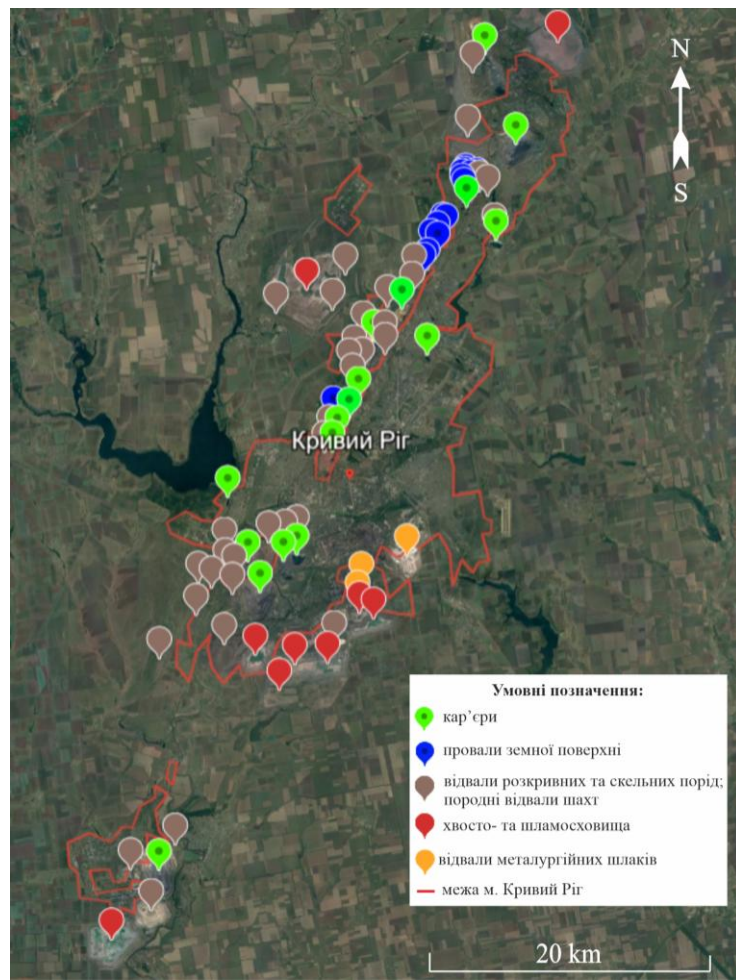


Рисунок 1.11 – Схематична карта розташування ідентифікованих об'єктів порушень земної поверхні

Провальні зони шахт. Довготривалий видобуток багатих залізних руд Криворізького басейну підземним способом створив потужний руйнівний вплив на стан земної поверхні. Форма деформацій земної поверхні від впливу підземних гірничих робіт у Криворізькому басейні представлена 2 видами: зони зрушення та провальні зони, які є також об'єктами глибинного техногенного ландшафту. Для встановлення загальної підробленої гірничими роботами площі з осіданнями земної поверхні необхідно проводити комплексну спеціалізовану маркшейдерську зйомку території. Так, площа осідання земної поверхні (зрушення та провали) поблизу м. Кривий Ріг за даними науковців і проектного інституту «Кривбаспроект» оцінюється в 4000 га, і яка поступово збільшується. Загальна площа зон зрушення збільшилась на 2400 га порівняно з 1955 роком, також зросла і середня глибина провальних воронок від 60 до 120 м.

Нами увага приділяється саме визначенню критичних зон осідання земної поверхні – провальним воронкам, з визначенням їх основних параметрів, таких як порушена земна площа та об'єми. Причинами виникнення суттєвої деформації земної поверхні є застосування систем розробки запасів руд з обваленням налягаючих порід і камерних систем розробки без закладання виробленого простору.

На основі вивчення стану земної поверхні ідентифіковано 15 основних провальних зон, що утворились на західних околицях м. Кривий Ріг, із визначенням їх параметрів. Ідентифіковані провальні зони розташовані в межах гірничих відводів шахт «Тернівська», «Ім. Орджонікідзе», «Козацька», «Ювілейна», «Артем-1». Аналіз показує значне варіювання параметрів утворених провальних пустот. Порушена площа земної поверхні в межах воронок коливається в діапазоні 1,5 – 43,0 га, а загальна площа порушеної земної поверхні внаслідок утворення провальних зон складає 180 га. Об'єми утворених провальних пустот знаходяться у межах 0,3 – 9,0 млн м³, а загальний об'єм пустот оцінюється у понад 35 млн м³. Середня глибина провальних зон варіюється від 30 до 100 м, а найбільший провал, утворений в регіоні, за глибиною сягнув позначки 285 м, отримав назву «Королева воронок». Встановлено, що площа порушення земної поверхні утвореними глибокими провальними зонами сягає 180 га, а площа зон зрушення – 3600 га.

Також однією потенційно небезпечною формою порушень земної поверхні, що відноситься до впливу підземних гірничих робіт, є непогашені підземні пустоти старих закритих шахт, здебільшого неглибоких (50 – 200 м). Особливістю її прояву є раптовий характер, коли порушення рівноваги масиву гірських порід сягають критичних значень і відбувається провал. Сьогодні точне розташування цих пустот у КЗБ достовірно невідомо, адже значний масив шахтної документації втрачено, особливо за періоди 1900 – 1945 років. Тому техногенні пустоти старих шахт у КЗБ становлять значну техногенну небезпеку для населення та інфраструктури, оскільки можуть виникнути у несподіваних місцях регіону.

Утворення кар'єрних пустот. Внаслідок довготривалого відкритого видобутку залізних руд у КЗБ у надрах утворені різні за масштабами кар'єрні пустоти, які є об'єктами глибинного техногенного ландшафту. ідентифікованих основних

17-ти кар'єрних пустот за займаними земельними площами та визначені прогностичні їх об'єми. Визначено значне варіювання параметрів утворених кар'єрних пустот. Так, займана площа по поверхні кар'єрів знаходиться в межах 12 – 643 га, а загальна площа порушеної земної поверхні кар'єрними виїмками становить 3750 га. Об'єми утворених кар'єрних пустот знаходяться у межах 2,5 – 900 млн м³, а загальний об'єм пустот оцінюється у понад 4,5 млрд м³. Максимальні глибини кар'єрів у регіоні досягли позначки 400 м. З 16-ти кар'єрів басейну 7 кар'єрів є недіючими, з яких 3 залізорудні кар'єри знаходяться у стадії засипання пустими породами у процесі гірничотехнічного етапу рекультивації; 2 закритих гранітних кар'єри є затопленими, де створені штучні водойми та 2 залізорудних кар'єри рекультивовані за лісогосподарським напрямом.

На основі зіставлення поточної продуктивності кар'єрів і наявних балансових запасів в межах родовищ складено прогноз терміну їх існування. Станом на сьогодні 7 кар'єрів є недіючими (або рекультивованими), під котрими порушено близько 220 га земельних площ і для яких вкрай необхідно розглядати можливість повного відновлення земної поверхні. На 3 недіючих кар'єрах на сьогодні застосовується засипання пустих порід у їх вироблений простір. Протягом наступних 10 – 20 років можна очікувати завершення терміну роботи ще чотирьох кар'єрів, над якими порушено близько 680 га земної поверхні. Слід розуміти, що складена градація є прогностною, оскільки з плином часу економічна ситуація може змінюватись. Це пов'язано з коливанням щорічного рівня річної продуктивності кар'єрів, а також з можливістю дострокового завершення експлуатації родовищ зі списанням їх запасів у зв'язку з доведенням недоцільності подальшого відпрацювання за техніко-економічними причинами. Таким чином встановлено, що загальна площа земної поверхні, порушеної кар'єрними виїмками, становить 8,7% від площі міста Кривий Ріг.

Накопичення промислових відходів гірничо-металургійного комплексу. Невід'ємною частиною технологічного циклу видобування та переробки видобутих залізних руд Криворізького залізорудного басейну є утворення кар'єрами відвалів розкритих і скельних порід, шахтами – відвалів пустих шахтних порід, збагачувальними фабриками – хвостосховищ з відходами збагачення руд. Зазначені

об'єкти являють собою висотний техногенний ландшафт. За типом місця видалення відходів відвали порід є відкритими, поверхневими та насипними об'єктами. У регіоні також функціонує металургійний комбінат з виробництва сталевого прокату, де у процесі технологічного циклу виплавки чавуну та сталі утворені відвали доменних і сталеплавильних шлаків. Ідентифіковано 37 утворених відвалів пустих кар'єрних і шахтних порід. З державних відкритих джерел обсяги накопичених пустих порід відомі лише у 14 з 37 відвалів. Аналіз даних показує варіативний розподіл відвалів пустих кар'єрних і шахтних порід за площею та кількістю порід. Так, займана площа відвалами знаходиться в межах від 6 до 990 га, а загальна площа порушеної земної поверхні відвалами пустих порід становить 6900 га. Кількість складованих порід у ідентифікованих породних відвалах змінюється у межах 13 – 2500 млн тонн. Обсяг накопичених порід у 14-ти визначених відвалах становить 8,35 млрд тонн, а загальний обсяг по 37-ми відвалах прогнозується на рівні 8,7 – 9,0 млрд тонн. Об'ємна щільність складованих пустих порід у відвалах коливається в межах 2,5 – 2,8 т/м³, що дає змогу оцінювати об'ємні параметри цих видів гірничо-техногенного рельєфу. Слід зазначити, що з 37-ми наявних відвалів пустих порід один новий відвал знаходиться у стадії будівництва. Встановлено, що загальна площа земної поверхні, порушеної утвореними відвалами кар'єрних і шахтних порід, становить 16,05% від площі м. Кривий Ріг.

У зв'язку з тим, що відкритим способом у регіоні видобуваються переважно бідні залізні руди, представлені магнетитовими окисленими кварцитами, на збагачувальних фабриках комбінатів якість залізрудних концентратів доводиться до вмісту заліза 65 – 67%, при цьому утворюються значні обсяги відходів – хвостів та шлаків збагачення, які складуються у хвостосховища. За типом місця видалення відходів (хвостосховища) є відкритими, поверхневими та наливними об'єктами. Ідентифіковано 9 утворених хвостосховищ, що займають значні земельні площі. Так, займана площа хвостосховищами знаходиться в межах від 50 до 1705 га, а загальна площа порушеної земної поверхні складає 6530 га. Об'ємна щільність складованих хвостів збагачення у хвостосховищах знаходиться у межах 1,55 – 1,65 т/м³, що дало змогу визначити прогнозні об'єми накопичення – 4,3 млрд. т. Слід зазначити, що з 9-ти ідентифікованих хвостосховищ одне нове хвостосховище знаходиться у стадії

будівництва. Встановлено, що загальна площа земної поверхні, порушеної утвореними хвостосховищами, становить 15,2% від площі Кривого Рогу.

Окрім об'єктів гірничо-техногенного ландшафту у регіоні утворено 3 відвали металургійних шлаків крупного металургійного комбінату: відвал сталеплавильних, мартенівських і конверторних шлаків, доменних відвальних і доменних гранульованих шлаків. Займана площа шлакових відвалів – 11 – 231 га, загальна площа порушеної земної поверхні становить 332 га. Кількість складованих шлаків у відвалах – 152 млн тонн. Загальна площа земної поверхні, порушеної утвореними відвалами металургійних шлаків, становить 0,8% від площі м. Кривий Ріг.

Проведений комплексний аналіз ідентифікованих об'єктів накопичень промислових відходів гірничо-металургійного комплексу, що порушують земну поверхню, показує, що у КЗБ накопичена значна мінерально-сировинна база відходів природного та техногенного походження, які повинні розглядатись як потенційні закладні матеріали. Важливо, що утворені промислові відходи за класом небезпеки для довкілля (за токсичністю та радіоактивністю), згідно законодавства України, відносяться до IV класу (малонебезпечні) і можуть розглядатись для заповнення вироблених просторів. Враховуючи значні об'єми утворених техногенних пустот і запасів потенційних закладних матеріалів, розвиток напрямів закладання для відновлення геомеханічно стабільної земної поверхні є своєчасним та доцільним.

Загальна оцінка структури порушень земної поверхні. Проведений комплексний аналіз за формами порушень земної поверхні підприємствами гірничо-металургійного комплексу КЗБ (м. Кривий Ріг) дозволив інфографічно представити загальну наявну ситуацію, що склалась. Структура порушень земної поверхні представлена на Рисунку 1.12. 65,25% від загальної площі порушених земель складають саме накопичені промислові відходи – відвали кар'єрних і шахтних порід, хвостосховища відходів збагачення залізних руд та відвали металургійних шлаків, при цьому 34,76% порушено кар'єрними виїмками, зонами зрушення й провалами шахт. Якщо порівняти площу порушених гірничими роботами земель навколо та в самому місті Кривий Ріг і площу безпосередньо міста, очевидно, що у регіоні існує критична техногенна та екологічна ситуація, оскільки порушення земної поверхні складають 49% від площі міста.

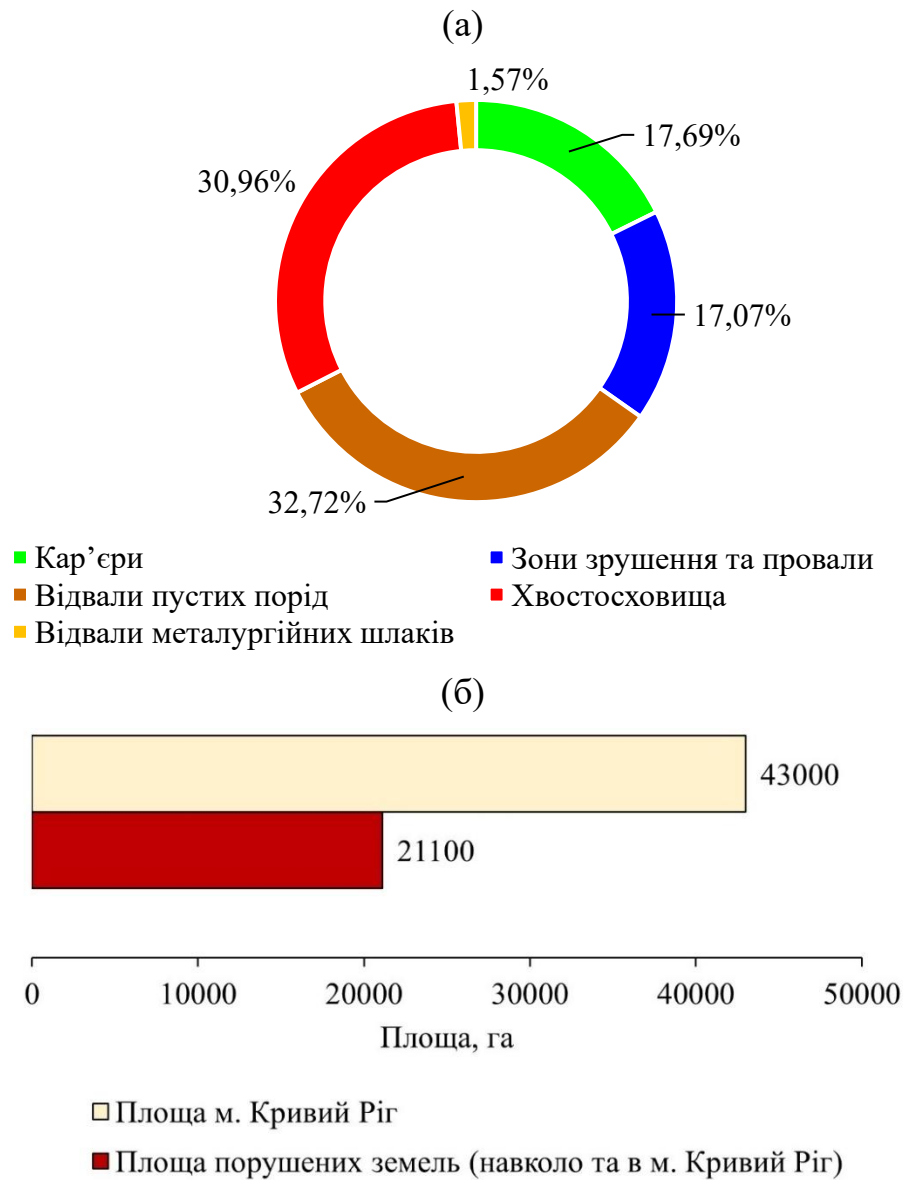


Рисунок 1.12 – Структура порушень земної поверхні у КЗБ:

(а) загальний розподіл; (б) розподіл по відношенню до м. Кривий Ріг

В результаті проведених аналітичних досліджень щодо форм і структури порушень земної поверхні у КЗБ виявлені наступні особливості [82, 89]:

– серед всіх форм порушень земної поверхні найбільший внесок у кількісному вираженні (65,25%) формується накопиченими промисловими відходами гірничо-металургійного комплексу, що потребує, окрім існуючих заходів у регіоні, розробки додаткових напрямів та стратегій їх утилізації;

– приблизно однаковий ступінь порушень земної поверхні (по 17%) складають кар'єрні розробки та зони осідань і провалів шахт, проте кар'єрні розробки впливають тільки на стан земної поверхні, а провальні зони шахт створюють

техногенну небезпеку для життя й здоров'я населення та поверхневої інфраструктури, а також ускладнюють технологію підземного видобутку залізних руд;

- вздовж західної частини м. Кривий Ріг виявлена наявність 15-ти відкритих і активних глибоких провальних зон шахт загальною площею понад 180 га, які поступово розширюються у часі, створюють техногенну загрозу промисловій та цивільній інфраструктурі Тернівського й Покровського районів Кривого Рогу;

- у межах м. Кривий Ріг виявлена наявність 3-х старих закритих залізрудних кар'єрів, які є нерекультивованими та земна поверхня над якими на сьогодні не відновлена, що призводить до втрати економічного потенціалу від можливого використання земель у крупній Криворізькій агломерації.

Проведений комплексний аналіз стану земної поверхні у Криворізькому залізрудному басейні, порушеної потужним вилученням з надр запасів залізних руд відкритим і підземним способами, показує термінову необхідність відновлення територій для досягнення екологічного та соціально-економічного балансу в регіоні. Для покращення стану довкілля й післявоєнної відбудови України потреба у відновленні земельних площ для будівництва нових промислових, енергетичних, оборонних і цивільних інфраструктурних об'єктів набиратиме значущої важливості.

1.4. Сучасні проблемні аспекти ліквідації техногенних пустот у Криворізькому залізрудному басейні

У сучасній практиці підземної розробки запасів цінних видів корисних копалин та тих, що розташовані під природними об'єктами (водойми, заповідники) або об'єктами поверхневої інфраструктури, у світі застосовуються технології закладання виробленого простору шахт. Сьогодні це єдиний природоохоронний спосіб розробки родовищ корисних копалин, при якому попереджається розвиток руйнівних деформацій земної поверхні, а також існує можливість широкомасштабної утилізації промислових відходів (шахтних порід, хвостів збагачення, металургійних шлаків, зол-виносу тощо) [90-92]. Особливого застосування набули види закладання, що характеризуються більш якісними фізико-механічними

характеристиками, а саме – цементоване породне закладання та цементоване пастове закладання [93, 94]. При цьому для повного попередження критичних форм деформації земної поверхні необхідно впроваджувати систему розробки із монолітними способами закладання на шахтах з початку їх експлуатації.

В Україні заслуговує уваги значний набутий досвід відпрацювання крутоспадного покладу залізних руд у Білозерському залізорудному районі, запаси якого розробляє гірниче підприємство ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат» камерною системою розробки із твердіючим закладанням [95, 96]. Щорічно обсяг виробництва закладної суміші становить 1,0 – 1,2 млн м³, а у підземному просторі утилізується понад 2,0 млн тонн відходів гірничо-металургійного виробництва. Важливим екологічним аспектом є те, що необхідний обсяг відвальних порід для закладних робіт перевищує обсяг порід, які надходять з прохідницьких вибоїв у відвал, на 20%. Ця різниця є фактором зменшення обсягу відвалу з часом та інтенсифікує його поступовий розбір. Міцність сформованого закладного масиву у віці 90 днів становить 7 – 9 МПа [54, 97]. Сьогодні на місці вилучених запасів залізних руд у надрах сформований закладний масив в інтервалі глибин 305 – 840 м.

За понад 50-річний термін застосування твердіючого закладання при розробці цінних залізних руд Білозерського регіону забезпечено стійкість вироблених просторів і безпеку гірничих робіт, мінімізовано обвалення, деформації масиву, водопритоки, втрати та засмічення руди, підвищено герметичність вентиляційної мережі. Використання у складі закладної суміші до 30% відвальних порід сприяє утилізації відходів, зниженню вартості закладання та поступовому вільненню земель, зайнятих відвалами.

У результаті тривалого технологічного циклу видобутку руди із твердіючим закладанням на ПрАТ «ЗЗРК» запобігли повному просіданню та деформаціям земної поверхні, що ілюструється на супутникових зображеннях (Рис. 1.13а). Протилежно інша ситуація спостерігається при розробці багатих залізних руд системами з обваленням порід та камерною системою без закладання в умовах КЗБ (Рис. 1.13б). Для порівняння ілюструється стан земної поверхні у межах однієї з шахт КЗБ, а саме ш. «Козацька» ПрАТ «Криворізький

залізорудний комбінат» (ПрАТ «КЗРК»), де спостерігаються численні порушення земної поверхні, спричинені утворенням підземних порожнин і, як наслідок, вирв просідання. Навколо промислового майданчика ПрАТ «ЗЗРК» протягом терміну експлуатації земельні площі не зазнали уражень й з успіхом використовуються в аграрному секторі.



Рисунок 1.13 – Стан земної поверхні в межах гірничого відводу залізорудних шахт: (а) ПрАТ «ЗЗРК», Білозерське родовище; (б) шахта «Козацька» ПрАТ «КЗРК», Кривбас

Проблему порушеного стану земної поверхні глибокими провальними зонами у КЗБ можливо було попередити шляхом впровадження систем розробки із твердіючим закладанням саме на початковому етапі розробки покладів багатих залізних руд основними шахтами. Проте, відмова від систем розробки із твердіючим закладанням підземних пустот протягом понад 100-річної тривалої інтенсивної розробки залізних руд показала, що було прийняте неправильне рішення.

Потенційне впровадження технології закладання сьогодні вже не вирішить техногенних геомеханічних проблем, адже уже фактично утворені численні провали земної поверхні, глибина яких знаходиться в середньому діапазоні 50 – 150 м, а глибина найбільшого провалу – 285 м. Окрім зрозумілих техніко-економічних причин застосування існуючих традиційних для регіону

систем розробки можливо радянське керівництво тих часів не передбачало потужного розвитку й урбанізації міста Кривий Ріг, яке сьогодні опинилось у важкій техногенно-екологічній ситуації. На той час перспективним рішенням щодо впровадження технології закладання могло би стати будівництво одного закладного комплексу на дві шахти, враховуючи тісну суміжність їх шахтних полів. Наприклад, шахт «Ім. Колчевського» (у минулому – «Ім. Орджонікідзе») та «Тернівська» («Ім. Леніна»), або «Ім. Фрунзе» та «Ювілейна», промислові майданчики та шахтні поля яких тісно межують. Такий сумісний комбінований підхід зменшив би фінансове навантаження на рудники й дозволив би розподілити інвестиційні витрати у рівних пропорціях.

У теперішніх умовах перехід на діючих шахтах КЗБ до систем розробки з твердіючим закладанням є неможливим за декількома причинами. По-перше, формування монолітного закладного масиву у відпрацьованих камерах при глибині шахт 1000 – 1400 м не зможе вирішити проблему збереження та деформацій стану земної поверхні, оскільки над рудним масивом, що відпрацьовується, знаходиться уже обвалений та дестабілізований масив гірських порід, тому монолітне закладання здатне лише локально вплинути на покращення геомеханічної ситуації. По-друге, можливою є потенційна адаптація до технології твердіючого закладання тільки камерної системи розробки, а в межах однієї шахти у різному співвідношенні застосовується також система розробки з обваленням порід, яка не може бути переорієнтована під технологію закладання. Повний перехід на камерні системи розробки в межах однієї шахти призведе до суттєвих змін у порядку відпрацювання запасів і технології ведення основних та допоміжних процесів гірничих робіт. По-третє, перехід до технології твердіючого закладання на глибинах ведення очисних робіт 1000 – 1400 м потребуватиме колосальних інвестиційних витрат на будівництво поверхневого закладного комплексу, прокладання складної горизонтально-вертикальної системи трубопроводів та інших операцій, а враховуючи, що об'єм відпрацьованих балансових запасів у межах рудних полів перетнув 50%, це виглядає на сьогодні малоймовірним. Окрім цього, закладні роботи підвищать собівартість видобутку 1 тонни руди на 20 – 30%.

Для доведення неефективності підходу щодо переходу на систему розробки із закладанням на шахтах КЗБ слід звернути увагу на важливий геомеханічний аспект щодо динаміки розвитку провальних зон. Криворізькими вченими зазначається [98, 99], що при досягненні очисними роботами критичної глибини розробки завершується перший період відпрацювання пластоподібних рудних покладів – період з інтенсивним зміщенням та обваленням земної поверхні. Другий період характеризується припиненням порушення земної поверхні, локальним обваленням порід висячої сторони та стабілізацією тиску обрушених порід. Науковці відмічають, що останніми роками (орієнтовно з 2010 року) підземна розробка крутопохилих і похилих пластоподібних рудних покладів відбувається у другому періоді, який характеризується припиненням порушень земної поверхні, локальним обваленням порід висячого боку та стабілізацією тиску обвалених порід. З 2010 року зафіксоване останнє масштабне обвалення земної поверхні у КЗБ площею 16 га після виконання масового вибуху на шахті «Ім. Орджонікідзе (нині «Ім. Колчевського»)), що призвело до руйнування поверхневої інфраструктури та людських жертв. Також низка закордонних вчених вважає неперспективним перехід від систем розробки з обваленням порід до систем розробки із закладанням для умов глибоких металевих шахт [100-102].

Професор М.І. Ступнік пропонує критичну глибину розробки розраховувати за формулою [98]:

$$H_{кр} = k \cdot L, \text{ м}, \quad (1.1)$$

де k – емпіричний коефіцієнт, який враховує довжину, потужність, кут падіння рудного покладу та стійкість вміщуючих порід; величина коефіцієнта змінюється від 0,90 для шахт південної групи (шахта «Ім. Артема № 1») до 0,75 – для шахт рудників північної групи (ш. «Козацька», «Тернівська»);

L – довжина рудного покладу за простяганням, м.

Враховуючи викладене, доцільно визначити ступінь досягнутості залізорудними шахтами КЗБ рівня критичної глибини розробки, шляхом множення емпіричного коефіцієнта на середню довжину рудного покладу та порівняти критичну глибину з досягнутою фактичною, станом на сьогодні. З цією метою у формі

діаграми були порівняні значення критичної глибини розробки та досягнутої сьогодні фактичної глибини ведення очисних робіт на шахтах КЗБ (Рис. 1.14). Аналіз даного рисунка показує, що всі 8 діючих шахт за термін видобутку залізних руд перетнули рівень критичної глибини розробки, що свідчить про те, що видобуток сьогодні відбувається у другому періоді відпрацювання рудних покладів КЗБ підземним способом, а саме – у фазі припинення активного розвитку геомеханічних процесів земної поверхні та стабілізації тиску обвалених порід.

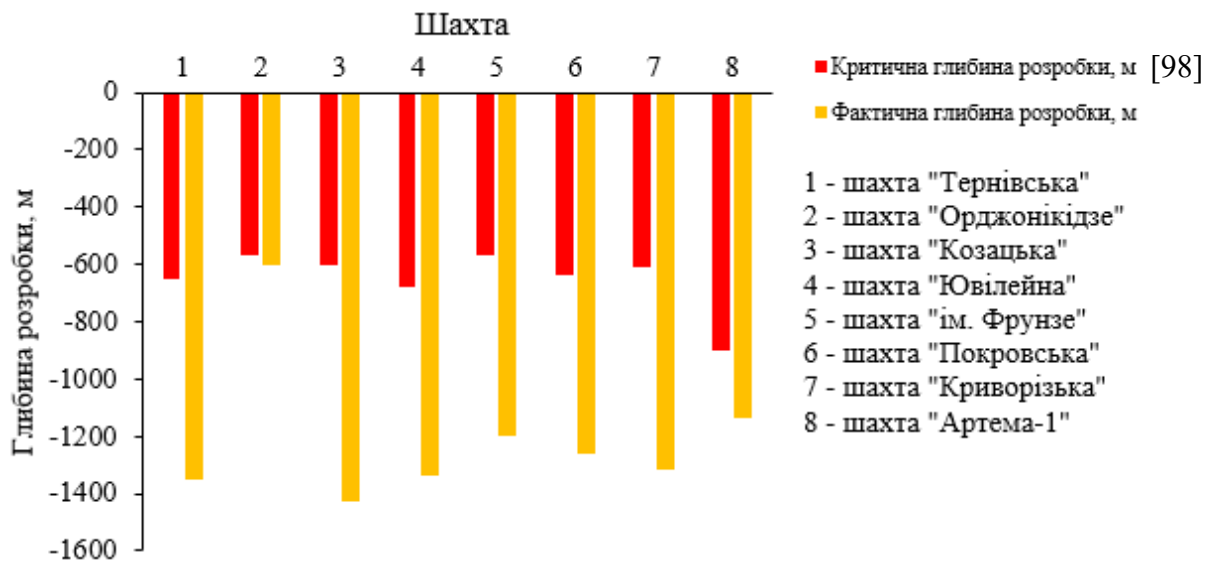


Рисунок 1.14 – Діаграма величин розрахункової критичної глибини розробки та досягнутої фактичної глибини розробки на діючих шахтах Кривбасу

Ефективність камерної системи розробки із твердіючим закладанням мала би місце при розробці запасів багатих залізних руд до рівня критичної глибини розробки. Відповідно, впроваджувати твердіюче закладання при розробці рудних покладів доцільніше на початковій стадії експлуатації родовищ, що дозволило би усунути в повному обсязі деформації земної поверхні, як це досягнуто на ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат».

Ймовірно, загасання інтенсивних деформацій відбувається за рахунок наступних факторів:

– повне обвалення порід у зоні впливу критичної глибини розробки $H_{кр}$ (очисні роботи досягають критичної глибини, породи в зоні впливу розробки повністю

обвалені, що призводить до формування більш стійкої структури та утворюється природна «опорна» маса з обвалених порід, яка перерозподіляє тиск і напруження);

– стабілізація тиску (обрушені породи починають виконувати підтримуючу функцію, перерозподіляючи гірський тиск; породи висячого боку піддаються локальному обвалу, а рух земної поверхні поступово припиняється, з причини перерозподілу навантажень на стабілізовані обвалені породи);

– ведення очисних робіт на глибинах 1200 – 1500 м (при розробці покладів на глибинах понад 1200 – 1500 м вплив на поверхню значно послаблюється, з причини згасання деформацій зі збільшенням відстані від джерела навантаження).

При системах розробки з обваленням порід, породи висячого боку, що налягають, по мірі виймання запасів обвалювались у вироблений простір, при цьому масив порід висячого боку розбивається на тріщини, що поступово доходять до земної поверхні. При камерних системах розробки запаси руди витягуються між рудними ціликами, а порожнечі залишаються непогашеними. Внаслідок зниження глибини розробки під впливом гірського тиску і формування критичних напружень, що перевищують критичну міцність рудного масиву, відбувається обвалення вищого масиву в порожнечі камер.

Професори М.І. Ступнік та В.О. Калініченко відмічають [103], що при застосуванні систем розробки з обваленням руди і порід, спостерігаються, як правило, більш плавні просідання денної поверхні з формуванням прогнозованих зон зрушення. При використанні камерних систем розробки формувалися як зони зрушення, так і зони обвалення (провалів) денної поверхні. При цьому утворення зон обвалення відбувалося стрибкоподібно, залежно від глибини розробки, об'єму камерної виїмки, міцності рудної стелі та налягаючих порід.

Однак, незважаючи на процеси загасання деформацій та переходу з активної фази обвалів у пасивну фазу провальні зони Кривбасу здатні поступово розширюються у просторі та часі. Такі факти неодноразово підтверджені як українськими [44, 57, 80], так і закордонними вченими [104-106]. Динамічні зміни провальних зон Кривбасу у просторі та часі будуть вивчені далі у дисертаційному дослідженні.

У зв'язку з розвитком основної провальної зони ш. «Козацька» зазнало занепаду селище Краматорівка, яке розташовувалося північніше провалу. Селище

було засноване у 30-х роках XX століття, а зникло у 70-х роках, з наявними лише кількома будинками. Сьогодні у Криворізькому регіоні для ліквідації провальних зон шахт використовується засипання їх пустот пустими шахтними породами від проведення гірничих виробок або розкривними скельними породами кар'єрів [107, 108], якщо їх відвали розташовані поруч із провальною зоною. Пусті породи фракцій 0 – 500 мм доставляються до краю провалу автосамоскидами і виконується їх розвантаження в провальну зону, також застосовуються бульдозери (Рис. 1.15). Протягом року шахти щорічно утилізують 200 – 300 тис. тонн утворених від проведення гірничих виробок пустих порід у провальні зони.



Рисунок 1.15 – Засипання провальних зон шахтними породами:

(а) ш. «Козацька»; (б) ш. «Тернівська» (фото Д. Антонова, 2013, 2014 рр.)

Значним проблемним аспектом є те, що засипання провальних зон пустими шахтними породами виконується лише за їх наявності безпосередньо біля промислових майданчиків шахт. Провальні зони, що виникли на значній відстані від промислових майданчиків шахт, не засипаються, що викликано декількома факторами:

- витратністю транспортування значних обсягів шахтних порід на велику відстань, зменшення темпів засипання провальних зон та необхідність залучення більшої кількості техніки;
- додаткове пилове забруднення навколишнього середовища при транспортуванні й розвантаженні порід;
- небезпечність пересування навантажених шахтними породами автосамоскидів біля провальних зон шахт, які є нестабільними.

Заповнення не лише близько розташованих, але усіх утворених провальних зон шахт вимагає пошуків нових способів і підходів закладання, які були б мобільними й здатними доставляти закладний матеріал на більш віддалені відстані.

Таким чином, у КЗБ провальні зони заповнюються пустими породами частково, здебільшого утвореними біля промайданчиків шахт. Підтвердженням тому є графічне представлення (Рис. 1.16), на якому відмічено, які провальні зони засипаються пустими породами на шахтах «Козацька» та «Тернівська». З рисунків можна побачити, що більш віддалені провальні зони не заповнюються і, скоріше за все, не будуть заповнені за існуючим методом ліквідації провальних пустот у КЗБ.



Рисунок 1.16 – Засипання пустими шахтними породами основних провальних зон шахт: (а) ш. «Козацька»; (б) ш. «Тернівська»

Складна ситуація, що пов'язана з відсутністю засипання провальних зон, віддалених від шахти або відвалів кар'єрів, підтверджується напруженою процедурою проходження проєктів шахт і кар'єрів щодо відведення нових земельних площ під нові відвали, а саме розділу з оцінки впливу на довкілля (ОВД). Так, у зауваженнях до проєктів у процедурі обговорення з населенням відзначаються часті зауваження місцевих екологічних організацій та місцевих жителів щодо більшого приділення уваги засипці пустими породами провальних зон та закритих кар'єрів замість намірів створювати нові породні відвали [89].

Згідно з екологічним паспортом Дніпропетровської області та місцевою екологічною програмою «Вирішення екологічних проблем Кривбасу у

2016 – 2025 роках», засипання провальних зон відноситься до процесу рекультивациі порушеної земної поверхні та щорічно розміщені породи у провальних зонах вважаються утилізованими. Такий підхід швидше викликаний необхідністю утилізації шахтами промислових відходів у вигляді пустих порід, ніж ліквідацією провальних пустот і досягненням геомеханічної стабільності земної поверхні у зоні їх впливу, оскільки якби провальні зони не утворились, пуста порода складалася б у відведеному на земній поверхні породному відвалі.

На наш погляд, засипання пустими шахтними породами не вирішує проблему формування негативних геомеханічних процесів масиву гірських порід у зоні впливу провальної зони за наступними факторами:

- високі фільтраційні властивості та порожнеча насипного масиву;
- низькі фізико-механічні властивості, особливо модуль деформації, який знижується при обводненні масиву від атмосферних опадів;
- високий ступінь неоднорідності насипного масиву;
- значне пилення при розвантаженні порід у провальну зону та забруднення довкілля;
- відсутність сили зчеплення між фракціями порід при їх водонасиченості.

У зв'язку зі здатністю до водонасичення фракційної суміші порід, яка засипається у провальну зону, під впливом атмосферних опадів, потрапляння та утримання води в середині насипного масиву може призвести до збільшення тиску на обвалені породи у днищі провальної воронки й викликати у майбутньому небажані геомеханічні процеси та вплинути на процеси видобування залізних руд у очисних блоках [109].

Сьогодні відсутні наукові дослідження та не встановлені закономірності розвитку геомеханічних процесів зсуву масиву гірських порід під впливом засипання провальних пустот пустими шахтними породами. Залишається відкритим наукове питання щодо доцільності та ефективності застосованих заходів щодо попередження подальших руйнувань земної поверхні як за площею, так і за глибиною.

Засипання пустими породами провальних зон шахт також не здатне усунути проблеми функціонування шахт, зокрема втрати повітря при вентиляції

очисних блоків і додаткові навантаження на шахтний водовідлив. Через обвалені породи провальної зони та високу тріщинуватість порід висячого боку покладу, технологічна схема шахти має аеродинамічний та фільтраційний зв'язок із землею поверхнею. Внаслідок цього через сипуче обвалення порід на шахтах спостерігаються втрати повітря до 50% [110], а також через відсутність осадової товщі порід з глинами та суглинками, обваленими у провальну зону, атмосферні опади більш інтенсивно фільтруються крізь сипуче середовище й збільшують об'єм шахтних вод, що відкачуються. Зазначене ілюстративно демонструється на Рисунку 1.17. Засипання провальної зони пустими породами фракції 0 – 500 мм не здатне здійснити належну герметизацію пустот і крізь насипний масив буде мати місце аеродинамічний та фільтраційний зв'язок з поверхнею.

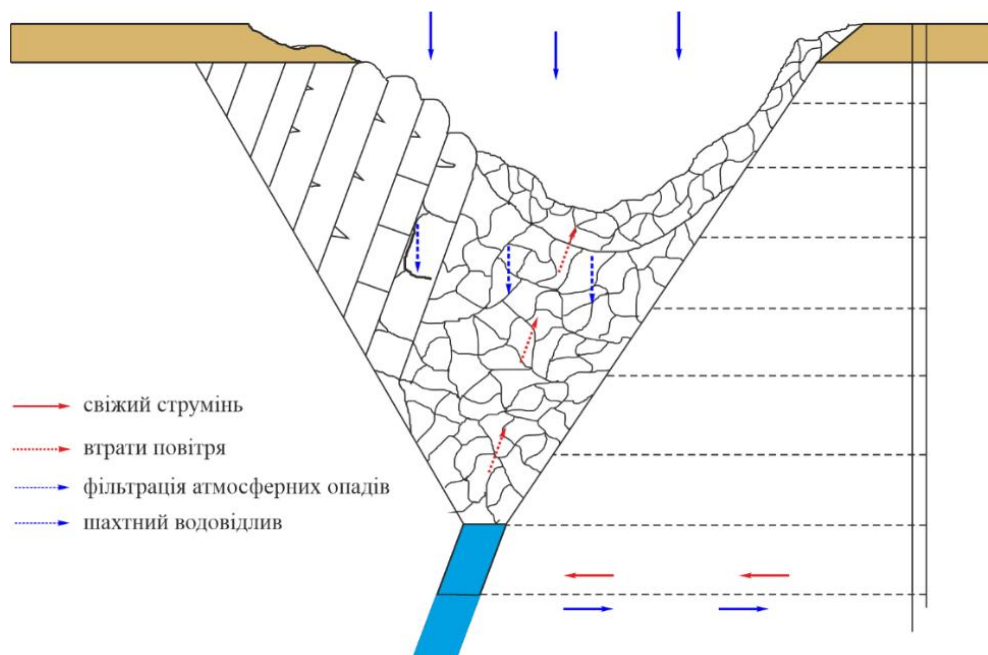


Рисунок 1.17 – Ускладнення вентиляції та водовідливу шахт у зв'язку з аеродинамічним і фільтраційним зв'язком провальних зон з поверхнею

Іншою техногенною проблемою для КЗБ є наявність непогашених підземних пустот старих шахт, основні з яких закриті у 1900 – 1950-х роках. За даними їх в регіоні налічується близько 50 млн м³ [73]. При середніх об'ємах непогашеної очисної камери 50 – 70 тис. м³, небезпечних місць потенційних провалів може бути близько 150 – 200 у приповерхневих шарах надр навколо та у місті

Кривий Ріг. Глибина цих шахт, зазвичай, становила до 200 м. Періодично непогашені пусті камери при відносно незначній потужності наносів (20 – 40 м) де-стабілізуються з подальшим утворенням раптових провалів на земній поверхні. Ситуація ускладнена тим, що достовірно невідоме точне розташування непогашених старих пустот шахт, оскільки багато планів гірничих робіт з часом загублено або знищено під час Другої світової війни.

Отже, в теперішній час набуває значної актуальності виявлення та дослідження цих небезпечних пустот комплексом геофізичних методів і створення їх геоінформаційної бази та прогнозу ступеня небезпеки утворення провалів. Такі заходи періодично обговорювались серед науковців, органів державної та місцевої влади [103, 111], проте, дійсно дієвих заходів на сьогодні не розроблено. Моніторинг і спостереження за станом земної поверхні в наші дні виконують декілька науково-проектних організацій Кривбасу, зазвичай, із застосуванням застарілих і традиційних методів досліджень.

Існує суттєва небезпека потрапляння зазначених непогашених пустот старих закритих шахт у зони впливу провальних зон від діючих глибоких шахт (мульту зрушення), що може інтенсифікувати процеси їх раптового обвалення. Також у межах рудних полів шахт могли розроблятися запаси залізних руд у декількох залізистих горизонтах, наприклад 5-го та 6-го. Крім основного покладу шахти розробляли неглибокі лінзи, після чого перейшли до відпрацювання запасів основного глибокого покладу. Внаслідок цього залишились непогашені камери у діючих сьогодні шахтах поза зоною основного рудного покладу. Якщо звернути увагу на Рисунок 1.16, видно, що попереду основних провальних зон шахт «Козацька» і «Тернівська» виникли порівняно менші провали. Вірогідним є те, що зсувні процеси порід висячого боку при відпрацюванні основного рудного покладу шахт вплинули на непогашені неглибокі пустоти відпрацьованих дрібних покладів, що спричинило інтенсифікацію їх провалу.

Іншим доказом недостатньої ефективності процесу засипання провальних зон пустими породами з геомеханічної точки зору, а також впливу зсувних процесів навколо крупних провалів на непогашені пустоти старих шахт, є випадок

утворення нової провальної зони, що виникла у березні 2024 року. Особливості формування провальної зони та ймовірні умови її виникнення ілюструються на Рисунку 1.18. Навколо та під існуючим кар'єром «Південний» у минулому функціонувало кілька шахт рудоуправління «Ім. Кірова». У складі рудоуправління були 4 шахти: «Ім. Артема № 1», «Східна», «Ім. Кірова», «Північна» та 1 кар'єр «Південний». Сьогодні досі функціонує шахта «Ім. Артема-1» та кар'єр «Південний».

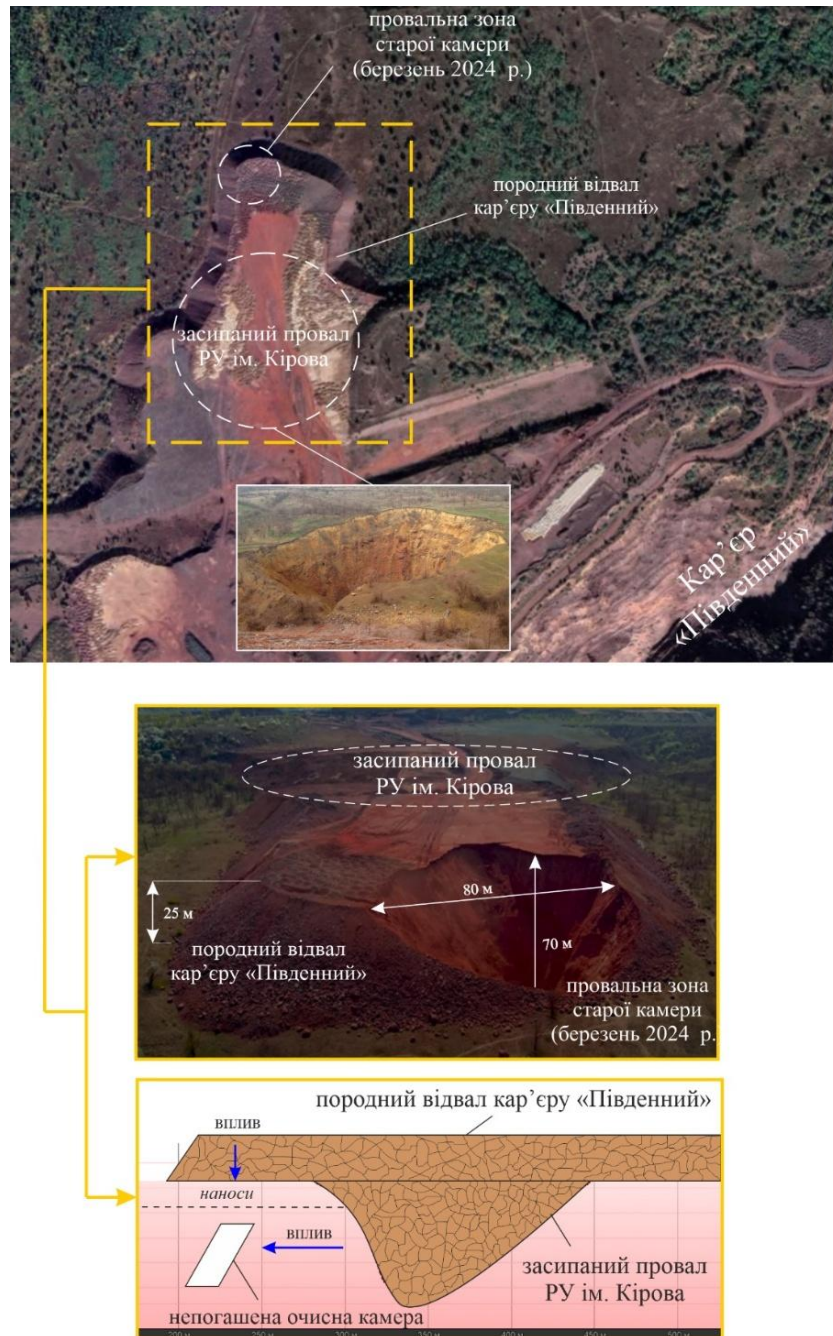


Рисунок 1.18 – Формування нової провальної зони на місці непогашеної підземної порожнини під впливом попереднього провалу, засипаного пустими породами

Ще до 1984 року поруч із західним бортом кар'єру утворилось 6 провальних зон від впливу шахт рудоуправління «Ім. Кірова». Скельні породи розкриву кар'єру «Південний» розміщувались у породному відвалі, що розташований також на західному борті кар'єру. У зв'язку з розвитком гірничих робіт і постійним утворенням розкривних порід було прийнято рішення засипати провальні воронки при розширенні породного відвалу. Останнім засипаним провалом при розширенні породного відвалу кар'єру був провал, позначений на Рисунку 1.19, який ліквідовано у 2015 році. Проте, на початку весни 2024 року при розширенні породного відвалу кар'єру відбулось обвалення земної поверхні у крайній частині відвалу й утворилась нова провальна воронка діаметром по поверхні 80 м, діаметром у днищі 20 м та глибиною близько 70 м, що також ілюструється на Рисунку 1.19. Очевидно, що при нарощуванні породного відвалу близько до земної поверхні знаходилась непогашена очисна камера однієї з шахт колишнього рудоуправління «Ім. Кірова». Формування провалу, на наш погляд, відбулось у результаті синергетичного ефекту, а саме одночасного геомеханічного впливу попередньо засипаної пустими породами крупної провальної зони та додатковим навантаженням ваги порід відвалу на земну поверхню над очисною камерою. Судячи з фотографій характеру відслонень провальних зон того регіону, потужність наносних порід є незначною, близько 15 – 20 м.

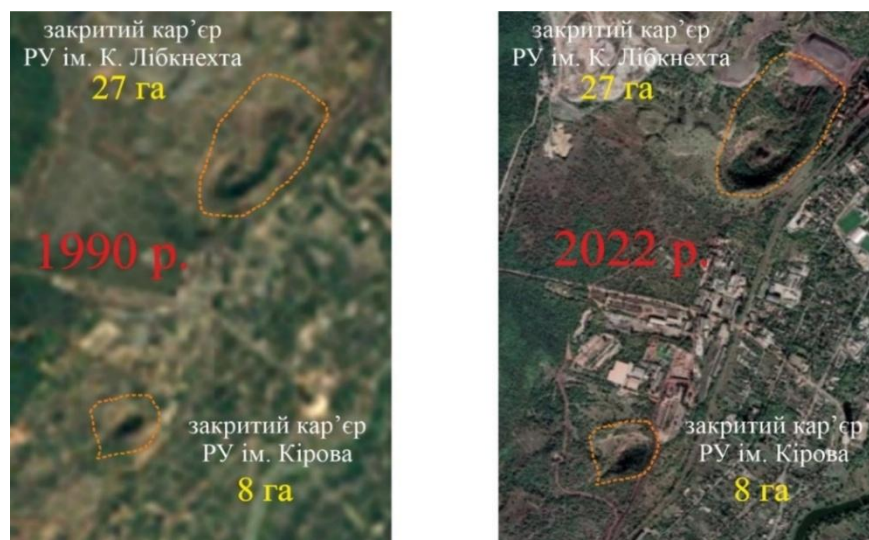


Рисунок 1.19 – Наявність неактивних кар'єрних пустот у промисловій зоні м. Кривий Ріг, земна поверхня над якими не відновлена

Вірогідно, у весняний період водонасиченість породного відвалу збільшилась, відповідно, і тиск налягаючих порід, а також, враховуючи вплив зони зсуву крупного відвалу, відбулось раптове обвалення поверхні та відвалу у вироблений простір камери. При обваленні земної поверхні постраждалих не зафіксовано, проте, небезпека для працівників відвального господарства кар'єру залишається високою. Небезпекою таких геомеханічних явищ є раптовість і непередбачуваність характеру зсуву та наявність поблизу об'єктів поверхневої структури і населення.

Слід звернути увагу на ще один важливий проблемний аспект щодо ліквідації техногенних пустот КЗБ – наявність непогашених старих залізрудних кар'єрів, які знаходяться у межі такого промислового центру як місто Кривий Ріг. У п. 1.3 окрім 15-ти провальних зон нами було ідентифіковано 3 неактивні кар'єрні пустоти, земна поверхня над котрими не відновлена: закриті кар'єри рудоуправлінь «Ім. Кірова», «Ім. К. Лібкнехта» (центральна частина міста) та «Ім. Леніна» (північна частина міста). Якщо кар'єр рудоуправління «Ім. Леніна» сьогодні поступово засипається пустими шахтними породами шахти «Ім. Колчевського» (раніше ш. «Орджонікідзе»), то пустоти 2-х інших кар'єрів рудоуправлінь «Ім. Кірова» та «Ім. К. Лібкнехта» є невідновленими.

Якщо подивитись стан земної поверхні на місці зазначених 2-х кар'єрів у 1990 та 2022 роках, можна побачити, що протягом понад 30-ти років кар'єрні пустоти є недостатньо рекультивованими, земна поверхня на їх місці не відновлена, площа оцінюється в 35 га, а глибина сягає 40 та 60 м відповідно (Рис. 1.19).

Враховуючи те, що Кривий Ріг є промислово розвиненою агломерацією, вважаємо, що земельні площі нераціонально використовуються у регіоні. При відновленні геомеханічно надійного рівня земної поверхні шляхом формування стійких видів закладних масивів може з'явитися можливість повернення цінних площ земної поверхні для розумного й ефективного застосування її потенціалу, інтеграції її у промислово-економічний сектор міста. Варіантами використання земельної площі могли би бути промислові цехи, склади, заводи, енергетичні об'єкти, об'єкти транспортної інфраструктури, спортивні комплекси й навіть об'єкти оборонного призначення.

Проте, для реалізації цієї ідеї до розташування та будівництва складних інфраструктурних об'єктів над закладним масивом кар'єрної пустоти до стійкості поверхні висуваються високі будівельні вимоги, яким не відповідає закладний масив з пустих кар'єрних порід, що є традиційним у КЗБ.

У КЗБ, аналогічно провальним зонам шахт, застосовується заповнення відпрацьованих деяких кар'єрних пустот шахтними та кар'єрними пустими породами і розкривними скельними породами, а видом застосованої механізації є бульдозери, драглайни і автосамоскиди [112, 113]. Засипання вироблених просторів кар'єрів ілюструється на Рисунку 1.20.



Рисунок 1.20 – Засипання пустими кар'єрними та шахтними породами відпрацьованих кар'єрних пустот у КЗБ: (а) кар'єр колишнього РУ «Ім. Ілліча»; (б) кар'єр № 1 ПрАТ «Центральний ГЗК» (фото Д. Антонова, 2011, 2014 рр.)

Прикладом є засипання кар'єрними породами закритого кар'єру № 1 ПрАТ «Центральний ГЗК» площею 75 га. Слід зазначити, що засипання кар'єру розпочалось з 1992 року і сьогодні, станом на 2025 рік, знаходиться на завершальній стадії. Отже, для засипання кар'єру глибиною близько 100 м та площею по поверхні 75 га знадобиться близько 35 років. Важливою особливістю є те, що після відновлення рівня земної поверхні на місці кар'єру № 1 планують використовувати площі під новий відвал ПрАТ «Центральний ГЗК» без їх повернення у господарське користування. Це, вірогідно, викликано двома факторами:

– дефіцитом і складністю відведення нових земельних площ під розширення відвалів;

– недостатньою геомеханічною стабільністю сипучого масиву з пустих порід для будівництва складних інфраструктурних об'єктів.

Найважливішим недоліком насипного закладного масиву є величина осідань його поверхні, що може тривати роками [114]. Зазвичай, швидкість осідання після повного закладання стрімко зменшується, дещо стабілізується, проте, величина самих осідань повільно, але продовжує поступово збільшуватись, що пов'язано з довготривалим перепакуванням неоднорідних фракцій порід та поступовою зміною пустотності масиву під дією гравітації від вищерозташованої маси порід. Саме друга фаза осідань, незважаючи на вже значно меншу швидкість осідань поверхні закладного масиву, є найбільш довготривалою й може сягати 3 – 5 років, що обмежує використання відновленої поверхні. Насипний масив у кар'єрі з пустих порід володіє такими ж недоліками, як і при закладанні породами провальних зон шахт. Основний недолік – це пустотність, високі фільтраційні властивості та, як наслідок, високий рівень водонасиченості [115, 116], що під дією потенційних навантажень від об'єктів інфраструктури може призвести до стрімких і критичних осідань внаслідок втрати сили зчеплення між фракціями порід. Слід зазначити, що сьогодні також обмежені дослідження стійкості як насипних закладних масивів у кар'єрних пустотах, так і інших варіантів закладного масиву, а для умов кар'єрів КЗБ такі дослідження взагалі відсутні.

Прикладом осідання закладного масиву при вільному скиданні пустої породи з борту кар'єру в його вироблений простір є проєкт засипання кар'єру рудника Kidston Gold Mines, розташованого у північно-східній частині штату Квінсленд, Австралія. Пусту породу з кар'єрів скидали безпосередньо у відпрацьований простір глибиною 260 м. У результаті польових досліджень максимальне осідання закладного масиву сягнуло 4,0 м [117].

Спосіб закладання провальних зон та кар'єрів пустими породами, що застосовується у КЗБ, з однієї сторони характеризуються простотою та меншими економічними витратами для підприємств, з іншої сторони – недостатніми фізико-механічними властивостями сформованого закладного масиву, що не вирішує

нагальних геомеханічних проблем розвитку процесів деформації земної поверхні й можливості надійного використання відновленої земної поверхні. Крім того, роботи із засипання провалів кар'єрів пустими породами призводять до пилоутворення, як у процесі доставлення закладного матеріалу, так і у процесі відсипання.

Використання пустих шахтних і кар'єрних порід для засипання провальних зон шахт та кар'єрів сьогодні, безумовно, є важливим рекультиваційним заходом у КЗБ в умовах важкої техногенно-екологічної ситуації, проте, з екологічної точки зору не передбачає залучення більш широкого різноманіття промислових відходів, яких у значних масштабах накопичено у Криворізькому залізорудному басейні (хвости збагачення залізних руд, металургійні шлаки тощо) та які характеризуються низькими якісними фізико-механічними властивостями. Усунення цих недоліків повинно стати вектором розвитку при розробці нових інноваційних та альтернативних підходів до ліквідації пустот.

Значним стримуючим фактором як у розвитку ліквідації техногенних пустот традиційними методами, так і в перспективі впровадження інноваційних підходів, є економічний аспект, зокрема, визначення джерел фінансування заходів рекультивації та закладання пустот. Сутність проблеми полягає в тому, що сучасним гірничим підприємствам Криворізького залізорудного басейну гірничі відводи дісталися у значно порушеному стані ще з радянських часів. Постає важливе питання: який суб'єкт повинен інвестувати кошти в покращення складної техногенно-екологічної ситуації в регіоні? Згідно з інформацією міської екологічної програми м. Кривий Ріг [107], основними джерелами фінансування природоохоронних заходів виступають приватні гірничі компанії, які, здебільшого, зосереджуються на поліпшенні стану в межах своїх виробничих територій. Однак, держава також має активно долучатися до вирішення цієї проблеми, забезпечуючи координацію зусиль і виділення необхідних ресурсів. З однієї сторони, рекультиваційні заходи – завжди витрати для підприємств, з іншої – важка техногенно-екологічна ситуація є спільною для гірничодобувного бізнесу та влади.

Для ефективного балансу розподілу затрат і координації дій може бути сформований промислово-економічний симбіоз між гірничодобувними підприємст-

вами, які своєю діяльністю спричинили порушення земної поверхні, та органами державної, регіональної або місцевої влади [118, 119]. Органи повинні бути зацікавлені у покращенні екологічної ситуації, збереженні здоров'я та добробуту населення, а також у забезпеченні раціонального землекористування та сталого економічного розвитку регіону. Реалізація таких проєктів, зважаючи на їх масштаб і важливість, ймовірно, потребуватиме внесення змін до чинного законодавства.

Отже, якщо для стабілізації та покращення стану земної поверхні У КЗБ сьогодні вже не представляється можливим здійснювати закладні операції підземних пустот у шахтах, то розвиток наукових напрямків повинен розвиватись у сторону розробки ефективних науково-технічних заходів з ліквідації провальних зон, непогашених пустот старих закритих шахт, що близько розташовані до земної поверхні, а також повною мірою нерекультивованих кар'єрних пустот, земна поверхня над якими є невідновленою.

Проведений аналіз проблемних аспектів свідчить про необхідність розробки нових підходів щодо закладання зазначених техногенних пустот, які повинні бути сфокусовані на високій якості формування закладного масиву та його фізико-механічних властивостей, залучення більшого різноманіття промислових відходів у процес його формування, здатність блокувати деструктивні геомеханічні процеси у масивах гірських порід навколо провальних зон і забезпечувати мінімальне осідання поверхні. Саме цим аспектам повинні бути присвячені наукові дослідження для вирішення техногенно-екологічної проблеми порушеної гірничими роботами земної поверхні.

1.5. Аналіз наукових праць та практичних заходів щодо мінімізації впливу процесів видобутку залізних руд на стан земної поверхні

Забезпечення України залізорудною сировиною для власних потреб із мінімізацією витрат на її видобування та переробку, а також збереження експортного потенціалу до провідних закордонних споживачів є стратегічно важливим завданням для держави та наукової спільноти. Ефективне управління геомеханічними процесами, що супроводжують видобуток залізних руд у складних

гірничо-геологічних умовах, забезпечує стабільність масиву гірських порід, зменшення втрат корисних копалин і мінімізацію техногенного впливу на довкілля.

Криворізький залізорудний басейн є головним джерелом залізорудної сировини в Україні, зосереджуючи на своїй території найбільші видобувні потужності та значну частину розвіданих запасів. Прогресивний розвиток цього важливого промислово-економічного регіону базується на впровадженні сучасних ресурсозберігаючих технологій видобування та переробки залізних руд на основі провідних наукових досліджень, що спрямовані на максимальне вилучення корисних копалин із мінімальними витратами енергії, матеріальних ресурсів і впливом на стан довкілля. Важливим компонентом цього процесу є застосування природоохоронних заходів, що дозволяють знизити негативний вплив гірничих робіт на навколишнє середовище, зокрема шляхом рекультивації земель та раціонального використання відходів.

Вирішенню проблем геомеханічно- та екологічнобезпечного видобування залізних руд, впровадженню ресурсозберігаючих технологій видобутку та переробки залізорудної сировини, а також розробки системи заходів покращення стану довкілля під впливом гірничих робіт присвячено багато праць провідних вчених, серед яких відомими є Ступнік М.І., Вілкул Ю.Г., Кузьменко О.М., Цариковский В.В., Капленко Ю.М., Азарян В.А., Хоменко О.Є., Калініченко В.О., Кононенко М.М., Калініченко О.В., Круковський О.П., Шапарь А.Г., Павличенко А.В., Тверда О.Я., Ковров О.С., Іщенко К.С., Бабій К.В., Медведєва О.О., Письменний С.В., Тарасютін В.М., Зубко С.А., Усатий В.Ю., Перегудов В.В., Євстратенко Л.І., Коптєва Т.С. та закордонних вчених – Kraus T., Ma K., Zhang Q., Chen Q., Sun W., Li X., Oggeri C., Karlsson M., Fourie A. та багато інших.

Заслугує першочергової уваги аналіз досліджень науковців-фахівців у галузі підземної розробки рудних покладів саме Криворізького залізорудного басейну, які є важливою науковою основою комплексного та еколого-економічного освоєння запасів залізних руд цього регіону.

Значний вклад у дослідження формування провальних воронок на земній поверхні від впливу підземних гірничих робіт, а також виявлення механізму

формування явища сповзання глин зроблено Ступніком М.І. [120]. Вчений встановив нові закономірності змін фізико-механічних властивостей глинистих порід Криворізького басейну при їх переміщенні до очисного простору блоків, залежності ширини зони зсування порід від потужності глинистих відкладів, глибини розробки та міцності вміщуючих порід, а також закономірності проникнення глиновмісних порід у розпушений масив «подушки» залежно від її фізико-механічних характеристик. На підставі комплексних досліджень ним визначено параметри еліпсоїда випуску руди під переущільненим захисним шаром та залежність часу і глибини проникнення обводнених глинистих мас через «подушку» на основі реологічної моделі Бінгама-Шведова. Отримані результати забезпечують стійкість фазово-неоднорідного масиву при підземній розробці крутоспадних рудних покладів. Проте, незважаючи на значні удосконалення безпечного та ефективного підземного видобутку залізних руд саме підземним способом, питання утворених провальних зон внаслідок зсуву порід та їх негативного впливу на стан земної поверхні залишаються дотепер невирішеними.

У роботах автора [121, 122] зазначається, що для зменшення ймовірності проникнення глинистих включень в підземні виробки через провальні зони може бути використаний ряд технологічних засобів. До поверхневого комплексу робіт відноситься засипання воронок обвалення скельними породами, що зменшує зсув масиву червоно-бурих глин в процесі збільшення розмірів зони провалів і воронок. Існує також принципова можливість зміцнення поверхонь зсуву воронок обвалення, але яку технічно досить складно реалізувати. Проте, у дослідженні не зазначається ступінь і характер впливу закладного масиву з пустих порід на величини деформацій вміщуючих порід та безпосередньо земної поверхні навколо провальних зон, особливо зі сторони висячого боку рудного покладу.

Дослідженням керування напружено-деформованого стану масиву гірських порід у КЗБ при формуванні у підземних пустотах штучних споруд, а саме закладного масиву, присвячені дослідження Калініченко О.В. [123]. Автором було встановлено закономірності варіації максимальних вертикальних зсувів денної поверхні залежно від фізико-механічних властивостей гірських порід і стану очисних

камер при камерній розробці магнетитових кварцитів, визначено кількісні залежності вертикальних деформацій гірського масиву від глибини розробки та структури відкритих очисних камер тривалого консервування, одержано залежності максимальних напружень у горизонтальних, шатрових, склепистих і похилих стелинах очисних камер від глибини розробки, кута нахилу, кривизни стелини та міцності руд, а також встановлено залежність несучої здатності комбінованого закладного масиву з твердіючим закладанням і породним модулем від товщини його каркаса. Проведені дослідження зробили внесок у розширення знань та уявлень щодо геомеханічних процесів при відпрацюванні рудних покладів. Проте, автором не досліджені безпосередньо компонентні склади закладних сумішей на основі широкого спектру промислових відходів Криворізького регіону, фізико-механічні властивості закладного масиву, процеси та параметри приготування й транспортування закладних сумішей до підземних пустот в умовах діючих шахт.

Євстратенко Л.І. досліджувала процеси фільтрації повітря діючих рудників з урахуванням пористого середовища крізь зони провалів шахт, що мають аеродинамічний зв'язок із земною поверхнею [124]. Встановлено закономірності зміни опору пористого середовища аеродинамічно активної зони обвалення залежно від вологості, викликані атмосферними опадами, та фільтрацією води із вмістом дрібних зважених у ній частинок через поверхневий шар обрушеної зони. Автор запропонувала створити штучну кольматацію гірських порід з метою зниження проникності обрушених зон шляхом формування кольматуючого середовища з пухких і глинистих фракцій над обрушеними породами в провальній зоні товщиною не менше 3 м, а далі здійснювати процеси засипання породами. Такий підхід дозволяє суттєво знизити втрати повітря та фільтрацію атмосферних опадів крізь обвалені породи, проте, не дозволяє запобігти подальшому розвитку геомеханічних процесів поверхні навколо провальних зон.

Також наукові праці [125, 126] вчених Криворізького національного університету Письменного С.В., Федька М.Б висвітлюють дослідження щодо підземної розробки складно-структурних покладів залізних руд з орієнтацією на застосування селективного підходу до вилучення найбільш пріоритетних запасів з урахуванням складних геомеханічних умов. Наукові дослідження мають значну

цінність для практики, адже в умовах складно-структурних покладів неминучим техніко-економічним аспектом є підтримання потужностей шахт як сьогодні, так і у майбутньому. Питання, що розглядають вчені, спрямовані на вдосконалення технологічних аспектів саме підземного видобутку.

Заслуговують значної уваги дослідження Калініченка В.О. [127], у яких розвинено наукові основи раціонального використання сировинної бази Кривбасу шляхом залучення до підземної розробки умовно втрачених багатих руд і магнетитових кварцитів. Автором встановлено закономірності випуску відбитої руди на контакті з ущільненими обваленими породами та твердіючими закладними масивами, формування фігур випуску, стійкості відслонень «піонер-камер» і штучних ціликів, а також обґрунтовано ресурсозберігаючі технологічні схеми зниження втрат і збіднення руди. Результати досліджень здебільшого стосуються вдосконалення технологій відпрацювання рудних покладів на глибинах понад 1000 м, а питання ведення закладних робіт потребують подальшого уточнення.

Дослідження Хоменка О.Є. [128] присвячені розробці нової енергетичної теорії зонального капсулювання гірничих виробок, що описує форми, розміри та умови утворення енергетичних зон і меж руйнування масиву. Удосконалено термодинамічну теорію стану масиву гірських порід з урахуванням перерозподілу енергетичних потоків та ентропійного аналізу. Розвинуто модель автохвильових коливань напружень у порушеному масиві залежно від градієнтів щільності, температури, газо- і водонасиченості, що стосується процесів підземної розробки. Розроблені теоретичні основи зонального капсулювання, термодинамічного аналізу масиву та автохвильових коливань напружень застосовуються до підземних робіт, враховуючи енергетичні, ентропійні та фізичні процеси у гірських породах.

З метою наукового обґрунтування геомеханічних параметрів підземної інфраструктури залізорудних шахт, а також удосконалення технологій відбивання руди у блоках та проведення підготовчих виробок виконував дослідження Кононенко М.М. [129], яким розроблено аналітичну модель зони зміщення гірських порід, визначено закономірності зміни швидкості детонації вибухових речовин залежно від фізико-механічних характеристик середовища, вдосконалено методи

розрахунку показників лінії найменшого опору свердловин із врахуванням ступеня реалізації швидкості детонації. Зазначені дослідження були сфокусовані суто на руйнуванні масиву гірських порід у процесі виконання підземних гірничих робіт, а саме формуванні радіусів зон зміщення, інтенсивного подрібнення та тріщиноутворення породного масиву навколо заряду вибухових речовин залежно від його фізико-механічних властивостей та характеристик вибухових речовин.

Також важливою як фактичною, так і потенційною формою порушень земної поверхні є непогашені пустоти старих шахт або розробки сліпих рудних покладів діючих шахт. Пустоти формують небезпеку утворення провальних воронок на земній поверхні, підлягають прогнозу та розробці заходів їх ліквідації.

Бабець С.К. та Чистяков С.П. вивчали умови виникнення провальних воронок на закритих шахтах «Гігант», «Жовтнева» [130]. Автори відзначили, що сумісна розробка відкритим і підземним способами виконується в гірничих відводах Глеюватського кар'єру шахт «Більшовик», «Жовтнева» та «Ім. Фрунзе». Автори навели карту прогнозного виходу провальних воронок на земну поверхню, що свідчить про складну геомеханічну ситуацію, яка складається на площах сумісного відпрацювання багатих руд і магнетитових кварцитів. Проведені дослідження є корисними виключно для прогнозування утворення нових провальних воронок у межах міста Кривий Ріг.

Заслужують уваги дослідження Перегудова В.В. [131, 132], які були спрямовані на пошук науково-технічних заходів технологій відпрацювання запасів у бортах кар'єрів під впливом підземних гірничих робіт, а саме при підході фронту гірничих робіт до зон обвалення та провальних воронок старих шахт. Автором запропоновано заповнювати провальні воронки фракціями дроблених пустих порід шляхом буріння похилих закладних свердловин з поверхні та перепуску закладного матеріалу у провальні пустоти. Встановлена низка закономірностей, зокрема: руху подрібнених скельних порід у похилих закладних свердловинах залежно від коефіцієнта зовнішнього тертя та розмірів кусків закладного матеріалу і пропускної здатності похилих закладних свердловин від їх діаметра, кута зовнішнього тертя та розмірів кусків поданої гірської породи. Таке рішення

є недостатньо мобільним та ефективним лише за умов наявності об'ємів пустих порід поруч з провальними воронками, а також складним при виявленні та ліквідації небезпечних підземних пустот в інших віддалених від джерела порід місцях Криворізького залізрудного басейну.

Технологічні схеми ведення гірничих робіт у зонах обвалення шахт при відкритій розробці рудних крутоспадних родовищ вивчали Четверик М.С. та інші [133]. Автори розробили класифікацію технологічних схем розвитку фронту робіт залежно від діаметру та глибини провальних воронок шахт. Встановлено, що напрямок розвитку гірничих робіт у зоні формування вирв визначається залежно від параметрів зон обвалення, наявного гірничо-видобувного та транспортного обладнання, геологічних особливостей родовища і перспективних планів розвитку гірничих робіт. Геомеханічні дослідження впливу провалів на особливості стійкості елементів кар'єру не проводились.

У КЗБ існують утворені вироблені простори закритих кар'єрів, які потребують впровадження дієвих та ефективних заходів рекультивації. Деякі кар'єрні пустоти сьогодні засипаються пустими породами й вченими проводяться відповідні дослідження. Так, Дриженко А.Ю. та інші [134, 135] розглянули досвід спорудження внутрішніх відвалів в умовах відроблених глибоких кар'єрів. Запропоновано низку схем ведення внутрішнього відвалоутворення на відроблених надглибоких кар'єрах, зокрема в умовах КЗБ, й обґрунтовані параметри формування упорних призм внутрішніх відвалів. Вчені відмітили здатність насипного масиву у кар'єрі НКГЗК № 1 до осідання при його формуванні гірничою технікою, що свідчить про слабкі властивості даного виду масиву зі скельних розкривних порід. Також Біленко О.Є. та інші [136] розглядали технологію засипання розкривними породами кар'єру № 2 ПрАТ «ЦГЗК» як етапу гірничотехнічної рекультивації. Увага більше приділялась безпеці виконання рекультиваційних робіт та її оптимальним техніко-економічним показникам. Дослідження стійкості та осідань насипного масиву кар'єрної пустоти з пустих порід не виконувались.

Невід'ємною частиною гірничо-металургійного комплексу КЗБ є технологічні процеси переробки магнетитових та залізистих кварцитів, розвитку наукових

основ яких у напрямку ресурсозбереження присвячено декілька досліджень вчених. Так, значний науковий вклад у покращення якості переробки залізорудної сировини зроблено Азаряном В.А. [137]. Ним обґрунтовано технологію управління якістю залізовмісної сировини на основі генералізованого комплексу рудопотоків, встановлено вплив періоду якісного опробування на прогнозний прибуток ГЗК, розвинуто методологію формування рудопотоку з мінімальним коефіцієнтом для стабілізації вмісту корисного компонента, удосконалено економіко-математичну модель формування стабільного рудопотоку, вперше запропоновано застосування мобільного дробильно-сортувального радіометричного комплексу для підвищення якості руди, а також створено комплексний критерій оцінки ефективності технології управління якістю рудопотоків. Проте, основною проблемою залишається утворення значної кількості хвостів збагачення, що складуються у хвостосховища, під які виділяються значні площі й сьогодні складно підлягають утилізації.

Наукові дослідження Медведєвої О.О. спрямовані на розвиток ресурсозберігаючих технологій гідромеханізованої розробки хвостосховищах гірничо-збагачувальних комбінатів як техногенних родовищ [138]. Автором хвостів збагачення розглядаються як техногенний мінеральний ресурс для вилучення корисних компонентів і вдосконалення процесів складування, відновлення акумулюючої здатності та подовження терміну експлуатації хвостосховищ. Такий підхід має важливе значення для підвищення ефективності повторного використання відходів збагачення і зменшення потреби у відведенні нових земельних ділянок. Проте, подальший розвиток ресурсного використання хвостів збагачення доцільно пов'язувати також із обґрунтуванням можливості їх застосування як мінеральної основи цементованих пастових закладних сумішей для ліквідації техногенних пустот, що поєднує утилізацію відходів гірничо-металургійного комплексу з відновленням порушених геомеханічних та екологічних умов гірничопромислових територій.

Дослідженням розвитку геомеханічних основ передзбагачення руди у глибоких кар'єрах присвячені наукові праці Бабій К.В. [139]. Автором експериментально встановлено вплив орієнтації осі вибухової порожнини відносно площини контактної зони на показники структурного подрібнення породного масиву.

Визначено залежності коефіцієнта стійкості техногенних укріплень блоків від кута нахилу контактної зони та фізико-механічних властивостей порід і закономірності зниження втрат корисної компоненти залежно від технологічних параметрів вибуху, що дозволяє мінімізувати втрати та підвищити ефективність видобування. Визначено параметри для формування оптимальних технологічних схем, які забезпечують мінімізацію втрат корисних копалин і поліпшення показників якості рудного потоку. Дослідження спрямовані лише на вдосконалення процесів відкритих гірничих робіт і переробки, проблеми утворення відходів гірництва та їх накопичення все ще мають місце у КЗБ.

Заслужують уваги наукові праці вчених у галузі охорони навколишнього середовища гірничодобувних регіонів. Видатний вчений Шапарь А.Г. науково обґрунтував вплив сучасного гірничого виробництва на динаміку стану геологічного середовища і довкілля [140, 141]. Ним вперше розроблені методичні засади комплексної системи моніторингу навколишнього природного середовища із залученням засобів дистанційного зондування Землі, новітні способи захисту довкілля від різних забруднюючих технологій та наукові основи прискореної гірничотехнічної і біологічної рекультивациі територій.

Тверда О.Я. зробила значний внесок у розвиток науково-теоретичних основ екологічної безпеки гірничопромислових комплексів з виробництва щебню [142]. Авторкою обґрунтовано основні чинники техногенного впливу кар'єрного виробництва на довкілля, зокрема масові вибухи, пило- та газоутворення, зміну радіаційного фону, забруднення атмосферного повітря та трансформацію стану ґрунтів прилеглих територій. Запропоновані природоохоронні рішення мають важливе значення для зниження екологічного навантаження під час відкритої розробки нерудної сировини. Водночас зазначені результати стосуються переважно діючих кар'єрних комплексів, тоді як комплексна ліквідація техногенних пустот залізородних басейнів із використанням відходів ГМК потребує окремого наукового обґрунтування.

Отже, провідними українськими науковцями було детально досліджено геомеханічний стан масиву гірських порід як при видобутку традиційними

системами розробки (камерна, поверхове обвалення), так і при різних способах закладання підземних пустот на значних глибинах. Проведений аналіз наукових досягнень українських вчених у галузі підземної, відкритої розробки й раціонального освоєння залізорудних родовищ показав недостатню вивченість впливу утворених техногенних пустот на подальший розвиток геомеханічних процесів деформації земної поверхні, а також дієвих заходів їх ефективного попередження та ліквідації. Слід констатувати, що було виконано багато наукових досліджень щодо механізмів формування провальних зон шахт і вивчення геомеханічних процесів у масиві гірських порід. Ці наукові прогалини потребують досліджень та розробки наукових основ і нових науково-технічних заходів.

Для розширення спектру розуміння проведених наукових досліджень щодо утворення техногенних пустот і способів їх закладання здійснюється аналіз наукових праць закордонних вчених, які також заслуговують значної уваги й показують масштабність проблемних аспектів, що розглядаються, не лише в Україні, але й у світі. Серед світових науковців слід виділити китайських вчених, які проводять наукові дослідження у науковому напрямку, що нами розглядається.

Kai Ma et al. [143] детально вивчили процеси провалів на залізорудній шахті Дахуншань (Китай), що відпрацьовувала запаси на глибині 400 м методом підповерхового обвалення. Вчені дійшли висновку, що засипання утвореної провальної зони породою є ефективним заходом для поглинання більшості деформацій, викликаних гірничими роботами. Проте, дослідження також показали, що цей метод не забезпечує повного запобігання поширенню деформацій, особливо у верхніх частинах розломів, де спостерігається слабка бокова підтримка. Результати вказують на необхідність подальшого вдосконалення технологій закладання провальних зон з урахуванням механічних і геологічних факторів для більш ефективного контролю деформації поверхні у зоні обвалення. Доцільно було б окрім польових досліджень дослідити геомеханічну ситуацію методом скінченних елементів.

Інноваційне рішення зі зміни традиційного підходу до засипання провалів пустими породами запропонували інші китайські вчені Sun et al. [144], які рекомендували заповнювати провальні зони поліметалічного рудника Тонг Кенг

(Китай) пастовим закладанням з метою утилізації відходів та контролю процесів осідання земної поверхні. Вчені дослідили фактори впливу та закономірності на робочі властивості пастового заклання, а саме міцність, текучість, проникність і характеристики дезінтеграції закладного масиву. Проте, запропонований напрям потребує подальших досліджень, які залишаються актуальними за наступними аспектами: підбір і вивчення особливостей пастового закладання із використанням закладних матеріалів саме Криворізького басейну, чисельне моделювання геомеханічних процесів впливу закладного масиву на розвиток процесів осідання й формування провальної зони шахти, а також можливість приготування пастової закладної суміші без спорудження складного комплексу згущення хвостової пульпи. За умов проведення досліджень за вищенаведеними проблемними аспектами такий спосіб закладання техногенних пустот міг би мати перспективи впровадження у Криворізькому басейні, проте, раціональний вид закладання пустот потребує ще глибокого аналітичного обґрунтування.

Важливі та корисні результати отримані Xibing Li et al. [145], які досліджували методом чисельного моделювання поступове відпрацювання крутоспадного рудного покладу на свинцево-цинковому руднику Хунлін (Китай) з різною варіацією умов відпарювання: а) коли застосовується метод підповерхового обвалення руди та порід і на поверхні розвивається провальна зона; б) коли продовжується подальша розробка покладу з підповерховим обваленням, а вже утворена провальна воронка заповнюється безцементними хвостами збагачення; в) коли метод підповерхового обвалення замінюється на метод цементованого пастового закладання підземних пустот і провальна воронка на поверхні також заповнена закладним масивом. Ідеальним варіантом вчені визначили варіант (в), при якому одночасно закладаються підземні пустоти цементованим пастовим закладанням і провальні пустоти на поверхні безцементними хвостами, де деформації майже відсутні. При застосуванні варіанту (б) провальна зона, що заповнена безцементними хвостами збагачення, продовжує розширюватись та деформуватись. Проте, продовження деформації провальної зони, заповненої безцементними хвостами збагачення, вірогідно, відбувається з причини того, що ще не

досягнута критична глибина розробки (у моделюванні 375 м), при якій активна фаза зсувів припиняється й відбувається затухання зсувних процесів та яка вже перетнута на діючих шахтах Кривбасу. Крім цього, вчені не дослідили процес розвитку провальної зони саме при цементованому пастовому закладанні та його властивості, що потребує подальших досліджень.

У закордонних наукових працях також згадуються аспекти заповнення цементованим пастовим закладанням інших видів техногенних пустот – вироблених просторів кар'єрів, проте тільки поверхнево та без деталізації концепції самого заповнення й технологічних параметрів. Так, у дослідженні Zhang et al. [146] досліджено геомеханічну ситуацію при переході з відкритого до підземного способу розробки на металічному руднику провінції Аньхой (Китай). На основі чисельного моделювання розглянута ситуація впливу закладеного цементованим пастовим закладанням виробленого простору кар'єру над шахтою на стійкість покрівлі та ціликів підземних очисних камер. Проте, незважаючи на те, що автори дослідили стійкість закладного масиву у кар'єрі, в їх дослідженні відсутні технологічні аспекти та принципи приготування, транспортування й формування пастового закладного масиву у кар'єрній пустоті, а лише декларується фактична наявність в ній закладного масиву без обґрунтувань та конкретних результатів. Крім того, механічні характеристики пастового закладання не досліджувались й не обґрунтовувались, а прийняті з інших джерел. Аналогічна ситуація спостерігається й у роботі Chen et al. [147], в якій автори вивчали стійкість схилів кар'єру під впливом пастового закладного масиву, а саме вплив умов фільтрації води із закладного масиву та висоти сформованого закладного масиву. Аналогічно попередньому дослідженню концепції формування саме пастового закладного масиву й властивостям пастових закладних сумішей авторами не приділено уваги.

У роботі італійський та англійських вчених [148] досліджено управління пустими породами при розробці вапнякового кар'єру з метою засипання його пустот. В роботі акцентовано увагу на геологічних, геотехнічних, екологічних і логістичних аспектах, що впливають на вибір методів засипання порід, з урахуванням їх

характеристик, обсягу, транспортування та впливу на підземні й поверхневі води для подальшої рекультивації території. Проте, не розглядались, окрім сипучого середовища, інші види закладання та не досліджено аналогічно українському досвіду геомеханічні аспекти вірогідного осідання закладного масиву.

Дослідження вчених та інженерів з Канади [149] було присвячено вивченню фізико-механічних властивостей цементно-породного закладання для формування несучого цілика між майбутніми підземними виробками та існуючим кар'єром на алмазній шахті Дявік. У роботі розглянуто процедури підготовки, укладання та контролю якості закладного масиву. Особлива увага приділена вимірюванню щільності та вологості, аналізу гранулометричного складу, співвідношенню води й цементу у суміші, а також міцності та жорсткості закладного матеріалу, прогнозуються властивості закладання у польових умовах. Такий вид прийнятого високоякісного закладного масиву, очевидно, є необхідним для формування прийнятної геомеханічної ситуації при подальшому функціонуванні рудника, хоча геомеханічних досліджень стабільності закладного масиву у кар'єрній пустоті не було проведено.

Аналіз закордонних праць показує, що у світі приділено більше уваги закладанню техногенних пустот, ніж у науковому досвіді українських вчених, проте, все ще залишаються не розкритими питання розвитку геомеханічних процесів під впливом сформованого монолітного закладного масиву у провальній зоні шахт при перевищенні ними критичної глибини розробки при відпрацюванні крутоспадних рудних покладів системами розробки без закладання.

Відсутність наукових основ керування геомеханічним станом масиву гірських порід і земної поверхні при ліквідації різнотипних техногенних пустот залізорудних родовищ із використанням технології монолітного закладання та екологобезпечною утилізацією у його складі відходів гірничо-металургійного комплексу, адаптованої до підземного та відкритого просторів, стримує розробку нових ефективних природоохоронних заходів та реалізацію принципів раціонального надрокористування, що визначає *актуальну наукову проблему*.

1.6. Формування нових напрямів ліквідації геомеханічної та екологічної небезпеки утворених техногенних пустот Кривбасу.

Формулювання мети й наукових завдань досліджень

Проведений аналіз стану земної поверхні, порушеної комплексним видобутком залізних руд у Криворізькому басейні, й вивчення наукових досягнень провідних українських і закордонних вчених щодо вирішення технологічних, геомеханічних та екологічних проблем розробки рудних родовищ показав, що техногенно-екологічна ситуація, пов'язана з утворенням небезпечних техногенних пустот і масштабних накопичень відходів гірничо-металургійного комплексу у регіоні продовжує погіршуватись, а дієвим механізмам запобігання цим негативним явищам на сьогодні не приділено достатньої уваги.

У зв'язку з цим у дисертаційному дослідженні пропонується як альтернатива традиційному способу ліквідації техногенних пустот, а саме, засипанню просторів пустими шахтними і кар'єрними породами, для досягнення геомеханічної стабільності з одночасною утилізацією широкого спектру відходів розробити та науково обґрунтувати новий спосіб, що ґрунтується на технологіях закладання.

Сьогодні для попередження критичних деформацій земної поверхні на шахтах світу при видобутку металевих руд, кам'яного вугілля та інших видів корисних копалин розповсюдження набули різні технології закладання виробленого простору: сипуче породне закладання [150], гідравлічне закладання [151], твердуче закладання [54], ін'єкційне та цементоване пастове закладання [93, 152].

Зазначені методи знайшли своє застосування за певних геотехнічних умов розробки, наявності запасів закладних матеріалів, екологічної ситуації регіонів, наявності інфраструктури на поверхні тощо. Однак, розвиток напрямів закладання техногенних пустот, що утворені у приповерхневій частині земної кори (провальні зони, непогашені і кар'єрні пустоти) від впливу підземних і відкритих гірничих робіт, окрім засипання породами, є ще недостатньо вивченим і не набув поширення. Так, раціональним напрямком досліджень може стати науковий розвиток адаптації технологій закладання підземних пустот до умов поверхневих техногенних пустот і подальшого створення геомеханічно надійної земної поверхні.

Враховуючи якість сформованих закладних масивів за фізико-механічними характеристиками при реалізації різних технологій закладання, у дисертаційному дослідженні автором розглядається трансформація фізичного стану сформованого закладного масиву у техногенних пустотах від сипкого до монолітного стану [153]. Передбачається для виокремлених раніше основних форм техногенних пустот Кривбасу (провальних зон шахт, непогашених підземних пустот і закритих кар'єрів), створити наукові основи монолітного закладання їх простору, що не було до цього зроблено науковою спільнотою. Концептуальні схеми зміни фізичного стану закладного масиву для різних техногенних пустот ілюструються на Рисунку 1.21. Найважливішими причинами трансформації фізичного стану закладного масиву є: *провальні зони шахт* – досягнення блокування розвитку деформацій, геомеханічної стабільності масиву та земної поверхні та утилізація проблемних відходів гірництва; *непогашені підземні пустоти* – попередження раптових обвалень земної поверхні та утилізація проблемних відходів гірництва; *вироблені простори закритих кар'єрів* – забезпечення геомеханічної надійності земної поверхні для розумного використання земельних площ з можливістю будівництва об'єктів інфраструктури та утилізація відходів гірництва.

Перехід від сипкого до монолітного штучного стану закладного масиву для відновлення рівня земної поверхні у Криворіжжі обґрунтовується такими аспектами:

- вірогідні осідання та геомеханічна нестабільність поверхні відсипаного масиву, що викликані його пустотністю, нерівномірним розподілом фракцій та високим коефіцієнтом фільтрації;
- негативний вплив техногенних пустот на технологічні процеси підземного видобутку, а саме вентиляцію та шахтний водовідлив;
- значне пиління при перевезенні й виконанні технологічних процесів засипання пустих порід у вироблений простір кар'єрів;
- вибірковість засипання провалів породами, при якій заповнюються лише найближчі до шахти пустоти, залишаючи віддалені провали незасипаними, є суттєвим недоліком цієї технології;
- обмежене використання більшого різноманіття накопичених відходів гірництва у технології засипання техногенних пустот.

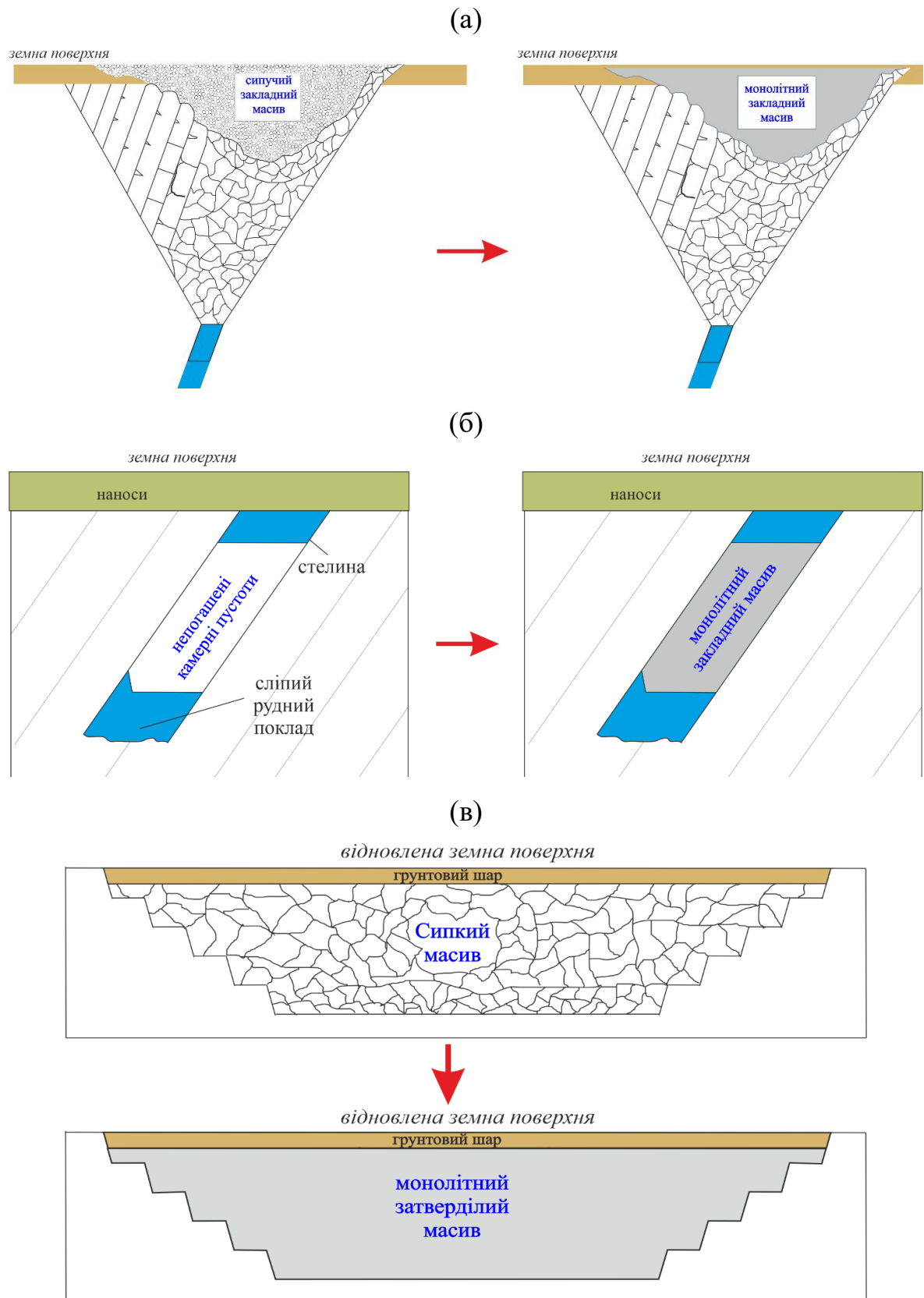


Рисунок 1.21 – Представлення трансформації фізичного стану закладного масиву від сипкого до монолітного для різних техногенних пустот: (а) провальні зони шахт; (б) непогашені камерні пустоти; (в) закриті кар’єрні пустоти

З однієї сторони перехід до монолітного стану масиву збільшує витрати, з іншої – є стратегічно важливим для покращення геомеханічної та екологічної ситуації, розвитку інфраструктурних проєктів й економіки регіону у майбутньому. Гірничі підприємства витрачають суттєві інвестиційні кошти у будівництво нових відвалів та хвостосховищ, які можна було б спрямувати у розвиток технологій закладання критичних форм порушень земної поверхні, які створюють високий рівень техногенної небезпеки. Таким чином, застосування монолітних способів закладання в умовах різнотипних техногенних пустот від впливу підземних і відкритих гірничих робіт є перспективним та інноваційним напрямом досліджень для розв’язання наукової проблеми.

Отже, *метою роботи* є створення науково-методологічних основ комплексної ліквідації техногенних пустот, утворених комплексним видобутком залізних руд, на основі дослідження оптимальних властивостей пастових і комбінованих закладних масивів, їх впливу у забезпеченні геомеханічної стійкості земної поверхні, мінімізації екологічних ризиків та сприяння сталому розвитку гірничорудних регіонів.

Поставлена мета роботи досягається шляхом вирішення наступних *наукових завдань*:

1. Виконати аналіз впливу гірничодобувної галузі на стан земної поверхні, наукових досліджень та існуючих заходів щодо мінімізації її негативного впливу.
2. Визначити ступінь екологічної небезпеки техногенних пустот, відходів гірничо-металургійного комплексу та напрям їх раціональної утилізації у технологіях закладання.
3. Розробити нову концепцію комплексної ліквідації техногенних пустот із використанням відходів гірничо-металургійного комплексу.
4. Розробити аналітичні моделі визначення міцнісних властивостей та стійкості закладних масивів, сформованих у різних видах техногенних пустот.

5. Виконати експериментальні дослідження комплексу властивостей пастового та комбінованого закладання техногенних пустот з використанням різноманітних відходів.

6. Дослідити трансформацію геомеханічної ситуації земної поверхні та масиву гірських порід під впливом закладного масиву в техногенних пустотах.

7. Розробити технологію та методики розрахунку параметрів закладання утвореного комплексу техногенних пустот.

8. Надати еколого-економічну оцінку доцільності комплексної ліквідації техногенних пустот на основі пастового закладання.

1.7. Висновки до розділу 1

1. Проаналізовано глобальні та національні тенденції розвитку гірничодобувної галузі й відзначено стратегічне значення видобутку мінеральних ресурсів для світової економіки. Акцентовано увагу на провідну роль залізорудної галузі у структурі ВВП та експортного потенціалу України. Україна входить до топ-20 країн світу за площею земель, зайнятих об'єктами гірничодобувної промисловості, вагому частину з яких займає залізорудна галузь. Визначено, що видобуток залізних руд призводить до масштабних порушень земної поверхні, накопичення значних обсягів промислових відходів (77,2% всіх відходів) й забруднення компонентів навколишнього природного середовища, що у комплексі створює серйозне техногенне навантаження.

2. Узагальнюючи особливості комплексного видобутку залізних руд у Криворізькому залізорудному басейні, встановлено, що регіон є основною сировинною базою чорної металургії України, де сконцентровано близько 48,6% загальнодержавних запасів. Виявлено, що тривала експлуатація родовищ переважно системами з обваленням порід без закладання виробленого простору спричинила глибоку трансформацію природних ландшафтів у гірничо-техногенні, що

безпосередньо загрожує природним та інфраструктурним об'єктам, життю і здоров'ю населення й формує техногенно-екологічну проблему.

3. Виконано комплексний аналіз форм та структури порушень земної поверхні у Криворізькому регіоні, на основі якого ідентифіковано чотири основні види техногенних об'єктів: кар'єрні пустоти, провальні зони шахт, зони плавного осідання та відвали промислових відходів. Встановлено, що загальна площа порушених земель становить близько 49% від площі м. Кривий Ріг, причому найбільшу частку (понад 65%) складають об'єкти накопичення шкідливих відходів, а найбільш небезпечними визначено активні провальні зони, глибина яких сягає 50 – 150 м, а максимальне значення відзначено на рівні 285 м.

4. Досліджено сучасні проблемні аспекти ліквідації техногенних пустот у КЗБ та обґрунтовано, що традиційний метод засипання провальних зон та кар'єрних пустот пустими породами не забезпечує належної геомеханічної стабільності, блокування розвитку деформацій та інтеграцію відновлених земель у промислово-економічний розвиток Криворізького регіону.

6. Проаналізовано існуючі наукові праці та практичні заходи щодо мінімізації впливу гірничих робіт, що дозволило виявити наукову прогалину в питаннях ефективної комплексної ліквідації поверхневих техногенних пустот за допомогою монолітних закладних масивів. Доведено, що світовий досвід вказує на перспективність використання технологій пастового закладання, проте в умовах Кривбасу цей метод потребує наукової адаптації з урахуванням специфіки місцевої мінерально-сировинної бази відходів.

7. Сформовано новий науковий напрям досліджень, який полягає у переході від сипкого до монолітного стану закладного масиву при комплексній ліквідації техногенних пустот для досягнення їх повної геомеханічної та екологічної безпеки. Визначено мету та наукові завдання дисертаційного дослідження, основа яких спрямована на розробку оптимальних складів пастових сумішей на

основі широкого спектру відходів, визначення їх впливу на трансформацію геомеханічного стану масиву при ліквідації пустот та обґрунтування параметрів формування стійких закладних масивів для відновлення територій, їх подальшого раціонального використання та підвищення рівня екологічної безпеки у Криворізькому басейні.

РОЗДІЛ 2

ЕКОЛОГІЧНА НЕБЕЗПЕКА ТЕХНОГЕННИХ ПУСТОТ І ВІДХОДІВ ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНОГО КОМПЛЕКСУ. РОЗРОБКА НОВОЇ КОНЦЕПЦІЇ КОМПЛЕКСНОЇ ЛІКВІДАЦІЇ ПУСТОТ

2.1. Узагальнення та систематизація техногенних об'єктів гірничо- добувних регіонів за рівнем техногенно-екологічної небезпеки

Виявлений широкий за результатом аналізу спектр техногенних об'єктів істотно відрізняється за джерелом виникнення, просторовим положенням, формою прояву, ступенем керованості та характером розвитку в часі. До них належать провальні зони шахт, непогашені підземні пустоти, закриті кар'єри та поверхневі накопичення відходів, кожен із яких характеризується специфічним механізмом формування та особливостями впливу на природно-технічне середовище. Така різноманітність техногенних об'єктів зумовлює необхідність їх упорядкування за сукупністю спільних і відмінних ознак, що дозволяє перейти від локального опису окремих порушень до їх цілісного наукового розгляду як взаємопов'язаних елементів гірничодобувного регіону.

Проте, зазначені об'єкти відрізняються не лише морфологічними та генетичними характеристиками, а масштабом і спрямованістю техногенно-екологічного впливу. Одні з них є домінуючими джерелами геомеханічної небезпеки через ризик розвитку деформацій, обвалень і порушення стійкості масиву, інші формують тривале екологічне навантаження, а окремі зумовлюють суттєві соціально-економічні наслідки у вигляді загрози для населення, інфраструктури та втрати господарського потенціалу територій. За таких умов класифікація техногенних об'єктів є необхідною передумовою для порівняльної оцінки рівня їх небезпеки, встановлення пріоритетності природоохоронних заходів та розроблення комплексних рішень щодо зниження техногенного навантаження у гірничодобувних регіонах.

З метою системного узагальнення та наукового обґрунтування рівня техногенно-екологічної небезпеки об'єктів порушень земної поверхні та надр, що формуються в умовах тривалого інтенсивного видобутку залізних руд, виконано

комплексну багатофакторну систематизацію їх характеристик і факторів небезпеки [77, 86, 154-156]. Диференціацію здійснено на основі ідентифікаційних ознак об'єктів та сукупності геомеханічних, екологічних і соціально-економічних критеріїв оцінки небезпеки, що дозволило не лише об'єктивно порівняти масштаби існуючих загроз, але й виявити взаємозв'язок цих порушень як елементів єдиної природно-техногенної системи гірничодобувного регіону (Табл. 2.1).

Таблиця 2.1 – Систематизація об'єктів гірничодобувних регіонів за класифікаційними ознаками, групами та рівнями техногенно-екологічної небезпеки

Група критеріїв	Ознака/Показник	Види техногенних об'єктів			
		Провальні зони шахт	Підземні пустоти	Закриті кар'єри	Відходи ГМК
Класифікаційні ознаки об'єктів	Джерело виникнення	ПГР	ПГР	ВГР	ПГР/ВГР
	Просторове положення	Глибинні	Глибинні	Глибинні	Висотні
	Характер прояву	Явний	Прихований	Явний	Явний
	Ступінь керованості	Некеровані	Некеровані	Керовані	Керовані
	Характер утворення	Раптові	Поступові	Поступові	Поступові
Групи та рівні техногенно-екологічної небезпеки	Геомеханічні та технологічні	Раптове обвалення/зсув	Високий	Надвисокий	Низький
		Масштаб деформацій	Надвисокий	Високий	Низький
		Порушеність масиву	Надвисокий	Високий	Низький
		Гідрологічні зміни	Надвисокий	Високий	Середній
		Погіршення видобутку	Високий	Середній	Низький
	Екологічні	Деградація ґрунтово-рослинного покриву	Надвисокий	Високий	Середній
		Забруднення атмосфери	Середній	Відсутній	Низький
		Забруднення гідросфери	Середній	Низький	Низький
		Втрата біорізноманіття	Надвисокий	Низький	Середній
	Соціально-економічні	Загроза для населення	Надвисокий	Надвисокий	Низький
		Загроза інфраструктурі	Надвисокий	Надвисокий	Низький
		Економічні збитки	Високий	Високий	Низький
		Втрата економічного потенціалу територій	Середній	Середній	Надвисокий

На підставі виконаної систематизації встановлено, що техногенні порушення, сформовані внаслідок підземної та відкритої розробки родовищ, а також накопичення відходів гірничо-металургійного комплексу, характеризуються різним, але взаємопов'язаним рівнем геомеханічної, екологічної та соціально-економічної небезпеки. Визначено, що пріоритетну небезпеку становлять техногенні пустоти, утворені підземною розробкою, які є основним чинником порушення напружено-деформованого стану масиву гірських порід, та ініціюють розвиток деформаційних процесів і супутніх змін природно-техногенної рівноваги. Закриті кар'єри при цьому виступають додатковими просторовими елементами техногенно порушеного середовища, що впливають на загальну стійкість територій, а відходи гірничо-металургійного комплексу, формуючи основне джерело довготривалого техногенного забруднення, розглядаються як ресурсна основа для розроблення екологічно безпечних технологічних процесів, спрямованих на зниження рівня техногенного ризику, раціональне використання природних ресурсів та забезпечення екологічної безпеки гірничодобувних регіонів.

Встановлений взаємопов'язаний характер розвитку геомеханічних процесів та екологічних наслідків свідчить, що техногенні об'єкти гірничодобувних регіонів функціонують як єдина взаємозалежна система. За таких умов окремий розгляд техногенних об'єктів не дозволяє раціонально оцінити їх загальний вплив на масив гірських порід, земну поверхню та довкілля, що призводить до прийняття локальних, малоефективних рішень. Таким чином, доцільним є застосування саме комплексного підходу до управління геомеханічною та екологічною безпекою техногенних об'єктів гірничодобувних регіонів.

Підсумовуючи узагальнення та систематизацію можна констатувати, що провальні зони шахт і непогашені підземні пустоти є основними джерелами геомеханічної та екологічної небезпеки, відходи ГМК – екологічної, а закриті неглибокі кар'єри формують переважно соціально-економічні обмеження, що пов'язані з вилученням земель, ускладненням їх відновлення й подальшого безпечного використання.

2.2. Вивчення геометричних параметрів та екологічних наслідків розвитку утворених техногенних пустот від впливу підземних і відкритих гірничих робіт

Внаслідок розробки покладів багатих залізних руд значною кількістю шахт у різні періоди часу на земній поверхні вздовж західної частини м. Кривий Ріг утворені десятки провальних воронок та зон зрушень, частина яких засипані пустими породами кар'єрів і шахт. Ідентифікація 15-ти активних глибоких провальних зон на основі картографічного аналізу дозволяє визначити їх сучасне просторове розташування, проте необхідно дослідити їхні геометричні параметри. Форма та розміри провалу є ключовими характеристиками, що відображають взаємозв'язок між масштабами деформацій земної поверхні та гірничотехнічними умовами, за яких відбувалося обвалення земної поверхні. Основним методом визначення геометричних параметрів провальних зон є функція «Профіль рельєфу», що дає змогу будувати поперечні розрізи поверхні вздовж заданої лінії. За допомогою цього інструменту для кожної ідентифікованої провальної зони визначено її максимальну глибину (H) та ширину (B) у поперечному напрямку (вхрест простягання покладу) (Рис. 2.1). Одним з основних питань є визначення динаміки зміни площ провальних зон у часі після досягнення критичної глибини розробки рудних покладів, що характерно для всіх діючих шахт Криворізького залізорудного басейну (КЗБ).

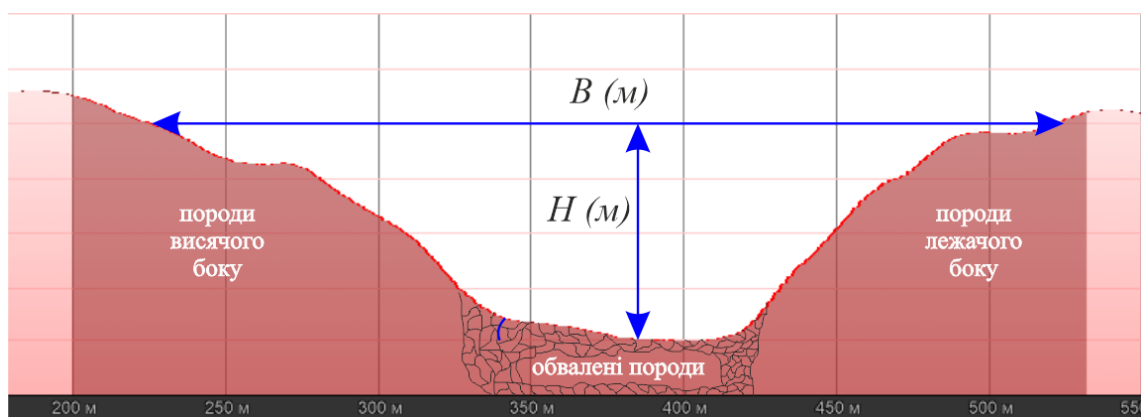


Рисунок 2.1 – Дослідження геометричних параметрів провальних зон за розрізом профілю рельєфу вхрест простягання рудного покладу

Сьогодні не вистачає досліджень щодо вивченості фактичних значень геометричних параметрів існуючих провальних зон. Геометричні параметри провальних зон, такі як максимальна ширина, глибина та загальна площа порушеної поверхні, є ключовими індикаторами розвитку деформацій, які можуть свідчити про активні або пасивні процеси зрушення. Визначення цих параметрів у поєднанні з аналізом гірничотехнічних умов формування провалів сприятиме науковому розумінню процесів фактичного провалоутворення й зсувів масиву гірських порід під впливом підземного видобутку.

У цьому контексті пропонується визначити коефіцієнт форми провалу (k_{ϕ}), що дозволяє встановити співвідношення між вертикальними і горизонтальними масштабами обвалення скельних порід і наносів та виявити тенденції їх утворення залежно від системи розробки рудних покладів:

$$k_{\phi} = \frac{H_{np}}{B_{np}}, \quad (2.1)$$

де H_{np} – глибина провальної зони; B_{np} – ширина провальної зони вхрест простягання рудного покладу.

Для систематизації фактичних провальних зон було визначено їх належність до шахт, що здійснювали чи здійснюють видобуток у досліджуваному регіоні, а також встановлено зв'язок між їх геометричною формою та видом системи розробки рудних покладів. Проаналізовано основні геометричні параметри провальних зон, включаючи площу, максимальну ширину та глибину, що дозволило оцінити масштаби деформаційних процесів. Розраховано коефіцієнт форми провалу, який характеризує співвідношення глибини та ширини, що є важливим для типізації зон за їхньою морфологією та механізмом утворення. Результати вищезазначених досліджень сформовано у Таблицю 2.2 [44]. Фактичні дані демонструють, що провальні зони, утворені внаслідок підземного видобутку залізних руд, мають широкий діапазон значень як за глибиною, так і за шириною, що залежить від геомеханічних властивостей порід, системи розробки та процесів вторинного осідання. Характер даних вказує, що при збільшенні глибини провалу ширина має тенденцію до зростання, однак значне розсіювання даних свідчить про вплив додаткових гірничо-геологічних факторів, що підтверджується коефіцієнтом 0,62.

Таблиця 2.2 – Характеристика геометричних параметрів
основних існуючих провальних зон шахт КЗБ

Номер провалу	Шахта, рудоуправління	Система розробки рудних покладів	S , га	B , м	H , м	k_{ϕ}
1	«Тернівська»	Підповерхово-камерна – 85% Підповерхове обвалення – 15%	16,5	410	107	0,26
2			7,0	340	92	0,27
3			3,7	260	60	0,23
4			5,7	240	20	0,08
5			2,0	185	28	0,15
6			2,0	170	32	0,19
7	«Ім. Колчевського», «Тернівська»	Поверхово-камерна – 100% Системи розробки ш. «Тернівська»	42,0	530	108	0,20
8	«Козацька»	Поверхово-камерна – 31%	38,5	600	140	0,23
9		Підповерхово-камерна – 43%	1,7	150	60	0,40
10		Підповерхове обвалення – 26%	4,6	275	57	0,21
11	«Комсомольська-1» (закрита)	Підповерхово-камерна – 100%	3,4	180	280	1,56
12			12,0	280	115	0,41
13	«Ювілейна»	Підповерхове обвалення – 80%	13,5	370	50	0,14
14		Підповерхово-камерна – 20%	8,5	250	30	0,12
15	«Північна» (закрита) рудоуправління «Ім. Кірова»	Підповерхове обвалення – 100%	4,0	325	43	0,13

Примітка: S – площа порушеної земної поверхні; B – максимальна ширина провальної зони вхрест простягання рудного покладу; H – максимальна глибина провальної зони, k_{ϕ} – коефіцієнт форми провальної зони

Важливим чинником, що визначає геометричну форму провалу, є кут падіння покладу [157], який перерозподіляє гравітаційні навантаження та зумовлює асиметрію зони зрушення. При пологому заляганні ($\alpha = 40 - 50^\circ$) вага налягаючих порід розподіляється на більшу площу покрівлі, що сприяє формуванню широких, але неглибоких провалів. При крутому заляганні ($\alpha = 60 - 70^\circ$) вектор гравітаційного тиску спрямований уздовж падіння покладу, що призводить до стрімкого обвалення порід висячого боку, формуючи вузькі провали з більшою амплітудою вертикальних зміщень.

Провальні зони, що утворилися внаслідок застосування підповерхового обвалення руди та порід, демонструють значення у діапазоні до 0,15, що вказує на ширше горизонтальне поширення деформацій відносно їх глибини. У геотехнічних умовах застосування комбінації систем розробки в межах шахтного поля

значення коливаються у межах 0,15 – 0,30, що свідчить про більшу глибину провалів при меншій горизонтальній амплітуді поширення. Найвищі значення 0,30 – 1,56 характерні для вузьких і глибоких провалів, що пов'язано з інтенсивним обваленням порід висячого боку при розробці переважно камерними системами розробки. Варіативність коефіцієнта форми навіть у межах однієї системи розробки пояснюється впливом різних фізико-механічних властивостей порід, глибини розробки, потужності рудних покладів та умов їх залягання. Подібні висновки за фізичним змістом наводяться й в інших дослідженнях [103], де зазначено, що при системах розробки з обваленням формуються прогнозовані зони зрушення з плавним осіданням, тоді як при камерних системах можливе утворення локалізованих провалів, що виникають раптово та залежать від глибини розробки і властивостей порід. Сьогодні провали 1 – 12 (Табл. 2.2) загрожують інфраструктурі Тернівського та Покровського районів м. Кривий Ріг.

Важливим питанням залишається оцінка того, чи продовжується сьогодні збільшення розмірів провалів, чи вони перебувають у стадії стабілізації. Для цього необхідно не лише визначити поточні просторові характеристики провальних зон, але й проаналізувати їхню динаміку змін, що дозволить виявити тенденції розвитку та можливі ризики для прилеглих територій.

У результаті комплексної обробки, просторової прив'язки та векторизації масивів даних дистанційного зондування Землі було відтворено еволюційну картину формування зони зрушення над відпрацьованим простором ш. «Козацька» [44, 158]. Для візуалізації масштабів і характеру техногенного впливу відібрано найбільш репрезентативні просторово-часові фрагменти, що ілюструють основні етапи деформації земної поверхні впродовж 84-річного періоду моніторингу (Рис. 2.2). Представлений хронологічний візуальний ряд демонструє не лише кількісний приріст площі провальної зони, але й фіксує якісні зміни контурів руйнування та просторову асиметрію розвитку відносно головної осі простягання рудного покладу. Аналіз даного рисунка свідчить, що найбільш ранній із доступних знімків стану земної поверхні в межах гірничого відводу ш. «Козацька» датується 1941 роком.

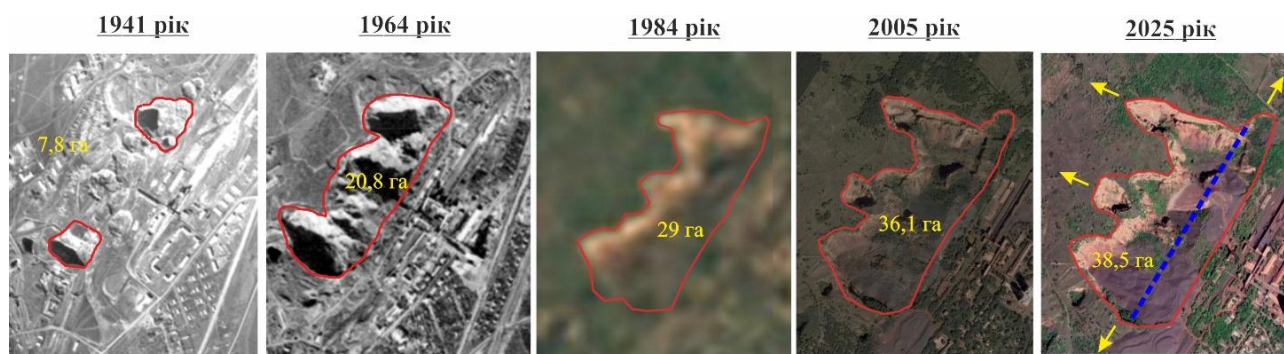


Рисунок 2.2 – Хронологічні фрагменти розвитку провальної зони ш. «Козацька»

На знімку чітко зафіксовано дві первинні ізольовані провальні воронки загальною площею 7,8 га, між якими також візуалізуються невеликі кар'єри, що відпрацьовували виходи рудного тіла під наноси.

Враховуючи історичні дані про те, що підземна розробка старими шахтами на цій ділянці розпочалася ще у 1907 році, а системний інтенсивний видобуток розгорнувся з 1923 року, можна стверджувати, що розвиток початкових обвалень земної поверхні припадає на часовий інтервал 1923 – 1941 рр. У подальші десятиріччя гірничі роботи активно розвивалися по площі найбільшого рудного покладу «Східний-Північний», що супроводжувалося формуванням значних об'ємів підземного виробленого простору. Як наслідок, інтенсифікація процесів зрушення та руйнування налягаючої товщі порід призвела до поступового розширення локальних провальних воронок та їхнього закономірного поєднання в єдину суцільну провальну зону з вже поступовим збільшенням її контуру.

Слід відзначити, що просторовий розвиток провальної зони ш. «Козацька» має чітко виражений анізотропний характер і визначається геометрією рудного покладу та умовами зрушення масиву гірських порід. Аналіз сучасного стану на 2025 р. показує, що основне розширення провальної зони відбувається вздовж простягання покладу, що підтверджується орієнтацією витягнутої форми провалу та напрямком його подовження, який збігається з напрямком простягання рудного покладу (синя пунктирна лінія). У поперечному напрямку виділяються локальні ділянки інтенсивного розростання по периферії провальної зони, які приурочені до бортів та ділянок із підвищеною тріщинуватістю масиву та

проявами екзогенних процесів й призведе до поступового утворення нових тріщин на земній поверхні зі сторони висячого боку. Такий характер просторового розвитку обумовлює поступове залучення до зони впливу прилеглих територій, зокрема природних ландшафтів, ділянок ґрунтово-рослинного покриву та елементів інфраструктури, розташованих у напрямках подальшого поширення провалу, що створює потенційні ризики їх деградації та потребує розробки нових заходів з його блокування. Важливо зазначити, що засипка провальних зон пустими шахтними породами вірогідно не вирішить проблеми, адже насипний масив володіє пустотністю та здатністю до ущільнення.

У результаті визначення зміни площі провальної зони ш. «Козацька» за супутниковими знімками у досліджуваній проміжок часу виявлена залежність зміни у часі, що ілюструється на Рисунку 2.3. Аналіз результатів показує виражену динаміку зміни площі провальної зони шахти у часі, при цьому характер залежності найбільш точно, як з математичної, так і з геомеханічної точок зору, описується логарифмічною функцією.

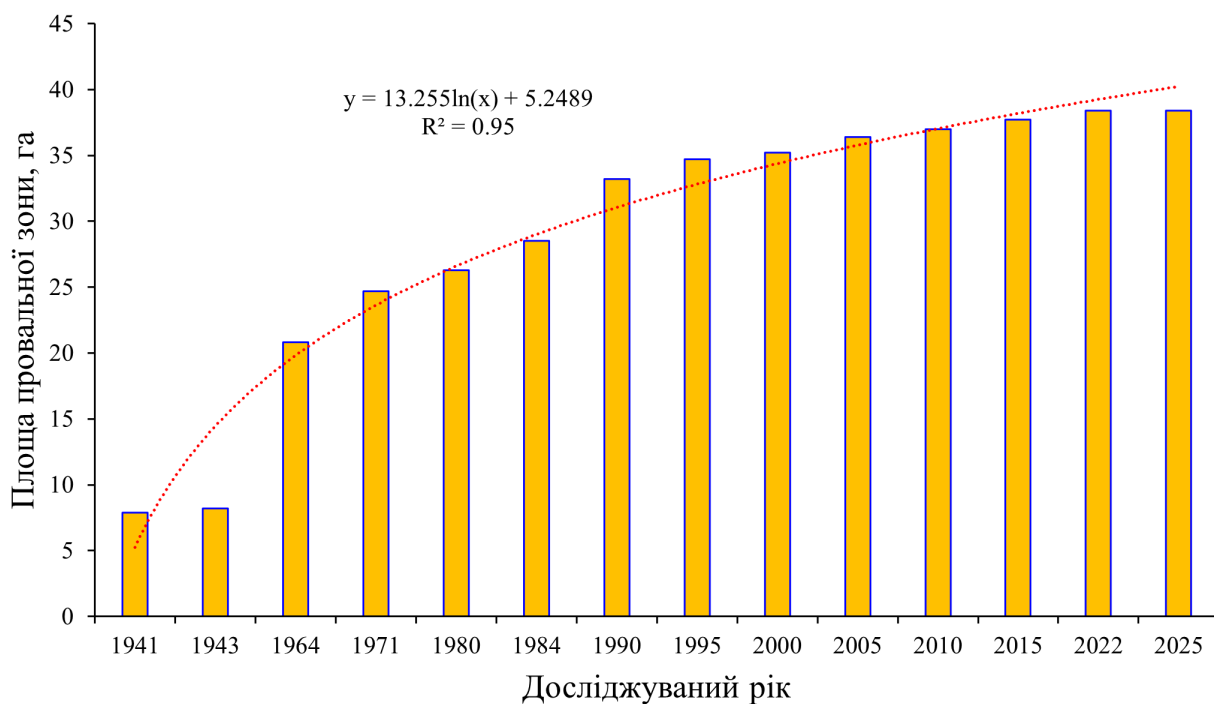


Рисунок 2.3 – Динаміка історичної зміни площі провальної зони ш. «Козацька» за період 1941 – 2025 рр.

Така математична модель адекватно відображає фізичну суть механізму зсувних процесів, де початковий інтенсивний розвиток обвалення земної поверхні змінюється ефектом поступового затухання та просторової стабілізації обваленого масиву гірських порід і, як наслідок, провальної зони на земній поверхні. Хронологічний аналіз графіка дозволяє виокремити дві виразні фази прояву деформацій земної поверхні. Перша фаза, що включає період 1941 – 1990 рр., характеризується інтенсивним руйнуванням земної поверхні та активним формуванням провальних форм і за цей період площа порушених земель стрімко зросла з 7,9 до 33,2 га, а приріст складає понад 320%. Виявлена кількісна динаміка повністю узгоджується з уявленнями криворізьких вчених, зокрема з дослідженнями проф. М. І. Ступніка [109] щодо наявності певної критичної глибини розробки, після досягнення якої активна стадія зрушення припиняється. Таке геомеханічне явище пояснюється тим, що обвалені у вироблений простір породи формують торцевий розпір та защемлення, підтримуючи підроблений масив. Для гірничо-геологічних умов ш. «Козацька» така критична глибина становить близько 600 м. Враховуючи, що глибина гірничих робіт у 1964 році складала 550 м, а до 1986 року досягла 1100 м, саме в цей період відбувся перехід через критичну позначку й простежується найбільш виражена кінетика розширення провалу.

Друга фаза, яка наступила орієнтовно з 1990 років і дотепер, ідентифікується як стадія затухання процесів деформації вже без ознак масштабних активних руйнувань. Так, за останні 35 років приріст площі значно сповільнився і склав 5,2 га, тобто 15,6%. Проте, отримані результати дослідження акцентують увагу на важливому аспекті, якому раніше не приділялося достатньої уваги, – незважаючи на настання фази відносної стабілізації, просторове розширення провальної зони не зупиняється повністю, а продовжується зі зниженою швидкістю. На погляд автора такий геомеханічний феномен пояснюється синергетичним ефектом комплексної дії гірничотехнічних та природних факторів. З одного боку, в порушеному масиві висячого боку ще реалізуються залишкові деформації, зумовлені вторинним ущільненням обрушених порід та їх частковим перепуском у вироблений простір під час відпрацювання глибших горизонтів. З іншого

боку, відкрита провальна зона зазнає впливу екзогенних кліматичних чинників, а саме водної та вітрової ерозії, внаслідок яких відслонення скельних бортів і наносні породи продовжують руйнуватися та сповзати у провальний простір.

Науковий інтерес становить розвиток площ провальних зон як в умовах діючих шахт, так і закритих шахт. Для доведення техногенно-екологічної небезпеки провальних зон шахт здійснено дослідження їх розвитку на підставі визначення зміни контурів та площ у просторі та часі у фазі затухання, тобто з 1984 по 2025 р [44, 158, 159]. Об'єктами досліджень є 2 провальні зони, що перебувають під активним впливом підземних робіт діючих шахт «Козацька», «Ювілейна» та 3 провальні зони закритих шахт. Дослідження розвитку провальних зон у часі базується на використанні ГІС-технологій, а саме аналізі історичних супутникових знімків (Sentinel-1, 2) у програмі Google Earth, що дозволило простежити просторову та часову динаміку змін їх площ по поверхні (Рис. 2.4).

Встановлено, що площа провальних зон закритих шахт без активного впливу підземних робіт протягом досліджуваного періоду змінюється помірно за лінійними залежностями, а провалів діючих шахт з активним впливом підземних робіт – за логарифмічними залежностями з поступово наростаючим характером.

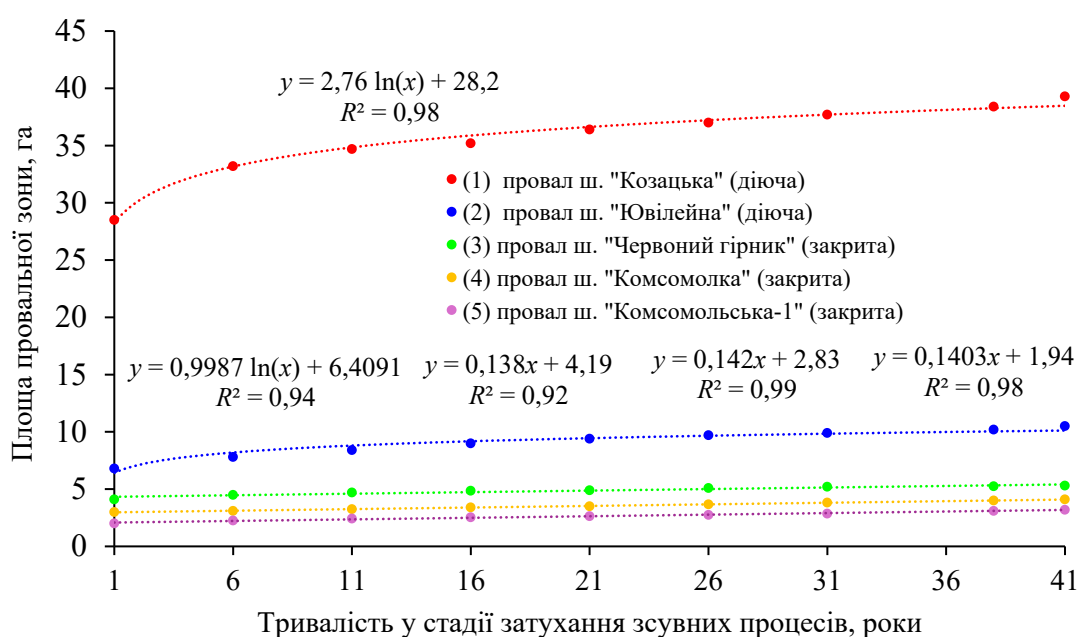


Рисунок 2.4 – Закономірності зміни площі провальних зон у фазі затухання зсувних процесів в умовах діючих та закритих шахт

Визначено, що площі провалів діючих шахт у постобвальній фазі збільшились у 25 – 33%, що свідчить про їх подальший розвиток у часі й просторі та руйнівний вплив на прилеглі території. Результати доводять, що в умовах діючих шахт на розширення провалів переважно має місце вплив залишкових деформацій у масиві, тоді як закритих шахт – ерозійні процеси, і саме провальні зони діючих шахт становлять техногенно-екологічну небезпеку для прилеглих територій.

Отримані результати дозволяють стверджувати, що поступове розширення провальних зон створює постійну загрозу для прилеглої інфраструктури, а також сприяє деградації ґрунтового покриву та природних екосистем, що функціонують на контакті з активною провальною зоною. У подальшому досліджується стан рослинності на прилеглій території до провальної зони ш. «Козацька» [158].

Сьогодні для оцінки впливу підземних гірничих робіт на стан земної поверхні пріоритетне значення мають непрямі методи дослідження, зокрема дистанційне зондування Землі (ДЗЗ) [160; 161]. Використання багатоспектральних супутникових даних дозволяє забезпечити високу періодичність моніторингу та об'єктивність аналізу масштабних територій гірничих відводів та їх впливу на рослинний стан земної поверхні. Значний масив сучасних наукових праць сконцентрований на вивченні деформацій земної поверхні та трансформації верхнього ґрунтово-рослинного шару внаслідок розробки переважно пологих пластових родовищ, а саме вугільних родовищ [162; 163]. У таких умовах основна увага дослідників зосереджена на механізмах формування мульд осідання, де зрушення відбуваються порівняно плавно, а також на питаннях моніторингу ефективності подальшої біологічної рекультивації цих земель [164; 165]. Проте, незважаючи на досягнення поза увагою наукової спільноти залишається аналіз еволюції саме утворених масштабних провальних зон, що характерні для інтенсивного підземного видобутку залізних руд та ймовірну поступову деградацію ландшафтів на прилеглих територіях, що потребує вивчення вегетаційних індексів, зокрема NDVI.

Територією дослідження, де вивчалась змінність рослинності були прилеглі до провальної зони ш. «Козацька» буферні зони на відстані від її контуру до 50 і до 100 м відповідно, а також контрольна ділянка лісостепоного ландшафту, без ознак впливу гірничих робіт на відстані 500 м у північно-східному напрямку

від основної провальної зони ш. «Козацька». Слід зазначити, якщо при дослідженні динаміки розвитку у просторі й часі приймалась загальна провальна зона ш. «Козацька», то при дослідженні зміни рослинного покриву провальна зона поділена на провал 1 (основний) та провал 2, що виник у 1990 році, адже між ними ще досі зберігається ділянка ґрунтово-рослинного покриву 50 м. На досліджуваній території визначалися характеристики змін рослинності за період 2016 – 2025 рр. Для оцінки змін характеристик рослинних угруповань на дослідженій території у просторі та часі використовувались технології дистанційного зондування, а саме багатоспектральні аерофотознімки від супутнику Sentinel-2, який веде місію з 2015 року. Перевагою використання знімків даного супутнику є відносно висока роздільна здатність кольорових та інфрачервоного каналів, необхідних для розрахунку вегетаційних індексів, а також частота зйомки в середньому раз на тиждень і доступний репозиторій архівних аерофотознімків онлайн-ресурсу Copernicus Open Hub Access [166].

Для оцінки характеристик рослинних угруповань використовувався нормалізований вегетаційний індекс NDVI, що ототожнюється із фотосинтетично активною фітомасою та має сьогодні широке застосування через простоту розрахунку й чітку інтерпретацію його значень. Даний індекс розраховується за формулою:

$$NDVI = (NIR - RED) / (NIR + RED),$$

де *RED* – значення відбиття від земної поверхні, що надходить на сенсор супутника в червоному діапазоні; *NIR* – відповідно в інфрачервоному діапазоні.

Таким чином, значення NDVI завжди перебуватиме в діапазоні від -1 до 1 та може бути охарактеризовано наступним чином для зонування земної поверхні: $NDVI < 0$ – водні об'єкти, каміння, забудова тощо; від 0 до 0,3 – відкритий ґрунт; від 0,3 до 0,4 – розряджена або пригнічена рослинність; від 0,4 до 0,5 – нормальна рослинність степового ландшафту; вище за 0,5 – густа рослинність, деревостан тощо. Фізичний сенс цього індексу полягає в тому, що у видимій області спектру (0,4 – 0,7 мкм) лежить максимум поглинання сонячної радіації хлорофілом вищих судинних рослин, а в інфрачервоній області (0,7 – 1,0 мкм) знаходиться область максимального відображення клітинних структур листа. Тобто висока

фотосинтетична активність, що пов'язана, як правило, з густою рослинністю веде до меншого відображення у видимій області спектру і більшому в інфрачервоній.

Відбір та аналіз аерофотознімків для аналізу індексу NDVI здійснювався з врахуванням відсутності хмар на відповідний період часу та у піковий період вегетативної активності зелених насаджень, який зазвичай припадає на другу половину червня. Попередня обробка аерофотознімків здійснювалася в програмі SNAP 12 із подальшим експортом вегетаційних індексів та композитних RGB зображень до зформованої геоінформаційної системи в програмі ESRI ArcGIS Desktop 10 для проведення геопросторового аналізу (Spatial Analyst).

Для наочного відображення характеристик зміни рослинності на прилеглий до провальної зони території було виконано картографування досліджених ділянок за вегетаційними індексами, результати якого представлено на Рисунку 2.5. Верхня пара мап (Рис. 2.5а, б) візуалізує просторовий розподіл вегетаційного індексу NDVI за літні періоди 2016 і 2025 років. Візуальний аналіз засвідчує помітне погіршення стану рослинного покриву в межах буферних зон довкола провальних зон у 2025 році порівняно з 2016, тоді як на контрольній ділянці фітомаса залишається візуально стабільною. Результати зонально-статистичного аналізу, проведеного у межах досліджуваних полігонів, кількісно підтверджують цю тенденцію. Станом на 2016 рік середньозважені значення індексу становили 0,400 і 0,420 для ближньої (50 м) та дальньої (100 м) буферних зон відповідно, і 0,450 для контрольної ділянки. Проте, у 2025 році ці показники деградували до 0,361 та 0,385 для відповідних буферних зон, у той час як на контрольному полігоні значення залишилося майже незмінним (0,448). Загалом значення NDVI впродовж усього періоду моніторингу варіювали в діапазоні від -0,071 до 0,700, що було прийнято за єдину базову макрошкалу для коректного порівняльного картографування. Значення NDVI за весь період спостережень в межах досліджених ділянок перебували в діапазоні від -0,071 до 0,7, що стало базовою шкалою для відображення на мапах. На нижній парі мап (Рис. 2.5в, г) представлено усереднені значення NDVI за період 2016 – 2025 рр., отримані шляхом калькуляції відповідних растрів, що дає більш вагому характеристику стану рослин через нівелювання сезонних (річних) коливань.

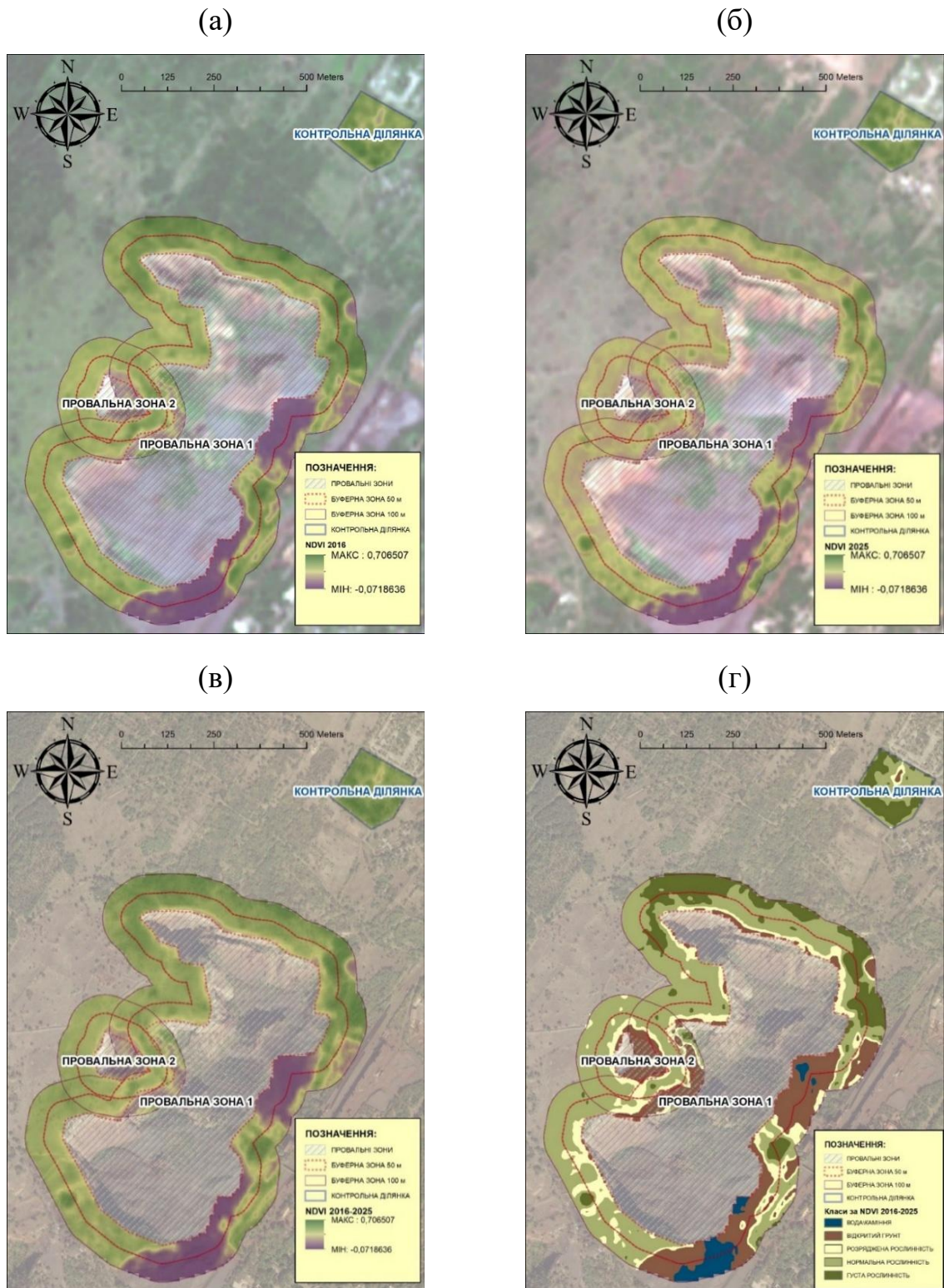


Рисунок 2.5 – Аналіз динаміки стану рослинності за показником NDVI:

- (а) ситуація на червень 2016 р.; (б) ситуація на червень 2025 р.;
- (в) усереднені значення за період 2016 – 2025 рр.; (г) класифікація за усередненими значеннями NDVI за період за період 2016 – 2025 рр.

Отже, за період 2016 – 2025 рр. усереднені показники NDVI становили 0,425 і 0,445 для ближньої та дальньої буферної зони відповідно, та 0,493 для контрольної ділянки. Нижня права мапа (Рис. 2.5г) уточнює розподіл за класами NDVI на досліджених ділянках. Результати зонально-статистичного розподілу площ за класами NDVI представлені у Таблиці 2.3. Аналіз даних таблиці кількісно підтверджує виражену зміну структури та якості рослинного покриву залежно від віддаленості від краю провальних зон.

Таблиця 2.3 – Зонування розподілу території навколо провальних зон за класами NDVI та контрольної ділянки (усереднені значення за 2016 – 2025 рр.)

Територія	Вода\каміння		Ґрунти		Розріджена рослинність		Нормальна рослинність		Щільна рослинність	
	м ²	%	м ²	%	м ²	%	м ²	%	м ²	%
<i>На відстані 0 – 50 м від провальних зон</i>										
Провальна зона 1	5100	3,4	36100	24,0	28100	18,6	65700	43,6	15700	10,4
Провальна зона 2	0	0,0	4000	13,6	9200	31,2	16100	54,6	200	0,7
Сума (середній, %)	5100	2,8	40100	22,3	37300	20,7	81800	45,4	15900	8,8
<i>На відстані 50 – 100 м від провальних зон</i>										
Провальна зона 1	7800	4,8	33000	20,1	16400	10,0	72500	44,2	34200	20,9
Провальна зона 2	0	0,0	10900	24,1	6800	15,0	26000	57,5	1500	3,3
Сума (середній, %)	7800	3,7	43900	21,0	23200	11,1	98500	47,1	35700	17,1
Контрольна ділянка	0	0,0	500	1,8	1200	4,3	12400	44,8	13600	49,1

Так, у ближній буферній зоні, на відстані 0 – 50 м від провальних зон, ступінь озеленення становить близько 75%, при цьому на розріджену рослинність припадає 20,7%, на нормальну 45,4%, а на щільну лише 8,8%. З віддаленням від контурів провальних зон до 50 – 100 м чітко простежується тенденція до покращення стану фітоценозів. Основним індикатором послаблення техногенного впливу провальної зони є якісна трансформація класів NDVI. Визначено, що частка розрідженої рослинності зменшується майже вдвічі, до 11,1%, частка нормальної рослинності дещо зростає до 47,1%, а щільної майже вдвічі, до 17,1%. При цьому загальний ступінь

озеленення залишається близьким до 75%, що свідчить про якісне покращення структури рослинного покриву з віддаленням від провальних зон. Для об'єктивного порівняння еталонна контрольна ділянка лісостепового ландшафту, яка не зазнає впливу гірничих робіт, демонструє принципово інший зонально-статистичний розподіл. Визначено, що ступінь її озеленення сягає понад 98%, причому 49,1% площі вкрито щільною рослинністю, ще 44,8% припадає на нормальну рослинність, а розріджена рослинність та відкриті ґрунти становлять лише 4,3 та 1,8% відповідно.

Детальний зонально-статистичний розподіл доводить, що провальна зона виступає не лише фактором повного руйнування земної поверхні під час масового обвалення, але й фактором пригнічення прилеглих природних екосистем у подальшій перспективі. Важливо, що негативний вплив має яскраво виражений градієнтний характер прояву, що призводить до помітного розрідження фітомаси у міру наближення до контуру провальної зони.

Для детального розуміння часової еволюції стану фітоценозів проаналізовано динаміку середньозважених значень NDVI основної провальної зони 1 (ш. «Козацька»), що дозволяє простежити характер реакції рослинності у досліджуваних буферних зонах і на еталонній ділянці протягом періоду моніторингу (Рис. 2.6).

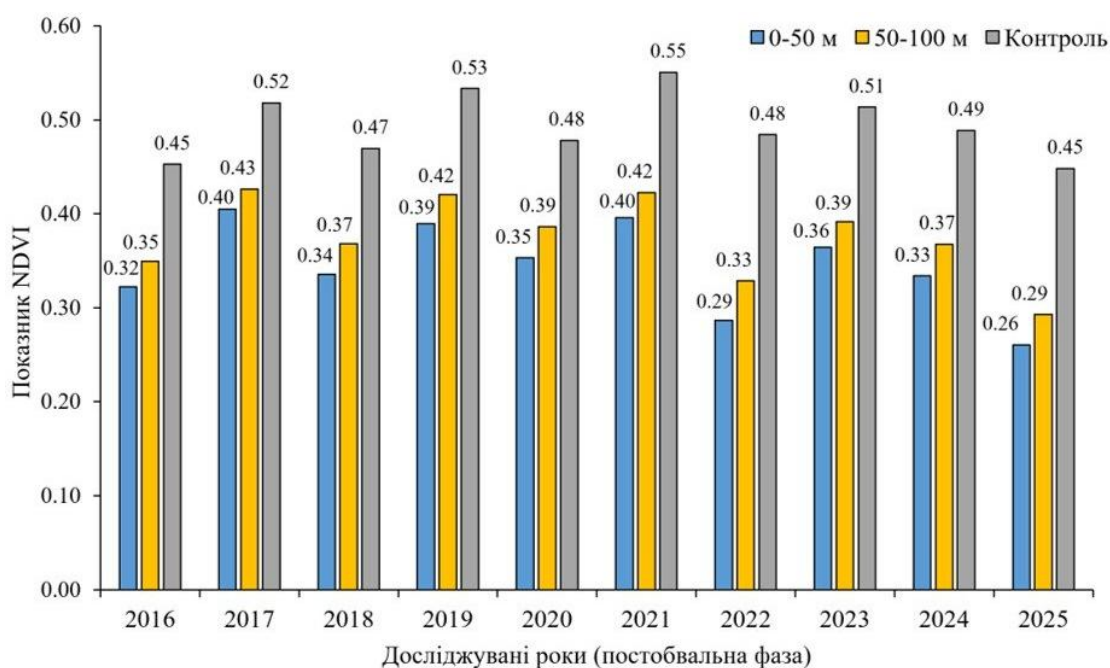


Рисунок 2.6 – Динаміка зміни середніх значень NDVI рослинного покриву прилеглих до основної провальної зони ш. «Козацька» територій за 2016 – 2025 рр.

За результатами досліджень встановлено, що стійкої математичної залежності зміни NDVI із достатнім кореляційним зв'язком у часі не виявлено, оскільки регіональні гідрометеорологічні фактори, одночасно впливають як на досліджувані буферні зони, так і на контрольну ділянку. Міжрічні коливання NDVI у буферних зонах і на контрольній ділянці мають переважно синхронний характер, що підтверджує вплив регіональних природних факторів на стан рослинності. Тому саме техногенний вплив провальної зони оцінено за усередненими значеннями NDVI за досліджуваний період відносно природного фону, що дозволило мінімізувати вплив зазначених факторів.

Встановлено, що усереднене значення NDVI знижується з 0,49 на контрольній ділянці до 0,36 у межах прилеглої до провалу території 0 – 100 м, або на 27%, при цьому виявлено просторовий градієнт пригнічення рослинності. Середнє значення NDVI становить 0,38 у зоні 50 – 100 м і знижується до 0,34 у зоні 0 – 50 м, що свідчить про посилення техногенного впливу з наближенням до контуру провальної зони. Виявлене пригнічення рослинності кількісно підтверджує, що поступове неконтрольоване розширення провальної зони внаслідок залишкових деформацій масиву та ерозійних процесів у постобвальній фазі призводить до виснаження прилеглого рослинного покриву та зменшення його біомаси. Очевидно, що утворений провальний простір діючої шахти потребує дієвих способів закладання для мінімізації подальшого поширення площі провальної зони.

Окрім провальних зон шахт, значна кількість наявних у КЗБ непогашених підземних пустот становить техногенну небезпеку, особливо при розташуванні у зоні їх впливу різних об'єктів: природних (ліси, водойми), об'єкти промислової та цивільної інфраструктури міста та гірничі об'єкти (кар'єри, промислові майданчики шахт тощо). Наявність непогашених пустот при переважно незначній глибині їх розташування до земної поверхні (50 – 200 м) дає підставу розглядати ці пустоти як об'єкти для закладання монолітними способами з метою усунення техногенної небезпеки раптових обвалень земної поверхні.

У роботі [132] зазначається, що у масиві гірських порід східного борту Глеюватського кар'єру (ПрАТ «Центральний ГЗК») ідентифікується наявність низки пустот від розробки рудних покладів різними шахтами, об'єми яких знаходяться у діапазоні від 50 до 600 тис. м³.

Сьогодні достовірно визначити просторове положення непогашених пустот та їх прогностичні геометричні параметри у масиві гірських порід КЗБ можна двома способами:

- аналіз та систематизація існуючої маркшейдерської документації та планів гірничих робіт діючих і закритих шахт;
- моніторинг геомеханічного стану масиву гірських порід сучасними геофізичними методами дослідження [167], такими як аудіомагнітотелуричне та аудіомагнітоваріаційне зондування, резонансно-акустичне профілювання і метод природного імпульсного електромагнітного поля Землі.

Першочерговим завданням при встановленні геопросторового розташування непогашених підземних пустот у надрах повинно стати вивчення безпосередньої необхідності їх ліквідації, яка виражається у визначенні високого ступеня ймовірності формування провалів на земній поверхні. Так, на основі обробки значної кількості статистичної інформації щодо відпрацювання сліпих рудних покладів у КЗБ, сьогодні попередніми вченими встановлені наступні умови високої вірогідності провалів земної поверхні [70]:

- низька міцність налягаючих порід $f = 2 - 5$, що контактують зі сліпим рудним покладом, в умовах яких, при порівняно невеликих розмірах відслонення, стійке склепіння рівноваги не виникає;
- певне співвідношення виймальної потужності та глибини залягання рудного покладу, а саме $H_3 / m_6 \leq 10$, при якому обвалення корінних порід від розробки сліпого рудного покладу доходить до земної поверхні;
- відношення меншого з двох розмірів виробленого простору у площині рудного покладу до глибини залягання верхнього контуру сліпого покладу, а саме при $5 < f > 5$ і виразу $H_3 / l \leq 2,5$.

Однак, раптові обвалення земної, що періодично виникають у полях старих закритих шахт Кривбасу дають підставу висунути гіпотезу, що існує приграничний до обвалення стан масиву навколо підземних пустот, своєчасне виявлення котрого дозволяє застосувати заходи ліквідації пустот через попереднє заповнення їх простору закладною сумішшю. Для мінімізації геомеханічної небезпеки

обвалень при розробці сліпих рудних покладів застосування монолітного закладання є раціональним підходом, що забезпечить стабілізацію гірничого масиву, перерозподіл напружень та зниження ризику деформацій земної поверхні. Заповнення виробленого простору сприяє зміцненню склепіння природної рівноваги та обмеженню зони впливу гірничих робіт. Проте, необхідно дослідити закономірності ймовірності переходу масиву у стадію руйнування залежно від механічних властивостей закладного масиву та параметрів залягання рудних покладів.

Пріоритетним завданням повинно стати виявлення цих небезпечних і непогашених підземних пустот у зонах близького розташування ідентифікованих провальних зон шахт і кар'єрів вздовж західної частини м. Кривий Ріг, що дозволить забезпечити комплексний підхід до їх ліквідації разом з іншими видами пустот – провальні зони шахт і непогашені кар'єрні пустоти.

Попередніми дослідженнями ідентифіковані вироблені простори недіючих кар'єрів, над якими порушена земна поверхня не відновлена вже достатньо тривалий час. Це закриті кар'єри колишніх рудоуправлінь «Ім. К. Лібкнехта» та «Ім. Кірова», які у 70 – 80-х роках ХХ століття розробляли запаси багатих мартизових руд 5-го залізистого горизонту, рудні поклади котрих виходили на земну поверхню (поклад «Паралельний кар'єр № 2»). Після відпрацювання покладів до глибин 40 – 60 м було прийнято рішення про подальшу розробку запасів підземним способом. Для встановлення геометрії виробленого простору досліджуваних кар'єрів вивчалися супутникові знімки у Google Earth, наявні фотографії в інформаційних джерелах і згідно технологічних особливостей елементів відкритої розробки уточнено їх технологічні елементи, систематизовані в Таблицю 2.4. Оскільки під кар'єрами розташовані підземні гірничі виробки, що сформувалися внаслідок переходу від відкритої до підземної розробки, їх незаповненість створює ризики зрушень, просідань та проникнення поверхневих вод у шахтні горизонти. Монолітне закладання здатне не лише стабілізувати стан бортів кар'єрів, а й створити у їх пустотах герметичний закладний масив, що ізолює підземні виробки, запобігає фільтрації води та забезпечує довготривалу геомеханічну стійкість. Це сприятиме ліквідації техногенних ризиків і подальшій інтеграції відновленої земної поверхні площею близько 40 га у промислово-економічний сектор міста.

Таблиця 2.4 – Параметри утворених недіючих кар'єрних пустот у КЗБ

Параметри	Кар'єр РУ «Ім. К. Лібкнехта»	Кар'єр РУ «Ім. Кірова»
Порушена площа, га	25	12
Довжина, м	770	260
Ширина, м	250 – 300	220
Глибина, м	50 – 60	45
Об'єм пустот, млн. м ³	7,0	3,5
Кількість уступів, од	5,0	4,0
Висота уступу, м	10 – 13	10 – 12

Отже, розвиток наукових основ нового підходу, що ґрунтується на застосуванні монолітних способів закладання техногенних пустот, сьогодні повинен бути орієнтований на ліквідацію геомеханічної та екологічної небезпеки саме ідентифікованих провальних зон, вироблених просторів недіючих кар'єрів та виявлених геофізичними методами досліджень непогашених підземних пустот з обов'язковим врахуванням можливості досягнення їх комплексного, мобільного та безперебійного заповнення відповідно до пріоритетності, особливостей кожного типу пустот та їх взаємного розташування. Кожен із зазначених видів техногенних пустот, що сформувалися під впливом підземних і відкритих гірничих робіт, вимагає диференційованого підходу до вибору технологій монолітного закладання, які повинні враховувати геотехнічні умови їх утворення.

2.3. Вивчення мінерально-сировинної бази відходів ГМК Кривбасу

На території України накопичено багато різновидів промислових відходів внаслідок економічної діяльності підприємств різних галузей економіки. Серед безлічі варіантів накопичених промвідходів для застосування у монолітних способах закладання підходять певні їх види. Для розвитку напрямів закладання техногенних пустот Криворізького залізорудного басейну доцільно прийняти до уваги світовий досвід закладних робіт та виявити найбільш придатні й широко розповсюджені види закладних матеріалів, що застосовуються на практиці.

Вивчався досвід використання закладних матеріалів на рудниках низки країн світу, де набуло розповсюдження закладання виробленого простору

підземних пустот. Проаналізовано склади закладних сумішей 25-ти рудників і шахт різних країн, таких як Китай, Австралія, США, Канада, Швеція, Україна та Казахстан для виявлення найбільш пріоритетних видів матеріалів природного та техногенного походження, що можуть використовуватись як компоненти для закладання техногенних пустот. У Китаї виявлено найбільше застосування технологій закладання на шахтах і рудниках [90, 168], що пов'язано зі значною щільністю населення та об'єктів інфраструктури, де небезпека просідання земної поверхні може призвести до катастрофічних наслідків. На Рисунку 2.7 наведено діаграми найбільш розповсюджених закладних матеріалів. Пріоритетними матеріалами для в'язучих речовин слугує сировина техногенного походження, зокрема цемент, мелені доменні гранульовані шлаки та зола-виносу. Розповсюдження інертних наповнювачів (Рис. 2.7б) показує, що розглянуті рудники та шахти у 85% випадків використовують в пріоритеті матеріали техногенного походження.



Рисунок 2.7 – Діаграми розповсюдження закладних матеріалів при твердіючому закладанні підземних пустот: (а) в'язучі матеріали; (б) інертні наповнювачі

Це викликано близькістю місць їх накопичення до родовища, що розробляється, та відповідністю фізичних і хімічних властивостей встановленим вимогам. Використання природних матеріалів спостерігається у випадках, коли поблизу родовища відсутні накопичення техногенних відходів. Отже, для розвитку напрямів закладання пустот при розробці родовищ корисних копалин в Україні найбільш пріоритетними матеріалами для використання як в'язучі речовини слід розглядати відходи техногенного походження – мелені металургійні шлаки

та золи-виносу; як інертні заповнювачі – відвальні породи, хвости збагачення, металургійні шлаки, золошлаки. Використання таких матеріалів як цемент, гравій, щебінь, пісок характеризуватиметься витратністю і їх рекомендується розглядати як часткову заміну вищезазначеним матеріалам.

Вище виділена група природно-техногенних матеріалів у значних об'ємах присутня у провідних промислових регіонах, де розвинена гірничодобувна, переробна, енергетична та металургійна галузі [169]. Металургійні шлаки, золи-виносу, відвальні породи, хвости збагачення, золошлаки відносяться за класифікацією відходів за екологічною небезпечністю до IV класу небезпеки і є малонебезпечними, що підвищує їх цінність для закладання техногенних пустот. Перелік пріоритетних потенційних закладних матеріалів техногенних пустот і джерел їх утворення для гірничодобувних підприємств України наведено у Таблиці 2.5. Оскільки підприємства гірничодобувної, металургійної та енергетичної галузей у м. Кривий Ріг продукують 69,3 та 95,5% від загального обсягу відходів Дніпропетровської області та України відповідно, специфічний видовий склад цих промислових відходів дозволяє розглядати їх як потенційні закладні матеріали для технологій заповнення вироблених просторів і техногенних пустот у гірничодобувній промисловості. При цьому спрямованість технологій закладання доцільно розглядати як класично для заповнення підземних пустот, так і для відкритих поверхневих пустот з метою відновлення стану земної поверхні.

Таблиця 2.5 – Перелік пріоритетних матеріалів природно-техногенного походження, перспективних до використання як закладні компоненти

Потенційні закладні матеріали	Походження	Клас небезпеки відходів	Джерело утворення	Місце утворення
Розкривні та шахтні породи	природне	IV	Шахти та кар'єри	Породний відвал
Металургійні шлаки	техногенне	IV	Металургійні комбінати	Шлаковий відвал
Хвости і шлами збагачення	техногенне	IV	Гірничо-збагачувальні комбінати	Хвостосховище
Золошлаки та суха зола-виносу	техногенне	IV	Теплові електростанції	Золошлаковідвал

Ресурси потенційних закладних матеріалів у регіонах можуть існувати у декількох умовних формах за джерелом їх утворення: накопичені й складовані як промислові відходи на земній поверхні (стаціонарні), і ті, що видобуваються як корисна копалина або виробляються як готовий продукт та реалізуються у різних галузях (динамічні).

З метою виявлення видового складу мінерально-сировинної бази закладних матеріалів Криворізького басейну було досліджено реєстр місць видалення відходів (МВВ) Дніпропетровської області, де увага фокусується саме на розповсюджених закладних матеріалах, згідно світової гірничої практики. У результаті вивчення реєстру МВВ Дніпропетровської області з 220-ти найменувань визначено, що навколо та у місті Кривий Ріг розташовано накопичення наступних промислових відходів як потенційних закладних матеріалів: 15 крупних відвалів розкривних і скельних порід кар'єрів та шахтних відвалів, 9 хвостосховищ, 3 відвали металургійних шлаків. Слід зазначити, що у регіоні при вивченні карти місцевості Кривого Рогу у програмі Google Earth фіксується 37 відвалів пустих порід. Різниця у 22 відвали, вірогідно, пов'язана з тим, що інша частина відвалів є закритими, рекультивованими або відвали не обліковуються реєстром з інших невідомих причин. За результатами проведення аналітичної оцінки складено схематичну карту геопросторового розташування об'єктів мінерально-сировинної бази закладних матеріалів Криворізького регіону (Рис. 2.8). Аналіз даного рисунка показує, що у Криворізькому регіоні в радіусі 45 км накопичена суттєва мінерально-сировинна база як інертних, так і в'язучих закладних матеріалів.

Слід зазначити, що, враховуючи щільність розташування мінерально-сировинної бази закладних матеріалів, у Криворіжжі створені сприятливі умови для реалізації технологій закладання, оскільки витрати на доставку матеріалів зі збільшенням відстані транспортування можуть кратно перевищувати безпосередньо вартість 1 тонни самого матеріалу. Карта дозволяє формувати уявлення щодо логістичного розташування джерел закладних матеріалів і при вирішенні провадження діяльності із закладання техногенних пустот планувати використання певних видів закладних матеріалів у Криворізькому регіоні.

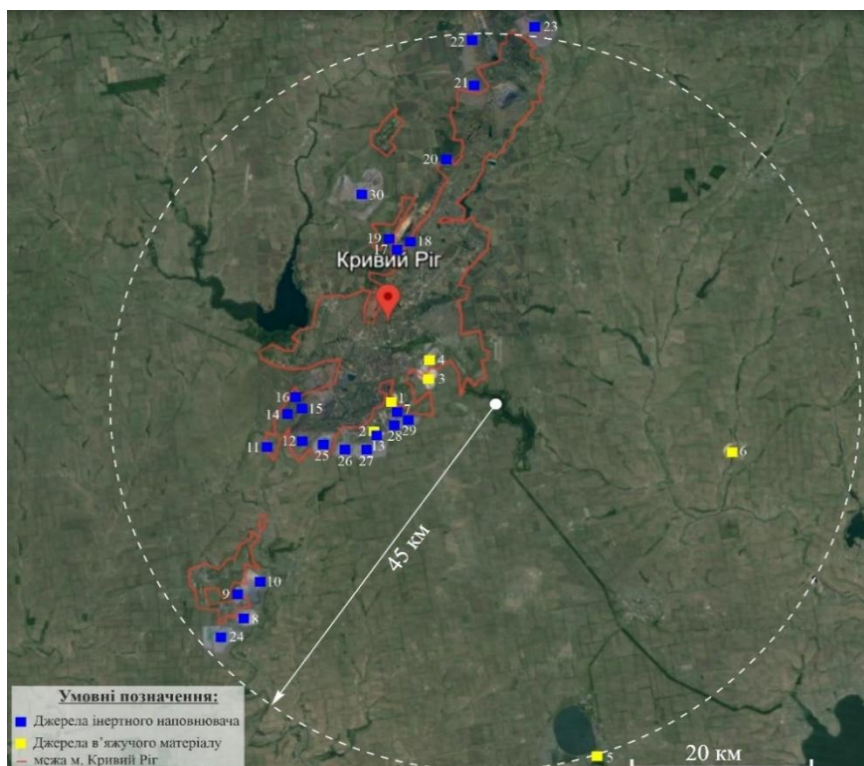


Рисунок 2.8 – Схематичне розташування об'єктів мінерально-сировинної бази закладних матеріалів Криворізького регіону

На основі вивчення параметрів об'єктів мінерально-сировинної бази закладних матеріалів Криворізького регіону з реєстру, а також їх функціонального призначення при реалізації технології закладання складено інформаційні дані щодо узагальненої оцінки мінерально-сировинної бази закладних матеріалів Криворізького регіону (Табл. 2.6) [170]. Аналіз таблиці показує, що у Криворізькому регіоні переважна більшість закладних матеріалів складована у відведених місцях видалення відходів, тобто їх запаси за місцем утворення є стаціонарними й поступово накопичуються. Потенційні запаси (ресурси) таких видів в'язучих матеріалів як цемент та вапняк флюсовий за місцем утворення є динамічно змінюваними, які виробляються й видобуваються згідно запланованих бізнес-планом річних обсягів на підприємствах ПрАТ «Кривий Ріг Цемент»: цементному заводі та Жовтокам'янському кар'єрі. Варто зазначити, що систематизовані закладні матеріали Криворізького регіону відносяться до IV класу небезпеки за токсичністю та радіоактивністю і є малонебезпечними за впливом для компонентів природного середовища, що спрощує вимоги до їх використання й мінімізує витрати на створення безпечних умов їх застосування.

Таблиця 2.6 – Мінерально-сировинна база закладних матеріалів
Криворізького регіону (відповідно до Рисунка. 2.8)

№ з/п	Закладний матеріал	Функціональне призначення	Джерело утворення	К-сть об'єктів	Клас небезпеки	Обсяг (ресурс), млн тонн
1 – 2	Доменний граншлак	В'язучий матеріал	Відвали металургійного виробництва	2	IV	13,5
3	Доменний відвальний шлак	В'язучий матеріал/інертний заповнювач	Відвал металургійного виробництва	1	IV	61,0
4	Цемент	В'язучий матеріал	Цементний завод	1	IV	1,75 млн т/рік
5	Зола-виносу	В'язучий матеріал	Золошлако-Відвал ТЕС	1	IV	70,0
6	Вапняк флюсовий	В'язучий матеріал	Кар'єрний видобуток	1	IV	0,88 млн т/рік
7	Стале-плавильний шлак	Інертний заповнювач	Відвал металургійного виробництва	1	IV	90,0
8 – 22	Гірська порода	Інертний заповнювач	Відвали розкритих і шахтних порід	15	IV	10000,0
23 – 31	Хвости збагачення	Інертний заповнювач	Хвостосховища гірничо-збагачувальних комбінатів	8	IV	4300,0

Згідно систематизованих даних є очевидним, що у Криворізькому регіоні накопичена й складована потужна мінерально-сировинна база закладних матеріалів, з яких ресурсні запаси в'язучих компонентів оцінюються в 145 млн тонн і 14,3 млрд тонн інертних заповнювачів. Крім цього, у регіоні видобувається й виробляється близько 2,6 млн тонн/рік вапняку флюсового та цементу, що також можуть розглядатись як в'язучі речовини у технологіях закладання. Таке співвідношення ресурсної бази в'язучих та інертних матеріалів є сприятливим, оскільки у складі закладної суміші основна частка по масі припадає на інертний заповнювач, який є жорсткою основою закладного масиву й вміст якого залежно від прийнятого виду закладання може сягати 60 – 100%. Зважаючи на достатню й різноманітну мінерально-сировинну базу закладних матеріалів у Криворізькому регіоні, відкриваються перспективи застосування різних технологій

закладання техногенних пустот, утворених комплексною відкрито-підземною розробкою залізних руд. Зазначений розподіл видів закладних матеріалів у регіоні дає підстави систематизувати можливі варіанти технологій закладання у КЗБ, що можуть бути використані для вирішення різних геотехнічних та екологічних проблем: сипуче, ін'єкційне, твердіюче та пастове закладання.

Використання простих і складних в'язучих матеріалів та інертних заповнювачів у закладних сумішах породжує широку варіативність можливих комбінацій їх компонентних складів, які можуть використовуватись у технологіях закладання на підставі комплексних досліджень за технологічними, економічними, екологічними та соціальними факторами вибору найбільш оптимальних варіантів.

Враховуючи можливе перспективне застосування рекомендованих видів закладання техногенних пустот у Криворізькому регіоні, їх специфічних особливостей, різновидів накопичених закладних матеріалів та функціонального призначення, вперше пропонується систематизація можливих комбінацій компонентних закладних сумішей, що наведена у Таблиці 2.7 [170].

Представлена у Таблиці 2.7 класифікація дозволяє розуміти та обирати відповідну комбінацію закладної суміші для конкретного виду закладання з урахуванням доступних матеріалів мінерально-сировинної бази КЗБ. Класифікація включає види закладання, типи і види в'язучих та інертних матеріалів за складом, а також широку варіативність комбінацій закладних сумішей, що полегшує прийняття рішень та покращує ефективність процесів закладання техногенних пустот залежно від кінцевої мети застосування обраної технології.

Отже, на основі проведених досліджень детально вивчено мінерально-сировинну базу закладних матеріалів Криворізького регіону, що дозволило встановити видовий склад і запаси потенційних закладних матеріалів природного та техногенного походження, а також їх джерела утворення й накопичення. На підставі аналізу цього різноманіття було визначено основні можливі види закладання техногенних пустот, у яких можуть бути ефективно використані відповідні закладні матеріали для умов КЗБ, зокрема: сипуче, ін'єкційне, твердіюче та пастове.

Таблиця 2.7 – Систематизація варіацій компонентних складів
закладних сумішей Криворізького регіону за видами закладання

Вид закладання	Варіанти комбінацій компонентного складу закладній суміші				
	В'язучий матеріал		Інертний заповнювач		Вода
	Простий	Складний	Простий	Складний	
Сипуче	–	–	(ВПП)	(ВПП) (ВПП+ДВШ) (ВПП+СШ) (ВПП+ДВШ+СШ)	–
Ін'єкційне	(Ц) (ДГШ _М)	(Ц+ДГШ _М) (Ц+ВФ _М) (Ц+СЗВ) (Ц+ДВШ _М)	(ВПП)	(ВПП) (ВПП+ДВШ) (ВПП+СШ) (ВПП+ДВШ+СШ)	В
Твердіюче		(Ц+ДГШ _М +СЗВ) (Ц+ДГШ _М +ВФ _М) (Ц+ДВШ _М +СЗВ) (Ц+ДВШ _М +ВФ _М) (Ц+СЗВ+ВФ _М) (ДГШ _М +ВФ _М) (ДГШ _М +СЗВ)	(ВПП _п)	(ВПП _п) (ВПП _п +ДВШ), (ВПП _п +СШ) (ВПП _п +ХЗ) (ВПП _п +ДВШ+СШ) (ВПП _п +ДВШ+ХЗ) (ВПП _п +СШ+ХЗ)	В
Пастове		(ДГШ _М +ДВШ _М) (ДГШ _М +ВФ _М +СЗВ) (ДГШ _М +ДВШ _М +СЗВ) (ДГШ _М +ДВШ _М +ВФ _М)	ХЗ	–	В

Умовні позначення (шифр) компоненту закладної суміші: Ц – цемент; ДГШ_М – мелений доменний гранульований шлак; ДВШ_М – мелений доменний відвальний шлак; СЗВ – суха зола-виносу; ВФ_М – мелений вапняк флюсовий; ДВШ – доменний відвальний шлак; СШ – сталеплавильний шлак; ВПП – відвальні пусті породи; ВПП_п – відвальні пусті породи (подрібнені); ХЗ – хвости збагачення залізних руд; «+» – комбінація компонентів закладної суміші

У подальшому важливим завданням є наукове обґрунтування вибору найбільш доцільного виду закладання з урахуванням геомеханічних, технологічних, екологічних та економічних умов для заповнення техногенних пустот КЗБ, а саме провальних зон, непогашених підземних пустот і вироблених просторів закритих кар'єрів. Особливу увагу слід приділити утилізації найбільш екологічно небезпечних промислових відходів, що становлять загрозу довкіллю та потребують невідкладної переробки. Вибір оптимального способу закладання має ґрунтуватися на можливості використання закладних матеріалів, що застосовуються у монолітних способах і водночас є джерелом екологічної небезпеки. Їх раціональне включення до складу закладної суміші дозволить забезпечити стабільність закладного масиву і мінімізувати негативний вплив відходів на довкілля.

2.4. Пріоритезація необхідності утилізації промислових відходів у складі закладних сумішей

Попередньо встановлено, що мінерально-сировинна база промислових відходів Криворізького регіону, які можуть бути використані як закладні матеріали, включає у себе: хвостосховища, кар'єрні та шахтні відвальні породи, відвали доменних відвальних шлаків, відвали доменних гранульованих шлаків, золу-виносу ТЕС. Для оцінки ступеня екологічної небезпеки відходів та аналізу пріоритетності утилізації цих природно-техногенних матеріалів з позиції їх впливу на довкілля були виділені наступні чинники: об'єм заскладованих матеріалів; площа МВВ; умовний коефіцієнт техногенного навантаження на одиницю площі; статус МВВ; категорія екологічної безпеки МВВ; клас небезпеки відходів; відстань від МВВ до найближчого населеного пункту; вірогідність прориву дамби обвалування тощо. Для зазначених чинників були розроблені шкали системи оцінювання й градації для обґрунтування ступеню їх впливу [171].

Вибір факторів базується на методології оцінки техногенного впливу промислових відходів, прийнятій у сфері геоекологічного моніторингу, ризик-менеджменту та управління промисловими відходами. Дані показники широко використовуються у міжнародних і національних підходах до оцінки небезпеки відходів (наприклад, методики Європейського агентства з навколишнього середовища ЕЕА, ЕРА у США, а також ДБН та ДСТУ в Україні). Крім того, ці фактори мають високий ступінь кореляції з негативними наслідками забруднення, що підтверджується численними науковими дослідженнями у сфері екологічної безпеки, геомеханіки та техногенного моніторингу.

Об'єм заскладованих матеріалів відіграє значну роль у впливі на прилеглі території поряд з відвалами, золошламо- та хвостосховищами з кількох причин:

- значні об'єми заскладованих матеріалів потребують значних площ для зберігання; це може призводити до втрати природних екосистем та біорізноманіття, оскільки місця для нових сховищ часто вибираються у природних зонах;
- чим більший об'єм відвалу, тим вищий ризик ерозії поверхні цих відвалів під впливом вітру та води; це призводить до утворення пилу та дрібних

частинок, які забруднюють повітря та водні ресурси і має мати негативний вплив на здоров'я людей та тварин;

– значні об'єми заскладованих матеріалів можуть стимулювати хімічні реакції між відходами та водою, що просочується крізь, створюючи потенційно токсичні лужні або кислотні стоки, а це, у свою чергу, може призводити до забруднення ґрунтових вод та поверхневих водних джерел;

– об'ємність витоків з місця розміщення відходів також має значення – чим більший об'єм відвалу, тим більше потенційно токсичних речовин він може містити та, відповідно, вивільнити у випадку порушення його структури або змиву дощами;

– деякі значні відвали та хвостосховища можуть спричиняти локальні теплові ефекти, впливаючи на місцевий кліматичний режим; наприклад, шлакові відвали мають високу температуру, що підвищує температуру навколишнього середовища;

– значні об'єми відвалів змінюють природний ландшафт, що негативно впливає на екосистеми та середовище проживання для багатьох рослин і тварин.

Мінімальне значення цього показника становить 2112 тис. тонн (шлаковий відвал ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»), а максимальне – відвал «Першотравневий» – 1900000 тис. тонн (відвал розкривних порід ПрАТ «Північний ГЗК»). Застосуємо для даного критерія чотирибальну шкалу оцінки екологічної небезпеки, що наведена у Таблиці 2.8. У разі відсутності інформації за даним критерієм було прийнято рішення оцінювати його у 3 бали (високий рівень екологічної небезпеки), адже відсутність достовірної інформації в офіційних джерелах щодо небезпечних явищ є суттєвим недоліком, що підвищує рівень невизначеності та ускладнює процес прийняття управлінських рішень відносно екологічних ризиків.

Таблиця 2.8 – Шкала оцінки екологічної небезпеки
за кількістю заскладованих відходів

Кількість відходів, тис. тонн		Умовний бал екологічної небезпеки	Рівень екологічної небезпеки
від	до		
1279,7	315426,6	1	низький
315426,7	629573,6	2	помірний
629573,7	943720,6	3	високий
943720,7	1900000	4	надзвичайно високий

Площа MBV також має суттєве значення з міркувань екологічної безпеки:

- чим більша площа, тим більше природних ландшафтів та екосистем знищується, що призводить до втрати біорізноманіття;
- значні площі, зайняті відходами, можуть фрагментувати природні середовища проживання, створюючи ізольовані «острови» дикої природи, що може вплинути на рухливість та генетичну різноманітність видів;
- значні площі відвалів і сховищ збільшують ризик ерозії ґрунту, особливо у випадках, коли поверхня залишена незахищеною від вітру та води, що призводить до зниження родючості ґрунтів у прилеглих територіях;
- чим більша площа MBV, тим більше ризиків для забруднення поверхневих і підземних вод, адже вода, що просочується через ці відходи, може нести з собою шкідливі хімічні речовини та метали, забруднюючи водні ресурси;
- значні площі відвалів і сховищ стають джерелами пилу та інших повітряних забруднювачів, що погіршує якість повітря у регіоні;
- значні площі відкритих відходів можуть впливати на локальний мікроклімат; наприклад, відвали шлаків можуть змінювати температурні режими, впливаючи на місцевий клімат і, відповідно, на флору та фауну;
- зайняті відходами площі вилучаються з господарського обігу, що може мати негативні наслідки для місцевих громад та їх економіки.

Для місць виділення відходів, яких немає в офіційному реєстрі Дніпропетровської області, площа була визначена фактично на плані. Найменшу площу серед аналізованих MBV має шлаковий відвал ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» (2,5 га), найбільшу – хвостосховище ПрАТ «Центральний ГЗК» (1705 га).

Для даного критерія також було застосовано аналогічну шкалу оцінки екологічної небезпеки (Табл. 2.9).

Умовний коефіцієнт техногенного навантаження на одиницю площі, розрахований шляхом ділення кількості відходів у тонах на площу у гектарах, є важливим інструментом для оцінки та управління впливом промислових відходів на довкілля:

- коефіцієнт дозволяє оцінити, наскільки інтенсивно використовується кожна одиниця площі для зберігання відходів: вищий коефіцієнт вказує на більшу концентрацію відходів на одиницю площі, що може означати вищий рівень впливу;

Таблиця 2.9 – Шкала оцінки екологічної небезпеки
за площею місця видалення відходів

Площа MBV, га		Умовний бал екологічної небезпеки	Рівень екологічної небезпеки
від	до		
2,5	491,8	1	низький
491,9	981,2	2	помірний
981,3	1470,5	3	високий
1470,6	1705,0	4	надзвичайно високий

– коефіцієнт дозволяє порівнювати різні місця видалення відходів незалежно від їх абсолютних розмірів або кількості відходів, що дає можливість визначити, які об'єкти мають найбільше техногенне навантаження і можуть потребувати більшої уваги з точки зору екологічного моніторингу та управління;

– знання коефіцієнта техногенного навантаження дозволяє пріоритизувати заходи з утилізації відходів та рекультивації земель – об'єкти з високим коефіцієнтом можуть потребувати першочергових заходів для зменшення їх негативного впливу на довкілля;

– вищий коефіцієнт може вказувати на підвищені ризики для довкілля та здоров'я населення, оскільки високий рівень відходів на одиницю площі може спричиняти більшу концентрацію шкідливих речовин та забруднювачів;

– отримана інформація допомагає планувати заходи з охорони довкілля, такі як покращення системи водовідведення, зниження пилоутворення та контроль за ерозією ґрунтів.

Шкала оцінки екологічної небезпеки за цим критерієм наведена у Таблиці 2.10. Для MBV, що не відображені в реєстрі і для яких немає достовірної інформації щодо кількості заскладованих відходів, був застосований високий рівень екологічної небезпеки (на рівні 3 балів) для врахування браку інформації.

Найвищий рівень екологічної небезпеки за кількістю відходів на одиницю площі мають відвал розкривних порід № 2 ПрАТ «Інгулецький ГЗК» та відвал кар'єру № 2 ПрАТ «Центральний ГЗК» – у цих MBV техногенне навантаження за даним критерієм є найсуттєвішим.

Таблиця 2.10 – Шкала оцінки екологічної небезпеки за умовним коефіцієнтом техногенного навантаження на одиницю площі

Умовний коефіцієнт техногенного навантаження на одиницю площі, тис. тонн/га		Умовний бал екологічної небезпеки	Рівень екологічної небезпеки
від	до		
0,0	591,4	1	низький
591,5	1183,0	2	помірний
1183,1	1774,5	3	високий
1774,6	2366,0	4	надзвичайно високий

Статус місця видалення відходів – діюче або недіюче. Діючі MBV є більш небезпечними для довкілля через постійний приплив нових відходів, вищий ризик аварій та порушень, складність моніторингу та інші чинники. У недіючих MBV приплив нових відходів зупинено, що зменшує ризик подальшого забруднення. Відсутність нових відходів сприяє стабілізації складу існуючих відходів, що зменшує ризик небажаних хімічних реакцій та біологічної активності. Недіючі місця видалення відходів легше піддаються моніторингу, оскільки їх склад та обсяг залишаються постійними. Це дозволяє більш точно оцінювати рівень забруднення та ефективніше проводити контроль. Отже, виходячи з цих міркувань, для даного чинника було застосовано шкалу (Табл. 2.11).

Таблиця 2.11 – Шкала оцінки екологічної небезпеки за статусом MBV

Статус MBV	Умовний бал екологічної небезпеки	Рівень екологічної небезпеки
Недіюче	1	низький
Немає офіційної інформації	3	високий
Діюче	4	надзвичайно високий

Категорія екологічної безпеки MBV є обов'язковим елементом паспорту місця видалення відходів і, відповідно, обов'язково відображається у реєстрі MBV. Усього наразі встановлено чотири категорії екологічної безпеки MBV [172], відповідно до яких було застосовано умовну шкалу оцінювання (Табл. 2.12).

Таблиця 2.12 – Шкала оцінки екологічної небезпеки за категорією екологічної безпеки місця видалення відходів

Категорія екологічної безпеки МВВ		Ступінь державного контролю, заходи щодо підвищення рівня екологічної безпеки	Умовний бал екологічної небезпеки	Рівень екологічної небезпеки
шифр	назва			
А	мало небезпечні	Об'єкти спорадичного регламентного контролю	1	низький
Б	помірно небезпечні	Об'єкти періодичного регламентного контролю, визначення шляхів попередження забруднень	2	помірний
В	небезпечні	Об'єкти постійного контролю, обов'язковість заходів щодо захисту, моніторингу і локалізації забруднень	3	високий
Г	надзвичайно небезпечні	Об'єкти особливої уваги з боку органів державного контролю; обов'язковість заходів щодо захисту та моніторингу, припинення експлуатації	4	надзвичайно високий

Також для місць видалення відходів, для яких немає достовірної інформації щодо їх категорії екологічної безпеки, був застосований високий рівень екологічної небезпеки (на рівні 3 балів) для врахування браку інформації.

Клас небезпеки відходів на момент формування реєстру МВВ Дніпропетровської області визначався за ДСанПін 2.2.7.029-99 «Гігієнічні вимоги щодо поводження з промисловими відходами та визначення їх класу небезпеки для здоров'я населення» [173] та включав у себе 4 класи небезпеки, які також обов'язково відображалися у паспорті та реєстрі МВВ. Для даного критерія була застосована наступна шкала оцінки екологічної небезпеки (Табл. 2.13).

Таблиця 2.13 – Шкала оцінки екологічної небезпеки за класом небезпеки відходів

Клас небезпеки відходів		Умовний бал екологічної небезпеки	Рівень екологічної небезпеки
I	надзвичайно небезпечні	4	надзвичайно високий
II	високо небезпечні	3	високий
III	помірно небезпечні	2	помірний
IV	малонебезпечні	1	низький

У аналізованих місцях видалення відходів Криворізького регіону не розміщуються відходи I та II класів небезпеки, переважна більшість відходів, що закладовані у цих об'єктах, мають IV клас небезпеки, а отже, низький рівень екологічної небезпеки. Об'єкти видалення відходів, що не містять інформації у реєстрі, отримали високий рівень екологічної небезпеки за цим критерієм.

Відстань від місця видалення відходів до найближчого населеного пункту є важливим чинником екологічної небезпеки, оскільки:

- відходи можуть виділяти пил, гази та інші шкідливі речовини, які забруднюють повітря, і чим ближче населений пункт до МВВ, тим більше мешканці піддаються впливу забруднень, що може призводити до респіраторних захворювань;
- відходи можуть містити токсичні хімічні речовини, які здатні потрапляти у ґрунті та поверхневі води; при близькому розташуванні МВВ до населеного пункту існує високий ризик забруднення джерел питної води, що може призвести до отруєнь та довгострокових проблем зі здоров'ям місцевих мешканців;
- забруднювачі з відходів можуть проникати в ґрунт і потрапляти в харчовий ланцюг через сільськогосподарські продукти; це особливо небезпечно для населення, що вирощує власну їжу неподалік від місця видалення відходів;
- діючі МВВ часто супроводжуються підвищеним рівнем шуму від транспорту, машин та інших технологічних процесів; це негативно впливає на психічне здоров'я та загальне самопочуття мешканців найближчих населених пунктів;
- відвали та інші МВВ спотворюють ландшафт і негативно впливають на психологічний стан через непривабливий вигляд і відчуття занедбаності території;
- постійна загроза екологічного забруднення й усвідомлення близькості розташування до МВВ може викликати у мешканців хронічний стрес, тривогу та інші психологічні проблеми;
- окрім цього, місця видалення відходів, особливо якщо вони великі та погано керовані, можуть стати джерелом аварій, таких як зсуви ґрунту, прориви дамб, розливи токсичних речовин тощо і близьке розташування населених пунктів підвищує ризик для їх мешканців у разі таких катастроф.

Для даного критерія була застосована шкала оцінки, наведена у Таблиці 2.14.

Таблиця 2.14 – Шкала оцінки екологічної небезпеки за відстанню від місця видалення відходів до найближчого населеного пункту

Відстань від МВВ до найближчого населеного пункту, км		Умовний бал екологічної небезпеки	Рівень екологічної небезпеки
від	до		
0,3	8,2	4	надзвичайно високий
8,3	16,3	3	високий
16,4	24,3	2	помірний
24,4	32,3	1	низький

Визначено, що 95% аналізованих місць видалення відходів Криворізького регіону розташовані дуже близько до місць проживання людей, а тому мають високий рівень екологічної небезпеки за цим показником. І лише два об'єкти – відвал розкривних порід № 1 та № 2 ПрАТ «Інгулецький ГЗК» – розташовані на значній відстані від населених пунктів і тому отримали відповідно низький рівень екологічної небезпеки за даним критерієм.

Вірогідність прориву дамби обвалування. Збільшення ємності хвостосховищ здійснюється, зазвичай, за рахунок підвищення їх висоти. Нарощування висоти огорожувальних споруд хвостосховищ сприяють підвищенню ризику аварійних ситуацій. Аварії на хвостових господарствах класифікуються наступним чином:

– аварії першої категорії: повне руйнування або локальний прорив напірного фронту огорожувальних споруд, що супроводжується витоків води та хвостів за межі хвостосховища, що може призвести до людських жертв, шкоди здоров'ю людей і навколишньому середовищу;

– аварії другої категорії: зсуви низових схилів і деформації дамб, які можуть створити потенційну небезпеку для людей, господарських об'єктів та навколишнього середовища.

Найбільшу небезпеку становлять аварії, пов'язані з порушенням стійкості огорожувальних споруд хвостосховищ, що супроводжуються розтіканням води і хвостів на значні території. У тілі дамби утворюється пролом, через який разом із водою витікає верхній неконсолідований шар хвостів. Це призводить до розмиву як в глибину, так і в ширину. Після досягнення підошви схилу дамби потік

розтікається по прилеглий території хвостосховища. Рух потоку на цій ділянці залежить від особливостей місцевості та вихідних параметрів потоку. Територія, в межах якої можливий рух потоку води і розрідженого ґрунту, вважається зоною затоплення [174]. З урахуванням вищезазначеного, для цього критерія була застосована шкала оцінювання, наведена у Таблиці 2.15.

Таблиця 2.15 – Шкала оцінки екологічної небезпеки за вірогідністю прориву дамби

Тип МВВ	Вірогідність прориву дамби	Умовний бал екологічної небезпеки	Рівень екологічної небезпеки
Відвали кар’єрних та шахтних порід	прорив дамби неможливий	1	низький (відсутній)
Хвостосховища	прорив дамби можливий	4	надзвичайно високий
Відвали доменних відвальних шлаків	прорив дамби неможливий	1	низький (відсутній)
Відвали доменних гранульованих шлаків	прорив дамби неможливий	1	низький (відсутній)
Відвали змішаних металургійних відходів	прорив дамби неможливий	1	низький (відсутній)
Золошламосховище ТЕС	прорив дамби неможливий	1	низький (відсутній)

Серед проаналізованих МВВ Криворізького регіону сім хвостосховищ потенційно можуть бути причиною виникнення аварійної ситуації, пов’язаної із руйнуванням дамби та затопленням території. Відповідно, ці об’єкти мають надзвичайно високий рівень екологічної небезпеки за даним чинником.

У Таблиці 2.16 наведена узагальнена шкала оцінки рівня екологічної небезпеки місць видалення відходів за восьма обраними критеріями.

Таблиця 2.16 – Узагальнена шкала оцінки рівня екологічної небезпеки МВВ

Сума умовних балів екологічної небезпеки		Рівень екологічної небезпеки
від	до	
0,0	7,0	низький
7,1	14,0	помірний
14,1	21,0	високий
21,1	28,0	надзвичайно високий

Складено підсумкову узагальнену оцінку екологічної небезпеки місць видалення основних відходів Криворізького регіону за розробленою шкалою (Табл. 2.17). Так, з 45-ти досліджуваних МВВ у таблиці представляється 24 діючих місця накопичення, що являє найбільшу цінність. Більшість досліджуваних з 45-ти об'єктів отримали оцінку на рівні 14,1 – 21,0 бали, тобто високий рівень екологічної небезпеки, а 5 місць видалення відходів були віднесені до надзвичайно високого рівня екологічної небезпеки. Це хвостосховища ПрАТ «Інгuleцький ГЗК», ПрАТ «Північний ГЗК», ПрАТ «Центральний ГЗК» та відвали пустих порід «Ганнівський» і «Першотравневий» ПрАТ «Північний ГЗК». Здебільшого на високий ступінь екологічної небезпеки вплинули наступні фактори: об'єми заскладованих відходів, коефіцієнт навантаження, статус діючого МВВ, надто близька відстань до населених пунктів та ймовірність прориву дамб для хвостосховищ, які мають є наливними типами МВВ.

Для прийняття остаточного рішення щодо пріоритетності утилізації природно-техногенних матеріалів з позиції їх впливу на довкілля згрупуємо підсумкові оцінки за категоріями місць видалення відходів: відвали кар'єрних і шахтних порід, хвостосховища, відвали доменних відвальних шлаків, відвали доменних гранульованих шлаків, відвали змішаних металургійних відходів та золошлamosховище. Результати оцінки наведені у Таблиці 2.18. Виходячи з даних, робимо висновок, що саме хвостосховища (23,62 бали) становлять найбільшу загрозу для довкілля і здоров'я людей за такими критеріями оцінки як об'єм заскладованих матеріалів, площа МВВ, умовний коефіцієнт техногенного навантаження на одиницю площі, статус МВВ, категорія екологічної небезпеки МВВ тощо. Інші категорії МВВ, такі як відвали кар'єрних і шахтних порід, а також відвали доменних відвальних шлаків, мають високий рівень екологічної небезпеки, проте не настільки критичний, як хвостосховища. Відвали доменних гранульованих шлаків і відвали змішаних металургійних відходів мають помірний рівень екологічної небезпеки.

На Рисунку 2.9 наведено запропонований пріоритетний порядок утилізації досліджуваних відходів, розроблений на основі проведеної оцінки рівня екологічної небезпеки МВВ Криворізького регіону.

Таблиця 2.17 – Узагальнена оцінка екологічної небезпеки місць видалення відходів Криворізького регіону

Назва об'єкту	Умовний бал екологічної небезпеки за критеріями								Сума	Рівень екологічної небезпеки
	обсяг відходів	площа	умовний коефіцієнт	статус МВВ	категорія МВВ	клас небезпеки відходів	відстань	вірогідність прориву дамби		
Відвал розкривних порід № 1	1	1	2	4	3	1	1	1	14	помірний
Відвал розкривних порід № 2	4	2	4	4	2	1	1	1	19	високий
Відвал розкривних порід № 3	1	1	3	4	3	1	4	1	18	високий
Хвостосховище ПрАТ «Інгулецький ГЗК»	4	2	3	4	2	1	4	4	24	надзвичайно високий
Відвал «Першотравневий»	4	2	4	4	2	1	4	1	22	надзвичайно високий
Відвал «Ганнівський»	4	3	4	4	2	1	4	1	23	надзвичайно високий
Хвостосховище ПрАТ «Північний ГЗК»	4	3	2	4	2	1	4	4	24	надзвичайно високий
Відвали № 2, № 3	3	2	2	4	3	1	4	1	20	високий
Відвали «Лівобережні»	4	2	2	4	3	1	4	1	21	високий
Відвал «Степовий»	1	1	2	4	3	1	4	1	17	високий
Відвал «Дальній»	2	1	3	4	3	1	4	1	19	високий
Хвостосховище «Войково»	1	2	1	4	3	1	4	4	20	високий
Хвостосховище «Об'єднане. I карта»	1	2	1	4	3	1	4	4	20	високий
Хвостосховище «Об'єднане. IV карта»	2	1	2	4	3	1	4	4	21	високий
Хвостосховище «Центральне»	1	1	2	4	3	1	4	4	20	високий
Хвостосховище «Миролюбівське»	1	1	2	4	3	1	4	4	20	високий
Відвал доменних шлаків	1	1	1	4	3	1	4	1	16	високий
Складування доменного шлаку	1	1	1	4	1	1	4	1	14	помірний
Відвал «Південно-західний»	1	1	2	4	2	1	4	1	16	високий
Відвал шахти «Октябрська»	1	1	1	4	3	1	4	1	16	високий
Відвал кар'єру № 2 ПрАТ «ЦГЗК»	1	1	4	4	3	1	4	1	19	високий
Відвал № 6 ПрАТ «Центральний ГЗК»	1	1	1	4	3	1	4	1	16	високий
Хвостосховище ПрАТ «Центральний ГЗК»	3	4	1	4	3	1	4	4	24	надзвичайно високий
Золошлаковідвал Криворізька ТЕС	1	2	1	4	3	1	4	1	17	високий

Таблиця 2.18 – Оцінка усередненої екологічної небезпеки
за категоріями місць видалення відходів Криворізького регіону

Категорія MBV	Сума балів	К-ть, од.	Середній бал	Рівень екологічної небезпеки
Відвали кар'єрних і шахтних порід	604,0	33	18,52	високий
Хвостосховища	189	8	23,62	надзвичайно високий
Відвали доменних відвальних шлаків	16,0	1	16,0	високий
Відвали доменних гранульованих шлаків	14,0	1	14,0	помірний
Відвали змішаних металургійних відходів	13,5	1	13,5	помірний
Золошлаковідвал ДТЕК Криворізька ТЕС	17,0	1	17,0	високий



Рисунок 2.9 – Пріоритетний порядок утилізації досліджуваних відходів

Отже, пріоритетність утилізації слід надавати саме накопиченим хвостам збагачення залізних руд, оскільки вони мають найвищий рівень екологічної небезпеки і становлять найбільшу загрозу для довкілля. Основними негативними наслідками впливу хвостів збагачення руд є забруднення атмосферного повітря, ґрунтів та водних екосистем дрібнодисперсним пилом і шкідливими речовинами, а також погіршення здоров'я населення прилеглих населених пунктів. Пиління

хвостосховищ, особливо у засушливий період, може розповсюджуватись на відстань 10 – 15 км й покривати прилеглі території, у тому числі житлові сектори.

Враховуючи наявність готових до закладання техногенних пустот у КЗБ, найбільш еколого небезпечні відходи повинні бути інтегровані у складі закладних сумішей з метою забезпечення блокування геомеханічних процесів подальшого розвитку провальних зон шахт та обвалень поверхні над непогашеними підземними пустотами, а також утилізації їх обвалених і вироблених просторів, що забезпечить суттєве покращення стану довкілля у регіоні.

Вищезазначене обґрунтовує необхідність пошуку технологічних рішень щодо утилізації хвостів збагачення шляхом їх включення до складу закладних сумішей при ліквідації техногенних пустот, що сприятиме оптимізації використання територій та зниженню екологічного навантаження.

2.5. Оцінка екологічної небезпеки утворених хвостосховищ для природного навколишнього середовища

Хвостосховища є масштабними техногенними об'єктами, де накопичуються значні обсяги шкідливих дрібнодисперсних відходів збагачення залізних руд. Такі масиви чинять комплексний та довготривалий негативний вплив на всі компоненти навколишнього природного середовища, а саме, водні ресурси, атмосферне повітря та ґрунтовий покрив як наслідок вітрової ерозії та осідання пилових часток з атмосфери на прилеглі території. Незважаючи на екранування чаші хвостосховища й інших інженерних заходів має місце потрапляння його фільтраційних вод у ґрунтові води, що неодноразово зазначалось самими збагачувальними комбінатами у звітах ОВД.

Для доведення та кількісної оцінки шкідливого впливу хвостосховищ на прилеглі водні ресурси як об'єкт дослідження обрано хвостосховище ПрАТ «Центральний ГЗК» площею 1700 га, а як об'єкт водного ресурсу прийнято р. Інгулець, русло якої розташовано в 2 км від зазначеного хвостосховища. Було розроблено відповідну методику порівняльного аналізу та дослідження [175]. Для здійснення кількісної оцінки впливу хвостосховища

використано дані моніторингу Державного агентства водних ресурсів України, що знаходяться у відкритому доступі у вигляді онлайн-карти пунктів спостереження. Було обрано два пости спостереження (Рис. 2.10):

– перший пункт розташований у с. Мар'янівка на відстані 1,5 км від хвостосховища, який створено для безпосереднього контролю впливу цього техногенного об'єкта;

– другий пункт спостереження розташований у с. Петрове, що знаходиться приблизно за 30 км вище за течією річки Інгулець, яке повністю виключає вплив досліджуваного хвостосховища на якість води.

Емпіричною базою дослідження слугували дані регулярних замірів гідрохімічних показників води за дворічний період, а саме 2024 та 2025 роки [176].

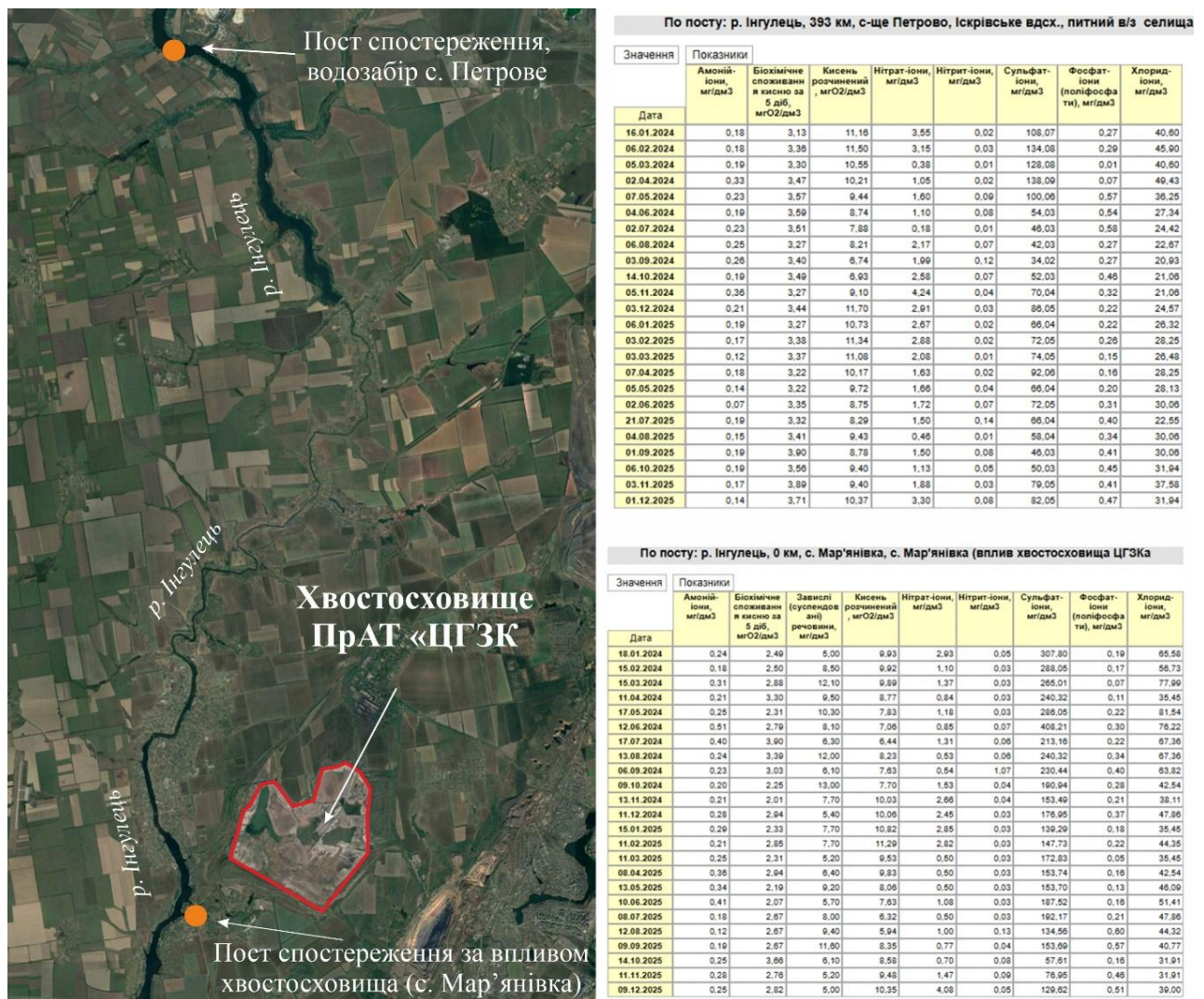


Рисунок 2.10 – Схематичне розташування об'єкту дослідження, пунктів спостереження та показників якості води за 2024 і 2025 роки

Перелік речовин, які підлягали моніторингу на постах спостереження є базовими: амоній-іони, біохімічне споживання кисню (БСК5), розчинений кисень, нітрат-іони, нітрит-іони, сульфат-іони, фосфат-іони (поліфосфати), хлорид-іони, а також завислі речовини. Зазначені показники є надійними індикаторами загального екологічного стану водойми. Легткорозчинні солі такі як сульфати та хлориди є основними компонентами мінералізованих вод, що є достатнім для фіксації факту надходження фільтраційних вод хвостосховища у р. Інгулець.

На першому етапі аналізу проводилося попарне порівняння концентрацій досліджуваних іонів у двох пунктах спостереження з метою виявлення речовин із найбільшою розбіжністю у значеннях. Такі речовини визначалися як основні індикатори техногенного забруднення. На другому етапі для встановлення факту міграції забруднюючих речовин, гідрохімічні дані зіставлялися з метеорологічними показниками, а саме динамікою атмосферних опадів у регіоні за аналізований період (Табл. 2.19).

У випадку, якщо пікові значення концентрацій індикаторних забруднюючих речовин у р. Інгулець чітко корелюють із періодами інтенсивних опадів чи весняного сніготанення, то першопричиною різкого зростання рівня забруднення слід вважати поверхневий змив солей з осушених пляжів хвостосховища та інфільтрацію відстійних вод ставка-накопичувача до ґрунтових вод, які живлять річковий басейн.

Третім етапом є детальний аналіз динаміки вмісту виявлених забруднюючих речовин у взаємозв'язку з режимом атмосферних опадів, що дозволяє науково обґрунтувати їх шляхи надходження у гідромережу.

Таблиця 2.19 – Кількість опадів за місяцями у м. Кривий Ріг за 2024 і 2025 роки

Рік	Кількість опадів за місяцями, мм											
	Січень	Лютий	Березень	Квітень	Травень	Червень	Липень	Серпень	Вересень	Жовтень	Листопад	Грудень
2024	53.6	16.2	44.3	17.1	19.0	42.8	6.6	5.3	13.3	48.1	41.3	33.7
2025	9.5	22.6	10.6	15.0	67.1	16.7	11.8	51.6	30.0	103.1	26.4	28.6

Порівняльний аналіз гідрохімічних показників якості води р. Інгулець за 2024 – 2025 роки (Рис. 2.11) порівняно з фоновим пунктом спостереження (с. Петрове) та у зоні безпосереднього впливу хвостосховища (с. Мар'янівка) дозволив виділити індикатори забруднення, значення яких суттєво виходять за порівнянні межі та не відображають загальнобасейнових сезонних тенденцій. Так, індикаторами техногенного впливу виступають легкорозчинні солі, а саме, сульфати та хлориди. Концентрація сульфат-іонів у зоні впливу хвостосховища стрімко зростає, сягаючи у окремі періоди пікових значень до 408,21 мг/дм³ проти максимальних 138,09 мг/дм³ у фоновому пункті або у 2,95 рази, а вміст хлорид-іонів аналогічно перевищує фонові показники, сягаючи 81,54 мг/дм³ порівняно з максимальними 49,43 мг/дм³ вище за течією р. Інгулець, при цьому перевищення складає 1,65 рази. Оскільки зазначені забруднюючі речовини є прямим свідченням вилуговування з масиву відходів збагачення залізних руд, надалі до детального аналізу приймаються саме показники сульфатів та хлоридів, динаміка яких буде зіставлятися з режимом атмосферних опадів для підтвердження поверхневого або інфільтраційного механізмів їх надходження у гідромережу.

Під час злив та сніготанення концентрація сульфат-іонів у зоні впливу зростає майже у 2,6 рази від базових 153 до 408 мг/л, а хлорид-іонів у 2,0 рази, з 38 до 81 мг/л. Так, у січні-березні 2024 року значна кількість опадів 53,6 мм та підвищення температур відобразилося у стабільно високих концентраціях сульфатів на рівні 265 – 307 мг/л. Для порівняння у значно сухіший та більш холодний аналогічний період 2025 року при кількості опадів 9,5 – 22,6 мм рівень сульфатів у воді знаходився у 2 рази нижче, в межах 139 – 172 мг/л. Абсолютне пікове значення підвищення мінералізації зафіксовано у червні 2024 року, при якому коли концентрація сульфат-іонів сягнула максимуму у 408,21 мг/л. Зворотна динаміка спостерігається під час тривалих посушливих періодів. Аномально сухий сезон з липня по вересень 2024 року, коли щомісячна кількість опадів впала до критичного мінімуму 5,3 – 13,3 мм, призвів до стрімкого зниження концентрації сульфатів, а саме з 408 до 230 мг/л й пізніше до 153 мг/дм³. Окремої уваги заслуговує випадок, зафіксований у жовтні 2025 року. Незважаючи на високий обсяг опадів 103,1 мм, показники сульфатів стрімко знизились до мінімуму 57,61 мг/л.

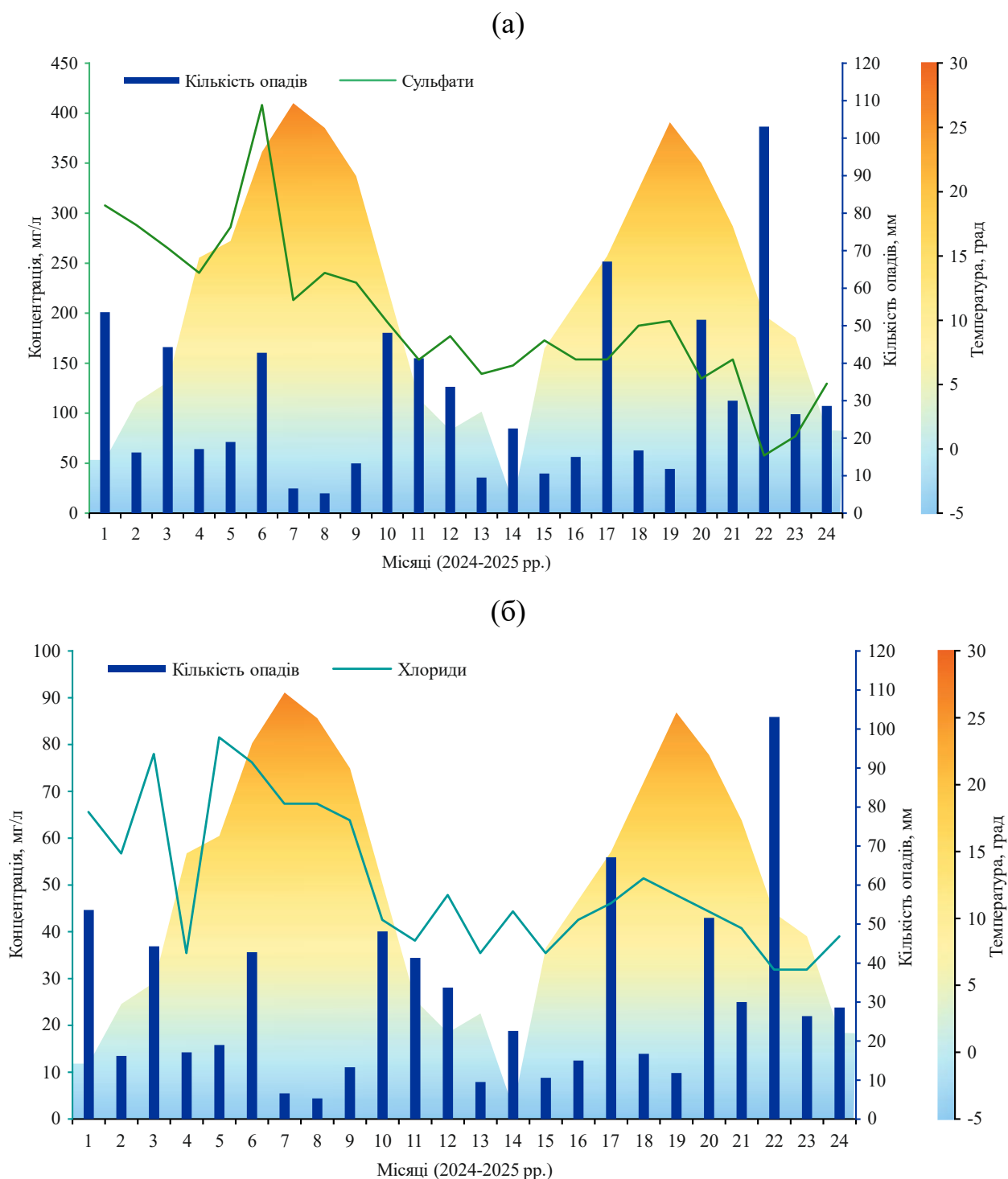


Рисунок 2.11 – Динаміка зміни у часі вмісту сульфатів (а) та хлоридів (б)
у воді річки Інгулець у зоні розташування хвостосховища
з урахуванням впливу кліматичних умов

Комплексний аналіз результатів доводить, що відкрите зберігання відходів на хвостосховищі ПрАТ «ЦГЗК» спричиняє періодичне сольове забруднення р. Інгулець. Головним фактором емісії є атмосферні опади, а саме, під час злив

та сніготанення концентрація сульфат-іонів у зоні впливу стрімко зростає майже у 2,6 рази від базових 153 до 408 мг/л, а хлорид-іонів у 2,0 рази, з 38 до 81 мг/л. Такий факт підтверджує, що неізолювані сипучі відходи збагачення не здатні утримувати високорухомі солі, які вимиваються та інфільтруються у поверхневу гідромережу. З огляду на колосальний обсяг накопичених хвостів (понад 600 млн тонн) та організацію з 2024 року питного водозабору безпосередньо з басейну р. Інгулець (Карачунівське водосховище), проблема накопичення відходів збагачення утилізації набуває важливого санітарно-гігієнічного та техногенно-екологічного статусу й потребує розробки альтернативних шляхів утилізації.

Іншим, не менш важливим вектором міграції забруднювальних речовин, є вітрове перенесення дрібнодисперсного матеріалу з відкритих поверхонь хвостосховища. Враховуючи наявність обширних площ незакріплених сухих пляжів, які в посушливі та вітряні періоди року піддаються активній вітровій ерозії, виникає науково-практична необхідність оцінки наявності потенційних площ пиління сухих пляжів хвостосховища. З цією метою застосовано методи дистанційного зондування Землі на базі мультиспектральних супутникових даних європейської програми Copernicus (Sentinel-2). Просторова диференціація поверхні масиву здійснювалася шляхом накладання двох спеціалізованих спектральних індексів у літній сонячний період: індексу вологості (NDMI/NDWI) та нормалізованого вегетаційного індексу (NDVI) (Рис. 2.12). Індекс вологості дозволив із високою точністю оконтурити межі водного дзеркала технологічних ставків та зон капілярного перезволоження, тоді як індекс NDVI забезпечив виділення ділянок біологічної рекультиваци (карт, поверхня яких тимчасово закріплена посівами пшениці).

За результатами геоінформаційного аналізу встановлено фактичний розподіл територій: із загальної площі хвостосховища у 1700 га, безпечні зони такі як дзеркало води та фітозакріплені ділянки сумарно займають близько 1000 га. Решта території площею близько 700 га, яка на знімках характеризується нульовими значеннями вегетаційного індексу та критично низьким рівнем вологості, класифікована як сухі пляжі. Саме ця незакріплена дрібнодисперсна поверхня виступає впливовим чинником пилоутворення й забруднення прилеглих територій.

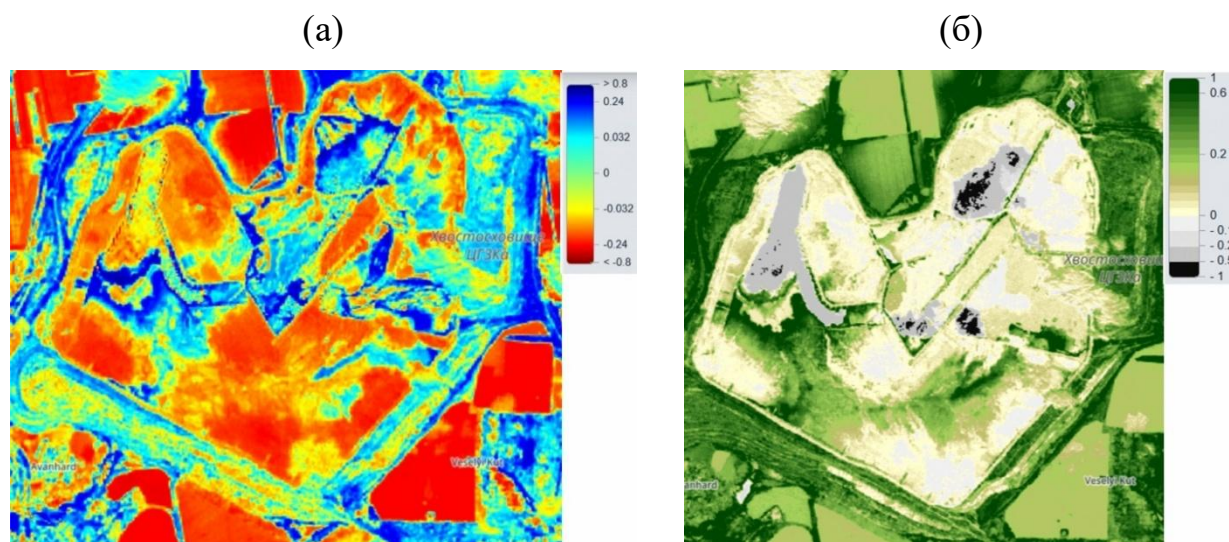


Рисунок 2.12 – Просторова диференціація поверхні хвостосховища

ЦГЗК за даними супутникової зйомки: (а) індекс вологості;

(б) нормалізований вегетаційний індекс NDVI

2.6. Обґрунтування раціонального способу закладання техногенних пустот та виявлення індикаторів його доцільності

Сьогодні на передових шахтах світу при видобуванні металевих руд, кам'яного вугілля та інших видів корисних копалин розповсюдження набули сипуче породне закладання, гідравлічне закладання, цементоване породне (твердіюче) закладання, цементоване пастове закладання. Зазначені методи знайшли своє застосування за певних геотехнічних умов розробки, наявності запасів закладних матеріалів, мети закладання, екологічної ситуації регіонів, наявності інфраструктури на поверхні тощо. Порівняння різних способів закладання виробленого простору необхідне для прийняття обґрунтованого рішення та вибору найбільш раціонального методу відновлення рівня земної поверхні у техногенних пустотах – провальних зонах шахт, непогашених підземних пустотах і закритих кар'єрах. Детальне порівняння переваг і недоліків способів закладання з урахуванням конкретних виявлених особливостей систем «техногенні пустоти – закладний матеріал» у Криворізькому регіоні дозволить виділити раціональний спосіб закладання. У результаті вивчення переваг і недоліків різних видів закладання здійснено їх узагальнення (Табл. 2.20) [169].

Таблиця 2.20 – Формування комплексу переваг і недоліків
способів закладання виробленого простору

Вид закладання	Основні переваги	Основні недоліки
Механічне породне	1. Простота виконання технологічних процесів. 2. Порівняно незначна вартість закладних робіт.	1. Пустотність закладного масиву та вірогідність деформацій. 2. Значний коефіцієнт фільтрації закладного масиву. 3. Утилізація переважно одного виду промислових відходів.
Гідравлічне	1. Висока продуктивність, швидкість заповнення пустот. 2. Відсутність пилоутворення при транспортуванні матеріалу. 3. Рівномірність заповнення виробленого простору.	1. Висока вартість закладних робіт. 2. Незначна міцність. 3. Відсутність монолітності масиву. 4. Високі вимоги до гранулометричних характеристик матеріалу та відведення води. 5. Утилізація переважно одного виду промислових відходів.
Ін'єкційне	1. Різноманіття умов застосування. 2. Подача в'язучого розчину у необхідну область сипкого масиву. 3. Використання декількох компонентів.	1. Висока вартість закладних робіт. 2. Наявність пустот закладного масиву. 3. Нерівномірність розподілу в'язучого матеріалу. 4. Обмежена міцність закладного масиву.
Твердіюче	1. Висока якість та міцність закладного масиву. 2. Монолітність закладного масиву. 3. Низький коефіцієнт фільтрації. 4. Мінімальна усадка закладного масиву. 5. Відсутність пилоутворення при транспортуванні матеріалу. 6. Утилізація декількох видів промислових відходів.	1. Висока вартість закладних робіт. 2. Складність виконання технологічних процесів. 3. Ймовірність схоплювання суміші при технологічних перервах. 4. Сегрегація крупних фракцій закладного матеріалу.
Пастове	1. Менший рівень зносу трубопроводу. 2. Низький коефіцієнт фільтрації штучного масиву. 3. Відсутність сегрегації інертної частини. 4. Відсутність розшарування закладної суміші. 5. Мінімальне усадка масиву. 6. Менша кількість необхідної води у технологічних процесах. 7. Монолітність й високий ступінь ущільнення та однорідності масиву.	1. Обмежена міцність штучного масиву. 2. Використання дрібнодисперсного інертного наповнювача. 3. Складність виконання технологічних процесів.

На основі детального аналізу переваг і недоліків найбільш поширених способів закладання визначено, що саме пастове закладання є найбільш оптимальним рішенням для заповнення техногенних пустот у КЗБ, оскільки поєднує високу геотехнічну ефективність, раціональне використання відходів збагачення та можливість контрольованого формування закладного масиву. На відміну від механічного, гідравлічного, ін'єкційного та твердого закладання, пастова технологія забезпечує низьку фільтраційну здатність і рівномірне ущільнення суміші.

Такі властивості виключають ризик розрідження, нерівномірного розподілу матеріалу та сегрегації часток, що особливо важливо під час заповнення провальних зон шахт і підземних пустот із загрозою раптового обвалення. При цьому, враховуючи характер пустот у регіоні та їх геотехнічні умови, немає необхідності у створенні високоміцних масивів – важливіше забезпечити монолітність, стійкість до деформацій і довготривалу стабільність без надмірних витрат цементу чи інших в'язучих. У порівнянні з іншими способами, пастове закладання дозволяє мінімізувати втрати матеріалу завдяки високій однорідності маси, не потребує додаткової води для транспортування, а також має низький рівень зношування трубопроводів, що знижує експлуатаційні витрати.

Технологія цементованого пастового закладання має переваги над твердіючим у однорідності сформованого закладного масиву й дальності та ефективності транспортування. Твердіюче закладання містить крупний інертний заповнювач, зазвичай 10 – 50 мм [177, 178], що при заповненні пустоти призведе до сегрегації крупних фракцій і розшаруванню суміші, внаслідок чого крупні фракції будуть осаджуватись. Також наявність крупних фракцій у закладній суміші збільшить напруження її зсуву та призведе до підвищеного зносу трубопроводу, що вимагатиме його періодичної заміни. Окрім технологічних переваг пастового закладання, при виборі цього методу необхідно враховувати широкий комплекс регіональних факторів, які можуть суттєво вплинути на ефективність та доцільність його застосування. Важливими аспектами є наявність і розподіл техногенних пустот, доступність хвостосховищ для приготування пастової суміші, особливості рельєфу та топографічної ситуації, екологічні ризики, пов'язані з пилоутворенням хвостів, а

також економічні й соціальні чинники, зокрема, можливість зменшення витрат на придбання в'язучих матеріалів завдяки використанню місцевої сировини.

Для обґрунтованого вибору раціонального способу закладання потрібне врахування наступних особливостей Криворізького регіону: промисловий потенціал, більш значуща проблема утилізації хвостів збагачення, значна щільність населення, критичний екологічний стан довкілля, наявність пріоритетних систем «техногенні пустоти – закладний матеріал» [86].

На підставі вивчення технологічних, екологічних, економічних та соціальних аспектів м. Кривий Ріг виявлено низку індикаторів, що можуть свідчити про доцільність і пріоритетність застосування пастового закладання, які наведено у Таблиці 2.21 [179, 180]. Узагальнені індикатори доцільності свідчать про раціоналізм та доцільність застосування технології пастового закладання утворених у регіоні різноманітних форм техногенних пустот Криворізького регіону, що здатне призвести до значного екологічного, соціального та у перспективі економічного ефекту.

Отже, ґрунтуючись на комплексі переваг і недоліків існуючих способів закладання, а також виявлених індикаторах доцільності застосування пастового закладання, його вибір пояснюється наступними основними аспектами:

- використання хвостів збагачення залізних руд як дрібнодисперсного інертного наповнювача є найважливішим компонентом пастового закладання, що дозволить утилізувати хвости і зменшити інтенсивність розширення хвостосховищ;
- порівняно близьке розташування готових до закладання техногенних пустот до джерел запасів закладних матеріалів – хвостосховищ (інертний матеріал) і відвалів металургійних шлаків (в'язучий матеріал), а також сприятлива топографічна ситуація для транспортування пастової суміші;
- монолітність, щільність та однорідність штучного масиву на основі пастового закладання дозволить ефективно відновити рівень земної поверхні із досягненням геомеханічної її стабільності (відсутність усадки);
- прокладання мережі закладних трубопроводів на земній поверхні дозволить мобільно, високопродуктивно й екологічно безпечно для довкілля здійснювати транспортування пастової закладної суміші в умовах щільної забудови та густоти населення регіону;

Таблиця 2.21 – Узагальнення індикаторів доцільності застосування пастового закладання для закладання пустот у Криворізькому регіоні

Індикатор доцільності	Характеристика
Наявність готових техногенних пустот до закладання	Умовою початку процесів закладання техногенних пустот є наявність саме готових до закладання таких пустот, комплекс яких утворено у західній частині м. Кривий Ріг. Провальні зони шахт становлять техногенну безпеку й загрожують безпеці життя і здоров'я населення, руйнують цінні ґрунти та екосистеми.
Наявність хвостосховища як джерела дрібнодисперсних хвостів збагачення	Дрібнодисперсні хвости збагачення складають основу цементованого пастового закладання (65 – 80%), що разом із в'язким матеріалом та водою створюють однорідний і монолітний закладний масив. Для заповнення об'ємів утворених пустот потрібна висока забезпеченість хвостами збагачення.
Наявність альтернативної бази закладних матеріалів	Наявність у регіоні крім джерела цементу таких промислових відходів як металургійні шлаки, золи-виносу та родовища вапняків здатні замінити частину дороговартісного цементу у складі пастового закладання й зменшити витрати на технологію.
Сприятливий рельєф та топографічна ситуація	Від хвостосховища як основного джерела пастового закладання до комплексу утворених техногенних пустот абсолютні відмітки рельєфу зменшуються від +150...140 до +120...100 м, що суттєво впливатиме на зменшення втрат напору при транспортуванні пастової закладної суміші.
Пиління сухих пляжів хвостосховищ та забруднення довкілля	Сухі пляжі хвостосховищ, особливо у теплий період року, здатні до інтенсивного пиління, що забруднює довкілля та завдає шкоди здоров'ю населення. Відкривається можливість утилізації хвостів збагачення, що має значний екологічний сенс.
Складність відведення нових земельних площ під розміщення промислових відходів	Використання сухих та зволжених хвостів збагачення залізних руд з уже намитих і закритих карт хвостосховища дозволить відкрити можливість їх повторного використання для розміщення хвостової пульпи.
Недосконалість традиційного засипання техногенних пустот відвальними породами	Засипка техногенних пустот пустими відвальними породами характеризується пиловим забрудненням, фільтраційними властивостями, пустотністю та схильністю сформованого масиву до усадки й низькою мобільністю технологічних процесів.
Порівняно незначна відстань хвостосховища до утворених техногенних пустот	Сприятливе розташування крупного хвостосховища до утворених техногенних пустот (4 – 5 км) дозволяє ефективно та екологічно безпечно використати трубопровідний транспорт для доставки пастової закладної суміші й формування масиву.
Наявність порушених земельних площ в межах крупного промислового центру з високою щільністю населення	Порушені земельні площі, що розташовані в межах міста, у випадку їх відновлення з досягненням геомеханічної надійності можуть бути інтегровані у промислово-економічний простір міста або продані землекористувачу за постійну виплату податків при здійсненні економічної діяльності.
Порушення земної поверхні різними гірничими підприємствами	Відповідальність за порушення земної поверхні та погіршення екологічної ситуації покладається на гірничодобувні підприємства й органи місцевої влади, які повинні бути зацікавлені у нових механізмах рекультивації. Для інвестування проєктів пастового закладання пустот може бути створений промислово-адміністративний симбіоз для збалансованого розподілу коштів.

- низький коефіцієнт фільтрації та властивості пастового закладного масиву сприяють надійній ізоляції та герметизації від можливого забруднення підземних вод і дестабілізації;

- мінімальний вміст в'язучого матеріалу у складі пастової суміші дозволяє суттєво зменшити експлуатаційні витрати на здійснення закладних операцій.

Сьогодні пастове закладання техногенних пустот в Україні є невивченим та новим напрямом, який досліджується вперше, що потребує проведення широкого спектру експериментальних досліджень з вивчення фізико-хімічних і фізико-механічних властивостей закладних матеріалів, пастових закладних сумішей та сформованого монолітного масиву. Крім того, у закордонних наукових працях є досить обмеженою кількість досліджень щодо пастового закладання на основі хвостів збагачення саме залізних руд, дослідження якого розширить та доповнить наукові знання щодо використання залізорудних хвостів у пастовому закладанні, їх впливу на механічну міцність, реологічні характеристики суміші та стійкість закладного масиву. Ліквідація техногенних пустот для максимізації ефекту повинна бути комплексною і пов'язаною у єдину систему пастового закладання, яка забезпечить поетапне та контрольоване заповнення різних типів порушеного простору.

2.7. Екологічна безпечність трансформації хвостів збагачення

у монолітний закладний масив для ліквідації техногенних пустот

Оскільки традиційне поверхнєве складування й зберігання хвостів збагачення створює довгострокові екологічні ризики для довкілля, сучасні тенденції раціонального природокористування вимагають переходу до мало- або безвідходних технологій. Для кількісної оцінки екологічної ефективності технології перетворення накопичених відходів збагачення залізних руд у пастові закладні суміші розроблено експериментальну методику порівняльних досліджень. Дослідження виконувалися методом статичного накопичувального вилуговування згідно з принципами міжнародних стандартів [181-183]. Експериментальна схема передбачала підготовку двох паралельних дослідних серій для порівняння динаміки міграції речовин:

– вихідні дрібнодисперсні пилюваті хвости збагачення, відібрані з карти хвостосховища та піддані висушуванню;

– дрібнодисперсні хвости збагачення, трансформовані у пастову закладну суміш та далі у монолітний закладний масив (готувалась суміш до досягнення стану, близького до пастоподібного).

Метою експерименту є порівняльна оцінка екологічної безпеки дисперсних та консолідованих відходів шляхом визначення динаміки міграції хімічних компонентів та забруднюючих речовин у водне середовище з оцінкою ефективності їх іммобілізації у структурі пастового закладного масиву [175].

Аналіз хімічного складу контактної води здійснювався з використанням сучасного фотометра eXact® Micro 20 виробництва США, принцип дії якого базується на фотометричному (колориметричному) вимірюванні світлопропускання зразка після реакції зі спеціальними реагентами. Для проведення аналізу використовувалися ліцензовані тест-смужки та рідкі реагенти, об'єм проби на один аналіз становив 3 – 4 мл, а час на аналіз речовини – від 20 до 600 секунд залежно від показника. Схема лабораторних досліджень ілюструється на Рисунку 2.13 [184].

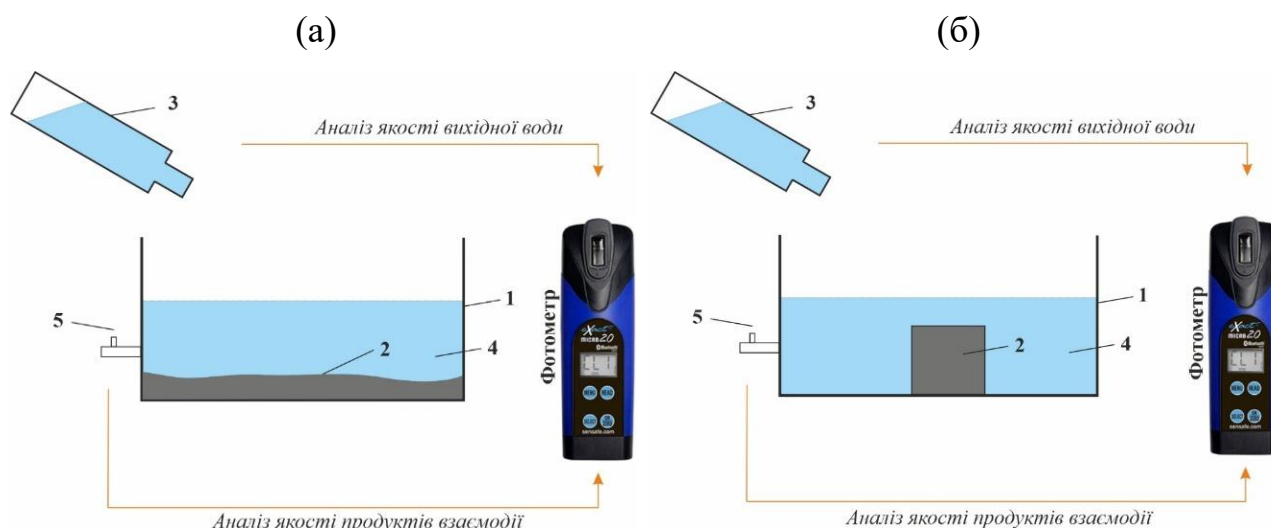


Рисунок 2.13 – Схема експериментальних досліджень взаємодії дрібнодисперсних хвостів збагачення (а) та хвостів збагачення, монолітизованих у закладний масив (б): 1 – ємність з досліджуваним зразком; 2 – дисперсні хвости/зразок монолітного пастового закладання; 3 – деїонізована вода, що додається у ємність; 4 – контактна вода; 5 – пристрій для відбору контактної води на аналіз

Моніторинг екологічної безпеки включає вимірювання широкого спектра наступних показників якості водного середовища: рН, жорсткість загальна, залізо загальне, сульфати, нітрити, нітрати, амоній, фосфати, хлориди, загальний вміст важких металів, мідь, марганець. Спеціалізовані реагенти та їх діапазони подано у Таблиці 2.22. Прийнятий у дослідженні перелік забруднюючих речовин пояснюється саме необхідністю фокусування на пріоритетних індикаторах-забруднювачів, що є специфічними для хімічних та мінералогічних особливостей залізородних родовищ. Крім того, прийняті для досліджень речовини підлягають моніторингу Державним агентством водних ресурсів України на офіційному пункті спостереження за якістю води р. Інгулець (с. Мар'янівка), що здійснює оцінку впливу близько розташованого хвостосховища ПрАТ «ЦГЗК».

Аналіз деяких нехарактерних компонентів, таких як нафтопродукти, органіка для такого типу промислових відходів як хвости збагачення залізних руд прийнято як недоцільний й моніторинг не здійснювався. Включення до експериментальної програми визначення вмісту токсичних елементів як міді (Cu) та марганцю (Mn) обумовлено наявністю тільки такої сертифікованої реагентної бази та які виступають індикаторами міграційної активності токсичної складової хвостів збагачення.

Таблиця 2.22 – Ліцензійні реагенти, що застосовувались для дослідження вмісту визначених забруднюючих речовин фотометром eXact® Micro 20

Реагент	Діапазон вимірювання, мг/л
Показник рН	5,2 – 9,4
Жорсткість загальна високого рівня (ТНН)	80 – 600
Залізо загальне (TPTZ)	0,03 – 6,0
Сульфати (SO ₄)	2 – 210
Нітрити (NO ₂)	0,01 – 1,8
Нітрати (NO ₃)	0,12 – 30
Амоній (NH ₄)	0,02 – 2,4
Фосфати (PO ₄)	0,03 – 4,0
Хлориди (CH)	3 – 270
Загальний вміст важких металів (Me ⁺²)	0,05 – 2,5
Мідь (Cu ⁺²)	0,01 – 10,0
Марганець (Mn ⁺²)	0,01 – 1,5

Для обґрунтування вибору модельного водного середовища тобто, екстрагента, враховано визначений хімічний склад атмосферних опадів у регіоні досліджень, а саме м. Кривий Ріг. Попередньо визначено, що місцеві опади характеризуються низькою мінералізацією: вміст сульфатів $< 1,0$ мг/л, хлоридів – $6,0$ мг/л, загальна жорсткість $< 60,0$ мг/л при $\text{pH} = 6,7$, що свідчить про їх високу розчинювальну здатність щодо мінеральних компонентів дисперсних хвостів збагачення, а також потенційну агресивність по відношенню до цементної матриці закладного масиву.

Для моделювання «найгіршого сценарію» у лабораторних умовах було прийнято рішення використовувати водне середовище з гранично низькою мінералізацією. У якості контактного середовища використовувалася хімічно агресивна деіонізована та демінералізована вода з початковим показником $\text{pH} < 5,2$. Такий підхід дозволяє виключити фонове забруднення проби води, інтенсифікувати масообмінні процеси та виявити найбільший забруднюючий потенціал досліджуваних відходів збагачення та монолітного масиву. Вибір такого екстрагента дозволяє встановити граничний рівень екологічної небезпеки та підтвердити стійкість масиву навіть у реальному, менш агресивному водному середовищі, якими є атмосферні опади. Співвідношення деіонізованої та твердої фаз при лабораторних дослідженнях прийнято на рівні 10:1 відповідно до нормативу [185], що забезпечує оцінку повного міграційного потенціалу речовин без швидкого насичення розчину. Прийнята для дослідження маса дисперсних хвостів збагачення та зразка монолітного закладання по 200 г, води відповідно – по 2 л. Експеримент проводився у спеціалізованих ємностях, де розміщувались дрібнодисперсні хвости збагачення та кубічний зразок пастового закладання, у якому зв'язані хвости збагачення та з яких здійснювався періодичний відбір контактної води. Повна тривалість контакту становила 7 діб, а періодичний відбір проб для аналізу динаміки процесу здійснювався 1 раз на добу. Надалі отримані дані порівнювалися з гранично допустимими концентраціями води для рибних господарств й води господарсько-питного призначення.

Таким чином, підхід з використанням «найгірших умов» дозволяє визначити потенційний ступінь екологічного запасу. Якщо при агресивному

моделюванні показники не перевищують або незначно перевищують норми, то досягається гарантія екологічної безпеки закладного масиву при реальному впливі як атмосферних опадів, так і гідрогеологічних умов

Згідно розробленої експериментальної програми виконано серію лабораторних досліджень взаємодії дрібнодисперсних хвостів збагачення та хвостів збагачення, трансформованих у монолітний закладний масив. Процедура експериментальних досліджень ілюстровано на Рисунку 2.14. При витримці дисперсних хвостів збагачення у деіонізованій воді (Рис. 2.14а) спостерігалась підвищена каламутність та наявність зважених часток, особливо протягом 1 – 3 доби контакту, а з 3 до 7 доби каламутність води поступово зменшувалась, спостерігалась сегрегація дрібних часток хвостів збагачення.

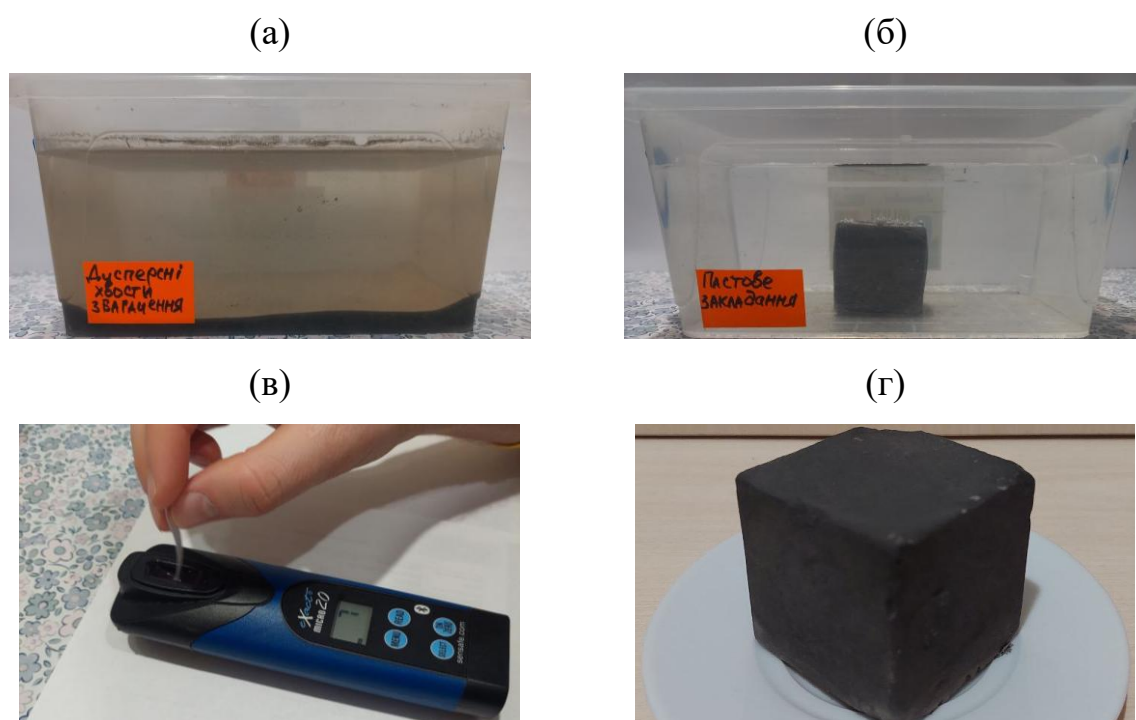


Рисунок 2.14 – Лабораторні дослідження екологічної безпечності перетворення відходів збагачення залізних руд у пастовий монолітний закладний масив:
 (а) взаємодія дрібних відходів збагачення з екстрагентом; (б) взаємодія монолітизованих у закладний масив відходів збагачення з екстрагентом;
 (в) процес вимірювання показників якості контактної води (в); (г) вигляд зразка закладного масиву після тривалої взаємодії з екстрагентом

При витримці зразка закладного масиву, у складі якого монолітизовані дрібні хвости збагачення протягом всього терміну з 1 по 7 добу спостерігалась максимальна прозорість й мінімальна каламутність контактної деіонізованої води (Рис. 2.14б), що свідчить про мінімальне першочергове забруднення. З використанням спеціальних реагентів та фотометру виконано процедури замірів вмісту визначених забруднюючих речовин (Рис. 2.14в). Важливо, що після повного 7-добового контакту зразка монолітного закладного масиву з деіонізованою водою зберігається його монолітність та цілісність (Рис. 2.14г), що свідчить про низький коефіцієнт фільтрації, при цьому вага зразка збільшилась на 17%.

У результаті обробки масиву експериментальних даних виявлено динаміку зміни вмісту забруднюючих речовин та наступне його порівняння зі встановленими значеннями ГДК (Рис. 2.15). Аналіз даного рисунка показує, що дисперсні хвости збагачення являють собою потенціал вторинного забруднення водного середовища. Так, протягом 7 діб показник рН контактної води збільшився з 6,0 до 7,1 – 7,2, входячи у межі ГДК ($\text{pH} = 6,5 - 8,5$), однак при цьому спостерігається зростання показників мінералізації. Загальна жорсткість збільшилась з 70 до 105 мг/л, що становить 50% і свідчить про активне вимивання лужноземельних компонентів. Концентрація заліза загального досягала 1,78 мг/л за 1 добу та знижувалась до 0,36 мг/л на 7-му добу через окиснення Fe^{+2} до малорозчинних форм Fe^{+3} та їх подальшого гідролізу з утворенням осаду гідроксидів заліза, проте протягом усього періоду перевищувала ГДК для рибогосподарських водойм (0,1 мг/л) у 3,6 – 17,8 рази. Вміст сульфатів збільшився на 37% з 60 до 82 мг/л, залишаючись нижче ГДК (100 мг/л), що свідчить про триваючий процес вилуговування сульфатів у водне середовище. Нітроти зростали з 0,01 до 0,08 мг/л і на 6 – 7 добу досягали граничного значення 0,08 мг/л. Нітрати підвищувалися у 2 рази з 1,31 до 2,66 мг/л, залишаючись нижче ГДК (40 мг/л). Фосфати зростали у 4,5 рази з 0,04 до 0,18 мг/л, наближаючись до ГДК 0,2 мг/л. Загальний вміст важких металів (Me^{+2}) стабільно становив 0,05 – 0,07 мг/л, що складає 50 – 70% від ГДК (0,1 мг/л). При цьому мідь і марганець (у сумі) фіксувалися на рівні 0,05 – 0,07 мг/л, що перевищує ГДК для Mn (0,01 мг/л).

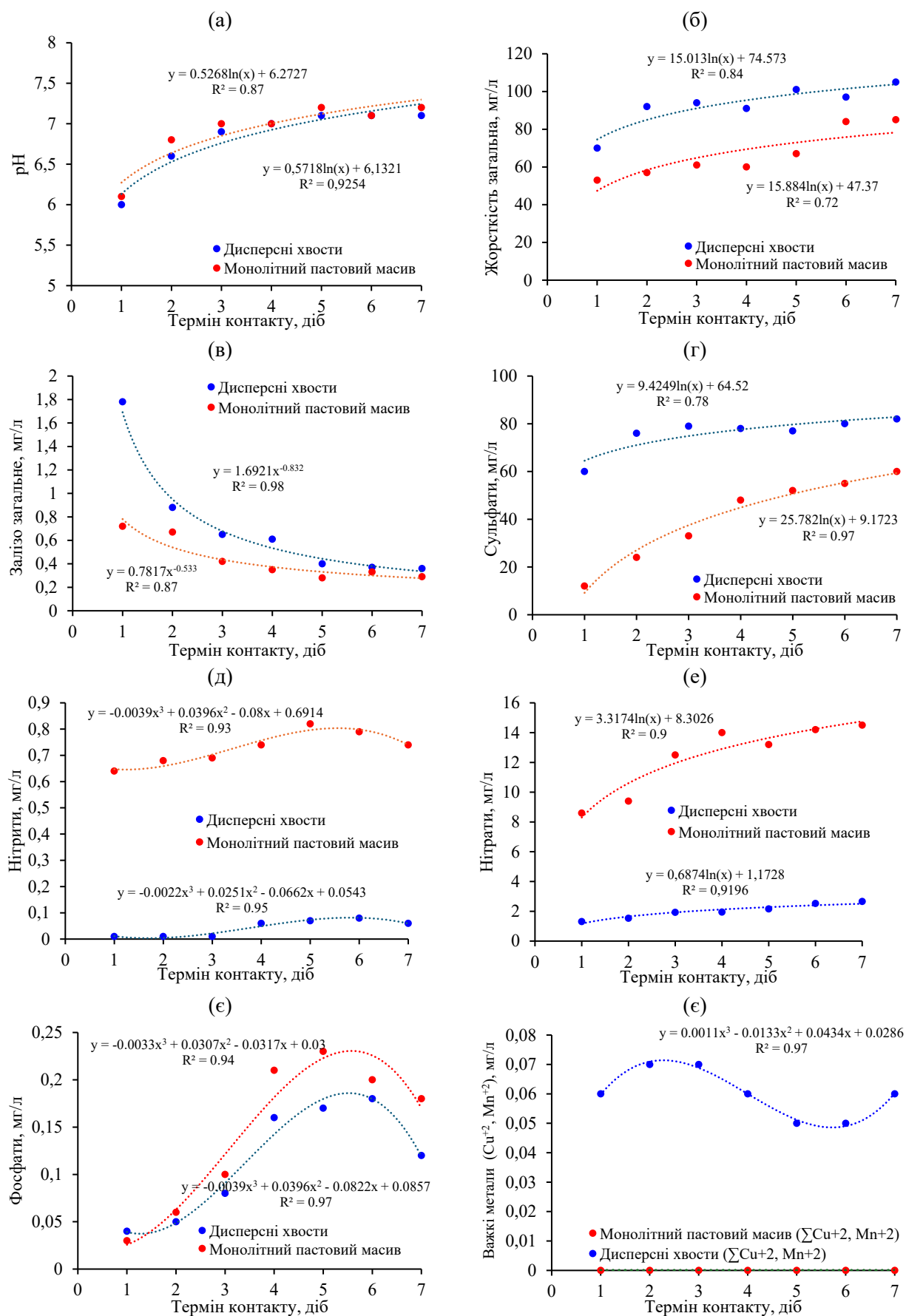


Рисунок 2.15 – Графіки динаміки зміни вмісту забруднюючих речовин у часі:

(а) показник рН; (б) загальна жорсткість; (в) залізо загальне; (г) сульфати;

(д) нітриди; (е) нітрати; (є) фосфати; (ж) важкі метали ($\Sigma\text{Cu}^{+2}, \text{Mn}^{+2}$)

Так, навіть за відсутності перевищень по окремих макрокомпонентах, дисперсні хвости формують виділення заліза, біогенних і токсичних металів у воду та можуть розглядатися як джерело вторинного забруднення при інфільтрації опадів.

Хвости збагачення, трансформовані у монолітний пастовий закладний масив, продемонстрували принципово інший характер взаємодії з водою. Значення рН стабілізувалося в межах 6,1 – 7,2, що відповідає нормативам. Загальна жорсткість зросла на 60% з 53 до 85 мг/л, але залишалась у межах нормативів питної води (≤ 7 ммоль/л екв.). Концентрація заліза зменшилася на 60% з 0,72 до 0,29 мг/л, проте у перші 4 доби перевищувала ГДК для рибогосподарських водойм у 3 – 7 разів; надалі спостерігалася тенденція до стабілізації через окиснення. Вміст сульфатів підвищився у 5 разів з 12 до 60 мг/л (у 5 разів), однак не перевищує ГДК (100 мг/л). Нітрити становили 0,64 – 0,82 мг/л, що перевищує норматив рибогосподарських водойм (0,08 мг/л), однак для питної води (0,5 мг/л) перевищення складало 1,3 – 1,6 рази лише у пікові періоди. Нітрати зросли на 70% з 8,6 до 14,5 мг/л (+70%), залишаючись значно нижче ГДК (50 мг/л). Фосфати збільшились до 0,23 мг/л, що перевищує ГДК для рибогосподарських водойм (0,2 мг/л) лише на 15%, але для питної води (3,5 мг/л) мають значний запас безпеки. Важливо, що загальний вміст важких металів (Me^{+2}) у фільтраті моноліту протягом усіх 7 діб становив 0 мг/л, тобто нижче межі визначення 0,05 мг/л.

Аналіз отриманих лабораторних даних показує, що дисперсні хвости збагачення являють собою значний потенціал вторинного забруднення водного середовища. Зростання показників загальної жорсткості свідчить про активне вимивання лужноземельних компонентів. Зниження концентрації заліза з часом пояснюється окисненням Fe^{+2} до малорозчинних форм Fe^{+3} та їх подальшим гідролізом з утворенням осаду гідроксидів заліза. Проте, загальний аналіз доводить, що навіть за відсутності критичних перевищень ГДК по окремих макрокомпонентах, дисперсні хвости формують стабільне виділення біогенних та токсичних металів у воду і виступають постійним джерелом забруднення при інфільтрації атмосферних опадів.

Трансформація хвостів збагачення у монолітний пастовий масив демонструє принципово інший характер взаємодії з водним середовищем. Низька каламутність

екстрагента та збереження цілісності зразка свідчать про низький коефіцієнт фільтрації і відсутність першочергового руйнування матриці. Найбільш показовим є те, що загальний вміст важких металів у фільтраті моноліту протягом усього експерименту не фіксувався, що свідчить про іммобілізацію важких та токсичних металів цементною матрицею та формування надійного геохімічного бар'єра.

Встановлені експериментом концентрації компонентів у режимі статичного накопичувального вилюговування слід розглядати як оцінку граничного міграційного потенціалу. Використання деіонізованої води з максимальною розчинною здатністю не є прямим відтворенням природних умов, тому отримані дані відображають верхню межу, тобто «найгірший сценарій» можливого вилюговування. У реальних умовах атмосферні або підземні води матимуть значно нижчу здатність до вимивання речовин.

На основі узагальнення вище отриманих результатів у пп. 2.2 – 2.5 встановлено **перше наукове положення:** *просторове розширення провальної зони у по-стактивній фазі обвалення змінюється за логарифмічною залежністю у часі й через дію залишкових деформацій та ерозії спричиняє деградацію ґрунтово-рослинного покриву прилеглих територій, що підтверджується зниженням нормалізованого вегетаційного індексу NDVI з 0,49 до 0,36. Мінімізація цієї техногенно-екологічної небезпеки досягається шляхом трансформації хвостів збагачення залізних руд, які у місцях накопичення під впливом кліматичних факторів є джерелом вторинного забруднення прилеглих територій, у монолітний закладний масив, що іммобілізує у своїй структурі забруднюючі речовини та токсичні елементи та його формуванням у провальному просторі. Це обґрунтовує безпечний спосіб рекультивації та обмежує подальше розширення площі провальних зон.*

На відміну від поверхневого хвостосховища, де інтенсивна інфільтрація опадів створює постійну екологічну загрозу забруднення ґрунтових та поверхневих вод, монолітний пастовий масив у техногенних пустотах перебуватиме у принципово безпечніших гідрогеологічних умовах. Такий факт зумовлений тим, що техногенні пустоти, що потенційно підлягають ліквідації, розташовані у зоні впливу масштабної регіональної депресійної воронки, яка сформована багаторічним

інтенсивним водовідливом глибоких шахт і кар'єрів Кривбасу [186, 187]. Завдяки низхідному гідравлічному градієнту та глибоко пониженому п'єзометричному рівню, закладний масив не матиме сталого водонасичення та не контактуватиме з активними водоносними горизонтами. Також перебування закладного масиву техногенних в осушених умовах доведений автором моделюванні геофільтраційних процесів під впливом роботи водовідливів шахт та Глеюватського кар'єру [188].

Враховуючи екологічну безпеку пастового закладного масиву для підземних вод, природоохоронним напрямом визначено утилізацію дрібнодисперсних хвостів збагачення як найбільш масового та екологічно шкідливого промислового відходу регіону шляхом їх трансформації у пастовий закладний масив для ліквідації техногенно-небезпечного комплексу утворених пустот.

2.8. Нова концепція ліквідації техногенних пустот на основі застосування технології пастового закладання

Серед наукових праць закордонних вчених, присвячених технологіям підземного видобування із закладанням виробленого простору, за останні 20 років відбулась стрімка зацікавленість до технології цементованого пастового закладання [189]. Оскільки основним компонентом такого закладання є дрібнодисперсні хвости збагачення, кількість яких внаслідок переробки корисних копалин накопичилась у значній кількості, з метою мінімізації подальших збільшень земельних площ під хвостосховища цей вид відходів все частіше знайшов використання у даному виді закладання. Також значним ініціатором вважається екологічна складова, а саме негативний вплив хвостосховищ на довкілля через пилове забруднення з поверхонь сухих пляжів, забруднення ґрунтів токсичними речовинами та небезпека проривів дамб хвостосховищ.

Для збереження стану земної поверхні при розробці родовищ мінеральних ресурсів під інфраструктурними об'єктами, що охороняються, цементоване пастове закладання наряду з поліпшенням екологічного стану є ефективним рішенням і являє собою метод заповнення виробленого простору шахт із використанням пастоподібної суміші, що складається з дрібнодисперсних хвостів збагачення,

води та цементу і здатна з плином часу твердіти та перетворюватись на монолітний масив. Зазвичай, пастова закладна суміш готується на поверхні у закладному комплексі та подається під землю трубами для прямої доставки у відпрацьовані пустоти. Структурна будова та взаємозв'язок функцій елементів цементованого пастового закладання наведено на Рисунку 2.16, аналіз якого показує найбільш розповсюджений вміст компонентів у практиці застосування цементованого пастового закладання, який варіюється залежно від нормативної міцності закладного масиву та необхідної консистенції закладної суміші, що визначається дальністю транспортування. Демонструється взаємозв'язок між компонентами пастового закладання: відношення в'язучого матеріалу та хвостів збагачення здебільшого впливає на міцність закладного масиву, відношення хвостів збагачення до вмісту води визначає консистенцію і текучість закладної суміші, а водоцементне співвідношення впливає як на міцність, повноту гідратації, так і на консистенцію суміші [190, 191]. Тому проектування складу пастової закладної суміші є важливим етапом і являє собою досягнення оптимального балансу між її міцністю, текучістю та економічністю. Міцність пастового закладання у практиці закладання шахт коливається на рівні 1 – 3 МПа у віці 30 днів та 3 – 5 МПа у віці 90 днів.



Рисунок 2.16 – Структура та взаємозв'язок між компонентами цементованого пастового закладання

Технологічний процес пастового закладання базується на використанні хвостів збагачення як основного компонента закладної суміші, що дозволяє ефективно утилізувати відходи гірничої промисловості. Після процесу збагачення корисних копалин у збагачувальних фабриках відбувається відділення дрібнодисперсних мінеральних частинок, які разом із водою направляються у хвостосховища або одразу на згущення. Для отримання пастової суміші хвости проходять стадію згущення у високоефективних згущувачах або фільтр-пресах, що зменшує вміст вільної води та підвищує концентрацію твердих частинок до 65 – 85%. Отримана згущена хвостова маса змішується з водою та в'язучими матеріалами до пастоподібної консистенції, такими як цемент, шлаки або зола, у спеціальних міксерах, забезпечуючи необхідну однорідність суміші та задані реологічні характеристики. Готова пастова закладна суміш транспортується по системі трубопроводів до підземних пустот за допомогою поршневих або шнекових насосів.

Слід зазначити, що фізико-механічні властивості пастового закладного масиву є індивідуальними для кожного гірничого підприємства та залежать від низки факторів. Окрім типу в'язучого матеріалу, його дозування та співвідношення води і цементу, міцність закладного масиву значною мірою визначається характеристиками хвостів збагачення, зокрема їх гранулометричним складом і мінералогічними особливостями. Залежно від типу видобутої руди утворюються хвости збагачення різного складу, які у світовій практиці використовуються у пастовому закладанні. Серед них хвости збагачення залізної руди, кремнезему, сульфідних руд, нікелевих, золотосрібних, мідно-золотих руд, вольфрамові хвости, червоний шлам, хвости збагачення тантал-ніобієвих руд, вугільні хвости та інші [192]. Проте, якщо за мінералогічним, хімічним складом та умовами формування хвости збагачення є близькими, то при рівних умовах дозування в'язучого матеріалу й води механічні властивості пастового закладання будуть схожими.

На сьогодні технологія пастового закладання переважно застосовується для заповнення підземних вироблених просторів шахт, де достатньо вивчена та впроваджена у практику. Проте, для орієнтування цієї технології в умовах також поверхневих техногенних пустот, таких як провальні зони шахт та вироблені простори кар'єрів, необхідна її адаптація з урахуванням специфічних

геомеханічних та кліматичних факторів, що впливають на якість формування закладного масиву. Особливої уваги потребує адаптація технології в умовах, коли відсутній комплекс згущення хвостів, а вихідним матеріалом є утворене хвостосховище з намитими у картах дрібнодисперсними хвостами.

Криворізький регіон володіє потужними запасами дрібнодисперсних хвостів збагачення та мінерально-сировинною базою в'язучих матеріалів, здатних зменшити вміст дороговартісного цементу. Для приготування пастового закладання у регіоні можуть бути використані різні в'язучі матеріали або їх комбінація. У цьому випадку потрібно підібрати оптимальний склад закладної суміші та встановити, які кращі властивості досягаються: або використовувати цемент, або дешевше подрібнювати доменний гранульований шлак і золу-виносу, або їх комбінація у різному пропорційному співвідношенні. Вагоме значення буде відігравати дальність транспортування закладних матеріалів до побудованого закладного комплексу.

Завдяки трубопроводному транспорту пастової закладної суміші досягається можливість створення широко розвиненої мобільної мережі закладних трубопроводів з метою її доставки у кар'єри та зони провалів шахт. Це дозволить більш безпечніше для довкілля транспортувати закладну суміш, ніж, наприклад, доставка пустих відвальних порід до кар'єрів і зон провалів, що супроводжується інтенсивним пилінням і забрудненням повітря й прилеглих ґрунтів. В умовах густонаселеного м. Кривий Ріг та значної кількості промислових і цивільних забудов трубопровідний транспорт закладання є доцільним технічним рішенням. Як альтернативний варіант пастовому закладанню слід згадати цементне породне закладання, проте основними недоліками буде очікуваний високий знос трубопроводів при транспортуванні суміші, більший час її захоплення й сегрегація крупних фракцій з подальшою неоднорідністю масиву при заповненні кар'єрних пустот і провальних зон шахт.

Неможливо не брати до уваги той факт, що на формування пастового закладного масиву у відкритих техногенних пустотах будуть мати вплив кліматичні умови. Пастове закладання передбачається доставляти трубопровідним транспортом і наступне твердіння й формування пастового закладного масиву відбуватиметься під впливом температури навколишнього середовища, що матиме значний

вплив на умови твердіння, якість закладного масиву та організацію закладних робіт. Низкою досліджень вивчався вплив температури на твердіння пастових закладних сумішей [193, 194], що свідчить про збільшення терміну схоплювання й зниження їх міцнісних властивостей при зниженні температурних умов. Враховуючи динаміку зміни середньомісячних температур та інтенсивності опадів у м. Кривий Ріг за останні три роки, вважаємо, що раціональним періодом застосування пастового закладання для відкритих техногенних пустот є термін з квітня по жовтень місяць (Рис. 2.17) [195]. Для можливості безперебійного здійснення заповнення утворених у Криворізькому регіоні техногенних пустот доцільним є сезонний підхід до формування закладного масиву: у період сприятливих умов з березня по жовтень здійснювати пастове закладання, а при несприятливих кліматичних умовах з листопада по березень формувати породний закладний масив, умови формування якого не залежать від кліматичних умов. Нова пропонована концепція ліквідації техногенних пустот на основі технології пастового закладання ілюструється на Рисунку 2.18.

Прикладом сезонного підходу до закладання різних типів техногенних пустот може бути наступна інтерпретація: у період з березня по жовтень виконується пастове закладання провальних зон шахт і вироблених просторів кар'єру, а у період з листопада по березень здійснюється формування породного закладного масиву поверх пастового у відкритих техногенних пустотах, а також пастове закладання виявлених непогашених підземних пустот, де температурні умови є придатними для твердіння й набору необхідних його механічних властивостей.

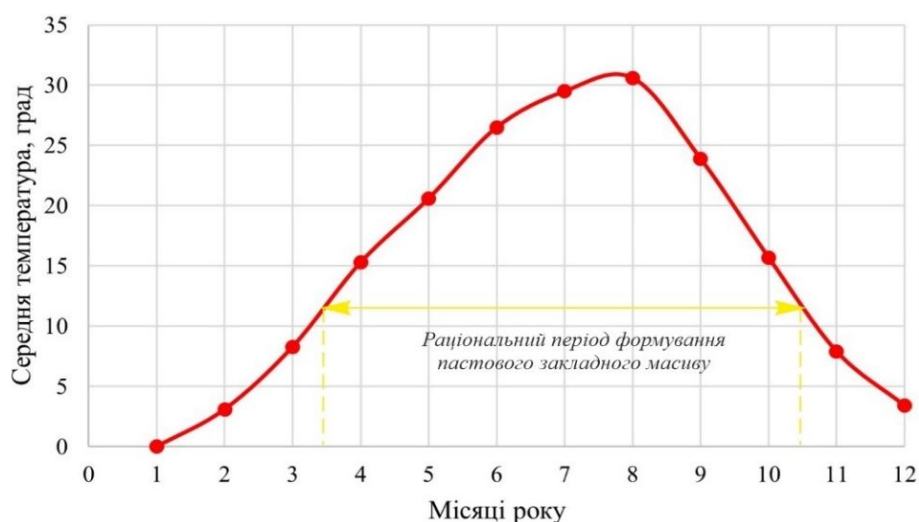


Рисунок 2.17 – Динаміка зміни середньомісячних температур у м. Кривий Ріг

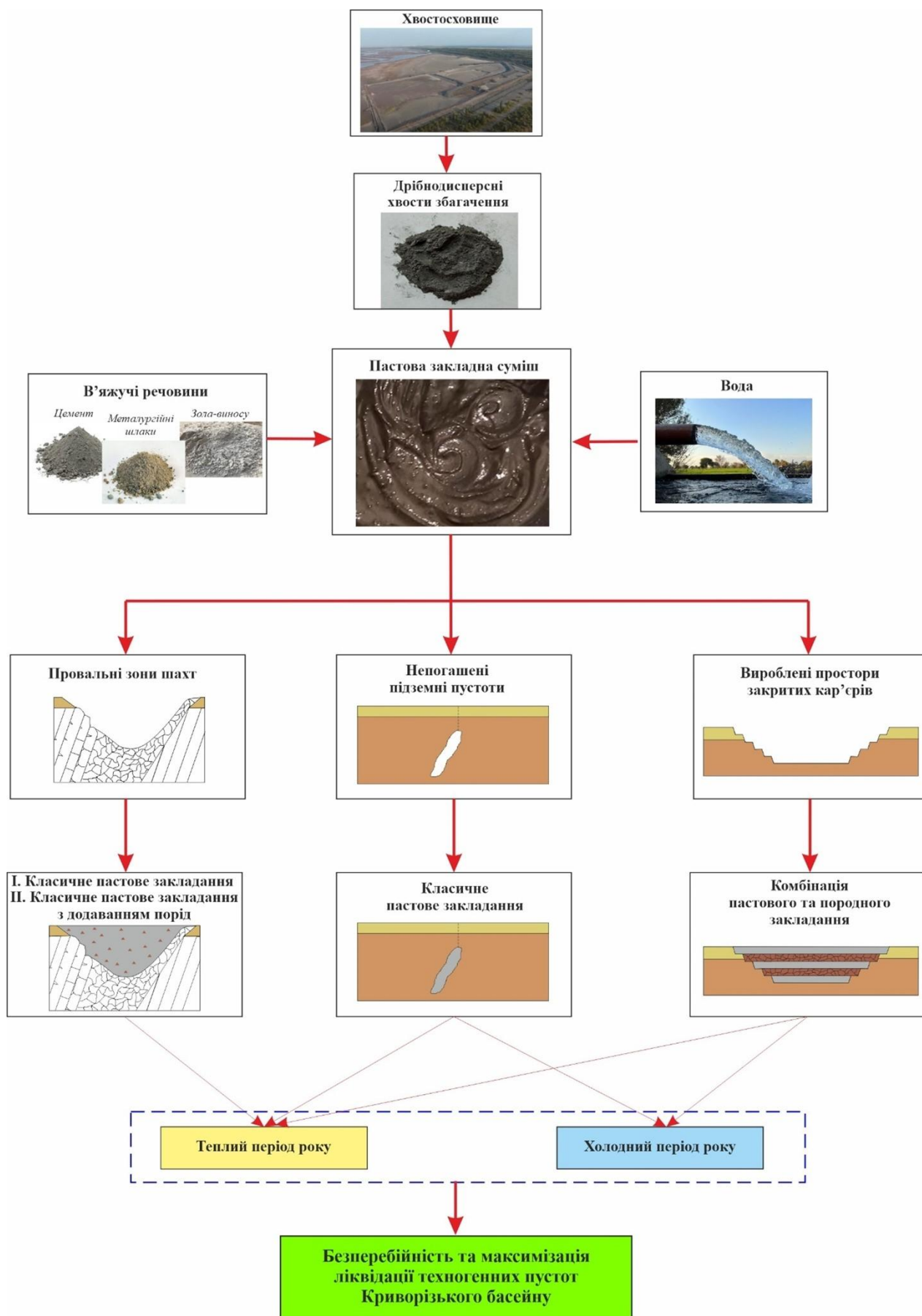


Рисунок 2.18 – Концепція ліквідації техногенних пустот на основі технології пастового закладання в умовах Криворізького залізрудного басейну

Нова концепція ліквідації техногенних пустот у КЗБ базується на технології пастового закладання з використанням хвостів збагачення (Рис. 2.18). Основний процес передбачає вилучення хвостів збагачення з наливних карт, де вже відбулося водовідведення, та їх змішування з в'язучими матеріалами (цемент, металургійні шлаки, зола-винесення) і водою для утворення пастової закладної суміші. Ця суміш спрямовується на заповнення різних видів техногенних пустот: провальних зон шахт, непогашених підземних пустот і вироблених просторів закритих кар'єрів. У теплий період року пастове закладання застосовується як для відкритих, так і для підземних пустот. У холодний період у відкритих техногенних пустотах формується породний закладний масив поверх пастового, тоді як у підземних пустотах продовжується застосування пастового закладання, оскільки температурні умови там залишаються сприятливими для тверднення і набору необхідних механічних властивостей.

Такий підхід забезпечує не лише безперервність процесу ліквідації техногенних пустот, але й максимальну ефективність їх заповнення за рахунок гнучкості концепції. Концепція дозволяє взаємопов'язано ліквідовувати різні типи пустот – відкриті й підземні непогашені шляхом поєднання пастового та породного закладання залежно від сезонних умов. Внаслідок реалізації концепції досягається геомеханічна стійкість порушеного видобутком масиву гірських порід, підвищується екологічна безпека за рахунок блокування руйнівних процесів земної поверхні й утилізації відходів, знижуються ризики утворення провалів та створюються сприятливі умови для подальшого раціонального використання земель.

Важливою складовою реалізації пропонованої концепції є встановлення раціональної області її застосування. Зважаючи на те, що навколо м. Кривий Ріг утворена значна чисельність техногенних пустот і хвостосховищ, як основного джерела пастового закладання, місто було умовно розділено на південну, центральну та північну частини щодо перспектив застосування концепції ліквідації пустот на основі пастового закладання (Рис. 2.19) [89].

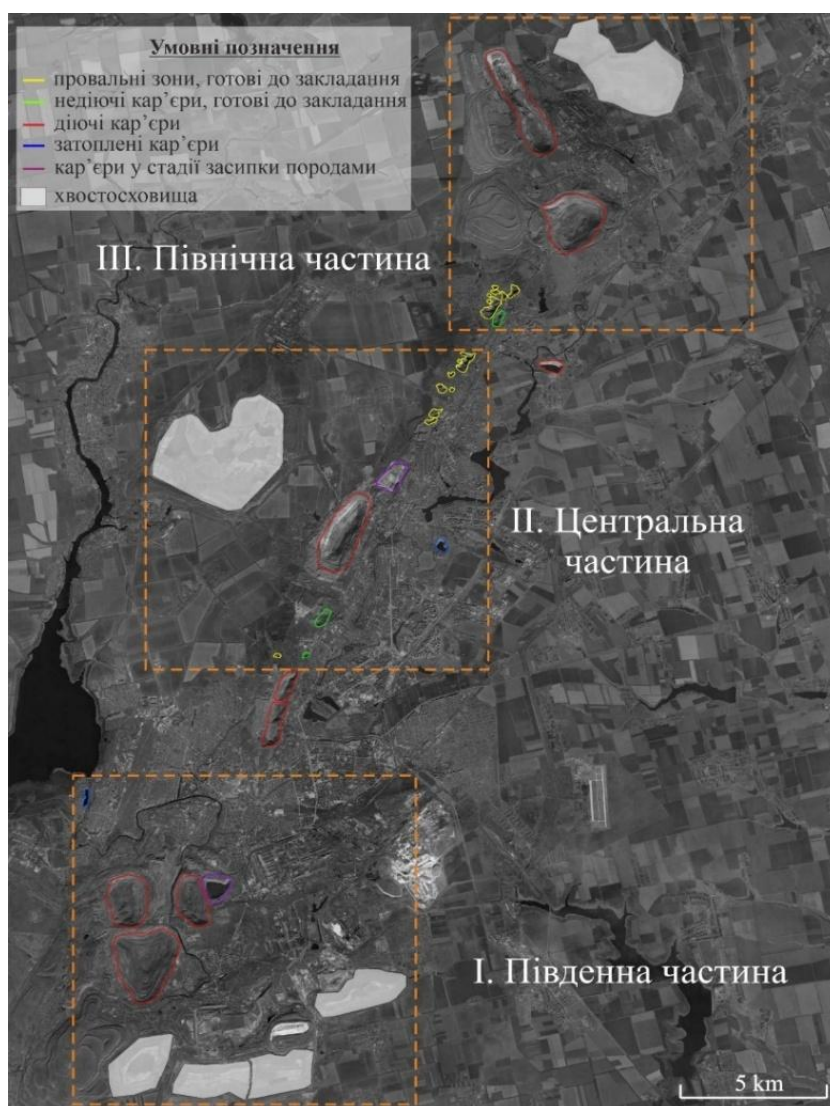


Рисунок 2.19 – Зонування території м. Кривий Ріг за перспективами застосування пастового закладання для ліквідації техногенних пустот

Так, у південній частині міста, незважаючи на значні запаси хвостів у хвостосховищах та близької відстані кар'єрів до них, реалізація концепції сьогодні є неможливою з причини відсутності готових пустот до закладання – відсутні близько розташовані провальні зони шахт і підземні непогашені пустоти, а усі кар'єри є діючими. У північній частині міста ситуація аналогічна, проте, є утворені провальні зони шахт «Ім. Колчевського» та «Тернівська». Реалізація концепції ускладнена, адже відстань від хвостосховища до провальних зон складає 12 – 13 км, має місце наявність забудов, складного рельєфу, накопичених значних розмірів відвалів та річки Саксагань.

У центральній частині м. Кривий Ріг створені найсприятливіші умови впровадження концепції пастового закладання у КЗБ. У зазначеній області наявна максимальна близько розташована концентрація техногенних пустот і закладного матеріалу хвостосховища ПрАТ «Центральний ГЗК» як основного джерела для пастової суміші, а також придатні до закладання техногенні пустоти: 8 утворених провальних воронок шахт, 2 утворені кар'єрні пустоти та низка невиявлених підземних непогашених пустот.

Сприятливі умови пояснюються наявністю цих готових пустот до закладання у найбільшій близькості до хвостосховища і можливого місця розміщення закладного комплексу з приготування пастової суміші. Відстань транспортування до найближчих техногенних пустот складе 4 – 5 км.

Для оцінки ефективності використання пастового закладання необхідно оперувати інформацією щодо можливих досягнутих ним фізико-механічних властивостей саме на основі хвостів збагачення саме залізних руд, запасів котрих вельми достатньо у Криворізькому басейні. Інформація може бути отримана шляхом аналізу проведених у світі досліджень міцнісних властивостей пастового закладання саме на основі хвостів збагачення залізних руд.

При виконанні аналізу акцент ставиться на середніх значеннях вмісту в'язучого матеріалу (вміст 5 – 6% або цемент – хвости близько 1:10) з позиції мінімізації економічних витрат і загальної твердої частини (70 – 75%), оскільки надто рідка пастова закладна суміш володіє більш тривалим терміном схоплення, що є небажаною характеристикою в умовах відкритих техногенних пустот, де має місце вплив кліматичних умов, зокрема опадів.

Ґрунтуючись на проаналізованих дослідженнях фізико-механічних властивостей цементованого пастового закладання [189, 196-200], виконаних закордонними вченими, та близькому хімічному й гранулометричному складі хвостів збагачення залізних руд Криворізького залізорудного району [201], цілком ймовірним є досягнення близьких значень пастового закладання за значенням міцності

2,5 – 3,0 МПа при пастовому закладанні провальних зон шахт, підземних непогашених пустот та недіючих кар'єрів. Більше того, закономірність зміни міцності закладання з плином часу має логарифмічний характер, яка показує, що найбільш інтенсивна приріст міцності відбувається у перший місяць, а потім настає сповільнення наростання міцності. Крім того, існують способи підвищення механічних властивостей закладного масиву у несприятливих геотехнічних умовах, таких як додавання певної й раціональної частини крупного наповнювача.

Таким чином, розроблена концепція дозволяє ліквідувати різнотипні техногенні пустоти, що утворилися внаслідок впливу підземних і відкритих гірничих робіт у КЗБ. Основним елементом цієї концепції є пастове закладання, яке, залежно від геотехнічних та кліматичних умов, може зазнавати модифікацій, зокрема шляхом додавання дроблених порід або комбінованого чергування шарів пастового та породного закладання.

2.9. Висновки до розділу 2

1. Узагальнено та систематизовано техногенні об'єкти гірничодобувних регіонів за класифікаційними ознаками, групами та рівнями техногенно-екологічної небезпеки, що дозволило встановити їх взаємопов'язаний вплив на масив гірських порід, земну поверхню та довкілля. Визначено, що провальні зони шахт і непогашені підземні пустоти формують переважно геомеханічну та супутню екологічну небезпеку, відходи ГМК – екологічну, а закриті неглибокі кар'єри та соціально-економічні обмеження, пов'язані з вилученням земель, ускладненням їх відновлення й подальшого безпечного використання. Встановлене свідчить про доцільність розгляду зазначених об'єктів як єдиної природно-техногенної системи та обґрунтовує необхідність комплексного підходу до їх ліквідації.

2. Встановлено, що у постобвальній фазі площа провальних зон продовжує збільшуватися із поступовим затуханням темпів розвитку: для провалів діючих шахт ця динаміка найбільш коректно описується логарифмічною залежністю,

тоді як для провалів закритих шахт характерні менш інтенсивні, переважно лінійні зміни, зумовлені дією екзогенних чинників. Доведено, що навіть після основної фази обвалення провальні зони зберігають негативний вплив на прилеглі території, що підтверджується зниженням середніх значень NDVI ґрунтово-рослинного покриву з 0,49 до 0,36 порівняно з контрольною ділянкою поза межами впливу провалів. Виявлений факт свідчить про поступову деградацію прилеглих ландшафтів і обґрунтовує необхідність ліквідації провальних зон як геомеханічно та екологічно небезпечних об'єктів.

3. Розроблена схема розташування об'єктів мінерально-сировинної бази закладних матеріалів Криворізького регіону. Надана узагальнююча оцінка інформаційних даних існуючих різновидів закладних матеріалів, їх функціонального призначення, джерел утворення й ресурсних запасів. Визначена достатня й різноманітна мінерально-сировинна база закладних матеріалів у Криворізькому басейні дає підстави систематизувати можливі варіанти технологій закладання, що можуть бути використані для вирішення низки геотехнічних та екологічних проблем: сипуче, ін'єкційне, твердіюче й пастове закладання. Вперше запропонована класифікація можливих комбінацій компонентних закладних сумішей у Криворізькому регіоні за видами закладання. Класифікація включає види закладання, типи в'язучих та інертних матеріалів за складністю, а також широку варіативність комбінацій закладних сумішей, що полегшує прийняття рішень у виборі раціональних технологій закладання залежно від кінцевої мети їх застосування.

4. За комплексом факторів негативного впливу місць накопичення промислових відходів і розробленою бальною системою оцінювання виконано їх ранжування за ступенем екологічної небезпеки. За видами накопичених промислових відходів визначено наступний рівень екологічної небезпеки: «надзвичайно високий» (23,62 бали) – хвостосховища; «високий» (18,52; 17,0 і 16,0 бали) – відвали кар'єрних і шахтних порід, золошлаковідвали та відвали

доменних шлаків відповідно; «помірний» (14,0 і 13,5 бали) – відвали інших металургійних шлаків. Результати вказують на необхідність розробки комплексних рішень щодо утилізації найбільш екологічно небезпечних хвостів збагачення, шляхом їх включення до складу закладних сумішей для ліквідації геомеханічної небезпеки техногенних пустот, що сприятиме зниженню негативного навантаження на довкілля.

5. Встановлено, що пастове закладання є найбільш доцільним методом ліквідації техногенних пустот у КЗБ, що підтверджується його перевагами та виявленими індикаторами ефективності. Пастова технологія забезпечує низьку фільтраційну здатність, рівномірне ущільнення та монолітність масиву, що важливо для стабілізації пустот, без необхідності створення високоміцного масиву й надмірних витрат в'язучих матеріалів. Її доцільність зумовлена наявністю готових пустот, хвостосховищ як джерел наповнювача, сприятливими умовами транспортування та малою відстанню між хвостосховищами і пустотами, що знижує логістичні витрати. Додатковими факторами є необхідність мінімізації пиління хвостосховищ, екологічні обмеження на відведення нових площ під відходи та неефективність засипання пустот породами.

6. Встановлено, що трансформація хвостів у монолітний пастовий закладний масив забезпечує суттєве зниження міграційного потенціалу: за 7 діб концентрації більшості компонентів стабілізуються або не перевищують нормативні значення, повною мірою відсутнє вилуговування важких металів, а інтенсивність вилуговування сульфатів і заліза знижується на 30-40%, що свідчить про іммобілізацію цементною матрицею найбільш забруднюючих речовин, яка є дійним геохімічним бар'єром.

6. Розроблена нова концепція ліквідації техногенних пустот у Криворізького залізрудного басейну базується на технології пастового закладання із використанням хвостів збагачення, що дозволяє одночасно заповнювати пустоти та утилізувати промислові відходи. Вона передбачає сезонний підхід: у

теплий період здійснюється пастове закладання провальних зон шахт і вироблених просторів кар'єрів, а в холодний – формування породного закладного масиву у відкритих пустотах, тоді як у підземних продовжується пастове закладання. Визначено, що найсприятливіші умови для впровадження цієї концепції створені в центральній частині Кривого Рогу, де спостерігається максимальна концентрація техногенних пустот та їх близькість до хвостосховищ, що мінімізує витрати на транспортування суміші.

РОЗДІЛ 3

РОЗРОБКА КОМПЛЕКСНОЇ МЕТОДОЛОГІЇ АНАЛІТИЧНИХ, ЛАБОРАТОРНИХ ТА ЧИСЕЛЬНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ

3.1. Загальні підходи та положення аналітичних досліджень

необхідної міцності пастового закладання при ліквідації пустот

Згідно розробленої концепції передбачається комплексна ліквідація трьох визначених видів техногенних пустот Криворізького басейну на основі технології пастового закладання: провальні зони діючих шахт, підземні непогашені пустоти та вироблені простори закритих кар'єрів. Геомеханічні умови формування зазначених техногенних пустот є різними, отже потребують аналітичного розв'язання задачі визначення необхідних міцнісних властивостей для кожного їх типу. Далі викладаються основні положення та принципи, що застосовуються для аналітичного розв'язання необхідної міцності та стійкості закладних масивів для кожного окремого типу техногенних пустот.

Провальні зони шахт. У дисертаційному дослідженні методологія аналітичного обґрунтування мінімально необхідної міцності пастового закладання у провальних зонах діючих шахт базується на принципах методу граничної рівноваги [202]. Комплексно розглядається геомеханічна система «масив гірських порід – обвалені породи – провальна зона» у плоскій двовимірній постановці за розрізом вхрест простягання рудного покладу Розрахункова схема представляється з двох основних взаємодіючих тіл: активний клин порід висячого боку, що формує основну рушійну силу та пасивний клин, що переставлений масивом обвалених порід висячого боку (конгломератом), який чинить утримуючий вплив.

Оскільки побудова розрахункової схеми передбачається геометрично складною, вся аналітична параметризація її елементів, а також подальший розклад силових векторів від дії активних та пасивних сил базуються на широкому застосуванні тригонометричних залежностей, що дозволяє через аналітичні вирази врахувати у геомеханічній системі вплив численних кутів (падіння покладу, кута обвалення порід висячого боку, укосів провалу) на її кінцевий силовий баланс.

Основними вихідними даними для аналітичних розрахунків слугують геометричні параметри утвореної розробкою покладу на земній поверхні провальної зони, такі як глибина H_{np} , ширина B_{np} , кути укосів бортів висячого та лежачого боків θ і γ відповідно, гірничо-геологічні умови розробки покладу – кут падіння α , кут зсуву β , поточна глибина розробки H_p , а також механічні властивості порід.

Методологія передбачає послідовний розрахунок та зрівноваження сил шляхом аналітичного визначення координат вершин основних блоків та застосування методу Гауса для розрахунку площ і визначення ваги активного клину порід висячого боку. Вага клину порід формує активну зсувну силу, тобто компоненту ваги вздовж потенційної площини зсуву в масиві та частково сприяє виникненню утримуючої сили через формування її нормальної компоненти, яка притискає клин до площини зсуву, що, в свою чергу, формує силу тертя, яка у сумі зі зчепленням порід і складає повну утримуючу силу, що протидіє руйнуванню.

Важливим методологічним допущенням є те, що механічні характеристики тріщинуватого скельного масиву висячого боку (зчеплення c та кут внутрішнього тертя φ) не є сталими величинами, оскільки їхні значення суттєво залежать від рівня діючих нормальних стискаючих напружень, які змінюються з глибиною. У зв'язку з цим для адекватного опису опору зсуву вздовж площини потенційного обвалення застосовується нелінійний критерій міцності Хоека-Брауна. Однак, оскільки аналітична модель граничної рівноваги вимагає саме лінійних параметрів, виконується трансформація нелінійного критерію на «еквівалентні» лінійні параметри Мора-Кулона.

Далі визначається результуюча некомпенсована рушійна сила, що діє з боку активного клину, яка передається на пасивний блок обвалених порід. Пасивний блок здатний чинити максимальний пасивний опір, який обмежується одним із двох механізмів руйнування – зсувом по його основі або внутрішнім зрізом. Аналітична модель повинна враховувати обидва сценарії та визначати мінімально можливий опір. Нескомпенсована сила, що дорівнює різниці між результуючою рушійною силою та максимальним пасивним опором, і є тим навантаженням, яке передається на борт відкосу провальної зони з висячого боку та безпосередньо діятиме на пастовий закладний масив.

Необхідна міцність розраховується на основі аналітичного рівняння навантаження, яке масив порід чинить на борт провалу з урахуванням коефіцієнту запасу міцності. У кінцевій аналітичній моделі враховується також позитивний ефект бічного розпору, що створюється власною вагою закладного масиву й додатково сприяє чиненню ним опору.

Непогашені підземні пустоти. Для визначення приграничного стану масиву навколо непогашеної підземної пустоти та безпосередньо необхідної міцності пастового закладного масиву, що формується у її просторі для протидії руйнівним процесам обвалення земної поверхні, розробляється розрахункова схема, що враховує геометрію пустоти, схему навантаження, умови контакту та особливості технології закладання.

Аналітичне дослідження необхідної міцності закладного масиву базується на методі граничної рівноваги у рамках плоскої двовимірної задачі, аналогічно провальним зонам шахт, проте з певними відмінностями. Умовна непогашена пустота у площині вхрест простягання рудного покладу задається як похилий паралелограм, на який впливає зсувний клин гірських порід, межа котрого з висячого боку визначається кутом зрушення, а зі сторони лежачого боку кутом падіння рудного тіла. Вага зсувного породного клину формує основне зовнішнє навантаження, яке розкладається на нормальну складову до площини контакту.

Аналітичний розрахунок стійкості виконується з урахуванням дії двох протилежних сил, а саме, зсувної (вага клину) та утримуючої (опір по лініях зрушення), що залежать від величини зчеплення та кута внутрішнього тертя. Розрахунок геометричних параметрів елементів розрахункової схеми базується на широкому застосуванні тригонометричних залежностей, що дозволяє коректно врахувати всі геометричні фактори у розрахунковій схемі, такі як кути падіння та зрушення, глибина залягання і розміри пустоти.

Максимальне напруження σ_1 у закладному масиві, що діє по нормалі, визначається з урахуванням цих сил і довжини контакту закладного масиву із зсувним породним клином у висячому боці в результаті чого отримується важливий математичний вираз. У аналітичних розрахунках враховується наявність зони

недозакладання під покрівлею пустоти, що обумовлена природним кутом розтікання пасти, яка зменшує фактичну площу контакту закладного масиву з породним клином і призводить до більшої концентрації напружень. Також обчислюється бічне обтиснення σ_3 закладного масиву від порід лежачого боку, яке діє перпендикулярно до площини падіння й знижує схильність закладного масиву до руйнування.

Основним параметром, математичний вираз якого отримується у підсумку внаслідок аналітичного моделювання, є мінімально необхідна міцність пастового закладання на одновісний стиск (UCS). Для її визначення використовується аналітичне рівняння Мора-Кулона, яке математично перетворюється до вигляду, що пов'язує необхідну міцність з розрахованими головними напруженнями σ_1 і σ_3 та кутом внутрішнього тертя закладного масиву.

Вироблені простори закритих кар'єрів. Якщо для умов провальних зон шахт і непогашених підземних пустот старих шахт розробляються аналітичні моделі визначення необхідної міцності закладного масиву саме з геомеханічних міркувань, то для умов вироблених просторів закритих кар'єрів пріоритетною є оцінка деформаційних властивостей та стійкості в цілому. Зазначене переорієнтування пов'язане з тим, що тип, розміщення та величина майбутнього навантаження від об'єктів на поверхні закладного масиву є невизначеними.

Згідно розробленої концепції ліквідації техногенних пустот, закладний масив має комбіновану структуру, що складається з чергування шарів пастового та породного закладання, і відповідно далі розглядається як багат шарове середовище, де кожен шар має власні фізико-механічні властивості.

В основу методології прогнозування осідання поверхні закладного масиву покладено комбінований підхід. Визначення величин деформацій стиснення кожного закладного шару масиву здійснюється за принципами теорії пружності згідно закону Гука [203]. Водночас, проста пружна модель є недостатньою для опису складної геомеханічної поведінки комбінованого закладного масиву в замкненому просторі. В такому разі методичний підхід враховує також нелінійні геомеханічні ефекти, які, за суттю, частково імітують пластичну поведінку. Одним з ефектів є аркоутворення [204], при якому частина вертикального

навантаження передається на жорсткі борти кар'єру, що враховується шляхом введення коефіцієнта бічного тиску, який аналітично розраховується на основі кута внутрішнього тертя кожного шару. Іншим ефектом є перерозподіл напружень від більш навантаженої центральної частини закладного масиву кар'єрної пустоти на менш навантажені його бокові ділянки, що реалізується через введення додаткового бічного напруження [205]. Загальне осідання поверхні масиву у будь-якій його точці визначається шляхом підсумовування деформацій стиснення кожного окремого шару по всій глибині масиву.

У зв'язку з тим, що реальна геометрія кар'єру є ступінчастою, приймається допущення, згідно якого складна ступінчаста геометрія бортів кар'єру з уступами та бермами спрощується до еквівалентного трапецоїдального профілю, що вважається обґрунтованим, оскільки сукупний вплив усіх геометричних елементів непрямо враховується через основні габаритні параметри кар'єру.

В аналітичних розрахунках розглядаються дві схеми навантаження закладного масиву: гравітаційне – від власної ваги вищезалягаючих закладних шарів, та додаткове зовнішнє – від потенційних інфраструктурних об'єктів на поверхні. Зовнішнє навантаження моделюється за методом розсіювання напружень, який описує затухання деформацій з глибиною. Основним параметром, що підлягає оцінюванню, є профіль величин осідання поверхні закладного масиву за шириною виробленого простору кар'єру. Як граничні умови приймається, що осідання закладного масиву на кінцевих ділянках дорівнюють нулю.

3.2. Методика експериментальних досліджень комплексу властивостей пастового закладання

3.2.1. Методика дослідження хіміко-мінералогічного складу закладних матеріалів та приготування пастових сумішей

Для дослідження формування у техногенних пустотах стійкого закладного масиву на основі розробленої концепції відновлення земної поверхні у Криворізькому залізрудному басейні (п.2.5) важливим завданням є вивчення хімічного та мінералогічного складів і фізико-механічних властивостей низки відходів

природно-техногенного походження, що можуть бути використані як потенційні закладні матеріали. Враховуючи попередньо вивчену мінерально-сировинну базу в'язучих та інертних закладних матеріалів (п. 2.2), здійснено відбір проб матеріалів з метою дослідження їх хімічного та мінералогічного складів. Вивчаються наступні закладні матеріали як компоненти цементованого пастового та породного закладання: дрібнодисперсні хвости збагачення ПрАТ «Північного гірничо-збагачувальний комбінат», ПрАТ «Полтавський ГЗК»; портландцемент ПрАТ «Кривий Рігцемент»; доменний гранульований шлак ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»; вапняк Жовтокам'янського кар'єру; зола-виносу Придніпровської ТЕС; відвальні скельні породи ПрАТ «Полтавський ГЗК».

В експериментальних дослідженнях для приготування пастових закладних сумішей використовувались дрібнодисперсні хвости збагачення як основний інертний матеріал, а в'язучими матеріалами були портландцемент, доменний гранульований шлак, природний вапняк, зола-виносу. Для формування породного закладного масиву прийняті відвальні скельні породи.

Вигляд намитих карт хвостосховищ та відбір проб хвостів збагачення залізних руд, що є основним компонентом цементованого пастового закладання, (70 – 80%) проілюстровано на Рисунку 3.1. Проби відібраних зразків відходів природно-техногенного походження, що розглядаються як потенційні закладні матеріали, досліджувались у дрібнодисперсному стані.

Зола-виносу та хвости збагачення вивчались у натурному стані, адже їхній фракційний склад знаходиться в діапазоні 0,3...0 мм. Вихідний фракційний склад доменного гранульованого шлаку у відвалі знаходиться у межах - 10...0 мм, тому здійснено його подрібнення в лабораторному кульовому млині до ступеня дисперсності портландцементу. Вапняк відібрано з кар'єру крупними фракціями, які в лабораторії пройшли стадію дроблення до фракції -0,3 мм.

Хімічний склад зразків закладних матеріалів визначали за допомогою рентгенофлуорисцентного аналізу [206], використовуючи настільний спектрометр ElvaX компанії «Елватех» (Україна).

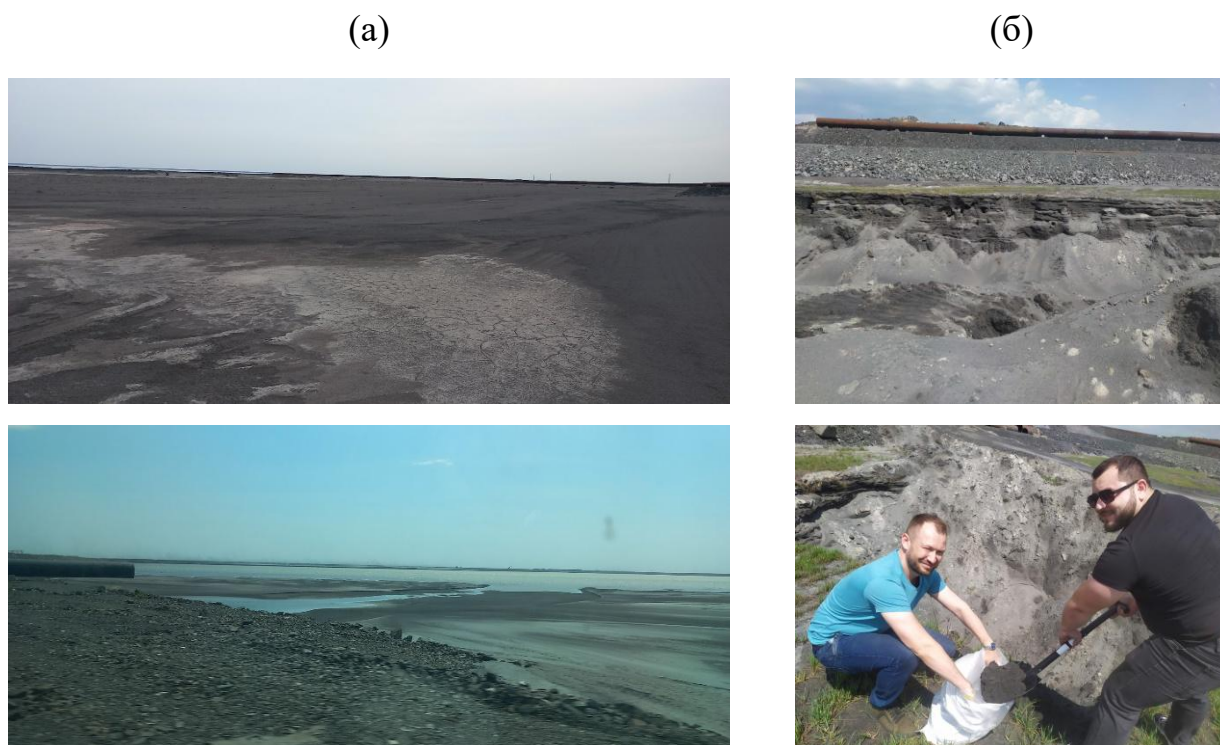


Рисунок 3.1 – Відбір зразків хвостів збагачення: (а) карти хвостосховищ
 ПрАТ «Північний ГЗК» і ПрАТ «Полтавський ГЗК»;
 (б) відбір хвостів збагачення залізних руд

Метод заснований на реєстрації характеристичного рентгенівського випромінювання атомів досліджуваної речовини (від натрію до урану), яке виникає в результаті опромінення речовини від рентгенівської трубки. Такий компонент як зола-виносу була піддана прожарюванню у муфельній печі до температури 850°C для встановлення вмісту летучих речовин і дослідження зольної частини.

Якісний та кількісний мінералогічний склад компонентів пастового закладання вивчали за допомогою рентгенофазового аналізу на рентгенівському дифрактометрі ДРОН-3 у монохроматизованому Co-K α випромінюванні ($\lambda = 1,7902 \text{ \AA}$) [207]. Ідентифікацію сполук (фаз) проводили шляхом порівняння міжплощинних відстаней (d , $\text{\AA}$) та відносних інтенсивностей ($I_{\text{отн}} = I/I_0$) експериментальної кривої з даними електронної картотеки PCPDFWIN. Зйомка проводилась на кутах 10 – 90°. Структурний аналіз виконано з кроком 0,01°, тривалістю 5 с. Для кількісного аналізу використано відношення інтенсивностей піків, прияманних кожній фазі. Порівняння інтенсивності основних дифракційних піків

кожної фази із загальною інтенсивністю всіх піків дозволяє оцінити кількість тієї чи іншої фази у зразку і є простим, проте, практичним методом. Для додаткового дослідження мінералогічного складу застосовано цифровий мікроскоп Levenhuk DTX 700 LCD. Вигляд досліджуваних проб та лабораторне обладнання, яке було використано при проведенні досліджень, ілюструється на Рисунку 3.2.

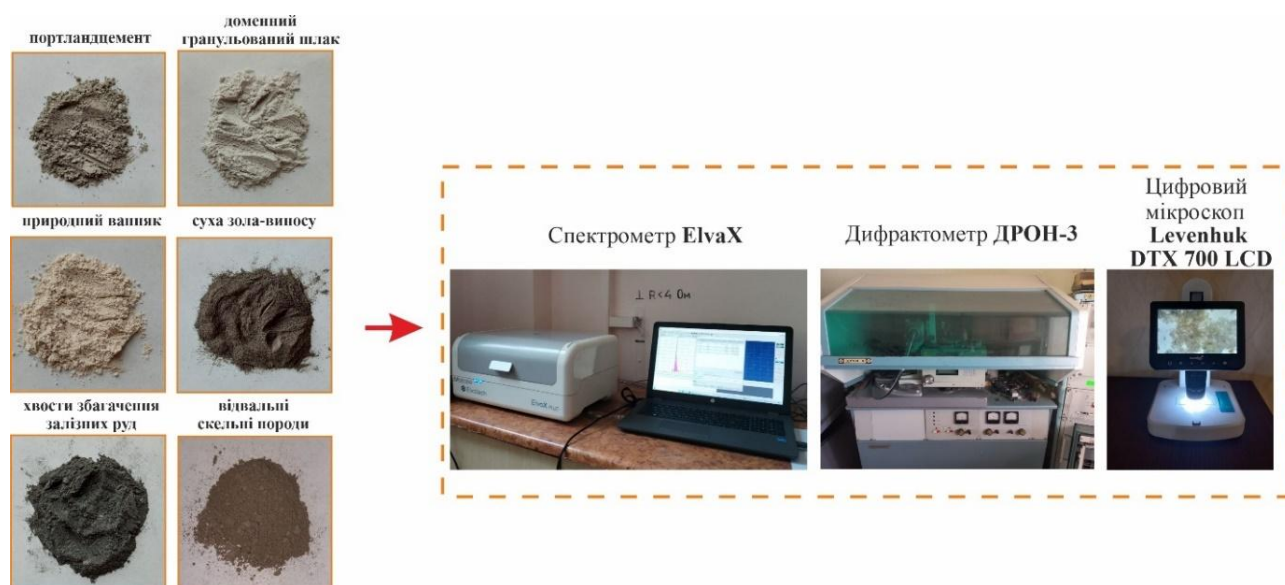


Рисунок 3.2 – Закладні матеріали та лабораторне обладнання при дослідженнях хімічного і мінералогічного складу

Дослідження хімічного та мінералогічного складів закладних матеріалів для формування закладних масивів має суттєве значення, яке полягає у виявленні й розумінні видів мінералів, що приймають участь у гідратаційних процесах, механізмі твердіння та передчасного запобігання негативним хімічним реакціям, таким як, наприклад, сульфатна атака, що призводить до руйнування пастового закладного монолітного масиву.

Для приготування закладних сумішей використовувались дрібнодисперсні хвости збагачення залізних руд як основний інертний компонент, а також низка в'язучих матеріалів – як традиційних (портландцемент), так і альтернативних (металургійні шлаки, золи-виносу, подрібнений природний вапняк). Першочергово готувались та в подальшому досліджувались пастові закладні суміші на

основі портландцементу, який є основним в'язучим матеріалом у світовій практиці застосування пастового закладання. Пастові закладні суміші на основі портландцементу та їхні фізико-механічні властивості є своєрідним еталоном, на який потрібно орієнтуватись при спробах замінити частину цементу в закладних сумішах альтернативними в'язучими матеріалами. Виготовлялись рецептури пастових закладних сумішей із варіюванням вмісту цементу 3, 6 та 9% від твердої частини хвостів збагачення в сухому стані [208, 209]. Після визначення раціонального вмісту в'язучого матеріалу за характером набору міцності вміст твердої частини (сухі хвости збагачення + в'язучий матеріал), згідно досвіду застосування пастового закладання у закладних сумішах, варіювався зі значеннями 70, 75 і 80%, а вода, відповідно, 30, 25 і 20%. За такого варіювання водоцементне співвідношення у закладних сумішах складало 1:11; 1:5,5; 1:3,7. Таким чином, на основі цементу досліджувались 9 рецептур закладних сумішей.

Для оптимізації та досягнення економії складу пастової закладної суміші досліджувалась можливість заміни дороговартісного цементу альтернативними в'язучими матеріалами. Оскільки до визначеного комплексу техногенних пустот, окрім цементного заводу як джерела портландцементу, найближчими запасами є відвали доменних гранульованих шлаків, прийнято рішення дослідити можливість заміни частки цементу саме цим варіативним в'язучим матеріалом та оцінити вплив на транспортабельні та міцнісні властивості. Таким чином, розглядається двокомпонентний комбінований в'язучий матеріал.

Досліджувалась величина осадки сумішей та комплекс їх міцнісних і деформаційних характеристик при комбінованому в'язучому матеріалі, при цьому частина цементу поступово замінювалась меленим доменним гранульованим шлаком (30, 50, 70 і 100%). Вміст твердої частини також варіювався зі значеннями 70, 75 і 80%, аналогічно як і при дослідженнях сумішей з портландцементом. Так, на основі комбінованого в'язучого матеріалу, що представлений цементом і меленим шлаком, досліджувались 12 рецептур закладних сумішей.

Окрім цього, досліджено вплив додаткових мікронаповнювачів у складі комбінованого в'язучого матеріалу (цемент + шлак). Для цього після визначення

раціонального співвідношення «цемент – шлак» у складі в'язучого матеріалу з метою зменшення трудоемності лабораторних досліджень було прийнято рішення замінити частину шлаку в кількості 20% відсівом вапняку Жовтокам'янського кар'єру та золою-виносу ТЕС. Обрана кількість пояснюється загальновідомим значенням заміни частини в'язучого матеріалу мікронаповнювачем в об'ємі 20 – 30%, при якій можуть бути збережені або підвищені міцнісні властивості масиву [210, 211]. На основі зазначеного трикомпонентного комбінованого в'язучого матеріалу досліджено властивості 2-х додаткових рецептур сумішей.

При використанні альтернативних в'язучих у складі пастової суміші, які мають нижчу гідравлічну активність порівняно з традиційним портландцементом, може спостерігатися посилене водовідділення, що потенційно призводить до вимивання частинок в'язучого, зниження його концентрації та подальшого погіршення міцнісних характеристик. Крім того, надмірне водовідділення негативно впливає на реологічні властивості суміші під час транспортування, підвищуючи її в'язкість та опір потоку через відділення води від твердих частинок у потоці й ефекту розшарування суміші. Враховуючи ці фактори, при фіксації явища водовідділення у суміш додавався природний кар'єрний суглинок як добавка-пластифікатор. Діапазон його долучення до заповнювача досліджувався в межах 1 – 3%, оскільки перевищення цих концентрацій може призвести до збільшення об'єму суглинка, що порушить структуру затверділого масиву.

У дослідженнях також приділено увагу можливості створення закладного масиву на основі пастового закладання з підвищеними фізико-механічними характеристиками для застосування в особливо складних геотехнічних умовах. Такими умовами можуть бути провальні зони зі специфічними геометричними параметрами, де на сформований закладний масив діятиме підвищений тиск з боку порід висячого боку. Для покращення механічних властивостей масиву досліджується введення крупного інертного наповнювача – частки дроблених відвальних порід шахт і кар'єрів [94, 212, 213], яких у досліджуваному Криворізькому регіоні накопичено значні обсяги. Основна мета зазначених досліджень – виявлення ступеню приросту міцності та модуля пружності при додаванні дроблених порід.

Отже, після встановлення оптимальної консистенції та компонентного складу пастової закладної суміші, коли досягається баланс між міцнісними і реологічними властивостями пастової суміші, готувались окремі їхні компонентні склади, у які, окрім хвостів збагачення як основного інертного наповнювача, додавалася суміш фракції дроблених порід розміром -10, -15 і -20 мм. Важливо, що, окрім раціональної фракції дроблених порід, вагоме значення має їхній раціональний вміст у складі загальної твердої частини пастової суміші. Для цього прийнято рішення варіювати вміст фракцій у межах 10, 15 та 20%. Загалом, було приготовано 9 складів пастових закладних сумішей (рецептур) із варіюванням різної величини фракцій дроблених порід (- 10, -15 і -20 мм) та їх додавання у кількості 10, 20 і 30% від вмісту хвостів збагачення залізних руд.

На Рисунку 3.3 представлено деякі підготовлені за допомогою ситового аналізу діапазони розсіяних фракцій відвальних порід -5...+2,5; -10...+5; - 15...+10 і -20...+15 мм, які змішувались у певному відсотковому еквіваленті за вагою згідно гранулометричної кривої дроблення й додавались у пастову закладну суміш відповідно до компонентного складу.

У зв'язку з тим, що дроблені породи для закладних робіт готуються, зазвичай, у спеціальних дробильно-сортувальних комплексах, то при застосуванні щоккових або конусних дробарок гранулометричний склад подрібнених породних сумішей -10, -15 і -20 мм буде супроводжуватись виходом значної частини крупних фракцій. Даний аспект може призвести до сегрегації крупних фракцій у процесі твердіння пастової суміші з подальшим її осадженням у нижній частині закладного шару, і як наслідок, до нерівномірних міцнісних і деформаційних властивостей закладного масиву за його висотою. У ході лабораторних досліджень виконувались окремі спеціальні спостереження щодо сегрегації крупних фракцій при затвердінні кубічних зразків у металевих формах. Після досліджень оптимального розміру фракцій порід та відсотка їх додавання у суміш було виготовлено кубічний зразок пастового закладання, де розрахована частка порід не перемішувалась у суміші, а розподілялась по її поверхні після залиття.

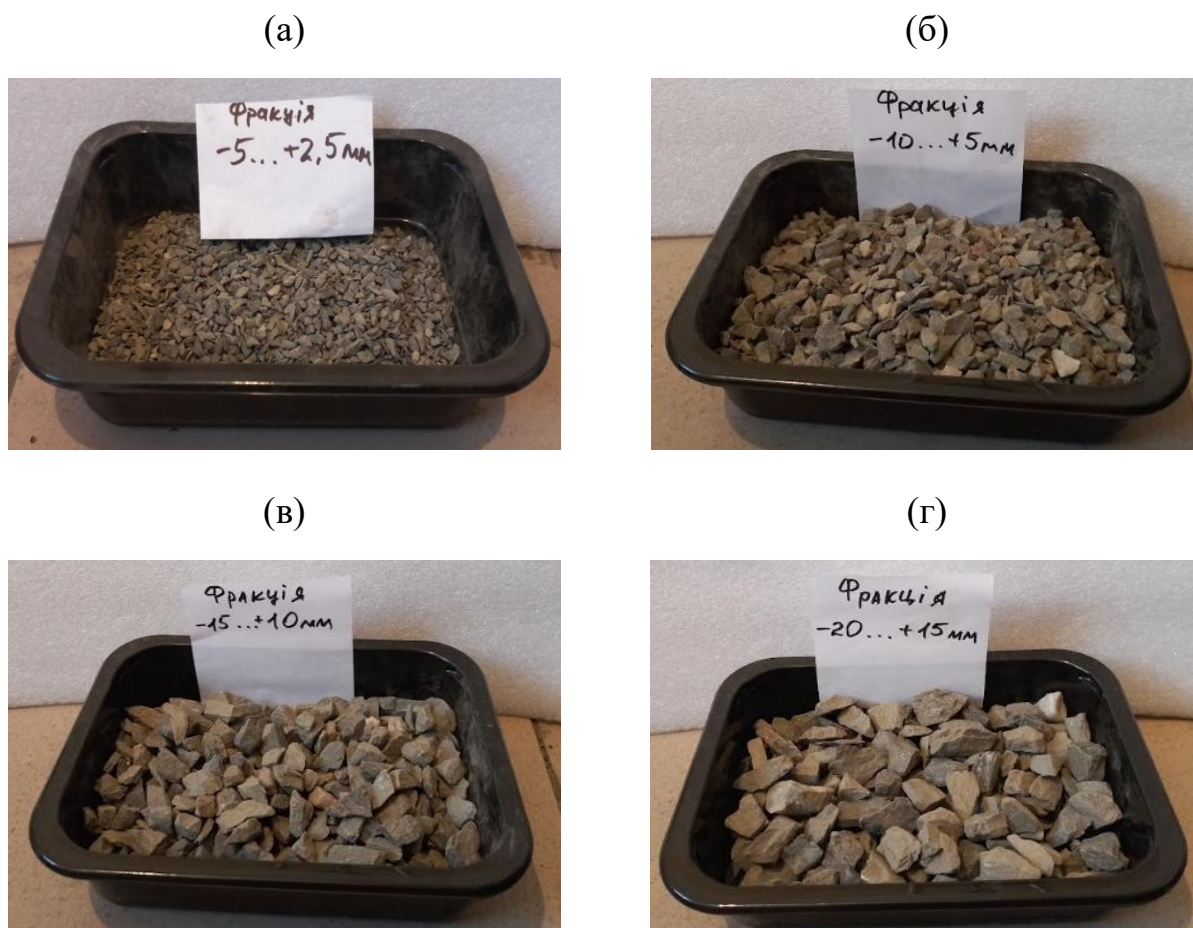


Рисунок 3.3 – Підготовлені фракції дроблених відвальних порід для дослідження їх сегрегації у пастовому середовищі

Після втрати рухливості суміші та повного її схоплювання зразок закладання обережно вилучався з форми. У зв'язку з тим, що зразок не досягає повного монолітного стану, з'являється можливість його вертикального розрізу для подальшого дослідження розподілу фракцій порід у структурі закладного масиву. Для більш наглядного розподілу фракцій розрізана частина зразка підсушувались у сушильній шафі СНОЛ 58/350 для досягнення світлого кольору закладної маси, після чого спеціальною металевою щіткою розрізана поверхня розчищалась до фракцій порід, розташованих у структурі зразка закладання.

Безпосередньо загальна методика приготування всіх видів закладних сумішей та виготовлення кубічних зразків закладного масиву полягала в наступному. Хвости збагачення залізних руд висушувались у сушильній шафі СНОЛ 58/350 до сухого пилоподібного стану. Далі компоненти традиційного пастового закладання,

згідно запланованих рецептур, зважувались лабораторними вагами WLC 20/C/1, засипались у ємність, перемішувались у сухому стані з подальшим додаванням води (Рис. 3.4); а пастового закладання з підвищеними механічними властивостями – доповнювалися ще й часткою дроблених порід (Рис. 3.5). Затворені водою компоненти закладання ретельно перемішувались лабораторним міксером протягом 5 – 7 хвилин. Після виготовлення закладної суміші за допомогою мірної ємності об'ємом 150 мл та лабораторних ваг досліджувалась її щільність (т/м^3).

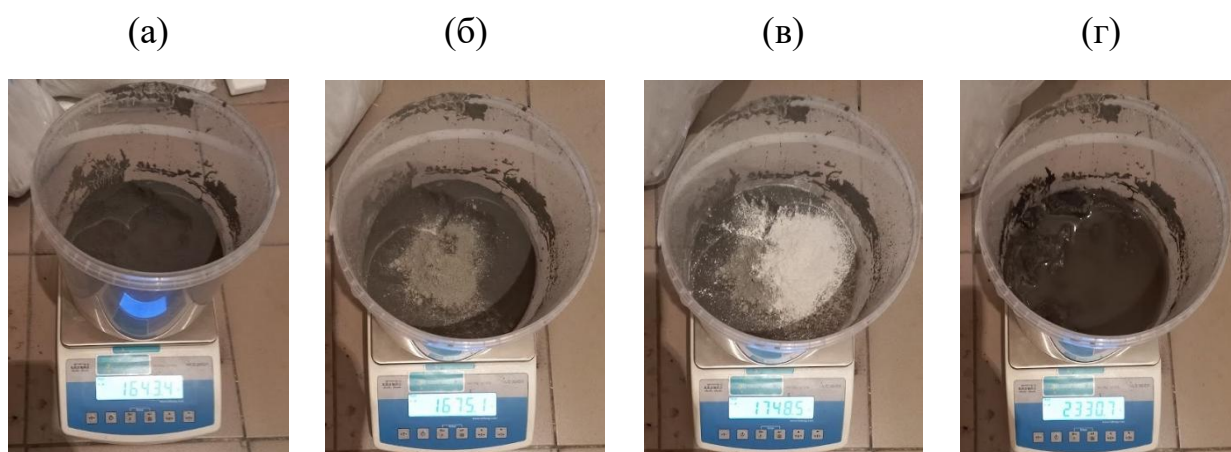


Рисунок 3.4 – Процес виготовлення пастової закладної суміші:

(а), (б), (в) зважування необхідної кількості хвостів збагачення, цементу та, додаткового в'язучого матеріалу; (г) затворіння компонентів суміші водою



Рисунок 3.5 – Ілюстрація процесу додавання дроблених порід у пастову суміш на стадії її виготовлення

Виготовлені закладні суміші заливались у тригніздові металеві форми ЗФК-70 з розміром комірок $70 \times 70 \times 70$ мм для подальшого виготовлення кубічних зразків (Рис. 3.6) та випробування їх на міцність при терміні твердіння 3, 7, 14, 28 і 56 днів та фіксації деформаційних параметрів. З метою оптимізації трудоемності лабораторних робіт, термін випробування пастових закладних сумішей із додаванням дроблених порід було зменшено до 7, 28 і 56 днів, що також охоплює періоди визначення ранньої, середньої та більш пізньої міцності закладних зразків.



Рисунок 3.6 – Закладні суміші, розміщені у металевих формах ЗФК-70

Після достатнього затвердіння кубічних зразків (зазвичай, 1 – 2 дні) металеві форми розбирались. З метою імітації умов заповнення поверхневих техногенних пустот, таких як кар’єрні або провальні, які знаходяться у відкритому просторі під впливом кліматичних умов, зразки закладання після розбирання форм витримували в умовах природного навколишнього середовища при температурі $20 - 30^{\circ}\text{C}$ та вологості повітря $40 - 50\%$ (Рис. 3.7).

Для досліджень механічних властивостей пастового закладання при закладанні непогашених підземних пустот частина кубічних зразків витримувались з імітацією шахтних умов, за яких температура середовища повинна становити близько 20°C , а вологість $> 90\%$ (Рис. 3.7) [214]. З цієї метою у герметичному поліетиленовому мішку розміщувалася зволожена дерев’яна тирса, в яку занурювались кубічні зразки на термін, згідно експериментальної програми.



Рисунок 3.7 – Ілюстрація умов твердіння кубічних зразків закладання:

(а) у навколишньому середовищі; (б) при імітації шахтних умов

З метою досягнення необхідної температури 20°C мішок з тирсою та кубічними зразками встановлювався на спеціальний килим з підігрівом з можливістю регулювання температури. У мішку розміщувався датчик-термогігрометр для моніторингу імітованих шахтних умов. Після досягнення встановленого експериментальною програмою терміну твердіння, кубічні зразки підлягали випробуванню на міцність з одночасним вимірюванням параметрів у процесі стиснення їх на гідравлічному пресі, необхідних для визначення величини модуля деформації монолітного масиву.

Згідно практики закладних робіт і бетонних сумішей [215, 216], для кожного однакового компонентного складу закладної суміші, зазвичай, виготовляють 3 кубічні зразки для забезпечення достовірності результатів випробувань. Однак, якщо результати первинних випробувань міцності на стиск зразків, виготовлених на основі традиційного портландцементу та хвостів, показують відхилення значень у межах 5 – 7%, це свідчить про однорідність суміші та порівняно щільний розподіл міцності. У такому випадку, під час подальших експериментів із дослідження альтернативних в'язучих матеріалів, для кожного складу пастової суміші та строку її твердіння доцільно й обґрунтовано виготовлявся 1 кубічний зразок. Оскільки пастова закладна суміш є значно одноріднішою, ніж бетонні суміші на крупному заповнювачі, варіація міцності між зразками, як правило, є незначною, що дозволяє оптимізувати кількість випробувальних зразків.

3.2.2. Методика дослідження фізико-хімічних та реологічних властивостей пастових закладних сумішей

До фізико-хімічних властивостей пастових закладних сумішей у дослідженні віднесені електропровідність і швидкість схоплювання, експериментальні дані яких дозволяють отримати цінну інформацію щодо динаміки та інтенсивності основного процесу гідратації в'язучих речовин у пастових закладних сумішах, а також часовий проміжок, через який формується монолітний стан закладного масиву. Для дослідження кінетики процесу гідратації в'язучих матеріалів у пастових закладних сумішах використовували параметр електропровідності (ЕП), яку вимірювали кондуктометром ВТ 761 з діапазоном 0 – 19,9 мСм/см. Прилад розміщувався у магнітній стійці, електрод якого поглинався у ємність з розміщеною одразу після приготування досліджуваною пастовою закладною сумішшю (Рис. 3.8). Значення електропровідності суміші досліджувалось спочатку при додаванні основного в'язучого матеріалу портландцементу марки М500 при його вмісті 3, 6 та 9%, а потім також при різній комбінації інших в'язучих речовин. Після замішування пастової закладної суміші фіксували зміну величини ЕП суміші кожні 0,5 – 1 год до її стрімкого спаду, яке відбувається при завершенні процесів твердіння суміші.



Рисунок 3.8 – Моніторинг величин електропровідності пастової закладної суміші кондуктометром ВТ 761

Відомо, що електропровідність може корелювати з процесами гідратації та розвитком міцності [217, 218], проте, недостатньо вивченими залишаються не лише максимальні значення електропровідності, а й часовий проміжок до їх настання, що є важливим для оцінки динаміки твердіння суміші. Фізична сутність кінетики процесу гідратації пастової закладної суміші з вимірюваними параметрами електропровідності наведена на Рисунку 3.9. Графік відображає зміну ЕП пастової закладної суміші у процесі, за допомогою побудови якого визначаються її основні параметри: пікове значення $E_{\max}$, що відповідає інтенсивній фазі гідратації, та час досягнення піку $T_{\max}$, що характеризує швидкість розвитку процесу. Початкове зростання електропровідності обумовлене розчиненням іонних сполук, після чого, унаслідок утворення гідратних фаз і зниження рухливості іонів, її значення поступово зменшується, що свідчить про завершальну стадію основної гідратації.

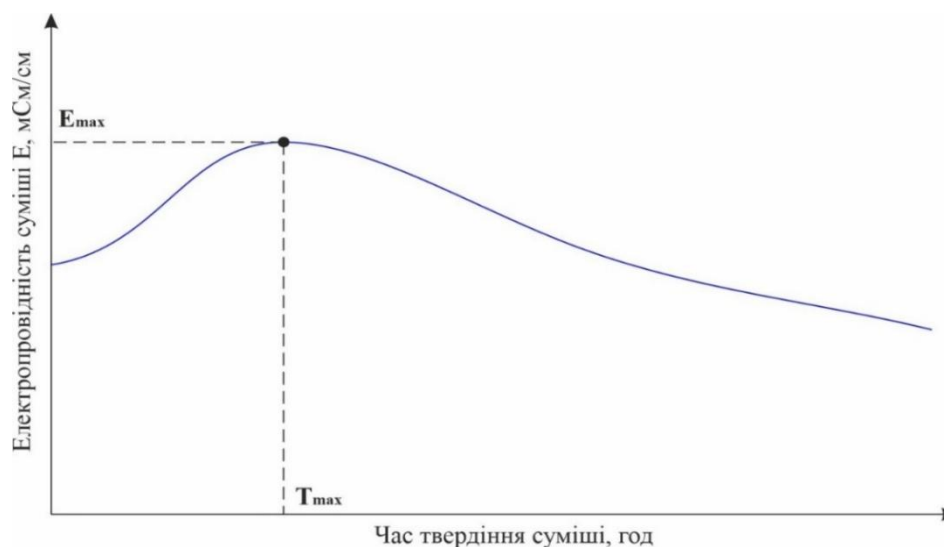


Рисунок 3.9 – Характер кінетики гідратації пастових сумішей та її параметрів

Важливим параметром, що свідчить про початок та завершення основного процесу гідратації, є швидкість захоплення закладної суміші. Для вимірювання швидкості захоплення різних рецептур пастових закладних сумішей використовували прилад Віка (ОГЦ-1). Пастова суміш розміщувалась у спеціальне кільце на скляній пластині. Шляхом занурення голки приладу у суміш вимірювалась її глибина із застосуванням спеціальної шкали у міліметрах. Через кожні 0,5 год у рідкі експериментальні суміші занурювали голку приладу (Рис. 3.10).

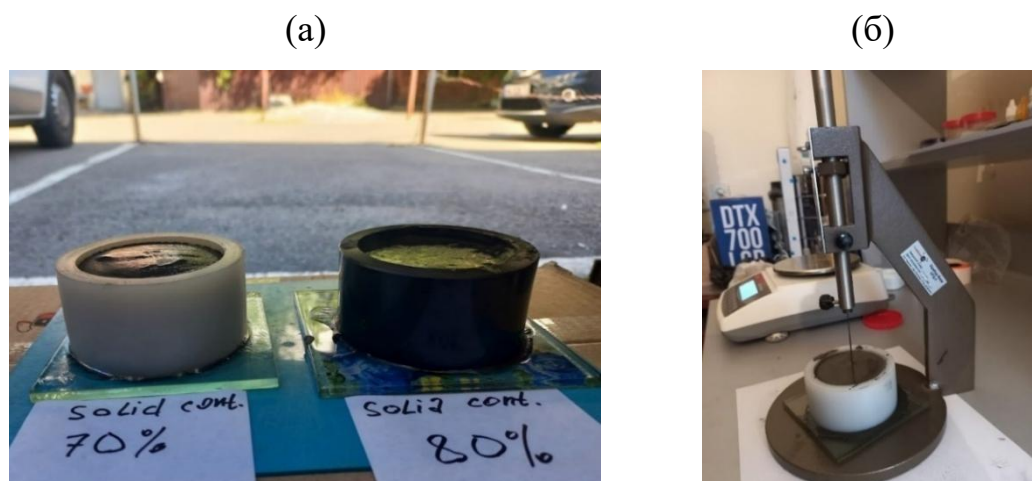


Рисунок 3.10 – Дослідження швидкості схоплювання закладних сумішей на приладі Віка (ОГЦ-1): (а) твердіння сумішей у навколишньому середовищі; (б) виконання замірів занурення голки приладу

Початком схоплювання закладної суміші вважають час, що минув від початку замішування (моменту додавання води) до того моменту, коли голка не доходить до скляної пластинки на 2 – 4 мм. Кінцем схоплювання пастової закладної суміші вважається час від початку замішування до моменту, коли голка приладу опускається в цементне тісто не більше, ніж на 1 – 2 мм [219]. Суміші досліджувались на відкритому повітрі при температурі навколишнього середовища. Для кожної експериментальної пастової закладної суміші визначено час її початку та кінця схоплювання.

Для отримання першочергової інформації щодо текучості пастових закладних сумішей у практиці закладних робіт та в будівельній промисловості широко застосовується простий, проте ефективний метод осадки конуса [220], який полягає у вимірюванні зменшення висоти суміші, накопиченої у вимірвальній ємності – спеціальному конусі Абрамса. Зазвичай використовується стандартний конус Абрамса, що має розміри: висота – 300 мм, діаметр верхньої основи – 100 мм та діаметр нижньої основи – 200 мм. У випадку, коли є необхідність приготування значної кількості пастових закладних сумішей та з метою економії витрат закладних матеріалів, зазначений спосіб був модернізований шляхом створення міні-конусу, який має наступні розміри: висота – 150 мм,

діаметр верхньої основи – 50 мм та діаметр нижньої основи – 100 мм. Доведено, що дослідження із застосуванням міні-конусу корелюють з випробуваннями стандартного конуса Абрамса [221, 222]. Для проведення досліджень експериментальних закладних сумішей на осадку конусу виготовлено металічний міні-конус із зазначеними геометричними параметрами (Рис. 3.11).



Рисунок 3.11 – Виготовлений металевий міні-конус
для дослідження величини осідання суміші

Алгоритм дослідження пастових закладних сумішей на осадку конусу полягає у наступному. Готується закладна суміш визначеної рецептури. Для випробування суміші на осідання конус встановлюється на рівну поверхню і заповнюється сумішшю до верхнього краю з легким ущільненням. Далі конус піднімається вертикально за 2 – 3 секунди, після чого суміш осідає або розтікається. Вимірюється різниця між вихідною висотою конуса та висотою усіченого міні-конуса, що характеризує величину осідання суміші.

Результати вимірювань величини осадки пастових закладних сумішей при використанні міні-конусу пояснюються наступним чином:

– осідання перевищує 120 мм (80% від висоти конуса) – закладна суміш за консистенцією є надто рідкою, характеризується низькою в'язкістю та транспортується трубопроводами з мінімальними втратами напору; проте, може призвести до розшарування, недостатньої несучої здатності та суттєвого зниження міцності й усадки після затвердіння;

– осідання в діапазоні 50 – 100 мм (33 – 67% від висоти конуса) – закладна суміш є однорідною та пастоподібною, має оптимальну транспортабельність, укладність і не схильна до осадження (сегрегації частинок); це сприятливий діапазон для більшості закладних робіт, що забезпечує ефективне заповнення та після твердіння забезпечує прийнятну міцність і мінімальну усадку;

– осідання менше 50 мм (менше 33% від висоти конуса) – закладна суміш надто щільна, високої в'язкості та недостатньо текуча, що може ускладнити її транспортування трубопроводом за рахунок підвищення тиску й рівномірний розподіл у виробленому просторі.

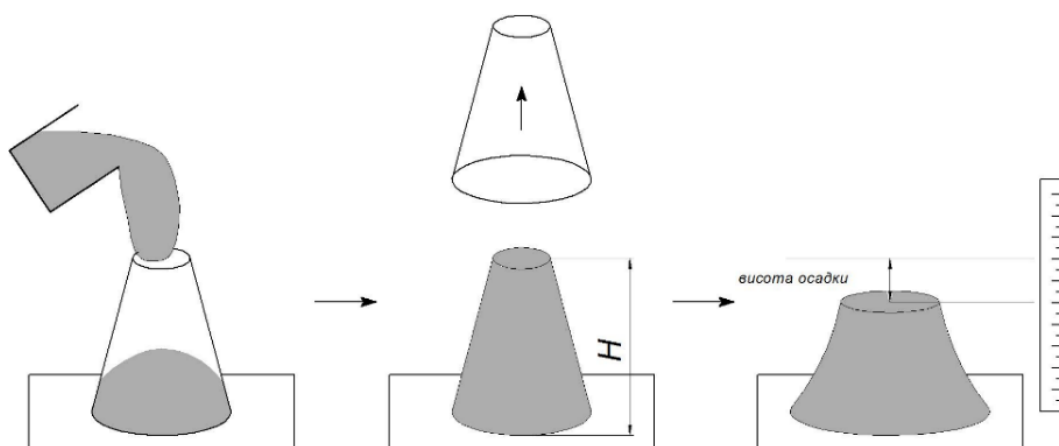


Рисунок 3.12 – Послідовність етапів експериментальних досліджень пастової закладної суміші на величину осідання

За зазначеною методикою вимірювання величин осідання закладних сумішей були досліджені всі їхні компонентні склади, що наведені в експериментальній програмі (п. 3.2.1), з різним дозуванням і структурою в'язучого матеріалу та вмістом загальної твердої частини 70, 75 і 80%.

Представляє значну наукову цінність, при якій саме концентрації загальної твердої частини та дозуванні цементу в закладній суміші, що здебільшого складається з дрібнодисперсних хвостів збагачення залізних руд, досягається пастоподібна консистенція та найоптимальніша величина осідання для ефективності процесу транспортування трубопровідним способом.

Після визначення раціональної консистенції пастової суміші шляхом оцінки її фізичного стану та вимірювання величини осадки конусу, невід'ємною

складовою визначення її транспортабельності є встановлення реологічних характеристик, зокрема динамічної в'язкості та напруження зсуву при змінній швидкості зсуву [223]. Це зумовлено тим, що пастові закладні суміші є неньютонівськими рідинами, тобто їхня в'язкість не є сталою і змінюється залежно від прикладеного механічного впливу, наприклад швидкості зсуву. Для дослідження таких матеріалів доцільно застосовувати спеціалізовані прилади – ротаційні віскозиметри, які дають змогу зафіксувати зміну опору обертанню шпинделя, зануреного в суміш, і на цій основі обчислити відповідні реологічні параметри.

У даному дослідженні застосовується цифровий ротаційний віскозиметр NDJ-8AT, який дозволяє визначати динамічну та кінематичну в'язкість густих суспензій у діапазоні від 0 до 2000 Па·с, в тому числі закладних паст на основі дрібнозернистого заповнювача. Вигляд приладу наведено на Рисунку 3.13.

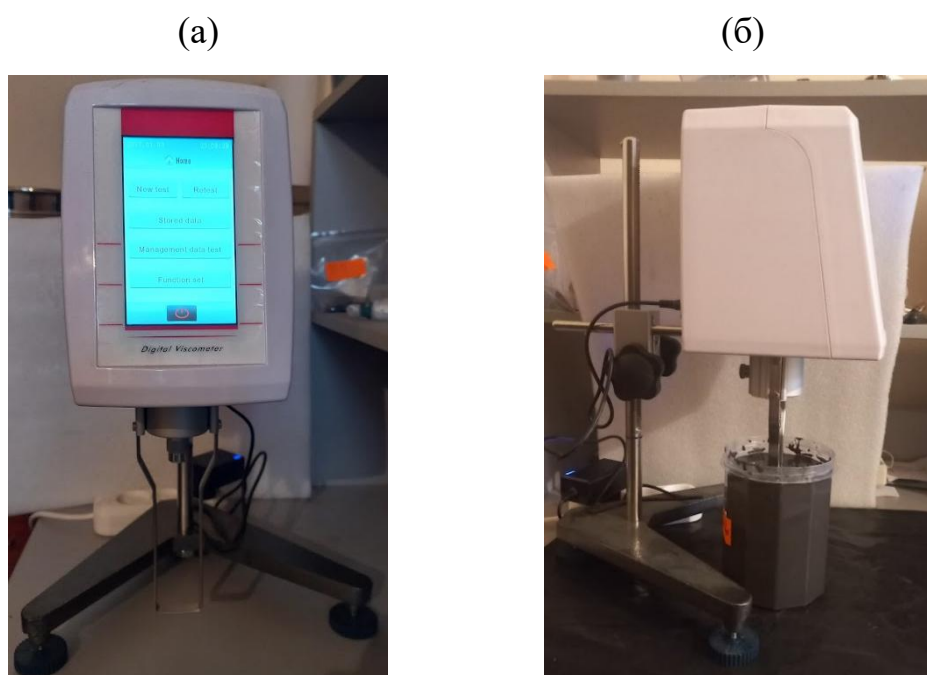


Рисунок 3.13 – Цифровий ротаційний віскозиметр NDJ-8AT: (а) загальний вигляд; (б) вимірювання реологічних властивостей пастових сумішей

Функціонування віскозиметру ґрунтується на фіксації крутного моменту, який створюється у процесі обертання шпинделя в досліджуваній рідині, а величина в'язкості розраховується автоматично з урахуванням відомих параметрів обертання та геометрії обраного шпинделя. Комплект шпинделів, що входить до

віскозиметра, містить різні їх модифікації, а саме № 1, 2, 3 і 4, з яких для дослідження пастових сумішей рекомендується використовувати шпindel № 3 – спеціально призначений для вимірювань рідин із високою в'язкістю.

Віскозиметр дозволяє проводити вимірювання при 6-ти фіксованих швидкостях обертання: 0,3; 3; 6; 12; 30 і 60 об/хв, що відповідає швидкостям зсуву в діапазоні від 0,62 до 12,48 с^{-1} . Такий діапазон є достатнім для дослідження поведінки матеріалу в умовах низького зсувного навантаження, однак у реальних умовах транспортування пастової суміші трубопроводами, залежно від швидкості потоку та внутрішнього діаметра труб, формуються значно вищі швидкості зсуву – до 100 с^{-1} і більше. Тому для врахування цієї різниці та прогнозування реальної поведінки пастової суміші при транспортуванні результати вимірювань в'язкості у діапазоні 0,62...12,48 с^{-1} екстраполюються на вищі зсувні швидкості з використанням відповідної реологічної моделі поведінки пастової суміші, яку слід визначити.

З цією метою у межах експериментальної програми передбачено побудову реологічної кривої залежності «напруження зсуву – швидкість зсуву». Отримані дані використовуються для апроксимації математичної моделі, яка найбільш ефективно й точно описує досліджувану пастову систему. Залежно від характеру кривої виявленої залежності, здійснюється підбір відповідної реологічної моделі, до яких належать моделі Бінгама, Гершеля-Балклі, Кассона, Освальда-де Віля тощо [224]. Правильний вибір реологічної моделі є визначальним для подальших розрахунків втрат тиску при транспортуванні суміші трубопроводом, а також для оцінки необхідної потужності насосного обладнання.

Окрему увагу приділено дослідженню тиксотропних властивостей пастових сумішей. Зазвичай, у процесі транспортування суміші, коли швидкість зсуву є достатньо високою, структура суміші в потоці постійно руйнується, і матеріал проявляє знижену в'язкість, що забезпечує стабільний потік. Проте, у тиксотропних системах, навіть у русі потоку, може відбуватись часткове відновлення структури, особливо в тих ділянках потоку, де локально знижуються значення швидкості зсуву (поблизу стінок трубопроводу). Таке явище може спричинити поступове згущення суміші навіть під час транспортування, збільшення опору

руху, нестабільність потоку та часткову закупорку при тривалому русі в умовах слабкого навантаження, що може призвести до необхідності зупинок перекачування суміші. Саме тому оцінка тиксотропної поведінки пастової суміші важлива при проєктуванні режимів трубопровідного транспорту.

Дослідження тиксотропності пастової закладної суміші виконувались за допомогою побудови петлі гістерезису [225], яка формується в результаті циклу «збільшення – зменшення» швидкості обертання шпинделю. Отримані дані дозволяють оцінити стабільність структури пастової суміші, ступінь зсувного розрідження та відновлення початкової структури після навантаження.

Для зручності оцінювання тиксотропності може бути виражена у вигляді:

$$T = \frac{A}{\int_{\gamma_{\min}}^{\gamma_{\max}} \tau_{\text{en}}(\gamma) d\gamma} \cdot 100\%, \quad (3.1)$$

де T – відносна тиксотропність, %;

A – площа петлі гістерезису або різниця між кривими навантаження (вперед) і розвантаження (назад), $\text{Па} \cdot \text{с}^{-1}$;

τ_{en} – значення напруження зсуву при підвищенні швидкості зсуву, Па ;

γ – швидкість зсуву суміші, с^{-1} .

Для інтерпретації результатів застосовується шкала оцінювання (Табл. 3.1), яка класифікує рівень тиксотропності на дуже низький, низький, середній, високий і дуже високий, що дає змогу зробити висновки щодо стабільності суміші в русі, потенційної небезпеки закупорки трубопроводів та необхідності регулювання режимів подачі.

Таблиця 3.1 – Шкала оцінювання тиксотропних властивостей пастової суміші

Відносна тиксотропія, %	Рівень тиксотропності	Характеристика
0 – 10	Дуже низька	Структура майже не відновлюється
10 – 25	Низька	Незначне підвищення в'язкості
25 – 50	Середня	Відчутне підвищення в'язкості
50 – 75	Висока	Небезпека явища закупорки
> 75	Дуже висока	Швидке структуроутворення, потрібна зупинка подачі суміші

Розроблена методика дослідження фізико-хімічних та реологічних властивостей пастових закладних сумішей є необхідною науковою та практичною основою для подальшого розрахунку технологічних параметрів їх ефективного трубопровідного транспорту.

3.2.3. Методика дослідження фізико-механічних властивостей закладних матеріалів і масивів

У дослідженні для приготування пастових закладних сумішей розглядалось декілька видів в'язучих матеріалів: портландцемент М500, доменний гранульований шлак, природний вапняк, зола-виносу. Портландцемент є дрібнодисперсним матеріалом, тому використовувався у товарному вигляді. Відібрані зразки доменного гранульованого шлаку (0 – 5 мм) та зола виносу (0 – 0,3 мм) для підвищення гідравлічної активності подрібнювались у лабораторному кульовому млині 84А-Мл, а природний вапняк (40 – 70 мм) спочатку піддавався стадії дроблення у лабораторній дробарці ДГ 200×150, а потім також подрібнювався кульовому млині 84А-Мл. На кульовому млині в'язучі матеріали, згідно практики закладних робіт, подрібнювались до величини дещо меншої за портландцемент, а саме 60 – 70% часток крупністю -0,08 мм. Прийняті для досліджень вищезазначені закладні матеріали (як природного, так і техногенного походження) досліджувались на основні фізико-механічні властивості – насипну щільність та гранулометричний склад.

За допомогою електронних ваг WLC 20/C/1 та мірного сосуда об'ємом 100 см³ виконувалось засипання та зважування дрібнодисперсних закладних матеріалів – портландцементу, мелених доменного граншлаку, вапняку, золи виносу та хвостів збагачення залізних руд. Для крупного закладного матеріалу також використано ваги WLC 20/C/1 та комплект мірних посудів МП КП-601/4. Гранулометричний склад всіх закладних матеріалів визначався за допомогою ситового вібраційного аналізатору АСВ-300U з різними наборами металевих сит.

Для дослідження фізико-механічних властивостей такого елемента комбінованого закладання виробленого простору кар'єру як породне закладання, відібрано пробу скельних порід одного з відвалів гірничо-збагачувального комбінату Полтавського ГЗК, а деякі їхні характеристики наведено у Таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 – Вихідні дані проби відібраних скельних відвальних порід

Параметр	Значення
Літологічний склад суміші	Кварцити, сланці, амфіболіти
Гранулометричний склад	0...100 мм
Середня об'ємна вага порід, т/м ³	2,8 – 3,0
Міцність порід з шкалою проф. Протод'яконова	10 – 12

Скельні породи, що використовуються у дослідженні, близькі за фізико-механічними характеристиками до відвальних порід Глеюватського кар'єру № 1, який розташований у КЗБ. Прийнятий гранулометричний склад скельних відвальних порід на основі усередненого гранулометричного складу гірничої маси після вибухових робіт на низці кар'єрів Криворізького регіону, згідно досліджень [226, 227] наступний: 1000...500 мм – 7%; 500...400 мм – 9%; 400...300 мм – 9%, 300...200 мм – 15%; 200...0 мм – 60%.

Для зручності проведення лабораторних досліджень фракції зменшено у масштабі 1:10, тому досліджувалась суміш порід у діапазоні 0...100 мм зі збереженням пропорційності гранулометричного складу відвальних порід. Структурно-логічна схема досліджень лабораторних властивостей порід наведена на Рисунку 3.14.

Для визначення фізико-механічних властивостей скельних порід застосовано гранулометричний аналіз відібраних проб масиву із застосуванням ситового аналізатору АСВ-300U, сушильної шафи типу СНОЛ, лабораторних електронних ваг WLC 20/C/1, конусу для вимірювання кута природного укусу та комплекту мірних посудів КП-601/4 для визначення насипної щільності. Досліджувались як окремо фракції порід, так і суміш фракцій 0...100 мм. Пустотність окремих фракцій та масиву оцінювалась за відомими методиками [228].

Деформаційні характеристики скельних порід 0...100 мм як закладного матеріалу досліджували на лабораторному пресі КС-200 (Італія) кафедри будівництва, геотехніки та геомеханіки НТУ «Дніпровська політехніка». Виготовлено циліндричну металічну ємність довжиною 25 см і внутрішнім діаметром 14 см. У ємність засипалась досліджувана суміш порід і прикладалось навантаження у діапазоні 0 – 100 кН або тиск 0 – 6,5 МПа з урахуванням площі зразка.

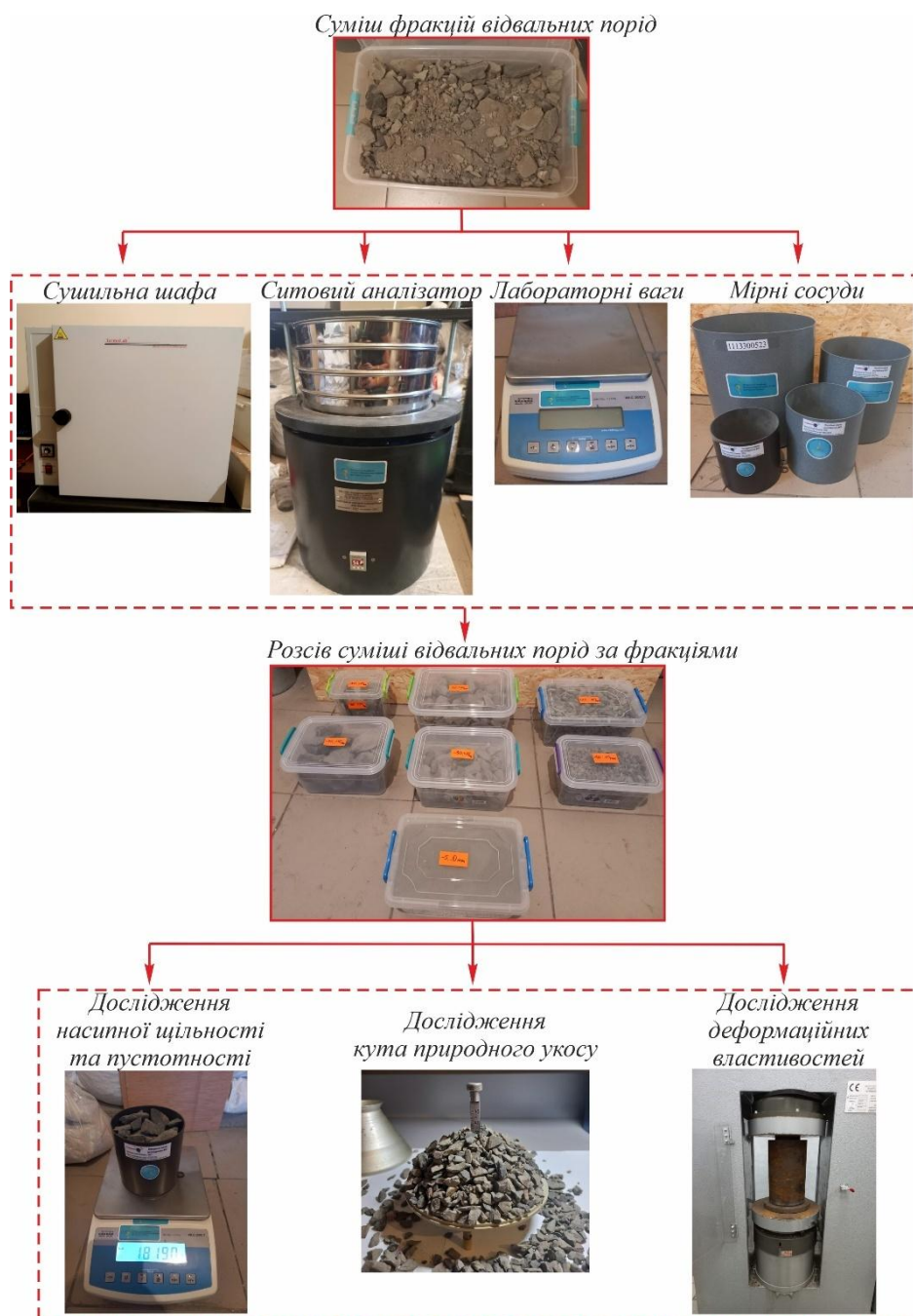


Рисунок 3.14 – Структурно-логічна схема визначення основних фізико-механічних характеристик відвальних скельних порід

За результатами досліджень, за загальноприйнятою методикою [229], визначався модуль деформації E суміші порід, коли усадка зразків породи у циліндрі під навантаженням припиняла збільшуватись і досягала максимального ущільнення:

$$E = \frac{\Delta F \cdot h_1}{S \cdot \Delta h}, \text{ МПа,} \quad (3.2)$$

де $\Delta F = F_2 - F_1$ – різниця кінцевого та початкового навантаження на зразок, кН;

F_1 – початкове навантаження, зареєстроване на приладі на початку випробування, кН;

F_2 – навантаження наприкінці випробування, зареєстроване на приладі, кН;

$\Delta h = h_2 - h_1$ – різниця кінцевої та початкової висоти зразка, мм;

S – площа поперечного перетину зразка, мм².

Для дослідження міцності на стиск зразків затверділого пастового закладання використано ручний гідравлічний прес JG-212 (Китай) з можливістю формування максимального тиску в гідравлічній системі до 25 МПа (Рис. 3.15а), що геометрично підходить для випробування зразків розмірами 70×70×70 мм. З урахуванням конструктивних особливостей гідравлічного пресу встановлено, що межа визначення міцності на стиск зразків пастового закладання знаходиться у діапазоні 0 – 10 МПа, що для цього виду закладання є вельми достатнім. На пресі встановлено манометр тиску 0 – 100 бар. Принцип дії пресу полягає в тому, що при натисканні важеля механічного насосу гідравлічне масло переміщує поршень, який чинить тиск на розташовану металічну платформу зі зразком.

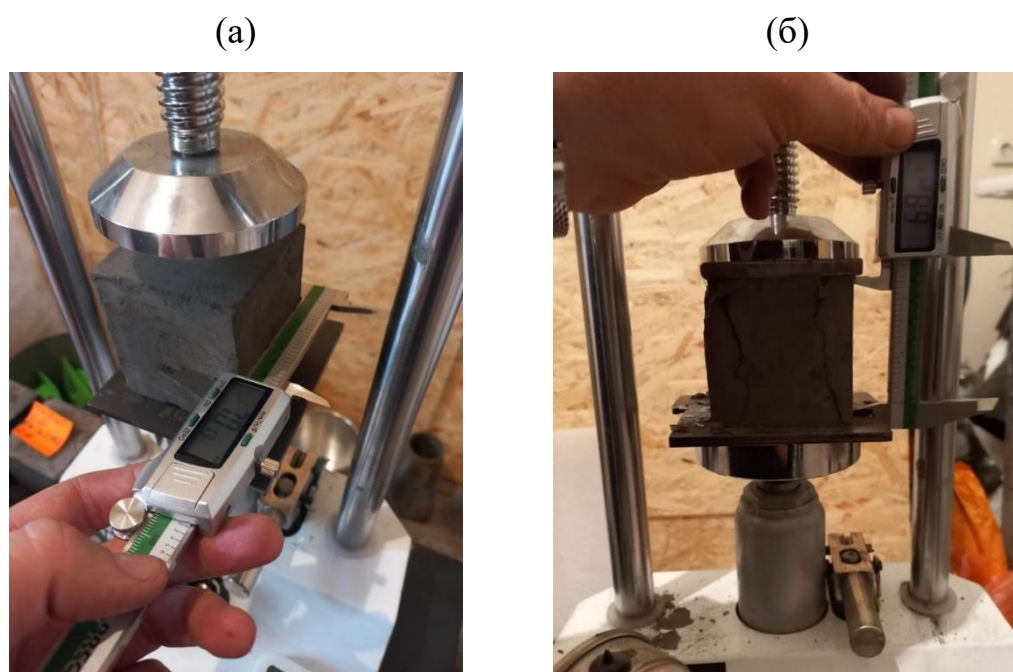


Рисунок 3.15 – Гідравлічний прес JG-212 для випробування зразків пастового закладання на міцність: (а) вимірювання геометричних розмірів кубічних зразків; (б) вимірювання зміни висоти зразків у процесі стиснення

При випробуваннях на міцність фіксували значення тиску в гідравлічній системі, коли відбулось руйнування зразка й припинялось збільшення тиску із-за причини зникнення опору. Для визначення безпосередньої міцності на стиск зразка закладання спочатку розраховувалась сила, що діє на платформу зі зразком, виходячи із зафіксованого тиску та площі поршня. Оперуючи значенням сили навантаження та вимірної площі поперечного перерізу зразка, обчислювалась міцність на стиск. Перед випробуванням зразків на міцність за допомогою електронного штангенциркулю фіксували точні розміри сторін кубічних зразків закладання (Рис. 3.15а) для подальшого розрахунку площі й величини їх міцності на стиск, а безпосередньо у процесі випробувань фіксували зменшення їхніх лінійних розмірів під навантаженням гідравлічного поршня (Рис. 3.15б). Величину зміни висоти зразка вимірювали після порушення його суцільності й появи тріщин при посиленні навантаження.

Для дослідження найважливішої механічної властивості пастового монолітного закладання – модуля деформації E , що визначає супротив закладного масиву до усадки, використано формулу (3.2). Інші механічні властивості, для вимірювання яких відсутнє лабораторне обладнання, приймалось із закордонного досвіду існуючих лабораторних даних за умов схожості властивостей сумішей та масиву.

Отриманий масив експериментальних даних кінетики гідратації та міцнісних характеристик закладних сумішей аналізувався, систематизувався і оброблявся за допомогою програми Microsoft Excel для встановлення математичного характеру кореляційних залежностей.

3.3. Методологія чисельного моделювання геомеханічних процесів при закладанні техногенних пустот пастовими сумішами

3.3.1. Структурно-геологічні умови та база параметрів гірських порід Кривбасу для чисельного моделювання

Згідно з розробленою у дослідженні концепцією ліквідації техногенних пустот Криворізького залізорудного басейну (КЗБ), одним із основних наукових завдань є вивчення трансформації геомеханічного стану масиву гірських порід у зоні впливу цих пустот внаслідок формування монолітного закладного масиву.

Для проведення коректного чисельного моделювання необхідне достовірне відтворення усереднених механічних фізико-механічних властивостей гірських порід, в яких утворено провальні зони шахт і непогашені підземні пустоти в результаті підземної розробки покладів багатих залізних руд. Враховуючи складну геологічну будову Кривбасу, а саме, наявність низки потужних геологічних свит, залізорудних горизонтів та сланцевих горизонтів в їх межах, виникає потреба у визначенні найбільш характерних й типових гірничо-геологічних умов залягання руд, при відпрацюванні яких порушена земна поверхня.

Основою КЗБ є породи Криворізької серії, яка складається з Новокриворізької (PR_{1nk}), Скелеватської (PR_{1sk}), Саксаганської (PR_{1sx}), Гданцівської (PR_{1gd}) та Глеюватської (PR_{1gl}) геологічних свит [230, 231]. Породи зазначених свит за геологічною будовою, гірничо-геологічними умовами та фізико-механічними властивостями порід характеризується значною мінливістю вздовж простягання основного залізорудного поясу в північно-східному напрямку, що простягається вздовж західної частини м. Кривий Ріг. За схожими геологічними ознаками КЗБ умовно поділяється на наступні залізорудні райони: Інгулецький (Лихманівський), Південний, Центральний (Саксаганський) та Північний.

Геологічна будова КЗБ відзначається значною стратиграфічною та структурною складністю, що особливо проявляється при порівнянні розрізів Південного, Центрального (Саксаганського) та Північного залізорудних районів. У межах кожного з них спостерігаються різні варіації потужностей, літологічного складу та характеру залягання зазначених геологічних свит. Потужність свит може змінюватися як у межах одного району, так і при переході від одного району до іншого – в окремих місцях істотно потовщуються, тоді як в інших – стрімко зменшуються або повністю виклинюються. Промислове освоєння багатих залізних руд підземним способом здійснюється у межах Саксаганської свити (PR_{1sx}), яка характеризується найбільшим ступенем зруденіння й містить основні поклади багатих залізних руд та неокислених кварцитів. Основний підземний видобуток багатих залізних руд протягом 100-річного періоду освоєння КЗБ здійснювався та триває у Центральному (Саксаганському) залізорудному районі (Рис. 3.16).

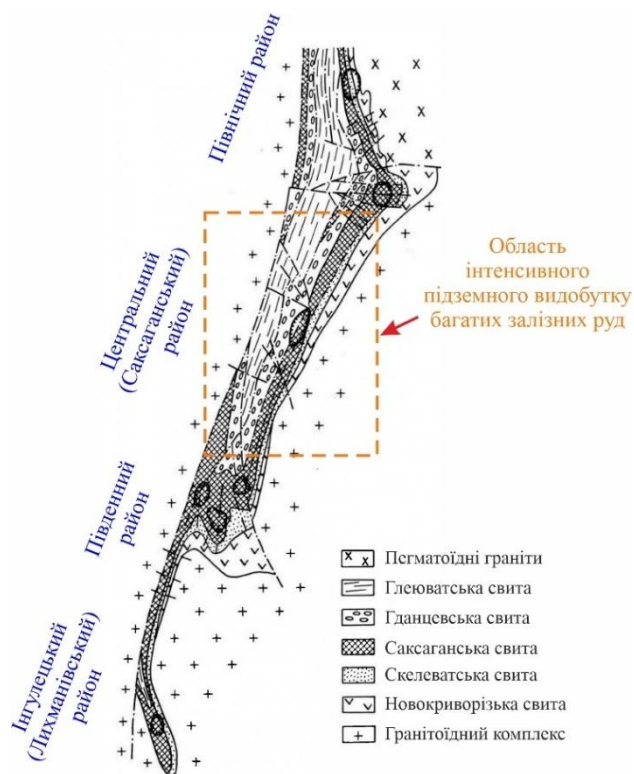


Рисунок 3.16 – Геологічний розріз Криворізького басейну за простяганням із зазначенням основної частини, де здійснюється основний підземний видобуток

Аналіз Рисунок 3.16 показує, що для виконання чисельного моделювання та адекватної побудови геомеханічних моделей необхідно враховувати геологічні умови і літологічний склад основної заліззовмісної Саксаганської свити саме Центрального (Саксаганського) залізрудного району Криворізького басейну.

Саксаганська свита (PR_{1sx}) КЗБ об'єднує три підсвити [233, 234]:

- нижня (залізрудна) – складається з I та II залізистих і сланцевих горизонтів;
- середня (сланцева) – складається з III, IV сланцевих і III залізистого горизонтів;
- верхня (залізрудна) – складається з V, VI, VII сланцевих і IV, V, VI, VII залізистих горизонтів.

Для конкретизації та врахування у чисельному моделюванні геологічних умов та літологічного складу порід, які обвалюються та деформуються у процесі поступового відпрацювання рудних покладів системами розробки з обваленням, є необхідним визначення, в яких залізистих горизонтах сконцентровано найбільші поклади багатих залізних руд Криворізького басейну. З цією метою

виконується аналіз просторового розміщення основних рудних тіл у стратиграфічному розрізі криворізької серії й виявлення залізорудних горизонтів з їх найбільшою концентрацією. У подальшому після визначення залізистих горизонтів з концентрацією рудних покладів з'являється можливість визначення характерних літотипів вміщуючих порід висячого та лежачого боків. Прояв рудних покладів Кривбасу приурочений до порід саме залізистих горизонтів Саксаганської свити, які характеризуються більшим ступенем зруденіння, ніж сланцеві горизонти.

Такий підхід дозволить обґрунтовано сформулювати узагальнену й усереднену геомеханічну модель, яка буде охоплювати основні варіанти гірничо-геологічних умов та стане репрезентативною для більшості шахт з активними порушеннями земної поверхні у КЗБ в процесі подальшого чисельного моделювання.

В Таблиці 3.3 наведено розподіл рудних покладів Центрального району КЗБ за стратиграфічними залізистими горизонтами Саксаганської свити. Аналіз даних показує, що найбільша кількість рудних покладів Кривбасу, які експлуатують та експлуатували залізорудні шахти, сконцентровано у V і VI залізистих горизонтах Саксаганської свити Криворізької серії. Наведений розподіл типів рудних покладів за залізистими горизонтами дозволяє прийняти до уваги у дослідженнях V і VI залізисті горизонти, в умовах яких спостерігається найбільша інтенсифікація підземної розробки покладів багатих залізних руд Кривбасу.

Таблиця 3.3 – Розподіл рудних покладів Саксаганського району КЗБ за стратиграфічними горизонтами залізорудної формації [235]

Стратиграфічні залізисті горизонти	Пластові поклади	Стовпо- та штокопоїдбні поклади	Рудні гнізда	Всього покладів	% до загальної рудної площі
I	3	—	1	4	2,7
II	2	4	2	8	—
IV	-	1	—	1	0,5
V	17	37	6	60	61
VI	12	43	14	69	34,2
VII	3	—	—	3	1,6
Разом	37	25	23	145	100%

Оскільки предметом чисельного моделювання є вивчення деформацій порід висячого боку та земної поверхні зі сторони висячого боку рудного покладу під час його поступового відпрацювання, у моделі передбачається закономірне відтворення значно більшої потужності порід висячого боку. Таке рішення зумовлено тим, що саме висячий бік зазнає основного впливу обвалення, розвантаження та формування зони деструкції порід, тоді як геомеханічні процеси у породах лежачого боку покладу проявляються локально та обмежено.

Для дослідження характеру деформацій земної поверхні при поетапному відпрацюванні рудного покладу необхідно враховувати горизонтальну потужність порід висячого боку в напрямку вхрест простягання рудного покладу залежно від орієнтовного розміру мульди зрушення (Рис. 3.17). Сьогодні при досягнутій глибині ведення очисних робіт 1300 – 1400 м на шахтах Кривбасу середньому куті падіння покладу (60°) та середньому куті зрушення порід від рівня видобутку до земної поверхні (60°), розмір мульди зрушення від верхньої частини рудного покладу до проєкції кута зрушення на денну поверхню складає близько 1650 м. Отже, при побудові геомеханічних моделей потрібно врахувати літологічний склад порід всіх залізистих і сланцевих горизонтів потужністю не менше 1650 м. Потужність порід лежачого боку в геомеханічній моделі приймається значно меншою порівняно з висячим боком і може задаватися в умовно-довільній формі, оскільки породи лежачого боку беруть участь у процесах деформації обмеженою мірою та не визначають основних закономірностей розвитку мульди зрушення.

Подальшим важливим завданням при побудові геомеханічних моделей є визначення найбільш розповсюджених типів гірських порід у стратиграфічному розрізі вхрест простягання рудного покладу V і VI залізистих горизонтів. З огляду на те, що при відпрацюванні покладів багатих залізних руд формування провальних зон найбільш активно проявилось у межах гірничих відводів шахт «Ювілейна», «Козацька» (раніше «Гвардійська»), «Ім. Колчевського» (раніше «Орджонікідзе») та «Тернівська» (раніше «Ім. Леніна»), то акцент щодо літологічного складу порід залізистих і сланцевих горизонтів ставиться з урахуванням геологічної будови їх шахтних полів. З цією метою виконується аналіз наукової інформації щодо геологічної будови та структури КЗБ і рудних полів зазначених шахт [231-239].

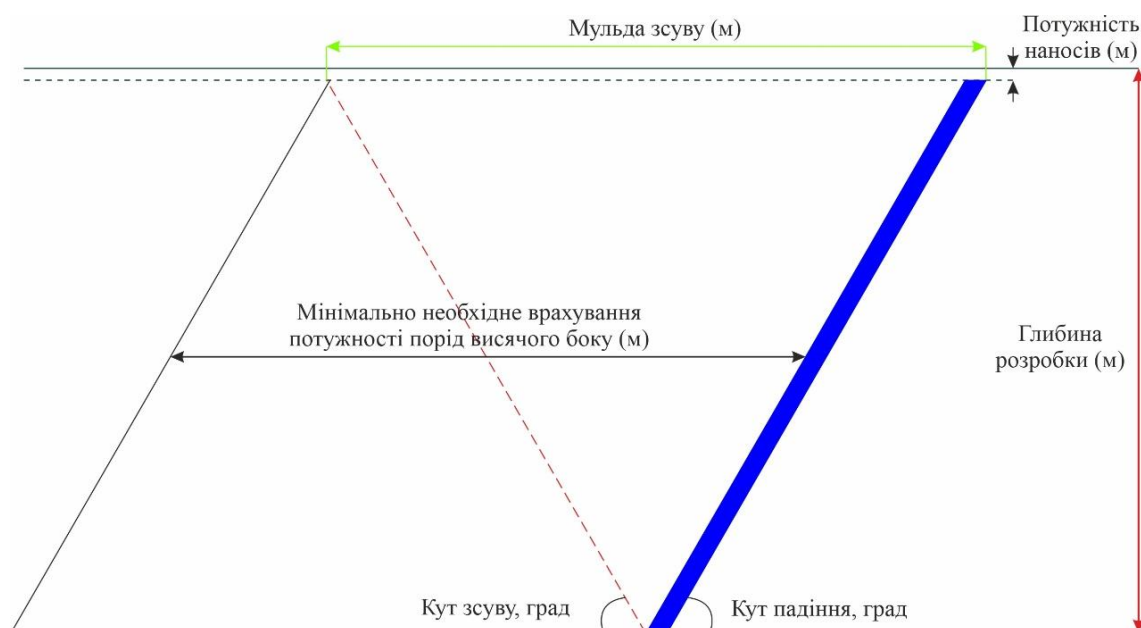


Рисунок 3.17 – Розрахункова схема до врахування мінімально необхідної потужності порід висячого боку в геомеханічних моделях

З урахуванням необхідності максимально точного відтворення геомеханічних умов висячого боку, а також реальної стратиграфічної будови центральної частини Кривбасу, для чисельного моделювання процесів деформації земної поверхні приймається розташування рудного покладу в межах 5-го залізистого горизонту як одного з найбільш рудоносних. Таким чином з'являється можливість повноцінно врахувати чергування залізистих і сланцевих товщ у висячому боці та забезпечити коректне моделювання розвитку зони зрушення земної поверхні.

У Таблиці 3.4 наведено результати визначення усередненого літологічного складу порід висячого та лежачого боків відносно залягання рудного покладу в V-му залізистому горизонті. Сумарна горизонтальна потужність геологічних свит, залізистих і сланцевих горизонтів висячого боку, що враховується у моделі, охоплює прогнозну зону розвитку мульди зрушення на земній поверхні. Таким чином, сформована усереднена стратиграфічна структура порід висячого боку відносно рудного покладу V-го залізистого горизонту КЗБ дозволяє забезпечити достовірне відображення реальної геологічної будови масиву в геомеханічних чисельних розрахунках. Це створює необхідні умови для дослідження розвитку зон деформації та зрушення земної поверхні при поетапному відпрацюванні покладу.

Таблиця 3.4 – Усереднені структурні елементи геомеханічних моделей при підземній розробці рудних покладів у V-му залізистому горизонті

Елемент	Геологічна свита	Геологічний горизонт	Потужність, м (діапазон/середнє)	Літологічний склад
Наносні породи	—	—	15 – 40 (25)	Суглинок коричнево-бурий, глини жовто-та червоно-бурі
Породи лежачого боку	Скелеватська	—	50-250 м (150)	Аркозові пісковики, філліти
	Саксаганська	III, IV, V сланцеві	130 – 260 (180)	Біотит-хлорит-серицитові та біотит-амфіболітові сланці
V залізистий		15 – 60 (30)	Мартитові та гематито-мартитові руди	
V залізистий		30	Мартитові та гематито-мартитові джеспіліти, мартитові роговики	
VI сланцевий		0 – 50 (25)	Сілікатні роговики, кварцити	
VI залізистий		120 – 300 (200)	Мартитові роговики та джеспіліти	
VII сланцевий		50 – 100 (75)	Хлорит-біотитові сланці та безрудні роговики	
VII залізистий		200 – 500 (350)	Амфібол-магнетитові та мартитові роговики	
Породи висячого боку	Гданцівська	—	70 – 200 (140)	Метапісковики та кварцити
	Глеюватська	—	1200 – 3000 (2000)	Метапісковики та кварц-біотитові сланці

Дослідження виконуються для двох варіантів: із формуванням провальної зони (традиційний варіант) та з подальшим закладанням утворених пустот монолітним пастовим закладанням (альтернативний варіант), що дає змогу оцінити можливість блокування деформаційних процесів і запобігання руйнуванню земної поверхні під час відпрацювання рудних покладів.

3.3.2. Загальні підходи до чисельного моделювання

Для підтвердження аналітичних досліджень впливу закладного масиву на трансформацію геомеханічної ситуації масиву гірських порід навколо утворених

техногенних пустот Кривбасу (провали шахт, непогашені підземні пустоти, закриті кар'єри) використовується метод чисельного моделювання на основі методу скінченних елементів. Методом чисельного моделювання вирішуються три найважливіші геомеханічні задачі:

– *задача 1* – дослідження еволюції провальних зон шахт і деформації земної поверхні зі сторони висячого боку; вплив насипного та монолітного пастового закладного масиву на можливість часткового блокування розмірів мульди зсуву;

– *задача 2* – дослідження ймовірності обвалення земної поверхні та її приграничного стану над непогашеними пустотами від розробки відокремлених сліпих рудних покладів у безпосередній близькості до земної поверхні; вплив монолітного пастового закладання на зменшення ймовірності обвалення;

– *задача 3* – дослідження осідань традиційного насипного закладного масиву та закладного масиву комбінованої структури (породне + пастове закладання) у виробленому просторі закритого залізорудного кар'єру під впливом гравітації та прикладених навантажень для перспективного використання відновленої земної поверхні.

Чисельне моделювання методом скінченних елементів (МСЕ) сьогодні є перевіреним та розповсюдженим інструментом аналізу напружено-деформованого стану (НДС) масивів гірських порід і ефективно застосовується для оцінки стійкості земної поверхні під впливом підземної розробки крутих рудних покладів, що є однією з основних завдань досліджень [156, 240-244]. Умови розробки крутоспадних рудних тіл супроводжуються складними процесами перерозподілу напружень, що можуть призводити до утворення зон ослаблення, розкриття тріщин [245], локальних обвалень та утворення провалів на поверхні. Використання МСЕ у спеціалізованих програмних комплексах дає змогу враховувати складну геометрію покладів, фізико-механічні властивості порід, анізотропію масиву, а також вплив зовнішніх факторів, зокрема гірничого тиску, сейсмічних впливів та змін гідрогеологічних умов. Застосування чисельного моделювання методом МСЕ дає можливість детально аналізувати зони концентрації напружень у приконтурних частинах підземних виробок, визначати критичні умови виникнення

зон зниженої стійкості бортів та укосів, а також прогнозувати можливі деформації земної поверхні при відпрацюванні родовищ корисних копалин.

Криворізький басейн є одним із найбільш геологічно складних районів Українського кристалічного щита, структура якого формувалася протягом кількох етапів тектонічної та метаморфічної активності, що включали інтенсивну складчастість, насуви, ізоклінальні структури та широкий розвиток магматичних інтрузій. У геологічній будові Кривбасу беруть участь гнейси, амфіболіти, metabазити, залізисті роговики та кварцити, які залягають у вигляді складно дислокованих серій з численними порушеннями. Основні рудоносні товщі приурочені до синклінальної структури, ускладненої системою скидів, насувів і зон тріщинуватості. Таке поєднання літологічної різноманітності, інтенсивної дислокації та неоднорідної тріщинуватості потребує застосування критеріїв міцності, які здатні відображати поведінку як монолітних, так і розущільнених порід [246].

Одним із найбільш придатних у таких умовах є емпіричний критерій Хоека-Брауна, що розроблений спеціально для скельних порід і враховує їхню якість через параметр GSI (Geological Strength Index), тріщинуватість та рівень порушеності. Даний критерій розроблений Е. Хоеком та Е.Т. Брауном у 1980 році [247]. Критерій був створений як емпірична альтернатива до критерію Мора-Кулона для опису міцності скельних порід і масивів, з урахуванням їхньої тріщинуватості, структури та ступеня порушеності.

У версії критерію Хоека-Брауна, оновленій у 2018 році [248], основні уточнення стосуються розрахунку параметрів міцності скельного масиву, його крихкості та кривизни поверхні руйнування, які були вдосконалені для більш точного опису поведінки порід із різним ступенем порушеності. Формули для цих параметрів були переглянуті на основі нових емпіричних даних, що дозволяє краще відображати зниження міцності залежно від геологічної якості масиву, вираженої через індекс GSI. На відміну від класичного критерію Мора-Кулона, який є ефективним переважно для слабозцементованих осадових порід або ґрунтів із чітко вираженим зсувним механізмом, критерій Хоека-Брауна більш адекватно описує характер руйнування крихких скельних масивів із домінуванням механізмів тріщиноутворення й розтягу. Саме тому в умовах Кривбасу, де розробка руд

ведеться на значних глибинах у скельному масиві, а ризики обвалення й дестабілізації в умовах утворених пустот є актуальними, застосування критерію Хоека-Брауна є особливо важливим для чисельного моделювання, прогнозування зон руйнування масиву та обґрунтування заходів щодо його стабілізації.

Сьогодні критерій міцності Хоека-Брауна широко застосовується для моделювання поведінки скельного масиву при вирішенні геомеханічних задач, а його безпосередня реалізація вбудована у програмні комплекси, такі як FLAC3D, Phase2, RS3, Slide2/3 (Rocscience), UDEC, 3DEC (Itasca), де він доступний як базова функція з можливістю врахування деградації міцності та поетапного розроблення. У цих програмах використання критерію є зручним і супроводжується вбудованими інструментами для оцінки параметрів масиву за класифікацією GSI. У ряді інших геоінженерних комплексів, застосування критерію Хоека-Брауна відсутнє або ускладнене. Тому під час вибору програмного забезпечення для вирішення геомеханічних задач, подібних умовам Кривбасу, доцільно враховувати наявність вбудованої підтримки критерію Хоека-Брауна для забезпечення точності розрахунків. У дослідженні для виконання чисельних розрахунків приймається програмний пакет Phase2, розроблений компанією Rocscience (Канада).

Модифікований критерій Хоека-Брауна 2018 року визначає граничний стан гірського масиву при головних напруженнях та має вигляд [248]:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \cdot \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a, \quad (3.3)$$

де σ_1 – головне максимальне (руйнівне) нормальне напруження, МПа;

σ_3 – головне мінімальне нормальне (бічне) напруження, МПа;

σ_{ci} – міцність на одновісний стиск монолітної породи МПа;

m_b, s, a – константи гірських порід за Хоеком-Брауном.

Значення емпіричного параметру m_b розраховується:

$$m_b = m_i \cdot \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right), \quad (3.4)$$

де m_i – параметр цілісної породи, що залежить від літологічного типу порід;

GSI – індекс геологічної міцності масиву гірських порід;

D – коефіцієнт, який виражає ступінь порушення (руйнування) скального масиву в результаті вибухових робіт, розвантаження або інших процесів, що знижують механічну цілісність породи; $D = 0$ – ідеальна якість масиву; $D = 1$ – руйнування масиву максимальні, дезінтеграція та обвалення масиву.

На основі аналізу геологічної будови КЗБ були виділені основні літотипи порід, приурочені до метаморфізованих товщ – переважно залізисто-кварцитових і сланцевих горизонтів криворізької серії. Для кожного з них були визначені значення параметра m_i згідно з емпіричною класифікацією Хоека-Брауна [249], яка використовується для оцінки міцності інтактних порід у критерії (Табл. 3.5).

Індекс геологічної міцності GSI є емпіричним індексом, введений Хоеком і Брауном, що кількісно оцінює міцність та цілісність скельного масиву на основі його структурної будови та ступеня вивітрювання або тріщинуватості. Показник GSI використовується для переходу від властивостей монолітної породи до параметрів масиву в критеріях міцності та являє собою систему оцінки міцності скального масиву без лабораторних даних, спираючись на його візуальні ознаки: ступінь руйнування блоку, наявність і розвиток тріщин, форма і розміри блоків, ступінь розкриття тріщин, наявність відкритих розломів, вивітрювання. Шкала оцінювання масиву гірських порід за індексом GSI наведена у дослідженні [250]. Значення GSI визначається візуально у натурних умовах або за допомогою фотографій відслонень масиву та варіюється від 10 (сильно порушені, роздроблені породи) до 100 (цілісний монолітний масив без тріщин).

Таблиця 3.5 – Значення m_i для найбільш розповсюджених літологічних типів порід Саксаганського рудного району Криворізького залізорудного басейну

Літотип	Діапазон значень m_i	Середнє значення
Амфіболіти	26 ± 6	26
Діабаз	15 ± 5	15
Роговики	26 ± 6	26
Метапісковики	26 ± 6	26
Філліти	7 ± 3	7
Залізисті кварцити	20 ± 3	20
Сланці кристалічні	6 ± 2	6
Гнейси	28 ± 5	28

Для умов, що досліджуються у дисертації, а саме формування провальних зон шахт і раптових обвалів земної поверхні під впливом непогашених підземних пустот, за відсутності даних каротажу, кернавого буріння та сейсморозвідки, оцінка GSI масиву по фото його відслонень у провальних зонах є єдиним можливим аналітичним методом. У цьому випадку точність прогнозується в межах $\pm 5 - 10$ пунктів за рангом GSI, що задовольняє умовам чисельного моделювання ймовірності обвалення. Показник GSI масиву порід у подальшому приймається конкретно при розробці методології чисельного моделювання окремо, як при відпрацюванні рудного покладу та розвитку провальної зони, так і для дослідження небезпечного стану масиву навколо непогашених пустот, значення яких різняться.

Наступний параметр критерію Хоека-Брауна s визначається за формулою:

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right). \quad (3.5)$$

Параметр a визначається наступним чином:

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3}\right). \quad (3.6)$$

Значною перевагою критерію Хоека-Брауна є врахування масштабного ефекту, який полягає у переході міцнісних і деформаційних властивостей від зразка до натурального масиву. Модуль Юнга неоднорідного скельного масиву, ослабленого тріщинуватістю та структурними порушеннями, не можна прирівнювати до лабораторного модуля пружності цілої (інтактної) породи, визначеного за кубічними зразками без тріщин. З цією метою Хоек і Дідерікс [251] запропонували емпіричну залежність для оцінки модуля Юнга гірського масиву E_{rm} за відомими значеннями модуля цілісної породи E_i за результатами лабораторних досліджень, індексу GSI та параметру a , що характеризує стан масиву, що має вигляд:

$$E_{rm} = E_i \left(\frac{GSI - 10}{40}\right)^a, \text{ МПа}. \quad (3.7)$$

Зазначені параметри у формулах (3.3) – (3.7) згідно теорії міцності Хоека-Брауна автоматично розраховуються у спеціалізованому додатку GSI Calculator програми Phase2. Окрім критерію міцності у програмі задаються також параметри питомої ваги гірських порід та коефіцієнт Пуассона.

Важливими аспектами критерію міцності Хоека-Брауна є розділення параметрів на пікові (peak), що описують максимальну міцність гірського масиву до початку руйнування, коли порода зберігає свою цілісність та чинить опір навантаженню, і залишкові параметри, які характеризують стан масиву після зсуву, коли міцність втрачається через розвиток тріщин та зрушень, і матеріал вже не здатен витримувати попередні навантаження й міцність суттєво знижується.

Згідно наукової праці [252], Е. Хоек рекомендує пікове значення GSI зменшувати на 10 – 15 одиниць, щоб відтворити ступінь деградації масиву:

$$GSI_{зал} = GSI_{пик} - (10...15), \text{ МПа.} \quad (3.8)$$

У подальших чисельних розрахунках приймається зниження залишкового значення індексу GSI порід на 15 одиниць у порівнянні з піковим значенням.

Отже, основними даними для критерію міцності Хоека-Брауна є міцність на стиск (σ_{cm}) та модуль Юнга (E) цілісної інтактної породи, тип гірської породи, що визначає m_i , а також визначений індекс GSI порід з урахуванням яких розраховуються критично важливі параметри стану масиву m_b , s та a .

В умовах розташування непогашеної пустоти від розробки сліпого рудного тіла у масиві, складеному чергуванням шарів залізистих та сланцевих горизонтів, принципово важливо враховувати відмінності у їхніх фізико-механічних властивостях, тому при побудові геомеханічної моделі недостатньо розмежовувати шари лише контактом «*material*», при якому масив вважається суцільним з абсолютно жорсткими контактами на межі літологічних різниць, і, як наслідок, зчеплення між шарами та їх переміщення передаються без ковзання. У такому випадку доцільно застосувати контакт «*joint*», який дозволяє змодельовати ослаблені або розтріскані контакти, які природно формуються між літологічними шарами, та дає змогу задати знижену міцність (кут внутрішнього тертя, зчеплення) і жорсткість (нормальну й зсувну), тим самим забезпечуючи реалістичну поведінку масиву під впливом гравітаційного навантаження та наявності непогашеної підземної пустоти. Параметри контактів «наноси – масив» та безпосередньо літологічних різниць сформовано на основі рекомендацій Rocscience [253]. Цементований пастовий закладний масив є штучно створеним матеріалом, що складається з мінеральної

частини (наприклад, хвостів збагачення), в'язучого компонента (цемент, шлак тощо) та води. Після твердіння він набуває монолітної структури, проте, немає яскраво вираженої тріщинуватості, притаманної природним скельним породам. На ранніх етапах твердіння закладання проявляє пластичні властивості, а з часом переходить у тверду, хоча й не крихку фазу. Такий масив характеризується когезією 0,2 – 0,8 МПа при помірно низькому куті внутрішнього тертя ($25 - 30^\circ$), що робить його ближчим до зміцнених або цементованих ґрунтів, ніж до скельного масиву, що потребує зміни застосованого критерію міцності для таких матеріалів.

Аналогічна ситуація з наносними глинистими породами, що покривають скельні масиви у Кривбасі. Наноси є природними зв'язними утвореннями, які характеризуються когезією до 0,1 МПа та незначним кутом внутрішнього тертя – $16 - 20^\circ$. Механічна поведінка наносів визначається формуванням площин зсуву, де гранична міцність залежить від напруження, що діє перпендикулярно до цих площин, – нормального напруження.

Для вищезазначених матеріалів у геомеханічних задачах оптимально застосувати критерій міцності Мора-Кулона, який є одним з найпоширеніших у геомеханічних розрахунках і використовується для опису умов руйнування зв'язних ґрунтів та гірських порід, у яких формуються чітко виражені поверхні зсуву [254]. Критерій базується на припущенні, що руйнування відбувається тоді, коли дотичне напруження на площині ковзання перевищує суму сили зчеплення та компоненти нормального напруження, помноженої на тангенс кута внутрішнього тертя. Критерій ефективно описує механічну поведінку таких середовищ як глинисті й суглинисті наносні утворення, що характеризуються помірною зв'язаністю та залежністю міцності від нормального напруження. Враховуючи специфіку монолітного пастового закладного масиву після твердіння, структура якого наближається до цементованого зв'язного ґрунту з прогнозованими параметрами міцності, доцільно у чисельних розрахунках також прийняти критерій міцності Мора-Кулона.

Критерій міцності Мора-Кулона має наступний математичний вигляд:

$$\tau = c + \sigma_n \cdot \tan(\varphi), \quad (3.9)$$

де τ – дотичне напруження, МПа; c – зчеплення (когезія), МПа;

σ_n – нормальне напруження, МПа; φ – кут внутрішнього тертя, град.

При введенні у геомеханічну модель комплексу властивостей матеріалів γ , σ , E , μ , c , ϕ програмний комплекс Phase2 розраховує нормальне напруження для кожного скінченного елементу моделі на основі геометрії, навантажень і граничних умов. Далі на можливій площині зсуву автоматично визначаються компоненти тензора: нормальне та дотичне напруження як проєкції вже розрахованого напруженого стану. Значення порівнюються з граничним опором матеріалу за формулою Мора-Кулона, і в разі, якщо дотичне напруження перевищує допустиме, вважається, що міцність породи порушена.

Таким чином, при вирішенні певних поставлених геомеханічних задач використовуються різні варіації критеріїв міцності, що наведені у Таблиці 3.6. У програмному комплексі Phase2 усі геомеханічні моделі розраховуються в межах двовимірної постановки задачі (2D). Такий підхід дозволяє ефективно аналізувати деформації закладних масивів і механізм взаємодії порід у вертикальному перерізі, зберігаючи при цьому високу точність при значно менших обчислювальних витратах, ніж у 3D-моделюванні. Фізико-механічні властивості масиву гірських порід та закладних масивів обґрунтовуються далі та приймаються залежно від специфіки вирішуваних геомеханічних задач. Фізико-механічні властивості масиву приймаються з геологічних науково-інформаційних джерел, а закладного масиву – на підставі проведених лабораторних досліджень і аналітичних міркувань.

Таблиця 3.6 – Узагальнення прийнятих критеріїв міцності
при вирішенні поставлених геомеханічних задач

Геомеханічна задача	Наноси	Скельний масив	Закладний масив	
			Сипучий породний	Монолітний пастовий
Закладання провальної зони шахт	Мора-Кулона	Хоска-Брауна	Мора-Кулона	Мора-Кулона
Закладання непогашеної підземної пустоти			—	
Закладання виробленого простору кар'єру			Мора-Кулона	

3.3.3. Моделювання впливу закладання провальних пустот на стан земної поверхні у висячому боці рудного покладу

Для сучасної технології підземної розробки запасів рудних покладів Кривбасу формування провальних зон становить суттєвий дестабілізуючий фактор, оскільки призводить до розущільнення гірського масиву, розвитку тріщинуватості, зниження стійкості підземних гірничих виробок й проникнення поверхневих вод у глибокі горизонти. Зазначене техногенне явище є однією з основних проблем Криворіжжя, оскільки розширення зон зрушення становить небезпеку для здоров'я населення, об'єктів інфраструктури та природніх екосистем, що створює значні екологічні та соціальні ризики для регіону.

Дослідження формування пастового монолітного закладного масиву в межах провальних пустот як можливий ефективний засіб блокування розвитку деструктивних деформаційних процесів земної поверхні та масиву зі сторони висячого боку рудного покладу, зокрема після досягнення граничної глибини розробки шахтами Криворізького басейну, наразі залишаються недостатньо вивченими, що зумовлює необхідність заповнення цієї наукової прогалини.

Сьогодні шахтами Кривбасу перетнуто граничну глибину розробки рудних покладів (у межах 600 – 800 м), після якої активна фаза зсуву гірського масиву припинилась у зв'язку з боковим розпором утвореної маси обвалених порід між висячим та лежачим боком, проте все ще відбуваються залишкові деформації у другій фазі. Поступовий розвиток залишкових деформацій у масиві хоча й не призводить до значних руйнувань земної поверхні як на початковій стадії розробки рудних покладів, проте здатен призвести до утворення на земній поверхні нових тріщин та терас від розширення мульди осідання, внаслідок триваючих процесів зсуву породних блоків. Саме при відпрацюванні рудного покладу у другій фазі стабілізації масиву створюються сприятливі умови для збереження стійкості пастового закладного масиву, сформованого у провальній пустоті земної поверхні, оскільки основне навантаження від нависаючих блоків порід поглинається і перерозподіляється масою обвалених порід, що значно знижує прямий вплив на закладний масив. При цьому закладний масив здатен протидіяти подальшому опусканню та зсуву тих породних блоків висячого боку, що нависають

над зоною обвалення і формують укис (борт) провальної зони, тим самим блокуючи розвиток залишкових деформацій і обмежуючи формування нових тріщин та терас на земній поверхні, що важливо для збереження земної поверхні.

Отже, формування монолітного пастового закладання розглядається як засіб збереження земної поверхні від руйнівних деформацій при подальшому відпрацювання розвіданих запасів багатих залізних руд до глибини 1800 м, що відбувається у другій фазі затухання зсувних процесів.

Таким чином, необхідно вирішити важливу геомеханічну задачу моделювання процесів зрушення шаруватого масиву гірських порід при відпрацюванні рудного покладу та ступінь впливу закладного масиву на мінімізації деструктивних деформаційних процесів земної поверхні. Зазначена геомеханічна задача є надто складною, оскільки процеси зрушення гірських порід при поетапній підземній розробці крутоспадних рудних покладів супроводжуються формуванням складного напружено-деформованого стану з нерівномірними осіданнями, зсувами та розтягуючими деформаціями, що посилюються шаруватою будовою і різномодульністю порід. У таких умовах важливо оцінити вплив закладного масиву як стабілізуючого елемента, здатного зменшити прояви деструктивних деформацій земної поверхні шляхом взаємодії з масою обвалених порід.

Найбільш фізично обґрунтованим підходом було б послідовне чисельне моделювання всієї історії відпрацювання рудного покладу, починаючи від земної поверхні до сучасних фактичних глибин розробки 1200 – 1400 м. Така постановка задачі дозволила б детально простежити еволюцію НДС та прогресуюче формування зони обвалення. Проте, реалізація такого підходу до чисельного моделювання характеризується високим ступенем складності й невизначеності з кількох причин. По-перше, практичною відсутністю достовірних та повних архівних матеріалів щодо послідовності та параметрів систем розробки відпрацювання покладів за 50 – 60 років ведення гірничих робіт в умовах діючих сьогодні шахт. По-друге, пряме моделювання прогресуючого руйнування від непорушеного масиву до формування зони обвалення та мульди зрушення є некоректним у рамках механіки суцільного середовища, реалізованої у програмах скінченно-

елементного аналізу типу Phase2, оскільки цей метод не призначений для адекватного опису розривних деформацій, фрагментації та подальшої поведінки зруйнованої породи як сипучого середовища. Достовірне моделювання фрагментарного руйнування порід і руху сипучого середовища вимагає застосування дороговартісних спеціалізованих програмних комплексів на основі методу дискретних елементів, таких як UDEC, FLAC 2D/3D тощо.

З огляду на зазначені труднощі, для вирішення геомеханічної задачі відтворення масиву гірських порід, що містить провальну зону, запропоновано комбінований аналітико-чисельний підхід. Сутність підходу полягає у відмові від прямого історичного моделювання поетапного відпрацювання запасів рудного покладу та створення початкової геомеханічної моделі, що відображає рівновагу системи на поточний момент часу, тобто на досягнутій сьогодні глибині розробки у діапазоні 1200 – 1400 м (середня – 1300 м) з утвореною провальною зоною на земній поверхні. На першому аналітичному етапі окреслюються межі основних зон від рудного покладу в напрямку висячого боку, що сформувалися у масиві внаслідок активних процесів зрушення при вилученні руди до поточної на сьогодні середньої глибини розробки 1300 м, а саме: зона хаотичного обвалення (конгломерат) на місці вилученого покладу; зона блокового розшарування та зсуву; зона плавного прогину порід.

Окреслення геометрії зазначених зон у геомеханічній моделі здійснюється на основі встановлених тривалими дослідженнями та досвідом геомеханічних закономірностей і параметрів зсувних процесів у розрізі вхрест простягання рудного покладу в умовах КЗБ, зокрема кути обвалення порід висячого та лежачого боків, їх кути розриву, кути воронкоутворення, потужності зон хаотичного обвалення, блокового розшарування та зсуву і плавного прогину порід за нормаллю до кута їх падіння, а також розраховується площа вилученого покладу. Зазначені геомеханічні параметри для умов Кривбасу наведені у Таблиці 3.7.

На другому, вже чисельному етапі, реалізується умовна ініціалізація напруженого стану геомеханічної моделі з окресленими на аналітичному етапі зонами зрушення та провальною зоною. У геомеханічній моделі також повинна бути відтворена деформована земна поверхня і мульда зсуву, що утворилась при відпрацюванні запасів рудного покладу від верхніх горизонтів до глибини 1300 м.

Таблиця 3.7 – Значення геомеханічних параметрів
процесу зрушення порід для умов Кривбасу [98, 99]

Параметр	Значення
Кут зсуву порід, град:	
– висячий бік	55 – 60
– лежачий бік	55 – 65
Кут розриву порід, град	60 – 75
Кут воронкоутворення, град	85 – 100
Потужність зони хаотичного обвалення, м	до $4 \cdot m^*$
Потужність зони блокового розшарування та зсуву, м	$6 - 12 \cdot m^*$
Потужність зони тріщиноутворення, м	$20 - 40 \cdot m^*$
Потужність зони плавного прогину, м	весь масив до лінії зсуву
Відпрацьована рудна площа, m^2	паралелограм

m – горизонтальна потужність рудного покладу, м.

На основі фундаментальних законів і положень теорії зсуву масиву гірських порід при розробці рудних родовищ побудована розрахункова схема (Рис. 3.18), що аналітично відтворює фактичний або поточний геомеханічний стан масиву з утвореними внаслідок відпрацювання покладу зонами зрушення, яка за суттю є вихідною базою для подальшої побудови чисельної геомеханічної моделі. Розрахункова схема побудована для наступних умов: глибина очисних робіт – 1300 м, горизонтальна потужність рудного покладу – 25 м, кут падіння покладу – 60° , шарувата будова масиву згідно усередненого стратиграфічного розрізу, потужність наносів – 20 м. Методика побудови геометричних розмірів та безпосередньо окреслення зон хаотичного обвалення, блокового розшарування та зсуву, плавного прогину як результату процесів тривалого відпрацювання та зрушення масиву, з урахуванням специфіки усередненого стратиграфічного розрізу центральної частини КЗБ, здійснюється за наступним методологічним порядком. Від рівня поточної середньої глибини очисних робіт діючих шахт $H = 1300$ м під кутом $\beta = 60^\circ$ у породах висячого боку відкладається лінія зрушення порід до перетину із земною поверхнею (точка A), що є крайньою межею мульди зсуву, де величина осідань близька до 0 м. Також, від цього ж рівня очисних робіт $H = 1300$ м під кутом $\beta' = 75^\circ$ будується лінія розриву до перетину із земною поверхнею (точка B), яка визначає на ній зовнішню межу зони терас і видимих тріщин розриву.

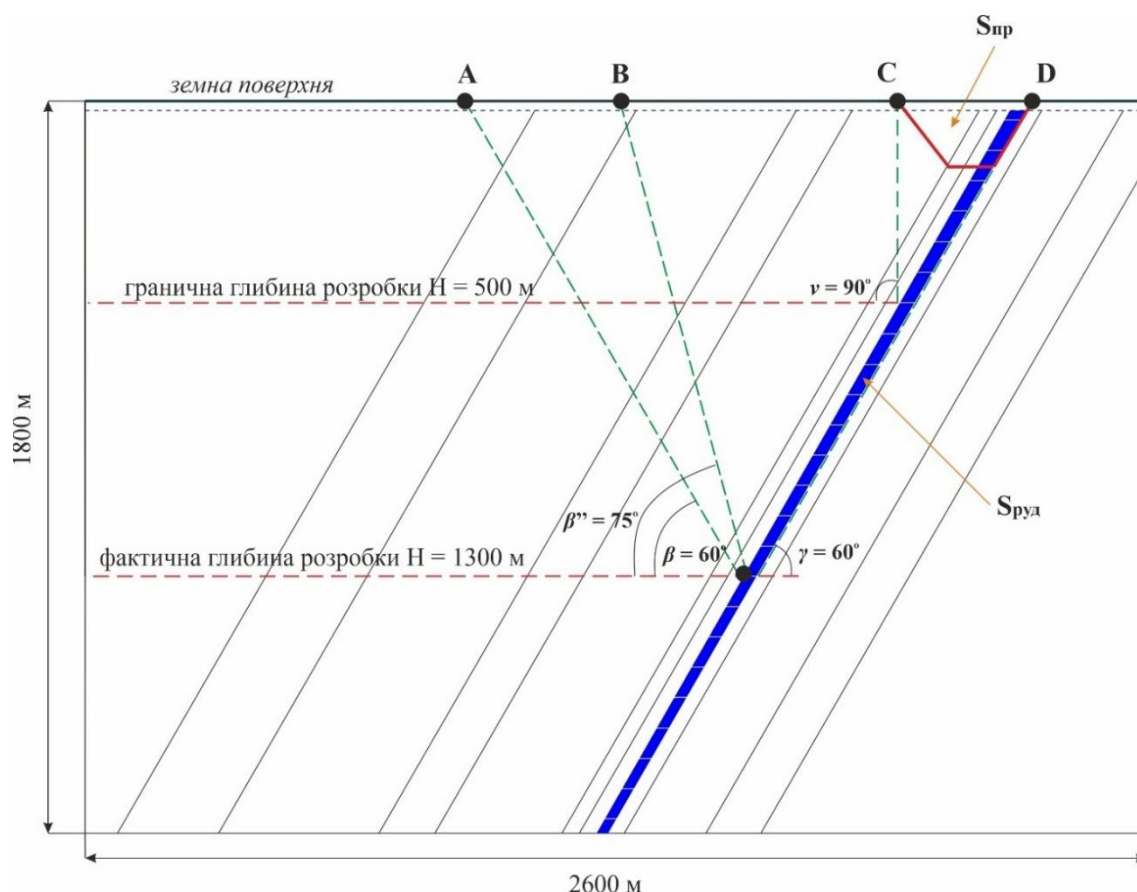


Рисунок 3.18 – Розрахункова схема параметрів зсувних процесів при розробці крутоспадного рудного покладу ($\alpha = 60^\circ$) для відтворення геометричних параметрів провальної зони

Положення брівки основного провалу у висячому боці (точка C) визначається за допомогою кута воронкоутворення ν , який для шахт Кривбасу оцінюються $\nu = 85 - 100^\circ$ [99], і залежить переважно від міцності порід за шкалою проф. Протод'яконова. При міцності порід $f = 10 - 16$ кут воронкоутворення можна прийняти $85 - 90^\circ$. Найбільш фізично обґрунтованим є відкладення кута воронкоутворення саме від критичної (граничної) глибини розробки, за якої відбулась умовна стабілізація активного обвалення земної поверхні й сформувалась основна геометрія провальної зони. При досягненні зазначеної граничної глибини відбувається заклинювання блоків обвалених порід (торцевий розпір) під дією гравітаційних сил у масиві висячого боку, що суттєво сповільнює вплив подальшого обвалення на земну поверхню.

Гранична глибина розробки рудних покладів визначається з виразу:

$$H_{cp} = k \cdot L_{np}, \text{ м}, \quad (3.10)$$

де k – емпіричний коефіцієнт, який враховує довжину, потужність, кут падіння рудного покладу та стійкість вміщуючих порід і для шахт центрального району Кривбасу становить 0,75 – 0,80;

L_{np} – довжина рудного покладу за простяганням, м.

Довжина рудних покладів у межах гірничих відводів діючих шахт за простяганням Кривбасу [64, 98], у тому числі центрального (Саксаганського) району сягає 700 – 800 м. Отже, при довжині покладу за простяганням 700 м гранична глибина розробки, за якої відбувається основна активна фаза зсувних процесів, а саме формування контурів провальної зони, може бути оцінена як $H = 500$ м. Крім цього, основні геометричні параметри провальної зони формуються переважно при вилученні запасів верхніх горизонтів шахт, коли наносні та корінні породи втрачають стійкість при досягненні критичних значень відслонень масиву. Таким чином, гранична глибина $H = 500$ м є цілком обґрунтованою.

Проведення лінії під кутом воронкоутворення $\nu = 90^\circ$ від контуру рудного тіла на граничній глибині $H = 500$ м до перетину із землею поверхнею дозволяє визначити точку початку глибокої провальної зони, а саме брівку провалу зі сторони висячого боку (точку C). Брівка провалу з боку лежачого боку (точка D) визначається шляхом відкладення кута зрушення порід лежачого боку від граничної глибини до земної поверхні, який складає $\gamma = 60^\circ$ і співпадає з кутом падіння рудного покладу $\alpha = 60^\circ$. Таким чином, ширина провальної зони по земній поверхні дорівнюватиме довжині відрізка CD .

У межах плоскої 2D-моделі (Рис. 3.18) площа поперечного перерізу провальної зони, яка є наближеною до трапеції з меншою основою у днищі провалу та більшою основою по поверхні, дорівнюватиме площі вилученого рудного покладу $S_{руд}$ до фактичної глибини $H = 1300$ м, у вироблений простір якого перемістились обвалені породи висячого боку й поверхні та які, з урахуванням коефіцієнту розпушення обвалених порід 1,2 – 1,3 [120, 255], зменшують площу перерізу утвореного провального простору. Використання вищезазначених параметрів зсувних процесів дозволяють відтворити сформовані геомеханічні зони,

безпосередньо контур утвореної провальної зони та мульду зсуву у породах висячого боку, геометричні параметри якої уточнюються з наступних міркувань.

Ефективна площа вилученого рудного покладу S_{pyd} може бути визначена за геометричною формою паралелограму:

$$S_{pyd} = m_{гор} \cdot H_{ef}, \text{ м}^2 \quad (3.11)$$

де $m_{гор}$ – горизонтальна потужність рудного покладу, м;

H_{ef} – ефективна глибина розробки покладу без врахування наносів та запобіжного цілика, м.

З урахуванням потужності наносів $h_n = 20$ м та залишеного запобіжного рудного цілика $h_z = 30$ м ефективна глибина розробки H_{ef} складе 1250 м. Вилучений рудний поклад при потужності $m_c = 25$ м та ефективній глибині розробки $H_{ef} = 1250$ м матиме площу $S_{pyd} = 31250 \text{ м}^2$, яку заповнили протягом тривалого часу ведення гірничих робіт наносні й обвалені породи висячого боку.

Площа безпосередньо пустот провальної зони земної поверхні S_{np} на розрізі вхрест простягання рудного покладу визначається:

$$S_{np} = \frac{S_{pyd}}{k_p}, \text{ м}^2, \quad (3.12)$$

де S_{pyd} – вилучена ефективна площа рудного покладу, м; k_p – коефіцієнт розпушення обвалених порід у зоні хаотичного обвалення, $k_p = 1,2 - 1,3$.

З урахуванням коефіцієнту розпушення обвалених порід $k_p = 1,2$ та площі обвалених наносних порід, S_{np} становитиме 27000 м^2 , яка має умовну форму трапеції: днище провалу – менша основа трапеції, ширина провалу по поверхні – більша основа трапеції. Днище провалу є верхньою межею зони обвалених порід, розмір якої для умов Кривбасу не перевищує $3 - 4 \text{ м}$ (m – горизонтальна потужність покладу). Розмір меншої основи провалу (днища) становитиме $b = 75$ м, при цьому верхня основа трапеції, а саме, ширина провалу по поверхні, згідно схеми (Рис. 3.19) дорівнюватиме розміру відрізка CD і з урахуванням масштабу становитиме $B = 350$ м. Породи лежачого боку покладу значно менше схильні до деформування і кут укосу утвореної провальної зони зі сторони лежачого боку покладу буде рівним до значень кута зсуву порід лежачого боку, що складає $\gamma = 60^\circ$.

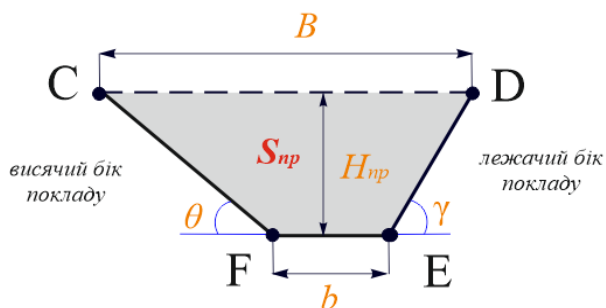


Рисунок 3.19 – Розрахункова схема до визначення геометричних параметрів провальної зони

Оперування значеннями величин площі провальної зони, нижньої та верхньої основ провалу в формі трапеції дає змогу визначити її максимальну глибину та довжину відкосу, а також його кут зі сторони масиву висячого боку, що є важливим параметром у формуванні навантаження на закладний масив, який передбачається сформувати у провальній зоні. Згідно Рисунка 3.19, прогнозна глибина провальної зони H_{np} може бути визначена за виразом через площу трапеції:

$$H_{np} = \frac{2S_{np}}{(B + b)}, \text{ м}, \quad (3.13)$$

де S_{np} – площа перерізу пустот провалу, м^2 ;

B – ширина провальної зони по поверхні м;

b – ширина днища провальної зони, м.

З урахуванням геометричних параметрів $S_{np} = 27000 \text{ м}^2$, $B = 350 \text{ м}$, $b = 75 \text{ м}$, глибина провальної зони H_{np} складе 145 м.

Для визначення довжини CF та кута відкосу θ з горизонтальною площиною висячого боку необхідним є визначення горизонтальної проєкції відкосу провальної зони лежачого боку DE , яка позначається x та визначається:

$$x(DE) = \frac{H_{np}}{\tan(\gamma)}, \text{ м}. \quad (3.14)$$

Тоді горизонтальна проєкція відкосу провальної зони висячого боку CF , яка позначається y , може бути визначена:

$$y(CF) = B - b - x(DE), \text{ м}. \quad (3.15)$$

Отримані значення $x(DE) = 83 \text{ м}$ і $y(CF) = 142 \text{ м}$ дозволяють визначити кут відкосу провальної зони θ з горизонтальною площиною висячого боку:

$$\theta = \arctan\left(\frac{H_{np}}{l(CF)}\right), \text{ град.} \quad (3.16)$$

З розрахунку кут відкосу провальної зони θ складе $45,4^\circ$, а його значення дозволяє визначити довжину відкосу провальної зони зі сторони висячого боку $l(CF)$:

$$l(CF) = \frac{H_{np}}{\sin(\theta)}, \text{ м.} \quad (3.17)$$

Довжина відкосу провальної зони зі сторони висячого боку $l(CF)$ складе близько 200 м. Для доведення об'єктивності запропонованого методичного підходу щодо визначення геометричних параметрів провальної зони можна провести порівняння з фактично утвореною провальною зоною у межах гірничого відводу шахти «Козацька» ПАТ «Кривбасзалізрудком» (Рис. 3.20). Рівень ведення очисних робіт – 1400 м, потужність рудних покладів – 20 – 30 м, кут падіння покладів – $55 - 65^\circ$. За таких параметрів протягом тривалого часу відпрацювання запасів залізних руд на земній поверхні утворена масштабна провальна зона, яка у розрізі вхрест простягання покладу має наступні параметри: ширина провальної зони по поверхні $B_{np} = 350$ м, максимальна глибина провальної зони $H_{np} = 135$ м, кут відкосу з висячого боку $\theta = 45^\circ$. Розбіжність складає лише 10 – 15%.

Наступним методичним кроком є відтворення величини осідань земної поверхні у межах мульди зсуву безпосередньо від бровки провалу до її початку. Важливо відтворити профіль земної поверхні саме від точки *A* до точки *C*, що здійснюється шляхом визначення максимального осідання точки бровки провалу та подальшої побудови прогностичної параболічної моделі осідань до початку мульди.



Рисунок 3.20 – Геометричні параметри провальної зони шахти «Козацька» ПАТ «Кривбасзалізрудком»

Згідно схеми параметрів зсувних процесів (Рис. 3.18), визначається відстань від точки A до точки B , що складає 360 м, та від точки B до точки C – 650 м, при цьому муляда осідання від A до C складе 1010 м. Максимальне осідання земної поверхні у зоні прогину, яке переходить в зону розриву суцільності порід та обвалення, якою є точка C (бровка провалу), може бути визначене за формулою:

$$\eta_{\max} = q_0 \cdot m_{\text{гор}} \cdot \cos(\alpha), \text{ м.} \quad (3.18)$$

де q_0 – коефіцієнт, що враховує тип та склад вміщуючих порід (для скельних і міцних порід $q_0 = 0,8 - 1,0$;

m – горизонтальна потужність рудного покладу, що вилучається, м;

α – кут падіння рудного покладу, град.

Величина максимального осідання муляди зсуву, що є точкою бровки провалу зі сторони висячого боку, складе $\eta_{\max} = 12,6$ м, яка є місцем переходу помірних величин зсуву до розриву наносних порід і стрімкого обвалення. Інструментальними дослідженнями доведено, що форма муляди зсуву при відпрацюванні крутоспадних рудних покладів може бути адекватно описана параболічним законом [256], отже осідання у будь-якій точці муляди зсуву:

$$\eta(x) = \eta_{\max} \cdot \left(\frac{x}{L}\right)^2, \text{ м,} \quad (3.19)$$

де $\eta(x)$ – значення осідання у визначеній точці x , м;

$\eta_{\max}$ – максимальне осідання бровки провалу, м;

x – горизонтальна відстань від початку муляди зсуву до визначеної точки, м;

L – відстань від початку муляди до бровки провалу, м.

Враховуючи те, що розмір муляди зсуву від початку руйнівних процесів до бровки провалу висячого боку складає 1010 м, з'являється можливість, задаючи горизонтальні координати, визначити прогнозне значення осідань у будь-якій точці. Графік розвитку муляди зсуву за розглянутими умовами ілюструється на Рисунку 3.21. Для об'єктивності розрахованих значень величин осідань земної поверхні виконано порівняння з фактичними параметрами муляди зсуву до утвореної провальної зони шахти «Козацька» ПАТ «Кривбасзалізрудком». Фактичний розмір муляди зсуву поверхні до провальної зони шахти оцінюється в 950 м [57].

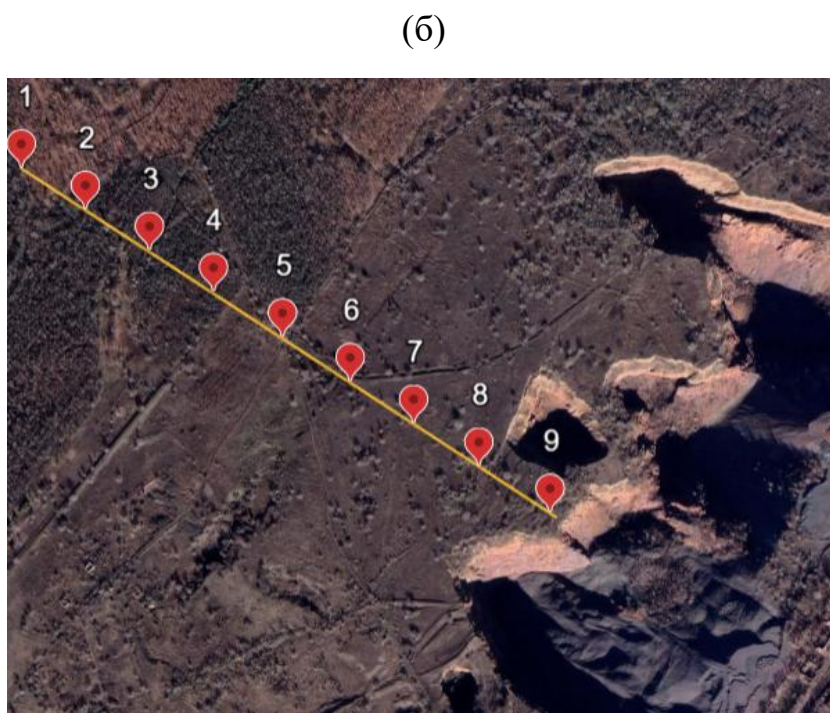
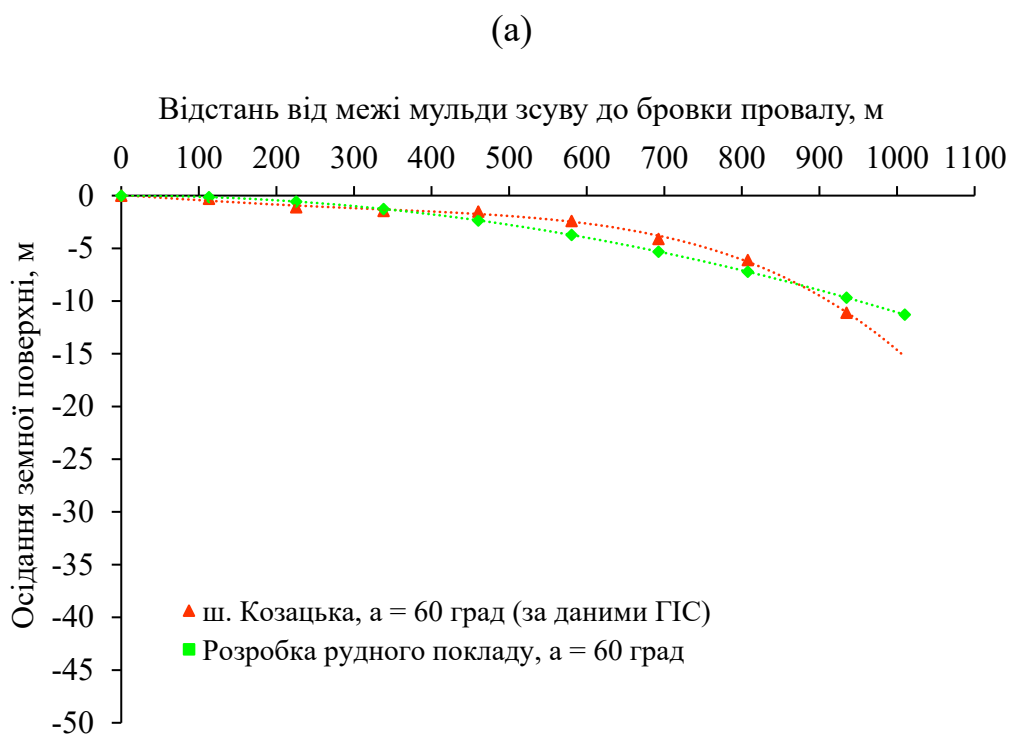


Рисунок 3.21 – Порівняльна характеристика аналітичних (а) та фактичних розрахунків (б) розвитку мульди зсуву при відпрацюванні покладу ($\alpha = 60^\circ$)

Аналіз рисунка показує, що запропонований методичний підхід є досить збіжним з реальним профілем шахти «Козацька», яка розробляє рудні поклади з кутом падіння 60° , адже розбіжність величин осідань не перевищує 20%.

Для проведення чисельного моделювання впливу закладного масиву провальної пустоти на розвиток деформацій земної поверхні є необхідним відтворення не лише безпосередньо геометрії провальної зони шахти, але й інших зон порушеного зсувними процесами масиву: зони хаотичного обвалення (конгломерат) на місці вилученого рудного покладу; зони блокового розшарування та зсуву; зони плавного прогину порід. Межею, що розділяє порушений підземною розробкою масив від непорушеного, є лінія зсуву, що відкладається від рівня фронту очисних робіт під визначеним кутом до поверхні. Ступінь порушеності масиву підземною розробкою поступово слабшає від виробленого простору вглиб масиву висячого боку. Важливо, що встановлення розмірів зон зсувних процесів повинно здійснюватися з урахуванням особливостей стратиграфічного розрізу та літології порід.

Так, згідно прийнятого у дослідженні усередненого стратиграфічного розрізу центрального району Кривбасу та відомих значень розмірів зон зсувних процесів, з високим ступенем вірогідності можна констатувати наступне:

- після вилучення рудного покладу зона хаотичного обвалення (конгломерату) порід у вироблений простір охопить породи V-го залізистого та VI-го сланцевого горизонтів, які представлені мартитовими джеспілітами, мартитовими рудами, мартитовими роговиками та сілікатними роговиками, а її горизонтальний розмір становитиме близько 100 м;

- зона блокових зсувів та розломів буде розповсюджуватись у VI-му залізистому горизонті, який представлено мартитовими роговиками та джеспілітами, при цьому її горизонтальний розмір становитиме близько 320 м;

- зона тріщиноутворення буде розповсюджуватись у VII-му залізистому та сланцевому горизонтах, які представлено хлорит-біотитовими сланцями і безрудними роговиками та амфібол-магнетитовими і мартитовими роговиками, при цьому її горизонтальний розмір становитиме близько 520 м;

- зона плавних зсувів і прогинів буде розповсюджуватись у породах гданцевської та глеюватської свит, які представлено метапісковиками та кварц-біотитовими сланцями, при цьому її горизонтальний розмір обмежується зоною тріщиноутворення справа та лінією зрушення зліва.

На підставі виконаних аналітичних розрахунків геометрії утвореної провальної зони, всіх зон зсувних процесів масиву від розробки рудного покладу та розвитку мульди зсуву земної поверхні, розроблено аналітичну розрахункову модель (Рис. 3.22). Схема відображає прогностну ситуацію розвитку зсувних процесів при сьгоднішніх глибинах розробки та є основою для подальшої побудови геомеханічної моделі й виконання чисельних розрахунків впливу закладного масиву на подальший розвиток деформаційних процесів земної поверхні. Геомеханічна задача вирішується у програмному комплексі Phase2, основною перевагою якого є можливість необхідного постадійного вилучення запасів руди при підземній розробці крутого рудного покладу [95] та безпосереднє накопичення напружень і деформацій у масиві при переході на іншу стадію моделювання.

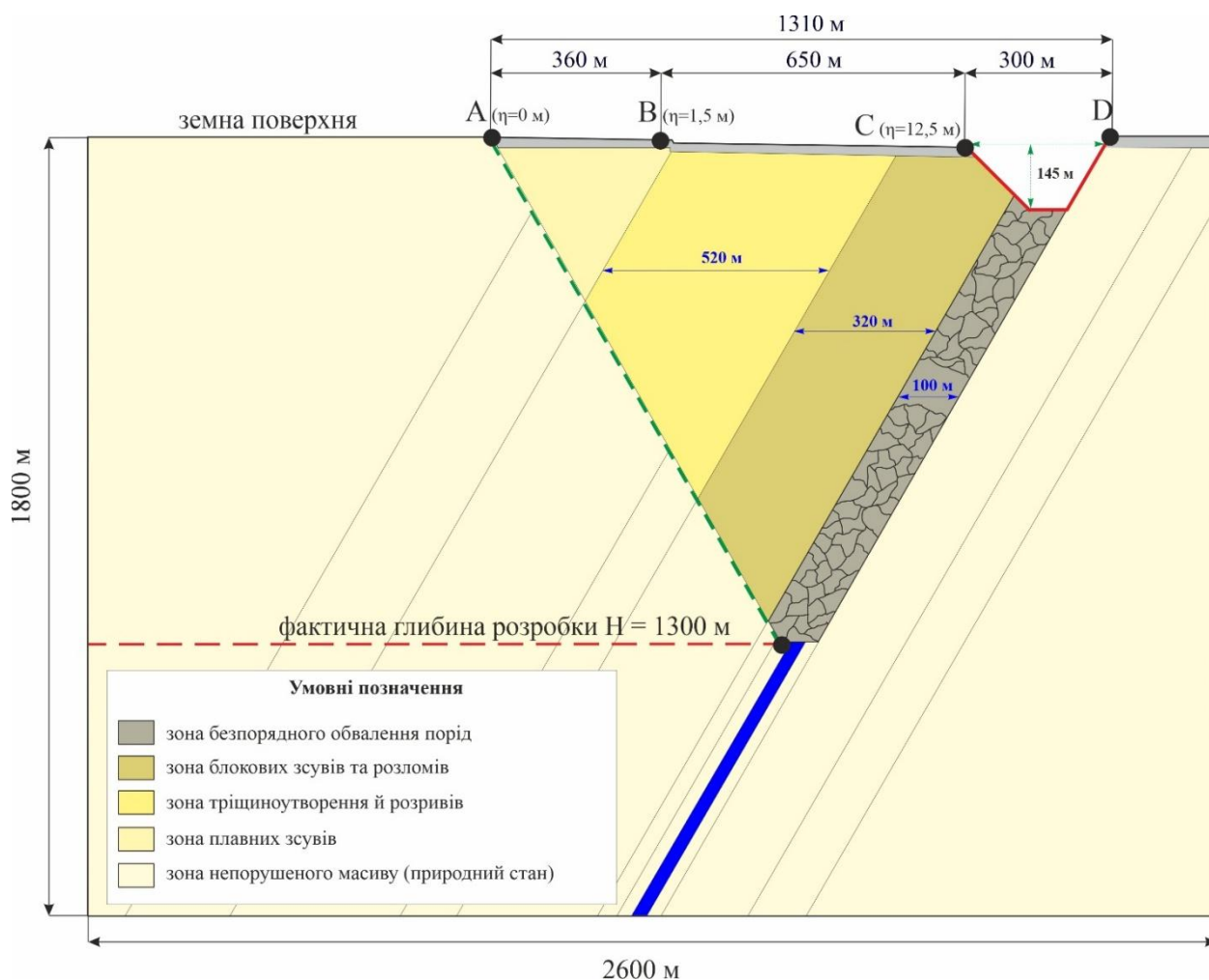


Рисунок 3.22 – Аналітична модель відтворення зон зсувних процесів до фактичної глибини розробки рудного покладу ($\alpha = 60^\circ$)

Розробка методики чисельного моделювання повинна враховувати три важливі геомеханічні задачі:

- утворення глибокої провальної зони без її закладання й поступове відпрацювання рудного покладу до умовно кінцевої глибини (1800 м);
- заповнення простору утвореної провальної зони відвальними породами (насипний масив) як основний поширений захід Кривбасу з поступовим відпрацюванням рудного покладу до кінцевої глибини 1800 м;
- заповнення простору утвореної провальної зони монолітним пастовим закладанням як новим альтернативним геотехнічним заходом з поступовим відпрацюванням рудного покладу до кінцевої глибини 1800 м.

Для виконання чисельного моделювання формування провальних зон модель будується вхрест простягання рудного тіла й вирішується плоска задача з використанням критерію міцності Хоека-Брауна. У розрізі вхрест простягання розвиваються основні обвальні та зсувні процеси: втрата стійкості покрівлі, вертикальні осідання, переміщення обвалених порід уздовж падіння, поширення зон напружень.

Поперечний розріз вхрест простягання покладу дає змогу точніше врахувати вплив глибини залягання, потужності рудного покладу, кута його падіння, а також стратиграфічної та модульної неоднорідності масиву на механізм руйнування порід висячого боку. Розробка геомеханічної моделі базується на врахуванні реальної стратиграфічної будови Кривбасу, де у межах продуктивної рудної товщі простежується закономірне чергування залізистих з менш міцними сланцевими горизонтами. Така структура формує неоднорідний масив, у якому відмінності у міцності, модулі деформації та геологічному індексі GSI окремих шарів суттєво впливають на характер поширення зони пластичних деформацій, асиметричного розвитку зони обвалення висячого боку при відпрацюванні рудного тіла і може призводити до спрямованого розширення провалу в бік найменш стійких прошарків.

Моделюванням розглядається відпрацювання рудного покладу до глибини 1800 м, що обґрунтовано результатами детальної геологорозвідки залізорудних покладів, буріння та підрахунку балансових запасів, які підтвердили наявність рудних тіл до горизонтів -1600...-1800 м [257]. Геометричні розміри

геомеханічної моделі приймаються наступними: довжина моделі – 2600 м, висота (глибина) – 1800 м. Довжина моделі обґрунтовується необхідністю охоплення й моніторингу розміру зони зсуву від розробки рудного покладу (2000 м), висота (глибина) моделі відповідає глибині детально розвіданих запасів, до яких сьогодні прийнята умовна межа відпрацювання шахтами Кривбасу, особливо центральної та північної частини Саксаганського залізорудного району.

З метою зменшення трудоемності чисельного моделювання прийнята усереднена для рудних покладів Кривбасу горизонтальна потужність 25 м, а кут падіння варіюється 50, 60 і 70°, оскільки саме цей елемент залягання покладу найбільше впливає на форму деформацій земної поверхні внаслідок розробки запасів та розвитку зсувних процесів у породах висячого боку [258, 259].

Отже, на початковій стадії (стадія 1) моделюється ініціалізація початкового поля гравітаційних напружень у вже сформованій та рівноважній геомеханічній системі, яка відображає поточний стан масиву після відпрацювання покладу до глибини 1300 м і вже містить провальну зону та аналітично окреслені зони. На наступному етапі моделювання (стадія 2) здійснюється симуляція заповнення провальної зони пастовим закладним масивом для оцінки його стабілізуючого впливу на деформаційні процеси земної поверхні. На наступних стадіях здійснюється, по-перше, моделювання без закладного масиву та з додаванням варіантів закладного масиву у простір утвореної провальної зони; по-друге, етапне вилучення запасів поверхів (висота 75 м) покладу в інтервалі глибин 1300 – 1800 м з одночасним спостереженням за трансформацією НДС масиву, з особливою увагою до таких елементів геомеханічної моделі як подальший розвиток мульди зсуву земної поверхні зі сторони висячого боку покладу та безпосередньо закладного масиву. Приймається діапазон варіювання модуля деформації пастового закладання 400, 700, 1000 і 1400 МПа.

Оскільки у геомеханічній моделі передбачено варіювання кута падіння покладу 50, 60 і 70°, то після окреслення й нанесення всіх геомеханічних та геометричних параметрів процесу зсуву на земній поверхні відповідно будуть утворені провальні зони різної геометричної форми, що є закономірним: при меншому куті

падіння формуються більш широка та неглибока провальна зона, а при більшому куті – більш вузла й значно глибша провальна зона з крутими кутами укосів.

Побудована геомеханічна модель імітованого масиву гірських порід внаслідок історичного тривалого відпрацювання рудного поклада ілюструється на Рисунку 3.23. Розраховані фізико-механічні властивості неперушеного масиву за критерієм Хоека-Брауна та додаткові властивості масиву поза зоною впливу розробки рудного поклада наведено у Таблиці 3.8. Важливим питанням є визначення показника GSI неперушеного природного масиву для усереднених умов Кривбасу. З огляду на результати структурно-геологічних досліджень гірських порід Саксаганського району, де середня густина тріщин становить 2 – 5 тр/м, середній розмір блоків приймається 0,1 – 0,3 м, розкриття тріщин – 0,1 – 0,3 мм, а пористість не перевищує 1% [238]. Природний масив характеризується як помірно тріщинуватий, добре зцементований і міцно зчеплений. За класифікацією Хоека така тріщинуватість відповідає структурному типу «блочний і вельми блочний масив» із достатньо якісним станом поверхонь тріщин, що дає GSI на рівні 60 – 70. Висновок підтверджується літологічними характеристиками криворізької серії: амфіболітів, мартитових роговиків, джеспілітів і силікатних сланців, які мають близькі значення міцності, пористості та структурної упорядкованості.

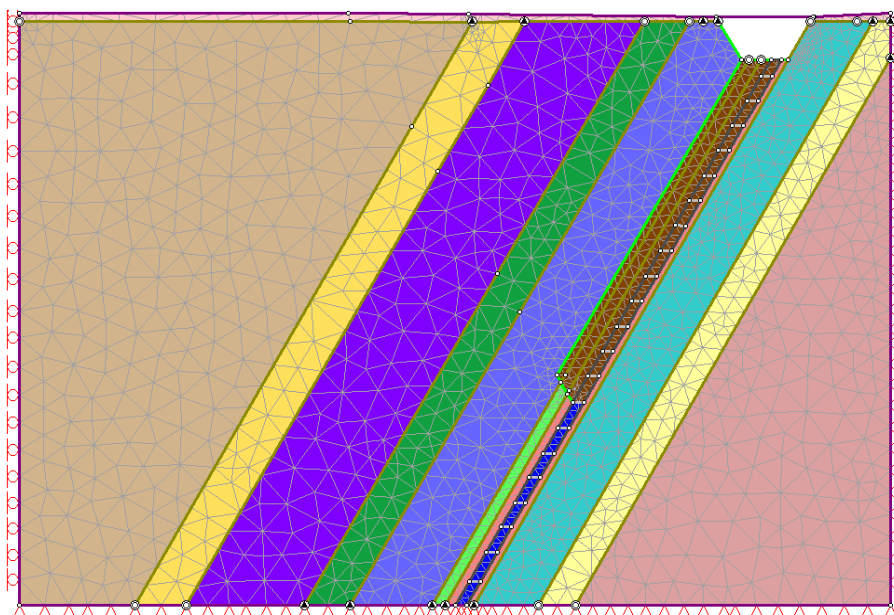


Рисунок 3.23 – Розрахункова схема для чисельного моделювання НДС масиву порід з утвореною провальною зоною і значним відпрацюванням поклада

Таблиця 3.8 – Фізико-механічні властивості непорушеного природного масиву для побудови геомеханічних моделей

Гірська порода	Світа, горизонт	GSI	m_b	S	a	E_m , ГПа	γ , т/м ³	σ_{cm} , МПа	E_n , ГПа	μ
Лежачий бік										
Біотитові амфіболіти	Ново-криворізька	65	$\frac{7,735}{4,527}$	$\frac{0,002}{0,004}$	$\frac{0,502}{0,506}$	13,1	2,88	150	59	0,25
Аркозові пісковики	Скелеватська	65	$\frac{4,870}{2,850}$	$\frac{0,002}{0,004}$	$\frac{0,502}{0,506}$	7,8	2,63	130	49	0,25
Хлорит-амфіболітові сланці	III-V сланцеві	65	$\frac{1,719}{1,006}$	$\frac{0,002}{0,004}$	$\frac{0,502}{0,506}$	3,0	3,0	110	36	0,22
Мартитові джеспіліти	V залізистий	65	$\frac{1,867}{0,765}$	$\frac{0,002}{0,004}$	$\frac{0,502}{0,506}$	7,4	3,8	65	33	0,2
Рудне тіло										
Мартитові руди	V залізистий	65	$\frac{3,438}{2,012}$	$\frac{0,002}{0,004}$	$\frac{0,502}{0,506}$	7,4	3,8	65	33	0,2
Мартитові джеспіліти	V залізистий	65	$\frac{1,867}{0,765}$	$\frac{0,002}{0,004}$	$\frac{0,502}{0,506}$	7,4	3,8	65	33	0,2
Висячий бік										
Силікатні сланці	VI сланцевий	65	$\frac{2,292}{1,341}$	$\frac{0,002}{0,004}$	$\frac{0,502}{0,506}$	7,9	3,2	100	50	0,21
Мартитові роговики	VI залізистий	65	$\frac{5,443}{3,185}$	$\frac{0,002}{0,004}$	$\frac{0,502}{0,506}$	9,1	3,36	150	80	0,21
Хлорит-біотитові сланці з безрудними роговиками	VII сланцевий	65	$\frac{2,865}{1,766}$	$\frac{0,002}{0,004}$	$\frac{0,502}{0,506}$	5,5	2,9	85	39	0,24
Амфібол-магнетитові та мартитові роговики	VII залізистий	65	$\frac{4,870}{2,850}$	$\frac{0,002}{0,004}$	$\frac{0,502}{0,506}$	15,1	3,25	140	95	0,21
Метапісковики	Гданцівська	65	$\frac{5,443}{3,185}$	$\frac{0,002}{0,004}$	$\frac{0,502}{0,506}$	14,5	2,8	110	65	0,25
Метапісковики з біотитовими сланцями	Глеюватська	65	$\frac{3,438}{2,012}$	$\frac{0,002}{0,004}$	$\frac{0,502}{0,506}$	8,0	2,8	100	50	0,25

Отже, прийняття усередненого показника $GSI = 65$ для непорушеного природного масиву Кривбасу є науково обґрунтованим і відображає якість скельного масиву саме до початку його техногенного порушення гірничими роботами. Для

мартитових джеспілітів V-го залізного горизонту задається коефіцієнт $D = 0,7$, що імітує високий ступінь впливу буровибухових робіт з відбивання запасів руд, сконцентрованих у очисних блоках для відтворення зниження їх стійкості.

Слід зазначити, що кожній з 4-х зон диференційовано призначаються ослаблені та змінені фізико-механічні властивості внаслідок тривалого відпрацювання запасів і процесів зрушення порід, враховуючи також різні критерії міцності. Для зони 1 (хаотичного обвалення) застосовується критерій Мора-Кулона з низькими міцнісними та деформаційними властивостями, що імітує поведінку зруйнованого, незв'язного та сипучого конгломерату. Для зон 2, 3 і 4 застосовується критерій Хоека-Брауна зі зниженими значеннями індексу GSI, що відображають різний ступінь порушеності масиву.

Масив гірських порід безпосередньо за межею лінії зрушення розглядається як непорушений та зберігає свої природні властивості й початкове значення індексу геологічної міцності GSI.

Розмежування зон масиву й розуміння його стану дає можливість чітко та коректно побудувати масив і присвоїти йому різний ступінь порушеності, шляхом зміни його параметрів за прийнятими критеріями руйнування (Табл. 3.9). При цьому фізико-механічні властивості масиву для інших зон ослаблення визначалися аналітично на основі вихідних властивостей непорушеного масиву. Розрахунок нових параметрів міцності (m_b , s і a) виконувався шляхом відповідного зниження індексу GSI згідно з рівняннями критерію Хоека-Брауна, тому наведення додаткових таблиць не є необхідним.

Таблиця 3.9 – Розподіл GSI і критеріїв міцності у різних зонах ослаблення

Найменування зони	Стан масиву	Критерій міцності	Показник GSI [260-268]
Хаотичного обвалення	Сипуче середовище	Мора-Кулона	—
Блокових зсувів і розломів	Скельний тріщинуватий масив	Хоека-Брауна	20-35
Тріщиноутворення			35-45
Плавних зсувів			50-55

Таким чином, «вирізання» відпрацьованого об'єму рудного покладу з визначеною геометрією та задання ослаблених зон у геомеханічній моделі виконується не довільно, а є прямим відтворенням аналітично побудованого геомеханічного стану, що враховує глибину розробки, геометрію покладу та накопичені напруження й деформації. У геомеханічну модель задаються фізико-механічні властивості елементів за критерієм Мора-Кулона (Табл. 3.10), а саме наносних порід, згідно геологічної інформації; обвалених порід, що приймаються з наукових праць [269-273]; насипного породного і пастового закладання згідно результатів подальших лабораторних досліджень.

Таблиця 3.10 – Властивості елементів моделі за критерієм Мора-Кулона

Елемент моделі	γ , т/м ³	σ_{cm} , МПа	σ_p , МПа	E , МПа	μ	φ , град	c , МПа
Наносні породи (суглинок жовто-бурий)	1,94	–	–	5,6	0,35	18	0,027
Обвалені породи (рихлі/ущільнені)	1,8-2,0	–	–	100-2500	0,27-0,3	30-40	0
Насипний породний масив	Згідно лабораторних та аналітичних досліджень						
Пастове закладання							

У межах профілю мульди зсуву $A - C$ (Рис. 3.18) передбачається встановлення 15-ти моніторингових точок для спостереження за розвитком деформацій земної поверхні при поглибленні гірничих робіт. Для кожного варіанта моделювання визначатимуться вертикальні осідання поверхні в точках спостереження та коефіцієнт запасу міцності (FoS), що дозволить оцінити вплив різних закладних масивів на стабільність земної поверхні та ефективність ліквідації провальних зон.

За результатами чисельного моделювання розроблених геомеханічних моделей аналізуються епюри головних напружень масиву σ_1 і σ_3 , епюра загальних переміщень земної поверхні U , епюра зон пластичних деформацій і FoS . В умовах усередненого стратиграфічного розрізу та літологічного складу порід Кривбасу, за результатами моделювання встановлюються закономірності зміни параметрів мульди зсуву від глибини розробки при різних варіантах і властивостях сформованого у провальній зоні закладного масиву з метою оцінки ступеня збереження земної поверхні від техногенного руйнування.

Аналогічним чином будуються розрахункові схеми при різних кутах падіння рудного покладу та порід, а саме 50 і 70° . Аналітична побудова схем надала можливість отримати різні геометричні форми провалу від вузького до більш пологого, що у подальшому дозволить оцінити ступінь впливу закладного масиву, сформованого у провальному просторі, при їх зміні на розвиток параметрів мультисилу зсуву земної поверхні у напрямку висячого боку покладу.

Вирішення зазначених наукових задач дозволить оцінити геомеханічні наслідки подальшого процесу зрушення порід та ефективність застосування пастового закладання для мінімізації деформацій земної поверхні.

3.3.4. Методика моделювання впливу закладання непогашених підземних пустот сліпих рудних покладів на обвалення земної поверхні

Сліпі та відокремлені рудні поклади Криворізького залізрудного басейну, яких за тривалий час підземної розробки відпрацьовано значну кількість, являють собою потенційну геомеханічну небезпеку у вигляді раптового обвалення або прогресивного осідання земної поверхні. Зазначені явища пов'язані з ослабленням структурних зв'язків породного масиву після завершення гірничих робіт, утворенням незаповнених пустот і поступовим зниженням несучої здатності покрівлі та боків. При поєднанні певних факторів, таких як невелика глибина залягання, значна потужність відпрацьованих камер, наявність техногенно ослаблених зон і активних геологічних структур, ймовірність прояву небезпечних деформаційних процесів значно зростає, що вимагає проведення постійного моніторингу та застосування превентивних заходів. Одним з ефективних заходів щодо усунення небезпеки обвалень земної поверхні над непогашеними пустотами, що знаходяться у приграничному стані, згідно розробленої концепції може бути її своєчасне заповнення монолітним пастовим закладанням, шляхом буріння закладної свердловини із земної поверхні та подачі пастової закладної суміші через прокладену на поверхні мережу закладних трубопроводів.

У зв'язку з цим виникає потреба розв'язати наступні геомеханічні задачі:

- виявити приграничний стан масиву навколо непогашених підземних пустот, за якого масив знаходиться на межі втрати суцільності;

— виявити вплив монолітного пастового закладання та ступеня заповнення пустот на протидію деформаційним процесам, раптовому обваленню й досягнення можливості збереження земної поверхні.

З цією метою розробляється геомеханічна модель, що містить наносні породи, шаруватий скельний масив, згідно усередненого стратиграфічного розрізу, та непогашену пустоту від розробки сліпого ізолюваного рудного покладу.

Геомеханічна модель являє собою масив гірських порід, що складається з наносів, скельного масиву залізистого або сланцевого горизонту та утвореної непогашеної техногенної пустоти від розробки сліпого рудного покладу. Модель приймається за наступними геометричними розмірами: вертикальний – 600 м, горизонтальний – 800 м. Вважаємо, що таких геометричних розмірів достатньо, адже вплив пустоти на геомеханічні процеси в оточуючому породному масиві локалізується на відстанях, що не перевищують 2 – 3 її максимальні розміри за глибиною та у горизонтальному напрямку. Встановлені розміри моделі значно перевищують ці значення та дозволяють повністю охопити зони можливого впливу пустоти, запобігаючи похибкам у розрахункових результатах через ефекти граничних умов. У зв'язку з тим, що у програмі Phase2 геомеханічна модель розповсюджується від земної поверхні, задається гравітаційне навантаження, що діє згідно з напрямком глибини. Граничні умови задано таким чином: нижня межа моделі жорстко закріплена по напрямках X та Y , бічні сторони допускають вільне переміщення лише по осі X , верхня (земна поверхня) межа є вільною.

Параметри генерації скінченно-елементної сітки в програмі Phase2 встановлено наступними. Обрано тип сітки Graded (з поступовим ущільненням), з елементами у вигляді трикутників з 3-ма вузлами і коефіцієнтом градації 0,3. У масиві навколо створеної пустоти в результаті вилучення руди за допомогою спеціальної функції передбачено підвищення щільності сітки, що дозволяє покращити точність розрахунків у зонах концентрації напружень.

Схема чисельного моделювання включає систематичне варіювання геометричних параметрів підземних пустот, сформованих у результаті відпрацювання сліпих рудних покладів, з метою оцінки стійкості масиву. Розглядаються п'ять

глибин розташування покрівлі пустоти від земної поверхні (50, 100, 150, 200 і 250 м), три варіанти кутів падіння покладу (50, 60 і 70°), а також три значення потужності рудного покладу (15, 25 і 35 м) й змінні варіанти довжини покладу за падінням, який приймається 50 м та поступово збільшується на крок 10 – 15 м до кроку розміру, за якого відбувається повна втрата цілісності масиву. Таким чином, було сформовано широкий масив вихідних даних варіантів моделювання, згрупованих за кутом падіння, глибиною, потужністю та розміром за падінням, що дозволить виявляти зміну геомеханічного стану: стійкий, стійкий з формуванням локального склепіння, приграничний, нестійкий (обвалення).

Визначений план моделювання, який налічує близько 300-т комбінацій чисельних розрахунків і більш конкретно залежатиме від втрати стійкості масиву зі збільшенням розміру пустоти за падінням. Тобто, коли при досягненні певного розміру пустоти за падінням відбулось повне обвалення земної поверхні й втрата цілісності масиву – розрахунки далі не виконувались.

Такий об'єм чисельного моделювання є надмірно ресурсоемним, тому для зменшення обсягу розрахунків без втрати інформативності приймається узагальнення щодо горизонтальної потужності покладу, а саме в межах досліджуваного діапазону $m = 15 - 35$ м у моделюванні приймаємо усереднене значення $m = 25$ м. Такий вибір обґрунтований тим, що в зазначених межах m переважно масштабує власну вагу масиву та параметри локального склепіння, тоді як перехід між видами геомеханічного стану «стійкий», «стійкий із формуванням локального склепіння», «приграничний», «нестійкий» визначається, насамперед, параметрами H , L і α . Кількість чисельних розрахунків значно змінюється та стає меншою у 3 рази.

Так, для шахт Саксаганського району Кривбасу середні потужності покладів багатих залізних руд найчастіше лежать у діапазоні 18 – 27 м [234, 238]. Розглядається розташування непогашеної пустоти від розробки сліпого відокремленого рудного покладу у V-му залізистому горизонті, що характеризується найбільшим коефіцієнтом зруденіння та концентрацією рудних покладів у Саксаганському районі Кривбасу. Враховуючи середню потужність порід V-го залізистого горизонту 60 м і середню потужність самого рудного покладу 30 м,

очевидно, що в моделі вхрест протягання покладу у напрямку висячого боку слід враховувати шари порід інших залізистих і сланцевих горизонтів до бічної межі моделі, тобто геомеханічна модель представлена шаруватим масивом. Розрахункова схема геомеханічної моделі шаруватого масиву ілюструється на Рисунку 3.24, а побудовані скінченно-елементні моделі – на Рисунку 3.25. У розрахункових схемах моделювання геомеханічних процесів виконується вхрест простягання рудного вміщуючих порід, аналогічно провальним зонам.

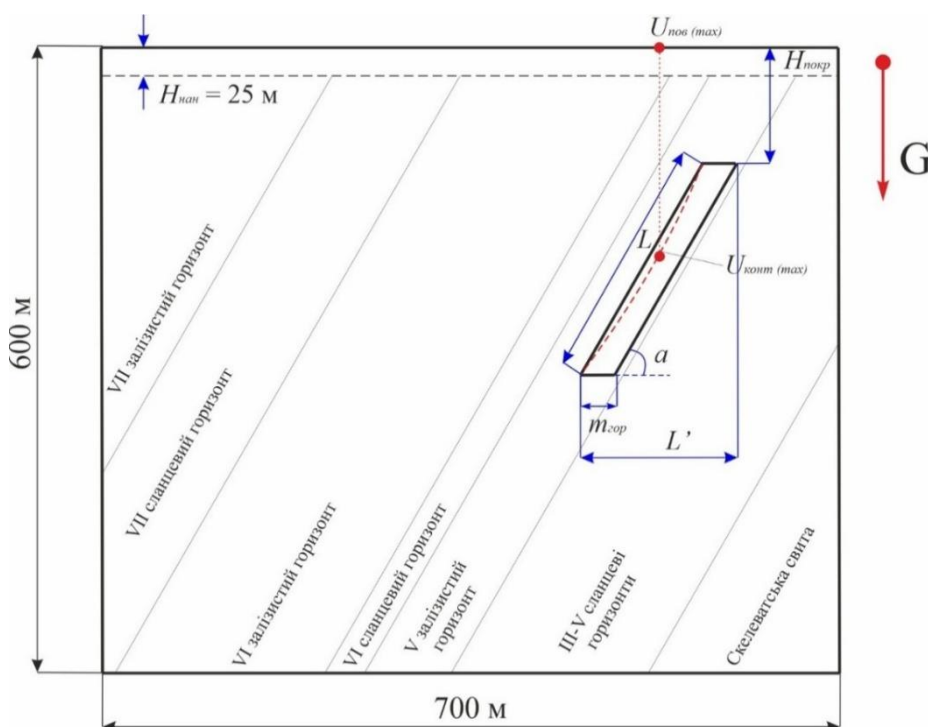


Рисунок 3.24 – Розрахункова схема для чисельного моделювання стійкості масиву гірських порід під впливом непогашеної підземної пустоти

В рамках дослідження для встановлення критичної довжини пустоти за падінням $L_{кр}$ пропонується двофакторний критеріальний підхід, який дозволяє визначити діапазон контрольованого приграничного стану масиву. Межі діапазону визначаються моментом виникнення неприпустимого ризику для поверхневих об'єктів у зв'язку з руйнацією земної поверхні ($U_{нов}$) та моментом втрати геомеханічної стійкості склепіння пустоти ($U_{конт}$), що у сукупності формує певний інтервал критичних довжин пустоти за падінням, у якому превентивні заходи зі своєчасної її ліквідації пастовим закладанням є необхідними та доцільними.

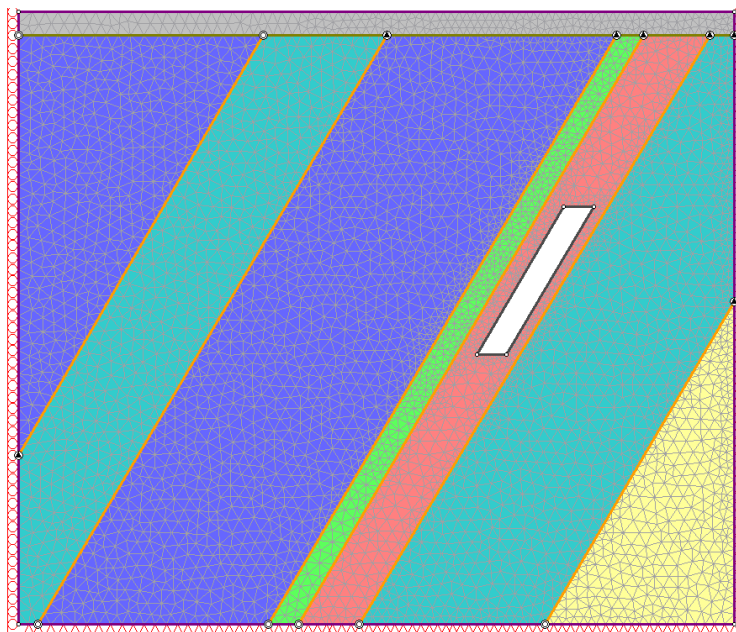


Рисунок 3.25 – Скінченно-елемента модель шаруватого масиву із наявністю непогашеної підземної пустоти

Перший критерій приймається $U_{нов} \geq 0,2$ м і ґрунтується на принципах будівельної механіки та безпеки, корелюючи з нормативними граничними деформаціями основ і фундаментів [256, 274, 275]. Перевищення цього порогу свідчить про початок розвитку неприпустимих деформацій, що створюють прямий ризик порушення експлуатаційної придатності та цілісності промислових будівель і споруд, а також призводять до деградації цінних ґрунтів.

Другим критерієм є граничне зміщення контуру $U_{конт}$, що являє собою незворотню стадію втрати структурної цілісності склепіння відслонення порід висячого боку пустоти. Граничне зміщення приймається $15\% \times (m_{гор} = 25 \text{ м})$ або у нашому випадку $U_{конт} \leq 3,75$ м [276-278]. Прийняте значення зміщення розмежує два фундаментально різні геомеханічні стани масиву: до досягнення цієї межі склепіння зберігає залишкову несучу здатність й працює як єдина квазістабільна конструкція; при перевищенні цієї межі локальні зони зсуву й тріщинуватості поєднуються у єдину поверхню ковзання, і склепіння переходить у стадію прогресуючого, неконтрольованого руйнування з вірогідністю обвалення земної поверхні залежно від глибини розташування пустоти. У такому випадку застосування пастового закладання втрачає свою ефективність, оскільки штучний масив

взаємодіятиме вже не з цілісною конструкцією, здатною сприйняти підпір, а з роздробленою, рухомою масою порід. Прийняті в якості критеріїв параметри деформацій $U_{\text{конт}}$ і $U_{\text{нов}}$ є прямо пов'язаними, оскільки зміщення контуру є джерелом процесу, а осідання земної поверхні – його наслідком, а їх динамічні зміни є прямим індикатором сформованості геомеханічного зв'язку (деформаційного каналу) у масиві від утвореної пустоти до земної поверхні.

Критична довжина за падінням пустоти $L_{\text{кр}}$ є певним значенням L або певним інтервалом цих значень, за яких система задовольняє обом критеріям. Критеріальний підхід дозволяє виділити інтервал критичних довжин, у якому застосування пастового закладання є виправданим (адже загроза земній поверхні вже сформована) й безпосередньо ефективним (оскільки масив між пустотою та поверхнею ще остаточно не зруйнований).

Оскільки чисельне моделювання дозволяє отримати результати для запланованих дискретних кроків збільшення довжини пустоти L , а фактичний перехід системи у той чи інший стан є процесом безперервним, точне значення критичної довжини $L_{\text{кр}}$, що відповідає заданому критерію, часто знаходиться між двома розрахунковими точками. Для визначення цього проміжного значення застосовується стандартний математичний метод лінійної інтерполяції. Даний метод ґрунтується на припущенні, що в межах одного кроку розрахунку, який у наших умовах є незначним, залежність між довжиною пустоти L та, наприклад, реакцією земної поверхні у вигляді осідання $U_{\text{нов}}$ може бути з достатньою точністю апроксимована прямою лінією. Розрахунок полягає у знаходженні величини довжини $L_{\text{кр}}$ на основі її пропорційного положення між двома сусідніми кроками, що відповідає положенню значення критерію $U_{\text{нов}} \geq 0,2$ м між двома відомими значеннями осідань. Застосування даного методу дозволяє об'єктивно та з підвищеною точністю визначати межі критичних діапазонів, уникаючи суб'єктивності та похибок, пов'язаних із вибором найближчого кроку моделювання.

На основі чисельного моделювання деформаційний стан масиву в зоні між контуром утвореної підземної пустоти та земною поверхнею оцінюється за епюрами загальних переміщень і розподілом коефіцієнта запасу міцності, які

відображають реакцію масиву на перерозподіл напружень. Сукупний аналіз цих параметрів дозволяє простежити формування локальних зон ослаблення, виявити розвиток деформаційного каналу й визначити межу переходу від стійкого до приграничного або нестійкого стану.

З огляду на значну кількість отриманих комбінацій параметрів і, відповідно, епюр, що ускладнює сприйняття, було прийнято рішення для кожної групи за кутом падіння покладу детально наводити епюри переміщень та коефіцієнт запасу міцності (SF), де поступово збільшується розмір пустоти за падінням, саме для мінімальної глибини 50 м, за якої очікується найбільший ризик втрати стійкості масиву та земної поверхні. Для інших варіантів глибин 100 – 250 м, де ризик обвалення поступово й закономірно зменшується, аналіз результатів представляється у вигляді наукового опису змін деформаційного стану, що дозволяє зберегти логічну послідовність викладення результатів досліджень без перевантаження тексту значною кількістю епюр. Слід зазначити, що приймається рішення щодо доцільності наведення лише тих епюр, які відображають якісно нові стадії розвитку деформаційного процесу. Якщо між послідовними кроками збільшення розміру пустоти за падінням зміни мінімальні й не впливають на загальну картину деформацій, епюра не наводиться. Аналогічно прийняте рішення у випадку, коли досягається критичний розмір пустоти й фіксується приграничний стан чи початок обвалення (достатньо однієї репрезентативної епюри). Подальше збільшення розміру призводить до повного обвалення з максимальним осіданням і така ситуація описується текстом. Зазначене дозволяє сфокусуватися на основних геомеханічних змінах й уникнути перевантаження ілюстративним матеріалом.

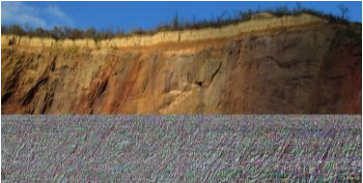
Оцінка стану масиву здійснюється на основі трьох показників, що дозволяють кількісно та якісно охарактеризувати стійкість системи «пустота – земна поверхня»: $SF_{нов}$ – коефіцієнт запасу міцності земної поверхні над пустотою, який відображає відношення наявної міцності порід на зсув до фактичних зсувних напружень, що діють у приповерхневому шарі масиву; $U_{нов}$ – максимальне вертикальне осідання земної поверхні, що свідчить про ступінь її деформації; $U_{конт}$ – максимальне зміщення контуру порід висячого боку як реакція на втрату опори під впливом утвореної пустоти.

На першому етапі моделюється непорушений масив, який містить сліпий рудний поклад, для перевірки адекватності розподілу полів напружень в умовах дії гравітації. На другому етапі – утворена непогашена підземна пустота внаслідок видобутку запасів багатих залізних руд. У процесі моделювання досліджується приграничний стан масиву навколо непогашеної пустоти, при якому підвищується вірогідність обвалення земної поверхні або її стрімкого просідання, що може загрожувати безпеці об'єктам, розташованим на поверхні. Для коректного моделювання геомеханічного стану масиву, що містить підземні непогашені пустоти в інтервалі досліджуваних приповерхневих глибин 50 – 250м, особливо важливо максимально обґрунтовано та достовірно визначити репрезентативне значення показника GSI масиву.

Здійснено пошук та аналіз існуючих фотографій відслонень масиву гірських порід у зонах активних на сьогодні обвалень земної поверхні в межах діючих і закритих шахт за даними інформаційних джерел з масштабною прив'язкою. Проаналізовано 28 фотознімків відслонень масиву в різних провальних зонах Кривбасу за 6-ма шахтами – 4 діючих і 2 закритих. Систематизація даних щодо структури відслонень масиву та якості тріщин провальних зон дозволили прогнозно й попередньо оцінити індекси GSI в межах шахтних полів (Табл. 3.11).

Аналіз відкритих відслонень масиву на території 6-ти шахт свідчить про переважання порід з інтенсивною тріщинуватістю та порушено-блоковою структурою. Важливо відзначити, що інтенсивна тріщинуватість та блокова структура є первинним геологічним фактором масиву на незначних глибинах (50 – 300 м), а не лише наслідком самого процесу обвалення. Досліджувані відслонення дозволяють зробити висновок, що зсув та руйнування відбулися саме по вже існуючим, ослабленим площинам і структурним зв'язкам, таким як субвертикальні зони ослаблення по контактах. Поверхні цих тріщин переважно шорсткуваті, часто без ознак заповнення, що вказує на вплив вивітрювання. Прогнозний індекс GSI за результатами фотоструктурного аналізу варіює у межах 30 – 55, складаючи у середньому 45.

Таблиця 3.11 – Характеристика відслонень масиву в провальних зонах шахт та оцінка індексу GSI

Шахта	Приклади відслонення масиву	Кількість аналізованих фото	Характеристика структури та поверхні масиву	Прогнозний індекс GSI
«Тернівська»		6	Масив з інтенсивною тріщинуватістю та зоною складчастості, на ділянках простежується структура від крупноблокової до порушено-блокової, численні розриви, похилі площини зміщень, місцями блоки втратили цілісність. Поверхні тріщин зглажені, локально вивітрені, з імовірною наявністю тонкого шару глинистих чи пілуватих заповнювачів; характерна слабка міжблокова зчепленість у зонах обвалення, якість поверхні від задовільної до поганої.	<u>30...50</u> (40 – 45)
«Ім. Колчевського»		5	Масив з вираженою тріщинуватістю, блоки від крупних до сильно порушених, фіксуються зони зминання та зсувів, структура варіює від крупноблокової до порушено-блокової. Поверхні тріщин переважно зглажені, частково вивітрені, ймовірна наявність глинистого або пілуватого заповнювача; якість поверхні від задовільної до поганої.	<u>30...55</u> (40 – 45)
«Козацька»		8	Масив з інтенсивною тріщинуватістю, розвиненою в кількох напрямках, візуально фіксуються зони складчастості, зсуви блоків, прояви дезінтеграції порід у центральній частині провалу; структура варіює від крупноблокової до порушено-блокової, з перевагою останньої. Поверхні частково зглажені, локально вивітрені, ймовірна наявність тонкодисперсного заповнювача в тріщинах, якість поверхні від задовільної до поганої.	<u>30...40</u> (35)
«Ювілейна»		1	Масив з інтенсивною тріщинуватістю, фіксуються розвинені площини розривів, похилі плити, ознаки зминання, місцями дрібне блокування та порушення міжблокового зв'язку, структура варіює від порушено-блокової до дезінтегрованої. Поверхні переважно зглажені, вивітрені, місцями є присутність глинистого заповнювача, якість поверхні від задовільної до поганої.	<u>25...45</u> (35 – 40)
«Комсомольська» (закрита)		6	Масив розбитий системами тріщин різної орієнтації, місцями з глибокими відкритими порожнинами. Видимі субвертикальні зони ослаблення, оконтурені по лінії контакту рудного тіла та тріщинуватих вмесних порід. Поверхні тріщин переважно шорсткувата, з окремими згладженими ділянками, місцями зламана структура без заповнення.	<u>30...45</u> (35 – 38)
РУ «Ім. Кірова» (закрите)		2	Масив інтенсивно розбитий субвертикальними та діагональними системами тріщин. Превалює порушено-блочна структура. Є відкриті порожнини – наслідок обвалення та вторинних деформацій. Тріщини відкриті, шорсткуваті, із зламаним рельєфом, без слідів мінералізації чи заповнення, деколи спостерігаються зглажені ділянки, що свідчать про ковзання та тривале вивітрювання. Більшість тріщин утворюють сітку вторинного порушення. Якість поверхні від задовільної до поганої.	<u>30...40</u> (35)

У моделі для кожного типу гірських порід задаються як розраховані параметри масиву згідно з прийнятим критерієм руйнування Хоека-Брауна за наведеною методикою, так і додаткові загальні механічні характеристики (щільність, модуль деформації, міцність на стиск, коефіцієнт Пуассона). Узагальнені фізико-механічні властивості наведено у Таблиці 3.12. У чисельних моделях приймається диференційований підхід до значень індексу геологічної міцності GSI, який присвоюється масиву гірських порід у програмному забезпеченні: до глибини 200 м – $GSI = 45$, після глибини 200 м – $GSI = 65$, що є природним фоновим значенням непорушеного масиву. На другому етапі моделювання за спланованою схемою здійснюється визначення умов досягнення приграничного стану масиву при варіюванні параметрами розташування непогашеної підземної пустоти, а саме розміру за падінням, глибини розташування покрівлі та кута падіння покладу.

Таблиця 3.12 – Фізико-механічні властивості гірських порід
за модифікованим критерієм руйнування Хоека-Брауна

Гірська порода	Світа, горизонт	GSI	m_b	S	a	E_m , ГПа	γ , т/м ³	σ_{cm} , МПа	E_n , ГПа	μ
Аркозові пісковики	Скелеватська	45	$\frac{1,99}{1,16}$	$\frac{0,0012}{0,00024}$	$\frac{0,51}{0,53}$	7,8	2,63	130	49	0,25
Хлорит-амфіболітові сланці	III-V сланцеві	30	$\frac{0,49}{0,29}$	$\frac{0,00041}{0,000079}$	$\frac{0,52}{0,56}$	3,0	3,0	110	36	0,22
Мартитові руди	V залізистий	45	$\frac{1,68}{0,98}$	$\frac{0,0022}{0,00042}$	$\frac{0,5}{0,52}$	7,4	3,8	65	33	0,2
Мартитові джеспіліти		45	$\frac{2,1}{1,23}$	$\frac{0,0022}{0,00042}$	$\frac{0,5}{0,52}$	21,2	3,45	170	95	0,18
Силікатні сланці	VI сланцевий	40	$\frac{0,7}{0,41}$	$\frac{0,0012}{0,00024}$	$\frac{0,51}{0,53}$	7,9	3,2	100	50	0,21
Мартитові роговики	VI залізистий	35	$\frac{1,86}{1,09}$	$\frac{0,00073}{0,00014}$	$\frac{0,51}{0,54}$	9,1	3,36	150	80	0,21
Хлорит-біотитові сланці з безрудними роговиками	VII сланцевий	38	$\frac{1,09}{0,64}$	$\frac{0,001}{0,00019}$	$\frac{0,51}{0,53}$	5,5	2,9	85	39	0,24
Амфібол-магнетитові та мартитові роговики	VII залізистий	40	$\frac{1,99}{1,16}$	$\frac{0,0012}{0,00024}$	$\frac{0,51}{0,53}$	15,1	3,25	140	95	0,21

Примітка: чисельник – пікове значення; знаменник – залишкове значення

У межах вирішуваної геомеханічної задачі з виявлення приграничного стану масиву, що вміщує пустоту, побудова та чисельне розв'язання моделей за простяганням покладу не проводиться. Таке рішення обґрунтовано тим, що розгляд у площині, перпендикулярній до простягання, тобто вхрест простягання, відповідає умовам плоскої деформації (2D), яка забезпечує найбільш консервативний сценарій навантаження та використовується як базова розрахункова схема.

Після виявлення приграничного стану непогашеної пустоти, який характеризується квазістабільною рівновагою, досліджується ефективність її ліквідації шляхом заповнення простору пастовим закладанням. Визначення необхідної міцності закладного масиву ґрунтується на основі аналізу напружено-деформованого стану вже ослабленого вміщуючого масиву, який перейшов від приграничної рівноваги до фази втрати несучої здатності. Таким чином імітується погіршення геомеханічних умов масиву внаслідок поступового розвитку процесів зрушення, розкриття тріщин під дією природних і техногенних факторів [207], таких як сейсмічні навантаження, повзучість, вплив гірничих робіт сусідніх ділянок тощо.

Ослаблення механічних властивостей порід висячого боку моделюється шляхом зменшення індексу GSI на 10 – 15 одиниць як типове порушення середньої інтенсивності [249], що відтворює втрату структурної цілісності та аروحного ефекту. Саме в цій стадії висячий бік перестає нести навантаження і його передача на закладний масив стає повною, що дозволяє визначити реальний рівень напружень, які необхідно компенсувати закладним матеріалом для забезпечення його стійкості та недопущення розвитку внутрішніх зон пластичної деформації.

Безпосередньо необхідна міцність пастового закладання визначається на основі аналізу головних напружень σ_1 і σ_3 , отриманих у стадії ослаблення масиву без введення у пустоту закладного масиву. За максимальне розрахункове напруження приймається значення σ_1 у ділянках мінімального бічного обпирання ($\sigma_3 \approx 0$), що відповідає найбільш несприятливим умовам роботи закладного матеріалу. Умова $\sigma_3 \approx 0$ є найбільш несприятливою, оскільки за мінімального бічного обтиснення закладний масив працює тільки у режимі одноосьового стиску, за якого її міцність досягає найменшого значення та, як наслідок, ініціюється

розвиток пластичних деформацій. Визначена величина σ_1 служить базою для оцінки мінімально необхідної одноосової міцності на стиск. Додавання інших механічних властивостей, що корелюють з міцністю закладного масиву, здійснюється на основі результатів лабораторних досліджень.

Далі перевіряється ефективність обґрунтованої міцності пастового закладного масиву шляхом його введення в пустоту, що перебуває у приграничному стані, з подальшим контрольованим ослабленням вміщуючих порід. Критерієм достатності механічних властивостей закладного матеріалу приймається відсутність пластичних деформацій у його об'ємі, особливо в центральній частині, та забезпечення коефіцієнта запасу міцності $SF \geq 1,3$. Розрахункова схема геомеханічної моделі із пустоти, що містить закладний масив, ілюструється на Рисунку 3.26, а побудована скінченно-елементна модель – на Рисунку 3.27.

Для дослідження деформацій земної поверхні, а також виявлення розміру зони та величини її осідань при різних параметрах розташування рудного покладу, в геомеханічній моделі на земній поверхні (наноси) з метою моніторингу розташовуються спостережні точки. Моделюванням розглядаються пустоти відпрацьованого рудного покладу переважно в умовах стійких порід, оскільки після відпрацювання сліпого рудного покладу у слабких породах на поверхні одразу проявляються деформаційні процеси у зв'язку з обваленням порід висячого боку у простір пустоти в міру вилучення відбитих запасів руди. Проте, як показує попередній аналіз, сліпі рудні поклади залягають у V-му в VI-му горизонтах у породах середньої та високої міцності. За результатами чисельного моделювання аналізуються епюри головних напружень σ_1 і σ_3 , розміри зон пластичних деформацій, коефіцієнт запасу міцності та прогнозні розміри мульди зсуву з величиною вертикальних осідань, що виникають внаслідок перерозподілу напружень у масиві після утворення техногенної пустоти та втрати стійкості порід у зоні її впливу.

Результати чисельного моделювання обробляються за допомогою програмного пакету Excel. Вони дозволяють ідентифікувати наближення масиву до приграничного стану та оцінити ймовірні масштаби деформацій земної поверхні.

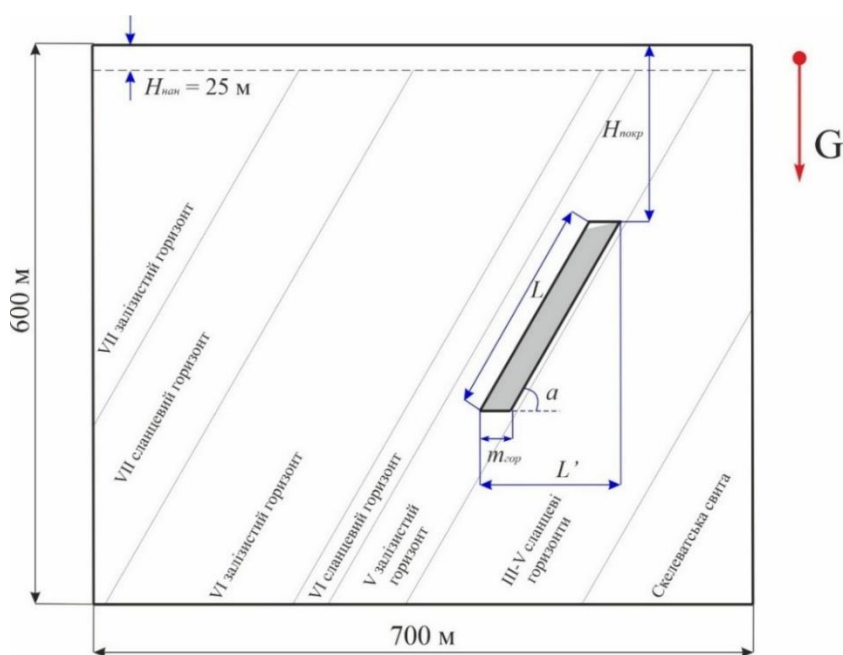


Рисунок 3.26 – Розрахункова схема для чисельного моделювання впливу пастового закладання на стан земної поверхні та масиву (вхрест простягання)

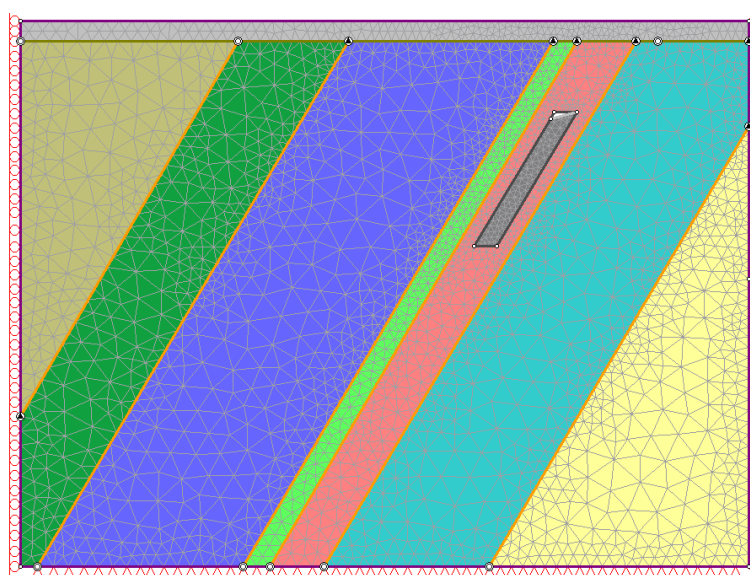


Рисунок 3.27 – Скінченно-елемента модель шаруватого масиву із пастовим закладанням пустоти

Отже, основною метою досліджень є встановлення геомеханічних закономірностей розвитку деформаційних процесів у масиві порід як навколо утвореної пустоти від параметрів розробки сліпого покладу, так і до земної поверхні для прогнозування ступеня небезпеки й вірогідності її обвалення або прогресивного осідання, а також геомеханічної ефективності застосування пастового закладання пустот як альтернативного способу збереження цілісності земної поверхні.

3.3.5. Моделювання стійкості закладних масивів, сформованих у виробленому просторі закритого кар'єру

Дослідження геомеханічної стабільності закладного масиву здійснюється на прикладі перспективного для рекультивації закритого кар'єру колишнього рудоуправління «Ім. К. Лібкнехта», що розробляв верхню частину рудного покладу «Паралельний кар'єру № 2» до гор. 57 м, який виходив на земну поверхню, а з гор. 117 м поклад відпрацьовувався підземним способом. Сьогодні вироблений простір кар'єру залишається нерекультивованим, а порушена земна поверхня над давно закритою кар'єрною пустотою, що розташована в межах промислової зони центральної частини м. Кривий Ріг, не може бути ефективно використана для розвитку економічного потенціалу.

Згідно розроблено концепції, у виробленому просторі закритого кар'єру розглядається два варіанти формування закладного масиву:

– традиційний закладний масив – сипучий закладний масив [228], який формується з відсипаних відвальних порід, розташованих поруч з кар'єром, що є розповсюдженою практикою у Криворізькому залізорудному басейні;

– перспективний закладний масив – комбінована структура закладного масиву [171], що складається з пошарового чередування монолітного пастового та сипучого породного закладання у зв'язку із впливом кліматичних умов.

Для дослідження геомеханічної стабільності закладного масиву розроблена геомеханічна модель, яка складається з наносних порід, масиву гірських порід основи кар'єрної пустоти (породи висячого та лежачого боків, рудний поклад) і безпосередньо самої кар'єрної виїмки, у якій поступово формується закладний масив.

Геомеханічна модель розглядається вхрест простягання рудного покладу за шириною кар'єру. Розмір моделі прийнятий наступний: вертикальний – 100 м, горизонтальний – 360 м. Прийняті розміри моделі обґрунтовуються тим, що основна мета дослідження – оцінка переміщень закладного масиву під дією власної ваги та зовнішнього навантаження на поверхні. Високі значення модуля Юнга гірського масиву забезпечують мінімальний вплив граничних умов на результати у межах кар'єрної виїмки, тому збільшення розмірів моделі не є критичним

для точності побудови епюри переміщень закладного масиву в області дослідження. Кар'єрна виїмка має наступні розміри: ширина за поверхнею кар'єру – 210 м, ширина днища кар'єру – 25 м, глибина кар'єру – 57 м, кількість уступів – 5, висота уступу – 11,5 м, ширина берми – 13 м, кут нахилу уступу – 55° , потужність наносів – 18 м, відстань від країв кар'єрної виїмки до межі моделі – 75 м з обох сторін. Граничні умови встановлено наступним чином: модель жорстко зафіксовано знизу за осями X та Y , по боках застосовано вільне переміщення за віссю X , поверхня моделі є вільною, всі обмеження відключені. Досліджуються осідання закладного масиву при наступних умовах: окремо під впливом гравітації (власної ваги) та гравітації з навантаженням на поверхню закладного масиву, що імітує тиск від інфраструктурного об'єкту вагою 5000 т. Чисельні розрахунки у програмі Phase2 виконуються у 7 стадій, які відображають послідовне моделювання процесу горизонтального заповнення кар'єру (Табл. 3.13).

Таблиця 3.13 – Стадії чисельного моделювання

Номер стадії	Характеристика стадії
1	Непорушений масив гірських порід до кар'єрної розробки
2	Утворення кінцевої кар'єрної виїмки
3	Закладання виробленого простору 1-го уступу кар'єру
4	Закладання виробленого простору 2-го уступу кар'єру
5	Закладання виробленого простору 3-го уступу кар'єру
6	Закладання виробленого простору 4-го уступу кар'єру
7	Закладання виробленого простору 5-го уступу кар'єру
8	Навантаження об'єкту поверхневої інфраструктури

Кожна із стадій представляє окремий етап розвитку геомеханічної ситуації – від вихідного непорушеного масиву гірських порід до повного заповнення виробленого простору та навантаження поверхневою інфраструктурою. Такий підхід дозволяє оцінити зміни деформацій та напружень у закладному масиві, а також вплив кожного етапу на загальну стійкість системи. Скінченно-елементні геомеханічні моделі за розробленими стадіями ілюструються на Рисунках 3.28 – 3.31.

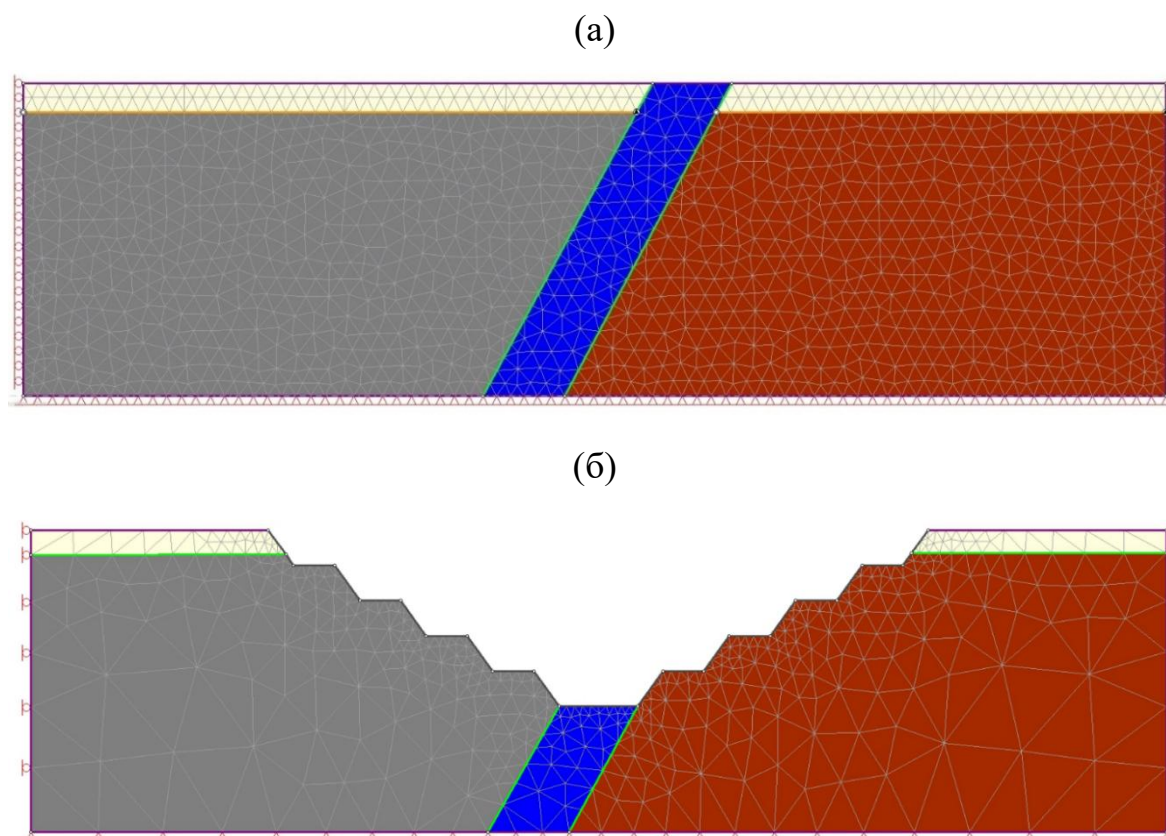


Рисунок 3.28 – Скінченно-елементна геомеханічна модель:

(а) 1-ша стадія моделювання; (б) 2-га стадія моделювання

Також приділено увагу такому перспективному напрямку досліджень як будівельний, зокрема, при застосуванні комбінованого закладного масиву, що складається з чередування шарів пастового монолітного та породного закладання розглядається можливість будівництва у донній частині кар'єру, що заповнений монолітним шаром, бункеру, підземного сховища, складів боєприпасів або об'єктів іншого призначення розміром $7,0 \times 15,0$ м з бетонного кріплення C20/25 M350.

Таке рішення є вельми актуальним сьогодні та у перспективі в умовах військової агресії зі сторони російської федерації. Даний інноваційний підхід до підземного будівництва у воєнний час є ефективним, адже підземний склад на глибині 57 м захищений товщею міцного закладного масиву від можливих ракетних та артилерійських ударів. Крім того, досліджується також сценарій, що передбачає за умов розташованих підземних сховищ у шарах пастового монолітного закладання розміщення на поверхні закладного масиву кар'єру інфраструктурних об'єктів з відповідним навантаженням у 5000 т.

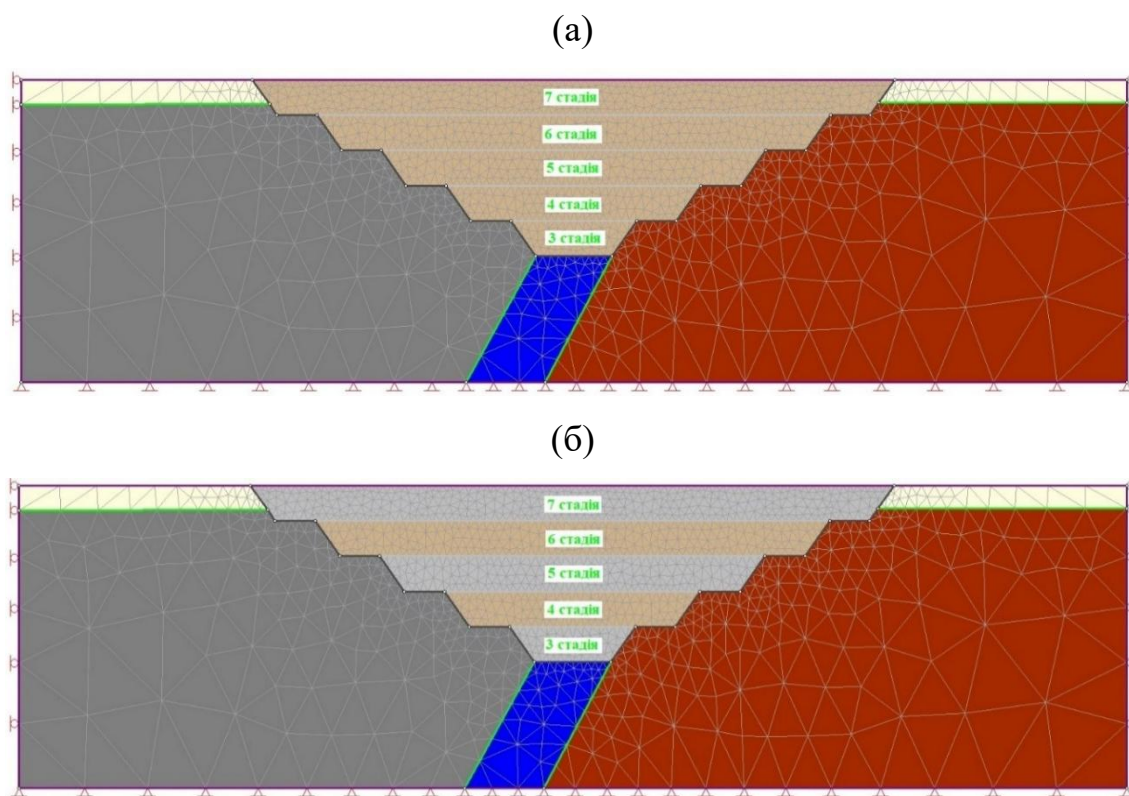


Рисунок 3.29 – Скінченно-елементна геомеханічна модель 3 – 7 стадій моделювання: (а) породний масив; (б) комбінований масив

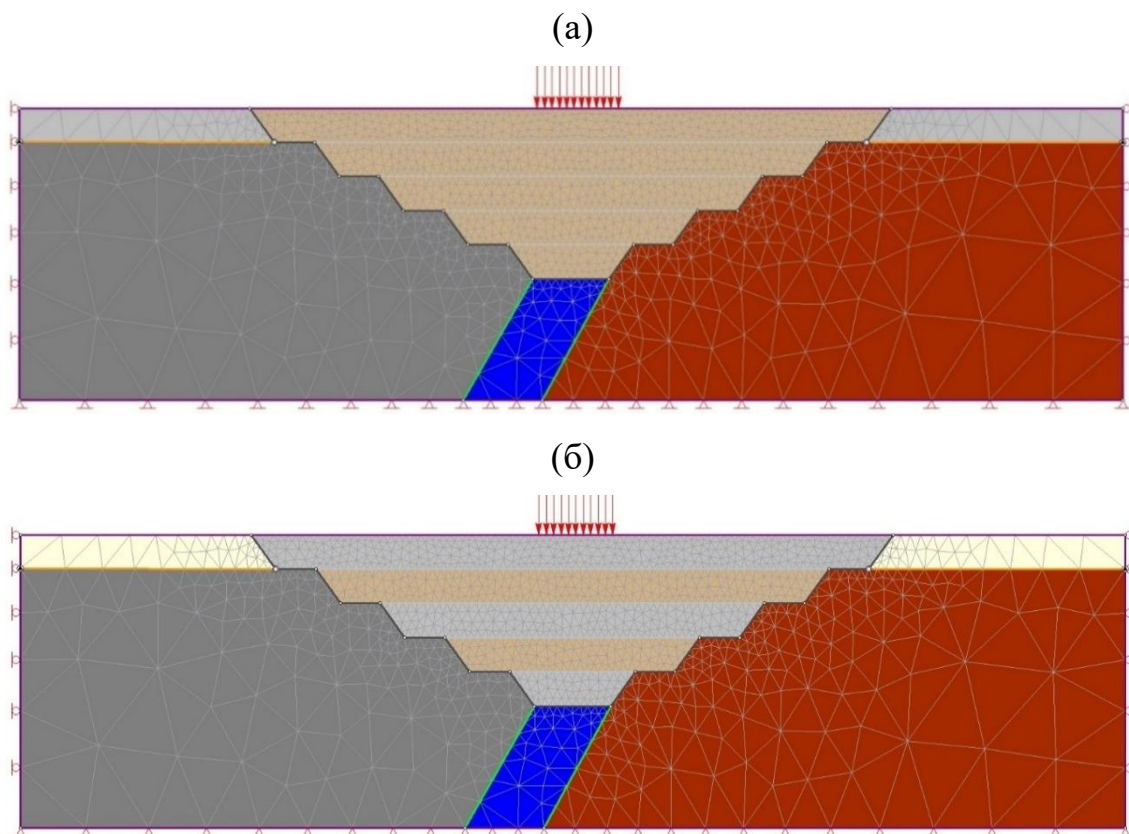


Рисунок 3.30 – Скінченно-елементна геомеханічна модель 8-ї стадії моделювання з навантаженням: (а) породний масив; (б) комбінований масив

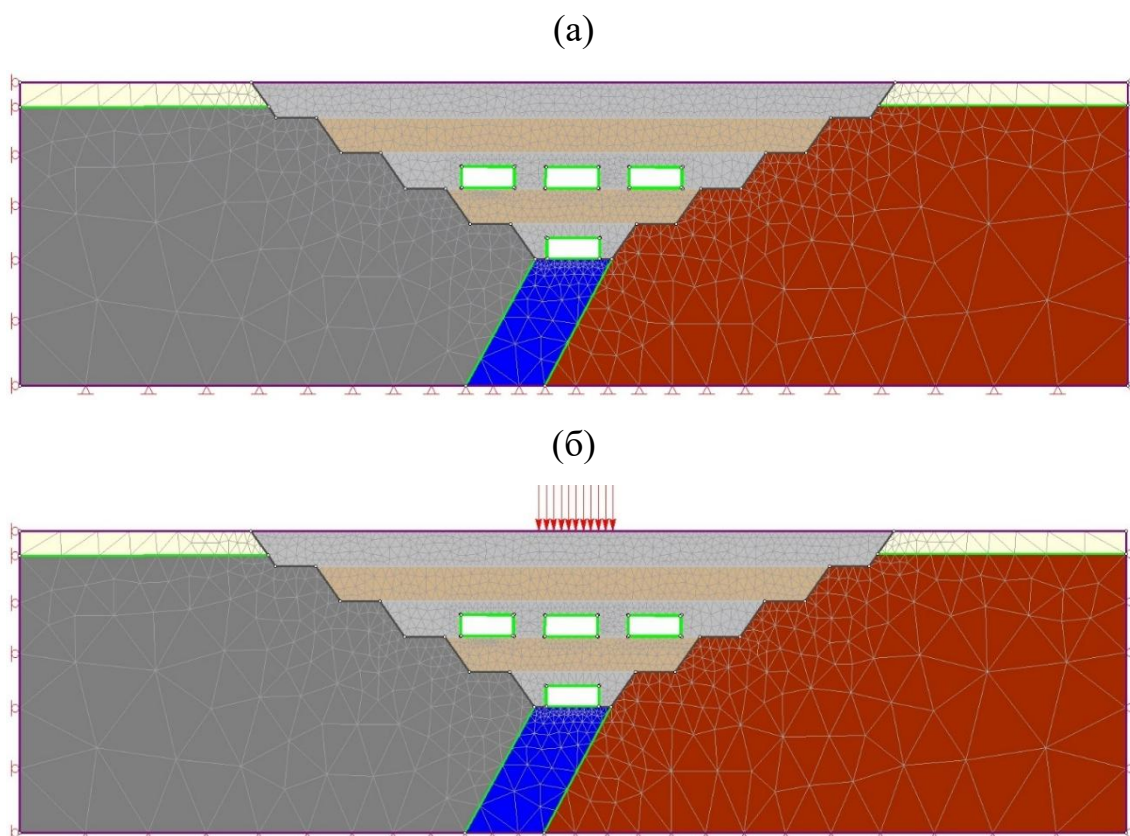


Рисунок 3.31 – Скінченно-елементна геомеханічна модель додаткових стадій моделювання з навантаженням: (а) породний масив; (б) комбінований масив

Фізико-механічні властивості масиву гірських порід родовища залізних руд колишнього рудоуправління «Ім. К. Лібкнехта», що використовуються у геомеханічних моделях, приймаються на основі вивчення матеріалів геологічних звітів родовища (1973 – 1976 рр., 1984 р.), а також узагальнення відомих даних властивостей порід Кривбасу з літературних джерел. Фізико-механічні властивості масиву гірських порід, що оточують вироблений простір досліджуваного кар'єру, задаються аналогічно п. 3.3.4 з урахуванням конкретного типу порід кар'єрного поля. Основні фізико-механічні властивості штучних елементів, таких як досліджувані закладні масиви, бетонне кріплення споруд, що використовуються у геомеханічних моделях, приймаються на підставі комплексу проведених лабораторних досліджень, а додаткові властивості – на основі аналітичних вишукувань, інформаційних джерел та вирішення зворотної задачі у програмному комплексі Roslab, де параметри міцності (сила зчеплення c та кут внутрішнього тертя φ) визначаються шляхом апроксимації за критерієм Хоека-Брауна (Табл. 3.14).

Таблиця 3.14 – Фізико-механічні властивості
штучних елементів геомеханічної моделі

Елемент моделі	Матеріал	γ , т/м ³	$\sigma_{ст}$, МПа	σ_p , МПа	E , МПа	μ	c , МПа	φ , град
Кріплення сховища	Бетон С20/25 М350	2,70	35	3,5	40000	0,2	40	10
Закладний масив однорідний (традиційний)	Суміш відвальних порід	Згідно лабораторних досліджень				Згідно аналітичних досліджень		
Закладний масив комбінований	Суміш відвальних порід							
	Пастове закладання	Згідно лабораторних досліджень				Згідно аналітичних досліджень		

За результатами чисельного моделювання аналізуються епюри вертикальних і загальних переміщень закладного масиву та досліджується величина осідань закладного масиву шляхом встановлення моніторингових точок за його поверхнею й побудови графіку осідань за шириною закладеного кар'єру. Результати досліджень величини осідання комбінованого закладного масиву в подальшому порівнюються з розробленою аналітичною моделлю для встановлення ступеня достовірності. Досліджується також стійкість геотехнічних систем, в яких у закладному масиві розташовані підземні сховища.

3.4. Висновки до розділу 3

1. Розроблено диференційовані методичні підходи до аналітичного визначення необхідної міцності та стійкості пастового й комбінованого закладання, що адаптовані до специфіки трьох різних типів техногенних пустот внаслідок розробки залізрудних родовищ. Для провальних зон шахт і непогашених підземних пустот методологія базується на принципах теорії граничної рівноваги в плоскій постановці, що дозволяє аналізувати силову взаємодію зсувних клинів гірських порід із закладним масивом та розрахувати необхідну міцність через аналіз головних напружень. Натомість для вироблених просторів закритих

кар'єрів, де пріоритетною є оцінка деформаційних властивостей, сформульовано комбінований підхід; він базується на теорії пружності, а саме закону Гука для розрахунку стиснення багатошарового масиву, але додатково враховує ключові нелінійні геомеханічні ефекти, такі як аркоутворення та метод розсіювання напружень від зовнішніх навантажень.

2. Розроблено комплекс методичних положень для експериментального визначення властивостей закладних матеріалів, пастових сумішей і затверділого масиву. Придатність техногенних відходів оцінювали методами рентгенофлуоресцентного, рентгеноструктурного та мікроскопічного аналізу. Обґрунтовано методику приготування сумішей із вмістом твердої фази 70 – 80% і в'язучого 3 – 9%, а також дослідження впливу суглинку та дроблених порід на їх реологічні й механічні властивості. Кінетику гідратації, строки схоплювання, реологічні характеристики та консистенцію визначали за показниками електропровідності, приладом Віка, методом ротаційної віскозиметрії та осадкою міні-конуса. Фізико-механічні властивості затверділого масиву встановлювали за густиною, міцністю на одновісний стиск і модулем Юнга.

3. Виконано систематизацію та узагальнення складної стратиграфічної будови Центрального (Саксаганського) району Кривбасу, що є основним аспектом для коректного чисельного моделювання з досліджень трансформації геомеханічного стану масиву. Сформовано усереднені структурні елементи геомеханічної моделі, що адекватно відтворюють реальну геологічну будову. Розроблено базу параметрів, що визначає основні елементи моделей (висячий бік, рудні поклади, лежачий бік), їх геологічні горизонти, літологічний склад та потужності, що уточнює та наближає чисельне моделювання до більш реалістичних умов.

4. Обґрунтовано методологію чисельного моделювання геомеханічних процесів за допомогою методу скінченних елементів у 2D-постановці з використанням програмного комплексу Phase2. Сформульовано диференційований підхід до вибору критеріїв міцності, а саме для умов тріщинуватого скельного масиву гірських порід Кривбасу. Обґрунтовано застосування більш точного нелінійного критерію Хоека-Брауна, параметри якого визначаються на основі

індексу геологічної міцності GSI, тоді як для закладних масивів рекомендовано використання лінійного критерію Мора-Кулона.

5. Обґрунтовано методику чисельного моделювання для оцінки впливу пастового закладання провальних зон шахт на стабілізацію земної поверхні та оцінки впливу пастового закладання непогашених підземних пустот на стійкість земної поверхні, що враховує змінні їх геометричні параметри.

6. Запропоновано новий методологічний підхід до побудови геомеханічних моделей провальних зон шахт, який імітує історичне поетапне відпрацювання рудного покладу до поточних на сьогодні глибин розробки з реалістичним відтворенням усіх зон деструкції та осідання земної поверхні, що сформувалися внаслідок попередніх зсувних процесів.

7. Обґрунтовано підходи до визначення вхідних параметрів, зокрема виконано оцінку індексу міцності GSI для масиву на незначних глибинах на основі аналізу фотофіксації відслонень у дослідженнях непогашених пустот. Сформульовано двоетапну методологію оцінки: спочатку визначаються приграничний стан і критерії руйнування непогашеної пустоти, а потім моделюється її заповнення пастовою сумішшю та аналізується стійкість геомеханічної системи для запобігання обваленню поверхні.

8. Обґрунтовано та порівняно два варіанти закладання кар'єрних пустот: традиційний (сипучий) і перспективний комбінований (пошарове чергування монолітного пастового та сипучого породного закладання). Сформульовано підхід до поетапного чисельного моделювання, що імітує зведення комбінованого масиву та враховує як вплив гравітаційного, так і зовнішнього поверхневого навантаження від інфраструктурних об'єктів для оцінки поверхні закладного масиву.

РОЗДІЛ 4

АНАЛІТИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ МІЦНІСНИХ ХАРАКТЕРИСТИК ПАСТОВОГО ЗАКЛАДНОГО МАСИВУ В УМОВАХ ВПЛИВУ ГЕОМЕХАНІЧНИХ ПРОЦЕСІВ

4.1. Дослідження впливу масиву гірських порід навколо провальної зони на міцнісні характеристики пастового закладного масиву

Наявна на сьогодні складна геомеханічна ситуація при підземній розробці рудних покладів багатих залізних руд Кривбасу склалась таким чином, що земна поверхня у межах гірничих відводів шахт уражена утвореними провальними зонами. В такій ситуації, як зазначалось раніше, застосування монолітних способів закладання при поточних глибинах розробки запасів 1300 – 1500 м вже не вирішить проблему стабілізації порід зі сторони висячого боку покладу. Тому, в рамках розробленої концепції, у тому числі провальних зон, досліджується ефективність формування монолітного закладного масиву з пастової закладної суміші як способу ліквідації техногенних пустот і можливого механізму блокування подальшого розвитку негативних деформаційних процесів земної поверхні.

Передумовою аналітичних досліджень необхідної міцності закладного масиву провальних зон шахт у зоні впливу активного підземного видобутку залізних руд є побудова розрахункової схеми, яка враховує геометричні, механічні та динамічні параметри (Рис. 4.1). Отже, унаслідок поступової підземної розробки крутопохилого або крутого рудного покладу (на схемі – синя пунктирна лінія) горизонтальною потужністю m та кутом падіння a на земній поверхні утворено провал $CDEF$, яка розглядається у вигляді трапецієподібної форми. Провальна зона має наступні геометричні параметри:

- ширина провалу по поверхні B (лінія CF);
- ширина провалу по днищу b (лінія DE);
- глибина провалу H_{np} (вертикальна відстань між DE та CF);
- кут укосу провалу θ зі сторони висячого боку (кут між горизонтальною площиною та лінією CD);

на масив обвалених порід (конгломерат) $ADEGH$. При цьому навантаження передається по лінії AD на зону обвалених порід $ADEGH$ та частково по лінії укосу провалу з боку висячого боку CD в сторону пустоти провалу.

Зона безладно обрушених порід (конгломерат), яка має форму п'ятикутника $ADEGH$, характеризується певними механічними властивостями, зокрема, кутом внутрішнього тертя φ та зчепленням c . Під дією ваги блока $ABCD$ по площині AD обвалені породи, що ще мають залишкові деформаційні властивості, додатково ущільнюються, що призводитиме до певного зміщення блока $ABCD$ у бік провалу по площині CD . Величина цього тиску якраз і визначає необхідну міцність пастового закладного масиву, яка повинна бути не меншою за це навантаження, тобто здатною йому протидіяти. Варто зазначити, що з поглибленням очисних робіт вага блока $ABCD$ буде збільшуватись. Так, згідно схеми, при H_{p1} діє вага блока $ABCD$, при H_{p2} – вага блока $A'B'CD$, а при H_{p3} – вага блока $A''B''CD$. Аналогічно буде збільшуватись й зона обвалених порід (конгломерат), тобто фігура $ADEGH$ трансформуватиметься відповідно до глибини: при H_{p1} – $ADEGH$, при H_{p2} – $A'DEGH'$, при H_{p3} – $A''DEGH''$. Згідно розрахункової схеми (Рис. 4.1), сили, які будуть діяти у геомеханічній системі, представляються наступними (Табл. 4.1).

В основу розробки аналітичної моделі визначення тиску на закладний масив P_{CD} покладені принципи механіки суцільного середовища та теорія граничної рівноваги. Геомеханічна система розкладається на два взаємодіючих тіла: активний клин тиску $ABCD$, що формує рушійну силу, та пасивний клин опору $ADEGH$, який чинить утримуючий вплив. Для найбільш точного визначення рушійної сили F застосовується комбінований гібридний підхід, а саме: міцність тріщинуватого скельного масиву висячого боку $ABCD$ описується нелінійним критерієм Хоека-Брауна, на основі якого з урахуванням дійсного нормального напруження на площині зсуву визначаються локально-лінійні еквівалентні параметри Мора-Кулона – зчеплення $c_{екв}$ та кут внутрішнього тертя $\varphi_{екв}$.

У свою чергу, максимальна утримуюча сила пасивного клина $ADEGH$, що являє собою ущільнений техногенний масив конгломерату, визначається міцністю самого матеріалу конгломерату – параметрами $c_{обв}$, $\varphi_{обв}$ та гравітаційним опором самих порід.

Таблиця 4.1 – Комплекс діючих сил у геомеханічній системі

Діюча сила	Місце дії на схемі	Сутність
Вага активного клину порід висячого боку $W_{пор}$	$ABCD$	Основна рушійна сила (сила тяжіння) у геомеханічній системі, що діє вертикально вниз та чия зсувна компонента вздовж площини AB є головним дестабілізуючим фактором, що прагне викликати зміщення об'єму порід висячого боку
Сила опору у висячому боці по лінії обвалення	AB	Утримуюча сили зчеплення і тертя, що формується вздовж площини, які протидіють зсуву клину $ABCD$
Вага масиву обвалених порід $W_{обв}$	$ADEGH$	Сила тяжіння масиву обвалених порід пасивного клину, основна дія якого полягає у створенні притискання на площину EG й формуванні сили тертя та гравітаційного опору зсуву
Внутрішня міцність обвалених порід		Сила опору масиву обвалених порід (конгломерату) руйнуванню по внутрішніх площинах зрізу, що визначається його зчепленням і кутом внутрішнього тертя та забезпечує цілісність і стійкість пасивного клину в умовах дії зовнішніх навантажень
Некомпенсована результуюча сила	CD	Зовнішня реактивна сила, що виникає по лінії відкосу провалу CD з висячого боку лише у разі, коли сумарні рушійні сили перевищують всі утримуючі сили системи, а її величина визначає розрахункове навантаження на закладний масив, яке у підсумку впливає на необхідну міцність пастового закладного масиву

Таким чином, підсумкова сила, що діятиме на пастовий закладний масив, визначатиметься як різниця між результуючою рушійною силою і максимальним пасивним опором, що дозволяє комплексно врахувати основні фактори та властивості геомеханічної системи, що розглядається (Рис. 4.1).

Важливою складовою аналітичного розв'язання поставленої геомеханічної задачі є визначення геометричних параметрів фігур, які приймають участь у роботі досліджуваної геомеханічної системи. Першочергово визначається площа фігури $ADEGH$, що являю собою зону обвалених порід (конгломерат), а далі – площа фігури $ABCD$ як активного клину, що діє внаслідок появи виробленого простору та зміни конфігурації масиву гірських порід. Аналітичне визначення сил, що діють у системі, неможливе без попереднього аналітичного визначення геометрії кожного елементу.

Для точного аналітичного визначення площ складних геометричних фігур, якими є масив обвалених порід $ADEGH$ та клин порід висячого боку $ABCD$, найбільш надійним методом слугує визначення координат їх вершин, що дозволяє застосувати математичні формули для розрахунку площі будь-якого багатокутника та досягти точності результату.

Для визначення площі багатокутників за відомими координатами його вершин $(x_1, y_1, x_2, y_2, \dots, x_n, y_n)$ у геомеханічній системі, що розглядається, використовується формула Гаусса. Суть методу полягає у послідовному обході всіх вершин багатокутника та обчисленні різниці між сумою добутків координати x кожної вершини на координати y наступної вершини (за обходом контуру) і сумою добутків координати y кожної вершини на координату x наступної вершини, а абсолютне значення цієї різниці, поділене навпіл, і є площею фігури, що підлягає визначенню:

$$S = \frac{1}{2} |(x_1 y_2 + x_2 y_3 + \dots x_n y_1) - (y_1 x_2 + y_2 x_3 + \dots y_n x_1)|, \quad (4.1)$$

де x_n, y_n – координати вершин многокутника.

Отже, формулу Гаусса потрібно адаптувати для умов багатокутника $ADEGH$, для визначення площі породного клину, яка матиме загальний вигляд:

$$S_{ADEGH} = \frac{1}{2} |(x_A y_D + x_D y_E + x_E y_G + x_G y_H + x_H y_A) - (y_A x_D + y_D x_E + y_E x_G + y_G y_H + y_H x_A)|, \quad (4.2)$$

Для параметризації розрахункової схеми та подальшого аналітичного визначення геометричних характеристик елементів геомеханічної системи вводиться система координат (x, y) . Для зручності математичних перетворень за початок відліку приймається точка C , а саме брівка провальної зони з висячого боку покладу, якій присвоюються початкові координати $(0, 0)$.

Оскільки в основу розробленої аналітичної моделі покладено метод граничної рівноваги, який оцінює стійкість геомеханічної системи для заданої геометрії у статичному стані на момент, що передує руйнуванню, то у рамках прийнятого підходу, геометрія системи (стан земної поверхні, укосів провалу, контактів порід) задається як початкові граничні умови для вирішення статичної задачі. Переміщення точки C є наслідком втрати стійкості, тобто кінематичним процесом, а аналітична

модель, що розробляється, вирішує статичне завдання, зокрема, визначає, чи перевищують активні рушійні сили пасивні сили опору при заданій геометрії системи.

Отже, введення фіксованої системи координат, з початком у статичній точці $C(0; 0)$, є необхідним математичним етапом для параметризації цих граничних умов та визначення відносного стану всіх елементів системи. Вибір початку координат не впливає на фізичний результат, оскільки внутрішні сили та стан рівноваги системи визначаються виключно відносною геометрією та властивостями тіл. Далі для першої досліджуваної фігури $ADEGH$ представлено аналітичні вирази координат вершин A, D, E, G, H .

Аналітичне визначення координати вершин фігури $ADEGH$ слід здійснювати у певній логічній послідовності, яка відображає геометрію системи та залежності між точками. Послідовність визначається за принципом від відомого до невідомого. Отже, визначення розпочинаються з точок, чиє положення можна визначити за первинними даними, а саме геометрією утвореної провальної зони й далі послідовно обчислюються координати більш складніших вершин, які залежать від попередніх, за наступною послідовністю:

– положення вершини D можна визначити за геометрією провальної зони:

$$\begin{aligned} x_D &= \frac{H_{np}}{\tan(\theta)}; \\ y_D &= -H_{np}, \end{aligned} \quad (4.3)$$

де H_{np} – глибина провалу на поверхні, м;

θ – кут укосу провалу зі сторони висячого боку;

– положення вершини E визначається положенням точки D та шириною дна провалу b :

$$\begin{aligned} x_E &= x_D + b; \\ y_E &= -H_{np}, \end{aligned} \quad (4.4)$$

де x_D – раніше розрахована горизонтальна координата точки D ;

b – ширина провалу по дну, м;

– положення вершини G визначається горизонтальним положенням вершини E , різницею між глибиною рівня очисних робіт і глибиною провальної зони $(H_p - H_{np})$, а також кутом падіння рудного покладу α :

$$x_G = x_E + \frac{H_p - H_{np}}{\tan(\alpha)}; \quad (4.5)$$

$$y_G = -H_p,$$

де x_E – раніше розрахована горизонтальна координата точки E ;
 H_p – глибина розробки від поверхні до поточного горизонту, м;
 α – кут падіння рудного тіла та порід лежачого боку;
– положення вершини H визначається аналогічно вершини G , тільки у виразі враховується горизонтальним положенням вершини D :

$$x_H = x_D + \frac{H_p - H_{np}}{\tan(\alpha)}; \quad (4.6)$$

$$y_H = -H_p,$$

де x_D – горизонтальна координата точки D ;
– положення вершини A визначається на основі геометричної моделі, що зв'язує його з визначеним положенням вершини H , горизонтальної потужності зони обвалених порід від контура рудного тіла у бік порід висячого боку ($2m$) та кутів падіння рудного тіла α й обвалення порід β .

Відстань за вертикаллю h між горизонтальними розташуваннями вершин A та H є за своєю суттю вертикальною потужністю рудного покладу і визначається:

$$h = \frac{2m \cdot \sin(\alpha) \cdot \sin(\beta)}{\sin(\alpha + \beta)}, \text{ м}, \quad (4.7)$$

де m – горизонтальна потужність рудного покладу, м;
 β – кут обвалення порід висячого боку.

Тоді координати вершини A визначатимуться виразами:

$$y_A = -H_p + h;$$

$$x_A = x_H - \frac{h}{\tan(\beta)}, \quad (4.8)$$

де H_p, h, β – раніше визначені параметри;
 x_H – раніше розрахована горизонтальна координата точки H .

Для визначення площі породного клину висячого боку $ABCD$ формула Гаусса матиме загальний вигляд:

$$S_{ABCD} = \frac{1}{2} \left| (x_A y_B - y_A x_B) + (x_B y_C - y_B x_C) + (x_C y_D - y_C x_D) + (x_D y_A - y_D x_A) \right|, \text{ м}^2. \quad (4.9)$$

Оскільки за початок координат геомеханічної системи прийнята вершина $C(0; 0)$, то для породного клину висячого боку $ABCD$ приймемо вершину C (ліва бровка провальної зони) та всі математичні операції множення, що включають ці координати ($x_b \cdot y_c$; $y_b \cdot x_c$; $x_c \cdot y_d$; $y_c \cdot x_d$), автоматично дорівнюють нулю.

Таким чином, формула площі породного клину висячого боку $ABCD$ (4.9) спрощується до виразу:

$$S_{ABCD} = \frac{1}{2} \left| (x_A y_B - y_A x_B) + (x_D y_A - y_D x_A) \right|, \text{ м}^2. \quad (4.10)$$

Для визначення площі породного клину висячого боку $ABCD$ за отриманим виразом (4.10) виникає потреба визначення координат всіх вершин цієї фігури. Оскільки координати вершин A , C , D були аналітично визначені для зони обвалення порід $ADEGH$, то для повного опису площі породного клину висячого боку $ABCD$ залишається знайти лише координати вершини B .

Положення вершини B є кінцевою точкою на земній поверхні зі сторони висячого боку рудного покладу, якої сягає площина обвалення AB . Координати вершини B визначаються положенням точки A , тобто фактичної нижньої вершини відриву клину, та кутом обвалення порід β . Оскільки вершина B знаходиться на земній поверхні, її вертикальна координата завжди дорівнює нулю ($Y_B = 0$).

Горизонтальну координату вершини B , яка відповідає виходу лінії обвалення порід AB на земну поверхню, можна знайти за наступним виразом:

$$x_B = x_A + \frac{H_p - h}{\tan(\beta)}, \quad (4.11)$$

де x_A – горизонтальна координата точки A ;

h – вертикальна потужність рудного тіла, м.

Підставивши параметр вертикальної потужності рудного покладу h , попередньо розрахований за формулою (4.7), у вираз (4.11), отримаємо розгорнуту аналітичну формулу для визначення горизонтальної координати точки B :

$$x_B = x_A + \frac{H_p - \left(\frac{2m \cdot \sin(\alpha) \cdot \sin(\beta)}{\sin(\alpha + \beta)} \right)}{\tan(\beta)}. \quad (4.12)$$

Таким чином, представлені аналітичні вирази формують математичний апарат для точного визначення координат всіх вершин геомеханічної системи при зміні основних і найважливіших гірничо-геологічних та гірничотехнічних параметрів. Важливо, що у рамках розрахункової схеми аналітичної моделі координати C, D, E, F , що описують існуючу провальну зону, є статичними для кожного етапу розрахунку, оскільки являються безпосередньо геомеханічними умовами, що склалися. У той же час, координати, що пов'язані з глибиною розробки H, G, A, B , є динамічними і їх просторове положення змінюється передбачуваним чином зі збільшенням глибини H_p .

Після визначення геометричних параметрів геомеханічної системи наступним логічним етапом є аналітичні дослідження силових взаємодій, що виникають у межах провальної зони й дозволяє кількісно оцінити навантаження, які діятимуть на закладний масив, та сформувати основу для подальших розрахунків напружено-деформованого стану, необхідного для обґрунтування мінімальних вимог до міцності закладного матеріалу.

Представимо сили, що діють на активний клин порід висячого боку $ABCD$ вздовж його потенційної площини зсуву AB . Результируюча рушійна сила $F_{рез}$ може бути визначена як різниця між зсувною (тангенційною) силою $F_{зсув}$, що прагне змістити породний клин униз за площиною, та максимальною утримуючою силою $F_{утр}$, яка буде протидіяти цьому зміщенню. Таким чином, зазначене співвідношення можна представити у вигляді:

$$F_{рез} = F_{зсув} - F_{утр}, \text{ МН.} \quad (4.13)$$

Зсувна сила $F_{зсув}$ є складовою сили ваги $W_{пор}$ активного породного клину $ABCD$, спрямована вздовж потенційної площини зсуву AB , залежить від геометрії клину та кута нахилу цієї площини до горизонту β (кута обвалення порід), а також основним дестабілізуючим фактором, що викликає тенденцію до зсуву активного блоку вниз. Аналітично $F_{зсув}$ визначається проєкцією ваги клину на площину зсуву:

$$F_{зсув} = W_{пор} \cdot \sin \beta, \text{ МН}, \quad (4.14)$$

де $W_{пор}$ – вага активного клину (масив $ABCD$), МН.

З виразу (4.14) випливає, що для визначення зсувної сили необхідно спочатку знайти вагу клину $W_{пор}$, яка у свою чергу залежить від площі фігури $ABCD$.

Оскільки в розрахунку розглядається двовимірна (плоска) геомеханічна модель, а саме поперечний переріз вхрест простягання рудного покладу, то для визначення ваги активного клину $ABCD$ необхідно встановити площу його поперечного перерізу та об'ємну вагу порід. Вага активного клину $ABCD$ визначається з розрахунку на одиницю (1 м) масиву в напрямку простягання покладу.

Представимо вагу клину $W_{пор}$ через добуток площі поперечного перерізу клину на об'ємну вагу порід наступним чином:

$$W_{пор} = S_{ABCD} \cdot \gamma_{пор}, \text{ МН}, \quad (4.15)$$

де S_{ABCD} – площа поперечного перерізу активного клину $ABCD$, що визначається за координатами його вершин методом Гауса, м²;

$\gamma_{пор}$ – об'ємна вага порід висячого боку, що характеризує їхню щільність та впливає на інтенсивність гравітаційного навантаження, МН/м³.

Максимальна утримуюча сила F_{ymp} є граничним опором зсуву, який може чинити сам масив порід висячого боку площиною AB , описується критерієм міцності Мора-Кулона і залежить від зчеплення та тертя:

$$F_{ymp} = c_{пор} \cdot L_{AB} + N_{AB} \cdot \tan(\varphi_{пор}), \text{ МН}, \quad (4.16)$$

де $c_{пор}$ – сила зчеплення порід висячого боку, МПа;

L_{AB} – довжина площини обвалення AB , м;

$\varphi_{пор}$ – кут внутрішнього тертя порід висячого боку, град;

N_{AB} – нормальна сила, що притискає клин до площини AB , кН.

Для того, щоб знайти повну нормальну силу N_{AB} , яка притискає клин до площини ковзання й створює тертя, необхідно векторно скласти проєкції сил на нормаль до площини лінії зрушення AB :

– проєкція ваги клину порід $W_{пор}$, що тисне вертикально вниз і її внесок у нормаль до похилої площини $W_{пор} \cdot \cos \beta$;

– проекція рівнодіючої сили горизонтальних природних напружень $F_{гор}$, що тисне збоку на умовний клин порід.

Рівнодіюча сила горизонтальних природних напружень визначається:

$$F_{гор} = \lambda \cdot W_{nor}, \text{ МН}, \quad (4.17)$$

де λ – коефіцієнт бічного розпору у непорушеному масиві, $\lambda = 1,0 - 1,2$.

Отже, нормальна складова N_{AB} визначається за формулою:

$$N_{AB} = W_{nor} \cdot (\cos \beta + \lambda \cdot \sin \beta), \text{ МН}. \quad (4.18)$$

Параметр L_{AB} характеризує довжину площини обвалення активного клину порід $ABCD$ та з геомеханічної точки зору означає протяжність поверхні, по якій відбувається або може відбутися зсув усього клину. Довжина L_{AB} визначає площу, на якій діють утримуючі сили, а саме зчеплення c_{nor} та тертя φ_{nor} , які перешкоджають руйнуванню. Відповідно, довжина площини обвалення прямо впливає на стабільність клину. Аналітично L_{AB} визначається на основі геометрії клину обвалення. Для цього розглядається вертикальна проекція площини обвалення, яка дорівнює абсолютній глибині точки A від земної поверхні, та кут обвалення β . У більш складних випадках додатково враховується геометрія уступів та кути падіння рудного тіла. Аналітичний вираз визначення довжини L_{AB} матиме вигляд:

$$L_{AB} = \frac{H_p - \left(\frac{2m \cdot \sin(\alpha) \cdot \sin(\beta)}{\sin(\alpha + \beta)} \right)}{\sin(\beta)}, \text{ м}. \quad (4.19)$$

Якщо у вираз (4.16) підставити вирази (4.18) і (4.19), отримаємо повний вигляд аналітичного виразу утримуючої сили:

$$F_{ymp} = c_{nor} \cdot \left(\frac{H_p - \left(\frac{2m \cdot \sin(\alpha) \cdot \sin(\beta)}{\sin(\alpha + \beta)} \right)}{\sin(\beta)} \right) + W_{nor} \cdot (\cos \beta + \lambda \cdot \sin \beta) \cdot \tan(\varphi_{nor}), \text{ МН}. \quad (4.20)$$

Утримуюча сила F_{ymp} вздовж площини обвалення AB визначається міцнісними параметрами порід всячого боку й для її точного розрахунку необхідно оперувати еквівалентними значення зчеплення c_{nor} та кута внутрішнього тертя φ_{nor} саме у зоні блокового зсуву порід всячого боку.

Для тріщинуватих порід масиву висячого боку $ABCD$ застосування класичного критерію Мора-Кулона, який є лінійним, дає спрощену оцінку, оскільки не враховує вплив рівня стискаючих напружень. У таких умовах більш доцільним є застосування нелінійного критерію Хоека-Брауна.

Для коректного переходу від нелінійного критерію міцності Хоека-Брауна до еквівалентних лінійних параметрів Мора-Кулона, яких вимагає аналітична модель геомеханічної системи, необхідним є визначення середнього нормального напруження σ_n , що діє перпендикулярно до площини потенційного обвалення AB . Тобто виникає потреба визначення точки дії нормальних напружень σ_n на площині зсуву AB , які відповідають реальним умовам у масиві, яка, у свою чергу, дозволяє визначити еквівалентні значення c_{nor} та φ_{nor} . Визначення величини σ_n є важливим аспектом, оскільки міцність тріщинуватого скельного масиву не є сталою величиною, а безпосередньо залежить від рівня стискаючих напружень. На відміну від лінійного характеру міцності за Мором-Кулоном, крива Хоека-Брауна має різний нахил у різних точках й означає, що еквівалентні зчеплення c_{nor} та кут внутрішнього тертя φ_{nor} постійно змінюються.

За отриманим значенням σ_n розраховують еквівалентні c_{nor} та φ_{nor} , які апроксимують нелінійну міцнісну поведінку масиву в межах заданого рівня навантаження, що може бути здійснено двома шляхами: за допомогою програмного забезпечення RocLab (Rocscience) та аналітично, підставляючи значення σ_n у формули, запропоновані Хоеком-Брауном [249].

Приведемо аналітичні вирази для визначення еквівалентних значень c_{nor} і φ_{nor} . Еквівалентний кут внутрішнього тертя (φ_{nor}):

$$\varphi_{nor} = \arcsin \left(\frac{6a \cdot m_b \cdot (s + m_b \cdot \sigma_n)^{a-1}}{2 \cdot (1+a) \cdot (2+a) + 6a \cdot m_b \cdot (s + m_b \cdot \sigma_n)^{a-1}} \right), \text{ град.} \quad (4.21)$$

Еквівалентне зчеплення дорівнюватиме:

$$c_{nor} = \frac{\sigma_{ci} \left((1+2a) \cdot s + (1-a) \cdot m_b \cdot \sigma_{3n} \right) \cdot (s + m_b \cdot \sigma_n)^{a-1}}{(1+a) \cdot (2+a) \cdot \sqrt{1 + \frac{6a \cdot m_b \cdot (s + m_b \cdot \sigma_n)^{a-1}}{(1+a) \cdot (2+a)}}}, \text{ МПа.} \quad (4.22)$$

де σ_{ci} – міцність інтактною породи на одноосовий стиск, МПа;

m_i – емпіричний коефіцієнт, що залежить від літологічного типу породи;

m_b, s, a – похідні константи Хоека-Брауна (залишкові значення);

σ_n – нормоване значення діючого напруження, МПа.

Параметри σ_{ci}, m_i обґрунтовані у методиці чисельного моделювання.

Нормоване значення діючого напруження визначається:

$$\sigma_n = \frac{\sigma_n^{AB}}{\sigma_{ci}}, \text{ МПа}, \quad (4.23)$$

де σ_n^{AB} – нормальне напруження, діюче перпендикулярно площині зрушення AB :

$$\sigma_n^{AB} = \frac{N_{AB}}{L_{AB}}, \text{ МПа}. \quad (4.24)$$

Отримані еквівалентні значення $c_{пор}$ і $\varphi_{пор}$ відображають реальні властивості тріщинуватого масиву фігури $ABCD$ в зоні блокового зсуву та використовуються у розрахунку утримуючої сили, що визначає стійкість висячого блоку.

У відповідь на гірничий тиск з боку активного породного клину висячого боку $ABCD$, що реалізується через дію результуючої зсувної сили $F_{рез}$, вздовж площини контакту з масивом обвалених й деградованих порід AD мобілізується реактивна утримуюча сила F_{AD} . Сила F_{AD} являє собою граничний пасивний опір зсуву масивом обвалених порід фігури $ADEGH$, величина якого обмежується характеристиками міцності конгломерату такими як зчеплення $c_{обв}$ та кутом внутрішнього тертя $\varphi_{обв}$ відповідно до критерію Мора-Кулона. При формуванні сил опору тертя основне значення відіграють обтискаючі нормальні напруження від власної ваги масиву обвалених порід $W_{обв}$, розподіл яких за глибиною носить нелінійний характер через прояв ефекту склепіння, а саме ефекту Янсена. Внаслідок цього ефекту частина гравітаційного навантаження перерозподіляється на нерухомий лежачий бік по лінії EG , що призводить до стабілізації вертикальних напружень у нижній частині блоку у нижній частині блоку та підвищення стійкості всієї геомеханічної системи з глибиною.

Механізм дії ефекту Янсена полягає у тому, що в обмеженому просторі обвалення уламковий матеріал під дією гравітації створює боковий розпір, який притискає породу до нерухомих стінок. Завдяки шорсткості контактів та силам

тертя виникає ефект «підвішування» стовпа порід, коли вага верхніх шарів частково сприймається бортами і не передається на нижні горизонти.

$$F_{AD} = (\sigma_{\epsilon}(z) \cdot K) \cdot L_{AD} \cdot \tan(\varphi_{обв}) + c_{обв} \cdot L_{AD}, \text{ МН}, \quad (4.25)$$

де $\sigma_{\epsilon}(z)$ – усереднене за висотою стовпа вертикальне напруження; для розрахунку сили тертя приймається рівним 0,5 від напруження на глибині z з урахуванням ефекту Янсена, МПа; $z = H_p - H_{np}$, м;

K – коефіцієнт бічного розпору у стані спокою, ще переорієнтовує вертикальний тиск у нормальний бічний тиск на площину контакту AD і визначається таким чином: $K = 1 - \sin(\varphi)$;

L_{AD} – довжина похилої лінії контакту між активним клином порід висячого боку та пасивним клином масиву обвалених порід, м;

$c_{обв}$ – сила зчеплення масиву обвалених порід, МПа;

$\varphi_{обв}$ – кут внутрішнього тертя обвалених порід, град.

Вертикальні напруження у масиві обвалених порід на розрахунковій глибині z , згідно теорії Янсена, можуть бути визначені:

$$\sigma_{\epsilon}(z) = \frac{\gamma_{обв} \cdot R}{K \cdot \tan \varphi_{обв}} \left[1 - \exp \left(\frac{-K \cdot \tan(\varphi_{обв}) \cdot (H_p - H_{np})}{R} \right) \right], \text{ МПа}, \quad (4.26)$$

де R – гідравлічний радіус поперечного перерізу стовпа обвалених порід, м;

H_{np} – глибина провальної зони, м;

H_p – поточний рівень глибини ведення очисних робіт, м.

Гідравлічний радіус поперечного перерізу стовпа порід $ADEGH$ дорівнює:

$$R = \frac{S_{ADEGH}}{P_m}, \text{ м}, \quad (4.27)$$

де S_{ADEGH} – площа фігури масиву обвалених порід, м²;

P_m – довжина контактів тертя масиву обвалених порід з породами висячого та лежачого боків, м.

Довжина контактів тертя масиву обвалених порід з породами висячого та лежачого боків визначається таким чином:

$$P_m = L_{AD} + L_{EG}, \text{ м}. \quad (4.28)$$

Довжина площі контакту L_{AD} порід висячого боку $ABCD$ і масиву обвалених порід $ADEGH$ витікає з розрахункової схеми шляхом геометричних перетворень:

$$L_{AD} = \frac{H_p - H_{np} - \left(\frac{2m \cdot \sin(\alpha) \cdot \sin(\beta)}{\sin(\alpha + \beta)} \right)}{\sin(\alpha)}, \text{ м.} \quad (4.29)$$

Довжина площини контакту маси обвалених порід $ADEGH$ з лежачим боком рудного покладу із розрахункової схеми може бути визначена:

$$L_{EG} = \frac{H_p - H_{np}}{\sin(\alpha)}, \text{ м.} \quad (4.30)$$

На основі вищепроведеного комплексу аналітичних досліджень можна встановити величину тиску від дії геомеханічних процесів у досліджуваній системі на стінку відкосу CD провальної зони $CDEF$:

$$P_{CD} = \frac{F_{pez} - F_{AD}}{L_{CD}}, \text{ МПа,} \quad (4.31)$$

де L_{CD} – довжина відкосу провальної зони зі сторони висячого боку, на яку вірогідний валив некомпенсованої результуючої сили, м:

$$L_{CD} = \frac{H_{np}}{\sin(\theta)}, \text{ м.} \quad (4.32)$$

Таким чином, розроблена аналітична модель дозволяє прогнозувати величину некомпенсованого тиску на стінку відкосу провальної зони шляхом комплексного врахування гравітаційних сил активного породного клину, утримуючих сил тертя і зчеплення вздовж площин обвалення, а також реактивного пасивного опору зони обвалених порід з урахуванням ефекту Янсена. Запропонований математичний апарат забезпечує можливість оцінки напружено-деформованого стану геомеханічної системи при зміні як глибини ведення очисних робіт, так і геометричних параметрів самої провальної зони.

Слід уточнити, що за своєю фізичною природою розрахунковий параметр P_{CD} характеризує інтенсивність активного тиску масиву, що виникає внаслідок порушення природної рівноваги сил у геомеханічній системі «масив гірських порід – обвалені породи – провальна зона». По суті величина P_{CD} є математичним вираженням

силового дисбалансу, який залишається некомпенсованим після мобілізації всіх внутрішніх утримуючих сил масиву. Значення P_{CD} відображає потенційну силову навантаженість, яку гірський масив передає на будь-яку зовнішню перешкоду, що буде розташована за контуром лінії відкосу висячого боку провалу CD .

На основі розробленої аналітичної моделі побудовано аналітичні залежності зміни некомпенсованого тиску від кута укосу висячого боку провалу для двох сценаріїв: при глибині очисних робіт 1300 м (поточна глибина розробки залізрудних покладів Кривбасу) та 1800 м (очікувана кінцева глибина відпрацювання запасів), що ілюструються на Рисунку 4.2.

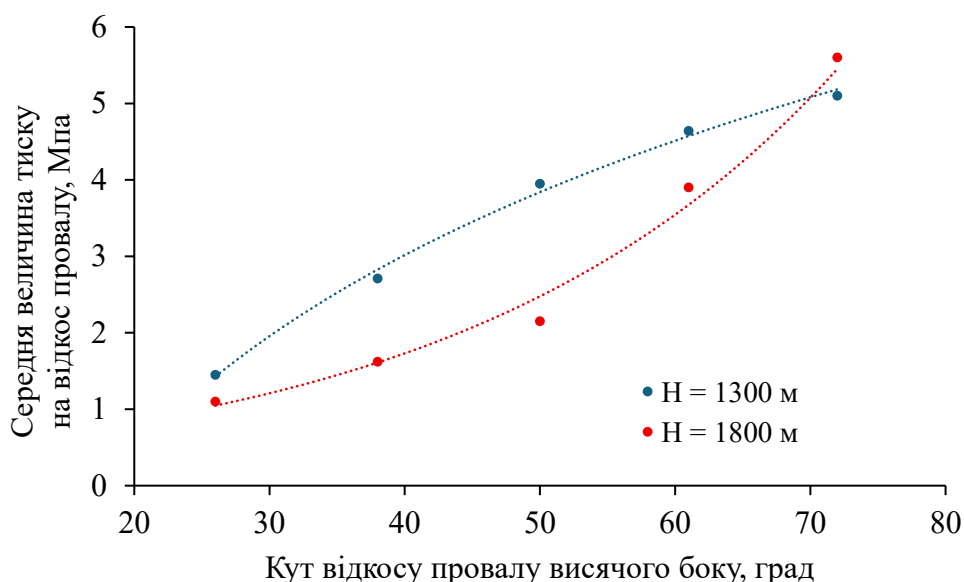


Рисунок 4.2 – Залежність некомпенсованого тиску на відкосі провальної зони від кута його відкосу та глибини розробки

Аналіз отриманих результатів свідчить про виражену нелінійну залежність величини некомпенсованого тиску на відкосі висячого боку провальної зони від її геометричних параметрів та глибини ведення очисних робіт. Встановлено, що при поточній глибині розробки 1300 м спостерігається стабільне зростання тиску на відкос провалу зі збільшенням його кута, що зумовлено переважанням гравітаційної складової активного клину тиску в умовах відносного розвантаження масиву. Для перспективної кінцевої глибини 1800 м характерним є зміщення екстремумів тиску, а саме, при незначних та середніх кутах укосу (до 60°) фіксується ефект

зниження тиску порівняно з рівнем 1300 м, що, вірогідно, пояснюється інтенсифікацією горизонтальних напружень, які затискають породний блок і мобілізують додаткові сили тертя вздовж площин обвалення. Однак при крутих кутах укусу понад 70° спостерігається інтенсивне зростання навантаження, де через геометричні особливості клину вплив горизонтального затиснення поступається вертикальній складовій ваги, що визначає найбільш напружений стан геомеханічної системи та вимагає підвищених міцнісних характеристик закладного масиву.

Отримані залежності некомпенсованої сили у стані граничної рівноваги є необхідними для подальшого обґрунтування міцнісних і деформаційних вимог до штучних масивів, здатних певною мірою забезпечити стабілізацію техногенно зміненої земної поверхні та підвищити рівень екологічної безпеки у гірничорудних регіонах, де рудниками утворені небезпечні провальні зони.

4.2. Дослідження величини необхідної міцності пастового закладання при заповненні непогашених підземних пустот

У КЗБ за тривалий час підземної розробки покладів багатих залізних руд утворена значна кількість підземних непогашених пустот як від розробки сліпих і відокремлених, так і основних пласто- та стовпоподібних рудних покладів. Самі ці форми техногенних пустот мають раптовий характер виникнення, що призводить до швидких порушень земної поверхні у формі просідань або обвалень. Такі деформаційні прояви зумовлені, перш за все, поступовою втратою цілісності масиву гірських порід навколо підземних техногенних пустот, що є результатом дії комплексу геомеханічних і гідрогеологічних факторів, а саме: дестабілізуючий вплив вибухових робіт під час виймання запасів рудного тіла; перерозподіл та концентрація напружень у масиві як реакція на утворені пустоти, розвиток зон тріщинуватості, що знижують несучу здатність порід, а також вплив підземних вод, що сприяє послабленню загальних механічних властивостей порід [207].

Отже, підземні непогашені пустоти сьогодні перебувають у стані або вже обвалені до земної поверхні, або стійкі й слід ще виділити ті, що можуть знаходитись у приграничному стані, тобто стані, близькому до обвалення

(прогресуючого просідання). Під приграничним станом розуміється певне критичне співвідношення між геометрією відпрацьованого рудного покладу (глибина, потужність, форма, кут падіння) та фізико-механічними властивостями гірських порід, за якого формується неперервний геомеханічний зв'язок між пустотою і земною поверхнею. У межах цього «геомеханічного каналу» породи перебувають у стані напружено-деформованої рівноваги з порушенням цілісності: спостерігається тріщинуватість, послаблення структури та зниження несучої здатності. Такий стан є нестійким і здатен перейти у фазу активного зрушення порід та є передумовою саме первинної воронки обвалення.

Важливо зазначити, що підхід з прийняттям приграничного стану масиву навколо підземної пустоти від розробки сліпих рудних покладів є новим, оскільки попередні прогностичні методики для умов Криворізького залізрудного регіону враховують в основному два геомеханічні стани: вихід воронки обвалення на земну поверхню відбудеться або не відбудеться, тобто стан масиву між утвореною пустотою та земною поверхнею буде «стійким» чи «нестійким».

Проте, введення поняття приграничного стану розширює прогнозування геомеханічної поведінки масиву, дозволяючи виділити проміжну стадію, а саме стан потенційної геомеханічної небезпеки, даючи можливість вчасно виявляти ділянки, які не перейшли в активну фазу зрушення й обвалення, але мають переконливі ознаки втрати стійкості. Наявність приграничного стану масиву порід навколо непогашених підземних пустот підтверджують і факти раптових обвалів або виходу провальних воронок від давньої розробки рудних покладів, що періодично виникає у Кривбасі. Своєчасне виявлення приграничного стану непогашених підземних пустот дозволяє прийняти заходи з попередження майбутніх і невідворотних руйнувань земної поверхні. У рамках пропонованої нами концепції, одним з ефективних способів ліквідації техногенних пустот може стати пасове закладання їх простору з поверхні через пробурену закладну свердловину.

Для здійснення ліквідації непогашених підземних пустот виникає дві пов'язані наукові геомеханічні задачі, які потребують аналітичного та у подальшому чисельного розв'язання:

– виявлення приграничного стану масиву гірських порід від утвореної пустоти до земної поверхні, схильного та близького до обвалення;

– визначення необхідної міцності пастового закладання для непогашених підземних пустот, що знаходяться у приграничному стані.

Геомеханічну задачу виявлення саме приграничного стану масиву гірських порід навколо підземних пустот від розробки сліпих та відокремлених рудних покладів у дисертаційному дослідженні передбачено вирішити на основі подальшого чисельного моделювання.

Для аналітичного розв’язання величини необхідної міцності пастового закладання розроблено розрахункові схеми, що ілюструються на Рисунку 4.3. В аналітичній задачі приймається той факт, що утворена непогашена пустота знаходиться у приграничному стані й на неї діє навантаження всього масиву гірських порід від поверхні. Зазначене пояснюється тим, що при досягненні приграничного стану навколо пустоти формується геомеханічний зв’язок до земної поверхні як реакція масиву на пустоту. Уявімо, що у масиві гірських порід при відпрацюванні сліпого ізолюваного рудного покладу утворена підземна пустота $ABCD$ у формі похилого паралелограму.

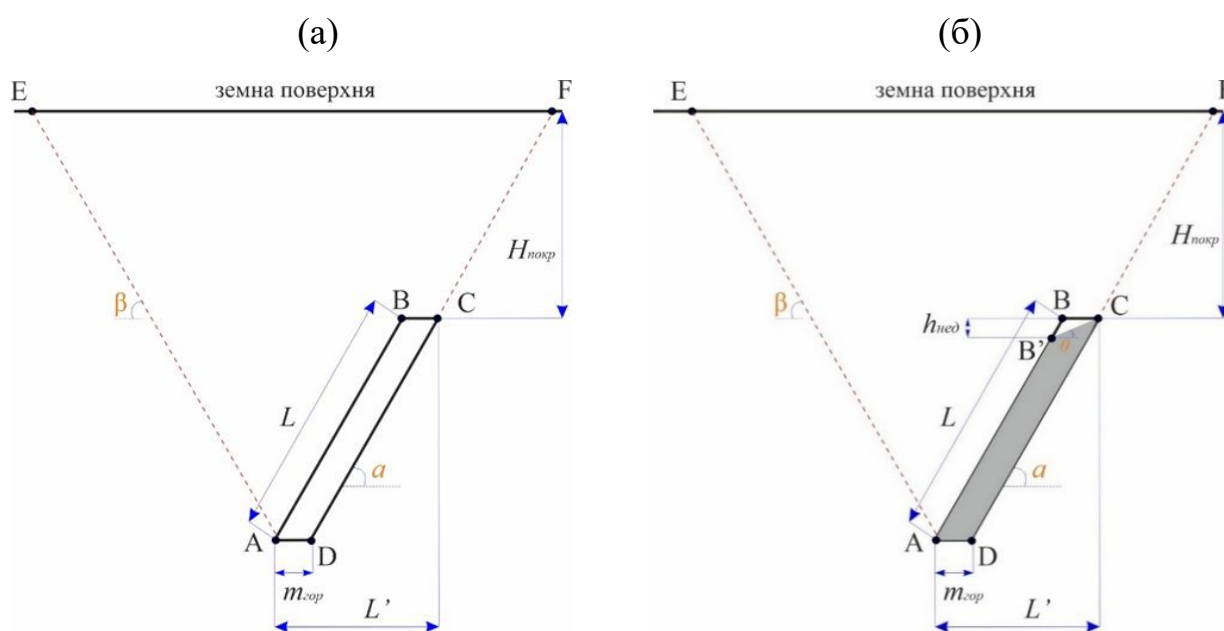


Рисунок 4.3 – Розрахункові схеми для визначення формування навантаження масиву на підземну пустоту: (а) непогашена підземна пустота;
(б) підземна пустота, що погашена пастовим закладанням

Підземна пустота має такі геометричні параметри і елементи залягання:

- кут падіння рудного покладу α , град;
- горизонтальна потужність рудного покладу $m_{гор}$, м;
- розмір рудного покладу за падінням L , м;
- горизонтальна проєкція довжини рудного покладу L' , м;
- глибина розташування покрівлі пустоти від земної поверхні $H_{покp}$, м.

Якщо розглянути Рисунок 4.3а, то вага масиву гірських порід, що діє на непогашену підземну пустоту, буде представлена фігурою $AEFCBA$ та яка є по суті зсувною силою $F_{зсув}$. Розмір породного клину $AEFCBA$, що діє на пустоту, за падінням рудного покладу зі сторони висячого боку буде обмежуватись лінією зрушення AE , яка, у свою чергу, залежить від кута зрушення порід висячого боку і який визначений з достатньою достовірністю для умов Кривбасу, та складає $\beta = 55 - 65^\circ$. Зі сторони лежачого боку діюча вага порід обмежується лінією зрушення CF , яка співпадає з кутом падіння відпрацьованого рудного покладу α . Дії ваги масиву гірських порід у межах фігури $AEFCBA$ протидіє утримуюча сила $F_{утр}$, що діє по контактних лініях зрушення AE та CF і спрямована вздовж цих поверхонь. Виникнення сили $F_{утр}$ зумовлено сукупним опором порід по площинах можливого зміщення, який включає як внутрішнє тертя, так і зчеплення порід. Величина $F_{утр}$ визначається фізико-механічними властивостями масиву, а саме, еквівалентним кутом внутрішнього тертя й зчепленням з урахування величини дії зовнішнього стискання по нормалі та безпосередньо геометрією контактних ліній, забезпечуючи певну стійкість породного блоку та перешкоджаючи його раптовому обваленню під дією власної ваги. Таким чином, утримуюча сила проявляється як результуючий опір порід по поверхнях ковзання, спрямований протилежно до вектора зсувної сили й впливає на рівновагу досліджуваної геомеханічної системи.

У контексті приграничного стану масиву, схильного до обвалення, де вже відбулись незначні просідання земної поверхні як реакція на утворену пустоту та, відповідно, зміщення контуру порід у вироблений простір непогашеної пустоти, саме утримуючі сили не дозволяє досягнутому до земної поверхні склепінню остаточно переміститись у пустоту.

Згідно розробленої схеми (Рис. 4.36), похила підземна пустота $ABCD$ погашається пастовою закладною сумішшю і заповнюється під покрівлю, але внаслідок властивостей самої консистенції суміші та кута її розтікання θ пустота не буде закладена повністю під покрівлю, таким чином утворюється висота недозакладання $h_{нед}$. У таких умовах навряд чи технологічно можливо застосувати дозакладання частини пустот, адже в умовах, що розглядаються, доступ до покрівлі камери досягається тільки через закладну свердловину, пробурену із земної поверхні, а мобільність доступу до недозакладених пустот є обмеженою. При підземній розробці рудних покладів системами розробки із закладанням виробленого простору очисні блоки підготовлюються мережею гірничих виробок, таких як орти та штреки, з яких є більше можливостей доступу до покрівлі та безпосередньо дозакладання пустот. Важливо, що при погашенні підземної пустоти основне навантаження від зсувних процесів на закладний масив буде приходиться не на лінію AB , а на AB' з урахуванням величини недозакладання. У досліджуваних умовах утворення зони недозакладання призведе до формування більшої величини навантаження на пастовий монолітний масив, на який буде тиснути та сама фігура $A E F C B A$. Проте, це у певній мірі призведе до збільшення необхідної міцності закладного масиву через зменшення його довжини контакту з породами висячого боку з AB на AB' й закономірним збільшенням навантаження зі сторони висячого боку [279]. Отже, важливим аспектом у прогнозуванні необхідної міцності закладного масиву є врахування похилої величини недозакладання у виробленому просторі пустоти.

Визначення похилої величини недозакладання можливо здійснити шляхом аналітичного розв'язання розрахункової схеми, що наведена на Рисунку 4.4.

Із застосуванням теореми синусів, при відомій горизонтальній потужності рудного покладу m , кута падіння рудного покладу α та кута розтікання прийнятого складу пастової закладної суміші θ може бути визначена довжина відрізка AB , що є похилою висотою недозакладання, за наступним виразом:

$$h_{нед} = \frac{m \cdot \sin(\theta)}{\sin(\alpha - \theta)}, \text{ м}, \quad (4.33)$$

де m – горизонтальна потужність рудного покладу, м; α – кут падіння рудного покладу, град; θ – кут розтікання пастової суміші, град.

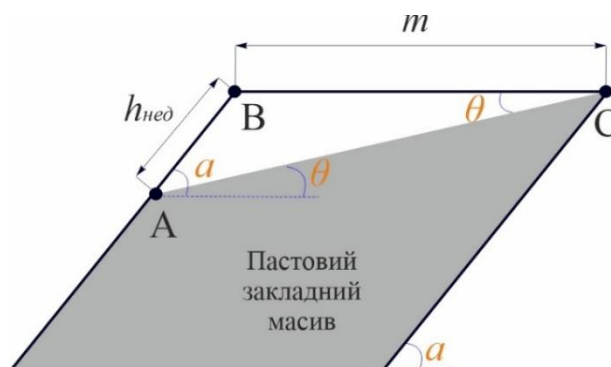


Рисунок 4.4 – Розрахункова схема до визначення величини недозакладання при пастовому закладанні непогашених підземних пустот

У науковій геомеханічній задачі, що розглядається, важливим аспектом є не лише здатність підтримання пастового закладного масиву налягаючих порід, а й безпосереднє збереження внутрішньої цілісності самого закладного масиву [280]. Закладний масив може підтримувати налягаючий масив та попередити обвалення земної поверхні, проте, якщо його внутрішня структура зазнала руйнування, то високі фільтраційні властивості будуть порушені, що з часом призведе до вимивання фракцій підземними водами та навіть певних осідань земної поверхні. Таким чином, міцність закладного масиву повинна бути такою, щоб витримати навантаження налягаючих порід, але при цьому не зазнати руйнування через формування критичних внутрішніх напружень [95].

Для вирішення цього завдання слід визначити, за яких умов у закладному масиві виникнуть критичні напруження, що ведуть до його внутрішнього руйнування. Оскільки руйнування крихких матеріалів, до яких відноситься пастовий закладний масив, відбувається внаслідок зсуву, потрібен аналітичний інструмент, що описує межу міцності матеріалу на зсув. Фундаментальний принцип геомеханіки свідчить, що міцність на зсув залежить від рівня стискаючих напружень, а саме, чим сильніше стиснутий матеріал, тим складніше його зруйнувати. Враховуючи те, що пастовий закладний масив, сформований у підземній пустоті, є затиснутим, цей факт потрібно брати до уваги при визначенні його необхідної міцності.

Отже, за класичною теорією Мора-Кулона руйнування відбувається, коли дотичне напруження τ на площині зсуву досягає граничного значення, що описується лінійною залежністю:

$$\tau = c + \sigma_n \cdot \tan(\varphi), \text{ МПа}, \quad (4.34)$$

де c – зчеплення, МПа; σ_n – нормальне напруження, МПа;

φ – кут внутрішнього тертя, град.

Вираз (4.34) визначає межу міцності матеріалу на діаграмі напруження. Для визначення того, чи досягне закладний масив граничного стану, необхідно описати фактичне напруження, яке формується у ньому під дією зовнішніх навантажень. Для графічного уявлення зазначеного напруженого стану та його порівняння з межею міцності використовується загальноприйнятий у геомеханіці метод кола Мора. Положення та розмір цього кола повністю визначаються головними максимальним і мінімальним напруженнями σ_1 і σ_3 через його центр C та радіус R , які можуть бути визначені за формулами:

$$C = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2}; \quad (4.35)$$

$$R = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}. \quad (4.36)$$

Руйнування настає у той момент, коли коло напружень по Морю торкається граничної лінії міцності, що відповідає граничному стану, при якому торкання відбувається в одній точці, а перетин неприпустимий. Розглядаючи геометрію кола Мора та його торкання до лінії міцності, можна, на основі прямокутного трикутника, утвореного радіусом кола та перпендикуляром до дотичної, вивести наступне важливе співвідношення:

$$\sin(\varphi) = \frac{R}{C + c \cdot \cot(\varphi)}. \quad (4.37)$$

Підставивши вирази (4.35) і (4.36) у вираз (4.37), отримаємо:

$$\sin(\varphi) = \frac{(\sigma_1 - \sigma_3) / 2}{(\sigma_1 + \sigma_3) / 2 + c \cdot \cos(\varphi) / \sin(\varphi)}. \quad (4.38)$$

Послідовна трансформація виразів (4.39 – 4.42) матиме вигляд:

$$\sin(\varphi) \cdot \left(\frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} + c \cdot \frac{\cos(\varphi)}{\sin(\varphi)} \right) = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}; \quad (4.39)$$

$$\sin(\varphi) \cdot (\sigma_1 + \sigma_3) + 2c \cdot \cos(\varphi) = \sigma_1 - \sigma_3; \quad (4.40)$$

$$2c \cdot \cos(\varphi) + \sigma_3 \cdot (1 + \sin(\varphi)) = \sigma_1 \cdot (1 - \sin(\varphi)); \quad (4.41)$$

$$\sigma_1 = \sigma_3 \cdot \frac{1 + \sin(\varphi)}{1 - \sin(\varphi)} + \frac{2c \cdot \cos(\varphi)}{1 - \sin(\varphi)}. \quad (4.42)$$

У контексті вирішуваної геомеханічної задачі вираз (4.42) дозволяє оцінити величину максимального напруження σ_1 , що може витримати пастовий закладний масив у зажатому стані під дією σ_3 до того, як безпосередньо розпочне руйнуватися. Формула (4.42) є межею міцності матеріалу, виражену через головні напруження, яку для більш зручного практичного використання доцільно привести до зручного вигляду. Розглянемо перший множник у виразі (4.42), який множиться на мінімальне головне напруження σ_3 , що є бічним стисканням та який повністю залежить лише від кута внутрішнього тертя матеріалу φ . Зазначений множник характеризує, наскільки ефективно бічний тиск σ_3 збільшує опір монолітного закладного масиву зсуву за рахунок внутрішнього зачеплення частинок та який часто називають коефіцієнтом міцності по Мору-Кулону або кутовим коефіцієнтом опору зсуву, що відображає значення тертя у опорі руйнування. Для зручності цей множник замінимо на величину N , що є коефіцієнтом міцності закладного масиву по Мору-Кулону:

$$N = \frac{1 + \sin(\varphi)}{1 - \sin(\varphi)}. \quad (4.43)$$

Розглянемо фізичну сутність другого вільного члена у формулі (4.42). Для цього проаналізуємо граничний випадок руйнування за відсутності бічного тиску, тобто при $\sigma_3 = 0$. Підставивши дану умову у вираз для максимального головного напруження (4.42), отримаємо таке значення σ_1 , яке відповідає межі міцності матеріалу при одновісному навантаженні. Міцність на одновісний стиск у закордонній практиці має назву «Uniaxial Compressive Strength» (UCS). Приймемо це позначення і в нашому аналітичному розв'язанні, тоді вираз (4.42) трансформується:

$$UCS = \frac{2c \cdot \cos(\varphi)}{1 - \sin(\varphi)}, \text{ МПа.} \quad (4.44)$$

У результаті підстановки виразів (4.43) і (4.44) в (4.42), отримаємо узагальнену формулу за теорією Мора-Кулона, яка пов'язує зовнішнє навантаження та внутрішню міцність:

$$\sigma_1 = \sigma_3 \cdot N + UCS, \text{ МПа.} \quad (4.45)$$

Для отримання підсумкового аналітичного виразу визначення необхідної міцності пастового закладного масиву UCS перетворимо рівняння (4.45):

$$UCS = \sigma_1 - \sigma_3 \cdot N, \text{ МПа.} \quad (4.46)$$

Загальна аналітична залежність (4.46) демонструє, що несуча здатність закладного масиву суттєво зростає за наявності бічного обтискання σ_3 , оскільки у таких умовах масив працює в режимі об'ємного (трьохосового) стискання, реалізуючи додатковий опір руйнуванню за рахунок сил внутрішнього тертя. Проте, найбільш небезпечний напружений стан формується безпосередньо на контурі відслонення (у центральній частині пустоти), де ефект бічного підпору σ_3 відсутній, або наближений до $\sigma_3 = 0$ і закладний масив переходить у режим роботи на одновісний стиск. Саме в цих умовах при перевищенні величини діючого напруження σ_1 над власною міцністю масиву відбудеться його пластичне руйнування [245]. Тому, виходячи з принципу забезпечення надійності, розрахунок необхідної міцності виконується для найгіршого сценарію навантаження, а саме для умов одновісного стискання без урахування бічного обтиснення.

Тоді вираз (4.46) трансформується наступним чином:

$$\begin{aligned} UCS &= \sigma_1 - 0 \cdot N; \\ UCS &= \sigma_1. \end{aligned} \quad (4.47)$$

Отже, для визначення необхідної міцності UCS потрібно оперувати аналітичним виразом, що дозволяє оцінити максимальне напруження σ_1 від масиву порід, що оточує непогашену підземну пустоту, та діятиме на закладний масив.

Для адекватного визначення максимального напруження σ_1 потрібно врахувати як зсувну силу $F_{зсув}$, так і протидіючу утримуючу силу F_{ymp} , що діють відносно площини контакту закладного масиву з масивом гірських порід AB . Отже, у загальному представимо уточнюючий аналітичний вираз σ_1 :

$$\sigma_1 = \frac{F_{зсув} - F_{ymp}}{L_{AB}}, \text{ МПа.} \quad (4.48)$$

Для визначення ваги порід є необхідним аналітично визначити площу породного блоку, що діятиме на пустоту та закладний масив. Для цього розроблено розрахункову схему, яка наведена на Рисунку 4.5. З рисунка видно, що

навантаження на закладний масив чинитиме вага порід фігури $AEFCBA$. Для точного визначення аналітичного виразу площі фігури ваги порід пропонується фігуру $AEFCBA$ представити трикутником ABD та трапецією $DEFC$. Для визначення площі трикутника ABD є необхідним розрахунок довжини BD , що є горизонтальною відстанню від крайньої точки покрівлі пустоти до перетину з лінією зрушення AE . Довжина BD може бути встановлена через теорему синусів, для якої є відомими всі необхідні дані, а саме: всі кути трикутника ABD (кут зрушення β , кут падіння α і $180 - \beta - \alpha$) та сторона AB , що дорівнює розміру утвореної пустоти за падінням рудного покладу.

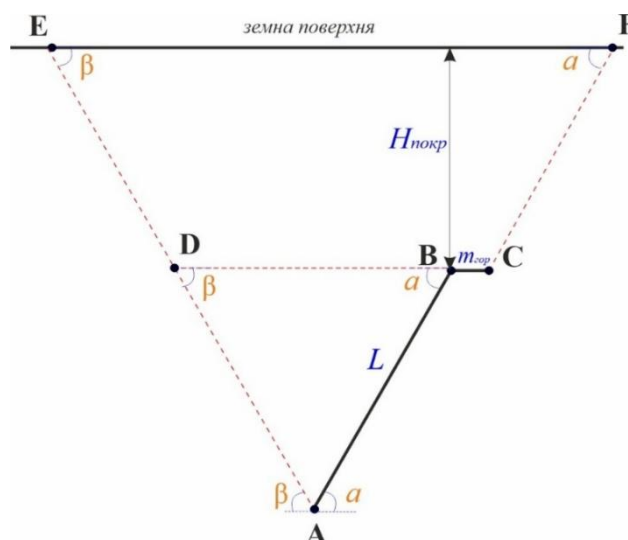


Рисунок 4.5 – Розрахункова схема до визначення площі масиву гірських порід, що діятиме на пастовий закладний масив

Так, аналітичний вираз для визначення DB матиме підсумковий вигляд:

$$DB = L \frac{\sin(\alpha + \beta)}{\sin(\beta)}, \text{ м.} \quad (4.49)$$

Знаючи дві сторони AB і BD та кут α між ними, знаходимо площу трикутника ABD , підсумковий вигляд якої є наступним:

$$S_{ABD} = \frac{1}{2} \cdot L^2 \cdot \frac{\sin \alpha \cdot \sin(\alpha + \beta)}{\sin(\beta)}, \text{ м}^2. \quad (4.50)$$

Для встановлення площі трапеції $DEFC$ треба розрахувати довжини нижньої та верхньої її основ EF і DC . Довжина DC може бути достатньо просто

визначена сумою вже встановленого значення BD з виразу (4.49) та BC , яка дорівнює горизонтальній потужності рудного покладу $m_{гор}$. Отже, аналітичний вираз для визначення довжини DC матиме вигляд:

$$DC = L \frac{\sin(\alpha + \beta)}{\sin(\beta)} + m_{гор}, \text{ м.} \quad (4.51)$$

Для визначення довжини нижньої основи трапеції EF враховуємо, що вже визначену довжину верхньої основи DC (4.51), і горизонтальних розширень по обидва боки: ліворуч від D до E , яке дорівнює добутку глибини $H \cdot \cot(\beta)$ та справа від C до F , тобто $H \cdot \cot(\alpha)$. Так, повна довжина основи EF дорівнює:

$$EF = L \frac{\sin(\alpha + \beta)}{\sin(\beta)} + m_{гор} + H_{нокр} \cdot (\cot(\beta) + \cot(\alpha)), \text{ м.} \quad (4.52)$$

Аналітичний вигляд площі трапеції $DEFC$ з урахуванням виразів (4.51) і (4.52):

$$S_{DEFC} = H_{нокр} \cdot \left(L \frac{\sin(\alpha + \beta)}{\sin(\beta)} + m_{гор} \right) + \frac{H_{нокр}^2}{2} \cdot (\cot(\alpha) + \cot(\beta)), \text{ м}^2. \quad (4.53)$$

Оскільки площа всього масиву гірських порід $A E F C B A$, що діє на закладний масив складається з площ трикутника (4.50) та трапеції (4.53), загальна площа після поєднання, групування та спрощення матиме вигляд:

$$S_{заг} = \frac{L^2}{2} \cdot \frac{\sin(\alpha) \cdot \sin(\alpha + \beta)}{\sin(\beta)} + H_{нокр} \left(L \frac{\sin(\alpha + \beta)}{\sin(\beta)} + m_{гор} \right) + \frac{H_{нокр}^2}{2} (\cot(\alpha) + \cot(\beta)), \text{ м}^2. \quad (4.54)$$

Після встановлення загальної площі фігури $S_{заг}$, необхідно перейти до визначення повного вертикального навантаження від ваги масиву гірських порід. Для умов плоскої деформації (розрахунок на 1 погонний метр за простяганням) вага визначається добутком площі на об'ємну вагу порід:

$$P_{верт} = S_{заг} \cdot \gamma, \text{ МН}, \quad (4.55)$$

де γ – об'ємна вага порід всячого боку, МН/м³.

Вага масиву $P_{верт}$ є гравітаційною силою, спрямованою вертикально вниз, і для оцінки стійкості її необхідно розкласти на складову, що діє вздовж площини падіння покладу, тобто активну зсувну силу, яка намагається змістити масив у вироблений простір:

$$F_{зсув} = P_{верт} \cdot \sin(\alpha), \text{ МН}, \quad (4.56)$$

Зсуву порід протидіють сили опору (тертя та зчеплення), що виникають на площинах ковзання AE і CF . Спершу визначаються нормальні складові ваги (сили притискання) на цих площинах:

$$\begin{aligned} N_{AE} &= \frac{1}{2} \gamma \cdot (H_{нокр} + L \cdot \sin(\alpha))^2 \cdot \cot(\beta) \cdot \cos(\beta); \\ N_{CF} &= \frac{1}{2} \gamma \cdot H_{нокр}^2 \cdot \cot(\alpha) \cdot \cos(\alpha). \end{aligned} \quad (4.57)$$

Сумарна утримуюча сила F_{ymp} формується за законом Мора-Кулона як сума сил зчеплення по довжині ліній ковзання та сил тертя:

$$F_{ymp} = (c \cdot (L_{AE} + L_{CF})) + ((N_{AE} + N_{CF}) \cdot \tan \varphi), \text{ МН.} \quad (4.58)$$

Еквівалентні значення c і φ отримані шляхом локальної лінеаризації нелінійної умови міцності Хюєка-Брауна еквівалентним критерієм Мора-Кулона при фіксованому рівні мінімального головного напруження σ_3 . Для цього до кривої Хюєка-Брауна у заданій точці напруженого стану проводиться дотична пряма, нахил якої визначає еквівалентний кут внутрішнього тертя $\varphi_{екв}$, а її перетин з віссю напружень – еквівалентне зчеплення $c_{екв}$. Зазначені параметри відображають локальну міцність масиву з урахуванням рівня його обтиснення.

Величина σ_3 визначається за формулою:

$$\sigma_{3(i)} = K_0 \cdot \gamma \cdot H_i, \text{ МПа.} \quad (4.59)$$

Еквівалентні значення $c_{екв}$ і $\varphi_{екв}$ розраховуються наступним чином:

$$\varphi_{екв}(\sigma_3) = \arcsin \left(\frac{m_b a \cdot (\sigma_3 / \sigma_{ci} + s)^{a-1}}{2 + m_b a \cdot (\sigma_3 / \sigma_{ci} + s)^{a-1}} \right), \text{ град;} \quad (4.60)$$

$$c_{екв}(\sigma_3) = \frac{\sigma_{ci} s^a \cdot (1 - \sin(\varphi_{екв}))}{2 \cos(\varphi_{екв})}, \text{ МПа} \quad (4.61)$$

де σ_{ci}, m_i – міцність інтактної породи, МПа;

m_b, s, a – похідні константи Хюєка-Брауна.

Довжина лінії ковзання з висячого боку L_{AE} з урахуванням заглиблення нижньої межі пустот визначається:

$$L_{AE} = \frac{H_{нокр} + L \cdot \sin(\alpha)}{\sin(\beta)}, \text{ м.} \quad (4.62)$$

Довжина лінії ковзання з лежачого боку L_{CF} :

$$L_{CF} = \frac{H_{покp}}{\sin(\alpha)}, \text{ м.} \quad (4.63)$$

Реальне силове навантаження на закладний масив визначається як різниця між активною зсувною силою та утримуючими силами масиву. Оскільки закладний масив контактує з породами під кутом, важливим є визначення нормальної складової результуючої сили F_n , що діє перпендикулярно до покрівлі камери:

$$F_H = (F_{зсув} - F_{ymp}) \cdot \cos(\alpha), \text{ МН.} \quad (4.64)$$

Через технологічні особливості (кут розтікання суміші) повний контакт закладного масиву з покрівлею неможливий. Фактична довжина контакту L_k менша за довжину пустоти за падінням L на величину зони недозакладання $h_{нед}$ і визначається за аналітичним виразом:

$$L_k = L - \frac{m_{зоп} \cdot \sin(\theta)}{\sin(\alpha - \theta)}, \text{ м.} \quad (4.65)$$

Максимальне стискаюче напруження σ_1 , що діє на закладний масив, визначається діленням нормальної сили F_n на фактичну площу контакту L_k :

$$\sigma_1 = \frac{F_H}{L_k} = \frac{(F_{зсув} - F_{ymp}) \cdot \cos(\alpha)}{L - \frac{m_{зоп} \cdot \sin(\theta)}{\sin(\alpha - \theta)}}, \text{ МПа.} \quad (4.66)$$

Повний вигляд аналітичного виразу максимального стискаючого напруження σ_1 , що діє на закладний масив, має вигляд:

$$\sigma_1 = \frac{\left[\left(\frac{L \sin \beta}{\sin(\alpha + \beta)} \right) \cdot \left(\frac{L \sin \alpha}{2} + H \right) + mH + \frac{H^2}{2} \cdot (\cot \beta + \cot \alpha) \cdot \gamma \sin \alpha \right] - \left[C \cdot \left(\frac{H + L \sin \alpha}{\sin \beta} + \frac{H}{\sin \alpha} \right) + \frac{\gamma}{2} \cdot \left((H + L \sin \alpha)^2 \cdot \cot \beta \cos \beta + H^2 \cot \alpha \cos \alpha \right) \cdot \tan \phi \right] \cdot \cos \alpha}{L - \frac{m \cdot \sin \theta}{\sin(\alpha - \theta)}} \quad (4.67)$$

Враховуючи, що найбільш небезпечний стан виникає на контурі відслоєння, де бічний відпір відсутній ($\sigma_3 \approx 0$), необхідна міцність закладного масиву на одновісний стиск UCS повинна дорівнювати або перевищувати діюче напруження:

$$UCS_{необх} \geq \sigma_1. \quad (4.68)$$

Для практичної апробації розробленого аналітичного апарату та оцінки чутливості аналітичної моделі до геометричних параметрів підземної пустоти, проведено серію прогнозних розрахунків необхідної міцності пастового закладання при варіюванні довжини пустоти за падінням L у діапазоні 50 – 150 м та основних кутів падіння покладу $\alpha = 50, 60, 70^\circ$ (Рис. 4.6).

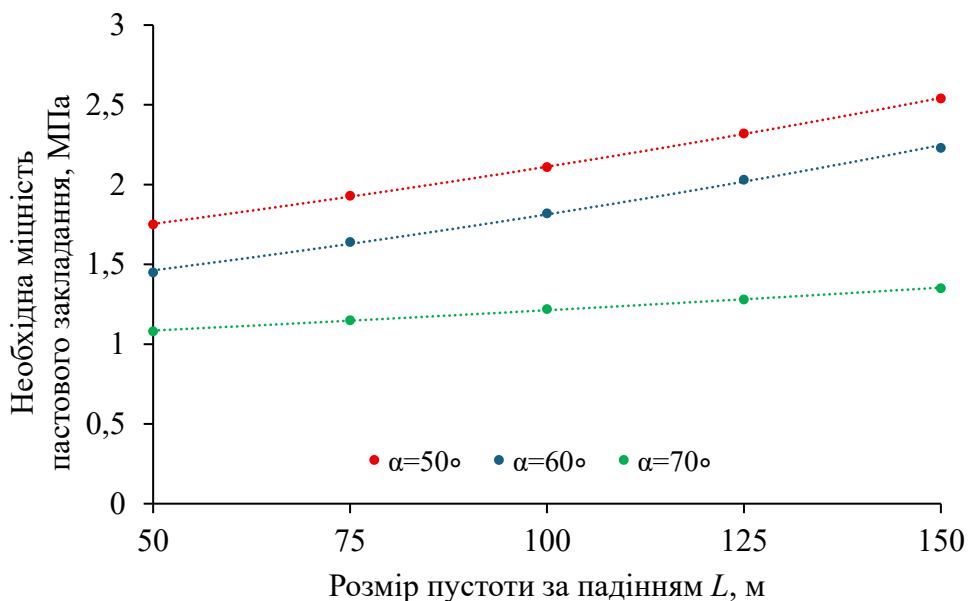


Рисунок 4.6 – Залежність необхідної міцності пастового закладання від розміру пустоти за падінням при різних кутах покладу та фіксованому $H = 150$ м

Наведений приклад розрахунку (Рис. 4.6) для характерної глибини залягання сліпих рудних тіл верхніх горизонтів $H = 150$ м дозволяє простежити динаміку зміни напруженого стану закладного масиву та встановити необхідні значення міцнісної характеристики закладного масиву.

Отримані результати підтверджують, що розроблена аналітична модель дозволяє адекватно прогнозувати необхідну міцність закладного масиву при широкому варіюванні гірничо-геологічних та гірничотехнічних параметрів, враховуючи фундаментальні закономірності перерозподілу напружень у системі «масив – пустота – закладання».

4.3. Аналітична модель прогнозування величини осідання комбінованого закладного масиву у виробленому просторі кар'єру

Прогнозування осідання закладного масиву є важливим геотехнічним завданням при заповненні виробленого простору закритого кар'єру. Величина осідання, перш за все, впливає на стійкість земної поверхні, її гідрогеологічні умови та цілісність побудованих інфраструктурних об'єктів. Якщо кар'єр залишається незаповненим, його борти з часом можуть руйнуватися під впливом гравітації, атмосферних опадів і вивітрювання, що призводить до зсувів, обвалів та втрати стійкості схилів. Безпосередньо у промислово розвинених регіонах при наявності закритих кар'єрів порушена земна поверхня являє потенційну економічну цінність і при закладанні їх пустот прогнозування осідання закладного масиву набуває особливої важливості.

На сьогодні питання детального прогнозування осідань поверхні при закладанні вироблених просторів кар'єрів залишаються недостатньо висвітленими, що зумовлено відносною рідкістю застосування самої технології закладання, яка економічно доцільна переважно за наявності поблизу значних запасів закладного матеріалу. Для розробки аналітичної моделі побудована розрахункова схема, що ілюструється на Рисунку 4.7. Представлена розрахункова схема дозволяє аналітично змодельовати закладний масив як багатошарове пружне середовище, що деформується під дією власної ваги у жорстких межах кар'єрної виїмки, а саме масиву скельних порід, геометрія якої визначається шириною по верху B , глибиною H_k , параметрами й елементами уступів: висота h , ширина берми s , кут нахилу борта α . Кожен закладний шар характеризується потужністю h_i , модулем пружності E_i та об'ємною вагою γ_i . Основною рушійною силою досліджуваної геомеханічної системи є гравітаційне напруження G_i , що виникає від ваги вищезалгаючих шарів та у перспективі діюче навантаження q від інфраструктурного об'єкту, який може бути споруджений на відновленій земній поверхні над кар'єрною виїмкою. Важливою особливістю аналітичної моделі буде врахування геомеханічного ефекту «аркоутворення» за рахунок внутрішнього тертя та бічного розпору в обмеженому просторі, при якому відбувається перерозподіл напружень і частина вертикального навантаження передається на борти кар'єру.

підхід можна вважати обґрунтованим, оскільки сукупний вплив усіх уступів та берм якраз і формує основні габаритні параметри кар'єру: ширину по верху B , ширину по дну b та повну глибину H_k . Таким чином, використовуючи у розрахунках усереднену похилу лінію борту (Рис. 4.7, фіолетові пунктирні лінії), модель непрямо враховує сумарний ефект усіх локальних геометричних елементів, що дозволяє значно спростити математичний апарат, зберігши при цьому основні фундаментальні залежності для адекватного прогнозування величини осідань.

В основі розробки аналітичної моделі прогнозування величини осідань поверхні закладного масиву є вирішення класичної пружної задачі. Проте, пряме аналітичне вирішення такої задачі для складної ступінчастої геометрії та шаруватої структури є практично неможливим через нелінійність та залежність від навантаження. Реальна поведінка комбінованого закладного масиву є значно складнішою і більш коректно описується пружно-пластичними моделями, які враховують незворотні деформації при досягненні межі плинності. Тому для більшої точності аналітичної моделі застосовано науково обґрунтований підхід, при якому в рамках пружної моделі вводяться уточнюючі геомеханічні ефекти, що дозволяють імітувати наслідки пластичної поведінки закладного масиву. Такими ефектами є введення коефіцієнта бічного тиску, що залежить від кута внутрішнього тертя й дозволяє змодельовати перерозподілу напружень через ефект «аркоутворення», яке у реальності формується саме після початкових пластичних зсувів та введення коефіцієнта бокового впливу, що дозволяє врахувати ефект передачі навантаження від центральних найбільш глибоких зон, де пластичні деформації максимальні, на бокові ділянки (борти кар'єру).

Згідно закону Гука, деформація закладного матеріалу, яка за суттю є величиною осідання, пропорційна прикладеному вертикальному напруженню σ та обернено пропорційна модулю деформації матеріалу E , отже вертикальне осідання шару ΔS може бути виражене:

$$\Delta S = \frac{\sigma \cdot h}{E}, \text{ м}, \quad (4.69)$$

де: σ – вертикальне напруження, створене вищезалягаючими шарами, МПа;

h – висота шару, м;

E – модуль пружності закладного масиву, МПа.

Оскільки комбінований закладний масив складається з n шарів, повне осідання буде дорівнювати сумі стиснень кожного шару:

$$S = \sum_{i=1}^n \Delta h_i = \sum_{i=1}^n \frac{\sigma_i \cdot h_i}{E_i}, \text{ м.} \quad (4.70)$$

Для подальшого розрахунку необхідно визначити середнє напруження σ_i , що діє на кожен i -й закладний шар. Вертикальне напруження σ_i на будь-якій глибині h створюється гравітаційними силами, а саме вагою вищого стовпа закладного матеріалу, яка враховує об'ємну вагу γ та прискорення вільного падіння g . З позицій геомеханіки, при моделюванні закладного масиву, який перебуває у стані спокою в умовах жорсткого обмеження з боку бортів кар'єру, тобто в умовах, близьких до бокового обтиснення, доцільним є врахування коефіцієнта бокового тиску у стані спокою, який характеризує здатність матеріалу чинити опір горизонтальним деформаціям та залежить від кута внутрішнього тертя φ відповідного закладного шару. Для кожного закладного шару, як пастового, так і породного, коефіцієнт бокового тиску визначається за відомим співвідношенням:

$$k_j = \tan^2 \left(45 - \frac{\varphi_j}{2} \right). \quad (4.71)$$

Оскільки напруження всередині шару зростає лінійно від нижньої межі шару до верхньої, середнє значення напруження в межах шару приймається як його арифметичне середнє, тобто половина значення на верхній межі шару. Таким чином, вертикальне середнє напруження σ_i визначається за виразом:

$$\sigma_i = \sum_{j=i+1}^n \left(k_j \cdot \gamma_j g h_j \right) + \frac{k_i \cdot \gamma_i g h_i}{2}, \text{ МПа,} \quad (4.72)$$

де i – номер шару, у якому розраховується вертикальне середнє напруження σ_i , $i = 1$ – найнижчий шар (днища кар'єру), $i = n$ – верхній шар (біля поверхні);

j – індекс шару, який знаходяться вище шару i та чинить на нього тиск.

Наведений вираз дозволяє визначити середнє вертикальне напруження σ_i , що діє на весь i -й шар у центрі кар'єру, тобто в умовно осередненому стані. Проте, для

більш точного аналізу напруженого стану закладного масиву й визначення осідань по ширині поверхні закладного масиву в кар'єрі, необхідним є врахування локальних вертикальних напружень, які виникають у кожному шарі в конкретному вертикальному стовпі закладного масиву, розташованому безпосередньо під заданою точкою X на його поверхні. Тобто для того, щоб аналітична модель враховувала змінну геометрію кар'єру за всією його шириною, протягом якої глибина закладного масиву є змінною, розрахунок напружень повинен виконуватись не для одного центрального стовпа як у виразі σ_i^z , а локально для кожної точки поверхні закладного масиву X , тобто необхідно визначати локальні вертикальні напруження σ_i^z .

Оскільки σ_i^z залежить від глибини закладного масиву, яка є різною у точках поверхні закладного масиву X , виникає потреба визначення локальної глибини закладного масиву H у певній досліджуваній точці осідання на поверхні X . Для визначення $H(X)$ пропонується використання математичної функції, що складається з двох правил, описаних у вигляді системи рівнянь:

$$H(X) = \begin{cases} H_k & |X - B/2| \leq B_{\partial n} / 2 \\ H_k \cdot \frac{B/2 - |X - B/2|}{B/2 - B_{\partial n} / 2} & |X - B/2| > B_{\partial n} / 2 \end{cases} \quad (4.73)$$

Якщо досліджувана точка X знаходиться над плоским дном виробленого простору кар'єру $|X - B/2| \leq B_{\partial n} / 2$, то глибина закладного масиву є постійною і дорівнює H_k , тобто першому виразу рівняння (4.73). У випадку якщо точка X знаходиться над похилим укосом борту кар'єру $|X - B/2| > B_{\partial n} / 2$, то глибина закладного масиву плавно зменшується за лінійною інтерполяцією від H_k у краю днища до нуля у краю на поверхні й визначається за другим виразом (4.73).

Отриманий вираз локальної глибини закладного масиву $H(X)$ дозволяє адекватно розрахувати локальні вертикальні напруження σ_i^z за виразом:

$$\sigma_i^z = \sum_{j=i+1}^{n(X)} (k_j \cdot \gamma_j g h_j) + \frac{k_i \cdot \gamma_i g h_i}{2}, \text{ МПа.} \quad (4.74)$$

Згідно скорегованого виразу (4.74) визначення величини локальних вертикальних напружень σ_i^z , і знаючи конкретну глибину для кожної точки X за виразом виразу (4.73), можна визначити кількість закладних шарів $n(X)$, що фактично знаходяться у вертикальному стовпі під визначеною точкою X .

Варто зазначити, що у структурі закладного масиву напруження перерозподіляються не лише вертикально, але й частково горизонтально. Аналітична модель, що враховує лише вагу локального вертикального стовпа закладного масиву під точкою X , не враховує вплив сусідніх, більш навантажених ділянок. У реальних умовах найбільш глибока центральна частина закладного масиву через зсувні напруження та бічний розпір передає частину своєї ваги на бокові, менш навантажені ділянки масиву. Ігнорування цього геомеханічного ефекту може призвести до заниження розрахункових осідань на цих ділянках. У такому випадку доцільно ввести величину додаткового бічного напруження від бічного впливу $\sigma_{\text{доо}}(X)$.

Для отримання аналітичного виразу $\sigma_{\text{доо}}(X)$ першочергово визначається еталонне максимальне навантаження P_{max} , яке створює повний вертикальний стовп закладного масиву в його центральній, найбільш глибокій частині кар'єру, де присутні всі закладні шари n . Величина P_{max} є базовим порівняльним орієнтиром, що характеризує граничний вплив власної ваги закладного масиву без урахування геометричних змін на бокових ділянках кар'єру s визначається так:

$$P_{\text{max}} = \sum_{j=1}^n (k_j \cdot \gamma_j g h_j), \text{ МПа.} \quad (4.75)$$

Для кожної точки X на поверхні моделі обчислюється локальне навантаження, тобто ефективна вага вертикального стовпа закладного матеріалу, що знаходиться безпосередньо під цією точкою. Через змінну геометрію кар'єру по ширині кількість шарів у вертикальному стовпі змінюється, що визначається функцією $n(X)$. Локальне навантаження P в будь-якій точці X поверхні закладного масиву описується наступним чином:

$$P(X) = \sum_{j=1}^{n(X)} (k_j \cdot \gamma_j g h_j), \text{ МПа.} \quad (4.76)$$

Визначення величини еталонного максимального навантаження P_{max} і локальних навантажень P у будь-якій точці X поверхні закладного масиву дає змогу отримати аналітичний вираз додаткового напруження $\sigma_{\text{доо}}(X)$ від бічного впливу, що враховує коефіцієнт перерозподілу вертикального тиску (бокового впливу) β і знаходиться у межах $0,1 - 0,4$:

$$\sigma_{\partial\partial}(X) = \beta \cdot (P_{\max} - P(X)), \text{ МПа.} \quad (4.77)$$

За характером структури аналітичних виразів $P_{\max}$ та $P(X)$, що входять до аналітичного виразу додаткового напруження $\sigma_{\partial\partial}(X)$, може здатись, що вони мають ідентичний набір величини для визначення локальних вертикальних напружень σ_i^z , проте мають різну фізичну сутність. Основна відмінність між цими величинами полягає у їхній фізичній сутності та масштабі. Величини $P_{\max}$ та $P(X)$ є інтегральними характеристиками, що описують повну ефективну вагу (навантаження) всього вертикального стовпа закладання в центрі та у точці X відповідно і вони використовуються для визначення рушійної сили бокового перерозподілу навантаження. Безпосередньо σ_i^z є диференційною характеристикою і являє собою середнє геостатичне напруження, що діє на закладний шар i в межах вертикального стовпа закладного масиву, який знаходиться під конкретною точкою X . Таким чином, $P_{\max}$ та $P(X)$ описують зовнішнє навантаження від усього вертикального стовпа закладного масиву, тоді як σ_i^z є внутрішнім напруженням на рівні окремого шару закладного шару.

Якщо поєднати отримані вирази (4.75) – (4.77) можна отримати повний аналітичний вираз величини осідання поверхні закладного масиву за шириною кар'єру в будь-якій його точці X , де враховано основні фундаментальні принципи механіки суцільного середовища:

$$S(X) = \sum_{i=1}^{n(X)} \left[\frac{\sum_{j=i+1}^{n(X)} (k_j \gamma_j g h_j) + \frac{k_i \cdot \gamma_i g h_i}{2} + \beta \left(\sum_{j=1}^n (k_j \gamma_j g h_j) - \sum_{j=1}^{n(X)} (k_j \gamma_j g h_j) \right) \cdot h_i}{E_i} \right] \cdot h_i, \text{ м.} \quad (4.78)$$

У наведеній повній аналітичній моделі осідання $S(X)$ присутні індекси h_i та h_j , які позначають потужність закладних шарів, але мають різну фізичну інтерпретацію. Величина h_j з'являється у складі вагових і напружених членів і стосується всіх закладних шарів, розташованих вище поточного рівня розрахунку, тобто використовується для обчислення напруження, створеного вертикальним стовпом закладного масиву. Величина h_i , розташована поза дужками, використовується для визначення локального осідання саме в шарі i , оскільки воно пропорційне прикладеному

до нього напруженню та обернено пропорційне модулю деформації E_i . Таким чином, j є індексом закладного шару, який спричиняє напруження, а i – індексом закладного шару, в якому зазначене навантаження спричиняє деформацію.

Наукова цінність отриманого аналітичного виразу полягає у розробці прогностичного інструментарію попереднього визначення величини осідань поверхні закладного масиву будь-якої структури (однорідна, комбінована), що враховує основні механічні властивості закладного масиву, фундаментальні принципи сипучого та суцільного середовища, а також геометрію вироблених просторів кар'єру. Так, аналітична модель може бути застосована для визначення осідань поверхні закладного масиву за шириною кар'єру як для комбінованої структури, згідно нової розробленої у дослідженні концепції ліквідації пустот, що складається з чередування шарів пастового монолітного та сипучого породного закладання, так і однорідної структури – сипучого породного закладання, практика застосування якого існує у КЗБ та інших гірничодобувних регіонах світу.

Аналітична модель з комплексом вхідних параметрів реалізується за допомогою програми Excel та дозволяє зручно розрахувати величини осідань S за визначеними координатам поверхні закладного масиву X .

Представляє науковий інтерес, згідно розробленої аналітичної моделі (4.78), встановити закономірності розподілу осідань поверхні за профілем ширини кар'єру масиву залежно від механічних властивостей закладного матеріалу. Виявленню залежності передують перелік комплексу вихідних даних, необхідних для аналітичного розрахунку геомеханічних процесів. Так, до уваги приймається приклад закритого кар'єру колишнього рудоуправління Ім. К. Лібкнехта, що розташований на західній околиці м. Кривий Ріг. У практиці застосування пастового закладання модуль його пружності при середньому вмісті в'язучого матеріалу 3 – 7% коливається від 400 до 1200 МПа, а відвальних скельних порід – у діапазоні від 20 до 100 МПа.

Для аналітичних розрахунків було прийнято наступні усереднені параметри: загальна ширина кар'єру по верху $B = 210$ м; ширина по днищу кар'єра $b = 25$ м; глибина кар'єру по центру $H_k = 57,5$ м; кількість уступів і закладних шарів $n = 5$; висота уступа кар'єру та закладного шару $h = 11,5$ м; щільність пастового закладного масиву $\gamma = 2,0$ т/м³; щільність сипучого породного закладного масиву $\gamma = 1,8$

т/м³; модуль Юнга пастового закладання $E = 400 - 1000$ МПа; модуль Юнга породного закладання $E = 20 - 100$ МПа; залишковий кут тертя пастового закладання $\varphi = 27^\circ$; залишковий кут тертя породного закладання $\varphi = 30^\circ$; коефіцієнт бічного впливу $\beta = 0,3$. За комплексом вихідних даних проведено попередні аналітичні розрахунки й встановлено закономірності розподілу осідань поверхні закладного масиву вздовж профілю ширини кар'єру як для однорідного сипучого породного закладання, так і для комбінованого, у якому чергуються шари пастового монолітного та сипучого породного закладання, що ілюструється на Рисунку 4.8.

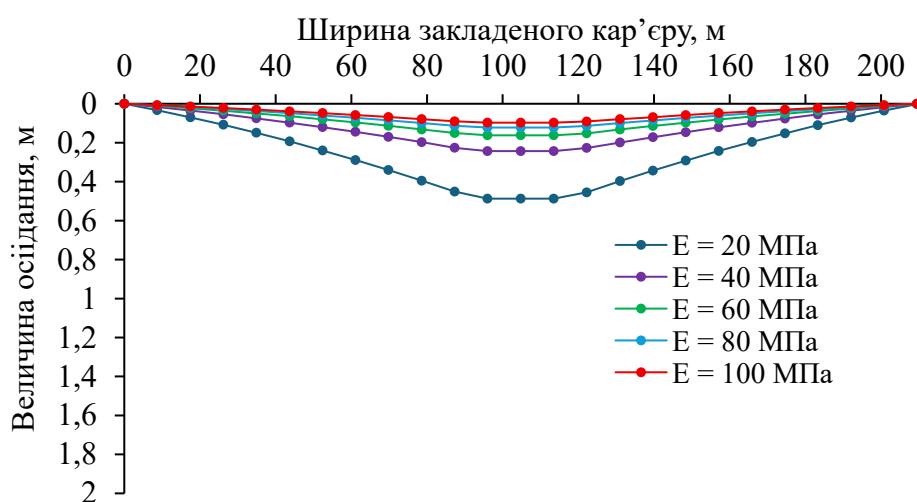


Рисунок 4.8 – Розподіл осідань поверхні сипучого породного закладного масиву за профілем ширини кар'єру при змінній величині $E_{пор}$

Аналіз Рисунка 4.8 показує, що величина модуля пружності E суттєво впливає на розподіл осідань поверхні сипучого породного закладного масиву за шириною кар'єру. При зменшенні значення модуля деформації від 100 до 20 МПа спостерігається нелінійне зростання величини максимальних осідань, особливо виражене у центральній зоні закладного масиву у 5 разів, з 0,487 до 0,097 м. Це пов'язано з тим, що при низьких значеннях E сипучий матеріал стає більш податливим до стискання, що призводить до активізації процесів перерозподілу напружень і значного збільшення вертикальних деформацій у центрі закладного масиву. При цьому з підвищенням жорсткості матеріалу поверхня закладного масиву набуває більш рівномірного характеру осідань з меншою амплітудою, що свідчить про зростання загальної геомеханічної стійкості закладного масиву.

У цілому, при закладанні кар'єрних пустот відвальними скельних породами традиційними методами, у тому числі й для умов Кривбасу, де ущільнення масиву здійснюється опосередковано, модуль Юнга сипучого закладного масиву буде порівняно незначним і знаходитись у межах 15 – 30 МПа з максимальним осіданнями у центрі поверхні закладного масиву в діапазоні 0,5 – 0,35 м.

Представляє науковий інтерес визначення ступеня впливу зміни модуля пружності пастового закладання $E_{паст}$ на величину осідань поверхні закладного масиву. Однак, детальне дослідження розподілу осідань поверхні комбінованого закладного масиву за всім профілем ширини кар'єру (аналогічно Рис. 4.8) є наразі недоцільним, оскільки потребуватиме побудови значної кількості графіків внаслідок одночасного варіювання модулів $E_{паст}$ (400 – 1000 МПа) та $E_{пор}$ (20 – 100 МПа). Враховуючи симетричність профілю осідань та поступове зменшення їх величини у напрямку до країв кар'єру, доцільніше перейти до аналітичних розрахунків найбільш характерного параметра, а саме, максимального осідання, яке виникає у центрі кар'єру (координата $X = 105$ м). Такий підхід дозволить значно спростити аналіз осідань комбінованого закладного масиву, зберігаючи при цьому наукову обґрунтованість і точність отриманих висновків. Отримані залежності ілюструються на Рисунку 4.9, аналіз якого показує, що при формуванні у кар'єрній пустоті комбінованого закладного масиву модуль пружності $E_{паст}$ практично не впливає на величину максимального осідання поверхні закладного масиву, адже при зміні $E_{паст}$ від 400 до 1000 МПа в межах постійної величини модуля пружності $E_{пор}$ степеневий характер зміни не перевищує 2 – 3%.

Отримані результати пояснюються тим, що жорсткість пастових закладних шарів набагато вища за жорсткість сипучих породних шарів, тому сумарні деформації комбінованого масиву визначаються переважно деформаціями більш податливих шарів породного закладання. При цьому саме зміна модуля пружності породних шарів $E_{пор}$ визначає значне збільшення осідань від 0,05 до 0,25 м або у 5 разів, адже породні шари акумулюють більшу частину навантажень та зазнають суттєвих стискаючих деформацій, у той час як пастові шари є армуючими елементами та найбільше впливають на досягнення геомеханічної стійкості поверхні закладного масиву.

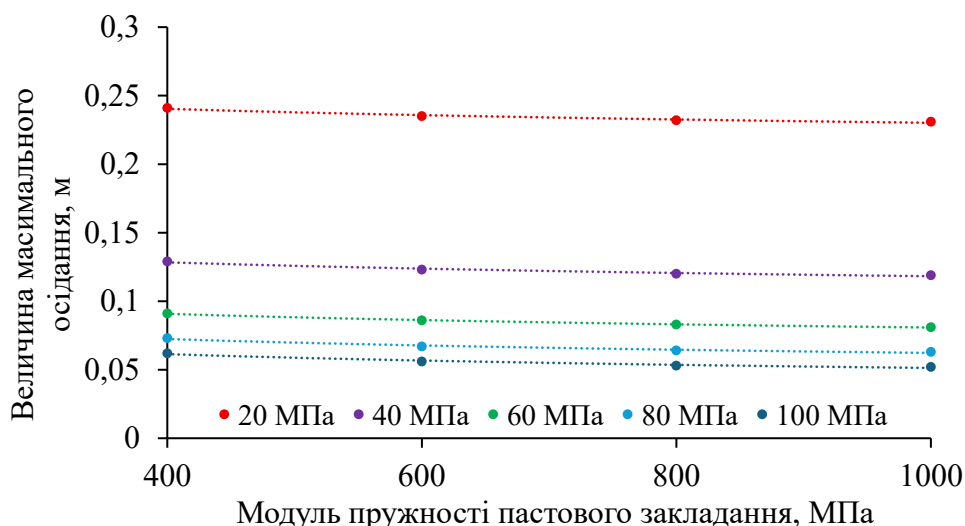


Рисунок 4.9 – Залежності осідань поверхні комбінованого закладного масиву за профілем ширини кар'єру від модуля пружності пастового закладання $E_{паст}$ при різному модулі пружності $E_{пор}$

Оскільки саме сипучий породний закладний шар є слабкою ланкою загальної геомеханічної системи як однорідного, так і комбінованого закладного масиву, то було досліджено окремий вплив саме модуля пружності породного закладання $E_{пор}$ на величини максимальних осідань для різних структур закладних масивів. Враховуючи те, що осідання комбінованого закладного масиву при зміні $E_{паст}$ перевищує та постійному $E_{пор}$ не перевищують 2 – 3% (Рис. 4.9), було здійснено їх усереднення для подальшого аналізу залежності максимальної величини осідання поверхні закладного масиву від зміни модуля пружності саме породного закладання $E_{пор}$. Такий підхід дозволив більш об'єктивно оцінити вплив породного закладання, що є слабкою ланкою геомеханічної системи, на величину максимального осідання поверхні закладного масиву при різних його структурах (однорідна, комбінована), що ілюструється на Рисунку 4.10.

Аналіз рисунка показує, що величина максимальних осідань поверхні закладних масивів різної структури значною мірою залежить від модуля пружності породного закладання $E_{пор}$ як найменш жорсткого елемента закладного масиву. Встановлено, що залежність має виражений степеневий характер і високі коефіцієнти апроксимації ($R^2 = 0,99 - 1,0$).

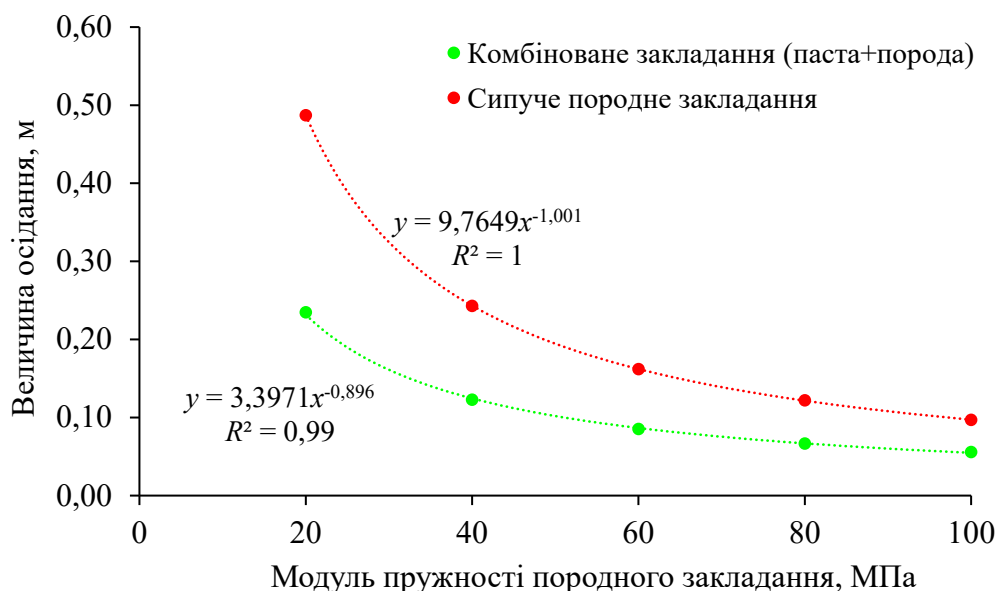


Рисунок 4.10 – Розподіл осідань поверхні закладного масиву різної структури за профілем ширини кар'єру при змінній величині E

Для однорідного сипкого породного масиву величина максимального осідання у центрі кар'єру при $E_{пор}$ від 20 до 100 МПа зменшується з 0,5 до 0,097 м, тобто майже у 5 разів. Для комбінованого закладного масиву відповідна зміна складає від 0,21 до 0,071 м, тобто лише в 3 рази, що свідчить про прояв геомеханічного стабілізуючого ефекту саме пастових шарів у структурі. При більш реалістичних для сипучих відвальних порід значеннях модуля пружності $E_{пор} = 20 - 30$ МПа, відсипаних у виробленому просторі кар'єру, осідання поверхні однорідного породного закладного масиву будуть становити 0,49 – 0,37 м, тоді як у комбінованому закладному масиві до породного шару застосовується ущільнення кар'єрною технікою, що дозволяє збільшити $E_{пор}$ до 35 – 40 МПа і досягти величин осідань 0,145 – 0,130 м (різниця сягає 65 – 70,5%). Такі результати свідчать про переваги комбінованої структури закладного масиву для зменшення величин деформацій, навіть у випадках використання відносно слабоущільнених порід.

Слід зазначити, що згідно Рисунка 4.10 при модулі пружності породного матеріалу близько 80 – 100 МПа залежності максимальних осідань для комбінованого та сипучого породного закладного масиву інтенсивніше наближуються, хоча все ще різняться у 1,6 – 1,8 разів. Проте застосування комбінованої структури закладного масиву (паста + порода) є більш доцільним з огляду на

геомеханічні та технологічні переваги. Досягнення жорсткості $E_{пор}$ з 20 до 100 МПа звичайного породного закладання вимагає надмірного ущільнення його структури, що технологічно у кар'єрній пустоті майже неможливо або формуватиме суттєві економічні витрати. Натомість комбінований закладний масив з пастовими монолітними шарами та можливості варіації жорсткості у діапазоні 400 – 1000 МПа забезпечує аналогічний рівень осідань навіть за помірної жорсткості породи $E_{пор}$. Крім цього пастове закладання у комбінованій структурі підвищує загальну геомеханічну стабільність масиву, зменшує ризик нерівномірних осідань у порівнянні з сипкою структурою породного закладання та сприяє більш безпечному і надійному будівництву інфраструктурних об'єктів.

З позиції ефективного відновлення земної поверхні над виробленим простором кар'єру шляхом формування закладного масиву доцільно досліджувати не лише розподіл осідань поверхні закладного масиву, спричинених гравітаційним навантаженням, а й поведінку масиву під дією додаткових зовнішніх навантажень, зумовлених розміщенням потенційних інфраструктурних об'єктів. У промислово розвинених регіонах при наявності нерекультивованих кар'єрів варто розглядати не лише закладання їх пустот, а й безпосередньо забезпечення можливості подальшого раціонального використання відновленої території для будівництва інфраструктурних об'єктів. Особливо це актуально для комбінованих закладних масивів, що характеризуються підвищеною геомеханічною стійкістю порівняно із сипучими породним закладанням. У зв'язку з цим аналітичну модель осідань доцільно удосконалити шляхом включення додаткового члена, який враховує вплив зовнішнього прикладеного навантаження на поверхню закладного масиву. Розрахункова схема з додатковим зовнішнім зосередженим навантаженням від потенційного інфраструктурного об'єкту ілюструється на Рисунку 4.11.

Отже, у підсумковий аналітичний вираз (4.78) додатково вводиться зовнішнє навантаження від потенційного інфраструктурного об'єкту $\sigma_{нав}$. Напруження в i -тому шарі від впливу зовнішнього зосередженого навантаження в першому наближенні може бути визначено методом розсіювання навантаження під кутом, також відомий як «метод 2:1».

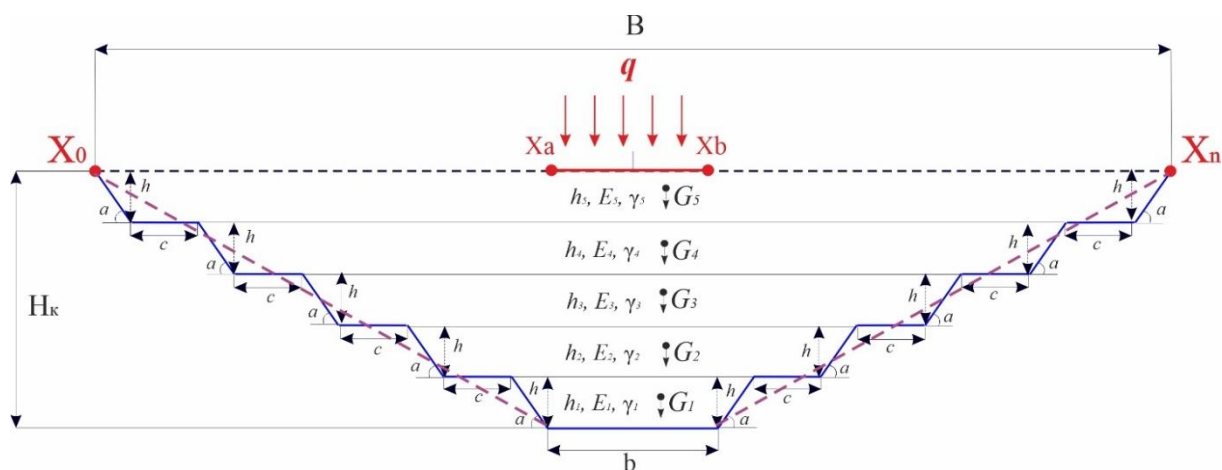


Рисунок 4.11 – Розрахункова схема до аналітичного визначення осідань поверхні комбінованого закладного масиву під впливом зовнішнього зосередженого навантаження

Сутність методу полягає у тому, що вертикальне навантаження, що передається від споруди або іншого об'єкта на поверхню, у міру заглиблення в масив поширюється на більшу площу й призводить до закономірного зниження вертикальної напруги з глибиною. Згідно з методом 2:1, вважається, що навантаження під фундаментом поширюється вниз під кутом близько $26,5^\circ$ до вертикалі, тобто на кожен одиницю глибини навантаження розповсюджується на дві одиниці у горизонтальному напрямку. Таким чином, на більшій глибині вертикальне навантаження діє вже на значно більшу площу і його інтенсивність зменшується. У результаті в кожному нижньому закладному шарі напруження від зовнішнього навантаження знижуються, що дозволяє приблизно оцінити перерозподіл тиску всередині багат шарового масиву й вплинути у підсумку на величину осідань поверхні.

Напруження в i -тому закладному шарі від впливу зовнішнього зосередженого навантаження на поверхню закладного масиву за горизонтальною координатою точки, у якій оцінюється напруження $\sigma_i^{hav}(X)$, складе:

$$\sigma_i^{hav}(X) = q \cdot \frac{L}{L_i}, \text{ МПа}, \quad (4.79)$$

де q – величина прикладеного навантаження, МПа;

L – ширина, на яку прикладається зосереджене навантаження від інфраструктурного об'єкту, м;

L_i – ширина розсіювання навантаження на глибині z_i до середини i -го закладного шару, м.

Ширина, на яку прикладається зосереджене навантаження від об'єкту L , визначається різницею значень заданих координат x_a і x_b поверхні закладного масиву, в межах яких розташований об'єкт навантаження:

$$L = x_b - x_a, \text{ м.} \quad (4.80)$$

Оскільки навантаження розширюється вниз, то на глибині i -го закладного шару z_i воно діє не на вихідну ширину L , а на вже збільшену ширину L_i , яка враховує кут розсіювання напружень α :

$$L_i = L + 2z_i \cdot \tan(\alpha), \text{ м.} \quad (4.81)$$

Поєднання виразів (4.80) та (4.81) дозволяє отримати повний вираз $\sigma_i^{нав}(X)$:

$$\sigma_i^{нав}(X) = q \cdot \frac{(x_b - x_a)}{(x_b - x_a) + 2z_i \cdot \tan(\alpha)}, \text{ МПа.} \quad (4.82)$$

Тоді, при поєднанні виразів (4.78) і (4.82) можна отримати повний аналітичний вираз величини осідання поверхні закладного масиву за шириною кар'єру у будь-якій його точці X як під дією гравітаційних сил, так і при зовнішньому зосередженому навантаженні при будівництві інфраструктурного об'єкту:

$$S(X) = \sum_{i=1}^{n(X)} \left[\frac{\left(\left(\sum_{j=i+1}^{n(X)} (k_j \gamma_j g h_j) + \frac{k_i \cdot \gamma_i g h_i}{2} \right) + \beta \left(\sum_{j=1}^n (k_j \gamma_j g h_j) - \sum_{j=1}^{n(X)} (k_j \gamma_j g h_j) \right) + \left(q \frac{(x_b - x_a)}{(x_b - x_a) + 2z_i \cdot \tan(\alpha)} \right) \right) \cdot h_i}{E_i} \right] \quad (4.83)$$

Встановлення аналітичних закономірностей розподілу осідань поверхні як для комбінованого, так і для сипкого закладного масиву з відвальних порід за отриманим підсумковим математичним виразом (4.83) на даному етапі є недоцільним і пояснюється тим, що на відновленій поверхні можуть розміщуватися інфраструктурні об'єкти з різними геометричними параметрами та рівнем зосередженого навантаження. Формування відповідних закономірностей набуде практичного сенсу після проведення чисельного моделювання методом скінченних елементів, в якому буде враховано вплив як гравітаційних сил, так і зовнішнього навантаження для конкретного прикладу кар'єру Криворізького залізорудного басейну.

У подальших дослідженнях розроблену аналітичну модель осідання закладного масиву вздовж ширини кар'єру як під дією гравітаційних сил, так і з додатковим зовнішнім навантаженням необхідно верифікувати та підтвердити результатами чисельного моделювання методом скінченних елементів, яке забезпечує більш наближене до реальності відображення напружено-деформованого стану масиву у виробленому просторі кар'єру. Збіжність величин профілю осідання поверхні закладного масиву за аналітичною моделлю з чисельним моделюванням у межах 0 – 30% буде свідчити про адекватність і практичну застосовність розроблених аналітичних підходів для інженерної оцінки деформацій поверхні.

4.4. Висновки до розділу 4

1. Розроблено нову аналітичну модель для визначення величини результуючого тиску на контур висячого боку провальної зони, що ґрунтується на методі граничної рівноваги взаємодіючих породних блоків. Для точного виявлення складної конфігурації системи застосовано метод координат Гаусса, який дозволяє математично врахувати динаміку зміни площ та вагових навантажень активного і пасивного клинів залежно від варіації геометричних гірничо-геологічних та гірничотехнічних параметрів. Такий підхід дає змогу розглядати процес як складну геомеханічну взаємодію активного клину зсуву порід висячого боку та пасивного клину ущільненого конгломерату, опір зсуву якого описується нелінійними критеріями міцності Хоека-Брауна та Мора-Кулона. Наукова цінність та новизна моделі полягають у встановленні закономірності зниження зовнішнього навантаження на стінку провалу за рахунок мобілізації утримуючих сил (зчеплення і тертя) всередині пасивного клину при його гравітаційному ущільненні з глибиною, що дозволяє розрахувати фактичну некомпенсовану дестабілізуючу силу на контурі висячого боку провальної зони.

2. Розроблено нову аналітичну модель розрахунку параметрів напруженого стану пастового закладного масиву при погашенні непогашених підземних пустот, який дозволяє оцінити його стійкість при будь-яких співвідношеннях глибини та прольоту за падінням, в тому числі у критичному приграничному

стані, та базується на принципах методу граничної рівноваги. Розрахункова схема побудована на визначенні максимальних стискаючих напружень σ_1 , що формуються вагою призми налягаючих порід за вирахуванням утримуючих сил за поверхнями ковзання, з урахуванням технологічного фактору висоти недоzakладання, що зменшує площу контакту та концентрує навантаження. Новизна підходу полягає в оцінці критичного стану масиву на контурі відслонення за відсутності бічного відпору σ_1 , що дозволяє обґрунтувати вимоги до міцності закладного масиву саме на одновісний стиск як функцію від геометричних параметрів порожнечі та фізико-механічних властивостей вміщуючого масиву, запобігаючи пластичному руйнуванню штучної опори.

3. Розроблено нову аналітичну модель прогнозування величини осідання профілю поверхні комбінованого закладного масиву у виробленому просторі кар'єру, що базується на вирішенні задачі деформації багат шарового пружного середовища, в яку інтегровано механізм імітації наслідків пластичної поведінки. Модель комплексно враховує стисливість шарів пастового та породного закладання через введення коефіцієнтів бічного розпору та перерозподілу напружень на борти кар'єру (ефекту аркоутворення), а також змінну геометрію кар'єрної виїмки. Наукова значущість результатів полягає у доведенні стабілізуючої функції пастових шарів у комбінованій структурі, що дозволяє знизити максимальні осідання у центрі закладеного кар'єру в 3 – 5 разів порівняно з однорідним породним масивом, забезпечуючи геомеханічну стійкість рекультивованої території.

РОЗДІЛ 5

ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ КОМПЛЕКСУ ВЛАСТИВОСТЕЙ ПАСТОВОГО ЗАКЛАДАННЯ НА ОСНОВІ ХВОСТІВ ЗБАГАЧЕННЯ ЗАЛІЗНИХ РУД

5.1. Характеристика досліджуваних закладних матеріалів, їх хіміко-мінералогічний склад та фізико-механічні властивості

Виходячи зі світового досвіду впровадження закладних технологій, на провідних гірничих підприємствах світу широко використовуються наступні в'язучі матеріали [281]: портландцемент, мелені металургійні шлаки, фосфогіпс, зола-виносу теплових електростанцій, мелене вапнякове борошно тощо. На основі вивченої мінерально-сировинної бази потенційних джерел в'язучих та інертних закладних матеріалів Криворізького регіону, здійснено відбір проб матеріалів з метою дослідження їх хімічного та мінералогічного складу з подальшим приготуванням пастових закладних сумішей.

В'язучі матеріали. У дослідженні використовуються наступні в'язучі матеріали цементованого пастового закладання: портландцемент марки М500 ПрАТ «Кривий Ріг Цемент», доменний гранульований шлак ПАТ «АрселорМіттал», вапняк Жовтокам'янського кар'єру, зола-виносу теплової електростанції. Для використання зазначених матеріалів як в'язучих компонентів цементованого пастового закладання, окрім портландцементу, виконано їх подрібнення для активації гідратаційних властивостей, що обумовлено тим, що вихідний фракційний склад доменного гранульованого шлаку у відвалі знаходиться в межах 10...0 мм, відсів кар'єрного природного вапняку – 20...0 мм, зола-виносу в золошламосховищі – 0,3...0 мм. Подрібнені в'язучі матеріали були герметично упаковані в поліетиленові пакети до приготування експериментальних закладних сумішей.

Із використанням ситового аналізу досліджено дисперсність вихідних в'язучих матеріалів для приготування пастових закладних сумішей. Важливим для проявлення гідравлічної активності в'язучих матеріалів задовільного хімічного складу є вміст тонкодисперсних частинок крупністю -0,08 мм.

Використовувались розміри сит з комірками 125; 0,071; 0,056; 0,044; 0,025 та 0,08 мм. Насипна щільність визначена аналогічно підходу у в'язучих матеріалах, а значення питомої щільності дрібнодисперсних хвостів збагачення прийнято згідно даних хвостового господарства гірничо-збагачувальних комбінатів. Результати визначення фізичних характеристик дрібнодисперсних хвостів залізних руд подано у Таблиці 5.2. На Рисунку 5.1 наведено криву гранулометричного складу експериментальних зразків.

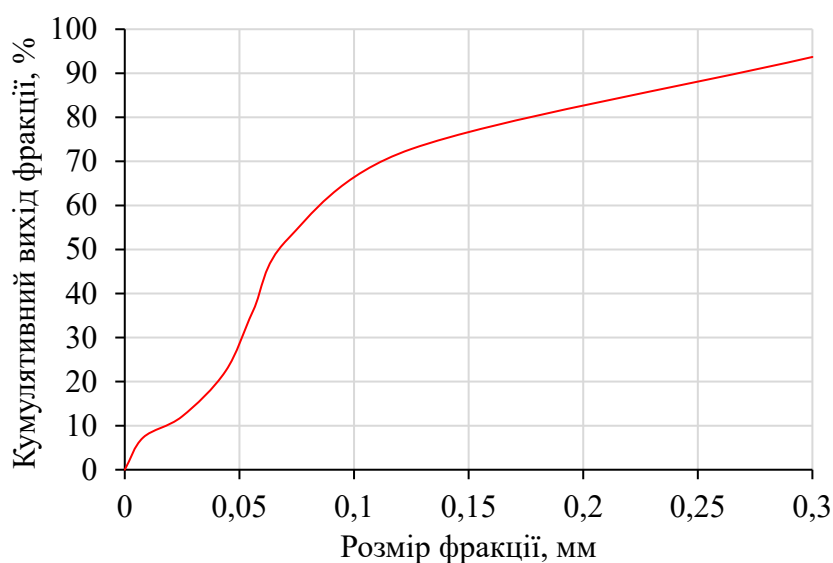


Рисунок 5.1 – Крива гранулометричного складу експериментальних зразків хвостів збагачення залізних руд

Відібрані експериментальні проби лежалих хвостів збагачення залізних руд із карт хвостосховищ за визначеним гранулометричним складом класифікуються як середні [93, 283], оскільки вміст -20 мкм складає $< 35\%$. Гранулометричним аналізом відібраних лежалих хвостів збагачення з осушених карт наміву встановлено, що вони відзначаються широким полідисперсним розподілом фракцій із медіанним розміром частинок $D_{50} = 55 - 60$ мкм, при цьому -0,071 мм – 72,8%. Гранулометричний склад є технологічно сприятливим для досягнення пастоподібного стану сумішей, оскільки вміст 18% класу -25 мкм ініціює первинне структуроутворення, забезпечуючи необхідну в'язкість та межу текучості й мінімізацію швидкої сегрегації та водовідділення, а співвідношення більш крупніших фракцій сприяє формуванню щільній упаковці зернового скелету суміші при мінімальній

водопотребі та витраті в'язучого матеріалу. Дрібнодисперсні хвости збагачення є незмінною основою пастового цементованого закладання.

З цією метою для заповнення утворених техногенних пустот в умовах КЗБ, окрім хвостів збагачення залізних руд та портландцементу як основних передбачуваних компонентів пастового закладання, досліджуються також доменний гранульований шлак, зола-виносу та природний вапняк. Результати визначення хімічного складу зазначених компонентів наведено у Таблиці 5.3.

Таблиця 5.3 – Хімічний склад досліджуваних закладних матеріалів

Матеріал	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	K ₂ O	SO ₃	MnO	TiO ₂	Інші
Портланд-цемент	31,3	59,7	5,0	0,6	1,5	–	0,5	0,05	0,12	1,23
Хвости збагачення 1	71,5	2,35	0,99	20,8	3,7	0,34	0,03	0,02	0,015	0,25
Хвости збагачення 2	68,0	2,5	1,22	23,9	3,7	0,30	0,08	0,07	0,03	0,20
Доменний гранульований шлак	39,1	44,2	6,55	0,45	6,2	0,50	0,74	0,3	0,19	1,77
Зола-виносу	50,5	3,1	21,1	7,76	1,3	2,30	0,69	0,05	1,06	11,55
Вапняк	5,1	53,7	2,21	1,4	0,4	–	–	–	–	37,11

Аналіз результатів Таблиці 5.3 показує, що портландцемент має достатньо якісний хімічний склад, що характеризується високим вмістом оксиду кальцію (59,7%) та оптимальною часткою кремнезему (31,3%), що сприятиме утворенню міцної структури масиву. Помірний вміст оксиду алюмінію (5,0%) прискорить процес твердіння, а низький рівень оксиду заліза (0,6%) мінімізує небажані ефекти. Вміст MgO (1,5%) та SO₃ (0,5%) знаходяться в межах норми, що запобігає можливим розширенням і тріщиноутворенню. Дрібнодисперсні хвости збагачення залізних руд, здебільшого, складаються з кварцу (71,5 і 68,0%) та залізовмісних мінералів (20,8 і 23,9%), що є досить характерним для цього виду відходів. Основна частина залізних мінералів вилучається у процесі збагачення, а силікатні породи й частина невилученого заліза залишаються у хвостах. Наявність незначних концентрацій оксидів кальцію, алюмінію та магнію свідчать про наявність карбонатних, алюмосилікатних порід та силікатів магнію. Слід зазначити,

що досліджувані хвости збагачення «Полтавський ГЗК» та «Північний ГЗК» є близькими за хімічним складом, що дає змогу здійснювати їх взаємозаміну у процесі лабораторних досліджень властивостей пастового закладання без особливої втрати якості та точності експерименту, враховуючи те, що відібрано більшу кількість хвостів саме з хвостосховища ПрАТ «Полтавський ГЗК».

Основний хімічний склад доменного гранульованого шлаку представлено 4-ма оксидами: кальцію (44,2%), кремнію (39,1%), алюмінію (6,55%) та магнію (6,2%). На основі хімічного складу шлаку визначено його важливі властивості, які визначають гідравлічну активність: модуль основності – 1,1; модуль активності – 0,17; коефіцієнт якості – 1,45. Досліджуваний доменний гранульований шлак відноситься до основних та має середню гідравлічну активність за модулем активності та коефіцієнтом якості. Шлак такої якості навряд чи може бути використаний як основне в'язуче у пастовому закладанні, проте, цілком може замінити певну частину дороговартісного портландцементу.

Хімічний аналіз золи-виносу показує, що основними хімічними речовинами є алюмосилікати, адже вміст оксиду кремнію та алюмінію становить 50,5 і 21,1% відповідно. Також відмічається вміст залізовмісних мінералів (7,76%), що міститься у породах, які складають зольну частину вугілля при спалюванні у ТЕС. Прожарювання зразку золи-виносу показало, що відбулась втрата по масі 11,55%, яка пов'язана із вмістом паливної маси, тобто вугілля, що не згоріло. Досліджувана зола-виносу більше відноситься до класу F та володіє пуцолановими характеристиками, які можуть покращити певні фізико-механічні властивості пастового закладного масиву, проте, для підвищення активності, вірогідно, потрібно здійснити її додаткове подрібнення.

Хімічний склад природного вапняку на 53,7% представлено оксидом кальцію, що свідчить про його карбонатну природу. Враховуючи низький вміст оксиду магнію (0,4%), вірогідно, що вапняк складається з кальциту. При вмісті оксиду кальцію 53,7%, вміст CaCO_3 у вапняку становить 95,8%. Аналогічно золі-виносу, відсів вапняку, який є відходом у кар'єрі, може бути використаний як мінеральна добавка, здатна вплинути на заміну частки цементу, тільки у подрібненому стані.

За допомогою рентгенофазового аналізу було досліджено мінералогічний склад всіх відібраних проб матеріалів. Проте, на Рисунку 5.2 ілюструються дифрактограми саме хвостів збагачення залізних руд та доменного гранульованого шлаку. Дифрактограма зразку портландцементу не проводилась, оскільки мінералогічний склад цього техногенного матеріалу, зазвичай, відомий виробнику, проте, орієнтуючись на хімічний склад (Табл. 5.3), можливо припустити, що до портландцементу входять аліт (близько 60%), беліт (21%), а інші 19% представлено трьоохкальцієвим алюмінатом та чотирьохкальцієвим алюмоферитом. На основі аналізу даних отриманих дифрактограм встановлено, що до складу дрібнодисперсних хвостів збагачення Полтавського ГЗК входять кварц (65 – 70%), гематит і магнетит (13 – 15%), карбонатні породи (6 – 9%) та інші невідомі фази. Доменний гранульований шлак формується з кристалічної та аморфної структури, причому остання займає 40%, що характерно при швидкому охолодженні шлаків. Кристалічна структура складається з геленіту (42%), ранкініту (близько 28%), меліліту (15%). Природний вапняк включає 96% кальциту, а суха зола-виносу на 95% представлена алюмосилікатами з домішками магнію і заліза, що, вірогідно, є мінералом кордієритом. Відвальні скельні породи на 58% складаються з кварцу, 27% польового шпату або ортоклазу, 5% мусковіту та 5% кальциту, а інші 5% представлені діабазом, плагіоклазом та іншими мінералами.

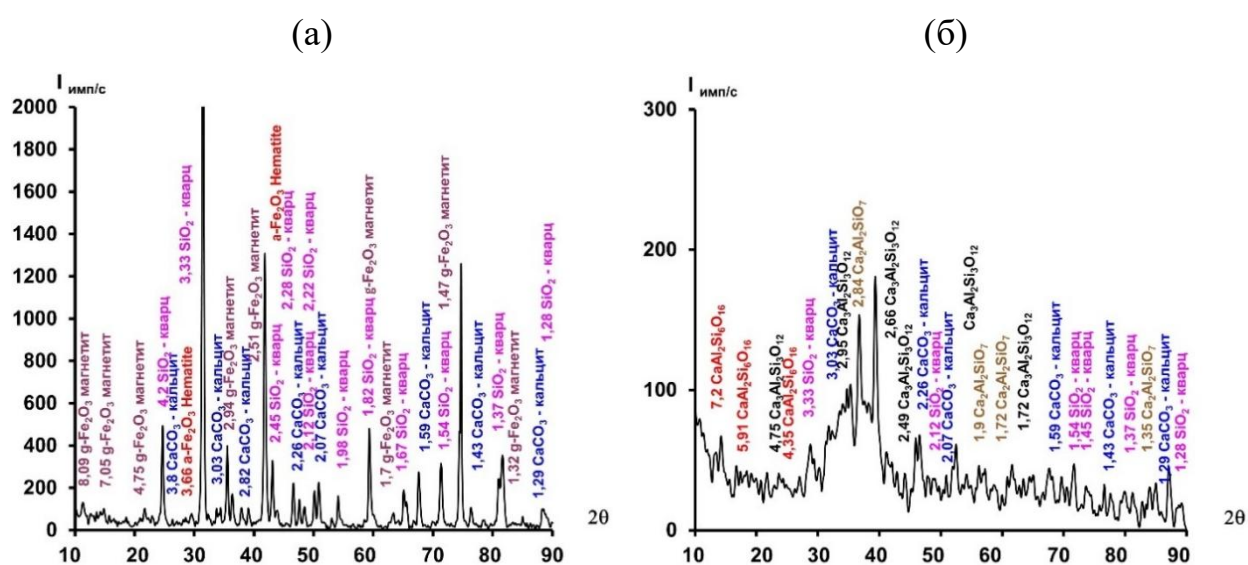


Рисунок 5.2 – Дифрактограми хвостів збагачення залізних руд (а)
та доменного гранульованого шлаку (б)

На Рисунку 5.3 наведено результати мікроскопічних досліджень закладних матеріалів. На фото хвостів збагачення видно, що це дрібнодисперсний матеріал з частинками неправильної форми, є сіруваті і темні вкраплення. Сірий відтінок обумовлений високим вмістом кварцу, який є основним компонентом. Темні вкраплення, ймовірно, вказують на наявність залізовмісних мінералів – гематиту та магнетиту, а світлі включення пов'язані з карбонатними породами. Частинки хвостів виглядають шорсткими, що потенційно може сприяти покращенню адгезії у закладних сумішах. Доменний граншлак є зернистим матеріалом з гладкими, округлими або склоподібними частинками сірого кольору. Сіро-зелений або світло-сірий із блиском, що вказує на склоподібність. Сіро-зелений колір пов'язаний з наявністю кристалічних фаз, таких як геленіт та ранкініт, а світлий відтінок і склоподібний блиск викликані аморфною складовою, яка займає 40% об'єму.

Меліліт у шлаку може вносити легкі жовті або зелені відтінки. Кальцит – світлий, практично білий, з однорідною текстурою та дрібнозернистими включеннями. Кремний відтінок може бути викликаний домішками глинистих мінералів чи органічного матеріалу. Зола-виносу є темно-сірим матеріалом із дрібними, переважно гострими частинками, іноді округлими. Темно-сірий колір обумовлений високим вмістом алюмосилікатів та вуглецевими залишками після згорання вугілля. Блискучі частинки пов'язані з наявністю магнезіально-залізистих сполук, таких як кордієрит, а також склоподібних фаз.

У відвальних породах переважають сіро-бежеві відтінки, з присутністю дрібних темних і світлих включень. Сірі та світлі зерна показують наявність кварцу, а світло-бежеві – польового шпату та ортоклазу. Світлі, майже білі частки, вказують на карбонатний компонент.

Проведені дослідження свідчать про збіжність результатів мінералогічних, хімічних і мікроскопічних досліджень. На основі отриманих результатів виявлено:

- у закладних матеріалах не відмічено високого вмісту сірки, що може призвести до сульфатної атаки та зменшення міцнісних властивостей пастового закладання;
- високий вміст дрібнодисперсних частинок кремнезему та їх шорстка форма мають позитивно вплинути на фізико-механічні властивості пастового закладання;

– доменний гранульований шлак володіє середньою гідравлічною активністю та може виступити як заміник частки цементу в пастовій закладній суміші;

– суха зола виносу відносить до класу F і в поточному вигляді навряд чи вплине на покращення фізико-механічних властивостей; необхідним є цикл подрібнення для підвищення гідравлічної активності в разі планування використання цього матеріалу у закладних сумішах.

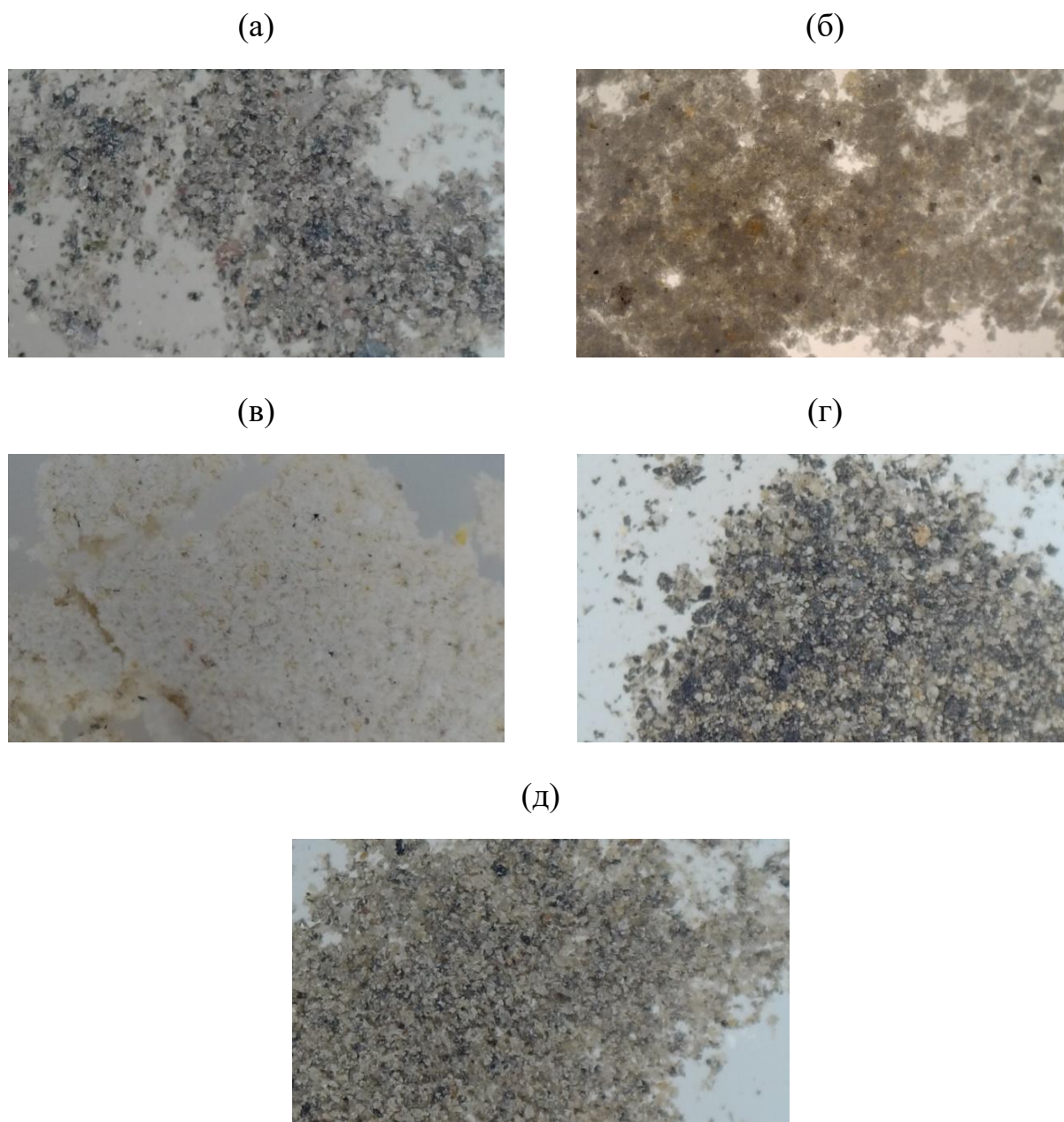


Рисунок 5.3 – Мікроскопічні дослідження потенційних закладних матеріалів:

(а) хвости збагачення залізних руд; (б) доменний гранульований шлак;

(в) природний вапняк; (г) зола-виносу; (д) відвальна скельна порода

В результаті дослідження фізико-механічних характеристик матеріалів встановлено насипну щільність: хвости збагачення – $1,65 \text{ т/м}^3$; портландцемент М500 – $1,3 \text{ т/м}^3$, мелений доменний граншлак – $1,51 \text{ т/м}^3$, мелений вапняк – $1,05 \text{ т/м}^3$; зола-виносу – $1,15 \text{ т/м}^3$. Гранулометричний склад наступний: хвости збагачення – 71,5% частинок $-0,044 \text{ мм}$; портландцемент – 84% частинок $-0,08 \text{ мм}$; мелений доменний граншлак – 63% частинок $-0,08 \text{ мм}$; мелений вапняк – 55% частинок $-0,08 \text{ мм}$; зола-виносу – 51% частинок $-0,08 \text{ мм}$.

5.2. Дослідження раціональної консистенції закладної суміші на основі цементу та хвостів збагачення залізних руд

Пастова закладна суміш являє собою однорідну густу суспензію хвостів збагачення, які представлені тонкоподрібненими породами, що залишаються після вилучення руди з в'язучим матеріалом та водою, яка володіє властивостями самоущільнюючої пасти. Характерною ознакою пасти є високий вміст твердих частинок (зазвичай 65 – 85% за масою) при відносно низькому вмісті води (близько 10 – 25%). Пастою вважається суміш твердого з водою, яка тривалий час не утворює поверхневої води при відстоюванні. При нижчій концентрації, наприклад, 30 – 50% твердого, суміш поводить себе як рідкий шлам, з якого вода швидко відділяється (як у гідрозакладанні), і пастоподібний стан не досягається.

Оптимальний вміст твердого у пастовій суміші значною мірою залежить від природи та дисперсності утворених хвостів. Чим більше у хвостах тонких і глинистих частинок, тим при меншій масовій частці твердого може проявитися пастоподібний стан через підвищену в'язкість пульпи. Наприклад, високо-глинисті або червоношламові (бокситові) хвости можуть демонструвати пастоподібні властивості вже при 45% твердого. Водночас, крупнозернисті хвости вимагають значно вищої концентрації й можуть містити до 80 – 85% твердого і все ще перекачуватися як паста. Відповідно, межа вмісту твердого у пасті широко варіюється й визначається гранулометричним складом і для більшості рудних хвостів знаходиться у межах 70 – 80%, але в окремих випадках може бути нижчою або вищою.

Не менш важливим фактором є наявність достатньої кількості дрібнодисперсних частинок у хвостах. Саме дрібні фракції заповнюють поровий простір

між крупними зернами та надають суміші необхідну зв'язність (межу текучості). Дослідження показують, що паста повинна містити не менше 15% ультрадрібних частинок розміром < 20 мкм. При меншій частці дрібної фракції суміш не утримує воду і розшаровується на H_2O та осад, навіть якщо загальний відсоток твердого високий. У зв'язку з цим у технології паст часто використовують усі фракції хвостів, включаючи шлами, на відміну від гідравлічного закладання, де найдрібніші фракції спеціально видаляються. Хвости збагачувальних фабрик, зазвичай, представлені широким діапазоном крупності: від піщаних частинок (> 74 мкм) до дрібних шламів (< 20 мкм). Оптимальний гранулометричний склад для пасти є такий, при якому крупні частинки утворюють скелет, а проміжні й ультрадрібні – заповнюють пори і зв'язують воду, створюючи однорідну структуру без розшарування. Отже, ультрадрібна фракція < 20 мкм має становити не менше 15%, дрібна фракція (від 20 до 74 мкм) має бути достатньою для заповнення міжзернових пустот, а решту можуть складати крупні зерна (> 74 мкм).

Частка дрібних частинок безпосередньо впливає на реологію пастової суміші. З одного боку, достатня кількість ультрадрібної фракції необхідна для надання суміші потрібної межі текучості для попередження розшарування. З іншого боку, надмірний вміст дрібних частинок може підвищити в'язкість й сформувати суміш надто густою. Зі збільшенням частки пилюватих частинок у хвостах (при постійній концентрації твердого) спостерігається зростання структурної міцності суспензії, а саме, дрібні частинки притягуються і утворюють просторову флокуляційну мережу, яка перешкоджає течії. Зі збільшенням вмісту ультрадрібної фракції так званий мастильний ефект дрібних частинок слабшає, формується розгалужена флокульована структура, що підвищує опір потоку й суміш стає менш рухливою.

Недостатня кількість дрібних класів (переважання крупного піску) призводить до того, що суміш слабше утримує воду – крупні зерна швидко осідають, вода спливає. Така система не має значущої межі текучості і по суті є згущеною пульпою, а не пастою. При традиційних гідравлічних закладаннях, де використовують лише крупнозернисті збагачені хвости, суміш транспортується у турбулентному режимі та повинна постійно перемішуватися, інакше відбувається

осадження частинок. Натомість пастова суміш, завдяки присутності шламу, тече у ламінарному режимі та тривалий час не розшаровується навіть у стані спокою.

Отже, гранулометричний склад повинен бути збалансованим, де в наявності є мінімально достатня кількість ультрадрібних частинок для структуроутворення, проте не надмірна. Доцільно використання повного спектра хвостів без їх розділення або змішування різних за розміром фракцій. Вплив гранулометричного складу на пастоподібність можна представити наступним чином:

- збільшення частки дрібних і ультрадрібних частинок (до 15 – 20% розміром < 20 мкм) підвищує в'язкість і межу текучості суміші при формуванні пасти, але при подальшому зростанні дрібності суміш стає надто густою, осідання конуса зменшується, зростає необхідний тиск перекачування;

- збільшення частки крупної фракції розріджує суміш і зменшує відносну частку зв'язуючої дрібної пульпи, суміш є більш текучою, проте, якщо крупних фракцій занадто багато, а дрібних – менше 15%, суміш втрачає пастові властивості й спостерігається ефект сегрегації з відшаруванням води;

- широкий гранулометричний склад, на наш погляд, є найбільш сприятливим, адже наявність крупних, середніх і дрібних класів забезпечує щільну упаковку твердого при мінімально достатньому обсязі води.

На підставі визначеного гранулометричного розподілу фракцій експериментальних проб хвостів збагачення залізних руд (Рис. 5.1) можна констатувати, що мінімально необхідний вміст тонких частинок -20 мкм для наближеного пастового стану досягається і складає у хвостах 15,6%. Також спостерігається широкий діапазон гранулометричного складу, де середні та крупні фракції становлять 40 і 45% відповідно. Отже, цілком вірогідно, що досліджувані хвости збагачення залізних руд гірничо-збагачувальних комбінатів з визначеним гранулометричним складом цілком здатні створити стан закладної суміші, наближений до пастоподібного й вельми однорідного.

Враховуючи те, що дослідження пастових закладних сумішей в Україні на сьогодні не проводились та є невивченими, визначення оптимальної консистенції, при якій досягається пастоподібний стан, особливо на основі хвостів

збагачення залізних руд вітчизняних гірничо-збагачувальних комбінатів комплексу властивостей, що має вагому наукову та практичну цінність [208, 284].

У лабораторних умовах було виготовлено 12 експериментальних складів закладних сумішей для дослідження величини їх осадки, виявлення умов досягнення пастоподібного стану й подальших досліджень міцнісних та деформаційних характеристик кубічних зразків закладного масиву. Структура рецептур закладних сумішей, згідно розробленої методики експериментальних досліджень, представлена у Таблиці 5.4. Для зручності розроблено спеціальні індекси закладних сумішей, які розшифровуються наступним чином: З – закладна суміш; ЦХ – цемент з хвостами збагачення; 70, 75, 80 – загальний вміст твердої частини по масі компонентів (%); 0, 3, 6,9 – дозування в'язучого матеріалу від загальної твердої частини (%); 91, 94, 97, 100 – вміст інертного матеріалу від загальної твердої частини (%). Основний вплив на рухливість і текучість закладної суміші має саме вміст твердої частини.

Таблиця 5.4 – Рецептури закладних сумішей на основі цементу та хвостів збагачення залізних руд

Індекс закладної суміші	Компонентний склад, %				Показник		
	Цемент	Хвости збагачення	Загальний вміст твердої частини	Вода	Відношення цемент/хвостів (Ц:Х)	Водотверде відношення (В/Т)	Водоцементне відношення (В/Ц)
З-(ЦХ)-70-100/0	0	100	70	30	0	0,43	–
З-(ЦХ)-75-100/0	0	100	75	25	0	0,33	–
З-(ЦХ)-80-100/0	0	100	80	20	0	0,25	–
З-(ЦХ)-70-97/3	3	97	70	30	32,3	0,43	14,29
З-(ЦХ)-75-97/3	3	97	75	25	32,3	0,33	11,11
З-(ЦХ)-80-97/3	3	97	80	20	32,3	0,25	8,33
З-(ЦХ)-70-94/6	6	94	70	30	15,7	0,43	7,14
З-(ЦХ)-75-94/6	6	94	75	25	15,7	0,33	5,56
З-(ЦХ)-80-94/6	6	94	80	20	15,7	0,25	4,17
З-(ЦХ)-70-91/9	9	91	70	30	10,1	0,33	3,70
З-(ЦХ)-75-91/9	9	91	75	25	10,1	0,25	2,78
З-(ЦХ)-80-91/9	9	91	80	20	10,1	0,18	1,96

Тверда частина представлена, здебільшого, хвостами збагачення як основного інертного наповнювача і яка складає скелет закладної суміші, та майбутнього монолітного масиву, у процесі лабораторних експериментів спостерігали суттєву відмінність фізичного стану консистенції закладних сумішей, при чому вплив дозування в'язучого був значно менш помітним. Важливість вмісту твердого пояснюється тим, що навіть незначна зміна масової концентрації твердого (1 – 2%) помітно змінює осадку та реологію суміші, тоді як зміна вмісту цементу на аналогічну частку – не така суттєва. Тому при дослідженні рецептур пастових сумішей особлива увага приділяється вивченню впливу водотвердого співвідношення.

При виконанні лабораторних досліджень спостерігались наступні тенденції зміни фізичного стану консистенції закладних сумішей:

- при вмісті 70% твердої частини консистенція майже всіх досліджуваних рецептур спостерігалася надто рідким, при чому підвищення дозування цементу до 9% дещо підвищувало густину і в'язкість суміші, але при її відстоюванні протягом 3 – 5 хв спостерігалась сегрегація й концентрування води у верхньому шарі. З однієї сторони це забезпечує високу транспортабельність за рахунок низької в'язкості та низької текучості, а з іншої – прогнозується низька міцність при твердінні через підвищену кількість води, нерівномірність міцності масиву й підвищену усадку;

- при вмісті твердого на рівні 75% у всіх закладних сумішах спостерігалась оптимальна пастоподібна й однорідна консистенція з помірною текучістю та транспортабельністю. При відстоюванні суміші пастоподібний стан спостерігався протягом достатньо довгого часу (понад 15 хв), після чого у верхньому шарі почала концентруватись вода. При такому вмісті твердого, вірогідно, досягається вища міцність закладного масиву та досягається баланс з текучістю;

- при вмісті твердого 80% у всіх закладних сумішах її консистенція фіксувалась надто густою, грудкуватою й малорухливою. Транспортабельність такої суміші буде неприйнятною з технологічної точки зору у зв'язку з високою в'язкістю і потребує значних енерговитрат і пластифікаторів для її транспортування на відстань. Існуватиме і ризик закупорки трубопроводу за недостатньої швидкості потоку. Міцність прогнозується надто високою за рахунок мінімального вмісту води, однак рухливість та реологічні властивості суміші для транспортування є неприйнятними.

Зафіксований фізичний стан консистенції приготовлених закладних сумішей при вмісті твердої частини 70, 75 і 80% наведений на Рисунку 5.4 [208]. Після виготовлення всіх зазначених закладних сумішей досліджено величину їх осадки. На фото (Рис. 5.5) показані результати одного з експериментальних вимірювань осадки для закладної суміші при дозуванні цементу 6% та різним вмістом твердої речовини (70, 75 і 80%) за допомогою виготовленого міні-конуса, які корелюють з фізичним станом виявлених консистенцій. При вмісті твердого 70% суміш продемонструвала максимальну осадку через високу плинність, що вказує на її зручність транспортування, але можливу недостатню міцність. При 75% твердого осадка зменшилася майже вдвічі, стан консистенції суміші є однорідним і близьким до пастоподібного, що сприяє досягненню балансу міцності та текучості.

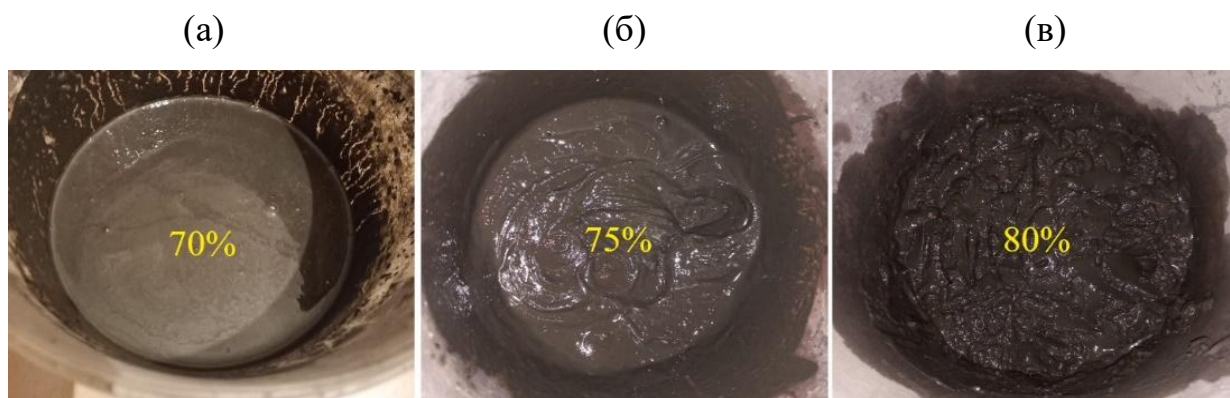


Рисунок 5.4 – Консистенція закладних сумішей при різному вмісті твердої частини: (а) 70%; (б) 75%; (в) 80%

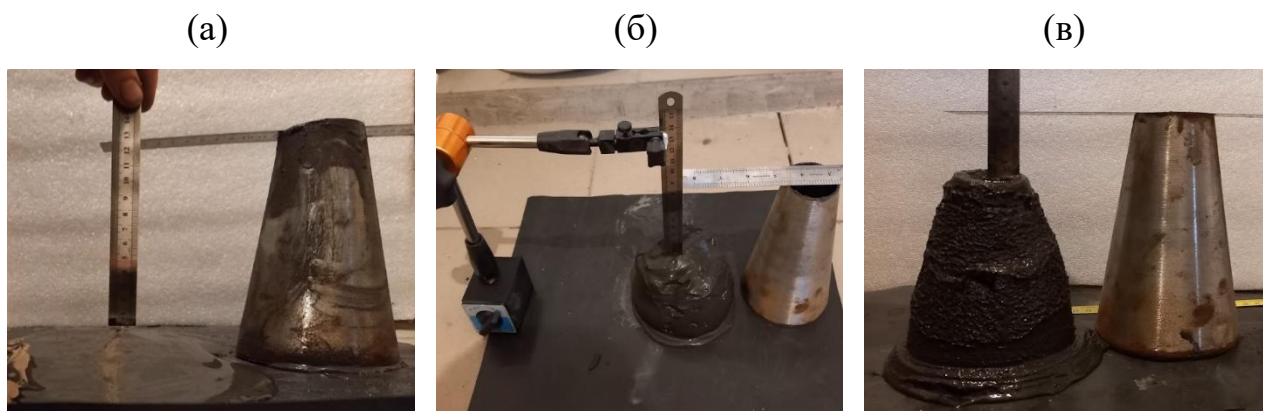


Рисунок 5.5 – Дослідження на величину осадки закладних сумішей на основі хвостів збагачення при вмісті твердої частини 70, 75 і 80%

Суміш із 80% твердого має мінімальну осадку, зберігаючи форму конуса, що вказує на її високу щільність та міцність, але обмежену транспортабельність. Аналогічні результати спостерігались при всіх сумішах з незначною різницею. Результати експериментальних вимірювань величини осадки всіх сумішей при варіації дозування цементу й вмісту загальної твердої частини зведено у Таблицю 5.5.

Результати натурних спостережень за фізичним станом консистенцій закладних сумішей корелюють зі зміною величини їх осадки від дозування цементу та вмісту твердої частини, які представлено у вигляді низки встановлених залежностей (Рис. 5.6 і 5.7). Аналіз залежностей (Рис. 5.6) показує, що вплив дозування цементу на осадку конуса варіюється залежно від вмісту загальної твердої частини, а в межах фіксованого значення вмісту твердої частини зміни величини осадки конусу є слабо вираженими.

Таблиця 5.5 – Результати осадки конусу закладних сумішей на основі хвостів збагачення при варіюванні вмісту твердої частини та дозуванні цементу

Вміст твердої частини, %	Осадка конусу, см			
	Вміст цементу, %			
	0	3	6	9
70	13,5	12,0	10,0	9,0
75	9,0	8,5	7,9	7,5
80	5,0	4,8	4,5	4,2

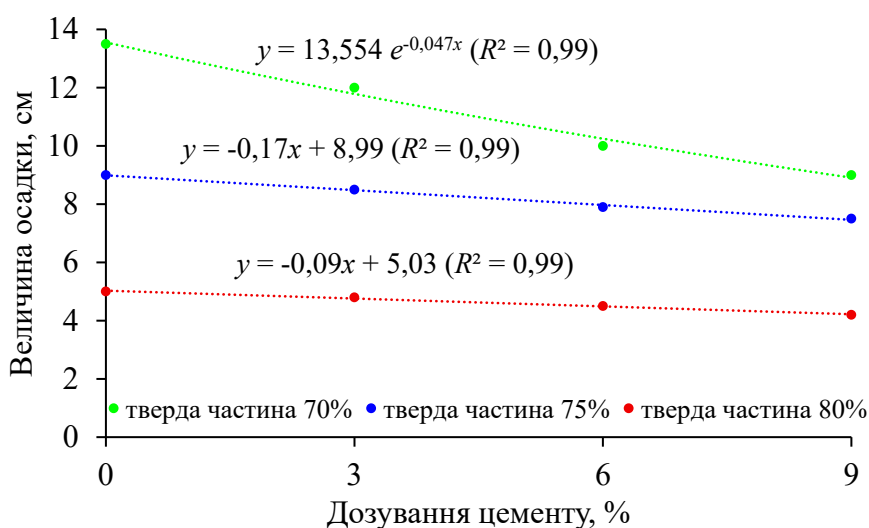


Рисунок 5.6 – Залежність величини осадки закладної суміші від дозування цементу при різному вмісті загальної твердої частини

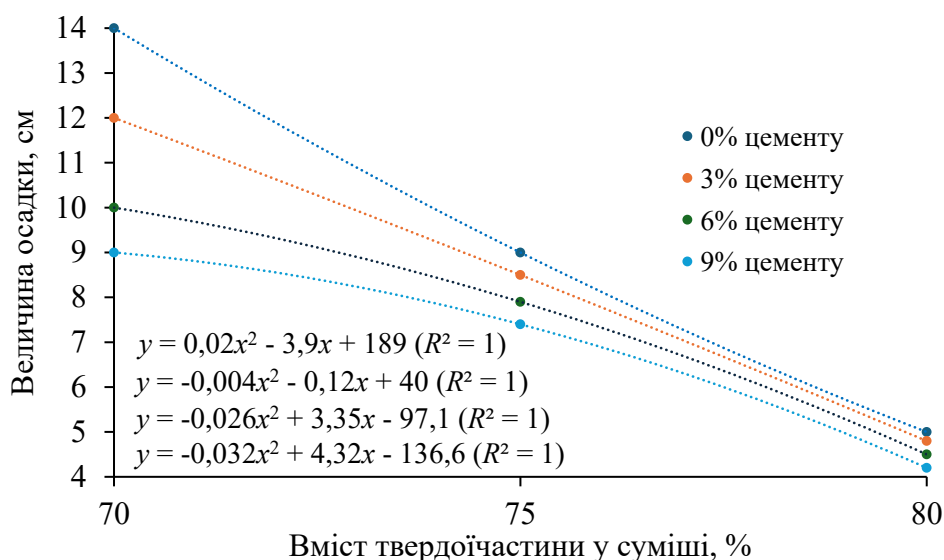


Рисунок 5.7 – Залежність величини осадки закладної суміші від вмісту загальної твердої частини при різному дозуванні цементу

При 70% твердої частини спостерігається найбільш виражений вплив цементу, де осадка зменшується на величину 4,5 см за експоненційною залежністю при збільшенні дозування цементу з 0 до 9%. Такий ефект пояснюється тим, що за низького вмісту твердої частини надлишок води створює підвищену рухливість суміші, і навіть невелике збільшення частки цементу призводить до значного зростання структурних взаємодій між частинками, що більш інтенсивно впливає на зменшення рухливості суміші. При 75% твердої частини зменшення осадки становить 1,5 см, причому залежність є лінійною, але з більш крутим нахилом, ніж при 80%. При цьому вмісті твердого вода вже обмежена, і збільшення цементу лише частково впливає на структуру суміші. При 80% твердої частини спостерігається найменший вплив цементу, де зменшення осадки становить лише 0,8 см, а залежність є лінійною і набуває майже горизонтального вигляду, що пояснюється тим, що при такому високому вмісті твердої частини суміш уже має мінімальну рухливість і додаткове введення цементу не може суттєво змінити осадку, оскільки основним регулюючим фактором є дефіцит води.

Таким чином, чим вищий вміст твердої частини, тим менший вплив дозування цементу на осадку конуса і це підтверджує, що основним фактором управління текучістю закладної суміші є регулювання загального вмісту твердої

частини, тоді як цемент є другорядним фактором у коригуванні консистенції. Вплив цементу на текучість помітний, але не є домінуючим фактором, і його дозування використовується для вторинного коригування реологічних властивостей, тоді як основним регулюючим параметром є тверда частина.

Аналіз Рисунка 5.7 показує, що осадка конуса пастової суміші суттєво зменшується при збільшенні вмісту загальної твердої частини в діапазоні 70 – 80%, що відображає різке зниження рухливості та підвищення жорсткості закладної суміші. Найбільш виражене зниження осадки конуса спостерігається в діапазоні 70 – 75%, де її величина змінюється майже вдвічі і це пов'язано з тим, що при 70% твердої частини суміш містить відносно високий об'єм вільної води, яка забезпечує високу текучість, але при збільшенні твердої фази до 75% значна частина рідини зв'язується частинками хвостів, що призводить до стрімкого зменшення осадки.

У діапазоні 75 – 80% твердої частини динаміка зменшення осадки конуса сповільнюється, а криві набувають більш пологого вигляду й пояснюється тим, що при 80% твердої фази пастова суміш наближається до граничного стану, коли вільна вода практично відсутня, і подальше зменшення осадки відбувається більш поступово. У цій області суміш стає малорухомою, а її транспортабельність значно ускладнюється, що підтверджується слабкою реакцією на зміну дозування цементу. Всі зміни величини осадки від різного вмісту твердого описуються поліноміальними залежностями другого порядку. Також із варіюванням вмісту твердого чітко простежується вплив дозування цементу: при 70% він є найбільш вираженим, а при 80% – стрімко падає, що підтверджується характером звуження графіків.

Аналіз встановлених залежностей на Рисунках 5.6 і 5.7 показує, що оптимальна транспортабельність закладної суміші знаходиться в межах 7 – 9 см осадки конусу, якій відповідає компонентний склад – твердої частини близько 75%, величина дозування цементу 6%. Крім того, у діапазоні осадки 7 – 9 см та зазначеному компонентному складі спостерігається найбільш однорідний і пастоподібний стан консистенції закладної суміші, що забезпечить її стабільну транспортабельність без ризику розшарування компонентів суміші або надмірного загустіння. Пастоподібний стан суміші при значенні 75% досягається однаково для діапазону

цементу 3 – 9%. Далі закладні суміші, які володіють пастоподібним станом (при 75%) твердого промарковані дещо по іншому: П-(ЦХ)-75-94/3, П-(ЦХ)-75-94/6, П-(ЦХ)-75-94/9, де замість «3» вводиться шифр «П», що означає пастова суміш.

Окрім реологічних властивостей експериментальних закладних сумішей вивчалась також зміна їх щільності від вмісту твердої частини у діапазоні 70 – 80%. Структура твердої частини сумішей представлена вмістом 94% хвостів збагачення і 6% цементу, тому домінуючий вплив на щільність суміші чинить саме вміст хвостів. Щільність закладної суміші є важливим параметром, що визначає її реологічні та механічні властивості й безпосередньо впливає на процес пересування трубопроводом, формування закладного масиву та подальшу його міцність. Залежність зміни щільності закладної суміші від вмісту загальної твердої частини ілюструється на Рисунку 5.8. Аналіз показує лінійну залежність між вмістом твердої частини (%) та щільністю закладної суміші, що описується рівнянням $y = 0,026x + 0,0343$ з високим коефіцієнтом детермінації $R^2 = 0,99$. Це свідчить про те, що 99% змін щільності пояснюються варіаціями вмісту твердої частини. Залежність обумовлена зменшенням вмісту води, щільнішим укладанням частинок і зменшенням водовідділення, що узгоджується з теоретичними уявленнями щодо густих суспензій. Отримані результати важливі для оптимізації рецептури закладної суміші, контролю процесу приготування та прогнозування її механічних властивостей.

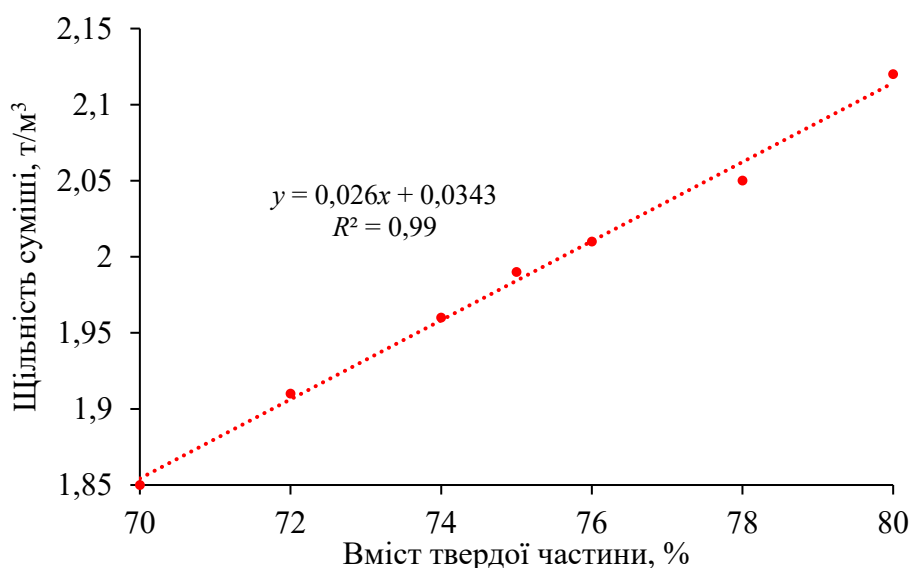


Рисунок 5.8 – Залежність зміни щільності закладної суміші від вмісту загальної твердої частини

Окрім осадки конусу, що визначає першочергову здатність закладної суміші до транспортування трубопроводом, досліджувались її реологічні характеристики [285]. Зважаючи на те, що оптимальною консистенцією визначено склад суміші П-(ЦХ)-75-94/6, що містить близько 75% твердої частини, 6% цементу (по твердому) і 25% води, то комплекс реологічних властивостей (динамічна в'язкість, напруження зсуву, тиксотропність) досліджувався саме на даній рецептурі.

Першочергово оцінювалась тиксотропність суміші з використанням цифрового віскозиметра за допомогою підходу петлі гістерезису згідно визначеної раніше методики. Пастоподібна суміш демонструє чітко виражену псевдопластичну поведінку, що підтверджується значним зниженням динамічної в'язкості з 2000 до 500 ср у міру збільшення швидкості зсуву в режимі «вперед», що зумовлене поступовим руйнуванням внутрішньої коагуляційної структури, утвореної частинками твердої фази. Аналіз результатів дозволяє класифікувати досліджувану пастову суміш як реологічно складну, неньютонівську рідину.

Важливим спостереженням слід зазначити розбіжність в'язкісних характеристик за ідентичних швидкостей зсуву на прямому та зворотному шляху навантаження, що свідчить про залежність реологічних властивостей від часу.

Результати розрахунку відносного індексу тиксотропії для суміші П-(ЦХ)-75-94/6 показали, що його значення складає $T = 7,8\%$. Такий показник, згідно з оціночною шкалою, характеризується як «дуже низький». З одного боку, такий низький показник є сприятливим для запобігання закупорці під час зупинок, оскільки мінімізує ризик швидкого гелеутворення суміші у трубопроводі. З іншого боку, є ускладненням, оскільки ослаблена внутрішня структура нездатна забезпечити повною мірою седиментаційну стійкість суміші та утримувати тверді частинки у завислому стані, що підтверджується спостереженнями за незначним вільним водовідділенням при твердінні суміші у металевій формі. Зазначене створює ризик осідання частинок та замулення системи під час транспортування, особливо при падінні швидкості потоку суміші нижче критичної межі або в локальних зонах, таких як місця поворотів трубопроводу. Для покращення седиментаційної стійкості суміші далі було досліджено введення до її складу суглинку.

Для прогнозування транспортабельних властивостей пастової закладної суміші важливим питанням є визначення реологічної моделі, якою описується її структура в результаті зсуву у трубопроводі. Пастові суміші є складними дисперсними системами з високим вмістом твердих фаз, і в умовах течії проявляють неньютонівську поведінку. З цієї причини вони не можуть бути охарактеризовані сталою величиною в'язкості, яка характерна ньютонівським рідиham. Визначення реологічної моделі дозволяє кількісно описати межу текучості та пластичну або апаратну в'язкість, що є основою для розрахунку таких важливих параметрів як тиск перекачування, критична швидкість, уникнення осідання частинок, характеристик насосного обладнання, енергоспоживання та гідравлічного опору. Без виявлення особливостей реологічної моделі прийнятої суміші проектування системи транспортування супроводжується значними невизначеностями, що, насамперед, підвищує ризик аварійних ситуацій або зростання експлуатаційних витрат. Крім того, знання реологічних характеристик важливе для оцінки суміші до зручного її укладання в пустотах, досягнення однорідності та утворення монолітної структури закладного масиву в процесі твердіння.

Сьогодні у світовій практиці пастових закладних сумішей їх реологічна поведінка може описуватись декількома моделями (Бінгама, Гершеля-Баклі, Оствальда-де Вале тощо), які визначаються та уточнюються шляхом побудови залежностей напруження – зсуву від швидкості зсуву. Для врахування ширшої області варіювання реологічних параметрів, окрім суміші з вмістом твердого 75%, досліджено пониження вмісту твердого до 74 і 73%. У процесі експериментальних досліджень із використанням цифрового віскозиметру було встановлено, що при низьких швидкостях обертання, а саме 3 об/хв, що відповідає швидкості зсуву $0,62 \text{ c}^{-1}$, прилад не фіксував напруження зсуву, при цьому початок реєстрації спостерігався, починаючи з 6 об/хв ($1,24 \text{ c}^{-1}$), що вказує на наявність порогового (граничного) напруження зсуву суміші. Зазначена характеристика є першою ознакою реологічної поведінки пастоподібної суміші за моделлю Гершеля-Баклі, де до досягнення певного критичного навантаження течія не виникає.

Таким чином, для коректного опису реологічної поведінки досліджуваних сумішей, що мають межу текучості, була використана модель Гершеля-Баклі:

$$\tau = \tau_0 + K \cdot \gamma^n, \text{ Па}, \quad (5.1)$$

де τ_0 – межа текучості, Па; K – консистентний індекс, Па·с^{*n*};

γ – швидкість зсуву, с⁻¹;

n – індекс течії, безрозмірна величина, що показує ступінь псевдопластичності.

Для отримання конкретних реологічних рівнянь пастових сумішей за моделлю Гершеля-Баклі за допомогою цифрового ротаційного віскозиметра експериментально визначені взаємопов'язані реологічні параметри напруження та швидкості зсуву, які наведено у Таблиці 5.6. Для кількісного визначення реологічних параметрів рівнянь Гершеля-Баклі, таких як межа текучості τ_0 , коефіцієнт консистенції K та індекс течії n кожного з досліджуваних складів (75, 74 і 73% твердого) було застосовано метод нелінійної регресійної апроксимації експериментальних точок. Розраховані параметри, а також коефіцієнт детермінації, що підтверджує високу точність апроксимації та моделей, зведені у Таблицю 5.7. Як видно з Таблиці 5.7, апроксимація даних за моделлю Гершеля-Баклі показує надзвичайно високу точність $R^2 > 0,99$. На основі розрахованих параметрів реологічні рівняння для сумішей мають вигляд:

– суміш П-(ЦХ)-6-75:

$$\tau = 19,3 + 6,45 \cdot \gamma^{0,82} \text{ Па}; \quad (5.2)$$

– суміш П-(ЦХ)-6-74:

$$\tau = 7,94 + 6,55 \cdot \gamma^{0,82} \text{ Па}; \quad (5.3)$$

– суміш П-(ЦХ)-6-73:

$$\tau = 2,5 + 6,47 \cdot \gamma^{0,771} \text{ Па}. \quad (5.4)$$

Таблиця 5.6 – Експериментальні дані швидкості та напруження зсуву пастових закладних сумішей

Швидкість зсуву γ , с ⁻¹	Напруження зсуву при вмісті твердого у суміші τ , Па		
	75%	74%	73%
1,24	25,00	13,21	8,20
2,49	42,95	24,93	16,43
6,24	55,29	39,86	29,30
12,48	63,48	46,10	36,85

Таблиця 5.7 – Параметри реологічних моделей Гершеля-Баклі

Реологічний параметр	Напруження зсуву при вмісті твердого у суміші τ , Па		
	75%	74%	73%
Межа текучості τ_0 , Па	19,3	7,94	2,5
Коефіцієнт консистенції K	6,45	6,55	6,47
Індекс течії n	0,82	0,82	0,771
Коефіцієнт детермінації R^2	0,997	0,9997	0,9998

Отже, встановлено, що зниження концентрації твердої частини, з однієї сторони, покращує транспортабельність за рахунок зниження межі текучості та в'язкості, але з іншої – підвищує ризик седиментації частинок через значне падіння тієї самої межі текучості, що послаблює внутрішню структуру суміші. Як раніше встановлено, оптимальний пастоподібний стан досягається при вмісті твердого 75%, що обмежується необхідними міцнісними характеристиками масиву.

Оскільки для визначення гідравлічного опору та необхідного тиску насосів потрібне оперування значеннями напружень зсуву за більш високих швидкостей, буде виконана екстраполяція даних на основі встановленої реологічної моделі Гершеля-Баклі. Такий підхід є стандартною практикою та ґрунтується на припущенні, що виявлена нелінійна залежність зберігає свій характер і за більш високих швидкостей зсуву, характерних для напірного трубопровідного транспорту.

Графічна ілюстрація експериментальних даних, на основі яких було розраховано ці параметри, а також візуалізація високої точності апроксимації за моделлю Гершеля-Баклі наведені на Рисунку 5.9. Ці екстрапольовані дані на більш високих швидкостях зсуву є основою для інженерних розрахунків гідравлічного опору та підтверджують раніше зроблений висновок, що незважаючи на те, що суміш 75% створює найбільший гідравлічний опір при перекачуванні у порівнянні з сумішами 74 і 73%, вона є оптимальною завдяки необхідній седиментаційній стійкості та кінцевим міцнісним характеристикам. З метою покращення реологічних характеристик пастової суміші для можливості збільшення її довжини транспортування було досліджено умови використання дрібнодисперсної добавки, а саме природного суглинку.

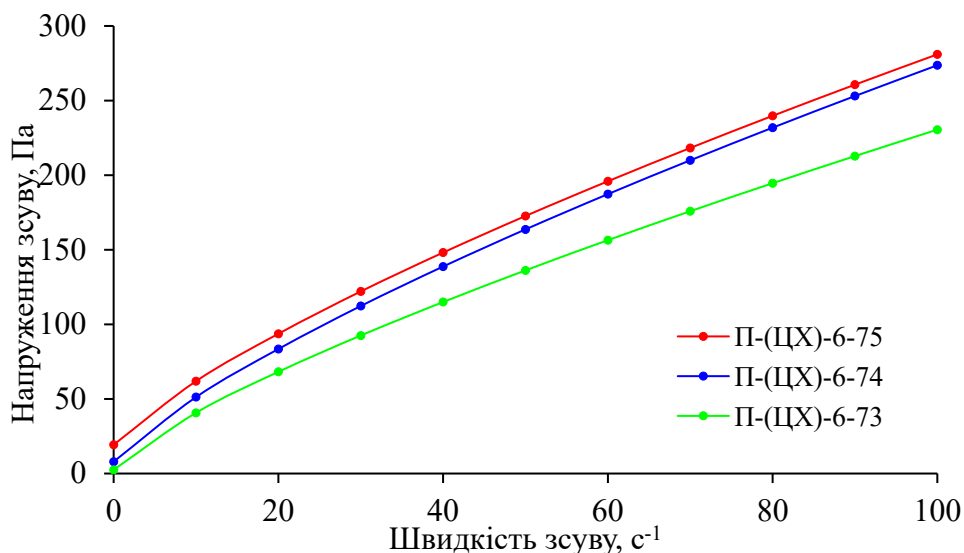


Рисунок 5.9 – Залежність напруження зсуву пастової суміші від швидкості зсуву при різних значеннях загального вмісту твердої частини (73, 74 і 75%)

Виходячи з фундаментальних принципів хімії цементу [283], відомо, що надлишковий вміст глинистих частинок, які характеризуються більш високою водопотребою, може негативно вплинути на процеси гідратації в'язучого й, відповідно, кінцеву міцність. Тому реологічні дослідження сфокусовані на вивченні ефекту заміни 1% хвостів збагачення на 1% суглинку як умовно потенційно безпечної концентрації. Експериментально визначені взаємопов'язані реологічні параметри напруження зсуву та швидкості зсуву, які наведено у Таблиці 5.8.

Для умов пастової закладної суміші П-(ЦХСГ)-6-75, що містить суглинок, рівняння моделі Гершеля-Баклі матиме вигляд:

$$\tau = 17,5 + 5,06 \cdot \dot{\gamma}^{0,77}, \text{ Па.} \quad (5.5)$$

Реологічні параметри моделі Гершеля-Баклі, розраховані методом нелінійної регресії з $R^2 > 0,99$) мають наступні значення: межа текучості – 17,50 Па; індекс консистенції K – 5,06; індекс течії – 0,770.

Таблиця 5.8 – Експериментальні реологічні параметри суміші П-(ЦХСГ)-6-75

Швидкість зсуву $\dot{\gamma}$, с ⁻¹	Напруження зсуву τ , Па
1,24	23,37
2,49	35,14
6,24	40,50
12,48	51,82

Графічна ілюстрація експериментальних даних за реологічною моделлю Гершеля-Баклі наведена на Рисунку 5.10, де також порівнюється пастова суміш без суглинку П-(ЦХ)-6-75. Аналіз даного рисунка показує, що введення 1% суглинку чинить істотну пластифікуючу дію на пастову закладну суміш, що виражається у значному зниженні напруження зсуву (жовта крива) порівняно з базовим складом (червона крива) в усьому досліджуваному діапазоні.

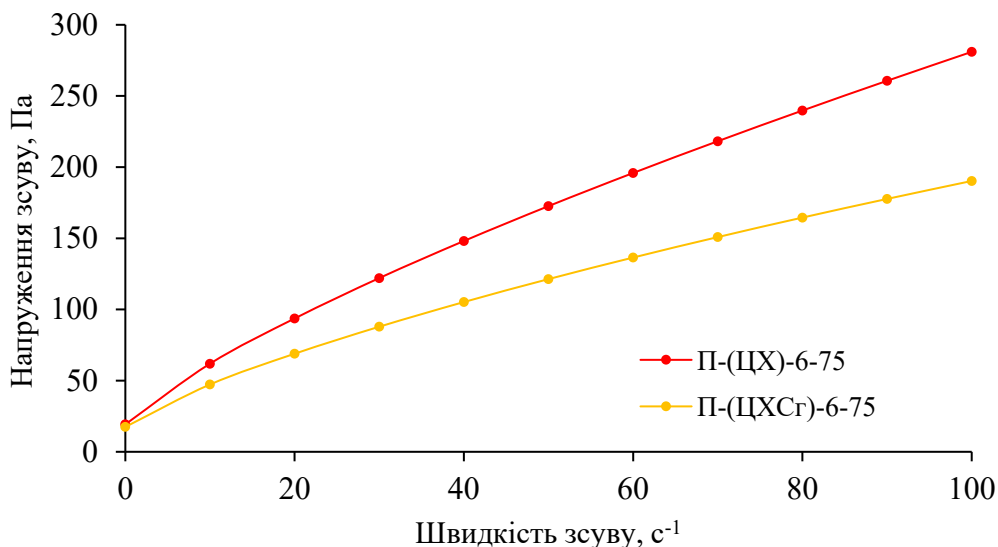


Рисунок 5.10 – Залежність напруження зсуву пастової суміші від швидкості зсуву при фіксованому значенні твердого 75% без та з додаванням 1% суглинку

Слід зазначити, що ця різниця зростає зі збільшенням швидкості зсуву, досягаючи максимальних значень в області 60 – 100 с⁻¹, яка моделює умови промислового трубопровідного транспорту. Таке зниження напруження зсуву на стінці трубопроводу призведе до зменшення гідравлічного опору й, відповідно, втрат тиску на всій довжині траси, що у свою чергу підвищить дальність транспортування при тій самій потужності насосного обладнання та зменшить експлуатаційні енерговитрати на перекачування.

5.3. Дослідження процесів гідратації пастових закладних сумішей на основі цементу як традиційного в'язучого матеріалу

Розуміння кінетики процесу гідратації та твердіння пастової закладної суміші є важливим, оскільки дозволяє прогнозувати динаміку процесу набору

міцності закладного масиву в часі, визначити оптимальні умови твердіння та підібрати компонентний склад суміші з метою досягнення необхідних механічних характеристик і довговічності з урахуванням економічних вимог.

Для дослідження кінетики процесу гідратації можливо застосувати властивість електропровідності (ЕП), яку можна виміряти відразу з моменту приготування свіжої пастової закладної суміші до її затвердіння. ЕП є однією з важливих властивостей матеріалів, що характеризує їх здатність проводити електричний струм. Попередніми дослідженнями встановлено, що показник ЕП можна використовувати для оцінки інтенсивності та еволюції гідратації й мікроструктурних трансформацій у зразках пастового закладання.

Електропровідність відображає концентрацію іонів у суміші, що пов'язано з розчиненням та взаємодією мінералів компонентів, таких як цемент, дрібні частинки хвостів і вода, та забезпечується за рахунок їх руху. У процесі гідратації розчинених іонів поступово стає менше, оскільки вони беруть участь у формуванні нових твердих кристалічних фаз, і величина ЕП поступово знижується. Отже, електропровідність суміші залежить від кількості (концентрації) іонів та їхньої рухливості й чим більше іонів і вище їх рухливість, тим вищою є провідність. Відстежуючи зміну ЕП з часом, можна оцінити швидкість та етапи гідратації, що допоможе прогнозувати момент, коли суміш досягає певного рівня міцності, а також визначити, наскільки ефективно відбувається твердіння та структуроутворення закладного масиву.

У результаті виконання серії експериментальних вимірювань зміни величин електропровідності приготовлених пастових закладних сумішей з часом при різному вмісті цементу та фіксованому оптимальному вмісту твердого 75%, коли досягається пастоподібний стан, отримано графіки зміни їх динаміки, що ілюструється на Рисунку 5.11. Аналіз даного рисунка вказує на хвилеподібний характер гідратації в'язучого матеріалу та дозволяє зробити низку важливих наукових результатів [284]. Так, на початковому етапі (до 400 годин) спостерігається поступове зростання електропровідності для всіх сумішей, що можна пояснити активною фазою гідратації цементу, при чому при вмісті 6 і 9% інтенсивність вища.

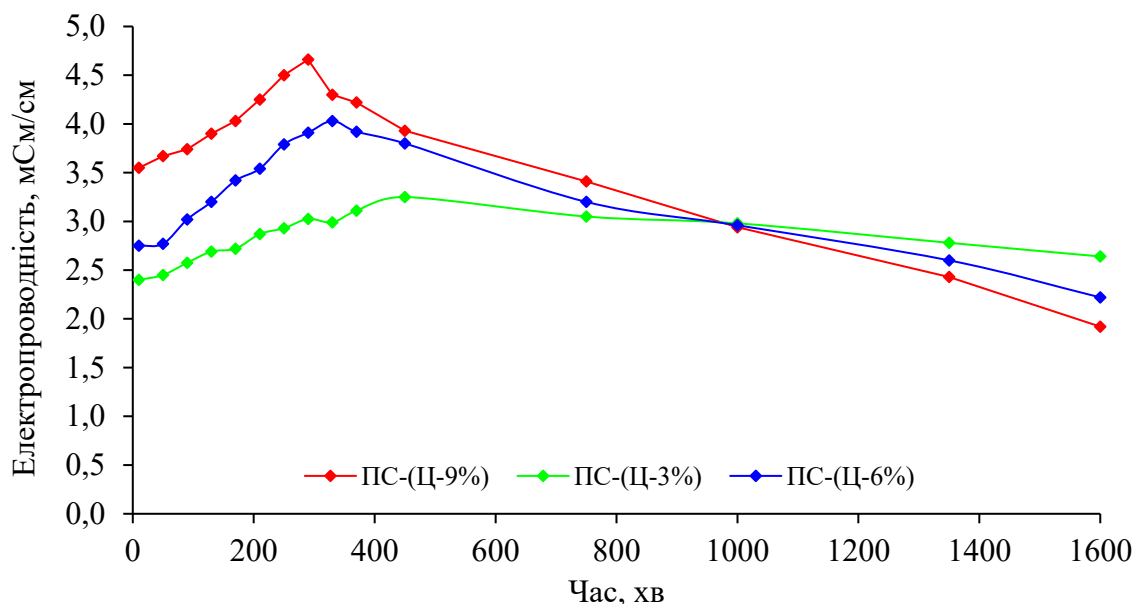


Рисунок 5.11 – Динаміка зміни величини електропровідності з часом при різному вмісті цементу в пастовій закладній суміші

У цей період у розчині збільшується концентрація іонів через розчинення цементу та утворення гідратних фаз. Також для кожної пастової суміші максимального значення ЕП набуває у різні моменти часу. Суміш з 9% вмістом в'язучого досягає найбільшого піку 4,65 мСм/см через приблизно 300 годин, з 6% значення 4,03 мСм/см – через 370 годин та із 3%, відповідно, 3,25 мСм/см – через 460 годин. Також існує різниця у часі досягнення піку між сумішами з 9 і 3% цементу, яка становить близько 160 хвилин, що вказує на приблизно 35% різницю у швидкості початку гідратації між ними та на 19% між 9 і 6%.

Тривалість активної фази гідратаційних процесів на основі досліджень властивості електропровідності сумішей підтверджена також вимірюванням часу їх схоплювання за допомогою приладу Віка (ОГЦ-1), результати яких подано у Таблиці 5.9. Аналіз табличних даних показує, що зі збільшенням вмісту цементу від 3 до 9% початок схоплювання закономірно зміщується з 400 до 318 хвилин або у 1,26 рази, а завершення – з 580 до 468 хвилин або у 1,24 рази, що свідчить про прискорення гідратації. При дозуванні 6% цементу схоплювання починається на 9% швидше, а при дозуванні 9% – на 20% швидше, ніж при 3%. Зазначене пояснюється підвищеним вмістом активних фаз, що пришвидшує виділення іонів у розчин, формування С-S-H гелів і загальну структуру матеріалу.

Таблиця 5.9 – Термін схоплювання пастових закладних сумішей при фіксованій твердій частині та різному дозуванні цементу

Індекс суміші	Час схоплювання суміші (після замішування), хв	
	Початок	Завершення
П-(ЦХ)-75-94/3	400	580
П-(ЦХ)-75-94/6	365	535
П-(ЦХ)-75-94/9	318	468

Таким чином, збільшення цементу значно зменшує час схоплювання, що важливо для процесу перетворення пастових закладних сумішей з рідкого у монолітний стан, виготовлених на основі цементу та хвостів збагачення. Результати дослідження ЕП пастових закладних сумішей та вимірювання часу їх схоплювання за допомогою приладу Віка (Рис. 5.11, Табл. 5.9) доводять високий рівень збіжності. Графік зміни електропровідності показує, що її максимальні значення спостерігаються перед початком зниження. Це співпадає з моментом початку схоплювання, зафіксованого приладом Віка: для суміші з 9% цементу – близько 318 хв, з 6% цементу – 365 хв, з 3% цементу – 400 хв. Зазначене підтверджує, що пікове значення електропровідності відповідає найінтенсивнішій фазі іонного обміну у рідкій фазі цементної суспензії, після чого починається активне формування гідратних продуктів та зменшення кількості вільних іонів. Завершення схоплювання 468, 535 і 580 хв відповідно також відповідає помітному зниженню ЕП, що символізує про завершення фінальної стадії твердіння. Таким чином, вимірювання електропровідності та визначення часу схоплювання методом Віка демонструють однакові тенденції у кінетиці гідратації та підтверджують взаємозв'язок між інтенсивністю іонних процесів і переходом суміші у твердий монолітний стан.

Визначена кінетика гідратації досліджених пастових сумішей показує, що за умовами їх транспортування вони можуть достатньо довго залишатись у пластичному стані без ризику передчасного схоплювання в трубопроводі, початок якого настає через 318 – 400 хв після замішування, проте вирішальним буде реологічна поведінка сумішей. Важливо, що у відкритих умовах заповнення провальних зон або закритих кар'єрів більш швидке твердіння є важливим для

досягнення монолітного стану закладного масиву до появи можливих опадів, що підтверджується часом завершення схоплювання (468 – 580 хв), особливо для сумішей із вмістом 6 – 9% цементу.

Якщо порівняти максимальні пікові значення електропровідності та вміст цементу в закладній суміші, то існує кореляційний зв'язок між ними, що описується поліноміальною залежністю 3-го порядку (Рис. 5.12). Аналіз показує, що пікове значення ЕП збільшується зі збільшенням вмісту цементу у пастовій суміші за поліноміальним законом 3-го порядку. Залежність відображає складність процесу гідратації пастової суміші, де при низькому вмісті в'язучого (до 3%) зростання електропровідності відбувається менш інтенсивно, проте при подальшому збільшенні вмісту до 6 і 9% спостерігається більш значне зростання, що вказує на посилення іонних процесів та інтенсивніше протікання гідратації. Результати цих досліджень демонструють, що ЕП закладної суміші є індикатором активності гідратаційних процесів і залежить від вмісту в'язучого матеріалу, у даному випадку цементу. Збільшення вмісту цементу закономірно прискорює гідратацію, підвищуючи максимальну електропровідність і скорочуючи час її зниження. У подальшому висунуто припущення, що не тільки величина, але й ширина пікових діапазонів або час досягнення максимального піку ЕП у пастових сумішах можуть корелювати з міцнісними характеристиками монолітного закладного масиву.

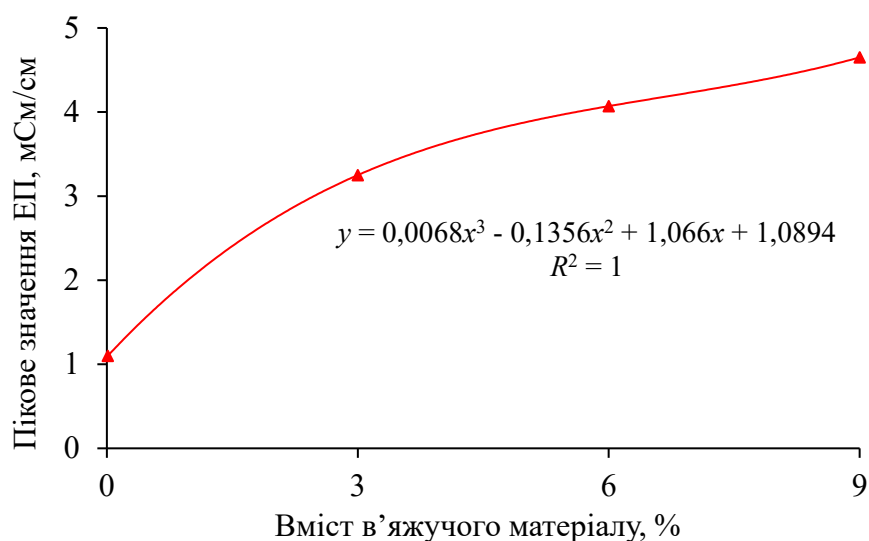


Рисунок 5.12 – Закономірність зміни досягнутих пікових значень ЕП при різному вмісті цементу в пастовій закладній суміші

Ці ймовірні закономірності можуть виступати надійним індикатором прогнозування, проте для цього потрібно оперувати експериментальними даними значень міцності закладання на стиск при різному дозуванні та безпосередньо видах в'язучого матеріалу, які мають різну активність й концентрацію іонів у складі суміші, що було зроблено у ході подальших досліджень.

5.4. Дослідження фізико-механічних характеристик пастового закладання на основі цементу як традиційного в'язучого матеріалу

При встановленому оптимальному значенні вмісту твердого 75% були приготовані пастові закладні суміші зі змінним вмістом цементу 3, 6 і 9% від загальної твердої частини. Портландцемент є основною в'язучою речовиною з високою гідравлічною активністю та найбільш розповсюдженим у закордонній практиці закладних робіт і по суті є еталоном, проте дороговартісним матеріалом. Були виготовлені кубічні зразки закладних сумішей П-(ЦХ)-75-3/97, П-(ЦХ)-75-6/94, П-(ЦХ)-75-9/91 та випробувані на міцність при стисканні через 3, 7, 14, 28 і 56 днів. На кожен компонентний склад у різний запланований термін твердіння виготовлено по 3 кубічних зразки, які досліджувались на міцність при стисканні. На підставі отриманих значень розраховувалось середньоарифметичне значення міцності. Загалом виготовлено та досліджено 45 кубічних зразків.

Випробування міцності на стиск кубічних зразків наведено на Рисунку 5.13, а випробувана партія зруйнованих зразків – на Рисунку 5.14. Результати експериментальних досліджень наведено у Таблиці 5.10, а виявлені графічні залежності особливостей впливу дозування та термінів твердіння – на Рисунках 5.15 і 5.16. Аналіз показує (Рис. 5.15 і 5.16), що спільний розгляд залежностей міцності від дозування цементу та від терміну твердіння дозволяє сформувати вичерпну кількісно-якісну картину процесу зміцнення пастового закладання.

Встановлено, що збільшення дозування цементу з 3 до 9% є домінуючим фактором зростання міцності, причому ця залежність має нелінійний, поліноміальний характер, вказуючи на те, що кожний наступний відсоток цементу чинить все більший внесок у кінцеву міцність.



Рисунок 5.13 – Дослідження міцності на стиск зразків закладного масиву



Рисунок 5.14 – Ілюстрація партії випробуваних на міцність кубічних зразків

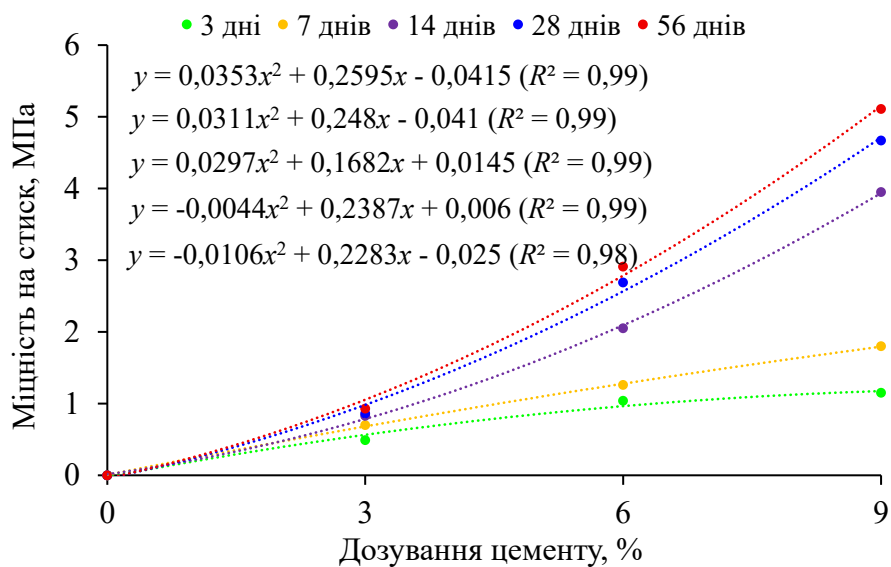


Рисунок 5.15 – Залежності зміни міцності закладання на стиск від дозування цементу при різному терміні твердіння й фіксованому вмісті твердого 75%

Таблиця 5.10 – Результати випробувань зразків на міцність при стисканні при фіксованому вмісті твердої частини 75% та варіюванні в'язучого (3, 6 і 9%)

Термін твердіння, дні	Зразки	Міцність зразків на стиск, МПа		
		П-(ЦХ)-75-3/97	П-(ЦХ)-75-6/94	П-(ЦХ)-75-9/91
3	R_1	0,47	1,00	1,14
	R_2	0,49	1,04	1,15
	R_3	0,50	1,06	1,19
	$R_{сер}$	0,49	1,04	1,15
7	R_1	0,69	1,24	1,75
	R_2	0,70	1,26	1,80
	R_3	0,74	1,27	1,85
	$R_{сер}$	0,70	1,26	1,80
14	R_1	0,86	2,08	3,95
	R_2	0,83	2,05	4,17
	R_3	0,83	1,98	3,90
	$R_{сер}$	0,83	2,05	3,95
28	R_1	0,84	2,79	4,66
	R_2	0,86	2,69	4,83
	R_3	0,86	2,64	4,67
	$R_{сер}$	0,86	2,69	4,67
56	R_1	0,95	2,91	5,11
	R_2	0,91	2,83	4,82
	R_3	0,93	3,02	5,14
	$R_{сер}$	0,93	2,91	5,11

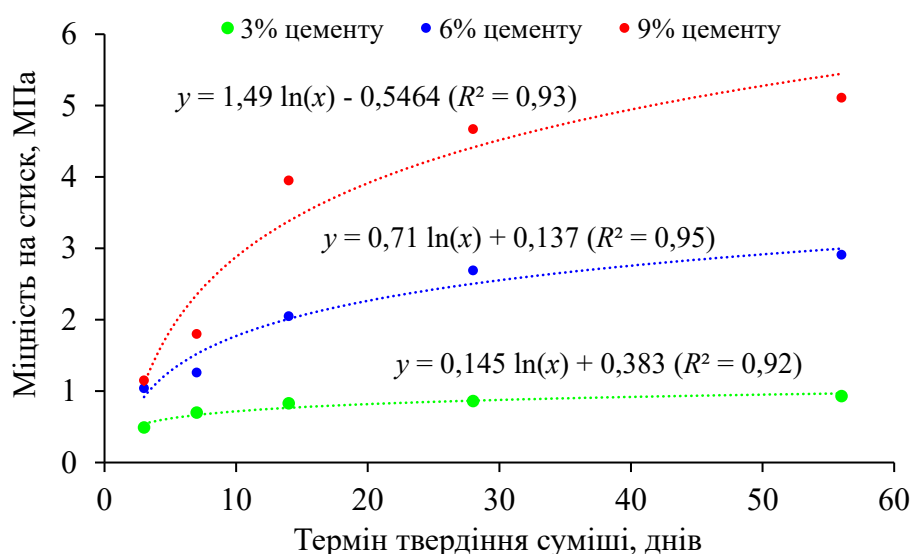


Рисунок 5.16 – Залежності зміни міцності закладання на стиск від терміну твердіння при різному дозуванні цементу у відкритих умовах

Кількісно, якщо вже на 3-й день різниця у міцності між 3 і 9% складами становить 2,3 рази (1,15 проти 0,49 МПа), то ця різниця прогресує з часом, сягаючи 4,8 рази на 14-й день (3,95 проти 0,83 МПа) та максимального значення у 5,5 разів на 56-й день (5,11 проти 0,93 МПа). При цьому також безпосередньо зростає і абсолютна різниця у міцності, збільшуючись з 0,66 МПа на 3-тю добу до 4,18 МПа на 56-у добу.

У свою чергу, кінетика набору міцності для кожного окремого складу описується логарифмічною залежністю, що є характерним для процесів гідратації, де найбільш інтенсивне зростання спостерігається у початковий період (перші 14 днів). При цьому інтенсивність набору міцності для 9% складу більше, ніж у 10 разів перевищує інтенсивність для 3% складу. Таким чином, комплексний аналіз доводить, що 3-кратне збільшення дозування цементу призводить не лише до більше, ніж 5-кратного зростання кінцевої міцності, але й до 10-кратного прискорення її набору, що надає основу для економічної оптимізації компонентних складів пастових сумішей, а саме з'являється можливість точно розрахувати необхідну кількість цементу та час твердіння для досягнення будь-якої заданої проєктної міцності у визначений термін і балансуючи з вартістю цементу.

Для визначення оптимального дозування цементу враховується приріст міцності та вартісні показники, а також введено новий інтегральний показник – економічний приріст міцності на 1 грн витрат (МПа/грн), що дозволяє оцінити ефективність кожного відсотка цементу з точки зору його впливу на міцність закладного масиву. Методика оцінки включає кілька етапів: врахування міцності пастової суміші при вмісті цементу 3, 6 і 9% та екстраполяцію даних міцності при 1, 2, 4, 5, 6, 7 і 8% на різних строках твердіння (3, 7, 14, 28 і 56 днів); розрахунок маси цементу в 1 м³ суміші з урахуванням компонентного складу сумішей; розрахунок вартості цементу на 1 м³ суміші, виходячи з ринкової ціни; розрахунок показника (МПа/грн) як відношення міцності (МПа) до витрат на цемент (грн/м³) для кожного дозування та строку твердіння; побудова графіків залежності від дозування цементу в часі, що дозволяє здійснити аналіз максимальної ефективності певного дозування. Вартість портландцементу М-500 підприємства

ПрАТ «Кривий Ріг Цемент», що реалізується у будівельних мережах, складає 130 грн за 25 кг. Враховуючи те, що при здійсненні закладних операцій із заповнення техногенних пустот в'язучий матеріал буде закуповуватись напряду з цементного заводу, без посередництва, а також з урахуванням оптової знижки, вважаємо, що ціна може бути зменшена на 30%, що складе 85 грн за 25 кг.

Аналітичними розрахунками за вищезазначеною методикою встановлені залежності зміни показника економічного приросту міцності пастового закладання від дозування цементу при різних термінах твердіння (Рис. 5.17). Виходячи з графіків і розрахунків показника МПа/грн, видно, що при збільшенні дозування цементу з 3 до 6% приріст міцності значно наростає, особливо на термінах твердіння 14, 28 і 56 днів, де МПа/грн зростає на 0,002 – 0,005 при дозуванні від 3 до 6%. Це означає, що до 6% цементу кожна одиниця витрат на цемент дає максимальний приріст міцності. Однак при подальшому збільшенні дозування цементу до 7 – 9% приріст сповільнюється, що стає особливо помітним на 28 і 56 днях: показник МПа/грн стабілізується і збільшується незначно. Таким чином, з підвищенням дозування цементу вище 6% ефективність витрачених коштів на цемент знижується. Крім того, на графіках видно, що з 3 до 6% цементу приріст міцності на 1 грн витрат збільшується на 0,002 – 0,004 МПа/грн, а при 7 – 9% цементу – стає менш вираженим, що підтверджує недоцільність подальшого додавання цементу.

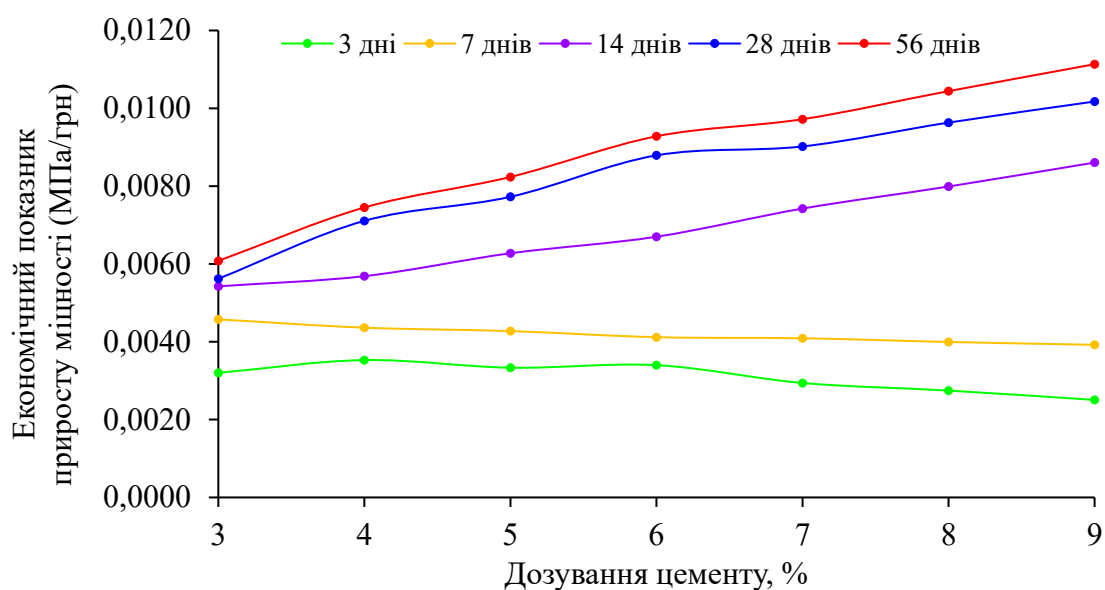


Рисунок 5.17 – Залежності зміни показника економічного приросту міцності пастового закладання від дозування цементу при різних термінах твердіння

З наукової точки зору, при дозуванні 6% цементу досягається оптимальний баланс між міцністю та економічною ефективністю, оскільки витрати на цемент зростають, але приріст міцності на 1 грн стає мінімальним при подальшому збільшенні порції. Величина дозування 6% є найбільш економічно ефективною і технологічно обґрунтованою для пастової суміші, забезпечуючи максимальну міцність при мінімальних додаткових витратах.

Слід відзначити, що чітко видно тенденцію різниці характеру залежностей при 3 і 7-ми днях твердіння та 14, 28 і 56-ти днях. Так, при 3 і 7-денному терміні збільшення дозування цементу з 3 до 9% призводить до зниження показника МПа/грн, оскільки процес гідратації цементу ще не завершений, і міцність на цих термінах росте не так швидко. При високих порціях цементу витрати на матеріал зростають швидше, ніж приріст міцності. На 14 – 56-ти днях тенденція змінюється, оскільки гідратація цементу завершується, і на цих термінах збільшення дозування є ефективнішим, даючи суттєвіший приріст міцності, що призводить до підвищення МПа/грн і покращення пропорції витрат до міцності. Зазначене свідчить про те, що на пізніших термінах твердіння додаткова кількість цементу значною мірою впливає на механічні характеристики, що робить його додавання виправданим з економічної точки зору. На підставі аналізу залежностей (Рис. 5.17) встановлено, що оптимальне дозування цементу в пастовій закладній суміші досягається при 6%, що підтверджується комплексним аналізом динаміки набору міцності з урахуванням пропорційності витрат на цемент.

Окрім важливості дослідження впливу величини дозування в'язучого матеріалу на міцність закладного масиву значний вплив також має саме зміна вмісту загальної твердої частини у структурі закладної суміші. Для виявлення закономірностей впливу саме вмісту твердої частини у суміші на зміну міцнісних характеристик, досліджено їх взаємозв'язок шляхом приготування, окрім вже дослідженої суміші при 6% цементу з вмістом твердого 75%, також сумішей при такому ж самому рівні дозування цементу, але із вмістом загального твердого 70 і 80%. Виготовлені зразки зазначених закладних сумішей досліджувались на міцність при стисканні за встановленим експериментальною програмою терміном твердіння 3, 7, 14, 28 і 56 днів. Результати випробування зведено у Таблицю 5.11.

Таблиця 5.11 – Результати випробувань зразків на міцність при фіксованому дозуванні цементу 6% та варіюванні загального вмісту твердого 70, 75 і 80%

Термін твердіння, дні	Зразки	Міцність зразків на стиск, МПа		
		З-(ЦХ)-70-6/94	П-(ЦХ)-75-6/94	З-(ЦХ)-80-6/94
3	R_1	0,75	1,0	1,47
	R_2	0,77	1,04	1,51
	R_3	0,76	1,06	1,54
	$R_{сер}$	0,76	1,04	1,51
7	R_1	1,28	1,24	2,8
	R_2	1,2	1,26	2,95
	R_3	1,24	1,27	2,95
	$R_{сер}$	1,05	1,26	2,95
14	R_1	1,57	2,08	3,47
	R_2	1,56	2,05	3,46
	R_3	1,59	1,98	3,62
	$R_{сер}$	1,57	2,05	3,5
28	R_1	1,73	2,79	3,76
	R_2	1,62	2,69	3,94
	R_3	1,72	2,64	3,9
	$R_{сер}$	1,7	2,69	3,9
56	R_1	1,84	2,91	4,29
	R_2	1,81	2,83	4,15
	R_3	1,92	3,02	4,3
	$R_{сер}$	1,85	2,91	4,25

На підставі отриманих експериментальних даних побудовано залежності міцності закладання від вмісту твердої частини при різних термінах твердіння (Рис. 5.18). Аналіз даного рисунка показує експоненційні залежності міцності закладного масиву від вмісту твердої частини для різних термінів твердіння з високим коефіцієнтом детермінації ($R^2 = 0,92 - 0,99$) і вказує на високу точність апроксимації. Спостерігається закономірне зростання міцності зі збільшенням кількості твердої частини від 70 до 80%, що обумовлено зменшенням водоцементного відношення і, відповідно, формуванням більш щільної та міцної структури. У часовій перспективі міцність істотно підвищується: за 3 – 56 днів її значення збільшуються в 2,5 – 3,5 рази, що характерно для цементних систем, де з часом відбувається дозрівання гідратних фаз.

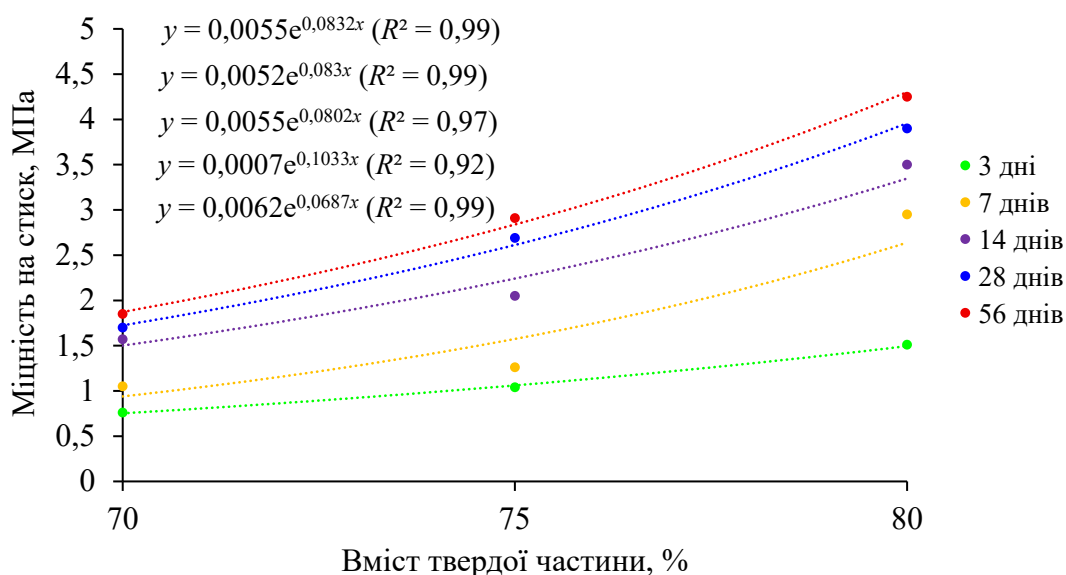


Рисунок 5.18 – Залежності міцності закладання від вмісту твердої частини при різному терміні твердіння

Найбільш виражений приріст міцності спостерігається у перші 28 діб, що свідчить про активну фазу гідратації цементу, після чого темпи набору міцності сповільнюються. Вочевидь, чітко прослідковується тенденція вираженого впливу кількісного вмісту твердого саме на пізніх стадіях твердіння (28 – 56 днів).

Для встановлення впливу часу твердіння закладної суміші на величину зміни міцнісної характеристики при варіюванні вмісту твердої частини (70, 75 і 80%) та фіксованому дозуванні цементу 6% досліджено їх взаємозв'язок, що ілюструється на Рисунку 5.19 та підтверджується високими значеннями коефіцієнта детермінації ($R^2 = 0,92 - 0,95$). Спостерігається закономірне зростання міцності з часом, причому на ранніх стадіях до 14-ти днів приріст є найбільш інтенсивним, після чого швидкість твердіння знижується. При збільшенні твердої частини з 70 до 80% міцність на стиск у 3-денному віці зростає приблизно в 1,5 рази, а на 56-й день – у 2 рази, що свідчить про зменшення водоцементного відношення та більш щільну структуру матеріалу. Найвища швидкість наростання міцності спостерігається при 80% твердого, що підтверджує значний вплив щільності суміші на гідратаційні процеси. Підвищення вмісту твердої частини не лише забезпечує вищу кінцеву міцність, а й сприяє більш інтенсивному набору міцності на ранніх стадіях, що є важливим для стійкості закладного масиву під впливом різних навантажень.

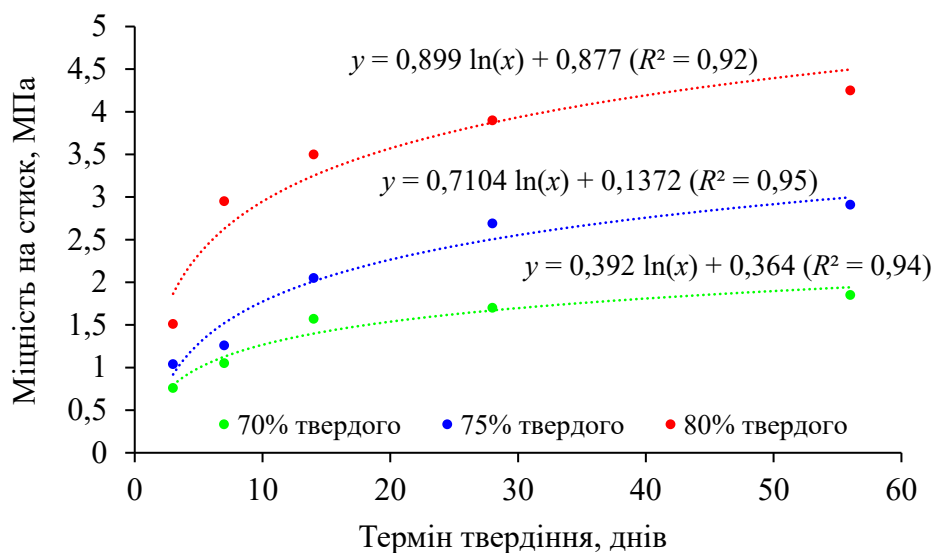


Рисунок 5.19 – Залежність міцності від часу твердіння при різній частині твердого (70 – 80%) та фіксованому дозуванні цементу (6%)

Встановлені закономірності на Рисунках 5.16, 5.17, 5.19, 5.20 показують вплив основних параметрів на формування міцності закладної суміші. Рисунок 5.15 демонструє залежність міцності від дозування цементу при фіксованому вмісті твердої частини, що дозволяє оцінити, наскільки ефективно підвищення цементу впливає на механічні властивості масиву. Рисунок 5.16 доповнює цей аналіз, відображаючи закономірності набору міцності в часі для різних дозувань цементу, що дає змогу простежити кінетику твердіння суміші. Рисунок 5.18 показує вплив вмісту твердої частини на міцність, підкреслюючи, що збільшення щільності суміші сприяє покращенню її несучої здатності, тоді як Рисунок 5.19 деталізує часові закономірності твердіння при різному вмісті твердої частини, що дозволяє оцінити швидкість набору міцності. Отримані залежності є взаємодоповнюючими й разом дозволяють комплексно оцінити не лише окремий вплив цементу чи твердої частини, а й їхню динамічну взаємодію у процесі твердіння, що забезпечує можливість точного прогнозування механічних характеристик закладної суміші на основі цементу та хвостів збагачення залізних руд на різних етапах твердіння.

Оскільки концепція ліквідації техногенних пустот у Криворізькому регіоні передбачає не лише заповнення відкритих техногенних утворень (провальні зони шахт і вироблені простори закритих кар'єрів), але й заповнення непогашених

підземних пустот, що утворилися внаслідок розробки ізольованих сліпих рудних покладів, виникає необхідність дослідження процесів твердіння пастових закладних сумішей у різних умовах. Окрім відкритого середовища, важливо також імітувати шахтні умови для оцінки їх впливу на властивості закладного масиву.

Твердіння цементованої пастової закладної суміші у різних кліматичних умовах супроводжується суттєвими відмінностями при формуванні її міцнісних характеристик. Згідно з концепцією ліквідації саме відкритих техногенних пустот (провальні зони, кар'єрні пустоти), застосування пастового закладання доцільно проводити у весняно-осінній період, тоді як у зимовий період у відкритих пустотах слід переходити на породне закладання. Водночас, у непогашених підземних пустотах від розробки сліпих рудних покладів застосування пастового закладання є можливим протягом календарного року, оскільки низькі осінньо-зимові температури у підземних умовах не впливають на процес твердіння суміші на відміну від відкритих умов. Зазначені аспекти спричиняють відмінності перебігу процесів гідратації в'язучого матеріалу та формування структури й міцності монолітного масиву.

У процесі твердіння пастової закладної суміші при кліматичних умовах весняно-літнього періоду за температур $15 - 30^{\circ}\text{C}$ та відносній вологості $30 - 60\%$ закладний масив здатен поступово втрачати вологу, що може призводити до часткового підсихання. У процесі заповнення відкритих пустот суміш планується подавати порційно, а це означає, що кожен новий її об'єм накладається на попередній після схоплювання суміші. Завдяки поетапному нанесенню поверхня закладного масиву не залишається оголеною тривалий час, що запобігає надмірному висиханню та оптимізує умови твердіння.

Безпосередньо у шахтних умовах, при високій вологості $\geq 90\%$ та помірних температурах $15 - 20^{\circ}\text{C}$ відсутнє передчасне випаровування води зі структури закладної суміші. Такий ефект забезпечує постійну присутність H_2O , необхідної для повної та тривалої гідратації цементних зерен, що сприяє формуванню більшого обсягу продуктів гідратації, а саме гідросилікатів кальцію C-S-H, які склеюють частинки заповнювача. У результаті формується щільна та однорідна мікроструктура зі зниженою капілярною пористістю. Таким чином, міцність закладного

масиву в імітованих шахтних умовах на першому періоді (0 – 7 днів) прогнозується меншою або однаковою у порівняння з відкритими умовами, проте у більш пізньому періоді (28 – 56 днів і далі) закладний масив набиратиме більшу міцність.

У зв'язку з вищезазначеним, досліджувалась також міцність пастового закладання в імітованих шахтних умовах, де зразки зберігались у вологому середовищі з контролем температури ($w \geq 90\%$, $t = 18 - 20^\circ$). Попереднє визначення низького коефіцієнта варіації міцнісних характеристик пастового закладання дає підставу на один компонентний склад суміші виготовляти один кубічний зразок, що значно зменшує трудоемність експериментальних досліджень зі збереженням достовірності результатів. Загальна кількість виготовлених кубічних зразків закладання при варіюванні дозування цементу 3, 6 і 9%, фіксованому твердому 75% та термінах твердіння 7, 28 і 56 днів склала 9. Основна мета досліджень полягала у виявленні кількісної різниці у механічних властивостях пастового закладання при твердінні в імітованих шахтних умовах та побудові калібрувальної залежності.

Для відмінності індексів закладних сумішей введено літеру «ш», що означає шахтні умови, а оновлені індекси є наступними: Пш-(ЦХ)-75-3/97, Пш-(ЦХ)-75-6/94, Пш-(ЦХ)-75-9/91. Результати випробувань кубічних зразків на міцність, що тверділи у вологому середовищі, наведено у Таблиці 5.13. Для прогнозування міцності закладного масиву при різних умовах твердіння важливо вивчити залежність між твердінням суміші у відкритих і шахтних умовах. Для отримання загальної калібрувальної закономірності, що пов'язує міцність на стиск закладного масиву при твердінні у відкритих і шахтних умовах, було прийнято рішення об'єднати дані експериментальних показників міцності при варіюванні дозування цементу 3, 6 і 9%, фіксованому твердому 75% та термінах твердіння 7, 28 і 56 днів у відкритому середовищі визначених раніше (Табл. 5.10) та нових досліджених даних при цих же компонентних складах, імітованих у шахтних умовах (Табл. 5.12).

На Рисунку 5.20 представлено виявлений кореляційний зв'язок, що дозволяє за результатами випробувань зразків у відкритому середовищі перерахувати міцність при стисканні для закладання, яке твердне у шахтному середовищі.

Таблиця 5.12 – Результати випробувань зразків на міцність при стисканні при твердому 75% та варіюванні в'язучого (3, 6, 9%) в імітованих шахтних умовах

Термін твердіння	Міцність зразків на стиск, МПа		
	Пш-(ЦХ)-75-3/97	Пш-(ЦХ)-75-6/94	Пш-(ЦХ)-75-9/91
7	0,62	1,55	1,8
28	1,05	2,55	5,7
56	1,25	3,5	6,3

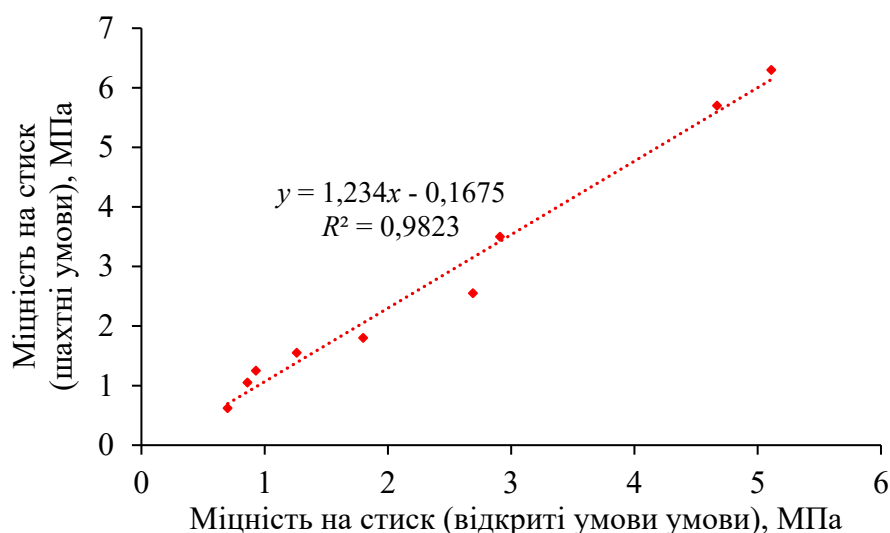


Рисунок 5.20 – Взаємозв'язок міцності пастового закладання за умов твердіння у відкритих і шахтних умовах

Аналіз калібрувальної залежності показує, що коефіцієнт, який відображає відмінність твердіння закладної суміші у шахтних умовах, не є постійною величиною, а прогресивно зростає зі збільшенням загальної міцності системи. У діапазоні низьких міцностей до 1,5 МПа, характерному для ранніх термінів твердіння, коефіцієнт є близьким до 1,0, оскільки різниця в умовах гідратації ще не встигає значно проявитися. У міру набору міцності та переходу в середній діапазон 1,5 – 3,0 МПа, де ефект від більш повної гідратації у шахтних умовах починає посилюватись, коефіцієнт зростає до 1,20 – 1,23. При високих міцностях понад 3,0 МПа, де повністю реалізується потенціал цементу, коефіцієнт сягає свого максимального значення 1,25. Таким чином встановлено, що перевага за міцністю твердіння у вологих умовах є динамічною характеристикою, яка посилюється, оскільки на пізніх етапах кінцева міцність масиву напряму визначається повнотою гідратації, що можлива лише за наявності достатньої кількості води.

Окрім міцнісних властивостей закладного масиву, суттєве значення мають його деформаційні характеристики, зокрема модуль пружності (Юнга), який визначає здатність матеріалу чинити опір деформаціям під дією навантажень [286]. При заповненні техногенних пустот у КЗБ, включаючи глибокі провальні зони, підземні непогашені пустоти та кар'єри, модуль пружності є одним із основних параметрів, що забезпечує досягнення загальної стійкості закладного масиву.

У процесі випробування кубічних зразків пастового закладання на міцність при стисканні, де вміст твердого 75% та змінне дозування цементу 3, 6 і 9% (Рис. 5.15, Табл. 5.10) фіксувалось також зменшення їх лінійних розмірів за висотою до критичного моменту руйнування (Рис. 5.21), а також величина навантаження, що впливало на поверхню зразка від поршня гідравлічного пресу.

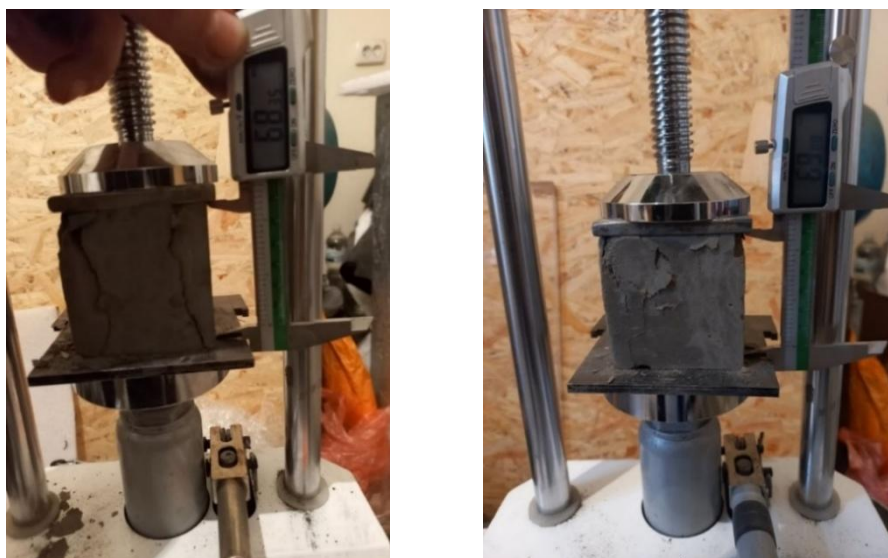


Рисунок 5.21 – Фіксація лінійних розмірів зменшення висоти кубічних зразків закладного масиву у процесі їх навантаження

Проведені інструментальні виміри дали можливість за загальноприйнятою методикою Всесвітнього механічного бюро (п. 3.2.3) визначити величину модуля Юнга зразків закладного масиву. Аналіз Рисунка 5.22 показує, що між міцністю пастового закладання на стиск та модулем пружності існує сильна, практично прямолінійна залежність, про що свідчить високий коефіцієнт детермінації $R^2 = 0,96$. Це вказує на те, що 96% варіації модуля пружності можна пояснити зміною міцності, що підтверджує високу надійність встановленої емпіричної моделі.

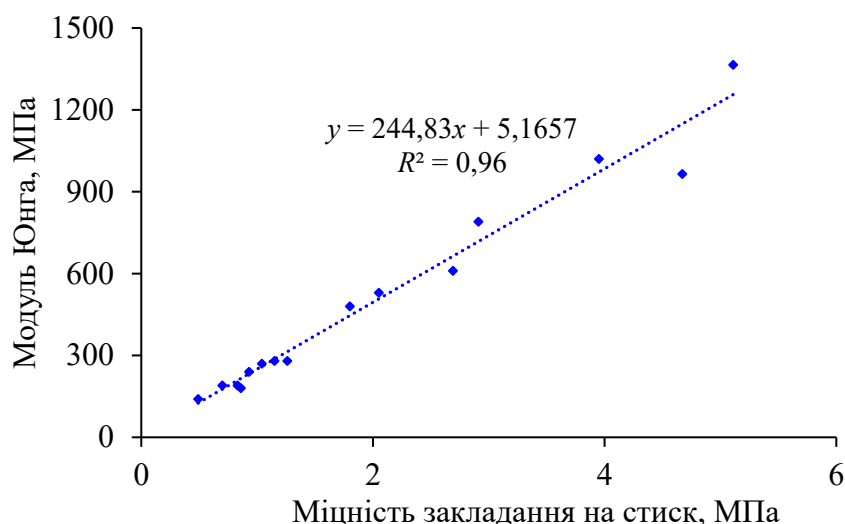


Рисунок 5.22 – Залежність модуля пружності пастового закладання від величини його міцності при стисканні

Отримана залежність (Рис. 5.22) має вагоме значення для подальших геомеханічних розрахунків та чисельного моделювання поведінки закладного масиву при закладанні техногенних пустот, оскільки модуль пружності є основною характеристикою, що задається у вихідні дані властивостей матеріалів.

У зв'язку з попередніми дослідженнями впливу додавання природного суглинка для покращення реологічних властивостей визначеної оптимальної пастової суміші на основі 6% цементу (від твердого), 75% твердої частини (цемент + хвости) та 25% води, було досліджено ефект впливу на міцність при поступовій заміні хвостів збагачення суглинком 1, 2 і 3% при терміні твердіння 28 днів, який є репрезентативним, оскільки до цього часу основні процеси гідратації цементу значною мірою (на 70 – 80%) завершуються. Було виготовлено 4 кубічних зразки: 1 – оптимальна пастова суміш без додавання суглинка (0%) та 3 – з 1, 2 і 3% суглинка. Отримана залежність наведена на Рисунку 5.23, аналіз якої показує, що вплив заміни хвостів збагачення суглинком на кінцеву міцність пастового закладання має нелінійний, характер і з високою достовірністю $R^2 = 0,96$ описується поліноміальною залежністю. Раціональним діапазоном є заміна хвостів до 1% суглинка, де міцність ще зберігається на максимальному рівні 2,7 МПа, при цьому, як було доведено раніше, кар'єрний суглинок діє як ефективний пластифікатор, покращуючи реологічні властивості.

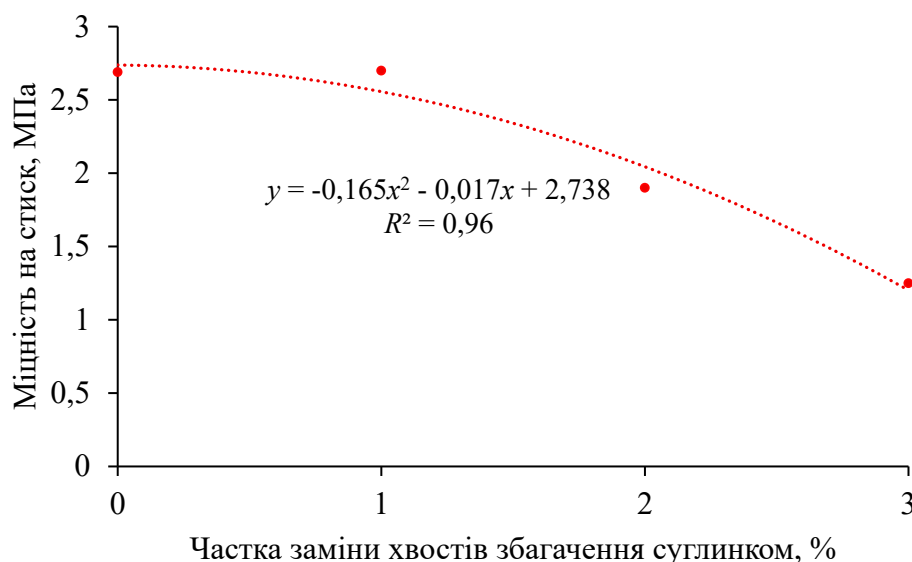


Рисунок 5.23 – Залежність міцності пастового закладання на стиск від заміни хвостів збагачення природним суглинком

Подальше зниження міцності при концентраціях 2 – 3% пояснюється тим, що негативні властивості глинистих частинок починають домінувати над їхнім пластифікуючим ефектом. Надлишкові глинисті частинки, маючи високу водопотребу, зв'язують більшу кількість води, необхідної для повноцінної гідратації цементного в'язучого, що призводить до послаблення інтенсивності й призупинення процесу гідратації.

У представленій частині дослідження детально вивчено вплив дозування цементу, варіювання вмісту твердої частини на основні фізико-механічні властивості монолітного закладного масиву і визначено найбільш оптимальний склад пастової суміші, за якого досягається баланс міцності та реологічних властивостей.

5.5. Дослідження властивостей пастового закладання із можливістю заміни альтернативними в'язучими матеріалами

Попередніми дослідженнями встановлено, що оптимальний пастоподібний стан закладної суміші досягається при 6% в'язучого (від загального твердого), 75% твердого та 25% води. У перерахунку на загальну масу суміші це відповідає 4,5% цементу, 70,5% хвостів і 25% води. Обидва варіанти описують ідентичний склад, але подані в різних системах нормування масових часток: перший – відносно

загальної маси твердих компонентів (в'язуче + хвости), другий – відносно загальної маси суміші (в'язуче + хвости + вода), що за фізичним змістом є аналогічним.

У світовій та вітчизняній практиці закладних робіт для зниження собівартості закладних сумішей дороговартісний портландцемент намагаються частково або повністю замінити альтернативними місцевими в'язучими матеріалами, такими як доменний гранульований шлак, вапняк, зола-виносу ТЕС тощо. З перелічених матеріалів найбільш перспективним для масової заміни цементу є доменний гранульований шлак, який володіє більш сильними прихованими гідралічними властивостями, що проявляються у саме подрібненому стані (не менше 55 – 60% частинок -74 мкм). Активуючись у лужному середовищі, що створюється при гідратації цементу, шлак бере участь у формуванні гідросилікатів кальцію й міцнісного каркасу та виступає повноцінним компонентом комбінованого в'язучого, що дозволяє замінювати ним значну частку портландцементу. Проте, відмінністю шлаку від цементу є більш запізнена стадія гідратації й більш повільна інтенсивність набору міцності монолітного масиву. Мелений природний вапняк та зола-виносу переважно виконують функцію мікронаповнювачів, ущільнюючи структуру монолітного масиву, що обмежує їхнє дозування і не дозволяє повною мірою розглядати їх як рівноцінну заміну цементу й безпосередньо бути самостійними в'язучими матеріалами.

Часткова заміна портландцементу у складі пастової закладної суміші потребує особливої уваги, оскільки запізнена гідратація шлаку корелює з підвищеною схильністю системи до водовіддачі. З цією метою було проведено експериментальну оцінку за показником осадки конуса для серії сумішей із поступовою заміною портландцементу меленим гранульованим шлаком: 0% (100% цемент), 30, 50, 70 і 100% шлаку. Отримана залежність наведена на Рисунку 5.24, аналіз якого свідчить, що зі зростанням частки заміни цементу шлаком осадка конуса збільшується за експоненційним законом ($R^2 = 0,98$), що є першим показником погіршення реологічних характеристик суміші. Слід зазначити, що при заміні цементу в межах 20 – 30% вплив на осадку майже незначний, однак подальше зростання вмісту шлаку спричиняє інтенсивне підвищення рухливості та часткову втрату стабільності структури суміші.

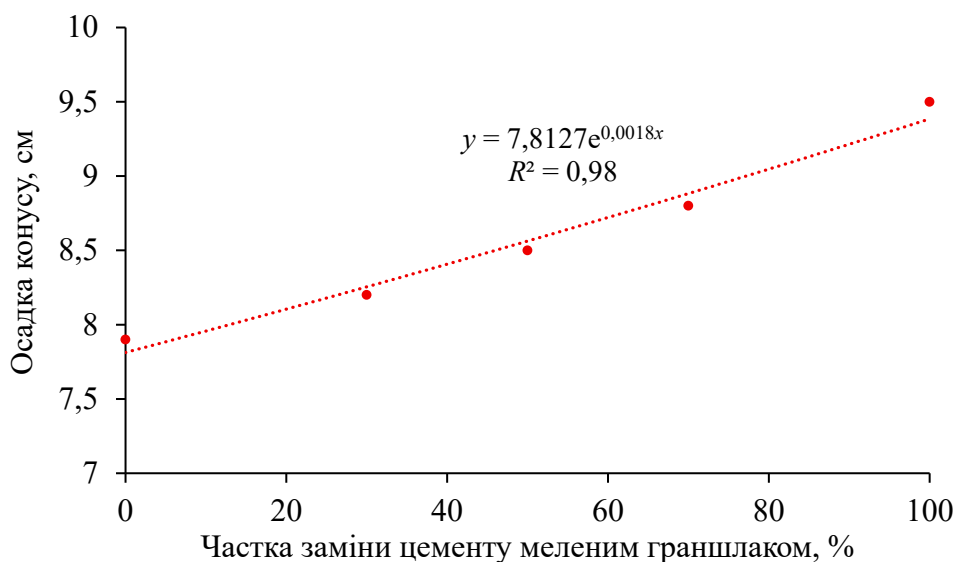


Рисунок 5.24 – Залежність осадки конусу закладної суміші від частки заміни цементу меленим граншлаком у комбінованому в'язучому матеріалі

Відзначено, що одразу після перемішування всі суміші зберігали умовний пастоподібний стан, проте вже під час випробувань проявлялася підвищена водовіддача. Таке явище свідчить про фактичну втрату пастоподібного стану з часом. При витримці суміші цементу зі шлаком у формі відбувається сегрегація, тобто осідання твердої фракції хвостів збагачення та формування шару вільної води на поверхні. Причиною цього ефекту є зростання частки доменного граншлаку, який гідратує значно повільніше за цемент і не створює достатньо швидкого коагуляційно-структурного каркасу для утримання води в системі суміші.

Максимальна водовіддача спостерігається у варіанті суміші з 100% доменного шлаку. Остаточним подальшим показником такого негативного явища буде значення міцності на стиск, що корелює з інтенсивністю гідратації, і підтверджено властивістю електропровідності й водовіддачі в'язучого матеріалу, а саме формування меншого об'єму кристалічних новоутворень у процесі твердіння.

Більш детальне підтвердження погіршення реологічних властивостей сумішей при значній заміні цементу меленим граншлаком можна спостерігати на кривих «напруження зсуву – швидкість зсуву», отриманих шляхом вимірювання на цифровому ротаційному віскозиметрі. Була приготовлена суміш з 75% твердого при 6% комбінованого в'язучого матеріалу – портландцемент з меленим

граншлаком у співвідношенні 30:70, якій присвоєно індекс П-((Ц + ДГШ-30/70) + X))-75-94/6. Експериментально визначені взаємопов'язані реологічні параметри напруження зсуву та швидкості зсуву наведено у Таблиці 5.13.

Таблиця 5.13 – Експериментальні реологічні параметри суміші П-((Ц + ДГШ-30/70) + X))-75-94/6

Швидкість зсуву γ , с^{-1}	Напруження зсуву τ , Па
1,24	19,80
2,49	36,44
6,24	54,00
12,48	68,66

Для умов пастової закладної суміші П-((Ц + ДГШ-30/70) + X))-75-94/6 рівняння моделі Гершеля-Баклі матиме вигляд:

$$\tau = 12,02 + 9,39 \cdot \gamma^{0,771}, \text{ Па.} \quad (5.6)$$

Реологічні параметри моделі Гершеля-Баклі, розраховані методом нелінійної регресії з $R^2 > 0,99$) мають наступні значення: межа текучості – 12,0 Па; індекс консистенції K – 9,39; індекс течії – 0,771. Графічна ілюстрація експериментальних даних за реологічною моделлю Гершеля-Баклі наведена на Рисунку 5.25, де також порівнюється пастова суміш без суглинку П-(ЦХ)-6-75.

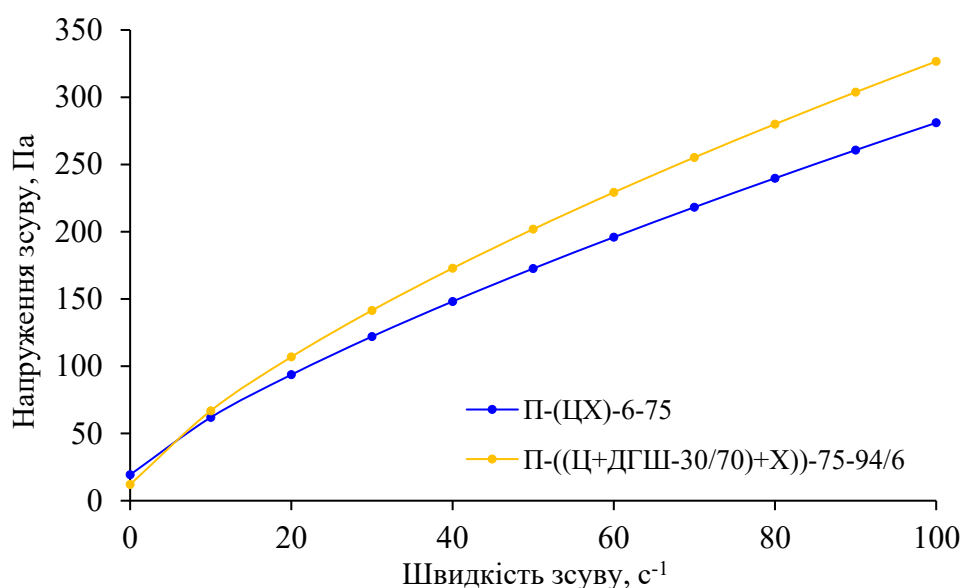


Рисунок 5.25 – Залежності напруження зсуву сумішей від швидкості зсуву при фіксованому значенні твердого 75% та різних видах в'язучого матеріалу

Аналіз графіків (Рис. 5.25) показує, що заміна цементу меленим граншлаком (30/70) призводить до комплексних реологічних змін, які, з точки зору гідротранспорту, погіршують її характеристики на високих швидкостях. Кількісний аналіз рівнянь Гершеля-Баклі показує, що хоча межа текучості τ_0 знижується з 19,30 до 12,02 Па, що полегшує запуск потоку, коефіцієнт консистенції K стрімко зростає з 6,45 до 9,39. Саме зростання K є погіршуючим фактором, адже при швидкостях зсуву вище 15 с^{-1} жовта крива починає віддалятися і далі проходить значно вище за синю. Підвищення напруження зсуву на робочих ускладнить транспортування суміші на далекі відстані, оскільки викличе суттєве зростання гідравлічного опору та вимагатиме вищого тиску насосного обладнання.

Виявлений ефект пояснюється тим, що при заміні цементу шлаком знижується здатність суміші швидко формувати ранню коагуляційно-флокуляційну структуру, яка в цементній системі забезпечується активною гідратацією клінкерних фаз, високим рН та інтенсивним утворенням первинних гелевих продуктів. У шлаковій системі, натомість, гідратаційні реакції розвиваються повільніше, через що об'єм рідкої фази між частинками залишається більшим і менш структурованим, що і зумовлює зростання в'язкості на практиці та погіршення перекачуваності. Таким чином, навіть при однаковому вмісті твердого і води, заміна частини цементу шлаком без відповідної корекції складу (наприклад, введення активаторів або стабілізаторів) веде до суттєвого погіршення реологічної придатності суміші для трубопровідного транспортування.

Раніше у п. 5.2 було експериментально доведено, що кар'єрний суглинок діє як ефективний пластифікатор, покращуючи реологічні властивості суміші, що підтверджено випробуваннями на віскозиметрі. Встановлено, що заміна хвостів суглинком у кількості 1% (а за потреби до 1,5%), сприяє збереженню міцності на достатньому рівні (п. 5.4). Відновлення пастоподібного стану для сумішей з високим вмістом меленого граншлаку полягає у введенні мінімально необхідної, але достатньої кількості суглинку в межах раніше встановленого раціонального діапазону (1 – 1,5%) замість хвостів збагачення, щоб мінімізувати зниження кінцевої міцності. Оскільки проблема водовіддачі та погіршення реології сумішей

поглиблюється зі зростанням частки шлаку у в'язучому в діапазоні від 30 до 100%, логічно застосувати диференційований підхід, де дозування стабілізуючої добавки суглинку відповідає ступеню нестабільності суміші. Виходячи з цього, для суміші 50:50 та 30:70 (цемент:шлак), доцільно застосувати введення 1% суглинку. Для значно більш нестабільного складу, яким є 100% шлаку, що вимагає максимальної стабілізації, рекомендується використовувати верхню межу допустимого діапазону – 1,5% суглинку. Такий підхід дозволить компенсувати негативні ефекти для кожної рецептури, забезпечивши відновлення стабільності та покращення транспортабельності, при цьому мінімально впливаючи на міцність.

З урахуванням вищевикладеного, після корегування складів сумішей з рекомендованим додаванням суглинку, були приготовані пастові закладні суміші з варіюванням вмісту доменного граншлаку. У всіх компонентних складах прийнятий вміст в'язучого матеріалу 6% від твердої частини (сухої маси хвостів збагачення), яка складала 75%, інше – вода. Вміст цементу поступово замінювали доменним гранульованим шлаком з кроком 30, 50 і 70%. При співвідношенні цементу 30% та шлаку 50% спробували додати подрібнений вапняк і подрібнену золу виносу, тоді комбіноване в'язуче складало 30, 50 і 20%. При цьому дослідження міцності виконувались при 3, 7, 14, 28 і 56 днях твердіння, а кількість виготовлених кубічних зразків складала 35 одиниць.

В результаті обробки експериментальних даних значень міцності зразків пастового закладання отримали відповідні залежності (Рис. 5.26), аналіз яких вказує, що швидкість набору міцності та кінцеві міцнісні характеристики закладного масиву прямо залежать від частки портландцементу у складі комбінованого в'язучого. Склади з меншою часткою шлаку (наприклад, 100% чистого цементу, 70:30) демонструють значно більш інтенсивний набір ранньої міцності у порівнянні зі складами, де граншлак безпосередньо домінує. Така різниця у кінетиці твердіння з часом призводить до суттєвого розходження кривих, внаслідок чого до кінця терміну твердіння (56 днів) суміші з високим вмістом цементу сягають значно вищих значень міцності, ніж суміші з високим вмістом шлаку, формуючи чіткий ступінь ефективності.

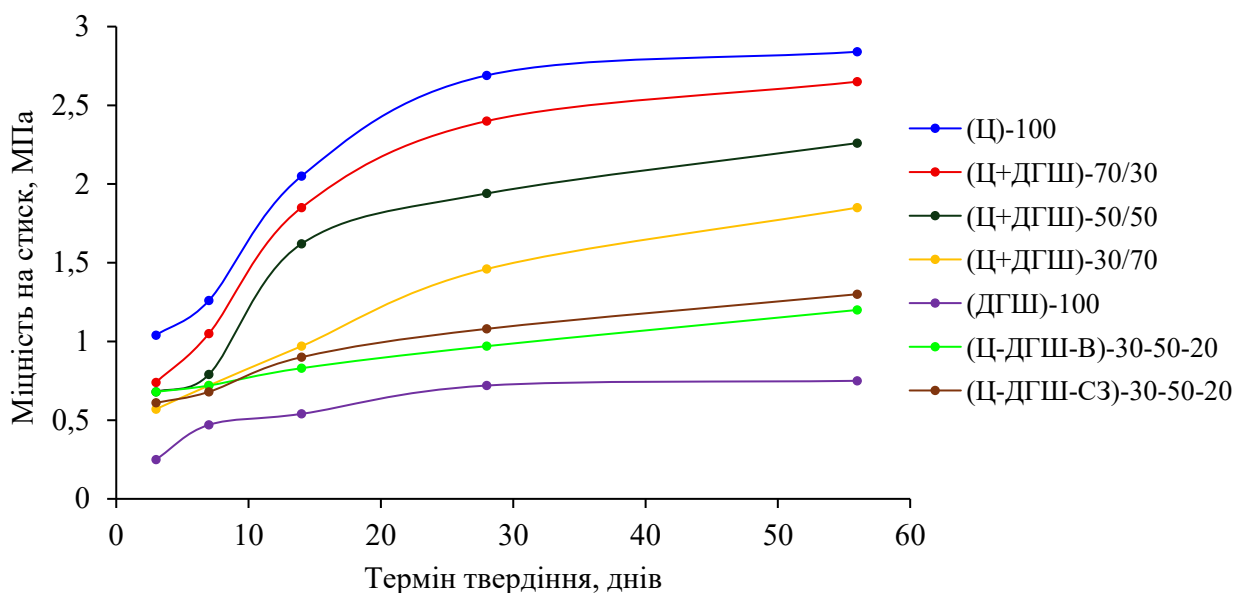


Рисунок 5.26 – Закономірності зміни міцнісних характеристик від терміну твердіння при різних компонентних складах (вміст твердого 75%)

Окремо слід зазначити слабкий ефект від введення вапняку та сухої золи-виносу як третього компонента, що призвело до додаткового зниження міцності порівняно з аналогічним двокомпонентним (цемент-шлак) складом. Такий ефект дозволяє припустити, що за цих умов вапняк і зола виступили переважно як інертні наповнювачі, фактично розбавляючи загальну концентрацію реакційноздатних компонентів основного в'язучого матеріалу.

Отже, доцільно окремо представити залежності зміни міцності від частки заміни цементу шлаком при найбільш важливих термінах твердіння, оскільки вапняк і суха зола не дали бажаних результатів за характером набору міцності, що ілюструється на Рисунку 5.27. Представлені залежності вказують, що збільшення частки заміни портландцементу меленим доменним шлаком призводить до закономірного і суттєвого зниження міцності на стиск у всі терміни твердіння, при цьому характер зниження з високою точністю ($R^2 \geq 0,97$) описується поліноміальною функцією другого порядку. Якісно ефект заміни найбільш згубний для ранньої міцності 7 днів, де навіть 50% заміщення цементу знижує міцність приблизно на 36% з 1,25 до 0,8 МПа, а повна заміна цементу шлаком призводить до втрати майже двох третин міцності.

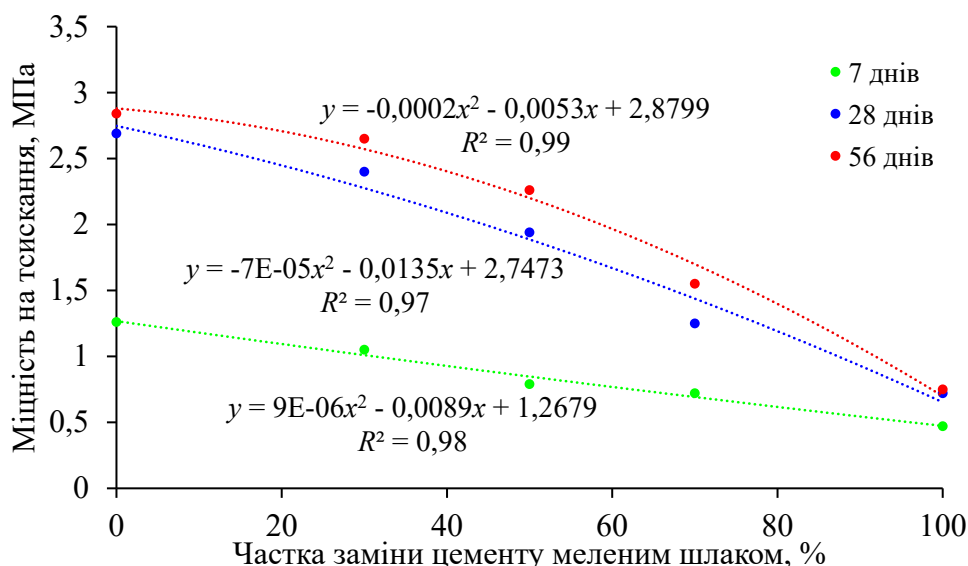


Рисунок 5.27 – Закономірності зміни міцнісних характеристик пастового закладання від частки заміни цементу меленим граншлаком у складі комбінованого в'язучого матеріалу (6%) та загального твердого (75%)

Кількісно навіть у віці 56 днів, заміна 50% цементу призводить до зниження міцності на 21% з 2,85 до 2,25 МПа, а 100% – до стрімкого падіння міцності майже на 75% (до 0,75 МПа). Для складу зі 100% шлаку практично відсутній приріст міцності між 28 і 56 днями, що підтверджує його низьку гідравлічну активність без достатньої лужної активації від цементу.

Таким чином, графіки кількісно доводять, що, хоча часткова заміна цементу шлаком (до 30 – 70%) може бути економічно виправданим компромісом, вищі ступені заміни ведуть до суттєвої втрати несучої здатності закладного масиву.

Встановлені залежності демонструють, що для випадків, коли до закладного масиву висуваються не максимальні, а помірні геотехнічні вимоги щодо міцності, існує можливість використання комбінованого в'язучого зі збільшеним вмістом меленого граншлаку, що сприяє економії дорогого портландцементу.

5.6. Закономірності взаємозв'язку електропровідності та міцності пастового закладання

У дослідженнях п. 5.3 висунуто наукове припущення, що не лише величина, але й ширина пікових діапазонів або час досягнення максимального піку

значення електропровідності (ЕП) у пастових сумішах можуть тісно корелювати з міцнісними характеристиками монолітного закладного масиву. Перед заливтням кубічних зразків для подальшого випробування на міцність всі експериментальні закладні суміші як на основі чистого цементу, так і з альтернативними видами в'язучих матеріалів, а саме, різнодозовані додавання меленого доменного граншлаку до цементу та фіксовані кількості вапняку і сухої золи, були дослідженні з метою досягнення максимальної величини ЕП з фіксацією часу настання її пікового значення. Додатково було приготовлено закладну суміш із співвідношенням цементу до гранульованого шлаку 10/90 для уточнення кроку заміни цементу меленим доменним граншлаком й аналогічно визначена величина ЕП. Результати досліджень представлено у Таблиці 5.14. Всі вищезазначені суміші відповідають раніше встановленому їх оптимальному складу з вмістом в'язучого 6% (від твердої частини), 75% твердого (в'язуче + хвости) і 25% води. Аналіз даних показує, що закладні суміші, у складі яких є активніші в'язучі матеріали, демонструють більш високу електропровідність і коротший час до настання її пікових значень. Зазначена тенденція є прямим відображенням фундаментальних фізико-хімічних процесів, оскільки електропровідність свіжої пастової суміші за суттю є функцією концентрації рухомих іонів (Ca^{2+} , OH^- та ін.) у рідкій фазі суміші. Більш активні в'язучі сприяють інтенсивнішому та швидшому насиченню розчину іонами, і, як наслідок, високому піковому значення ЕП.

Таблиця 5.14 – Характеристика величин електропровідності сумішей та часу настання їх пікових значень

Вид в'язучого матеріалу у суміші	Максимальна величина ЕП, мСм/см	Час до настання пікового значення, хв
Ц-100	4,03	270
Ц-ДГШ-70/30	3,85	295
Ц-ДГШ-50/50	3,20	330
Ц-ДГШ-30/70	2,50	360
Ц-ДГШ-10/90	1,80	720
ДГШ-100	1,10	900
Ц-ДГШ-В-30-50-20	2,40	410
Ц-ДГШ-СЗ-30-50-20	2,30	460

Оскільки ця початкова стадія гідратації протікає швидко, час до досягнення максимальної концентрації іонів, після якої починається їх активне зв'язування у гідратні кристалічні новоутворення, є більш коротким і, вірогідно, суттєвіше впливає на міцнісні характеристики монолітного масиву. При цьому, менш активні в'язучі розчиняються повільніше, що обумовлює поступове і менш значне зростання концентрації іонів, приводячи до нижчого піку електропровідності, який досягається за більш триваліший час.

Як зазначалось раніше, існує теорія, яка свідчить про те, що величина ЕП суміші у процесі її твердіння може слугувати індикатором міцності закладного масиву. Проте, до цього не враховувалась тривалість настання пікового значення електропровідності після замішування суміші, що є науковою новизною. Першочергово було здійснено спробу виявити кореляційний зв'язок між параметрами ранньої і пізньої міцності затверділих зразків пастового закладання з піковим значенням ЕП сумішей. Для цього дані Таблиці 5.14 порівняно з попередньо визначеними значеннями міцності на стиск при твердінні протягом 3-х і 56-ти днів за цими ж рецептурами сумішей. Отримані залежності наведено на Рисунку 5.28, аналіз якого показує, що існує стійкий лінійний кореляційний зв'язок між піковим значенням ЕП свіжовиготовленої пастової суміші та міцністю на стиск сформованого закладного масиву як на ранніх (3 дні), так і на пізніх (56 днів) термінах твердіння, що підтверджується високими коефіцієнтами детермінації $R^2 = 0,85 - 0,95$, що свідчить про високу надійність отриманих моделей.

Встановлено, що залежність для пізньої міцності є більше, ніж утричі чутливішою до зміни електропровідності, адже коефіцієнт нахилу лінійної залежності 0,75 проти 0,22 для ранньої міцності свідчить про те, що величина пікової ЕП є індикатором не лише прогнозу швидкості набору ранньої міцності, але й фундаментальним показником, що визначає потенціал формування кінцевої, довготривалої міцності монолітного масиву. Враховуючи, що різні значення ЕП були отримані при закладних сумішах з різними видами в'язучого та їх співвідношенням у встановлених 6% від вмісту твердого, отримані залежності доводять високу ефективність, наукову та практичну значущість методу.

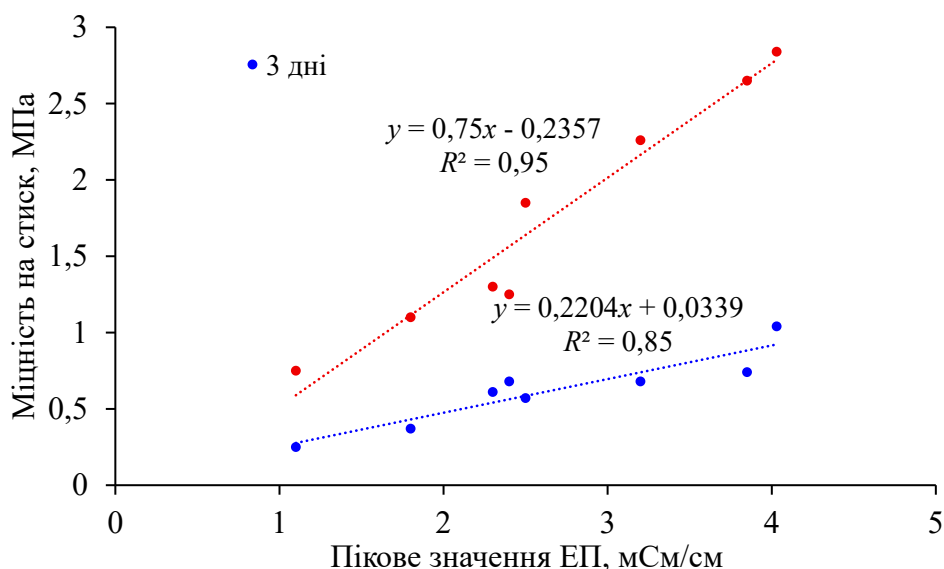


Рисунок 5.28 – Залежність зміни ранньої та пізньої міцності пастового закладання від величини електропровідності виготовленої пастової суміші

Просте вимірювання електропровідності пастової суміші у перші години після її виготовлення дозволяє створити надійну регресійну модель, яка є експрес-прогнозом як початкових, так і, що більш важливо, кінцевих проєктних фізико-механічних властивостей закладного масиву на основі комплексних в'язучих.

Надалі було здійснено спробу виявити кореляційний зв'язок між параметрами ранньої і пізньої міцності затверділих зразків пастового закладання з тривалістю досягнення пікового значення ЕП у виготовленій пастовій закладній суміші (Рис. 5.29). Аналіз даного рисунка свідчить про те, що існує сильний, зворотний нелінійний зв'язок між часом настання пікового значення ЕП та міцністю закладного масиву як на ранніх (3 дні), так і на пізніх (56 днів) термінах твердіння.

Встановлені залежності з високою достовірністю ($R^2 = 0,86 - 0,91$) апроксимуються степеневими функціями як для ранньої, так і для пізньої міцності. Отже, час до піку ЕП є прямим індикатором швидкості початкових процесів гідратації. Так, короткий час до піку 270 – 300 хв свідчить про високу активність в'язучого, швидке насичення рідкої фази суміші іонами та інтенсивне утворення ранньої кристалічної структури, що формує основу для високої кінцевої міцності. При цьому тривалий час до піку > 700 хв вказує на сповільнену реакцію, що призводить до появи менш міцного цементного каменю.

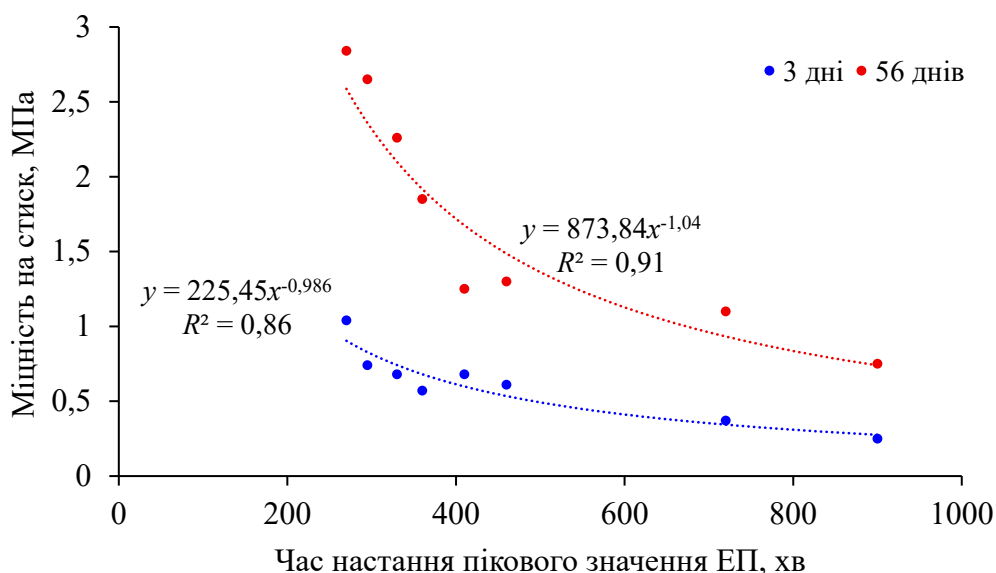


Рисунок 5.29 – Залежність зміни ранньої та пізньої міцності пастового закладання від часу досягнення пікового значення величини електропровідності у виготовленій пастовій суміші

Кількісно, скорочення часу до піку з 900 до 270 хв призводить до зростання 56-добової міцності майже у 3,7 рази, з 0,75 до 2,8 МПа, що підкреслює важливість початкової кінетики для фінальних властивостей монолітного затверділого масиву.

Комплексний аналіз представлених графіків дозволяє зробити науково-обґрунтований висновок, що параметри електропровідності виготовленої пастової суміші, а саме її пікове значення та час його досягнення, слугують надійними комплексними індикаторами міцнісного потенціалу пастового закладання.

Отримані закономірності справедливі для дозування в'язучого матеріалу 6% від вмісту твердого і загального вмісту твердого 75% у пастовому закладанні та дозволяє у деяких випадках відмовитися від дорогих кубічних випробувань зразків на міцність, використовуючи вимірювання ЕП невеликих порцій суміші, що економить час і ресурси.

На підставі проведених досліджень сформульовано **друге наукове положення**: *оптимальний пастоподібний стан закладної суміші для ліквідації техногенних пустот досягається при вмісті твердої фази 75%, з яких 70,5% хвостів збагачення з осушених карт хвостосховищ, 4,5% в'язучого матеріалу та 25% води. Реологічна поведінка суміші описується моделлю Гершеля-Баклі та*

покращується введенням 1,0 – 1,5% суглинку, що компенсує водовіддачу при високому вмісті меленого граншлаку в комбінованому в'язучому. При цьому електропровідність суміші є кількісним індикатором інтенсивності гідратаційних процесів та формування міцності закладного масиву: величина міцності лінійно залежить від пікового значення електропровідності та обернено пропорційна степеневій функції часу досягнення цього максимуму. Отримані закономірності створюють основу експрес-методу неруйнівного прогнозування міцності й оперативної оптимізації складу сумішей.

5.7. Дослідження підвищення механічних властивостей цементованого пастового закладання на основі додавання дроблених пустих порід

В умовах порушеного масиву гірських порід підземним видобутком залізних руд зазначений спосіб підвищення механічних властивостей закладного масиву може стати ефективним у складних геотехнічних умовах формування провальних зон, коли глибина провалу перевищує його ширину, що створює додатковий тиск від послаблених порід висячого боку, де механічних властивостей традиційного пастового закладання може бути недостатньо для стабілізації зсувних процесів. У специфічних геотехнічних умовах формування провальних зон шахт, пов'язаних з перерозподілом напружень і тиском порід висячого боку, для протидії зсувним процесам механічних характеристик традиційного пастового закладання може не вистачити, що призведе до тріщиноутворення й втрати цілісності. У таких випадках необхідно передбачати можливість збільшення міцнісних і деформаційних характеристик, що може бути досягнуто шляхом додавання у пастову закладну суміш додаткового купного інертного заповнювача – дроблених фракцій порід.

Відомо, що одним із способів підвищення міцнісних і деформаційних характеристик закладного масиву на основі дрібнодисперсних інертних наповнювачів є додавання дроблених відвальних порід у склад закладної суміші. Така практика застосовується не лише на закордонних рудниках [213, 287, 288], але має місце і в українській практиці закладних робіт, зокрема в умовах ПрАТ «ЗЗРК» та ДП «Східний ГЗК».

Проте, сьогодні недостатньо вивчені закономірності зміни механічних та реологічних властивостей саме для пастового закладання на основі хвостів збагачення, відібраних з осушених карт хвостосховищ, під впливом кількості додавання дроблених порід, граничного розміру їх фракції. Для цього важливо підбирати гранулометричний склад таким чином, щоб дрібні частинки у складі породної суміші заповнювали пустоти між крупними зернами, а в'язучий матеріал рівномірно розподілявся по всьому об'єму. Для дослідження додавання дроблених порід прийняті наступні діапазони їх фракційного складу: 0...-10, 0...-15 і 0...-20 мм.

Для визначення виходу фракцій -10, -15 і -20 мм після подрібнення порід у шоковій дробарці з зазором 60 мм проведений повний аналіз гранулометричного складу дробленого матеріалу. Згідно технічних характеристик дробарки, що показує залежність виходу фракцій від розміру сита у діапазоні 0 – 90 мм, і враховуючи те, що для приготування пастового закладання із вмістом крупного інертного наповнювача нам потрібні фракції менше 20 мм, то для вивчення прийнятий інтервал 0 – 20 мм. У цьому діапазоні характер залежності виявився лінійним, що дозволило виконати екстраполяцію даних та безпосередньо визначити вихід фракцій (у %) -10, -15 і -20 мм. Такий підхід дозволив оцінити вихід необхідних фракцій без проведення додаткового ситового аналізу, забезпечуючи оперативну оцінку придатності подрібненого матеріалу для використання у пастовому закладанні з подальшою метою підвищення його механічних характеристик.

На підставі даних, представлених на графіку (Рис. 5.30), проведено градацію фракційного складу подрібнених відвальних порід. Аналіз залежності виходу фракцій від розміру сита дозволив визначити кількісний вміст різних класів крупності шляхом аналізу кумулятивного виходу фракцій, отриманого з графіка проходження подрібнених порід через сита. Для кожного класу крупності його частку обчислено як різницю між сусідніми значеннями кумулятивного виходу, що дозволяє визначити вміст матеріалу в межах конкретного розміру частинок. Отримані значення нормалізовано до 100% для кожного граничного розміру (-10, -15, -20 мм), що забезпечує коректне оцінювання фракційного складу майбутніх експериментальних сумішей дроблених порід.

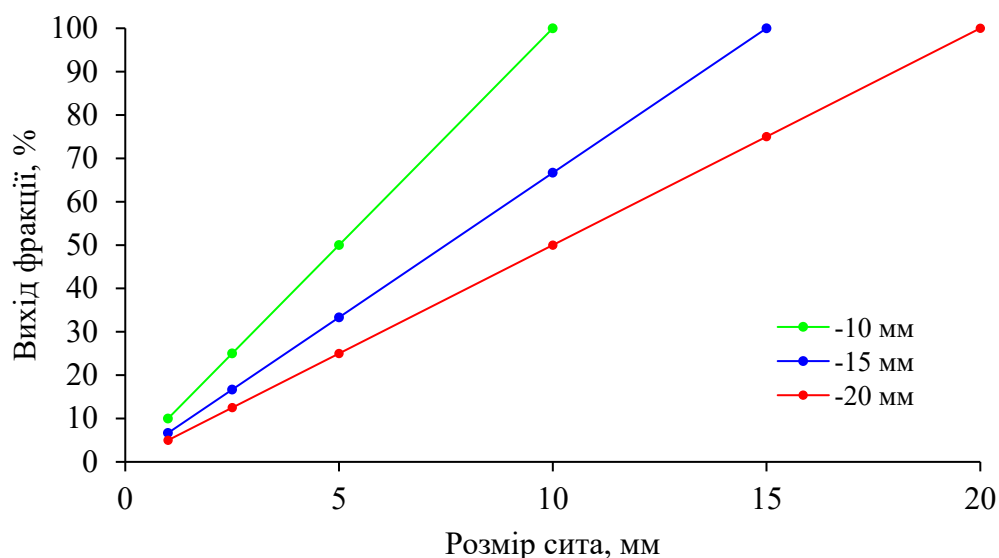


Рисунок 5.30 – Графіки виходу фракцій при подрібненні відвальних порід у щоківій дробарці

У Таблиці 5.15 подано теоретично розраховані дані розподілу фракцій (з Рис. 5.30) для сумішей дроблених порід, що дає змогу оцінити частку кожної фракції. Згідно даних, у лабораторних умовах здійснено фракційне розділення шляхом відсіювання на ситовому вібраційному аналізаторі АСВ-300U та підготовлено необхідну кількість експериментальних сумішей дроблених порід із крупністю -10, -15 і -20 мм з відповідним фракційним розподілом для їх додавання у пастоподібну закладну суміш.

Таблиця 5.15 – Фракційний склад експериментальних сумішей з дроблених відвальних порід

Діапазон класу крупності, мм	Вміст фракцій, %		
	Експериментальна суміш дроблених порід		
	-10 мм	-15 мм	-20 мм
-1,0...0	9,52	6,06	4,35
-2,5...+1,0	15,24	10,0	7,39
-5,0...+2,5	25,24	16,52	12,17
-10...+5,0	50,0	32,57	23,92
-15...+10,0	—	34,85	26,08
-20...+15,0	—	—	26,09

В подальшому науково обґрунтований раціональний вибір діапазону суміші дроблених порід здійснюється з урахуванням динаміки набору міцності залежно від крупності дроблених порід та відсотка їх додавання, впливу на текучість суміші та ефекту осідання.

У процесі проведення лабораторних досліджень із додаванням в пастове закладання дроблених відвальних порід основне завдання полягало у досягненні балансу між текучістю закладної суміші та міцністю сформованого з неї монолітного масиву. Введення певної частки дроблених порід у класичну пастову закладну суміш може бути досягнуто шляхом додавання дроблених порід у класичну суміш як без заміни частки хвостів, так і з заміною частини основного інертного наповнювача – хвостів збагачення.

Найбільш раціональним підходом введення крупнофракційної дробленої породи до складу пастової суміші є заміщення частини основного тонкодисперсного наповнювача, а саме хвостів збагачення. На відміну від простого додавання порід, яке призведе до неконтрольованого загущення суміші, втрати рухливості та появи необхідності збільшення кількості води, що не є бажаним, саме метод заміщення сприятиме розрідженню пастової системи. Ефект розрідження обумовлений різким зниженням питомої поверхні твердої фази, що вивільняє раніше зв'язану воду і, як наслідок, знижує текучість та в'язкість суміші. Даний ефект дозволить створити резерв для подальшого підвищення загальної концентрації твердих частинок для досягнення нового оптимального стану, який характеризуватиметься одночасно і прийнятною текучістю для транспортування, і більш щільною структурою затверділого масиву з покращеними міцнісними характеристиками.

Для реалізації прийнятого напрямку заміни частини хвостів збагачення дробленими породами у класичній пастовій суміші були виконані лабораторні дослідження на величину осадки конуса як першочергового способу оцінки консистенції та транспортабельності сумішей. Оскільки раніше визначено, що оптимальним для досліджуваного гранулометричного складу хвостів збагачення є компонентний склад класичної пастової суміші 6% в'язучого матеріалу (від вмісту твердої частини), 75% вмісту загального твердого та 25% води, то зазначена суміш приймалась як базова.

Для попередньої оцінки впливу дроблених порід на текучість пастоподібної суміші було обрано два варіанти заміни хвостів часткою породи, а саме, умовно помірний (фракція 0...-10 мм) та максимально розріджуючий (фракція 0...-20 мм) за варіюванням їх вмісту на рівні 10, 15 і 20% від маси хвостів. Базова пастова суміш (0% заміщення) при цьому є еталонною контрольною точкою, що відповідає класичній рецептурі. Отримані залежності ілюструються на Рисунку 5.31.

Аналіз Рисунка 5.31 показує, що величина осадки конусу зростає за експоненційною залежністю від вмісту дроблених відвальних порід у суміші, причому інтенсивність цього зростання є більш вираженою для більш крупної фракції -20 мм, що підтверджує її значно нижчу водоутримуючу здатність та меншу питому поверхню у порівнянні з дрібнішою фракцією -10 мм. Така закономірність свідчить про те, що додавання порід у межах 10 – 20% за умови сталого вмісту твердої фази 75% призводить до підвищення текучості та розрідження пастоподібної суміші, а отже, для досягнення раціональної величини осадки конусу, яка забезпечує оптимальну транспортабельність й безпосередньо впливає на міцність, необхідним є підвищення загального вмісту твердої частини у пастовій системі.

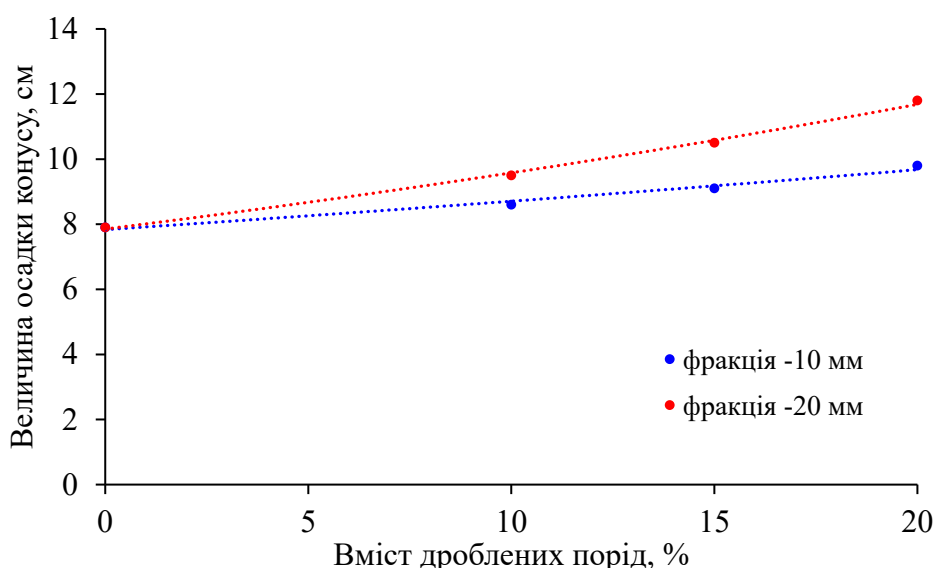


Рисунок 5.31 – Залежності зміни величини осадки конусу від кількості додавання дроблених відвальних порід при різних їх крупності та загальним вмістом твердого у суміші 75%

Було визначено, що надто рідка консистенція закладної суміші, спричинена впливом низької питомої поверхні дроблених частинок, незважаючи на введення дроблених порід, не призводить до запланованого підвищення міцнісних характеристик масиву. Так, після визначення осадки конусу закладну суміш з додаванням 15% порід фракції -20 мм було розміщено у металеву форму й виготовлено затверділий кубічний зразок, випробуваний на міцність через 28 днів. У процесі від залиття зразка до отримання його монолітного стану спостерігались наступні недоліки: значна водовіддача після розміщення суміші у формі та як наслідок вагома усадка затверділого зразка (15% від висоти 10-ти см металевої форми), концентрація крупних фракцій у нижній частині зразка. Випробування зразка на міцність у віці 28 днів показало значення 2,05 МПа, що на 32% менше за міцність класичної пастової закладної суміші у тому ж віці твердіння. Проведені дослідження, за яких зафіксована значна водовіддача після затворіння суміші, усадка затверділого зразка й відсутність приросту міцності свідчать, що при прийнятому оптимальному співвідношенні 75% твердої частини та 25% рідкої фази у класичній пастовій суміші недостатньо лише замінити частину хвостів дробленою породою без одночасного підвищення загального вмісту твердої фази.

Корегування вмісту твердого є необхідним для компенсації зниження водоутримуючої здатності та забезпечення раціональної консистенції, що нівелює надмірну сегрегацію та усадку. Таким чином, науково обґрунтованим підходом є пропорційне збільшення частки твердого (хвостів, порода) при збереженні початкового водоцементного співвідношення, що дозволяє формувати щільний зерновий каркас, мінімізувати пористість й у підсумку досягати більш високих міцнісних показників закладного масиву.

У зв'язку з тим, що додавання дробленої породи до класичної пастової суміші призводить до зростання текучості внаслідок зменшення питомої поверхні, водоутримуючої здатності твердої фази та тенденції осідання крупних фракцій, відновлення початкової консистенції може бути досягнуте двома шляхами: зменшенням вмісту води у суміші; пропорційним збільшенням маси твердої фази (хвостів + породи) за умови збереження початкової кількості води.

Проблемою першого способу є порушення водоцементного балансу та підвищення текучості суміші. Другий спосіб – більш доцільний, оскільки забезпечує зростання об'ємної концентрації твердої фази, що сприяє формуванню щільного зернового каркасу, зменшенню пористості, зниженню усадки після твердіння та підвищенню міцності закладного масиву. Крім того, такий підхід дозволяє зберегти однакове водоцементне співвідношення та забезпечити повноцінну гідратацію в'язучих компонентів.

У лабораторних умовах було досліджено вплив поступового підвищення пропорційного загального вмісту твердої частини (хвосту, порода) на величину осадки, при цьому для аналізу обрано, окрім вже вище дослідженого вмісту 75%, також кроки 77 і 79%, що ілюструється на Рисунку 5.32. Аналіз даних показує, що у межах вузького діапазону вмісту твердої фази 75 – 79% зменшення осадки конуса можна вважати наближено лінійним, оскільки в цьому інтервалі відбувається пропорційне ущільнення зернового каркаса при відносно малих змінах об'єму рідкої фази.

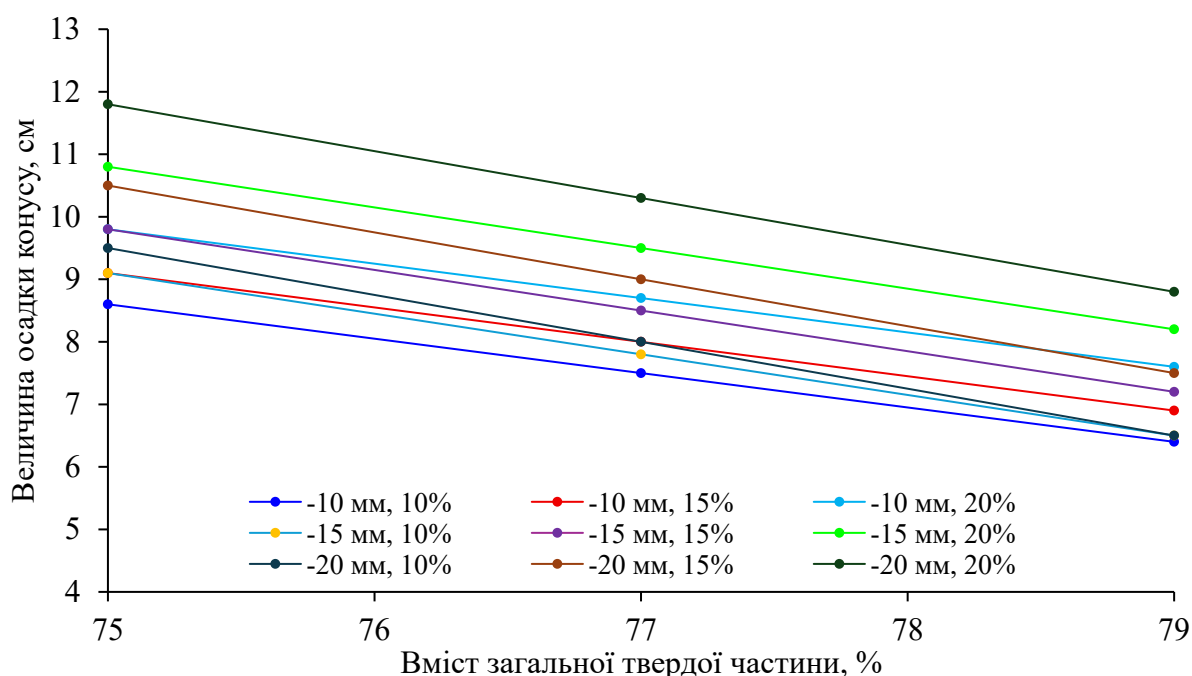


Рисунок 5.32 – Залежності зміни величини осадки конуса від загального вмісту твердого у суміші в межах 75 – 79% при різних кількості додавання дроблених відвальних порід та їх крупності

Така рівномірність у співвідношенні твердої та рідкої складових зумовлює поступове і майже рівноприскорене зростання в'язкості системи, що проявляється у стабільному, близькому до лінійного, зменшенні осадки пастоподібної суміші без різких стрибків у реологічних характеристиках.

Слід зазначити, що часткове перетинання ліній на графіку величин осадки конусу є закономірним, оскільки різна крупність і частка заміщення породи порізнному впливають не лише на початкову величину осадки, але й на швидкість її зменшення при зростанні загального вмісту твердої фази. Для дрібніших фракцій -10 мм характерне більш плавне падіння осадки завдяки більшій величині питомої поверхні та кращому утриманню води, тоді як для крупніших фракцій (-20 мм) початкова осадка вища, але зі збільшенням твердого відбувається різке її зниження, що і призводить до зближення та перетину кривих у дослідженому діапазоні.

У подальшому, на підставі проведених досліджень величини осадки конуса, були вивчені міцності 36-ти виготовлених кубічних зразків масиву (по 3 на один склад) у віці 28 днів зі збільшеним (компенсованим вмістом) твердого 79% та варіюванням вмісту дроблених порід у загальному твердому при їх різній крупності. Залежності при середніх значеннях міцності кубічних зразків закладного масиву ілюструються на Рисунку 5.33.

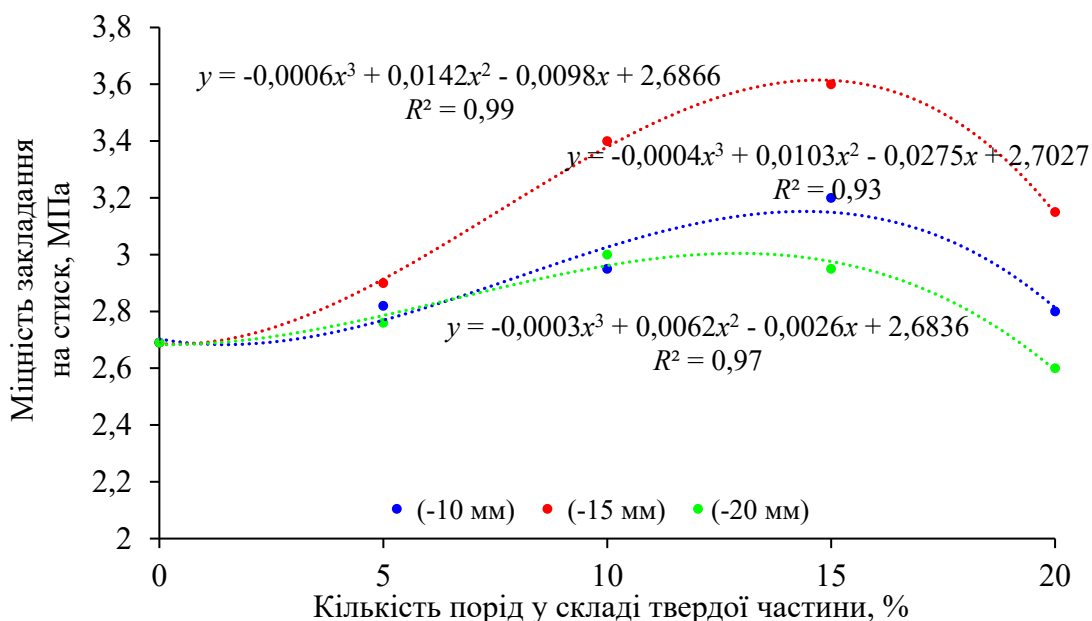


Рисунок 5.33 – Залежності міцності закладання від кількості додавання дроблених порід різної крупності у загальному вмісті твердого в суміші 79%

Аналіз показує, що отримані експериментальні дані повністю підтверджують теоретичні уяви про існування оптимальної кількості та крупності дробленої породи для підвищення міцності закладного масиву. Виявлено, що для всіх трьох фракцій (-10, -15 і -20 мм) міцність закладного масиву за поліноміальними залежностями 3-го порядку змінюється від кількості заміненої частки хвостів дробленими породами. Залежності свідчать про те, що спочатку міцність наростає, сягаючи пікового значення, а потім спостерігається її зниження. Початкове наростання обумовлене формуванням міцного внутрішнього жорсткого каркасу з частинок породи, який здатен ефективно сприймати навантаження, а подальше зниження міцності пояснюється тим, що при надмірній концентрації крупного заповнювача порушується оптимальна упаковка зерен, що призводить до порушення суцільності цементно-хвостової матриці, оскільки її об'єм стає недостатнім для ефективного розділення частинок породи та заповнення пустот між ними.

Встановлено, що найбільший ефект у прирості міцності демонструє фракція дроблених порід -15 мм і при заміні нею 10 – 15% хвостів збагачення в суміші спостерігається максимальна міцність закладного масиву у віці твердіння 28 днів до 3,4 – 3,6 МПа, що на 26 – 33% вище за міцність класичної суміші. Заміна частини хвостів фракцією -20 мм виявилася найменш ефективною, адже її пік міцності складає 3,0 МПа й досягається при заміні хвостів 10 – 12%, а подальша заміна хвостів цією фракцією призводить до значного падіння міцності нижче базового рівня класичної суміші (2,7 МПа). Заміна частини хвостів фракцією -10 мм показує проміжний результат, сягаючи піку 3,2 МПа при вмісті 15%.

Таким чином, експериментально доведено, що оптимальною є рецептура із заміною частини хвостів збагачення 10 – 15% дробленої породи фракції -15 мм, оскільки забезпечується найкращий баланс між формуванням міцності, щільної структури масиву й безпосередньо текучістю закладної суміші. Слід відмітити, що при подальшому терміні твердіння, наприклад 56 днів, міцність буде зростати поступово і за логарифмічним законом, сягаючи значень 4,0 – 4,2 МПа.

Було виконано дослідження здатності до гравітаційного осідання дроблених фракцій відвальних порід (фракцією 0...-15 мм) для отримання оптимальної

закладної суміші із загальним вмістом твердого 79%, де порода складає 15% від маси хвостів. Для імітації процесу сегрегації в лабораторних умовах експеримент проводився шляхом роздільного завантаження компонентів. Спочатку було розраховано та виготовлено чисту пастову суміш (без породи): 5,06% в'язучого, 71,295% хвостів збагачення та 23,639% води, яку було залито у підготовлену форму. Після цього зверху на її поверхню рівномірно розподілили розрахункову кількість сухої дробленої породи (Рис. 5.34а), що у підсумку відповідає кінцевій масі компонентів суміші, що містить породу. У процесі твердіння відбувалося часткове занурення фракцій породи у пастову матрицю. Після набору міцності затверділий масив було розрізано для аналізу його внутрішньої структури. Результати дослідження розподілу фракцій за висотою ілюструються на Рисунку 5.36б.

Аналіз поперечного зрізу затверділого масиву (Рис. 5.34б) дозволяє кількісно оцінити глибину гравітаційного проникнення дробленої породи у пастову матрицю. Встановлено, що фракції порід (0...-15 мм), розміщені на поверхні, проникли у суміш, сформувавши верхній композитний шар. Загальна товщина цього шару, враховуючи розмір самих фракцій, сягає 2,6 см, що становить до 37% від загальної висоти зразка (7,0 см). Основним спостереженням є те, що повної гравітаційної сегрегації з осіданням найбільш крупних фракцій на дно форми не відбулося.

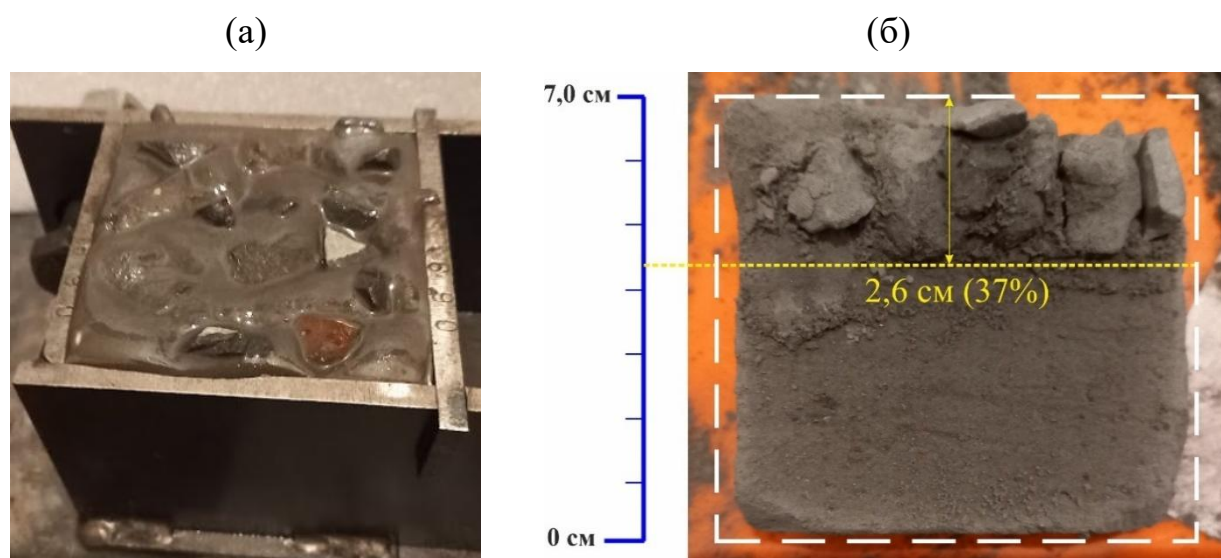


Рисунок 5.34 – Розподіл фракцій дроблених порід -15 мм на поверхні суміші (а) та у структурі затверділого закладного масиву за його висотою (б)

Зазначене свідчить про те, що процес гідратації та набір структурної міцності пасти (збільшення межі плинності) розвивається швидше, ніж швидкість осідання частинок. У результаті пастова матриця ефективно утримує частинки породи у верхньому шарі, перешкоджаючи їх подальшому зануренню та формуючи композитну структуру, а не розшарований масив. Введення більш крупного та міцного заповнювача як дроблена порода формує у скелеті закладного масиву жорсткий внутрішній каркас, що ефективніше сприймає навантаження, а підвищення вмісту твердого з 75 до 79% сприяє зниженню вмісту води у суміші та призводить до утворення більш щільної і менш пористої структури, що також безпосередньо зумовлює збільшення міцності та жорсткості закладного масиву.

Важливо відзначити, що згідно з розробленою концепцією, яка передбачає транспортування суміші на відстань від 3000 до 8000 м до визначених груп техногенних пустот, переміщення вже готової пастової закладної суміші, що містить крупні фракції дроблених порід, слід вважати технологічно недоцільним та економічно невиправданим. Таке твердження обумовлено низкою критичних проблем, які будуть пов'язані зі значним підвищенням абразивного зносу магістральних трубопроводів, суттєвим зростанням гідравлічного опору в транспортній системі, додатковими енерговитратами на перекачування та високим ризиком утворення пробок і закупорок.

Зазначені проблемні технологічні аспекти можуть бути вирішені шляхом впровадження двостадійної схеми приготування та транспортування закладної суміші. На першому, найбільш протяжному етапі, від закладного комплексу магістральним закладним трубопроводом подається тільки однорідна, дрібнодисперсна класична пастова суміш, що має оптимальні реологічні властивості, які попередньо вже визначені. На другому етапі, у безпосередній близькості від провальної зони шахти, за допомогою спорудженого мобільного дробильно-змішувального вузла у пастову суміш додається подрібнена порода. Таким чином, ділянка транспортування складної абразивної пастової суміші скорочується до мінімуму.

Такий підхід, із введенням до складу закладної суміші крупнофракційної породи, доцільно застосовувати лише у найбільш складних геотехнічних умовах,

зокрема, при закладанні масштабних провальних зон, особливо глибоких з крутими відкосами з висячого боку, де потрібно сформувати масив з підвищеними міцнісними та деформаційними характеристиками. Для ефективної ліквідації таких провальних зон рекомендується застосування саме мобільного дробильно-змішувального комплексу, перевагою якого є можливість оперативного переміщення між об'єктами закладання, що дозволяє готувати кінцеву суміш з додаванням дроблених порід безпосередньо біля провальних зон.

5.8. Визначення фізико-механічних властивостей сипучого породного закладання

Насипна щільність сипучих закладних матеріалів, у тому числі породних закладних масивів, є важливим показником, що визначає їх пустотність, здатність до ущільнення та деформаційні властивості. У результаті обробки лабораторних даних, згідно розробленої методики, встановлено залежності зміни величин насипної щільності й пустотності залежно від класу фракцій скельних порід, що представлена на Рисунку 5.35 [195]. Аналіз рисунка показує, що величина насипної щільності зі збільшенням класу фракції логарифмічно зменшується, а пустотність навпаки, збільшується, що є закономірним.

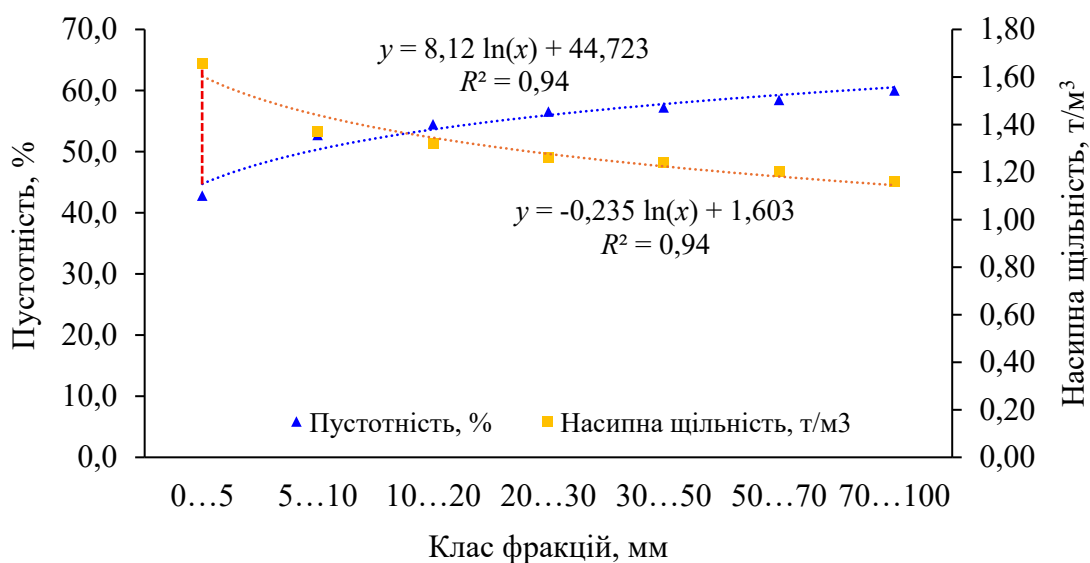


Рисунок 5.35 – Залежності зміни насипної щільності та пустотності за класами крупності скельних порід

Окремо були визначенні значення насипної щільності й пористості суміші скельних порід 0...100 мм, які склали 1,8 т/м³ і 43,8%. Спираючись на дані рисунка, видно, що суміш 0...100 мм за характером насипної щільності й пористості близька за властивостями до мінімальної фракції 0...5 мм. Отже немає потреби у підборі певного гранулометричного складу скельних порід як закладного матеріалу при заповненні кар'єрних пустот, адже сформований після вибуху гранулометричний склад суміші гірських порід у натурних умовах буде відповідати мінімальним значенням пористості. Тобто у натурних умовах суміш скельних порід, складована у відвалі з гранулометричною характеристикою 1000...500 мм – 7%; 500...400 мм – 9%; 400...300 мм – 9%, 300...200 мм – 15%; 200...0 мм – 60%, утворена після вибухових робіт, приймається оптимальною за фізико-механічними характеристиками для формування закладного породного масиву.

За результатами проведення лабораторних досліджень з визначення деформаційних характеристик зменшеної за масштабом суміші порід 0...100 мм побудовано криву напруження – деформація (Рис. 5.36). Аналіз графіка показує, що величина відносної деформації скельних порід закономірно змінюється за логарифмічною залежністю з підвищенням діючого напруження з високим коефіцієнтом апроксимації, що характерно для породних закладних матеріалів. Так, при дії стискаючих напружень на суміш скельних порід в діапазоні 0 – 7 МПа деформації масиву сягають близько 16%.

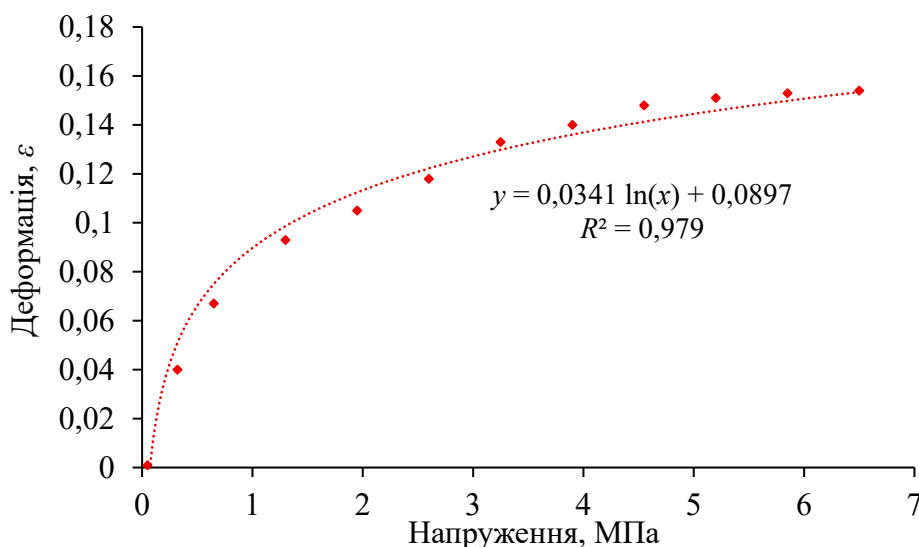


Рисунок 5.36 – Крива «напруження – деформація» суміші відвальних скельних порід 0...100 мм

За характером кривої простежуються три стадії деформування у процесі сти-
скання. В діапазоні 0 – 1 МПа характерним є пружне деформування, коли порода
легко стискається за рахунок видалення пустот і слабких контактів між частин-
ками. Пружно-пластичне деформування характерно для діапазону 1 – 4 МПа, коли
спостерігається стабілізація деформації, оскільки більшість пустот вже усунена, і
породи створюють спротив подальшому стиску. Пластичне деформування настає
при напруженнях стиску понад 4 МПа, де подальші зміни форми пов'язані з руй-
нуванням структури породи, усуненням частинок і незворотними деформаціями.

Для чисельного моделювання осідань закладного масиву для кар'єру гли-
биною 60 м при насипній щільності порід $1,85 \text{ т/м}^3$ доцільно прийняти модуль
деформації насипного масиву, традиційного для Кривбасу способу рекультивації
кар'єрів, близько 15 – 20 МПа, що пояснюється тим, що це значення відповідає
середньому січному модулю деформації в діапазоні напружень від 0 до 1,1 МПа,
які виникають під дією власної ваги 60-метрового шару, і враховує значну поча-
ткову усадку неушільненого матеріалу. При цьому модуль ушільненого пород-
ного закладання при насипній щільності $2,05 \text{ т/м}^3$, як елемент нової комбінованої
структури закладного масиву, доцільно прийняти в діапазоні 35 – 40 МПа, що
відповідає його стану на графіку при напруженнях 1,2 – 1,4 МПа. Такий напру-
жений стан є реалістичним результатом механічного ущільнення, яке переводить
матеріал у більш жорсткий стан, минаючи етап першої інтенсивної усадки.

Слід зазначити, що коефіцієнт Пуассона для скельних крупно-обломкових
порід знаходиться у діапазоні 0,25 – 0,3 й усереднено приймається 0,27 [289, 290].

За допомогою спеціального металевго конусу визначено кут природного
укося насипного масиву досліджуваної суміші порід, який склав 38° . Відомо, що
для сипких матеріалів кут природного укося близький до значення кута внутрі-
шнього тертя. Кут внутрішнього тертя скельних порід у відвалі складає $37 - 40^\circ$,
отже значення між фракціями 0...1000 мм у відвалі й досліджуваної фракції
0...100 мм є близькими за значеннями. Зазначене свідчить про подібність меха-
нічних характеристик досліджуваної фракції та реальних порід у відвалі, незва-
жаючи на масштабування, оскільки пропорційність фракцій збережена, а форми
породних частинок мають подібність натурі.

Визначений модуль пружності також відображає близькі процеси деформування масштабованих і реальних фракцій. Вплив на фізико-механічні властивості скельних порід матиме вологість від дії атмосферних опадів, яка може знаходитись у межах 5 – 15%, отже деформаційні властивості розумно незначно зменшити, а насипну щільність порід збільшити.

5.9. Узагальнення та аналіз комплексу фізико-механічних властивостей закладного масиву як даних для чисельного моделювання

Згідно розробленої концепції ліквідації техногенних пустот, таких як провальні зони шахт, непогашені підземні пустоти та вироблені простори закритих кар'єрів, у подальшому чисельному моделюванні щодо дослідження трансформації геомеханічної ситуації у масиві гірських порід навколо техногенних пустот під впливом їх закладання буде розглянуто декілька видів закладних масивів:

- *сипучий породний закладний масив* – традиційний спосіб рекультивації провальних зон та вироблених просторів закритих кар'єрів у Кривбасі, а його геомеханічний стан нами досліджується суто для порівняння з альтернативними видами закладного масиву на основі пастового закладання для виявлення їх кількісно-якісної переваги та геомеханічної ефективності;

- *сипучий ущільнений породний закладний масив* – важливий елемент комбінованого пастово-породного закладного масиву, що розглядається для закладання виробленого простору закритих кар'єрів з урахуванням сезонності;

- *класичне пастове закладання* – як основний альтернативний вид закладання провальних зон шахт, підземних непогашених пустот і як основний елемент комбінованого пастово-породного закладного масиву з урахуванням сезонності;

- *пастове закладання з додаванням частки дроблених порід* – розглядається у найбільш складних геотехнічних умовах, при закладанні масштабних провальних зон, особливо глибоких з крутими відкосами з висячого боку, де потрібно сформувати масив з підвищеними міцнісними та деформаційними характеристиками.

У процесі проведення комплексу лабораторних досліджень були отримані значення механічних властивостей вищезазначених видів закладних масивів,

таких як щільність, міцність на стиск, модуль пружності. Проте, зазначених механічних характеристик як вихідних даних при застосуванні сучасних програмних пакетів чисельного моделювання на основі методу скінченних елементів, особливо у пружно-пластичній постановці геомеханічних задач із використання критеріїв руйнування Хоска-Брауна та Мора-Кулона, недостатньо. Важливими вихідними даними фізико-механічних властивостей елементів геомеханічних моделей є також коефіцієнт Пуассона, міцність на розтяг, зчеплення та кут внутрішнього тертя. Визначення цих фізико-механічних властивостей вимагає спеціалізованого лабораторного обладнання та складних випробувальних процедур, які недоступні в умовах проведення наших досліджень. Тому, для формування повного й фізично обґрунтованого масиву вихідних даних, необхідних для чисельного моделювання в пружно-пластичній постановці, було застосовано комплексний методологічний підхід, що поєднує прямі лабораторні вимірювання із систематизованим аналізом провідних наукових джерел.

На першому етапі здійснено цілеспрямований пошук у міжнародних наукометричних базах із використанням спеціалізованих інформаційних запитів «*rockfill*», «*compacted rockfill*», «*cemented paste backfill*» (CPB), «*cemented rock fill/paste rockfill*» (CRF), що забезпечило широке охоплення публікацій для кожного типу закладного масиву. На другому етапі було виконано багатоступеневий відбір та верифікацію отриманого масиву публікацій, а саме зіставлення літературних даних із результатами наших лабораторних випробувань (γ , т/м³; σ_{cm} , МПа; E , МПа), що дало змогу виключити роботи, у яких параметри матеріалів не узгоджувались із отриманими даними. Отже, в аналіз були включені лише ті наукові джерела, де значення зазначених характеристик співставлялися з нашими результатами, що гарантувало фізичну релевантність і адекватність порівнюваних характеристик. Такий принцип прив'язки до власно отриманих експериментальних даних забезпечив надійність подальшої екстраполяції відсутніх параметрів (зчеплення, кут внутрішнього тертя, коефіцієнт Пуассона, міцність на розтяг) не довільно, а за принципом аналогії з верифікованого масиву наукових джерел.

На основі аналізу передових наукових праць, де вивчалися вищезазначені механічні властивості для сипучого породного закладання, пастового закладання

та пастового закладання з часткою дроблених порід, схожих за фізичною суттю та умовами наших проведених лабораторних досліджень, сформовано діапазони їх значень (Табл. 5.16), а прийняття усередненого показника часто застосовується практикою чисельного моделювання методом скінченних елементів.

Визначені на основі передових досліджень значення міцності на розтяг, коефіцієнта Пуассона, зчеплення та кут внутрішнього тертя для різних видів закладних масивів у поєднанні з результатами власно проведених лабораторних досліджень дозволили сформувати комплекс фізико-механічних властивостей різних видів закладних масивів як вихідних даних для подальшого чисельного моделювання геомеханічних процесів (Табл. 5.17).

Таблиця 5.16 – Діапазони механічних властивостей
за даними передових наукових досліджень

Вид закладного масиву	σ_p , МПа	c , МПа	μ	φ , град	Наукове джерело
Породне закладання насипне	0	0	0,27	35	[291, 292]
Породне закладання ущільнене	0	0,05	0,3	38	[293, 294]
Пастове закладання	$0,15 - 0,2 \sigma_{cm}$	$0,2 - 0,8$	0,25	30	[295, 296]
Пастове закладання з дробленими породами	$0,2 - 0,3 \sigma_{cm}$	$0,4 - 1,0$	0,23	32	[297, 298]

Примітка: σ_p – міцність на розтяг, МПа; c – зчеплення, МПа; μ – коефіцієнт Пуассона; φ – кут внутрішнього тертя, град

Таблиця 5.17 – Узагальнення фізико-механічних властивостей видів
закладних масивів як вихідні дані для чисельного моделювання

Вид закладання	γ , т/м ³	σ_{cm} , МПа	σ_p , МПа	E , МПа	μ	c , МПа	φ , град
Породне закладання насипне	1,75 – 1,9	–	–	20	0,27	–	35
Породне закладання ущільнене	2,0 – 2,2	–	–	35	0,27	0,02	38
Пастове закладання	2,0 – 2,1	2,7	0,4	400 – 1000	0,25	0,2 – 0,6	30
Пастове закладання з дробленими породами	2,1 – 2,3	4,2	0,55	1200-1400	0,27	0,7	35

Примітка: γ – щільність закладного масиву, т/м³; σ_{cm} – міцність на стиск, МПа; σ_p – міцність на розтяг, МПа; E – модуль пружності, МПа; μ – коефіцієнт Пуассона; c – зчеплення, МПа; φ – кут внутрішнього тертя, град

На основі проведеного широкого комплексу лабораторних досліджень і детального аналізу даних з наукових джерел було сформовано повний комплекс фізико-механічних властивостей для всіх розглянутих видів закладних масивів, а саме, сипучого, ущільненого, класичного пастового та пастового з додаванням породи. Представлений комплекс значень фізико-механічних властивостей включає як експериментально визначені для кожного виду закладного масиву (щільність, міцність на стиск, модуль пружності), так і фундаментальні, аналітично обґрунтовані, характеристики (коефіцієнт Пуассона, міцність на розтяг, зчеплення, кут внутрішнього тертя). Сформований набір даних є необхідною і достатньою вихідною базою для проведення подальшого чисельного моделювання геомеханічних процесів.

5.10. Висновки до розділу 5

На підставі виконання широкого комплексу лабораторних досліджень сформульовані основні наукові висновки:

1. Досліджено комплекс фізико-хімічних, фізико-механічних та мінералогічних властивостей місцевих техногенних і сировинних матеріалів Кривбасу (хвостів збагачення, доменного шлаку, вапняку, золи-виносу) з метою оцінки їх придатності як компонентів пастового закладення. Встановлено, що гранулометричний та хімічний склади хвостів збагачення задовольняють вимогам до інертного заповнювача для приготування пастових сумішей. Визначено, що наявність широкого спектру потенційних в'язучих та активних добавок дозволяє проєктувати багатоконпонентні рецептури пасти із заданими реологічними та міцнісними характеристиками.

2. Встановлено, що оптимальне дозування цементу в пастовій суміші становить 6%, оскільки саме при цьому значенні досягається найвищий економічний ефект приросту міцності (МПа/грн), особливо на термінах твердіння 14 – 56 днів. Доведено, що подальше збільшення дозування до 7 – 9% призводить до зниження ефективності витрат, оскільки вони зростають швидше, ніж міцність. Виявлено, що на ранніх строках (3 – 7 днів) приріст міцності на 1 грн є найнижчим через неповну гідратацію, тоді як на пізніх термінах додатковий цемент забезпечує кращий техніко-економічний ефект.

3. Встановлено, що при використанні середньозернистих хвостів збагачення з осушених карт хвостосховищ оптимальний пастоподібний стан закладної суміші досягається при їх вмісті 70,5%, в'язучого матеріалу – 4,5% і 25% води на підставі аналізу комплексу отриманих наукових результатів: виявлених поліноміальних закономірностей зміни величини осадки від дозування в'язучого матеріалу та вмісту твердої частини, поліноміальних залежностей зміни міцності закладного масиву від дозування в'язучого та експоненційних залежностей зміни міцності закладного масиву від вмісту твердої частини. Визначено, що набір міцності відбувається за логарифмічними залежностями, поступово збільшуючись у часі.

4. Виявлено, що реологічна поведінка пастових закладних сумішей описується моделлю Гершеля-Баклі та цілеспрямовано покращується введенням 1 – 1,5% суглинку, що ефективно компенсує водовіддачу при високому вмісті меленого граншлаку шлаку в комбінованому в'язучому на основі цементу й не призводить до суттєвого зменшення міцності.

5. Виявлений лінійний зв'язок між міцністю пастового закладання на стиск, що твердіє у відкритому та шахтному середовищах. Встановлено, що від раннього до пізнього періоду твердіння коефіцієнт збільшення міцності закладання, що твердіє у шахтних умовах, знаходиться у діапазоні 1,0 – 1,25.

6. Виявлено, що властивість електропровідності пастової закладної суміші є кількісним індикатором інтенсивності гідратаційних процесів, що визначає кінетику структуроутворення та характер формування величини міцності закладного масиву, які змінюються за лінійною залежністю від пікового значення електропровідності суміші та обернено пропорційною степеневою залежністю від часу, необхідного для досягнення цього пікового значення.

7. Встановлено, що міцність пастового закладання може бути підвищена до 26 – 33% за рахунок заміни частини хвостів збагачення дробленими відвальними породами, а залежність міцності від частки та крупності заповнювача описується поліноміальними функціями з оптимальним діапазоном 10 – 15% при крупності фракції -15 мм. При цьому компенсація зниження водоутримуючої здатності досягається за рахунок пропорційного підвищення загального вмісту твердої фази у суміші з 75 до 79%, рухливість якої лінійно знижується і нормалізує консистенцію суміші.

РОЗДІЛ 6

ДОСЛІДЖЕННЯ ТРАНСФОРМАЦІЇ ГЕОМЕХАНІЧНОЇ СИТУАЦІЇ МАСИВУ ПРИ ЗАКЛАДАННІ ТЕХНОГЕННИХ ПУСТОТ ПАСТОВИМ ЗАКЛАДАННЯМ

6.1. Результати чисельного моделювання впливу закладання утворених провальних зон на деформації земної поверхні

У Криворізькому басейні фактично утворені провальні зон на земній поверхні від підземної розробки рудних покладів є найважливішою техногенно-екологічною проблемою, яка характерна саме для діючих шахт. На відміну від сформованих провальних воронок від завершеної розробки відокремлених рудних покладів, де земна поверхня після провалу вже відносно стабілізована, розвиток деформацій та розширення провальних зон діючих шахт триває і надалі, незважаючи на фазу поступового затухання зсувних процесів, оскільки відбувається вплив подальшого відпрацювання рудного покладу з глибиною та ущільнення обвалених порід.

Геомеханічні моделі побудовано відповідно до розробленої методології, що імітують історичне відпрацювання рудного покладу, а саме, введено зони деструкції масиву гірських порід від виробленого простору углиб порід висячого боку згідно основних положень теорії зсуву та задано відповідні послаблені механічні властивості порід. Починаючи з глибини 1260 м, під масивом обвалених порід продовжується вилучення запасів рудного покладу із наступних поверхів: 1260 – 1340 м; 1340 – 1420 м; 1420 – 1500 м; 1500 – 1580 м; 1580 – 1660 ; 1660 – 1740 м; 1740 – 1820 м (кінцевий рівень).

У результаті виконання чисельного моделювання отримано комплекс епюр напружено-деформованого стану масиву при подальшій розробці рудного покладу від глибини 1300 до 1800 м за трьома варіантами: простір провальної зони, утвореної на земній поверхні, не заповнюється до кінцевої глибини розробки; простір провальної зони заповнено насипним масивом з відвальних скельних порід, що є розповсюдженим у Кривбасі способом рекультивації; простір провальної зони заповнено монолітним пастовим закладним масивом як новий спосіб

рекультивациі, здатний досягти часткової стабілізації земної поверхні від впливу поглиблення гірничих робіт.

У моделюванні врахована важлива механічна особливість: модуль деформації обвалених порід у реальних умовах не є сталою величиною, а змінюється з глибиною у зв'язку зі зростанням навантаження ваги масиву порід, що призводить до поступового ущільнення обвалених порід. Важливою перевагою програмного продукту Phase2, що використовується для чисельного моделювання, є можливість реалізації зміни модуля деформації з глибиною. При чисельному моделюванні застосовано диференційований підхід до визначення деформаційних характеристик зони обвалених порід, обґрунтований результатами лабораторних випробувань сипких порід на стиск з урахуванням масштабного ефекту. Для імітації фізичного процесу компресійного ущільнення під дією гірничого тиску реалізовано закон лінійного зміцнення середовища. В інтервалі від днища провальної зони до рівня глибини 1300 м модуль деформації обвалених порід зростає з початкових 200 МПа з градієнтом 1,4 МПа/м, досягаючи значення 2000 МПа. Для етапу поглиблення гірничих робіт (інтервал 1300 – 1800 м) визначено подальше збільшення жорсткості з градієнтом 1,2 МПа/м, внаслідок чого на граничній глибині 1800 м розрахунковий модуль деформації ущільненого масиву оцінено у 2600 МПа, що відповідає реальним фізичним процесам ущільнення.

Для порівняння ефективності різних сценаріїв розвитку деформацій земної поверхні від провальної зони розглядаються два стани масиву: до поглиблення (імітоване минуле відпрацювання покладу до 1300 м) та після поглиблення (подальше поступове відпрацювання покладу до 1800 м). Геомеханічна ситуація стану масиву на глибині 1300 м є вихідним станом і використовується як еталон, від якого відраховуються подальші зміни деформацій земної поверхні. Після поступового поглиблення робіт до 1800 м повністю розкриваються відмінності між сценаріями, оскільки в цей період проявляється реальна геомеханічна реакція масиву, зокрема, змінюється амплітуда мульди осідання, її горизонтальна протяжність та форма, а також формуються зони впливу деформацій на земній поверхні. Саме аналіз стану масиву відпрацювання покладу після 1300 м дає змогу

оцінити, наскільки введення закладного масиву у простір провальної зони здатне локалізувати зону деформацій, зменшити розвиток мульди та уповільнити прогресування осідань у порівнянні з варіантом без закладання. Орієнтація на кінцевий стан відпрацювання запасів дозволяє в подальшому врахувати максимально можливі навантаження на закладний масив з позиції гарантії, що прийняті механічні властивості забезпечать його цілісність та ефективність блокування деформацій особливо за найбільш складних напружених умов.

Глибину моделювання 1300 м прийнято як базовий рівень, що відповідає фактичному положенню фронту очисних робіт на залізорудних шахтах Кривбасу. Методологія дослідження передбачає фіксацію цієї глибини для всіх варіантів кутів падіння 50, 60 і 70° з метою забезпечення ідентичності початкового напруженого стану масиву. Такий підхід є доцільним, оскільки саме вертикальна глибина визначає величину гравітаційного навантаження та компонент природного поля напружень. Кут падіння у цьому контексті розглядається не як змінна для порівняння, а як вихідний геологічний фактор, що формує геометричну конфігурацію провалу та характер мульди зрушення.

Слід зауважити, що форми провальних зон у геомеханічних моделях не є результатом чисельного моделювання, а були аналітично визначені на основі положень теорії зрушення порід при відпрацюванні рудного покладу, що дозволило у результаті отримати розміри провальних зон на земній поверхні:

- кут падіння покладу $\alpha = 50^\circ$ – утворюється полого провальна зона глибиною 100 м, розміром по поверхні на розрізі у плані 430 м і кутом нахилу відкосу висячого боку $\theta = 26^\circ$;

- кут падіння покладу $\alpha = 60^\circ$ – утворюється середньокрута провальна зона глибиною 145 м, розміром по поверхні на розрізі у плані 360 м і кутом нахилу відкосу висячого боку $\theta = 50^\circ$;

- кут падіння покладу $\alpha = 70^\circ$ – утворюється глибока провальна зона глибиною 230 м, розміром по поверхні на розрізі у плані 310 м і кутом нахилу відкосу висячого боку $\theta = 72^\circ$.

Задані ослаблені зони у висячому боці відтворюють історично сформовану структуру порушеного масиву до глибини 1300 м, а подальше моделювання дозволяє оцінити напружено-деформований стан масиву, який відповідає формам провалів та визначає характер мульди осідання.

Для оцінки механізмів формування мульди осідання проаналізовано еволюцію напруженого стану масиву при історичному відпрацюванні рудного покладу до глибини 1300 м та подальшому послідовному вилученні запасів до 1800 м. Як ілюстративний приклад розглянуто епюри σ_1 для кута падіння $\alpha = 60^\circ$ (Рис. 6.1). Результати показують, що на глибині 1300 м у масиві формується відносно стабілізована ситуація завдяки торцевому розпору та защемленню обвалених порід, які частково стримують вертикальні переміщення (Рис. 6.1а). Проте, подальше поглиблення очисних робіт (Рис. 6.1б – з) демонструє, що навіть за наявності защемлення зона максимальних σ_1 поступово піднімається вздовж висячого боку, а область мінімальних σ_3 розширюється і наближається до земної поверхні. Така трансформація напруженого поля свідчить про зниження вертикальної жорсткості масиву і, відповідно, про неминуче збільшення амплітуди мульди осідання при переході від 1300 до 1800 м, хоч і менш інтенсивно, ніж на верхніх горизонтах (100 – 500 м). Отже, еволюція σ_1 є індикатором майбутнього розвитку деформацій, що надалі підтверджується епюрами вертикальних переміщень.

Слід зазначити, що зі зміною кута падіння рудного покладу в діапазоні $50 - 70^\circ$ напружений стан масиву зазнає системних відмінностей, які проявляються у просторовій конфігурації зон концентрації σ_1 та зон розвантаження σ_3 , а також у ступені локалізації напружень уздовж похилої площини зрушення. Для пологіших покладів ($\alpha \approx 50^\circ$) характерними є ширші та менш локалізовані зони підвищених σ_1 у висячому боці та значно розширена зона розвантаження під земною поверхнею, що зумовлює формування більш пологої та протяжної мульди осідання. Зі зростанням кута падіння до 60° концентрація напружень зосереджується вздовж межі контакту з обрушеними породами, утворюючи структурно пов'язану похилу смугу підвищених σ_1 і більш асиметричний характер деформацій. При ще крутішому заляганні ($\alpha \approx 70^\circ$) локалізація напружень різко посилюється.

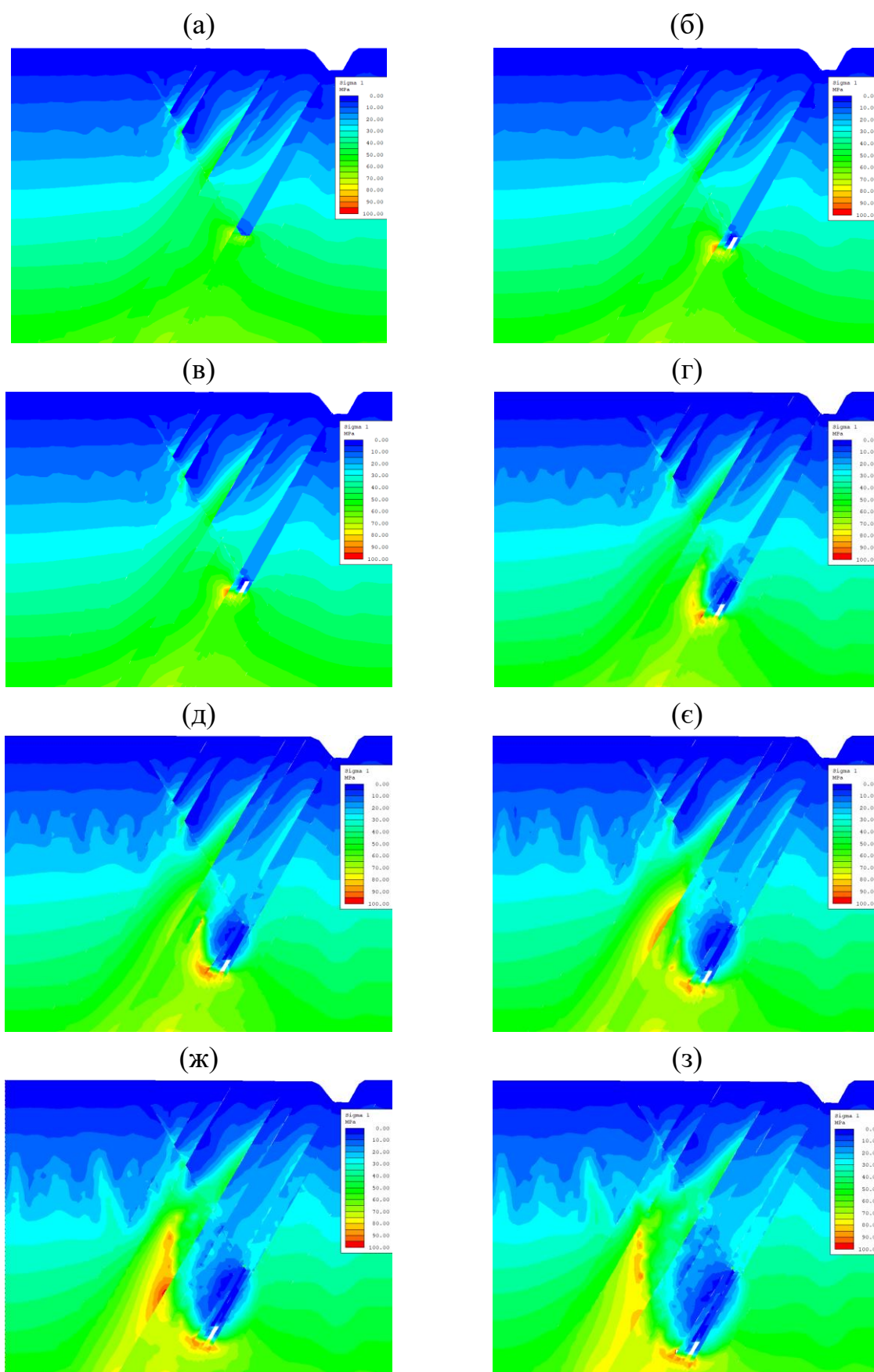


Рисунок 6.1 – Розвиток головних максимальних напружень σ_1 у масиві при поступовому вилученні запасів покладу ($\alpha = 60^\circ$) в інтервалі глибин 1300 – 1800 м:

(а) стан масиву при 1300 м; (б) – (з) вилучення 1 – 7 поверхів до 1800 м

Зона максимальних σ_1 витягується паралельно площині падіння, а область мінімальних σ_3 підтягується до поверхні, що свідчить про посилення схильності масиву до розвитку вузької, концентрованої мульди осідання у висячому боці. Таким чином, зі зростанням кута падіння трансформація напруженого стану визначає асиметрію та інтенсивність мульд осідання, проте сама геометрія провальних зон у моделях була задана аналітично, відповідно до теорії зрушення. Виявлені особливості перерозподілу напружень у масиві безпосередньо визначають характер вертикальних переміщень земної поверхні, що проявляється у формуванні мульд осідання.

Внаслідок зсувних процесів у масиві гірських порід при вилученні рудного покладу із кутом падіння у діапазоні $50 - 70^\circ$ на земній поверхні сформувалася характерна зона зрушення, а саме мульда осідання, ширина та інтенсивність якої визначаються геометрією покладу, конфігурацією зон розвантаження й стиснення у породах висячого боку. Отримано епюри вертикальних переміщень земної поверхні, порушеної відпрацюванням рудним покладом до глибини 1300 м, що імітує минуле відпрацювання рудного покладу (Рис. 6.2). Даний рисунок ілюструє епюри вертикальних осідань земної поверхні, що сформувалися внаслідок імітації історичного відпрацювання рудних покладів до глибини 1300 м. Порівняння отриманих профілів свідчить про чітку залежність параметрів мульд зсуву від кута падіння. Так, для варіанта при $\alpha = 50^\circ$ характерним є формування найбільш протяжної та пологої зони деформацій, що зумовлено значною похилою протяжністю зони підроблювання висячого боку та переважанням деформацій вигину. Зі збільшенням кута падіння до $\alpha = 70^\circ$ спостерігається ефект локалізації зрушень — мульда стає вужчою, набуває вираженої асиметрії зі зміщенням максимуму осідань до кромки провалу та зростанням градієнтів переміщень. Отримані профілі мульд зсуву при різних кутах падіння рудного покладу, і як наслідок різних форм провальних зон, цілком реалістично відтворюють фактичний стан підроблюваних територій над діючими шахтами Кривбасу.

Були отримані профілі осідань земної поверхні при поглибленні гірничих робіт, де найбільш цінними є результати розвитку мульд зсуву на кінцевій глибині розробки 1800 м. Порівняльні графіки профілів вертикальних осідань від кромки провалу для глибин 1300 і 1800 м відповідно наведено на Рисунках 6.3 – 6.5.

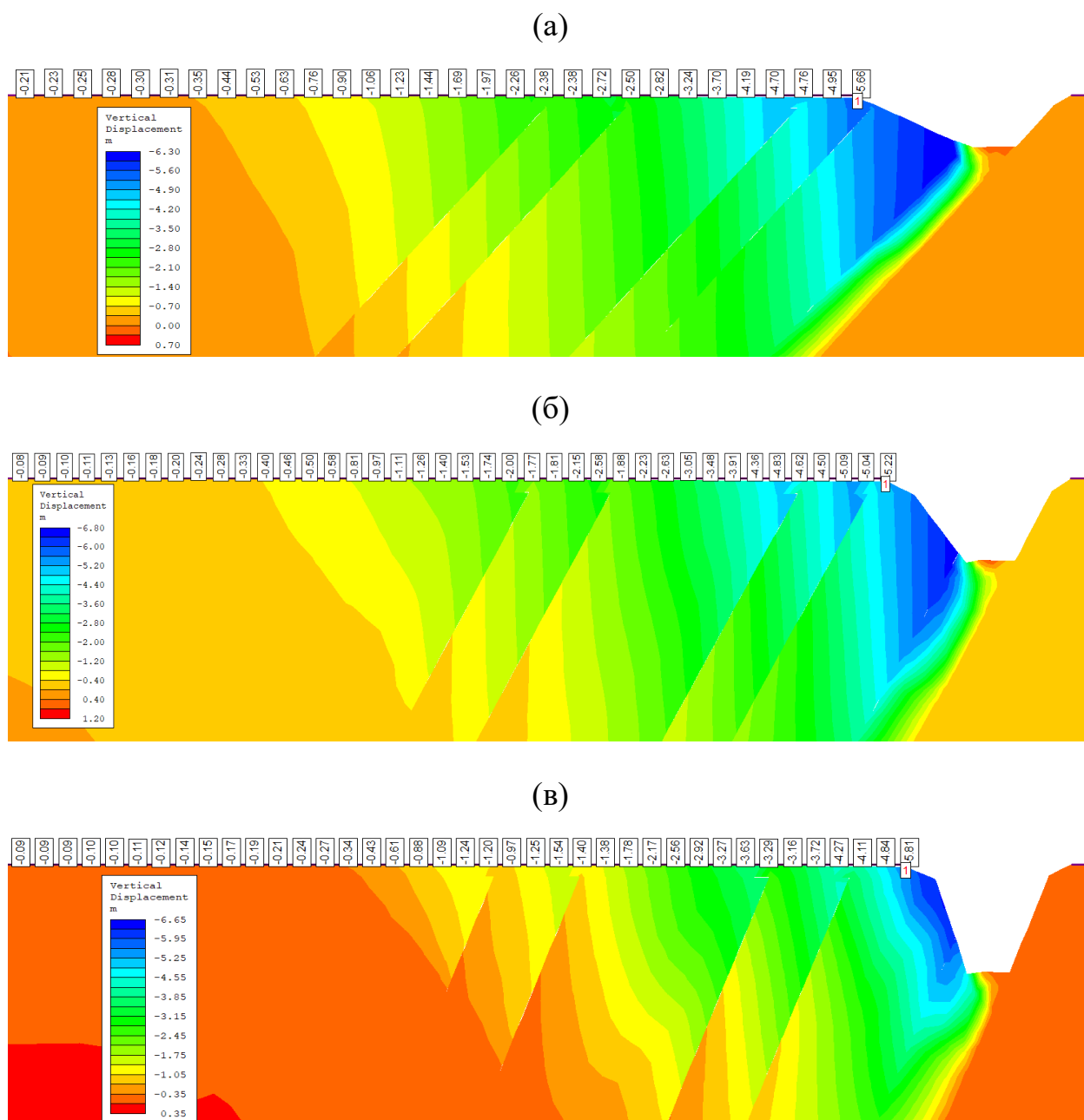


Рисунок 6.2 – Розподіл профілю вертикальних осідань земної поверхні від бровки провальної зони у бік висячого боку при історичному відпрацюванні запасів покладу до 1300 м (фактична глибина шахт): (а) кут падіння покладу $\alpha = 50^\circ$; (б) кут падіння покладу $\alpha = 60^\circ$; (в) кут падіння покладу $\alpha = 70^\circ$

Порівняння профілів осідання для кута падіння $\alpha = 50^\circ$ (Рис. 6.3) показує, що при збільшенні глибини розробки від 1300 до 1800 м мульда осідання суттєво трансформується як за амплітудою, так і за шириною деформаційного впливу. На глибині 1300 м зона осідань охоплює ділянку до 1900 м від кромки провалу, де максимальні осідання досягають 5,66 м.

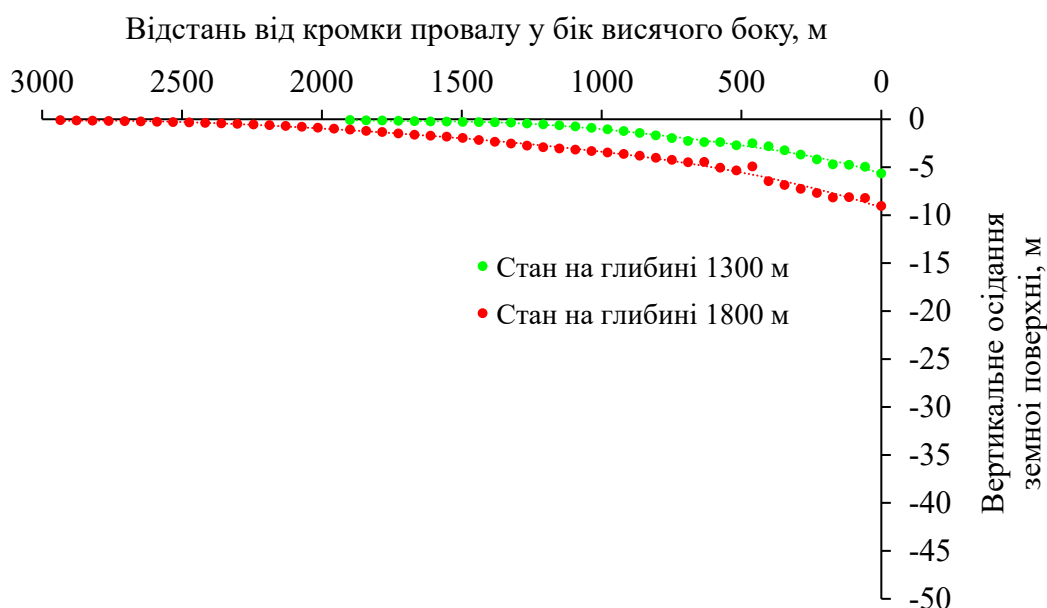


Рисунок 6.3 – Профіль мульди осідання земної поверхні від кромки провальної зони у бік висячого боку при поточній глибині розробки 1300 м і кінцевій глибині 1800 м рудного покладу з кутом $\alpha = 50^\circ$

На 1800 м ширина мульди істотно зростає, зона осідань поширюється майже до 3000 м, а градієнт осідань стає більш пологим на периферії, що свідчить про розтягнення мульди та домінуючий вплив значної похилої протяжності зони підроблювання. Також відбувається збільшення максимальних осідань, зокрема з 5,66 до 9,05 м, причому у центральній частині мульди формується більш крута ділянка, що вказує на активізацію зрушень у глибинних шарах та більшу залученість товщі порід у процес деформування.

При $\alpha = 60^\circ$ (Рис. 6.4) на глибині 1300 м зона осідань поширюється до 1550 м від кромки провалу, формуючи відносно компактну мульду з максимальним осіданням 5,40 м. При поглибленні робіт до 1800 м мульда розширюється й зона осідань досягає 2500 м. Максимальні осідання зростають з 5,22 до 9,33 м, а центральна частина мульди набуває крутішої та більш асиметричної форми, що свідчить про інтенсифікацію зрушень у глибинних горизонтах і перехід до розвиненішого етапу деформації масиву при 60° порівняно з умовами 1300 м.

При $\alpha = 70^\circ$ на глибині 1300 м мульда формується відносно компактною з досить крутим градієнтом у центральній частині (Рис. 6.5).

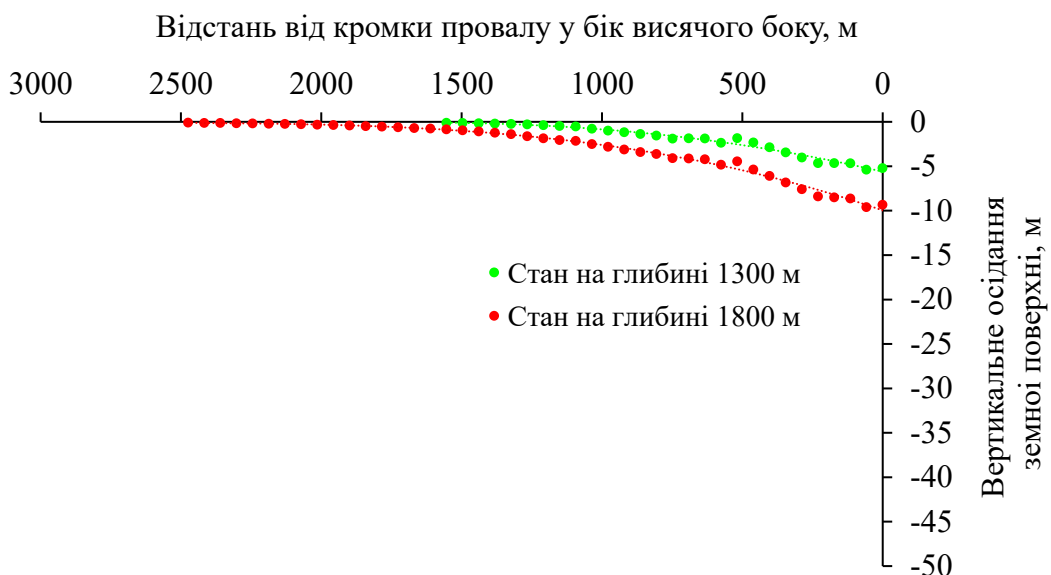


Рисунок 6.4 – Профіль мульди осідання земної поверхні від кромки провальної зони у бік висячого боку при поточній глибині розробки 1300 м і кінцевій глибині 1800 м рудного покладу з кутом $\alpha = 60^\circ$

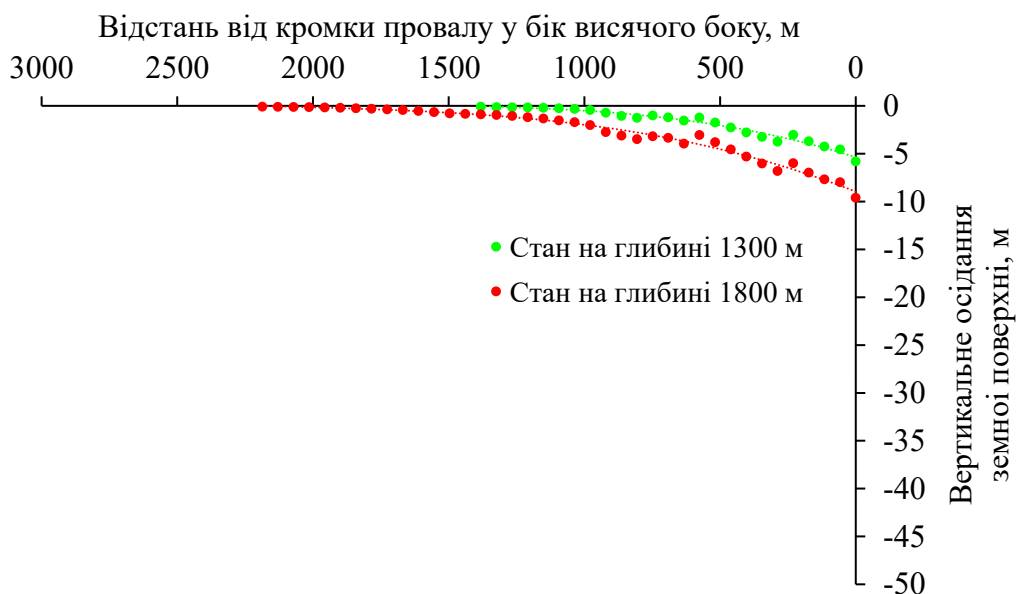


Рисунок 6.5 – Профіль мульди осідання земної поверхні від кромки провальної зони у бік висячого боку при поточній глибині розробки 1300 м і кінцевій глибині 1800 м рудного покладу з кутом $\alpha = 70^\circ$

При 1800 м мульда розширюється до 2200 м і градієнт осідань стає більш пологим, а центральна зона мульди характеризується посиленням вертикальних переміщень, через які максимальне осідання зростає з 5,81 до 9,61 м. Така

еволюція форми мульди вказує на глибоке залучення підроблюваної товщі та розвиток інтенсивного вертикального переміщення порід при крутих кутах падіння покладів, коли зрушення концентруються ближче до висячого боку та проявляються у вигляді більш вузької, але глибшої центральної воронки деформацій.

Отже, зі збільшенням кута падіння рудного покладу від 50° до 70° мульда осідання стає вужчою, але глибшою, а деформації все більше концентруються біля висячого боку. Для 50° характерна найширша і полого мульда з максимально розтягнутим впливом, для 60° – помірне звуження та більш виражена асиметрія, а для 70° – найвужча та найглибша центральна воронка. При цьому амплітуда осідань зростає у всіх випадках до 9 – 10 м, але зі збільшенням кута падіння збільшується частка вертикальної складової зрушень і локалізованість деформацій.

Аналіз Рисуноків 6.3 – 6.5 показує, що, незважаючи на існуючу фазу затухання й стабілізації масиву, процеси осідання земної поверхні будуть тривати до глибини 1800 м, але з меншою інтенсивністю, а саме 30 – 40% від інтенсивності першої фази (0 – 1300 м), що неминуче призведе до охоплення мульдою зсуву нових територій і, відповідно, деформацій земельного покрову. Такі висновки й тенденції також підтвердженні у наукових працях [270, 299, 300]. Визначений характер розвитку мульди осідання земної поверхні від глибини 1300 до 1800 м при традиційній розробці рудних покладів з різними кутами падіння є еталоном для порівняння із подальшими попереджувальними заходами, якими є засипання провальних зон пустими породами, що періодично застосовується у Кривбасі, тому доцільно першочергово дослідити ефективність з позиції блокування розвитку деформацій земної поверхні саме цього традиційного варіанту.

Було виконано чисельне моделювання впливу засипання провальної зони пустими породами на трансформацію мульди зсуву земної поверхні при різних кутах падіння та, відповідно, формах провальних зон при досягненні кінцевої глибини розробки 1800 м. Розподіл профілю мульди зсуву земної поверхні без закладання та із закладанням пустими породами наведено на Рисунку 6.6. Аналіз профілів осідання при $\alpha = 50^\circ$ свідчить про незадовільну геомеханічну ефективність засипання провальної зони пустими породами.

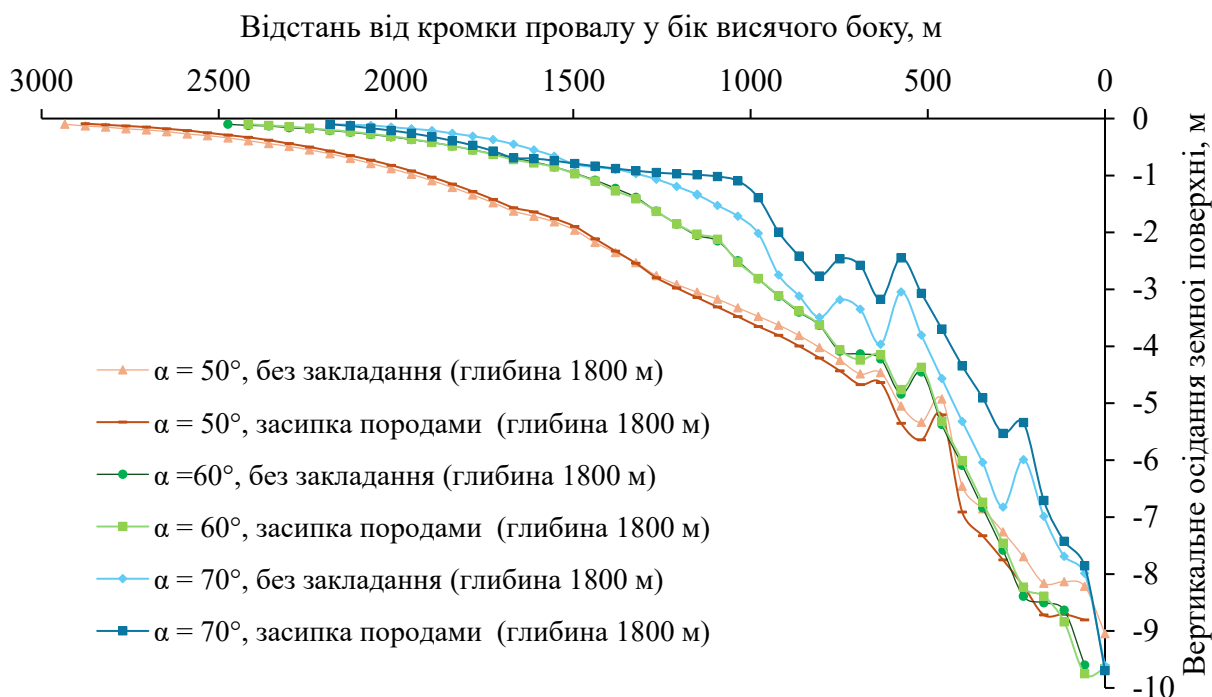


Рисунок 6.6 – Порівняння профілів мульди осідання земної поверхні від кромки провальної зони у бік висячого боку при варіантах без закладання та із засипанням пустими породами при досягненні кінцевої глибини 1800 м

Встановлено, що у ближній зоні до 1300 – 1400 м від кромки провалу домінує негативний вплив, пов'язаний з додаванням ваги закладного матеріалу, внаслідок чого максимальні осідання на контурі зростають від 0,5 до 7,1%. Незначний позитивний ефект фіксується лише на віддалених ділянках мульди понад 1500 м, де відмічено зменшення амплітуди вертикальних зміщень на 0,05 – 0,06 м, що все одно не компенсує суттєвого погіршення стану масиву в приконтурній зоні.

Аналіз профілів мульди зсуву для кута падіння $\alpha = 60^\circ$ формує обмежену локальну ефективність засипання провалу пустими породами. У приконтурній зоні до 150 м від кромки провалу зберігається негативна тенденція до зростання максимальних осідань на 2,3 – 4,0% внаслідок гравітаційного привантаження висячого боку пустими породами. Водночас, на інтервалі найбільш активного розвитку мульди на відстані 150 – 800 м спостерігається відносно нейтральна геомеханічна ситуація, а величини осідань при варіанті із засипанням на 1 – 2% нижчі, ніж без нього. Отримані результати свідчать про незначну здатність насипного масиву частково стримувати деформації лише на певній відстані від зони обвалення.

Порівняльний аналіз при $\alpha = 70^\circ$ демонструє відносно вищу ефективність породного засипання, хоча повного блокування деформацій не досягається, адже на кромці провалу зафіксовано незначне зростання максимуму осідань з 9,61 до 9,70 м через власну вагу засипки. Проте, у зоні основних деформацій 50 – 1400 м від кромки провалу встановлено помітне зниження амплітуди осідань на 3 – 20%, у деяких місцях – до 36%. На ділянці мульди 1400 – 2200 м ситуація кардинально змінюється й величини осідання є більшими, ніж у варіанті без засипання, збільшуючись на 12 – 50%. Незважаючи на це, сипучий масив через свою піддатливість не здатний показати вищу геомеханічну ефективність. Можна стверджувати, що незважаючи на частковий позитивний ефект у середній зоні мульди, сипучий масив через свою високу піддатливість не забезпечує значного блокування зрушень, а лише перерозподіляє навантаження, що призводить до активізації деформацій на віддалених ділянках.

Узагальнення результатів моделювання доводить низьку геомеханічну ефективність засипання пустими породами, яке має виключно локальний вплив і не скорочує довжину мульди зсуву. Встановлено, що механізм роботи засипання трансформується залежно від різних форм провальних зон, що є наслідком варіації кутів падіння покладів, а саме, від негативного ефекту гравітаційного привантаження висячого боку при 50° до часткової стабілізації центру мульди при 70° . Однак через високу піддатливість незв'язного матеріалу відбувається не жорстке блокування деформацій, а їх просторовий перерозподіл з активізацією осідань на периферії, що визначає такий захід відносно земної поверхні в основному як рекультиваційний, а не стабілізуючий.

Важливим обмеженням застосування засипання пустими породами є фактична неможливість керування механічними властивостями сипучого середовища, оскільки його характеристики є переважно сталими та визначаються виключно параметрами вихідного гранулометричного складу, що принципово відрізняє даний метод від технології пастового закладання, яка дозволяє цілеспрямовано формувати штучний масив із заданими фізико-механічними властивостями й ефективність якого досліджується далі.

У процесі аналізу результатів чисельного моделювання напружено-деформованого стану масиву для варіантів із різними кутами падіння рудного покладу та відповідною конфігурацією провальних зон виявлено специфічну закономірність механічної взаємодії закладного масиву з бортами провалу. На Рисунку 6.7 ілюструються вектори повних переміщень у напрямку відкосу провалу зі сторони висячого боку.

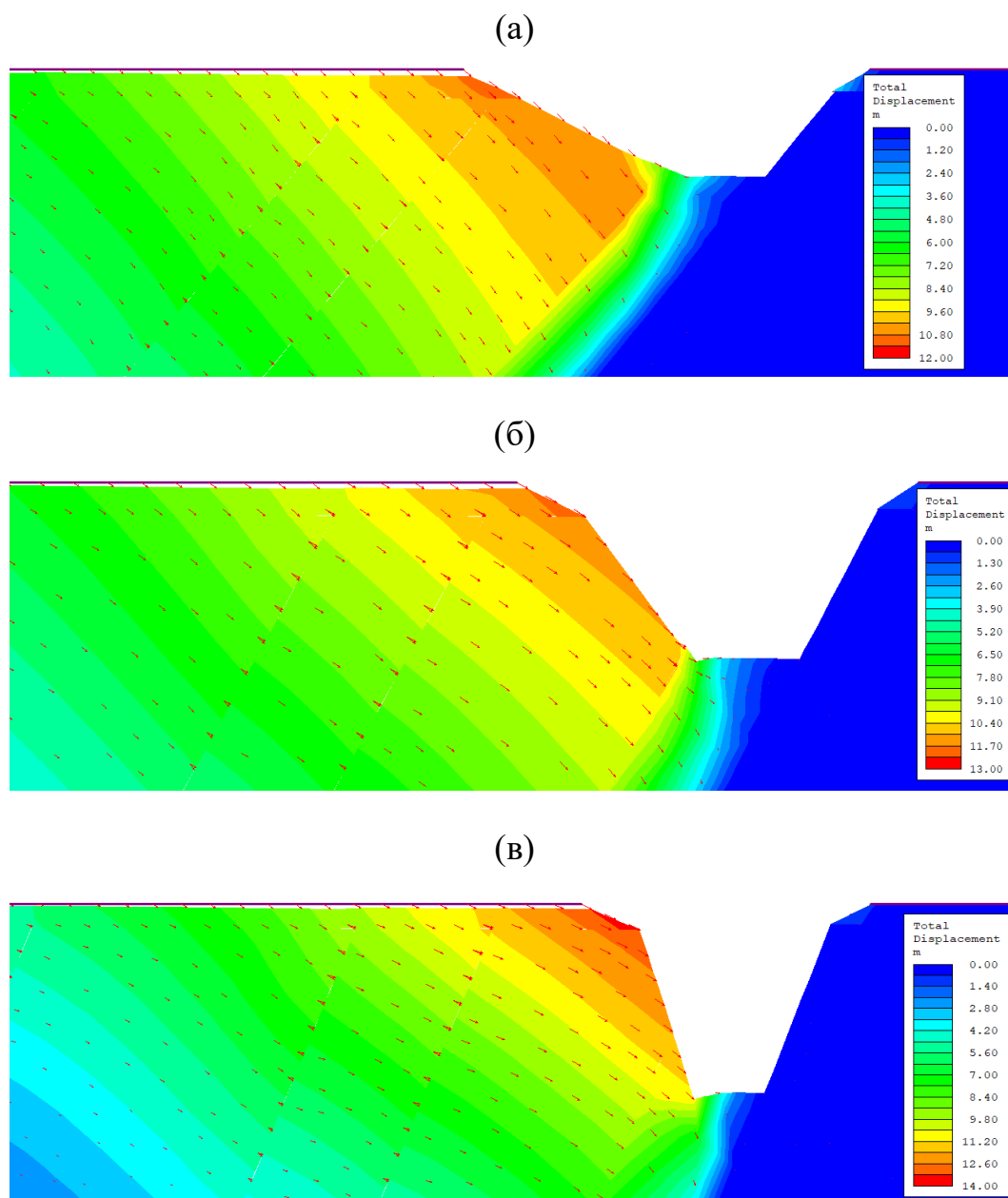


Рисунок 6.7 – Зміна векторів повних переміщень при різних кутах падіння покладу та форм провалів: (а) широкий пологий провал, $\alpha = 50^\circ$; (б) звужений глибокий провал, $\alpha = 60^\circ$; (в) вузький надглибокий провал, $\alpha = 70^\circ$

Аналіз характеру векторів повних переміщень (Рис. 6.7) дає підстави вважати, що ефективність стабілізуючої дії, тобто пасивного опору монолітного пастового масиву, суттєво знижуватиметься зі зменшенням кута відкосу висячого боку провалу. Це особливо характерно для умов, коли вектори переміщень порід висячого боку орієнтовані паралельно площині контакту із закладним масивом, при утвореному провалі з кутом падіння покладу $\alpha = 50^\circ$, за якого утворюється менш глибокий пологий провал з кутом відкосу висячого боку $\theta = 26^\circ$. У свою чергу, при крутому падінні рудного покладу $\alpha = 70^\circ$ формується вузька й глибока провальна зона з кутом відкосу висячого боку $\theta = 72^\circ$ і, відповідно, вірогідно зміниться кінематика його взаємодії із закладним масивом, а саме, зросте нормальна складова вектору переміщень, що, ймовірно, призведе до ефекту заклинювання закладного масиву та забезпечить активну передачу навантаження на монолітний масив і, як наслідок, відбудеться більш ефективне блокування розвитку мультисуву. Тому ці особливості враховуються далі у дослідженні ефективності впливу пастового закладання на розвиток деформацій.

Безпосередньо перед моделюванням із введенням пастового закладання у провальну зону уточнюється розрахункова схема, попередньо запропонована у методології. Розглядається схема формування комбінованого закладного масиву, де нижній несучий ярус представлений упорною призмою з монолітного пастового закладання, що формується з природним кутом розтікання поверхні 5° , а верхній вирівнюваний шар представлений насипними скельними породами від проведення гірничих виробок шахт (Рис. 6.8). При розгляді упорної призми, сформованої з пастового закладання із додаванням дроблених порід, природній кут розтікання такої суміші складе 10° , що викликано більшим напруженням зсуву порівняно з чистою пастою. Така структура закладного масиву прийнята, виходячи з умов мінімізації технологічних витрат на нарощування закладного трубопроводу та раціональної додаткової утилізації відвальних порід для ліквідації зон недоливу суміші в області лежачого боку провалу. Проте, на практиці, якщо поруч з провалами відсутні запаси відвальних порід, тоді виконується повне пастове закладання їх простору шляхом нарощування трубопровідного ставу й заповнення недозакладеної частини зі сторони лежачого боку.

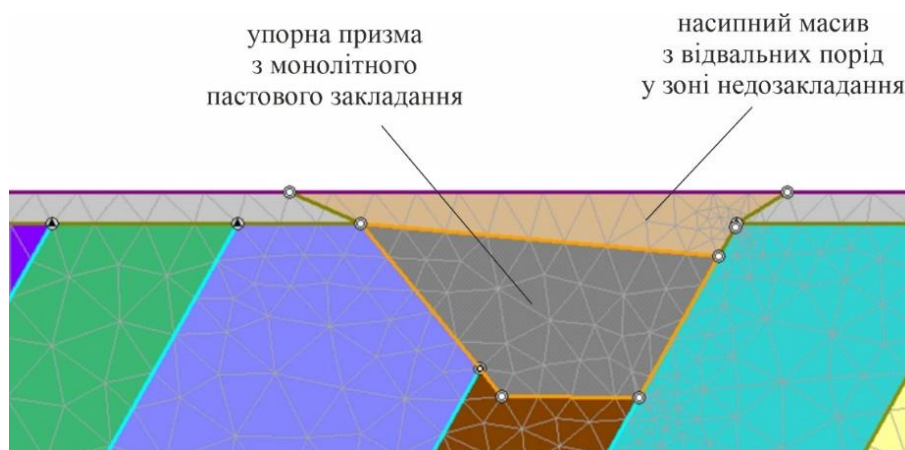


Рисунок 6.8 – Структурна будова закладного масиву у геомеханічній моделі, що складається з монолітного пастового та породного закладного масивів

За пропонованою схемою геомеханічної моделі припускається, що сипучий породний масив у клині недозакладання реалізує механізм активного бокового тиску на похилу грань пастового закладного масиву. Очікується, що виникаюча при цьому розпирна сила забезпечить додатковий певний ефект розклинювання, сприяючи щільному притисканню несучого пастового клину до висячого боку, та створення додаткових обтискаючих напружень σ_z , що теоретично повинно перешкоджати розвитку зон пластичних деформацій ефективніше, ніж робота пасивного моноліту.

Для комплексної оцінки ступеня блокування розвитку деформаційних процесів земної поверхні та визначення ефективності управління гірничим тиском пропонується використовувати коефіцієнт блокування деформацій, який можна визначити як відносне зменшення інтегральної площі мульди зсуву при застосуванні закладання провальної зони порівняно з еталонним варіантом без її закладання [301]:

$$k_{\text{бл}} = 1 - \frac{S_{\text{б}}}{S_z}, \quad (6.1)$$

де $S_{\text{б}}$ – інтегральна площа вертикальних осідань поперечного перерізу мульди зсуву для базового варіанта без закладання, м^2 ;

S_z – інтегральна площа вертикальних осідань поперечного перерізу мульди зсуву для варіанта із застосуванням закладання, м^2 .

Визначення інтегральної площі вертикальних осідань поперечного перерізу мульди зсуву S виконується методом чисельного інтегрування через апроксимацію методом трапецій за формулою:

$$S = \sum_{i=1}^{n-1} \left(\frac{|\eta_i| + |\eta_{i+1}|}{2} \cdot (x_{i+1} - x_i) \right), \text{ м}^2, \quad (6.2)$$

де n – загальна кількість розрахункових точок у профілі;

η_i, η_{i+1} – значення вертикальних осідань у i -й та $i + 1$ точках профілю, м;

x_i, x_{i+1} – горизонтальні координати (відстань від кромки провалу) відповідних точок, м;

$(x_{i+1} - x_i)$ – крок дискретизації (відстань між сусідніми точками).

Для отримання більшої кількості точок та уточнення залежності зміни ступеня блокування деформацій від кута відкосу висячого боку провалу та механічних властивостей пастового закладання як основного елемента геомеханічної системи «провальна зона – закладний масив» було додатково проведено моделювання при кутах падіння рудного покладу $\alpha = 55^\circ$ і $\alpha = 65^\circ$ за аналогічною методологією. За таких кутів падіння рудного покладу кут відкосу висячого боку провалу складає $\theta = 38^\circ$ і $\theta = 61^\circ$ відповідно.

Було здійснено серію чисельних розрахунків при геомеханічних моделях зі змінними формами провалів і кутів відкосів висячого боку θ від 26 до 72° та варіантів закладання їх простору з варіацією модуля деформації $400 - 1400$ МПа від глибини 1300 до 1800 м, з детальним аналізом ситуації щодо розвитку мульди зсуву та ефективності блокування деформацій закладного масиву до запланованої глибини відпрацювання запасів (1800 м), тобто в максимально складних умовах [301]. Отримані епюри вертикальних осідань земної поверхні у висячому боці порівнювались для виявлення ступеня блокування деформацій поверхні з епюрами осідань варіанту без закладання провального простору на кінцевій глибині 1800 м.

Як приклад, на Рисунку 6.9 ілюструються порівняння епюр вертикальних осідань земної поверхні, коли відпрацювання рудного покладу відбувалось від 1300 до 1800 м без закладання провального простору та із формуванням у провальному просторі упорної призми з пастового закладання із вмістом дроблених порід при $E = 1400$ МПа та недозакладеної частини засипання породами.

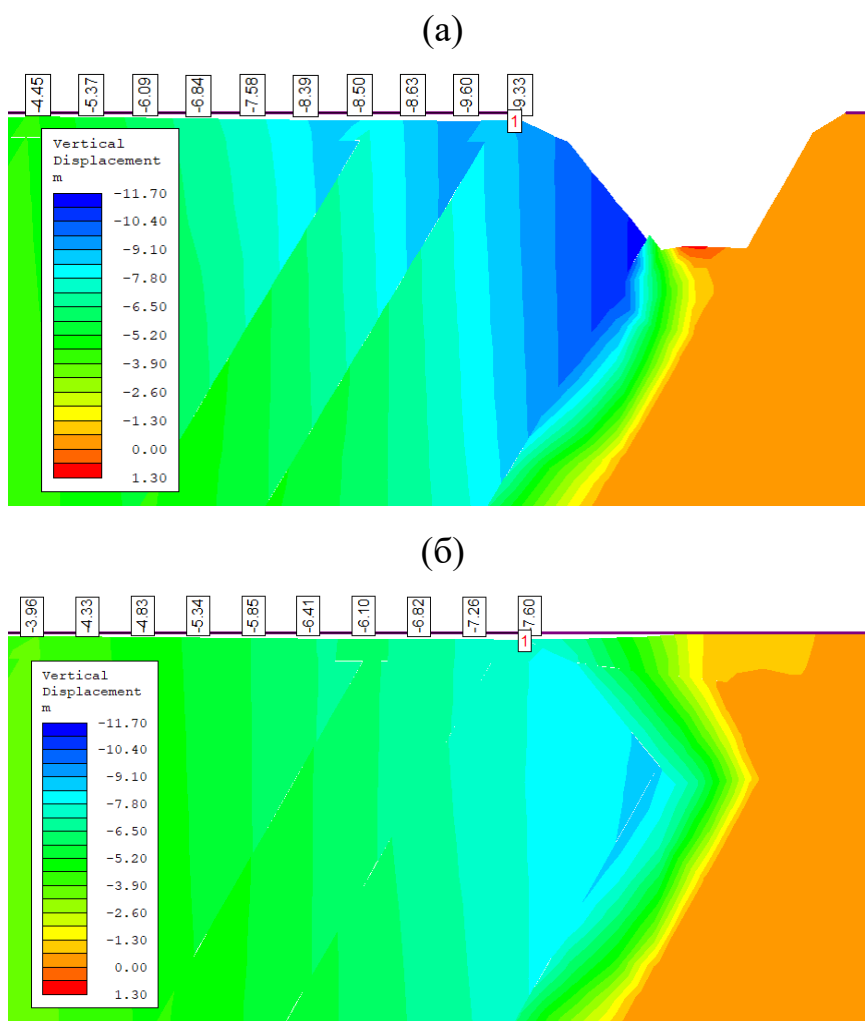


Рисунок 6.9 – Епюри вертикальних осідань при кінцевій глибині розробки покладу 1800 м (кут падіння $\alpha = 60^\circ$, кут відкосу провалу $\theta = 50^\circ$): (а) без закладання провалу; (б) з упорною призмою із пастової суміші з додаванням дроблених порід ($E = 1400$ МПа) і недозакладеної частини засипання породами

Аналіз наведених епюр вертикальних осідань земної поверхні (Рис. 6.9) свідчить про суттєве зменшення інтенсивності та площі мульди зсуву при застосуванні упорної призми з пастового закладання у провальному просторі, порівняно з варіантом без закладання. Зокрема, ілюстративний приклад демонструє максимальний ефект блокування деформацій для кута відкосу провалу $\theta = 50^\circ$ та найвищого з досліджуваних модуля деформації пастового закладання 1400 МПа. У цьому випадку мульда зсуву зазнала часткового виположування, а її площа (вхрест простягання) зменшилась з 6999,2 до 5940,1 м², розмір – з 2480 до 2350 м, що вказує на високу ефективність обраної форми й жорсткості закладного

масиву у стримуванні розвитку деформацій. Крім зменшення площі мульди важливо відзначити, що при застосуванні пастового закладання основна зона провалу не розширюється з часом, відсутні явища відшарування та відколювання бортів, що підтверджується затисненням відкосу провалу й відповідним зменшенням осідань від кромки провалу у бік висячого боку, що свідчить про стабілізацію зони деформацій і підвищення екологічної безпеки.

Зазначені результати є показовими прикладами з більш широкого спектру проведених чисельних розрахунків, які засвідчують загальну закономірність часткового покращення стану земної поверхні, ураженої впливом підземних гірничих робіт. Обробка результатів багатоваріантного чисельного моделювання у кількісному вираженні наведена у Таблиці 6.1.

Таблиця 6.1 – Площі мульд зсуву земної поверхні від кута відкосу провалу та варіантів закладання його простору при глибині розробки до 1800 м

Кут відкосу провалу	Площа мульди зсуву у плані, м ²					
	Без закладання	Засипання породою	Пастове закладання, МПа			
			$E = 400$	$E = 700$	$E = 1000$	$E = 1400$
26	8223,8	8508,07	8214,8	8182,7	8117,9	8076,8
38	7563,8	7650,3	7503,3	7458,7	7390,8	7343,4
50	6999,2	6977,0	6859,2	6740,5	6634,2	6514,4
61	6394,2	6046,6	5818,7	5680,8	5571,6	5493,0
72	5679,5	4956,0	4455,8	4259,6	4122,9	3890,7

Аналіз даних площі мульд зсуву земної поверхні від кута відкосу провалу (Табл. 6.1) дозволяє виявити низку важливих наукових результатів. По-перше, при розвитку гірничих робіт до кінцевої глибини розробки 1800 м без закладання простору провальної зони можна побачити, що площа мульди зсуву неухильно зменшується у міру збільшення кута падіння покладау й, відповідно, кута відкосу висячого боку провальної зони, яка сформувалась на земній поверхні при видобуванні запасів руди за цього ж кута падіння, що підтверджує відомі положення.

По-друге, при засипанні провальної зони пустими відвальними породами на рівні 1300 м та подальшому відпрацюванні рудного покладау до рівня 1800 м, у

діапазоні кутів відкосу висячого боку $26 - 50^\circ$ відмічається негативний результат, а саме, збільшення мульди зсуву, що пов'язано із зростанням градієнта осідань по її довжині через гравітаційне привантаження пустими породами пологого контуру провальної зони. Такий ефект підтверджує, що напрям руху векторів повних осідань до кута відкосу 50° при засипанні породою не дає позитивного геомеханічного ефекту. Лише у діапазоні провальних зон із кутами відкосів від 50 до 72° засипання проявляє позитивний ефект і блокує до $12,7\%$ деформаційних процесів.

По-третє, із введенням упорної призми з монолітного пастового закладання ступінь блокування розвитку деформацій земної поверхні істотно підвищується зі збільшенням як кута відкосу висячого боку провалу, так і жорсткості пастового закладання, що ілюструється на Рисунку 6.10. Результатами моделювання також фіксувалось зменшення розміру самої мульди зсуву на $5 - 12\%$.

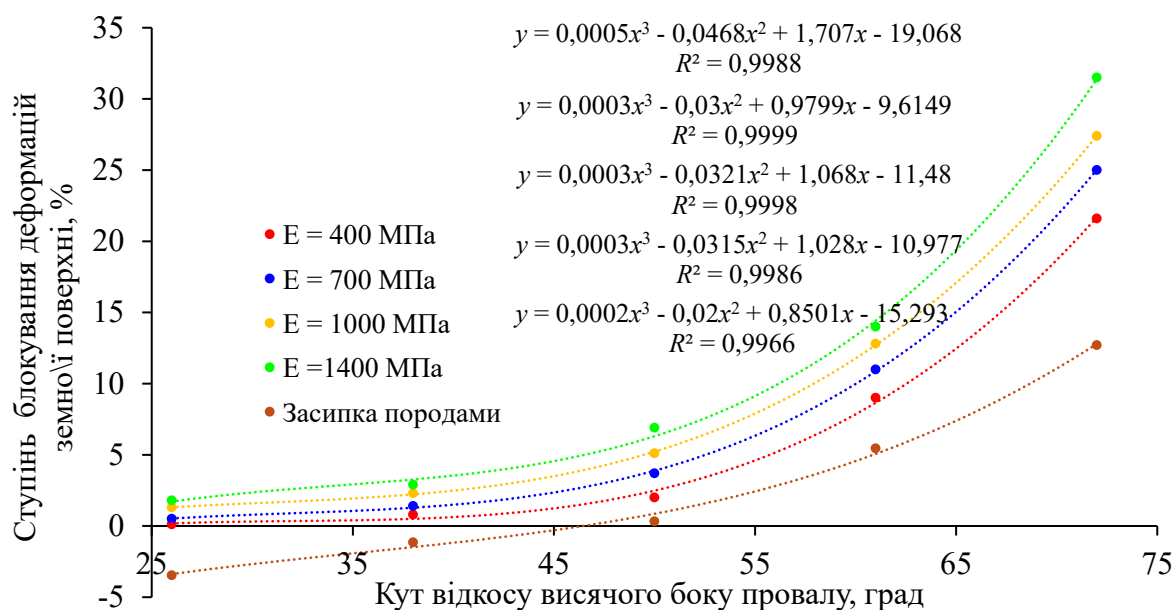


Рисунок 6.10 – Залежності зміни ступеня блокування деформацій земної поверхні від кута відкосу провалу при різній жорсткості закладного масиву

Аналіз Рисунка 6.10 показує, що ступінь блокування деформацій земної поверхні визначається поєднанням впливом геометрії провальної зони та жорсткості закладного масиву, причому кут відкосу висячого боку відіграє домінуючу роль, а модуль деформації закладання виконує підсилюючу функцію. Зі збільшенням крутизни провального відкосу ефективність упорної призми з пастового

закладання зростає нелінійно і для всіх досліджених варіантів модулів деформації описується поліноміальними залежностями третього порядку.

Так, у діапазоні малих кутів відкосу провалу $\theta = 25 - 35^\circ$ усі залежності для пастового закладання з $E = 400 - 1400$ МПа практично збігаються на рівні $0 - 2\%$, що свідчить про відсутність ефекту розпирного клину роботи закладного масиву. Зі збільшенням кута до $\theta = 40 - 60^\circ$ спостерігається плавне, але вже помітне нелінійне зростання ступеня блокування деформацій та поступове розходження кривих пастового закладання для різних E , що відображає часткове формування горизонтальної складової напружень і переміщень та початок розпирної роботи закладного масиву, причому більш жорстке пастове закладання з модулем деформації $E = 1000 - 1400$ МПа забезпечує суттєво більший ефект за рахунок меншої декоративності та кращої передачі розпирних зусиль на бокові породи відкосів провалу. При більш крутих кутах відкосу висячого боку провалу $\theta = 60 - 72^\circ$ залежності набувають прискореного та стрімкого характеру зростання ступеня блокування, а різниця між кривими для різних модулів деформації E стає максимальною, що є прямим наслідком переходу до повноцінного клинового механізму роботи закладання, коли вертикальне навантаження ефективно перетворюється на розпір уздовж контактів «порода – закладний масив» і збільшення E з 400 до 1400 МПа приводить до значного підвищення частки погашених осідань.

Важливо, що залежність для засипання пустими породами закономірно займає найнижче положення на всьому інтервалі кутів, демонструючи від'ємний (з причини їх гравітаційного привантаження) або близький до нуля ефект при малих кутах і лише помірне блокування (до $12 - 15\%$) при крутих стінках провалу, що узгоджується з низькою жорсткістю розрихлених порід та їх обмеженою здатністю формувати стійкий несучий клин. Також окрім часткового блокування розвитку деформаційних процесів від кромки провалу у сторону земної поверхні над висячим боком монолітне пастове закладання попереджує руйнування відкосів самої провальної зони. В умовах крутих бортів сформований закладний масив ліквідує вільний простір, фізично унеможливаючи гравітаційне

обвалення та осипання відслонених порід висячого боку. Формування пастового закладного масиву блокує процес прогресуючого розширення основного провалу в плані, яке за відсутності закладання неминуче активізується з часом під дією процесів вивітрювання, кліматичних чинників та релаксації напружень. Таким чином обмежується просторове поширення провальної зони й мінімізуються ризики потрапляння природних об'єктів (грунти, лісові масиви) у зону обвалення, що сприяє підвищенню рівня екологічної безпеки територій Кривбасу.

Отримані залежності є важливими, оскільки провальні зони, що сьогодні утворені шахтами «Козацька» та «Тернівська» у центральному (Саксаганському) районі, мають переважно кути відкосів провальних зон висячого боку $\theta > 50^\circ$, а отже застосування упорної призми з пастового закладання у їх просторі дозволить досягти не лише рекультивуючого ефекту, але й попередити їх розширення у просторі та блокування розвитку деформаційних процесів від подальшого поглиблення гірничих робіт на 20 – 30%, що є вагомим екологічним ефектом для зменшення ушкоджень ґрунтів, лісових насаджень та об'єктів інфраструктури.

В результаті чисельного моделювання зафіксовано суттєво меншу інтенсивність прояву та поширення тріщин розриву на земній поверхні від кромки провальної зони при застосуванні технології формування упорної призми порівняно з базовим варіантом відпрацювання (Рис. 6.11). Аналіз показує, що подальше поглиблення гірничих робіт в інтервалі 1300 – 1800 м без застосування закладання простору провальної зони призводить до інтенсифікації деформаційних процесів у висячому боці (Рис. 6.11а, б), що проявляється у прогресуючому розкритті існуючих та утворенні нових магістральних тріщин розриву в наносних породах, які з часом трансформують плавний профіль мульди у систему дискретних терасних уступів. Проте, при формуванні у провальному просторі жорсткої упорної призми з пастового закладання кардинально змінюється геомеханічна ситуація у верхньому шарі наносних порід (Рис. 6.11в), а саме, фіксується відсутність як появи нових зон порушення суцільності наносних порід, так і затухання вже існуючих деформацій, що свідчить про ефективний механізм розпору висячого боку та часткове блокування подальшого розростання мульди зсуву.

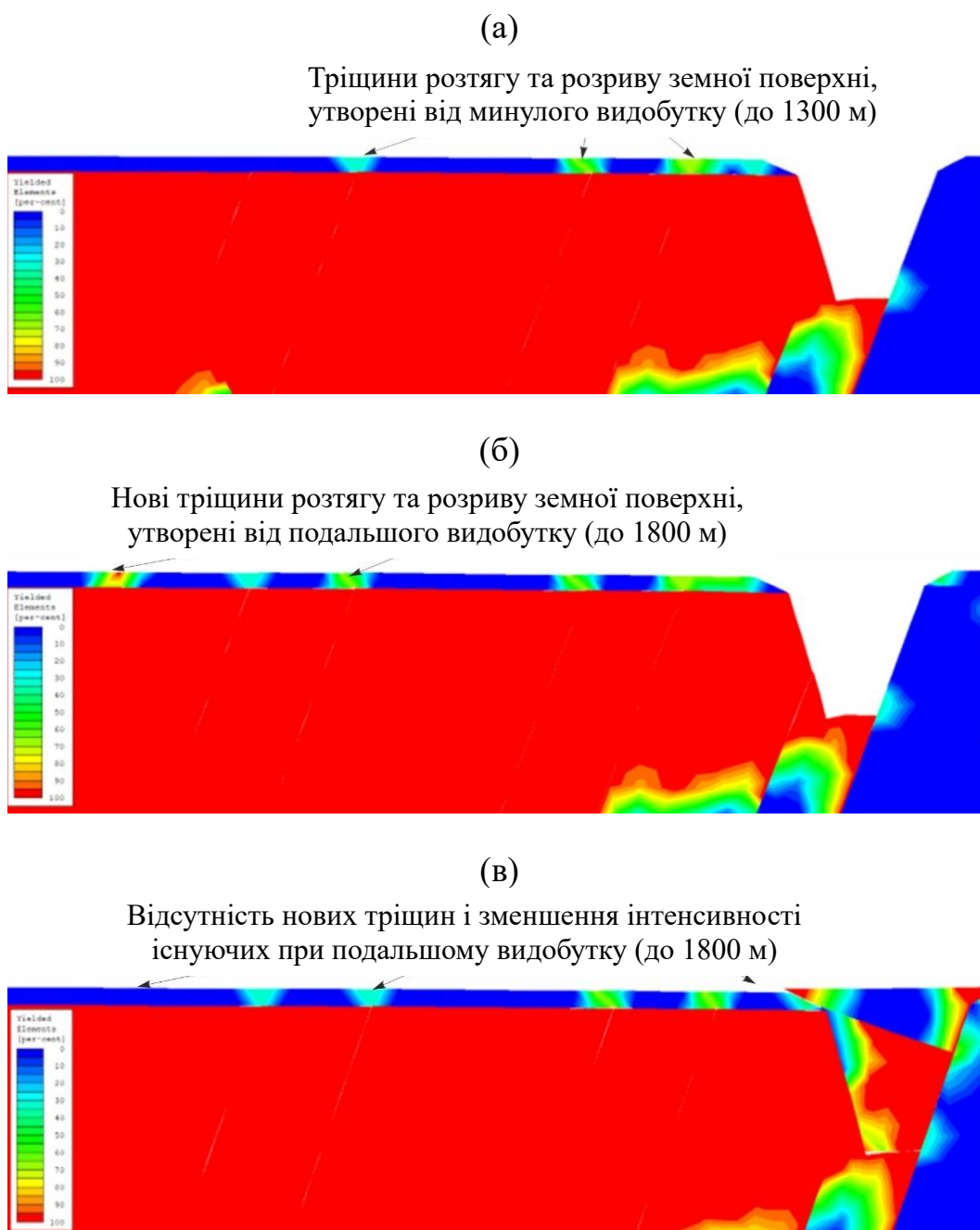


Рисунок 6.11 – Стан верхнього покриву земної поверхні під впливом зсувних процесів при $\alpha = 70^\circ$, $\theta = 72^\circ$: (а) поклад відпрацьовано до глибини 1300 м без закладання провалу; (б) поклад відпрацьовано від глибини 1300 до 1800 м без закладання провалу; (в) поклад відпрацьовано від глибини 1300 до 1800 м із формуванням пастового закладного масиву на рівні 1300 м

Отже, у результаті виконаних досліджень встановлено **третє наукове положення**: в умовах розвитку зсувних процесів при поглибленні підземної розробки рудних покладів Кривбасу від 1300 до 1800 м земна поверхня зі сторони

висячого боку зазнає подальшого руйнування, а часткове блокування цих деструктивних процесів досягається шляхом формування у провальних зонах упорної призми з монолітного пастового закладання, ефективність якої описується поліноміальною залежністю від кута відкосу провалу та жорсткості закладного масиву й набуває максимальних значень до 30% інтенсивно зростаючи при кутах падіння рудного покладу понад 50°. Це дозволяє попередити розширення площі провалу у просторі, зменшити розмір мульди зсуву, інтенсивність розкриття тріщин на земній поверхні й підвищити рівень техногенно-екологічної безпеки.

В наявних умовах розробки крутоспадних рудних покладів Кривбасу, що характеризуються значною глибиною ведення робіт (1300 м) та масштабними незворотними деформаціями гірського масиву у вигляді глибоких провальних зон, повна стабілізація геомеханічних процесів виключно методами поверхневого впливу видається неможливою. Теоретично максимальний ефект блокування розвитку мульди зсуву досягається за умови реалізації комплексного підходу: поєднання ліквідації поверхневих провалів з переходом на системи розробки із закладанням виробленого простору безпосередньо при вилученні рудних запасів. Однак, враховуючи техніко-економічну недоцільність та технологічну складність впровадження підземного закладання на завершальній стадії експлуатації глибоких горизонтів, оптимальною стратегією є запропонована технологія формування у зоні обвалення упорної призми з монолітного пастового закладання та засипання пустими породами недозакладеної частини. Запропоноване та науково обґрунтоване рішення хоча й не забезпечує абсолютної зупинки процесів зсуву, проте дозволяє реалізувати ефект розпору бортів провалу та суттєво мінімізувати інтенсивність розвитку деформацій і підсумкову шкоду земній поверхні.

6.2. Моделювання ймовірності обвалення земної поверхні при розташуванні у надрах непогашених підземних пустот та ефективності пастового закладання їх простору

Існуючі сьогодні методики дозволяють лише встановити, чи є ймовірним обвалення або вихід воронок на поверхню, проте визначення приграничного стану потребує подальших досліджень. Приграничний стан являє собою геомеханічний

стан масиву гірських порід, коли порушення напружено-деформованої рівноваги ще не призвело до повного обвалення, однак у масиві вже сформувався геомеханічний канал зв'язку (деформаційний канал) від контуру утвореної пустоти до земної поверхні. Такий геомеханічний зв'язок до земної поверхні є реакцією масиву на наявність пустоти шляхом передачі деформацій, які формуються внаслідок втрати опори у породах висячого боку. Формування геомеханічного каналу свідчить, що порушення рівноваги вже не є локалізованим і починає проявлятися у верхніх шарах масиву. Так, поява та відчутний розвиток деформаційного каналу може бути індикатором або діагностичним критерієм для виявлення приграничного стану масиву. Своєчасне виявлення приграничного стану масиву гірських порід навколо пустот, особливо у зоні розташування важливих об'єктів, є надзвичайно важливим, оскільки саме на цьому етапі відбувається трансформація масиву з умовно стабільного стану в потенційно нестійкий, що створює передумови для раптового і неконтрольованого розвитку деформаційних процесів.

Сьогодні сучасні підходи до оцінки стійкості масиву порід при відпрацюванні «сліпих» рудних тіл за існуючими науково-методичними документами, як правило, ґрунтуються на визначенні умов утворення первинних воронок провалів [99, 302]. Зазначені критерії дають змогу встановити лише факт переходу системи у нестійкий стан з ймовірністю виходу деформацій на земну поверхню у вигляді провальних воронок, і фактично поділяють геомеханічний стан масиву на дві категорії: стійкий та нестійкий. Проте, у реальних геомеханічних умовах у ряді випадків формується приграничний (передаварійний) стан, коли ознак провалу ще немає, але в масиві вже сформувалися значні деформації, зсуви та розвантажені зони, які створюють передумови до раптової втрати стійкості у найближчій перспективі.

Недооцінка таких станів у розрахунках стійкості обмежує можливості своєчасного прогнозування й запобігання надзвичайним ситуаціям, що підвищує ймовірність раптових обвалень з небезпечними наслідками. Тому виникає необхідність у подальших дослідженнях, спрямованих на ідентифікацію та параметризацію приграничного стану масиву з урахуванням нелінійного розвитку деформацій, розробки додаткової системи оцінки, яка дозволяла б за параметрами

залягання та розташування сліпих рудних покладів виявляти приграничний стан масиву від пустоти до земної поверхні.

У вирішенні зазначеної геомеханічної задачі міцність порід не розглядається як варіюючий параметр, оскільки при міцності порід $f < 5$ з високою ймовірністю масив порід над непогашеними пустотами від розробки сліпих рудних покладів, що були утворені кілька десятиліть тому, вже зазнав обвалення. Проте, у випадках, коли міцність порід становить $f = 10 - 15$ [303], пустота може перебувати у стійкому або приграничному до обвалення стані залежно від певних умов: глибина розташування пустоти, горизонтальна потужність вилученого рудного покладу, його розмір за падінням та кут падіння. Отже, чисельне моделювання варіювання цих умов дозволить ідентифікувати можливі типи напружено-деформованого стану масиву та оцінити ризик обвалення.

У багатьох нормативних методиках і розрахункових підходах оцінка впливу підземних пустот на стійкість масиву та можливі деформації земної поверхні здійснюється з припущенням однорідності геологічного середовища. З однієї сторони такий підхід спрощує розрахункову схему, проте, може призводити до завищеної оцінки стійкості й недооцінки реальних ризиків деформацій у складних геологічних умовах. На прикладі КЗБ, де стратиграфічний розріз представлений чергуванням порід з різкими відмінностями у міцнісних і деформаційних властивостях, що залягають у різних залізистих та сланцевих горизонтах, урахування шаруватої будови має принципове значення. Слабкі або тектонічно порушені шари у висячому боці рудного покладу над пустотою можуть формувати канали перерозподілу напружень й сприяти розвитку значних зміщень. Отже розрахунки в однорідному масиві є спрощеним випадком, який не відображає достовірного напружено-деформованого стану, що важливо при обґрунтуванні стійкості та прогнозуванні зсувів у гірничо-геологічних умовах Кривбасу. Урахування реальної шаруватої геологічної будови у моделюванні є необхідною умовою підвищення достовірності прогнозу зсувних процесів.

Підтвердженням вищезазначених положень є результати попереднього чисельного моделювання геомеханічного стану масиву з утвореною пустотою

після підземної розробки сліпого рудного покладу для двох варіантів: в однорідному та шаруватому геологічному середовищі. У кожному з варіантів розглядалася ідентична геометрія пустоти: глибина залягання покрівлі – 50 м; потужність рудного покладу – 25 м; кут падіння – 50° ; протяжність покладу за падінням – 140 м. Геологічний індекс GSI масиву, представленого мартитовими роговики, за критерієм Хоека-Брауна прийнятий 45 в умовах однорідного середовища, а GSI масиву 5-го залізистого горизонту (мартитові джеспіліти), що містить пустоту, 6-го сланцевого горизонту (силікатні сланці) та 7-го залізистого горизонту (мартитові роговики) прийняті відповідно 45, 40 і 45, що за середнім значенням майже аналогічні однорідному масиву.

За результатами попереднього моделювання загальних переміщень встановлено суттєву відмінність у характері деформацій навколо непогашеної підземної пустоти залежно від структури масиву. В однорідному середовищі зони переміщень мають обмежений розвиток і локалізуються безпосередньо над пустотою, максимальне вертикальне осідання на поверхні не перевищує 0,02 – 0,03 м, що свідчить про стабільний стан гірських порід. Натомість, у шаруватому масиві фіксується значно більша глибина проникнення зони осідань, з максимальними переміщеннями до 0,46 м на поверхні, при цьому контур зони деформацій витягнутий у напрямку падіння рудного покладу вгору до земної поверхні. Встановлена різниця зумовлена наявністю ослаблених контактів між літологічними шарами порід, різницею їх механічних властивостей, що сприяють більшому розвитку пластичних деформацій.

На основі аналізу епюр пластично-деформованих елементів встановлено, що в умовах шаруватого масиву зони пластичних деформацій є значно розвиненими, мають більшу протяжність до земної поверхні та більш виражену інтенсивність у порівнянні з однорідним масивом, де пластичні зони локалізуються лише в межах покрівлі та бокових частин пустоти. У шаруватому середовищі розвиток пластичних зон має виражену спрямованість уздовж контактів шарів та в напрямку меншої жорсткості, що відповідає механізму дестабілізації порід у неоднорідних геологічних умовах. Дослідження підкреслюють більшу

вразливість масиву до обвалення у разі складної геологічної будови та необхідність врахування стратиграфії при оцінці стійкості [303].

У подальшому в чисельних розрахунках до уваги приймається шарувате неоднорідне геологічне середовище, в якому досліджується приграничний стан масиву гірських порід, що містить утворену розробкою сліпого рудного покладу пустоту, та який схильний до раптового обвалення або прогресивного руйнування.

Схема чисельного моделювання включає систематичне варіювання геометричних параметрів підземних пустот, сформованих у результаті відпрацювання сліпих рудних покладів, з метою оцінки стійкості масиву. Розглядаються п'ять глибин розташування покрівлі пустоти від земної поверхні (50, 100, 150, 200 і 250 м), три варіанти кутів падіння покладу (50, 60 і 70°), а також три значення потужності рудного покладу (15, 25 і 35 м) й змінні варіанти довжини покладу за падінням, який приймається 50 м та поступово збільшується на крок 10 – 15 м до кроку розміру, за якого відбувається повна втрата цілісності масиву. Таким чином, було сформовано широкий масив вихідних даних варіантів моделювання, згрупованих за кутом падіння, глибиною, потужністю та розміром за падінням, що дозволить виявляти зміну геомеханічного стану: стійкий, стійкий з формуванням локального склепіння, приграничний, нестійкий (обвалення).

Визначений план моделювання, який налічує близько 300-т комбінацій чисельних розрахунків і більш конкретно залежатиме від втрати стійкості масиву зі збільшенням розміру пустоти за падінням. Тобто, коли при досягненні певного розміру пустоти за падінням відбулось повне обвалення земної поверхні й втрата цілісності масиву – розрахунки далі не виконувались. Такий об'єм чисельного моделювання є надмірно ресурсоемним, тому для зменшення обсягу розрахунків без втрати інформативності приймається узагальнення щодо горизонтальної потужності покладу, а саме в межах досліджуваного діапазону $m = 15 - 35$ м у моделюванні приймаємо репрезентативне «номінальне» значення $m = 25$ м. Такий вибір обґрунтований тим, що в зазначених межах m переважно масштабує власну вагу масиву та параметри локального склепіння, тоді як перехід між класами геомеханічного стану «стійкий», «стійкий із формуванням локального склепіння»,

«приграничний», «нестійкий» визначається, насамперед, параметрами H , L і α . Здійснено комплекс досліджень за допомогою чисельного моделювання із середньою потужністю покладу 25 м [304-306]. Таким чином, кількість чисельних розрахунків значно змінюється та стає меншою приблизно у 3 рази.

Проведений аналіз результатів чисельного моделювання при куті падіння рудного покладу $\alpha = 50^\circ$ та потужності 25 м (Рис. 6.12) дозволяє надати геомеханічну оцінку динаміки деформаційних процесів у масиві порід залежно від глибини пустоти та поступового збільшення її розміру за падінням. При мінімальній глибині $H = 50$ м спостерігається механізм поступового розвитку деформацій, що призводить до обвалення земної поверхні. Зі збільшенням довжини пустоти фіксується, як у її висячому боці формується та розвивається у напрямку до поверхні деформаційний канал, що передуює утворенню провальної зони.

Кількісно деформаційний процес характеризується послідовним зниженням коефіцієнта запасу стійкості поверхні SF з початкового значення 29 (при $L = 52,3$ м) до 1,27 (при $L = 91,5$ м) й далі до 1,0, що відповідає переходу геомеханічної системи у критичний стан. Перехід до інтенсивної фази деформацій (часткове обвалення) відбувається при довжині пустоти у діапазоні 117,7 – 130,8 м, де спостерігається нелінійне зростання осідань поверхні ($U_{нов}$) з 1,88 до 4,30 м. Подальше збільшення довжини ініціює повне обвалення, при якому зміщення контуру ($U_{конт}$) досягає 25,6 м до лежачого боку, й обвалені породи заповнюють пустоту, а осідання поверхні при цьому сягають $U_{нов} = 13,3$ м.

Зі збільшенням глибини до $H = 100$ м і $H = 150$ м масив демонструє вищу опірність деформуванню. Так, при $H = 100$ м критичний стан $SF = 1,0$ досягається лише при довжині $L = 143,8$ м, при цьому осідання $U_{нов} = 6,4$ м та зміщення контуру $U_{конт} = 20$ м. На глибині $H = 150$ м фіксується основна зміна у механізмі деформування, де товща покривних порід формує стійке природне склепіння, що обмежує поширення деформацій. При досягненні критичного стану SF і значних внутрішніх зміщеннях ($U_{конт} = 13,7$ м), осідання на поверхні ($U_{нов}$) не перевищують 2,0 м. Принципово інший механізм розвитку деформацій формується на глибинах $H = 200$ м і $H = 250$ м, де руйнування відбувається за рахунок повноцінного прояву «ефекту арки», коли стається лише локальне обвалення порід у пустоту.

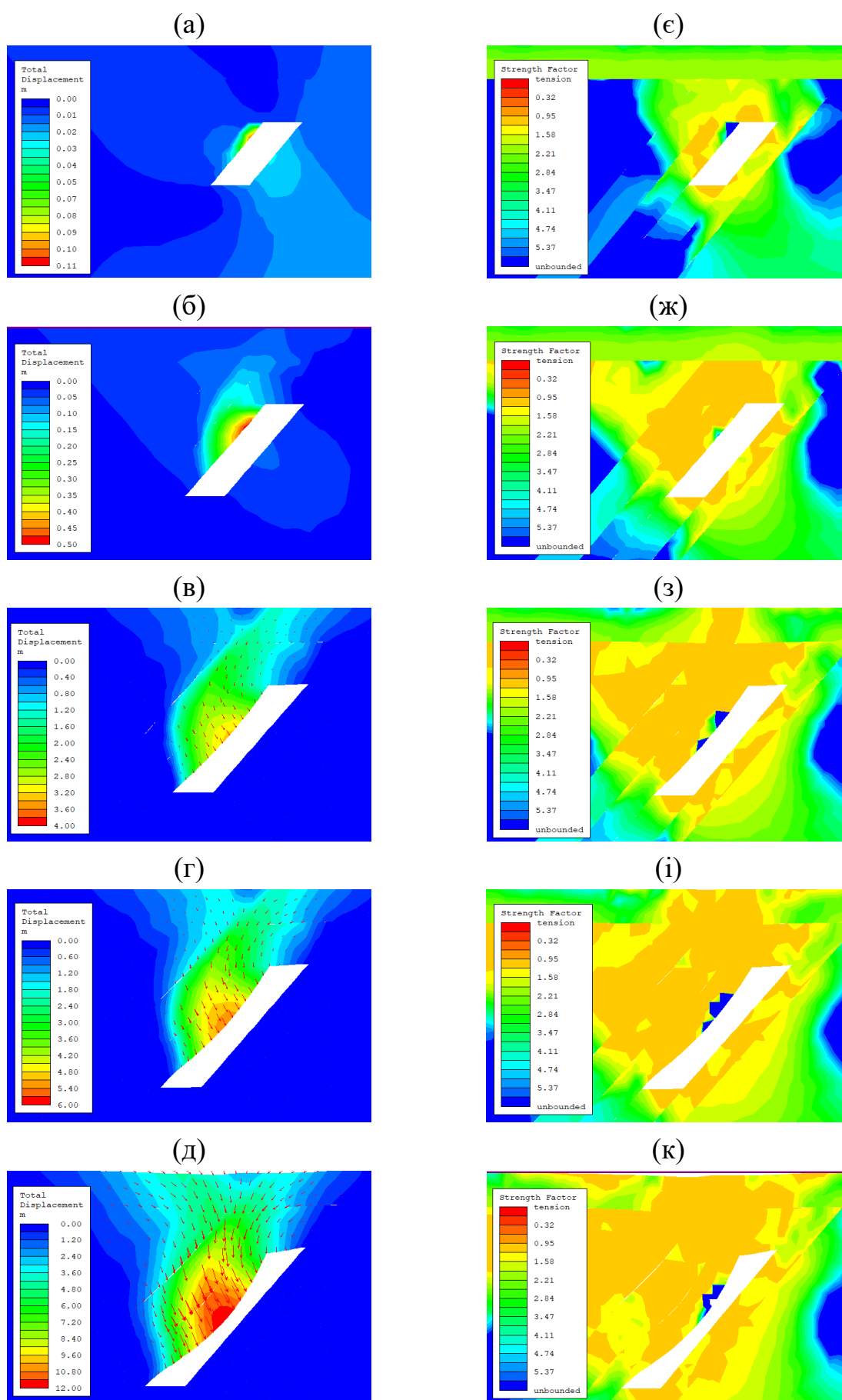


Рисунок 6.12 – Епюри повних переміщень (а) – (д) та коефіцієнта запасу міцності (е) – (к) при $L = 52,3; 78,5; 91,5; 104,7$ і $117,7$ м та $\alpha = 50^\circ$

Кількісно це виражається у значній розбіжності між зміщеннями контуру та осіданнями поверхні: при $H = 200$ м і $L = 156,9$ м зміщення контуру $U_{\text{конт}}$ досягають значення потужності пустоти, тоді як осідання поверхні $U_{\text{нов}}$ складають всього 1 м. Зазначена тенденція є ще більш вираженою при $H = 250$ м, де при максимальній довжині ($L = 156,9$ м) значних зміщень $U_{\text{конт}} = 19,5$ м відповідають осідання поверхні $U_{\text{нов}}$ лише 0,7 м. Таким чином, характер ризику змінюється від утворення провалів на поверхні при неглибокому заляганні до масштабних, але локалізованих обвалень, у підземному просторі на більших глибинах, що не становлять прямої небезпеки для поверхневих об'єктів.

Аналіз результатів чисельного моделювання при куті падіння рудного покладу $\alpha = 60^\circ$ показує наступні особливості (Рис. 6.13). При глибині $H = 50$ м масив демонструє механізм прогресуючої нестабільності, а саме до довжини $L = 78,1$ м система перебуває у стійкому стані $SF > 2,7$, $U_{\text{нов}} \approx 0$, однак вже при $L = 91,2$ м фіксується зниження SF до 1,48, з'являються осідання $U_{\text{нов}} = 0,26$ м і локальні зміщення контуру $U_{\text{конт}} = 1,01$ м. Зазначене свідчить про ініціацію деформаційного каналу у висячому боці. Подальше подовження пустоти до 104,2 м призводить до суттєвого зростання деформацій ($U_{\text{нов}} = 2,75$ м, $U_{\text{конт}} = 6,0$ м), а при $L = 117,2$ м досягається граничний стан з колапсом масиву ($U_{\text{нов}} = 6,9$ м, $U_{\text{конт}} = 14,5$ м, $SF = 1,0$). Довжина $L = 130,2$ м сприяє повному обваленню, де $U_{\text{нов}}$ зростає до 12,0 м, а зміщення контурів сягає 24,0 м.

На глибині $H = 100$ м фази руйнування зміщуються, а саме при $L = 104,2$ м ще зберігається стабільність ($SF > 2,6$), але при 117,2 м уже формується деформаційний канал ($U_{\text{нов}} = 1,2$ м, $U_{\text{конт}} = 12,5$ м), а критичний стан досягається при $L = 130,2$ м ($SF = 1,0$, $U_{\text{нов}} = 3,75$ м, $U_{\text{конт}} = 12,6$ м). Глибина $H = 150$ м демонструє подальше зростання опору деформаціям: тут граничний стан фіксується лише при $L = 143,3$ м, тоді як осідання залишаються помірними ($U_{\text{нов}} = 6,7$ м) порівняно з величиною внутрішніх зміщень ($U_{\text{конт}} = 24,6$ м), що вказує на формування природного склепіння. На глибинах $H = 200 - 250$ м система переходить до режиму внутрішнього обвалення без прориву на поверхню, де навіть при максимальній довжині ($L = 169,3$ м) фіксуються значні деформації ($U_{\text{конт}} = 26 - 28$ м), тоді як поверхня залишається майже незмінною ($U_{\text{нов}} = 1,1 - 1,2$ м).

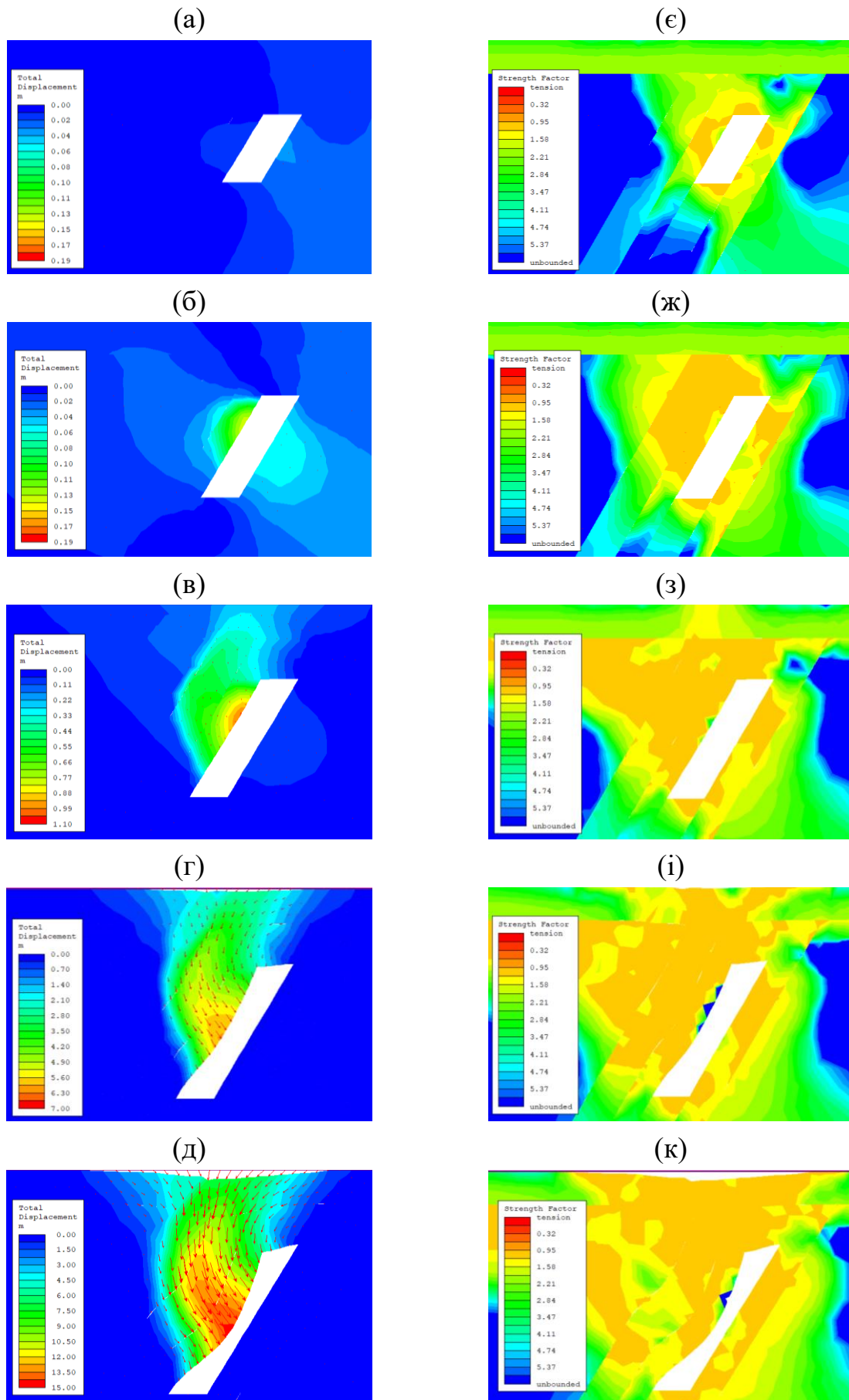


Рисунок 6.13 – Епюри повних переміщень (а) – (д) та коефіцієнта запасу міцності (е) – (к) при $L = 52,1; 78,1; 91,2; 104,2$ і $117,2$ м та $\alpha = 60^\circ$

Це свідчить про повноцінну реалізацію аркового ефекту та ефективне гасіння деформацій. Важливо зазначити, що процес втрати стійкості має більш різко виражений характер, де система протягом тривалого інтервалу зберігає стабільність, після чого навіть незначне подовження пустоти провокує лавиноподібний перехід до повного обвалення масиву з виходом деформацій на поверхню.

Аналіз результатів чисельного моделювання при куті падіння рудного тіла $\alpha = 70^\circ$ виявив такі геомеханічні особливості (Рис. 6.14). При глибині $H = 50$ м спостерігається поступовий розвиток деформацій, які не призводять до миттєвого обвалення поверхні навіть при значному збільшенні L . Осідання $U_{нов} = 1,01$ м з'являються лише при $L = 131,8$ м, при цьому відбувається зниження SF до 1,1, а при $L = 158$ м настає критичний стан поверхні, що супроводжується раптовим зростанням зміщень ($U_{конт} = 9,05$ м) і подальшим обваленням при $L = 171,2$ м ($U_{конт} = 33$ м, $U_{нов} = 2$ м). Таким чином виявляється більш раптовий характер переходу від стабільного до нестабільного стану. При $H = 100$ м є характерним тривалий період стійкості до $L \approx 131,8$ м ($SF > 1,8$), після чого фіксується різке зростання деформацій – осідання на поверхні – до 1,1 м, зміщення $U_{конт} = 4,05$ м, і надалі повне обвалення зі значеннями $U_{конт} = 22,5$ м та $U_{нов} = 15,7$ м при $L = 171,2$ м і свідчить про запізнілу, але більш інтенсивну втрату стійкості. На глибині $H = 150$ м масив демонструє підвищену стійкість, де навіть при досягненні критичного стану поверхні ($SF = 1,0$ при $L = 158$ м) осідання залишаються обмеженими ($U_{нов} = 0,58$ м), тоді як внутрішні зміщення ($U_{конт} = 9,4$ м) вказують на переважно локальний характер руйнування склепіння. При $H = 200$ м формується чіткий ефект арки, де критичний стан досягається лише при $L = 158$ м, що викликає значне локальне зміщення порід у пустоту ($U_{конт} = 14,25$ м) при мінімальних осіданнях ($U_{нов} = 2,7$ м), а при $L = 184,4$ м $U_{конт}$ сягає 27 м. Для $H = 250$ м деформації стають повністю внутрішніми й навіть при зниженні SF до 1,0 при $L = 184,4$ м, осідання $U_{нов}$ не перевищують 5,5 м, тоді як $U_{конт}$ становить 20,6 м, що вказує на ізольований характер обвалення. Таким чином, зі збільшенням кута падіння до 70° масив демонструє більш тривалий період рівноваги, проте подальша втрата стійкості має раптовіший характер.

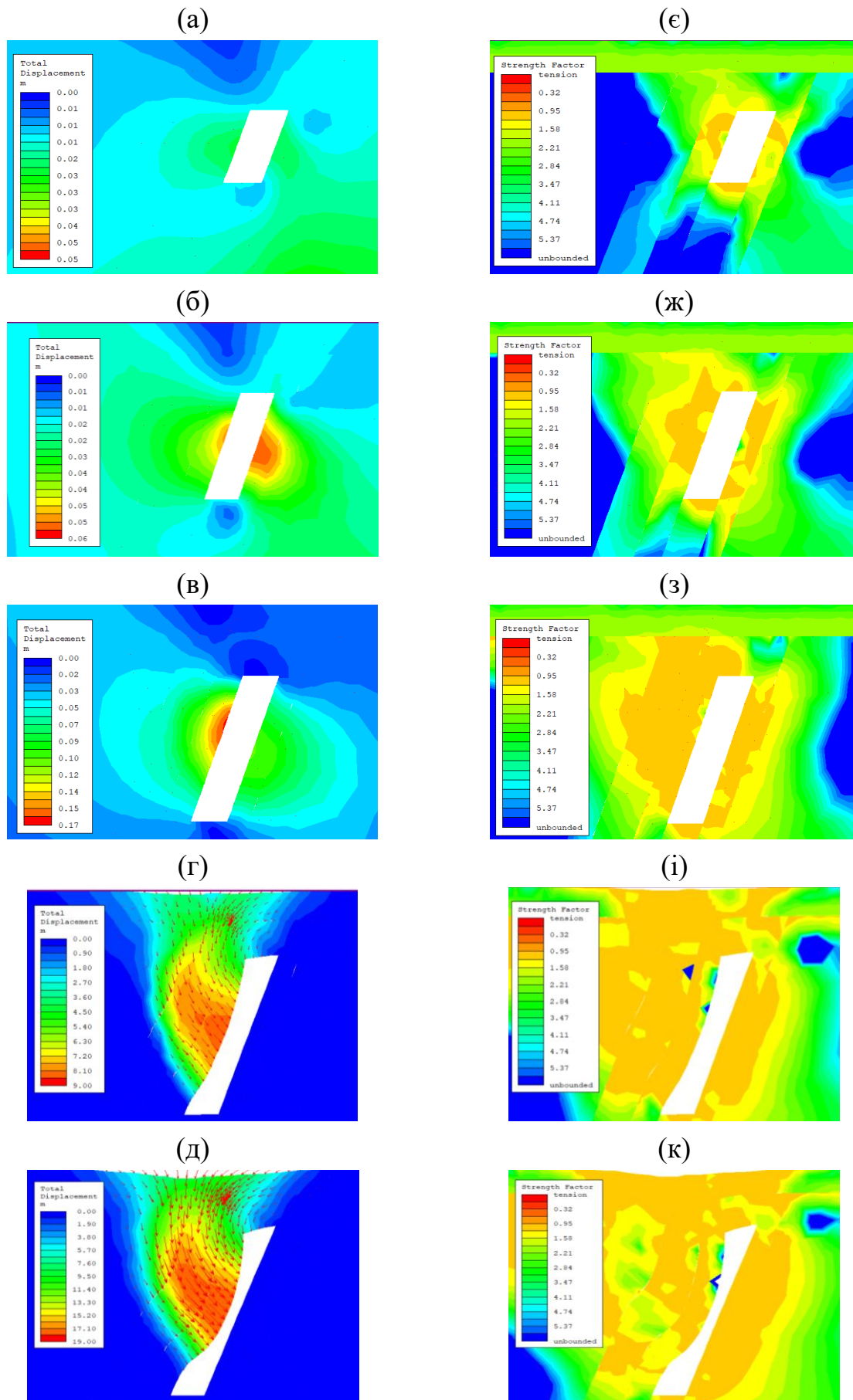


Рисунок 6.14 – Епюри повних переміщень (а) – (д) та коефіцієнта запасу міцності (е) – (к) при $L = 52,6; 79,0; 91,2; 131,8$ і $158,0$ м та $\alpha = 70^\circ$

Раптовість втрати стійкості полягає від практично незмінного стану до інтенсивного провалу з різким зростанням деформацій як усередині пустоти, так і на поверхні. За результатами моделювання встановлено, що кут падіння рудного тіла є визначальним фактором, який змінює не тільки інтенсивність, але й сам механізм руйнування масиву, від початкового руйнування контуру виробки до кінцевого обвалення земної поверхні.

При відносно пологих кутах ($\alpha \approx 50^\circ$) основним механізмом є прогин порід висячого боку, де руйнування контуру ініціюється напруженнями розтягнення, що призводить до утворення тріщин відриву й подальший розвиток зони руйнування відбувається переважно вертикально, формуючи на поверхні симетричну мульду осідання. Зі збільшенням кута до 60° механізм стає комбінованим, де до згинальних напружень додаються високі дотичні (зсувні) напруження, і руйнування контуру починається як сукупність тріщин розтягнення та початкового ковзання висячого боку, внаслідок чого канал обвалення поширюється під кутом, а на поверхні формується асиметрична мульда уступом. При крутих кутах падіння ($\alpha \geq 70^\circ$) домінуючим стає механізм зсуву, при якому руйнування контуру відбувається через значні сповзання або зісковзування блоку порід висячого боку в пустоту, коли дотичні напруження перевищують міцність масиву. Такий деформаційний процес має більш стрімкий, каскадний характер і призводить до утворення на поверхні мульди з великим уступом відриву та значними горизонтальними переміщеннями.

На основі виконаного покрокового аналізу результатів чисельного моделювання вдалося визначити момент переходу системи від стійкого стану до інтенсивної фази розвитку деформацій. Визначено діапазони критичної довжини пустоти за падінням $L_{кр}$, які кількісно характеризують досягнення приграничного стану масиву (Табл. 6.2). У зв'язку з тим, що приграничний стан масиву досягається переважно в інтервалі глибин розташування пустот $H = 50 - 150$ м, то для більш якісної картини формування деформацій масиву між пустотою та поверхнею виконано додаткове моделювання при глибинах 75 і 125 м, що дозволяє зробити щільнішим крок зміни глибини розташування пустот і отримати більш достовірні дані. Результати моделювання зміни довжини пустоти за падінням при глибинах 75 і 125 м доповнюють результати, отримані при глибинах 50, 100 і 150 м.

Таблиця 6.2 – Результати визначення діапазонів $L_{кр}$, що характеризують приграничний стан масиву від пустоти до земної поверхні

Кут падіння, град	H , м	Діапазон			
		Нижня межа		Верхня межа	
		$L_{кр}$	$H / L_{кр}$	$L_{кр}$	$H / L_{кр}$
50	50	82,5	0,60	96,6	0,52
	75	91,5	0,82	102,5	0,73
	100	102,1	0,98	110,0	0,91
	125	114,2	1,09	119,2	1,05
	142	123,0	1,15	123,0	1,15
60	50	96,2	0,52	106,4	0,47
	75	107,1	0,7	113,6	0,66
	100	117,6	0,85	120,5	0,83
	115	122,3	0,94	125,0	0,92
70	50	119,5	0,42	123,0	0,41
	75	128,0	0,59	129,6	0,58
	100	135,2	0,74	136,0	0,74
	105	137,0	0,77	137,0	0,77

Проведений комплекс досліджень дозволяє виявити закономірності зміни геомеханічного стану масиву від утвореної непогашеної пустоти внаслідок розробки сліпих та ізольованих рудних покладів до земної поверхні й безпосередньо встановити приграничний стан масиву в разі вірогідного настання раптового обвалення поверхні. Комплекс залежностей ілюструється на Рисунках 6.15 – 6.17.

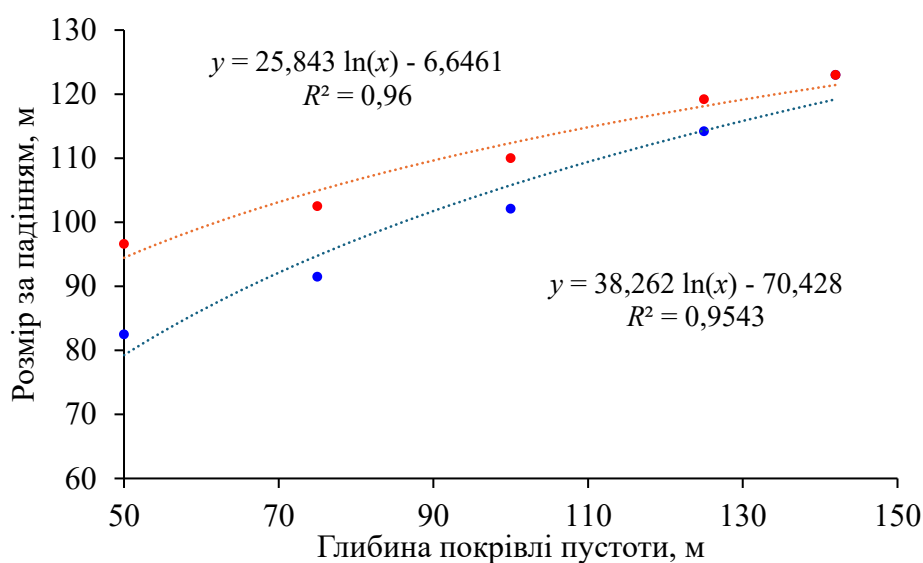


Рисунок 6.15 – Залежності нижньої та верхньої межі критичного значення $L_{кр}$ від глибини розташування пустоти H при $\alpha = 50^\circ$

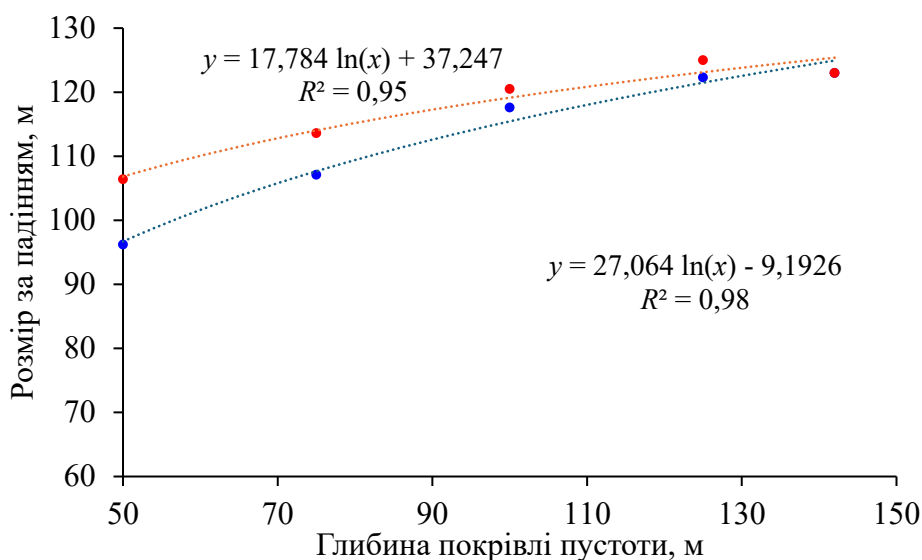


Рисунок 6.16 – Залежності нижньої та верхньої межі критичного значення $L_{кр}$ від глибини розташування пустоти H при $\alpha = 60^\circ$

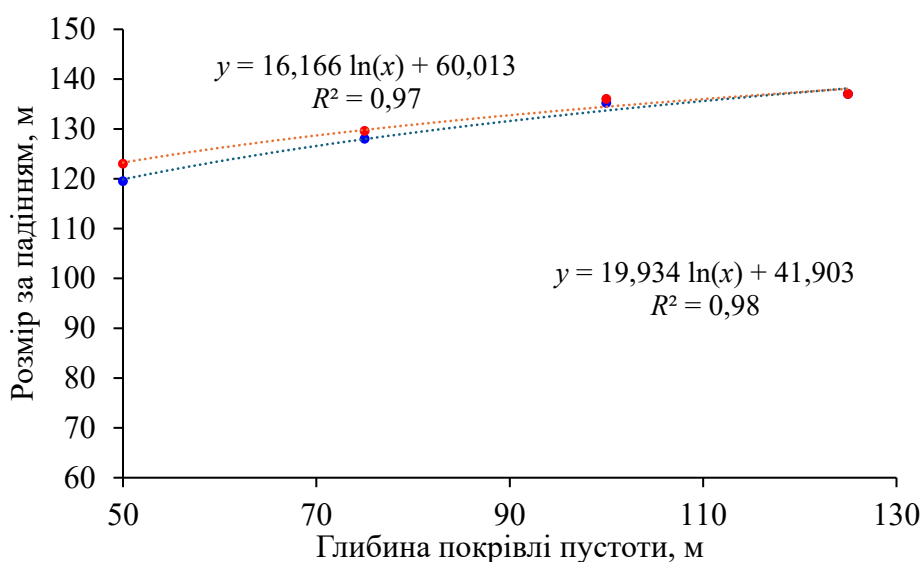


Рисунок 6.17 – Залежності нижньої та верхньої межі критичного значення $L_{кр}$ від глибини розташування пустоти H при $\alpha = 70^\circ$

Аналіз рисунків 6.15 – 6.17 показує, що для всіх досліджених кутів падіння нижня та верхня межі критичного розміру непогашеної підземної пустоти за падінням $L_{кр}$ нелінійно зростають зі збільшенням глибини розташування її покрівлі H . Встановлені залежності апроксимуються логарифмічними функціями, що відображає поступове зменшення інтенсивності приросту критичного розміру пустоти з глибиною. Такий характер залежностей свідчить, що зі збільшенням потужності

налягаючої товщі для формування наскрізного деформаційного зв'язку між порожниною та земною поверхнею необхідний більший її розмір за падінням. Отже, зі збільшенням кута падіння рудного покладу від 50 до 70° нижня та верхня критичні межі зміщуються в область більших розмірів порожнини, а інтервал між ними звужується. Це вказує на те, що за крутішого залягання для досягнення приграничного стану необхідна більша протяжність порожнини за падінням, однак перехід масиву від відносно стійкого до нестійкого стану відбувається у вузькому діапазоні її розмірів і набуває більш різкого характеру. Узагальнення встановлених критичних меж показало, що в межах досліджених гірничо-геологічних умов приграничний геомеханічний стан масиву відповідає діапазону співвідношення $H/L_{кр} = 0,4 \dots 1,2$.

Отримані результати двовимірного моделювання характеризують напружено-деформований стан масиву в умовах плоскої деформації, що відповідає найгіршому сценарію навантаження при умовно нескінченній довжині порожнини. У реальних гірничо-геологічних умовах стійкість порід висячого боку дуже залежить від просторової конфігурації порожнини, зокрема від її обмеженої довжини за простяганням, яка створює ефект торцевого защемлення і розвантажує центральну частину покрівлі. Тому для коректної оцінки приграничного стану масиву необхідно скоригувати встановлені критичні діапазони розміру порожнини за падінням з урахуванням її розміру за простяганням. В умовах КЗБ, де поклади мають значну протяжність за простяганням, саме проліт за падінням є основним фактором для стимулювання виникнення деформацій, тобто найменший характерний розмір порожнини.

Встановлені критичні межі $L_{кр}$ отримано в умовах плоскої деформації, які відповідають найбільш несприятливому випадку умовно необмеженої протяжності порожнини за простяганням. У реальних просторових умовах скінченний розмір порожнини за простяганням створює ефект торцевого защемлення, який частково розвантажує її покрівлю та підвищує стійкість масиву. Тому для коректного зіставлення фактичної геометрії порожнини з установленими межами приграничного стану необхідно визначити еквівалентний проліт $L_{екв}$, що комплексно враховує її розміри за падінням і простяганням та приводить просторову конфігурацію порожнини до узагальненого розрахункового параметра, зіставного з критичними межами, установленими за результатами двовимірного моделювання.

$$L_{екв} = \frac{L_{np} \cdot L_{nad}}{\sqrt{L_{np}^2 + L_{nad}^2}}, \text{ м}, \quad (6.3)$$

де L_{np} – довжина простору пустоти за простяганням, м;

L_{nad} – довжина простору пустоти за падінням, м.

Умовою віднесення пустоти до приграничного стану, що потребує застосування превентивних заходів з попередження обвалення земної поверхні, є потрапляння розрахункового еквівалентного прольоту в діапазон, обмежений нижньою та верхньою межами критичного розміру за падінням, встановленими у моделі плоскої деформації. Для підвищення точності та надійності прогнозу приграничного стану масиву навколо пустот доцільно до нижньої межі, коли масив від стійкого входить у приграничний стан, додати коефіцієнт запасу $k = 0,8$, що створює певний резерв для компенсації можливих локальних ослаблень масиву внаслідок непередбачуваного впливу широкого різноманіття гірничо-геологічних і гірничотехнічних факторів. Умова знаходження непогашеної підземної пустоти, що за суттю є технологічним вікном для застосування превентивних заходів, таких як пастове закладання, матиме вигляд:

$$k \cdot L_{nad \min} < L_{екв} < L_{nad \max}. \quad (6.4)$$

Виконання цієї нерівності є критерієм ідентифікації приграничного стану масиву для реальної тривимірної пустоти, дозволяючи встановити необхідність закладання з урахуванням сукупного впливу її геометричних параметрів як за падінням, так і за простяганням.

Результати чисельного моделювання також дозволяють спрогнозувати площу земної поверхні, яка, ймовірно, буде уражена без застосування превентивних заходів, таких як пастове закладання, і перехід приграничного стану масиву, що містить пустоту, до стадії прогресуючого обвалення у зв'язку з послабленням механічних властивостей масиву під впливом зовнішніх факторів. У процесі моделювання переходу приграничного стану масиву до стадії прогресуючого обвалення у кожній геомеханічній моделі фіксувались розміри мульди зсуву провальної зони, які далі співставленні з співвідношенням $H / L_{кр}$ та кутом падіння рудного покладу α , при цьому для встановлення закономірностей прийняті верхні

(максимальні) межі приграничного стану, які найближчі до стадії обвалення порід. Отримані закономірності ілюструються на Рисунку 6.18, аналіз якого показує, що розміри мульди зсуву земної поверхні вхрест простягання рудного покладу демонструють стійкий експоненціальний характер зростання залежно від збільшення геомеханічного показника $H / L_{кр}$, що підтверджується отриманими рівняннями регресії з високими коефіцієнтами апроксимації ($R^2 = 0,94 - 0,99$).

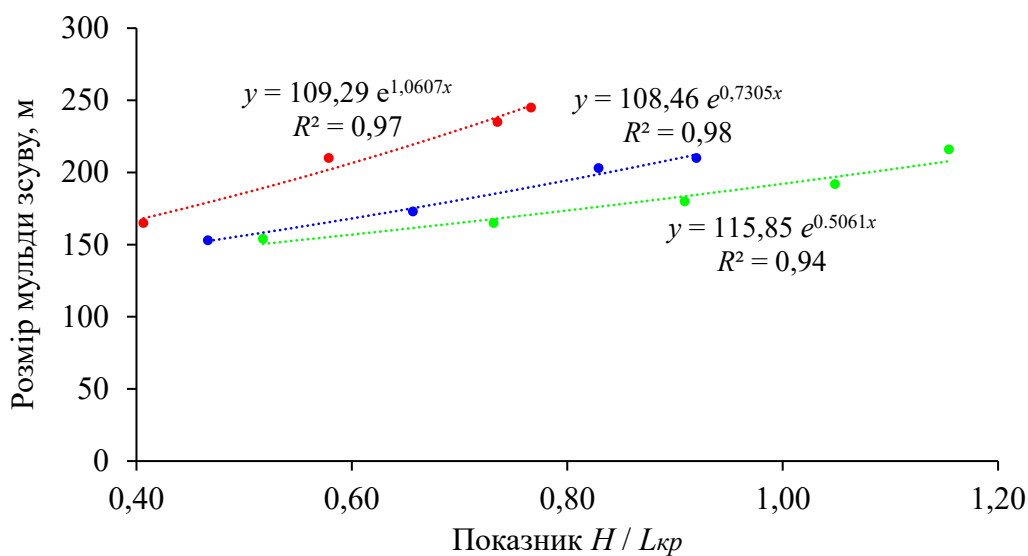


Рисунок 6.18 – Залежності мульди зсуву земної поверхні від показника $H / L_{кр}$ при різних кутах падіння рудного покладу на стадії прогресуючого обвалення

Встановлено, що при переході масиву до стадії прогресуючого обвалення ширина зони ураження для досліджуваних умов варіюється в межах 150 – 250 м, причому інтенсивність розширення мульди зростає пропорційно куту падіння рудного покладу. Такий нелінійний розвиток деформацій пояснюється лавиноподібним поширенням тріщинуватості у налягаючій товщі та збільшенням кута розкриття воронки обвалення при втраті несучої здатності порід, що без впровадження превентивних заходів із ліквідації пустот пастовим закладанням неминуче призведе до утворення провальних воронок та значного порушення земної поверхні.

Геомеханічна природа розширення мульди зсуву зі збільшенням кута падіння рудного покладу зумовлена деформуванням анізотропного похило-шаруватого масиву та зміною кінематики руху порід висячого боку. Зі зростанням кута падіння напрямок переміщення порід відхиляється від вертикалі у бік

виробленого простору, оскільки збільшується тангенціальна складова гравітаційних сил, що приводить до інтенсивнішого сповзання та сколювання шарів уздовж елементів нашарування [245]. У цих умовах зона пластичних деформацій розширюється вздовж падіння, а несуча здатність висячого боку зменшується, що закономірно збільшує розмір мульди на земній поверхні. Зі збільшенням кута падіння у зону обвалення поступово втягується масив консолі нависаючих скельних та наносних порід, що обумовлює формування ширшої мульди зсуву та більших прогнозованих розмірів поверхневої провальної зони.

Після встановлення кількісних залежностей між розміром мульди зсуву в поперечному перерізі та параметрами $H / L_{кр}$ і α , отриманих на стадії переходу приграничного стану масиву до прогресуючого обвалення, виникає можливість оцінити просторові масштаби потенційної провальної зони. Оскільки після виконання критичності як за падінням, так і за простяганням $L_{np} \geq L_{np \min}$ руйнування охоплює всю фактичну довжину пустоти за простяганням, площа очікуваного провалу визначається добутком ширини мульди зсуву та довжини пустоти і характеризує величину ураженості земної поверхні обвальними процесами:

$$S_{np} = B_{м.з} \cdot L_{np}, \text{ га}, \quad (6.5)$$

де $B_{м.з}$ – розмір мульди зсуву земної поверхні на стадії обвалення, м;

L_{np} – фактична довжина пустоти за простяганням, м; (за умови $L_{np} \geq L_{np \min}$).

Виявлення приграничного стану масиву від утвореної непогашеної пустоти до земної поверхні відкриває наукові інструменти визначення мінімально необхідної міцності пастового закладання, достатньої для запобігання переходу від такого стану до раптового обвалення земної поверхні, і при цьому зі збереженням внутрішньої цілісності штучного масиву. Згідно розробленої методології, для оцінки стабілізуючого впливу пастового закладання виконано комплекс чисельних розрахунків, які передбачали введення монолітного закладного масиву в пустоти, що перебувають у приграничному стані з визначеними параметрами $H / L_{кр}$ та імітацію подальшого послаблення масиву.

Перед визначенням необхідної міцності закладного масиву проводиться попередній аналіз розподілу напружень після ослаблення вміщуючих порід.

Насамперед виділяється ділянка, у якій навантаження передається на закладання реально, тобто без впливу аروحного ефекту та локальних зон защемлення біля кутів пустоти. У цих крайових областях σ_1 може штучно зростати через геометрію контакту, але таке напруження не характеризує навантаження, що діятиме на закладання в експлуатації. Тому аналіз ведеться уздовж центральної частини контуру, де $\sigma_3 \approx 0$, а σ_1 формується саме вагою та зниженою несучою здатністю висячого боку після його деградації. Саме ця зона визначає максимальне робоче значення σ_1 , яку закладний масив повинен витримати, без втрати його цілісності.

Виділити зони можна за допомогою аналізу епюри максимальних деформацій зсуву, де область защемлення порід у кутових частинах пустоти ефективно прослідковується, приклад якої ілюструється на Рисунку 6.19. Після встановлення приграничного стану пустоти для кожної комбінації параметрів $H / L_{кр}$ моделі були використані для оцінки навантаження на закладний масив через ослаблення властивостей та настання стадії обвалення. Саме на цій стадії фіксувались значення головних напружень σ_1 і σ_3 на контурі пустоти (Рис. 6.20), що відображають реальне навантаження, яке буде повністю передаватися на пастовий закладний масив після його формування. Важливо, що максимальне значення σ_1 на контурі пустоти у дослідженні допускається до використання навіть у випадках, коли відповідне σ_3 у цій же точці становить $0 - 0,5$ МПа, оскільки такий рівень бічного обтиснення є мінімальним і не змінює фактично одноосьовий характер роботи закладного масиву та умов його руйнування.

В результаті обробки даних чисельного моделювання встановлено нові закономірності, що ілюструються на Рисунку 6.21. В усіх виконаних чисельних розрахунках відсутні пластичні деформації у тілі закладного масиву, а коефіцієнт запасу міцності коливається у діапазоні $1,4 - 1,95$ (Рис. 6.21). Аналіз даного рисунка показує, що існує чітко виражена експоненціальна залежність між необхідною міцністю пастового закладання та геомеханічним параметром приграничного стану $H / L_{кр}$ внаслідок послаблення механічних властивостей масиву, що оточує підземну пустоту.

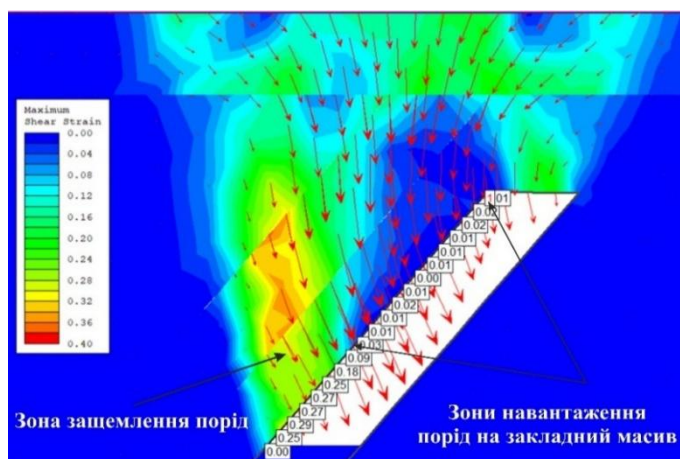


Рисунок 6.19 – Розмежування зон реального навантаження порід та їх защемлення у кутових частинах підземної пустоти за епюрою розподілу деформацій зсуву при ослабленні масиву до стану обвалення

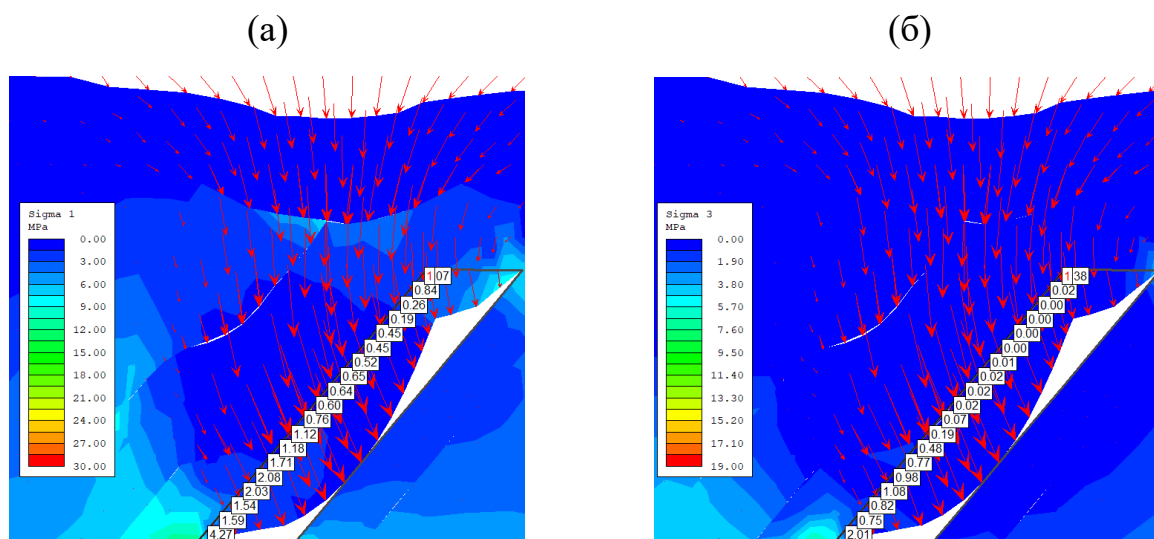


Рисунок 6.20 – Аналіз епюр головних максимальних σ_1 (а) та мінімальних σ_3 (б) напружень на контурі підземної пустоти на стадії обвалення висячого боку

Для всіх кутів падіння зі зростанням відношення $H / L_{кр}$ (тобто з наближенням масиву до приграничного стану) необхідна міцність закладного масиву зростає нелінійно, що свідчить про різке збільшення навантажень на опорну конструкцію при втраті стійкості. Порівняльний аналіз кривих дозволяє встановити, що при однаковому значенні $H / L_{кр}$ найбільша міцність закладання потрібна при куті падіння 50° , а найменша – при 70° , що безпосередньо пов'язано зі зміною механізму руйнування, де при $\alpha = 50^\circ$ домінує механізм прогину, а на закладний масив передається практично повне навантаження від згинальної плити висячого боку.

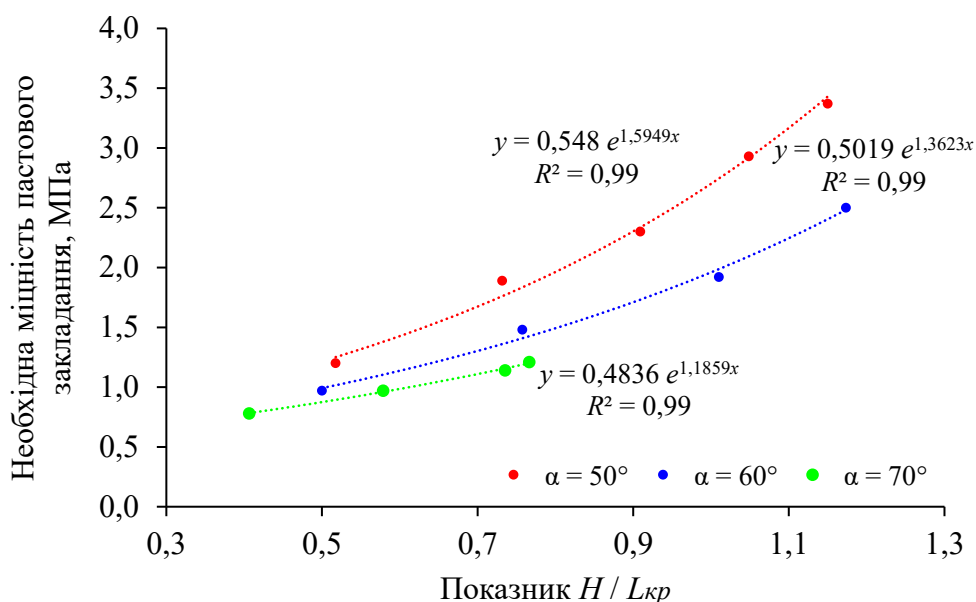


Рисунок 6.21 – Залежності необхідної міцності пастового закладання від відношення $H / L_{кр}$ при різних кутах падіння рудного покладу α

Зі збільшенням кута до 60° , а особливо до 70° , механізм руйнування зміщується в бік зсуву/сколювання, при якому значна частина напружень реалізується у вигляді дотичних зусиль уздовж контакту, а на закладний масив діє менший опорний тиск. Так, визначивши, що утворена підземна пустота знаходиться у приграничному стані, з достатньою точністю за встановленими закономірностями може бути визначена необхідна міцність пастового закладання на одноосьовий стиск.

Як приклад для наглядності наслідків застосування недостатньої міцності закладного масиву в умовах знаходження підземної пустоти у приграничному стані ($H = 50$ м, $L = 92$ м) наводяться епюри розподілу пластичних деформацій:

– недостатня міцність масиву 0,7 МПа: модуль Юнга – 200 МПа; міцність на розтяг – 0,07 МПа; коефіцієнт Пуассона – 0,25; пікове значення кута внутрішнього тертя – 30° ; залишкове значення кута внутрішнього тертя – 27° ; пікове значення зчеплення – 0,12 МПа; залишкове значення зчеплення – 0,04 МПа (Рис. 6.22а);

– достатня міцність масиву 1,2 МПа: модуль Юнга – 300 МПа; міцність на розтяг – 0,12 МПа; коефіцієнт Пуассона – 0,25; пікове значення кута внутрішнього тертя – 30° ; залишкове значення кута внутрішнього тертя – 27° ; пікове значення зчеплення – 0,25 МПа; залишкове значення зчеплення – 0,1 МПа (Рис. 6.22в).

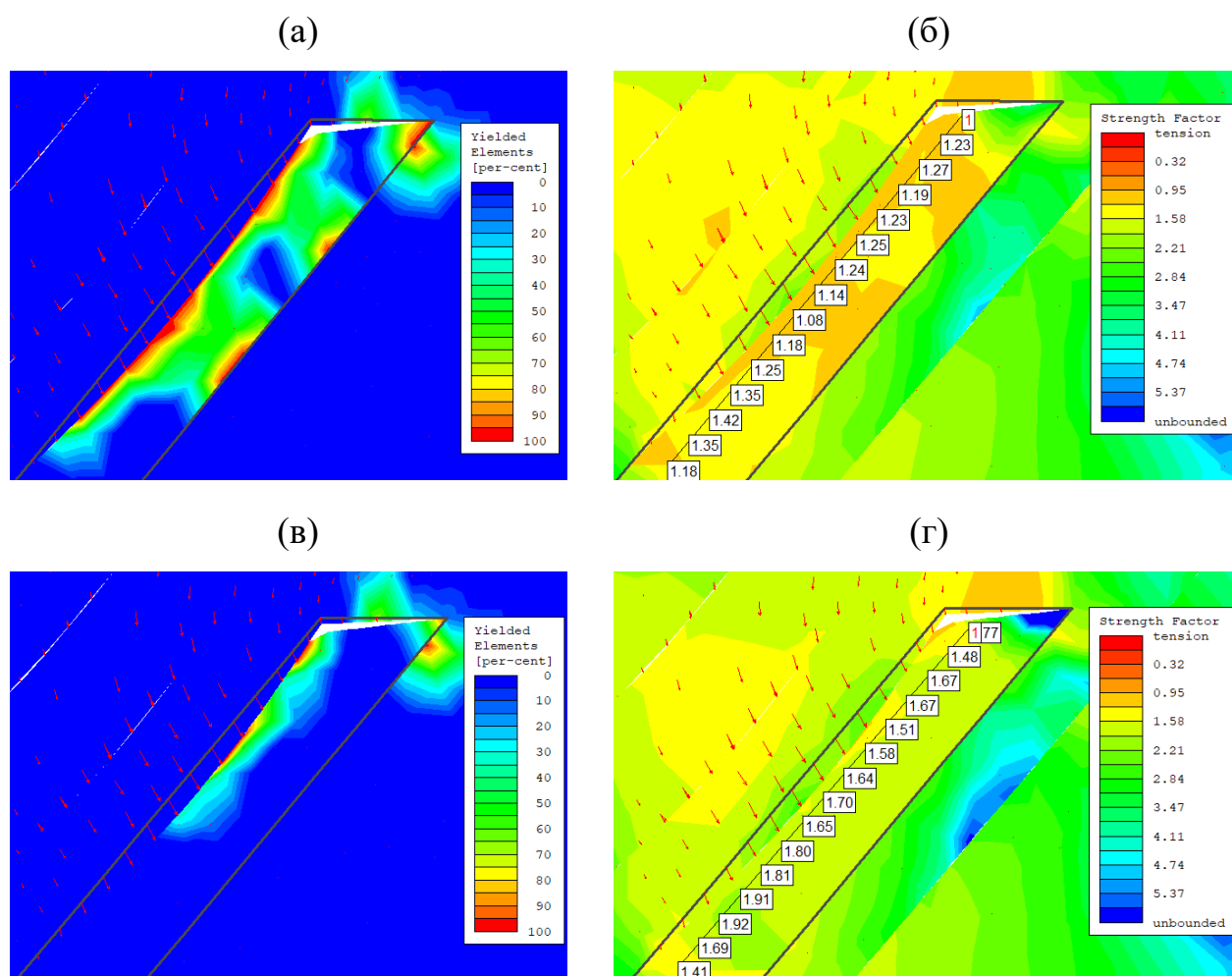


Рисунок 6.22 – Розподіл епюр пластичних деформацій та коефіцієнту запасу міцності закладного масиву при різній міцності закладного масиву на одновісний стиск: (а), (б) 0,7 МПа; (в), (г) 1,2 МПа

Аналіз епюр показує (Рис. 6.22а, б), що при недостатній міцності закладного масиву пластичні деформації формують протяжну смугу, яка охоплює не лише приконтурну зону, а й центральну частину закладання, що призводить до тріщиноутворення й руйнування структури закладного масиву [280], і, як наслідок, спостерігається падіння коефіцієнту запасу міцності $SF < 1,3$. На відміну від цього, епюри на Рисунку 6.22 в, г демонструють локалізацію пластичних деформацій переважно у приконтурних ділянках, тоді як центральна частина закладного масиву залишається у пружному стані й характеризує досягнення його стійкості, а коефіцієнт запасу міцності стабільно перевищує 1,3, що підтверджує достатню міцність закладання для безпечного сприйняття навантаження від ослаблених порід.

На основі комплексу проведених досліджень чисельним моделюванням отримано, узагальнено та систематизовано значний масив математичних даних, які дозволили сформулювати **четверте наукове положення**: *в інтервалі глибин 50 – 150 м існують нижня та верхня межі граничного розміру непогашеної підземної пустоти за падінням, при яких налягаючі породи ще не втратили стійкість, але вже розвинений деформаційний зв'язок із земною поверхнею. Виявлені критичні межі логарифмічно залежать від глибини розташування її покрівлі, а відстань між ними звужується зі збільшенням кута падіння рудного тіла від 50 до 70°. Наявність пустот, розміри за падінням яких перебувають у встановлених межах, свідчить про формування приграничного геомеханічного стану масиву ($H/L_{кр} = 0,4 \dots 1,2$), який просторово оцінюється зіставленням еквівалентного прольоту пустоти з цими ж межами. Отримані результати дозволяють прогнозувати наявність підземних пустот у приграничному стані, визначати необхідну міцність пастового закладання та своєчасно запобігти розвитку прогресуючих деформацій земної поверхні.*

Для комплексної оцінки ефективності запропонованого технологічного рішення увагу приділено відстеженню розвитку зон незворотних деформацій у критичних умовах, зокрема при ослабленні механічних властивостей порід, як імітація тривалих реологічних процесів і вивітрювання. Далі наводиться наглядна порівняльна характеристика епюр перехідного стану масиву навколо пустот від приграничного (Рис. 6.23а) до прогресуючого руйнування без застосування (Рис. 6.23б) та із застосуванням монолітного пастового закладання (Рис. 6.23в), що показує суттєвий геомеханічний та екологічний ефекти від його запровадження.

Аналіз полів розподілу зон пластичних деформацій свідчить про кардинальну зміну геомеханічної поведінки геомеханічної системи при застосуванні пастового закладання. Якщо у незакладеному масиві (Рис. 6.23б) зниження міцнісних характеристик порід призводить до лавиноподібного розвитку зон пластичності та формування наскрізної зони обвалення, то наявність закладного масиву (Рис. 6.23в) сприяє повному блокуванню розвитку цих деструктивних процесів.

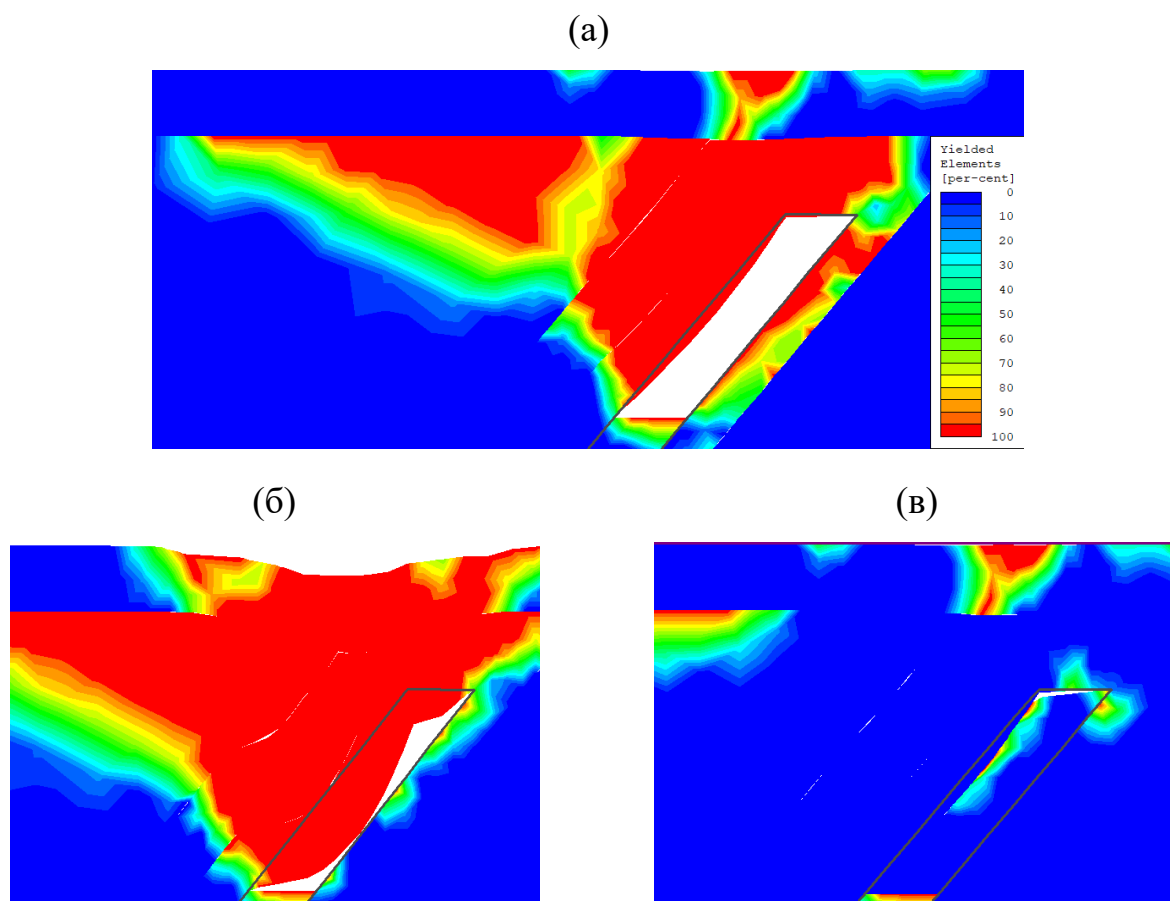


Рисунок 6.23 – Еволюція зон пластичних деформацій масиву: (а) початковий приграничний стан навколо непогашеної пустоти; (б) прогресуюче обвалення з виходом на земну поверхню внаслідок деградації масиву; (в) стабілізований стан у випадку випереджального пастового закладання

Штучний масив створює активний бічний підпір для висячого боку, що по суті компенсує зниження природної міцності порід і утримує масив у пружному стані, не допускаючи переходу у стадію незворотних деформацій. Як наслідок, масштабна зона обвалення не формується, пластичні явища локалізуються лише у вузькій приконтурній смузі, що забезпечує стійкість всієї системи.

Важливою геомеханічною умовою реалізації технології ліквідації небезпечних непогашених пустот є забезпечення експлуатаційної надійності елементу подачі пастової закладної суміші, а саме закладної свердловини, що поєднує поверхневий магістральний трубопровід з безпосередньою підземною пустотою. Оскільки масив гірських порід над пустотою, що перебуває у приграничному стані, зазнає розвитку зони зрушення, просторова траєкторія свердловини має

проектуватися з урахуванням меж області небезпечних деформацій. З цією метою було досліджено аналіз епюри розподілу максимальних зсувних деформацій залежно від параметрів пустоти $H / L_{кр}$ і α . Як критерій стійкості закладного сталевго трубопроводу прийнято граничне значення зсувних деформацій $\varepsilon \leq 0,02$ (2%) [307], що дозволяє визначити безпечний профіль свердловини поза межами зони критичних зміщень масиву. Для недопущення можливості потрапляння ствола закладної свердловини у зону критичних зміщень масиву, виявлену при чисельному моделюванні, вибір допустимого та безпечного кута нахилу свердловини рекомендується приймати, виходячи з нерівності:

$$\theta_{св} \leq \Psi - \Delta, \text{ град}, \quad (6.6)$$

де Ψ – кут межі зони небезпечних деформацій, що розвивається від підземної пустоти у приграничному стані до земної поверхні, град;

Δ – запобіжна поправка на кут, $\Delta = 2 - 3^\circ$.

Графічну інтерпретацію запропонованого методу вибору траєкторії свердловини наведено на Рисунку 6.24. На схемі показано принцип визначення допустимого кута нахилу, що базується на обході зони небезпечних зсувних деформацій.

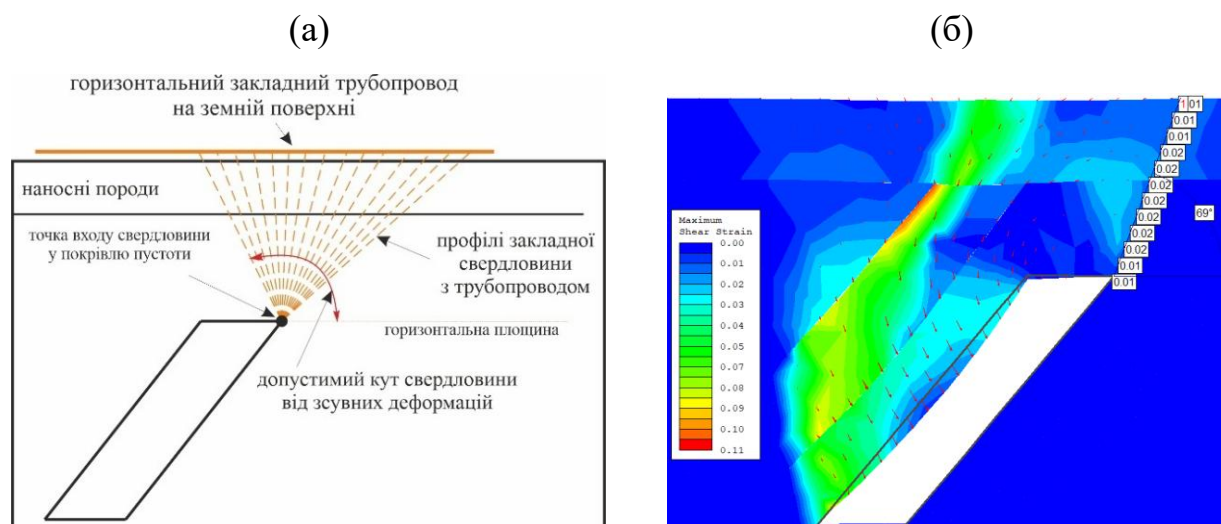


Рисунок 6.24 – Зв’язок зони небезпечних деформацій масиву і профілю закладної свердловини у покрівлі над підземною пустотою: (а) схема визначення допустимого кута нахилу свердловини відносно межі зони зсуву; (б) епюра небезпечних зсувних деформацій з нанесенням безпечного профілю свердловини

На Рисунку 6.24б представлено характерну епюру розподілу максимальних зсувних деформацій у масиві навколо підземної пустоти, що знаходиться у приграничному стані, отриману шляхом чисельного моделювання (при $H = 50$ м).

Встановлено, що зі збільшенням глибини розташування пустоти, тобто зі зростанням відношення $H / L_{кр}$, відбувається трансформація області зсуву, яка супроводжується переходом значень кутів зони небезпечних деформацій Ψ від гострих до тупих. Виявлена закономірність дозволяє обґрунтувати диференційований підхід до проєктування профіля закладної свердловини (Рис. 6.25). На більших глибинах ($H = 100 - 150$ м), незважаючи на складніші геотехнічні умови, зміщення межі деформацій у бік виробленого простору (висячий бік) дозволяє відмовитися від технологічно складних похилих свердловин і застосувати економічно ефективніше буріння вертикальних свердловин. Зі зменшенням відстані розташування підземної пустоти до земної поверхні ($H = 50 - 70$ м) тенденція змінюється, де переважатиме необхідність похилого буріння свердловин.

Враховуючи, що у КЗБ зафіксовано понад 100 випадків відпрацювання сліпих рудних покладів та рудних гнізд, існує ймовірність наявності масивів, які містять непогашені підземні пустоти і перебувають у приграничному стані.

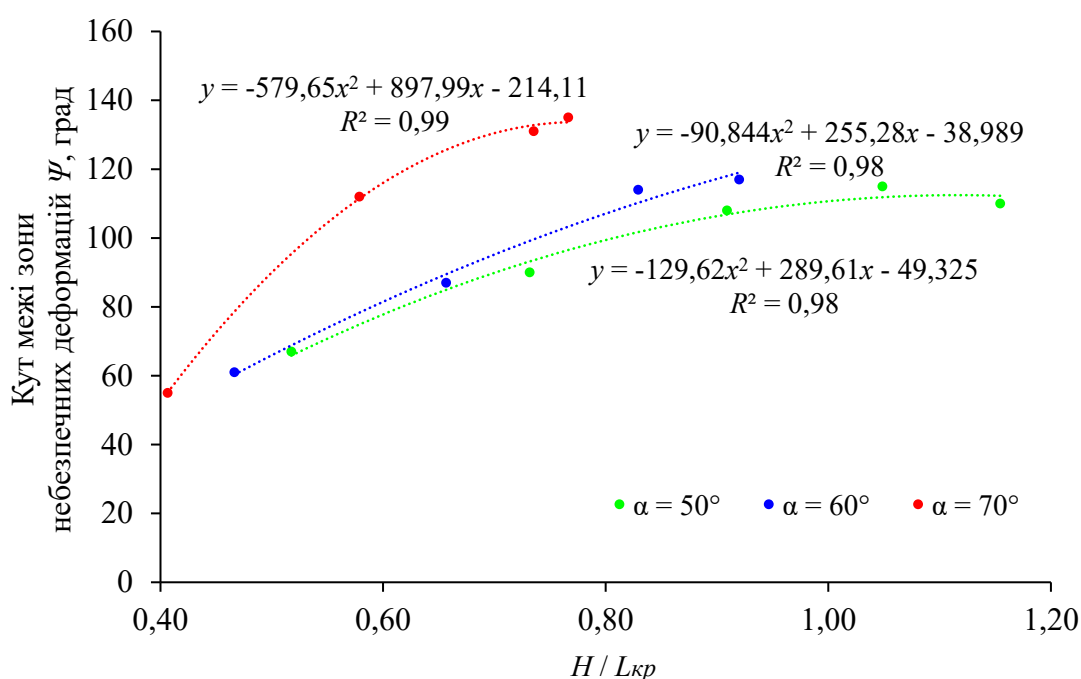


Рисунок 6.25 – Залежності зміни кута межі зони небезпечних деформацій від відношення $H / L_{кр}$ при різних кутах падіння рудного покладу α

В разі виявлення таких пустот за допомогою геофізичних методів та маркшейдерських зйомок вельми важливо, на основі встановлених закономірностей, визначити ступінь їх небезпеки для земної поверхні та здійснити запобіжне пас-тове закладання найбільш небезпечних пустот.

6.3. Результати чисельного моделювання стійкості закладних масивів у виробленому просторі кар'єру

У межах вирішення геомеханічної задачі стійкості закладного масиву кар'єрних пустот безпосередньою метою моделювання є не вплив конкретного способу формування закладного масиву в кар'єрі (горизонтальне нашарування від днища до поверхні або відсипання похилими шарами з бортів), а визначення загального потенціалу деформації та осідання сипучого незв'язного масиву незалежно від способу його укладання. Питання схеми заповнення на цьому етапі не розглядається як визначальне, оскільки подальше порівняння виконується з комбінованою структурою масиву, основним елементом якої є монолітне пас-тове закладання, що потребує однакових умов для об'єктивної оцінки ефективності. При цьому характер осідання у випадку горизонтального заповнення відзначається більш симетричним розподілом, тоді як при похилому нашаруванні можливе локальне зміщення зони максимального осідання у напрямку відсипання, наприклад до лівого борта при укладанні зліва. Проте, загальна величина та об'єм деформації є подібними, оскільки визначаються фізико-механічними властивостями порід та умовами його навантаження, а не лише конфігурацією укладання. Обраний підхід дозволяє коректно оцінити здатність сипучого масиву до осідання без прив'язки до конкретної технології формування.

Згідно розробленої методики моделювання виконані чисельні розрахунки поетапного горизонтального закладання виробленого простору кар'єру сипучими відвальними скельними породами [195]. Першочергово оцінюється розподіл напруженого поля непорушеного масиву гірських порід ще до початку кар'єрного виїмання (стадія моделювання 1), що свідчить про адекватність заданих граничних умов та поля природної гравітації, яке впливає на точність подальших чисельних

розрахунків, зокрема величини осідань сипучого закладного масиву при його поступовому формуванні у виробленому просторі. Отримана в результаті розрахунку епюра розподілу головного напруження σ_1 ілюструється на Рисунку 6.26, аналіз якого показує, що до формування кар'єрної виїмки природне поле гравітаційних напружень у масиві порід має рівномірний характер й закономірно зростає з глибиною, що відповідає умовам гідростатичного тиску.

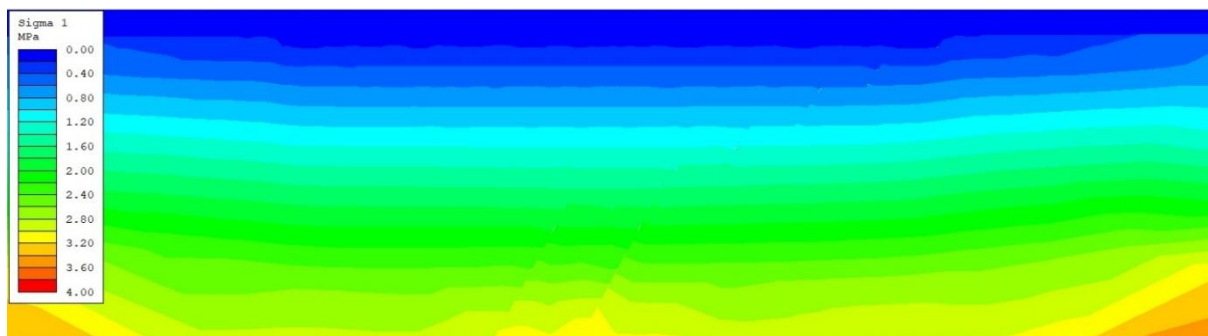


Рисунок 6.26 – Епюра розподілу головного напруження σ_1 непорушеного масиву гірських порід (стадія 1)

За результатами моделювання на початковій стадії (до виїмання), головне напруження σ_1 рівномірно розподіляється від поверхні до підшви моделі, досягаючи максимальних значень у нижній частині (близько 3 – 4 МПа), що при глибині 100 м і середній питомій вазі порід 3,3 т/м³ відповідає визначеній величині напружень. Така картина поля напружень характерна для природного стану непорушеного масиву, в якому вагове навантаження порід передається вниз через власну масу. Поле гравітаційних сил є коректно сформованим і відображає реальний розподіл вертикального навантаження в умовах рівномірного та статичного масиву.

На етапі 2 моделюється формування кінцевої кар'єрної виїмки у масиві гірських порід, що представлена на Рисунку 6.27. Результати чисельного аналізу показують відсутність значних переміщень у товщі скельного масиву, що пояснюється високими пружними властивостями порід (високий модуль пружності та низький коефіцієнт деформації), які забезпечують збереження стійкості навіть за умов часткової розвантаженості в зоні виїмання. Основні деформаційні прояви локалізуються у верхній частині наносів.

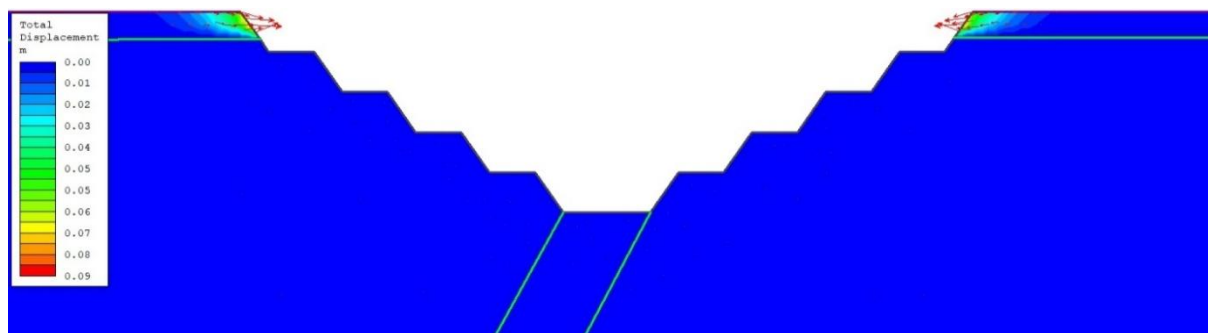


Рисунок 6.27 – Епюра розподілу загальних переміщень масиву гірських порід при формуванні кінцевої форми кар’єрної виїмки (стадія 2)

У верху наносів спостерігаються горизонтальні зсувні переміщення незначної величини – в межах 0,05 – 0,10 м, що не мають критичного характеру і пов’язані з меншими міцнісними та деформаційними характеристиками наносів, які реагують на зміну геометрії вільної поверхні. Контур зони переміщень чітко локалізується в межах поверхневої товщі, без поширення у глибину або впливу на основний масив. Таким чином, формування кар’єрної виїмки не спричиняє розширення зони напружень у скельному масиві, що свідчить про його високу стійкість та відсутність потенціалу до нестабільної поведінки на цьому етапі.

Після формування кінцевих контурів кар’єрної виїмки досліджується поступове формування сипкого закладного масиву у вироблених просторах уступів. Чисельні розрахунки стадій моделювання 3 – 7 наведено на загальній епюрі переміщень з відображенням кількісних значень осідань по шарах закладного масиву (Рис. 6.28). На даних етапах моделювання представлено поступове формування закладного масиву шляхом поетапного розміщення відвальних скельних порід у кар’єрній виїмці. У процесі формування відбувається консолідація масиву під дією власної ваги: нижні шари зазнають найбільшого навантаження від вище розташованих, що призводить до їх ущільнення. Максимальні вертикальні переміщення сягають 1,10 – 1,15 м у центральній частині масиву біля основи, тоді як осідання на поверхні становлять приблизно 0,56 м. Таке розподілення зумовлене розвитком внутрішніх деформацій, які зменшуються до поверхні, що є типовим для сипучих середовищ із послідовним ущільненням. Вертикальні вектори переміщень підтверджують домінування вертикального ущільнення.

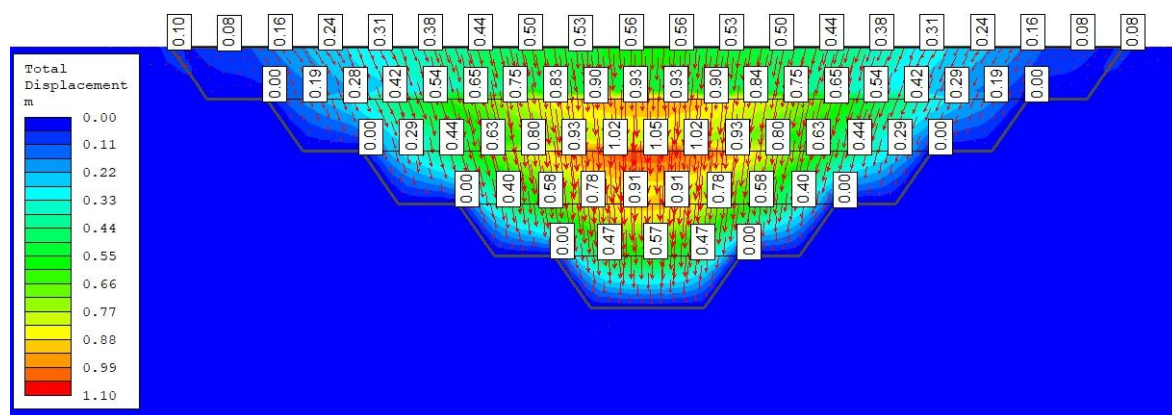


Рисунок 6.28 – Епюра загальних переміщень при поступовому формуванні сипучого закладного масиву під дією гравітації (стадії 3 – 7) при $E_{nop} = const$

Загальні деформації масиву поверхні (0,56 м) знаходяться в межах 1 – 2% від його висоти (57 м), що відповідає теоретичним уявленням про поведінку техногенних ґрунтів і узгоджується з результатами аналогічних геомеханічних досліджень.

Етапи моделювання, особливо 7-й, охоплюють період найбільш інтенсивних осідань, які виникають внаслідок первинного ущільнення сипучого матеріалу під дією власної ваги. Саме в цей період відбувається до 80 – 90% усіх вертикальних деформацій, тоді як подальші осідання мають затухаючий характер і становлять, зазвичай, 10 – 20% від загальної величини. У подальшому зі стабілізацією масиву швидкість деформацій суттєво зменшується. Таким чином, результати моделювання відображають найбільш критичну фазу осідання, що є визначальною для оцінки довготривалої стабільності відновленої поверхні.

Після повного формування насипного масиву з відвальних порід у кар'єрній виїмці (стадії 3 – 7) розглядається вплив навантаження на поверхню закладного масиву від потенційного будівництва інфраструктурного об'єкту (стадія 8), вагою 5000 т на площі 20×50 м. Отримана епюра наведена на Рисунку 6.29.

На основі порівняння двох розрахункових моделей, а саме впливу гравітаційної дії (Рис. 6.28) та гравітації + локального навантаження від будівлі (Рис. 6.29) можна зробити наступний висновок. Додавання вертикального навантаження від 5-поверхового будинку вагою 5000 т, прикладеного до центральної ділянки поверхні закладного масиву (на ширині 20 м), спричиняє локальне посилення осідання.

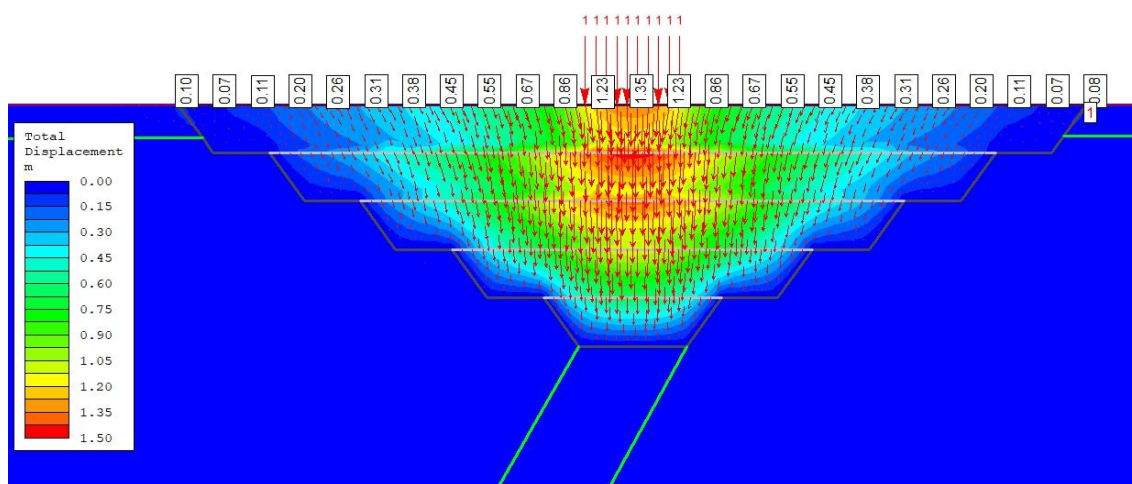


Рисунок 6.29 – Епюра загальних переміщень сипучого закладного масиву під дією гравітації та локального навантаження від інфраструктурного об'єкту (стадія 8) при $E_{nop} = const$

У вихідному варіанті максимальне вертикальне переміщення поверхні становить близько 0,56 м, що відповідає рівномірному ущільненню сипкого масиву під дією власної ваги. Після додавання конструктивного навантаження максимальне осідання в цій зоні зростає до 1,35 м, що на 141% більше при порівнянні лише з гравітаційною дією.

Результати свідчать про чутливість верхніх шарів сипкого закладного масиву до додаткового навантаження та важливість врахування таких впливів при проєктуванні споруд на рекультивованій земній поверхні над кар'єром, закладеним сипким породним масивом. Епюра переміщень демонструє концентрацію деформацій під навантаженою ділянкою та перехід до рівноважного розподілу поза нею. Встановлена величина осідань від навантаження об'єкту свідчить про непридатність сипкого масиву за геотехнічною стійкістю. Отже, при незначній потужності сипкого масиву (57 м) навіть локальні об'єкти можуть викликати суттєві деформації, що потребує детального інженерного аналізу при обрані на пряму використання відновленої земельної ділянки.

Після чисельного моделювання сипкого закладного масиву досліджується його комбінована структура: шари (уступи) 1, 3, 5 – цементоване пастове закладання; шари 2, 4 – сипке породне закладання. У порівнянні зі звичайним відси- панням пустих відвальних порід у вироблений простір кар'єру у варіанті

комбінованої структури закладного масиву передбачається ущільнення шарів породного закладання механічним способом, отже механічні властивості задавалися підвищеними. Властивості пастового закладання для пробного розрахунку обрані високими ($E_{паст} = 1000$ МПа). Епюра переміщень представлена на Рисунку 6.30. Механічні властивості ущільненого породного масиву та різних варіантів пастового закладання викладені у Розділі 5.

У даному випадку (Рис. 6.30) моделюється поетапне формування комбінованого масиву, який включає чергування шарів пастового та ущільненого породного закладання. Така структура закладного масиву дозволяє поєднати підвищену жорсткість та щільність пастових шарів із більш економічним і технологічно-зручним породним закладанням. Аналіз розподілу переміщень показує помітне зменшення вертикальних осідань у порівнянні з варіантом, де масив формується виключно з сипучого матеріалу: максимальні осідання поверхні масиву становлять близько 0,12 м, що відповідає 0,2% від загальної висоти заповнення. Конфігурація переміщень свідчить про рівномірний деформаційний стан, без локальних зон інтенсивної концентрації переміщень біля основи або схилів. Це зумовлено тим, що пастові шари з більшим модулем деформації беруть на себе частину навантаження та стабілізують структуру в цілому. Епюра переміщень вказує на переважання вертикальних осідань, характерних для умов гравітаційного ущільнення, однак амплітуда деформацій обмежена завдяки багатошаровій структурі.

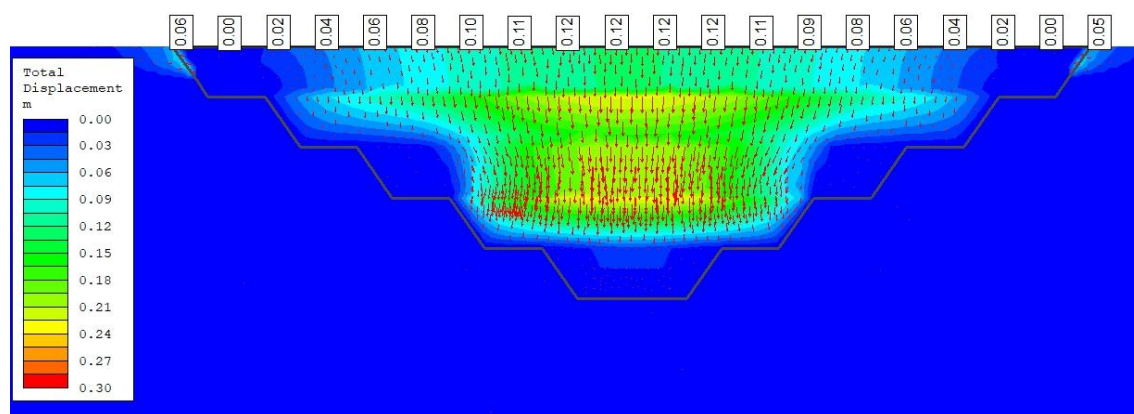


Рисунок 6.30 – Епюра розподілу загальних переміщень при поступовому формуванні комбінованого закладного масиву під дією гравітації (стадії 3 – 7) при $E_{пор} = const$, $E_{паст} = 1000$ МПа

Моделюванням встановлено, що при дії лише гравітації (власної ваги) величина вертикальних переміщень поверхні комбінованого масиву практично не змінюється з підвищенням модуля пружності і в інтервалі 200 – 1000 МПа варіюється в межах від 0,14 до 0,12 м. Цей факт пояснюється тим, що у багатошаровій системі найбільший внесок у деформацію вносить саме ущільнене механічним способом породне закладання з модулем деформації 35 МПа, розташоване у шарах 2 і 4. За такої конфігурації зазвичай порода визначає загальний обсяг консолідації масиву, а підвищення жорсткості пастових шарів меншою мірою впливає на розподіл осідань поверхні. Крім того, верхні шари породного закладання у моделі є перекривними елементами, які передають навантаження на нижче розташовані шари, зокрема пастові, й додатково знижують чутливість поверхні до локального збільшення жорсткості окремих компонентів.

Після повного формування комбінованого закладного масиву з пастового та породного закладання (стадії 3 – 7) розглядається вплив навантаження на поверхню від потенційного будівництва інфраструктурного об'єкту (стадія 8) вагою 5000 т, аналогічно сценарію з сипким породним масивом. Епюра переміщень комбінованого закладного масиву наведена при $E_{насм} = 1000$ МПа (Рис. 6.31).

Порівняння двох розрахункових моделей комбінованого масиву за умов гравітаційної дії (Рис. 6.30) та гравітація + локальне навантаження від будівлі свідчить про те, що додавання вертикального навантаження від 5-поверхового будинку вагою 5000 т, прикладеного до центральної ділянки поверхні закладного масиву, спричиняє певне посилення величини осідань з 0,12 до 0,21 м або на 47%, проте цей приріст є значно меншим, ніж при сипкому масиві – 141% (1,35 м).

На відміну від порівняно сталих деформаційних властивостей насипного масиву при традиційному засипанні, що залежать від гранулометричного складу, у комбінованому закладному масиві вони можуть змінюватись залежно від того, яким компонентним складом заповнювались визначені шари. Тому у процесі моделювання осідань поверхні комбінованого закладного масиву за сценарієм «гравітація + локальне навантаження» окрім високого значення $E_{насм} = 1000$ МПа також досліджено вплив зміни модуля деформації і пов'язаних з ним інших механічних властивостей у діапазоні 200 – 1000 МПа.

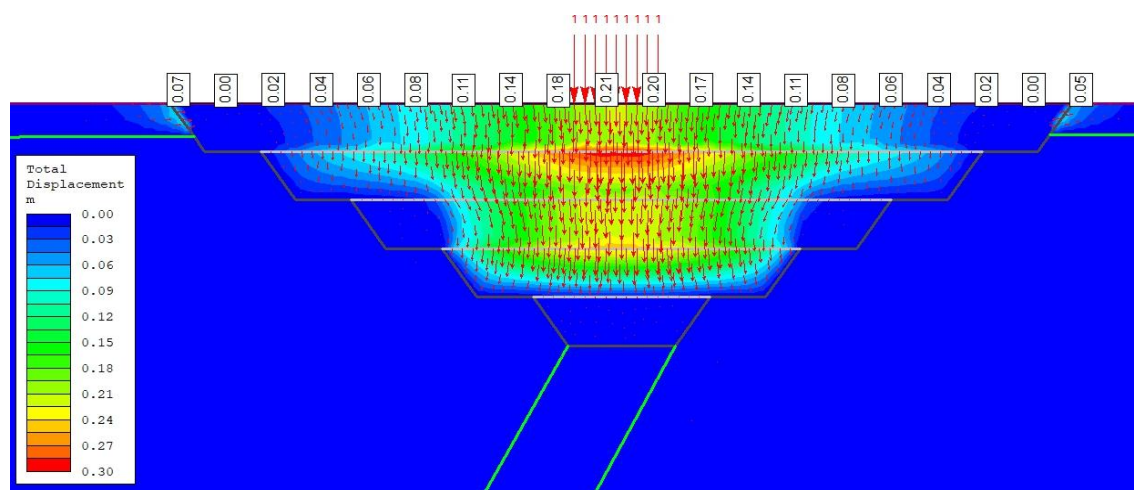


Рисунок 6.31 – Епюра загальних переміщень комбінованого закладного масиву під дією гравітації та локального навантаження від інфраструктурного об’єкту (стадія 8) при $E_{nop} = const$, $E_{наст} = 1000$ МПа

Залежність зміни осідань поверхні комбінованого закладного масиву від зміни величини E пастового закладання наведено на Рисунку 6.32. Аналіз показує, що максимальні осідання змінюються за степеневою залежністю від модуля деформації пастового закладання: при збільшенні модуля з 200 до 1000 МПа величина вертикальних переміщень зменшується з 0,29 до 0,20 м або на 31%. Незважаючи на те, що загальна різниця не перевищує 0,09 м, тренд демонструє поступове зменшення осідань із підвищенням жорсткості пастового закладання і свідчить про те, що підвищення жорсткості пасту сприяє загальному покращенню деформаційної поведінки системи, особливо в умовах прикладених навантажень на поверхні.

Порівняльні залежності розподілу максимальних осідань поверхні закладного масиву за шириною кар’єру при традиційному сипучому ($E = 15$ МПа) та комбінованому закладному масиві ($E_{nop} = 30$ МПа, $E_{наст} = 1000$ МПа) згідно отриманих епюр загальних переміщень наведено на Рисунку 6.33. На основі зіставлення результатів моделювання двох різних варіантів закладного масиву спостерігається відмінність у масштабах та характері осідань. При формуванні породного закладання з модулем деформації 15 МПа різниця в осіданнях між дією гравітації та гравітації з навантаженням об’єкту змінюється з 0,56 до 1,35 м (у 2,4 рази), а в комбінованому закладному масиві – з 0,12 до 0,21 м (у 1,75 рази).

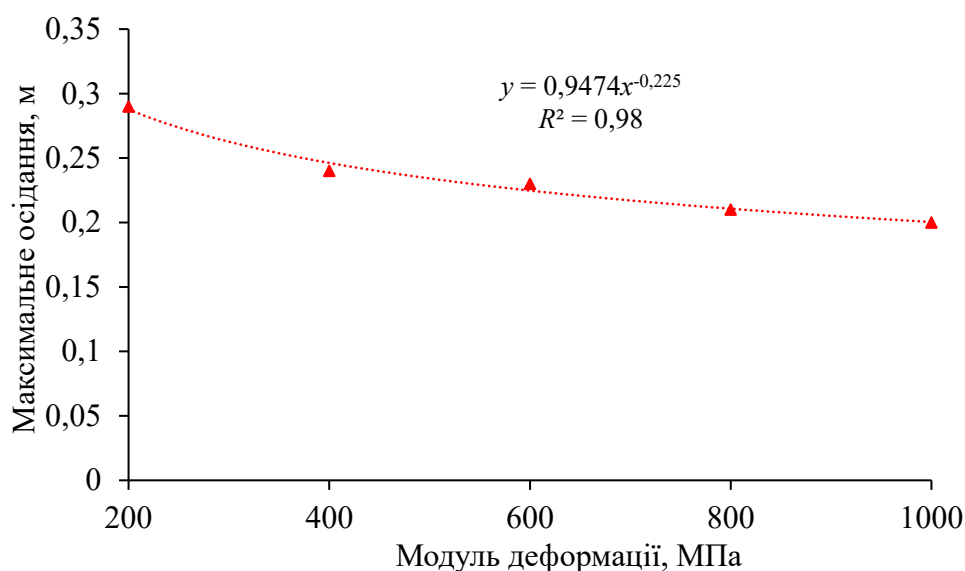


Рисунок 6.32 – Залежність зміни максимальних осідань поверхні комбінованого масиву від модуля деформації E пастового закладання у його структурі під впливом гравітації та прикладеного навантаження

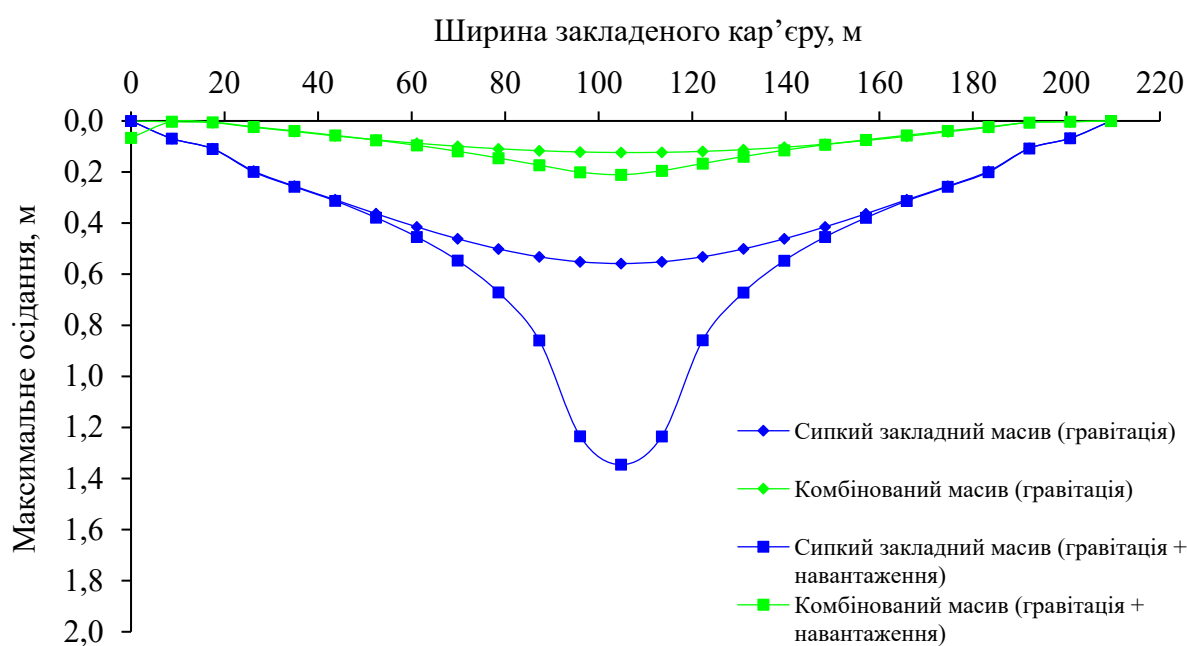


Рисунок 6.33 – Залежності розподілу максимальних осідань поверхні закладного масиву за шириною кар'єру при різних варіантах його формування

При цьому величина самих осідань у комбінованому закладному масиві значно менша – у 4,6 рази при дії гравітації та 6,42 рази при дії гравітації і навантаження. Переміщення при комбінованому масиві мають меншу інтенсивність і ширше розподілені по об'єму масиву (згідно епюр), що сприяє ефективній

роботі пастових шарів як «армуючих вставок», які підвищують жорсткість структури та знижують її деформацію. Згідно Рисунка 6.32, навіть при $E = 200$ МПа пастового закладання досягаються значно менші осідання, ніж при сипкому закладному масиві. Таке суттєве зменшення вертикальних переміщень поверхні свідчить про значно вищу деформаційну жорсткість комбінованого масиву, де пастові шари впливають на зниження ступеня ущільнення породного матеріалу та перерозподіл внутрішніх напружень.

У науково-практичному сенсі тільки в умовах дії власної ваги пастове закладання з економічної точки зору є не вигідним, тому якщо на відновленій земній поверхні або у тілі монолітного закладного масиву не розглядається будівництво інфраструктурних об'єктів достатньо здійснювати традиційне засипання виробленого простору пустими породами. Проте, слід зазначити, що особливо у випадку запланованого будівництва об'єктів інфраструктури на поверхні або у середовищі закладного масиву зміна модуля пружності (у межах 200 – 1000 МПа) та пов'язаних з ним механічних властивостей пастового закладання має суттєве значення для несучої здатності та характеру перерозподілу напружень у масиві. Так, за наявності зовнішнього навантаження, наприклад від будівель чи технологічних споруд, або розташуванні підземних споруд у тілі монолітного закладання пастові шари з підвищеною жорсткістю здатні ефективніше сприймати та передавати навантаження, зменшуючи локальні деформації та знижуючи ризик утворення критичних зон концентрації напружень. Більше того, жорстке пастове закладання забезпечує кращу рівномірність деформацій масиву, підвищує стабільність основи та зменшує ймовірність виникнення диференційованих осідань, які є особливо небезпечними для фундаментів будівель. Таким чином, навіть при незначному впливі на осідання, варіювання механічними властивостями пасти відіграє важливе значення під час оцінки довготривалої стійкості та придатності території до подальшого промислово-економічного освоєння.

Для цього були виконані чисельні розрахунки осідань та напружено-деформованого стану комбінованого закладного масиву в ускладнених геотехнічних умовах за наступними сценаріями:

– дія гравітації та вплив підземних сховищ, сформованих у монолітних пастових шарах;

– дія гравітації, вплив підземних сховищ, сформованих у монолітних пастових шарах, і локального навантаження від поверхневого інфраструктурного об'єкту.

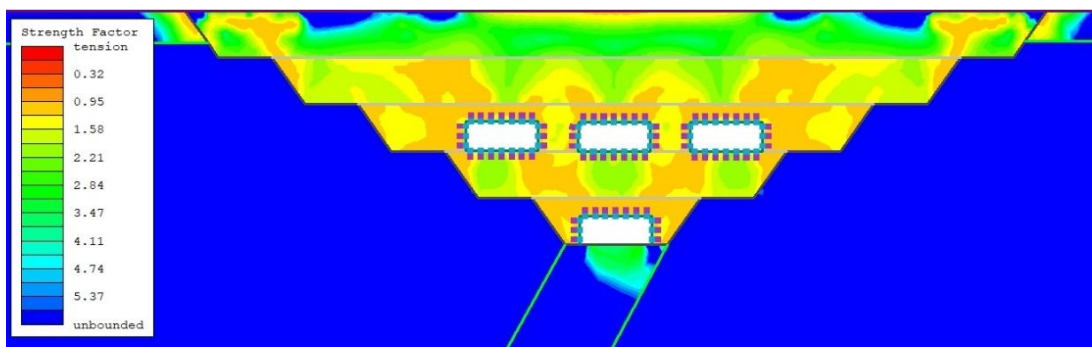
При зазначених ускладнених геотехнічних умовах у порівнянні з дослідженням осідання під дією гравітації, стійкість закладного масиву вивчалась при зміні механічних властивостей шарів пастового закладання у діапазоні 200 – 1000 МПа. Рациональне підвищення жорсткості пастових шарів є доцільним науково-технічним рішенням у разі формування багатофункціонального закладного середовища, а саме з наявністю підземних сховищ і одночасного перспективного використання поверхні під забудову.

Було виконано комплекс чисельних розрахунків стійкості комбінованого закладного масиву зі зміною модуля деформації пастового закладання E у діапазоні 200 – 1000 МПа при дії гравітації та впливу підземних сховищ, сформованих у монолітних пастових шарах. Підземні бетонні сховища моделюються у шарах 1 та 3 (від днища кар'єру), які розміщувались безпосередньо перед заповненням виробленого простору уступу пастовим закладанням. Оцінювались найважливіші епюри, які визначають геомеханічну стабільність системи у контексті задач, що вирішуються: загальні переміщення закладного масиву, епюри коефіцієнту запасу стійкості (SRF) та епюри пластичності (Yielded Elements).

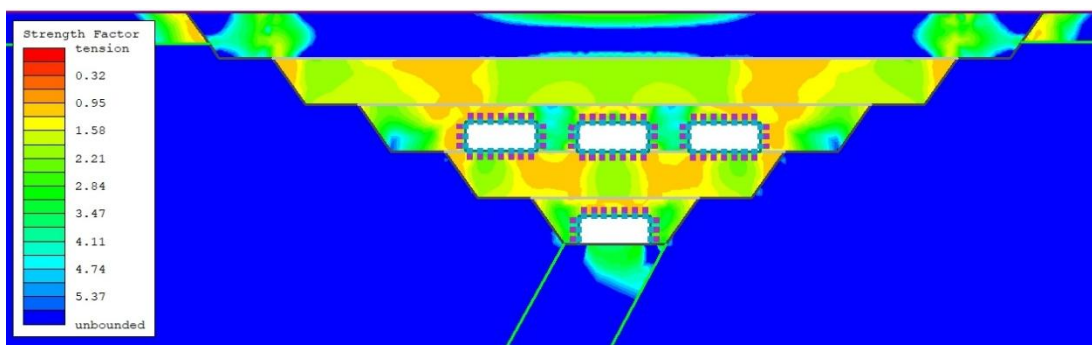
Встановлено, що епюра переміщень поверхні закладного масиву змінюється незначно і у межах 200 – 1000 МПа становить від 0,21 до 0,15 м, що викликано, переважно, дією гравітації, а підземні сховища, що мають бетонне кріплення по контуру пастового масиву, перешкоджають інтенсивним осіданням. Щодо загальних переміщень поверхні закладного масиву, то найбільшого впливу на їх величину завдає тиск від розташованого поверхневого інфраструктурного об'єкту, вплив якого розглядається далі.

Приклади отриманих епюр при мінімальному та максимальному модулі деформації 200 і 1000 МПа демонструються на Рисунку 6.34. Також досліджено кількісно-якісні параметри епюр при 400, 600 і 800 МПа.

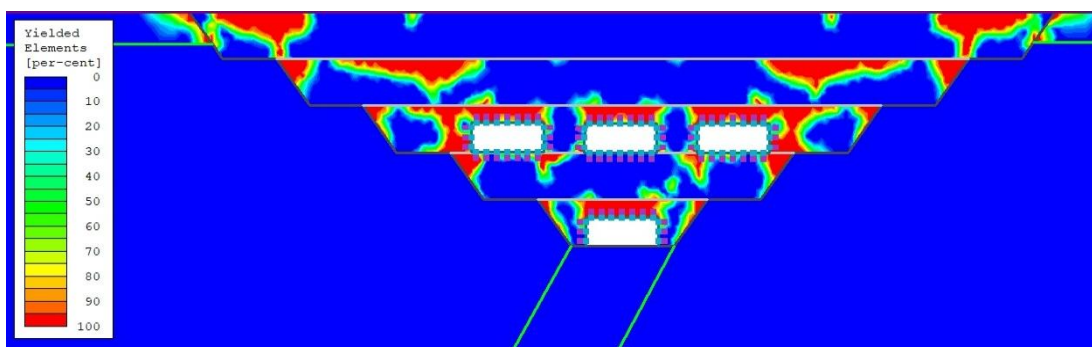
(a)



(б)



(B)



(Г)

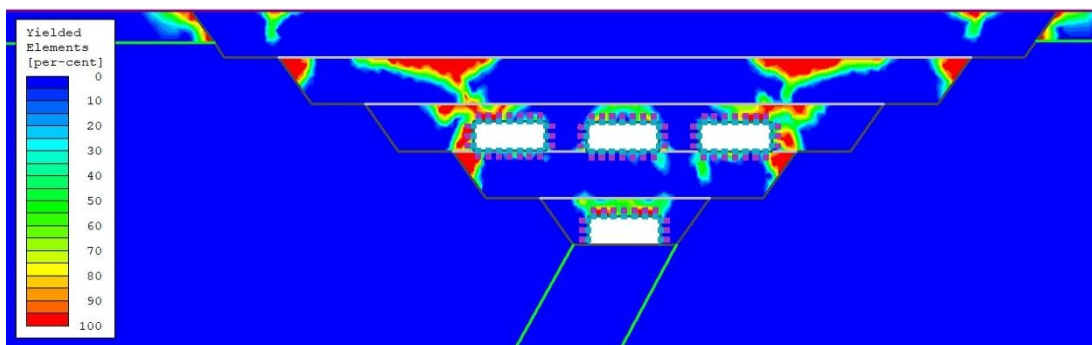


Рисунок 6.34 – Епюри розподілу коефіцієнту запасу стійкості (а, б) та зон переходу матеріалу у пластичний стан (в, г) при модулях деформації пастового закладання ($E = 200$ і $E = 1000$ МПа) у структурі комбінованого масиву

Слід зазначити, що у всіх досліджуваних умовах бетонне кріплення характеризується абсолютною стійкістю, проте впливає на напружено-деформований стан комбінованого закладного масиву, особливо монолітного пастового закладання. Встановлено, що зі збільшенням модуля деформації пастового закладання з 200 до 1000 МПа спостерігається відчутне та поступове покращення загальної стійкості комбінованого масиву, особливо у критично важливих зонах – у шарах 1, 3 (навколо підземних сховищ) та у верхньому приповерхневому пастовому шарі 5. При модулі 200 МПа (Рис. 6.34а, в) видно формування широких зон пластичних деформацій у кутах сховищ (шар 3), що свідчить про розпочаті процеси руйнування. Верхній шар 5 також показує значне пластичне порушення, що загрожує утворенням тріщин, через які вода з поверхні може проникнути углиб масиву через шар 4 (ущільнений насипний породний масив) і далі до шару 3 з пастового закладання, де розташовані сховища. Коефіцієнт запасу міцності у шарах 1 і 3, тобто безпосередньо навколо підземних сховищ, локально знижується до 1,0 – 1,5, а в окремих кутах камер – до $< 1,0$, що вказує на ймовірність втрати суцільності або розвиток тріщин саме у критичних ділянках контуру. Така ситуація є загрозовою, оскільки зволоження частково розбитого тріщинами пастового та прилеглого породного масивів може спричинити вторинне ослаблення системи.

При модулі деформації 400 – 600 МПа зона пластичних деформацій навколо сховищ зменшується і локалізується, коефіцієнт запасу міцності в шарах 1 і 3 зростає здебільшого до 2,0 – 2,5, у верхньому шарі 5 – до понад 3,0. Це означає меншу ймовірність утворення наскрізних тріщин і кращу водонепроникність.

При 800 – 1000 МПа (Рис. 6.34б, г) значна частина масиву в шарах 1, 3 і 5 має коефіцієнт запасу більше 3,0 – 4,0, а пластичні зони стають поодинокими і локальними. Навколо сховищ практично зникають зони руйнування, що свідчить про високу стабільність контурів. Отже, збільшення модуля деформації пастового закладання суттєво підвищує стійкість системи, мінімізує ймовірність проникнення води, зберігає герметичність навколо підземних сховищ і гарантує довготривалу надійність комбінованого масиву. Визначено, що комбінований закладний масив у розглянутих умовах, де діють гравітаційні сили у 1 і 3 шарах, та закладено

підземні сховища, має здатність зберігати стійкість при модулі деформації монолітного пастового закладання 600 – 1000 МПа, нижчі значення є критичними.

Далі виконано комплекс чисельних розрахунків стійкості комбінованого закладного масиву зі зміною $E = 200 - 1000$ МПа при дії гравітації, впливу підземних сховищ та навантаження від поверхневого об'єкту. На відміну від умов дії лише гравітації та впливу підземних сховищ, аналізуються також епюри загальних переміщень, які під впливом навантаження проявляються більш динамічно. Приклади отриманих епюр загальних переміщень, коефіцієнту запасу стійкості та пластичної деформації при 200 і 1000 МПа демонструються на Рисунку 6.35. Крім цього детально досліджено кількісно-якісні параметри епюр при модулях деформації 400, 600 і 800 МПа.

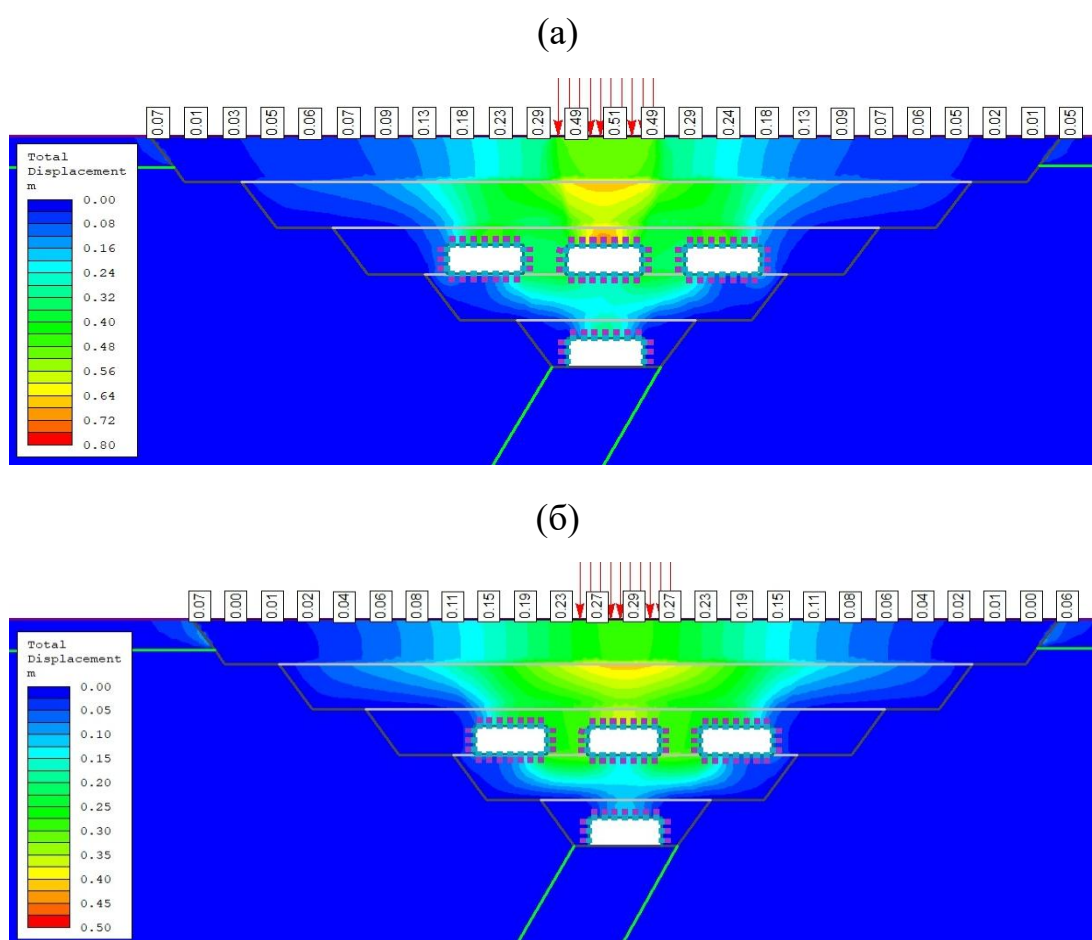


Рисунок 6.35 – Епюри розподілу загальних переміщень у структурі комбінованого закладного масиву при різних модулях деформації монолітного пастового закладання: (а) $E = 200$ МПа; (б) $E = 1000$ МПа

Аналіз результатів моделювання комбінованого закладного масиву за сценарієм гравітації, наявності підземних сховищ і навантаження від об'єкта на поверхні (Рис. 6.36) показує залежність стійкості від модуля деформації пастового закладання. При 200 МПа осідання поверхні сягають 0,54 м, зона осідання охоплює як центральну частину, так і краї масиву, коефіцієнт запасу міцності у верхньому та нижньому шарах пасти, особливо в кутах навколо сховищ, знижується до 0,95 – 1,2, а пластичні деформації формують безперервні зони розущільнення, які потенційно можуть призвести до тріщин та проникнення води в область сховищ. Зі збільшенням модуля до 400 МПа осідання зменшуються до 0,42 м, пластичні зони стають менш зв'язаними, коефіцієнт запасу міцності у більшості зон зростає до 1,2 – 1,6, проте у зоні кутів сховищ деформації залишаються напруженими.

При 600 МПа осідання знижуються до 0,36 м, а деформовані зони навколо сховищ і під основою стають точковими та розірваними, коефіцієнт запасу міцності зростає до 1,4 – 1,7. На етапі 800 МПа осідання зменшуються до 0,32 м, коефіцієнт у більшості масиву досягає 1,6 – 2,1, а пластичні деформації локалізуються переважно у верхньому шарі. При досягненні модуля 1000 МПа осідання становлять 0,27 м, і хоча жорсткість масиву значно зростає, коефіцієнт у деяких зонах (кути сховищ) все ще становить 1,01 – 1,46, що свідчить про напружену, але стабільну роботу конструкції. Пластичні деформації стають ізольованими, концентруючись у зонах між шарами та під навантаженням на поверхні. Підвищення модуля деформації пастового закладання дозволяє зменшити осідання, звужити зони пластичності та підвищити загальну стійкість системи, однак кути сховищ залишаються вразливими і потребують подальшої уваги.

Визначено, що комбінований закладний масив у розглянутих умовах, де діють гравітаційні сили, у 1 і 3 шарах закладено підземні сховища та додатково діє навантаження від поверхневого об'єкту, зберігає стійкість в умовах модуля деформації монолітного пастового закладання на рівні тільки 800 – 1000 МПа, при цьому нижчі значення модуля деформації є критичними. Залежність зміни осідань поверхні комбінованого закладного масиву від величини E пастового закладання за розглянутим сценарієм наведена на Рисунку 6.37.

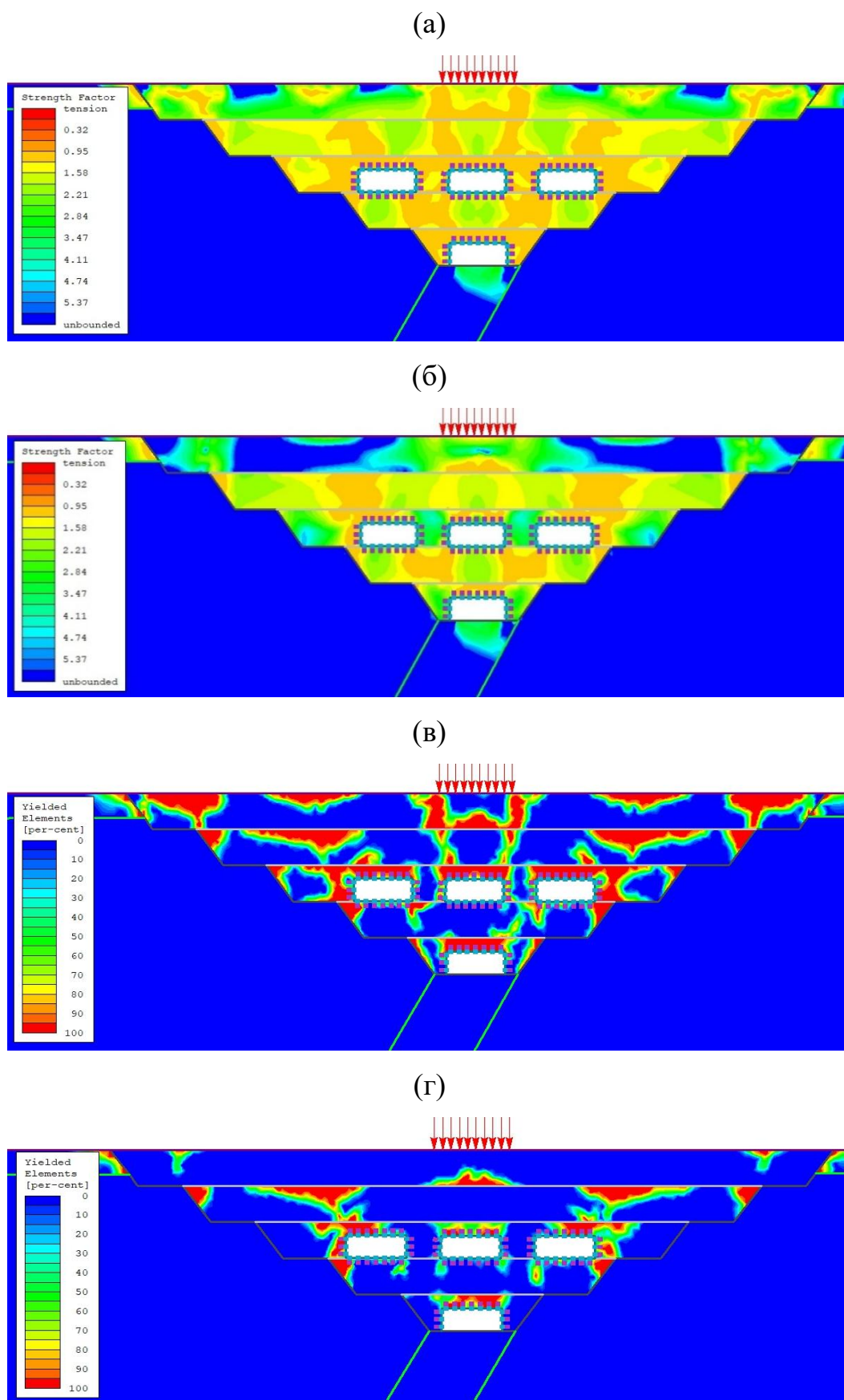


Рисунок 6.36 – Епюри розподілу коефіцієнту запасу стійкості (а), (б) і зон пластичної деформації (в), (г) у структурі комбінованого закладного масиву при модулях деформації пастового закладання $E = 200$ МПа і $E = 1000$ МПа

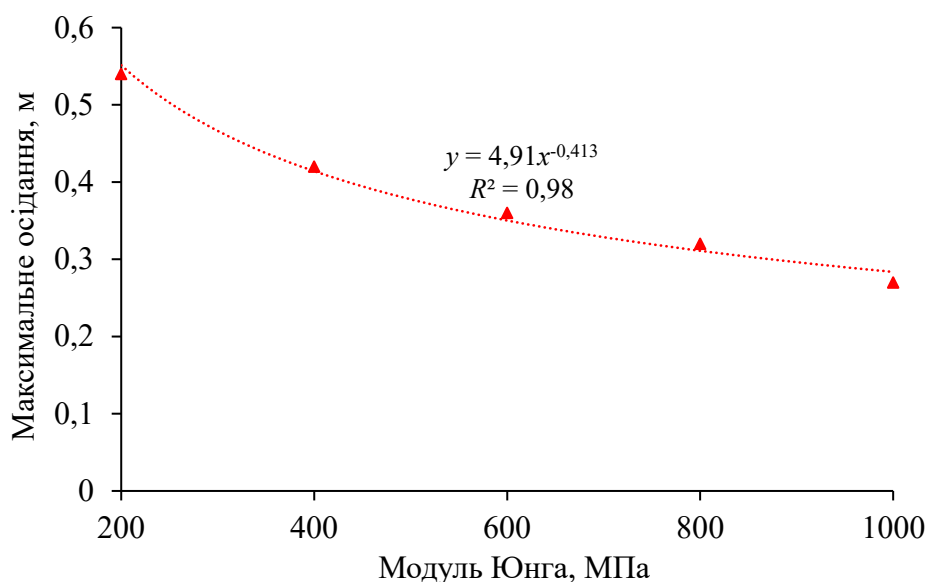


Рисунок 6.37 – Залежність зміни максимальних осідань поверхні комбінованого масиву від модуля деформації E пастового закладання у його структурі під впливом гравітації, підземних сховищ і прикладеного навантаження

Аналіз Рисунок 6.37 показує, що максимальні осідання змінюються за степеневою залежністю від модуля деформації пастового закладання: при збільшенні модуля з 200 до 1000 МПа величина осідань зменшується з 0,54 до 0,27 м. Слід зазначити, що в умовах впливу гравітації, підземних сховищ і прикладеного навантаження підвищення модуля деформації пастового закладання з 200 до 1000 МПа призводить до зменшення осідання поверхні закладного масиву на 50%, а в умовах лише впливу гравітації та прикладеного навантаження – на 31%, що свідчить про значущість збільшення модуля деформації для геомеханічної стабілізації масиву з підвищенням складності сценаріїв навантаження.

Отже, якщо приймається рішення щодо використання виробленого простору кар'єру для будівництва підземних сховищ і складів, то модуль деформації шарів монолітного пастового закладання повинен бути $E \geq 400$ МПа. Якщо планується використати вироблений простір для спорудження підземних сховищ і складів, а також будівництва на поверхні інфраструктурних об'єктів, то модуль пружності монолітного пастового закладання повинен становити $E \geq 800$ МПа.

Узагальнюючи результати числового моделювання, можна зробити висновок, що традиційне насипне формування масиву лише з відвальних порід,

засипаних у вироблений простір кар'єру, не забезпечує належного рівня геомеханічної стабільності в умовах дії гравітаційних сил та навантаження від інфраструктурних об'єктів і характеризується на порядок більшими осіданнями поверхні. Формування комбінованого закладного масиву, що включає чергування ущільнених шарів відвальних порід із монолітним пастовим закладанням дозволяє вирішувати більш складні та перспективніші сценарії їх використання – у шарах монолітного пастового закладання розташовувати підземні сховища і навіть одночасно на поверхні інфраструктурні об'єкти. Відмічається суттєве покращення геомеханічної стабільності комбінованого масиву при модулях деформації пастового закладання 600 – 1000 МПа, при цьому максимальні осідання зменшуються, зони пластичних деформацій стають локальними, а коефіцієнт запасу стійкості у більшості зон є достатнім, навіть у навантажених зонах.

Таким чином комбінована структура закладного масиву дозволяє досягти рівномірного розподілу напружень, зберегти цілісність земної відновленої поверхні та забезпечити довготривалу експлуатаційну надійність навіть при складних умовах навантаження або подальшого забудовування території.

6.4. Достовірність та верифікація отриманих наукових результатів

Достовірність наукових висновків та обґрунтованість отриманих результатів базуються на комплексному підході, що поєднує фундаментальні принципи механіки гірських порід із застосуванням сучасних методів аналітичного та комп'ютерного моделювання. Основним етапом оцінки надійності виявлених аналітичних залежностей є їх верифікація шляхом порівняння з результатами чисельних експериментів, що дозволяє встановити збіжність отриманих даних та визначити межі адекватності запропонованих моделей, а також виконати їх калібрування. Необхідність такого порівняння обумовлена складністю геомеханічних процесів у масиві гірських порід при формуванні провальних зон, непогашених підземних пустот та осідань земної поверхні над закладним масивом. Достатній ступінь кореляції між отриманими залежностями, що описують напружено-деформований стан масиву в аналітичних розрахунках та чисельних моделях,

підтверджує їх адекватність і дозволяє використовувати розроблені інструментарії для надійного прогнозування стійкості геотехнічних систем у межах розробленої концепції комплексної ліквідації техногенних пустот.

Для кількісної оцінки достовірності результатів аналітичного та чисельного моделювання для провальних зон, непогашених підземних пустот і виробленого простору кар'єру було проведено розрахунок середньої відносної похибки за допомогою наступного виразу:

$$\delta_{cp} = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n \left| \frac{A_{ан}^i - A_{чис}^i}{A_{чис}^i} \right| \cdot 100, \% \quad (6.7)$$

де n – кількість точок порівняння;

$A_{ан}^i$ – значення досліджуваного параметра, отримане аналітичним методом у i -й точці (нормальне напруження σ , МПа; величина осідань η , м);

$A_{чис}^i$ – значення досліджуваного параметра, отримане методом чисельного моделювання у i -й точці.

Було здійснено оцінку збіжності результатів аналітичних та чисельних розрахунків величини підсумкового некомпенсованого тиску на відкос висячого боку провальної зони. В аналітичних дослідженнях визначався тиск, що діє безпосередньо у провальний простір, тоді як у чисельних моделях оцінювався зворотний вплив пастового масиву на стабілізацію деформацій земної поверхні. Для коректного зіставлення результатів у чисельних моделях окремо фіксувалися усереднені величини нормальних напружень на контакті «відкос провалу – закладний масив», у моделях при різних кутах відкосів.

Верифікація розробленої аналітичної моделі (п. 4.1) здійснювалася шляхом порівняння розрахункових значень тиску P_{CD} із усередненими нормальними напруженнями, отриманими в чисельних моделях (п. 6.1) при модулі деформації пастового масиву $E = 1400$ МПа. Логіка такого порівняння базується на третьому законі Ньютона, який полягає у тому, що некомпенсований тиск P_{CD} , який масив гірських порід передає на закладний масив, за умови статичної рівноваги чисельно дорівнює нормальним напруженням, що виникають в ньому у відповідь на зовнішній вплив. Використання максимального досліджуваного модуля деформації (1400 МПа)

дозволило створити умови жорсткої реакції опору, за яких контактні напруження найбільш повно відображають величину навантаження P_{CD} . При цьому виявлений у п. 6.1 ступінь блокування деформацій виступає додатковим якісним індикатором ефективності сприйняття цього навантаження штучним монолітним масивом.

Для забезпечення прямої верифікації результатів розрахунків некомпенсованого тиску P_{CD} виконувався на основі вхідних даних, що ідентичні параметрам, закладених у чисельні моделі програми Phase2. Дослідження проведено для точного усередненого на сьогодні рівня глибин розробки $H_p = 1300$ м та очікуваного кінцевого рівня розробки $H_p = 1800$ м на прикладі п'яти характерних конфігурацій провальних зон: кут відкосу висячого боку провальної зони $\theta = 26, 38, 50, 61$ і 72° при кутах падіння рудного поклада відповідно $\alpha = 50, 55, 60, 65$ і 70° ; глибина провальних зон $H_{np} = 100, 120, 145, 185$ і 230 м; ширина провальних зон по дну $b = 85$ м; кути зрушення порід висячого боку $\beta = 55, 57, 60, 62$ і 65° ; горизонтальна потужність рудного поклада $m_{гор} = 25$ м; середня питома вага порід висячого боку $\gamma = 0,033$ МН/м³; усереднені параметри критерію Хоека-Брауна для масиву гірських порід висячого боку (міцність монолітної інтактної породи $\sigma_{ci} = 120$ МПа; індекс геологічної міцності $GSI = 35$; модуль деформації $E = 70000$ МПа; константи критерію – $m_b = 0,062$, $s = 0,0004$, $a = 0,516$; $m_i = 14$; $D = 0,2$); питома вага масиву обвалених порід $\gamma = 0,02$ МН/м³; сила зчеплення масиву обвалених порід $c_{обв} = 0,03$ МПа; кут внутрішнього тертя фракцій масиву обвалених порід $\varphi_{обв} = 35^\circ$. Встановлені порівняльні залежності за аналітичним та чисельним моделюванням наведено на Рисунку 6.38.

Аналіз представлених залежностей (Рис. 6.38) підтверджує адекватність розробленої аналітичної моделі фізичним процесам у масиві. Встановлено, що на глибині 1300 м тиск на відкис провалу монотонно зростає разом зі збільшенням його кута θ через переважання гравітаційної ваги активного клину порід висячого боку. Для глибини 1800 м характерним є нелінійне зниження навантаження (при кутах до 60°), що зумовлено синергетичним ефектом двох факторів, а саме, інтенсифікацією горизонтальних напружень, які затискають породний блок, та активацією ефекту Янсена у масиві обвалених порід.

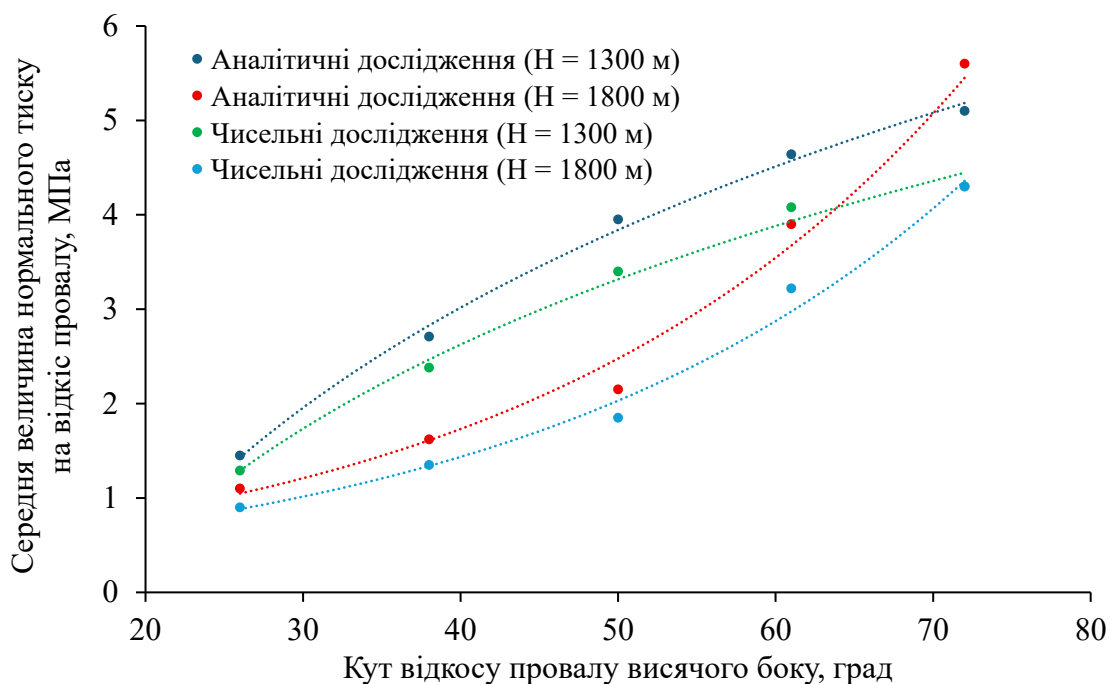


Рисунок 6.38 – Порівняльні залежності навантаженості відкосу висячого боку провальної зони від її геометричних параметрів на різній глибині розробки при різних методах досліджень

Ефект Янсена полягає у перерозподілі вертикальної ваги ущільненого конгломерату в бічний тиск, що створює максимальну реактивну опору по лінії на межі клину порід висячого боку та конгломерату й активує сили тертя, які утримують масив безпосередньо від зсуву. Визначено, що відносна похибка між порівнюваними величинами (тиском P_{CD} і контактними напруженнями σ_n) знаходиться у межах 11 – 30% при середньому значення $\delta = 17\%$, що для складних геомеханічних систем, у межах яких діє широкий спектр впливових факторів, є допустимим та високим рівнем достовірності.

Висока збіжність результатів аналітичного методу граничної рівноваги із чисельним моделюванням досягнута завдяки фізичній деталізації розрахункової схеми, яка об'єднала коректне врахування ефекту Янсена для оцінки пасивного опору обвалених порід, використанню нелінійного критерію Хоека-Брауна для визначення реальної міцності тріщинуватого масиву на лінії зрушення залежно від напруженого стану, а також врахуванням коефіцієнту бічного розпору, що впливає на затиснення блока масиву та мобілізацію сил тертя з підвищенням

глибини розробки. Такий комплексний підхід до опису силових факторів і структурних особливостей дозволив максимально наблизити аналітичний апарат до результатів складного моделювання методом скінченних елементів, що враховує пружно-пластичні деформації та перерозподіл напружень у масиві.

Виконано оцінку збіжності результатів аналітичних (п. 4.2) та чисельних розрахунків (п. 6.2) необхідної міцності пастового закладного масиву у підземній пустоті залежно від величини максимального головного напруження, що формується на її контурі при $\sigma_3 \approx 0$, та чинить безпосередньо одноосьовий стиск на закладний масив. Порівняння аналітичного та чисельного моделювання виконано на однакових з чисельними моделями табличних парах $(H, L_{кр})$, які відповідають приграничному стану масиву, виявленому у чисельних розрахунках, що дозволило виключити вплив відмінностей у геометрії та забезпечити пряму верифікацію аналітичної моделі. В якості інших сталих вихідні дані приймалися майже ідентичні чисельним: $\gamma = 32 \text{ кН/м}^3$; $\alpha = 50 - 70^\circ$; $\beta = 55 - 65^\circ$; $m_{гор} = 25 \text{ м}$; параметри Хоека-Брауна ($GSI = 40$; $\sigma_{ci} = 130 \text{ МПа}$; $m_i = 14$; $m_b = 1,760$; $s = 0,00127$; $a = 0,5114$); $K_0 = 1,0$; $\theta = 3^\circ$. Встановлені порівняльні залежності за аналітичним і чисельним моделюванням наведено на Рисунку 6.39. Аналіз даного рисунка показує, що розроблена аналітична методика демонструє порівняно високу фізичну адекватність та задовільну збіжність із результатами чисельного моделювання. Розподіл середньої похибки (розбіжності) залежно від кута падіння покладу становить: 22,3% для $\alpha = 50^\circ$; 27,4% для $\alpha = 60^\circ$; 32,5% для $\alpha = 70^\circ$; при середньому значенні $\delta = 27,4\%$. Відповідно, діапазон збіжності результатів складає 67,5 – 77,7%.

Наукове обґрунтування розбіжності результатів аналітичного та чисельного моделювання полягає у фундаментальних відмінностях геомеханічних підходів: аналітична модель базується на теорії граничної рівноваги, розглядаючи найбільш консервативний сценарій, за якого закладання сприймає навантаження від усієї ваги породного блоку до земної поверхні, тоді як чисельне моделювання враховує ефект склепіння та здатність масиву до самопідтримання, що частково розвантажує закладання.

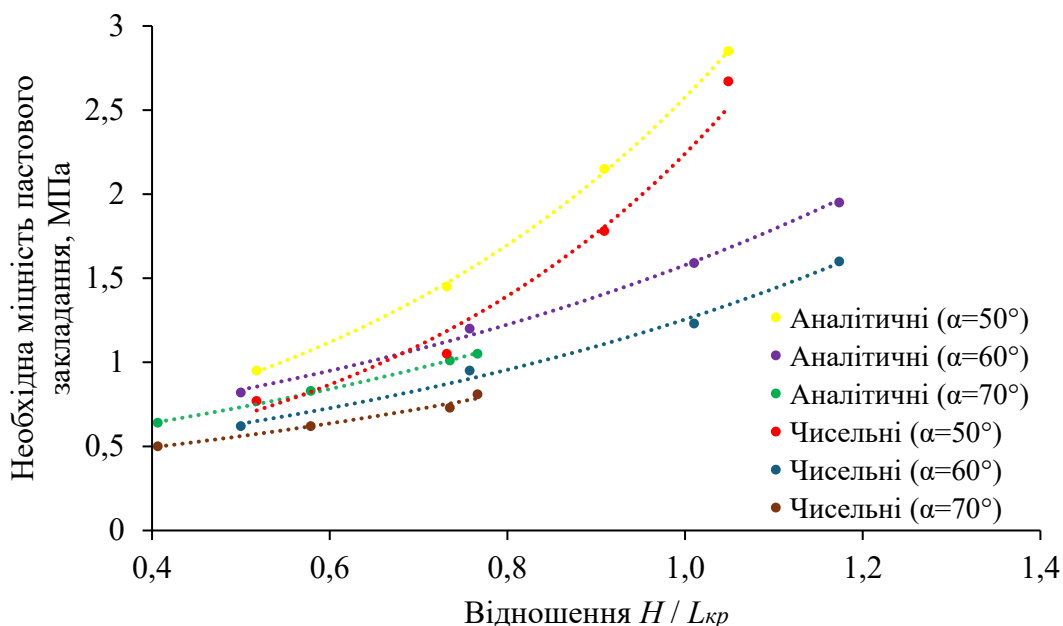


Рисунок 6.39 – Порівняльні залежності необхідної міцності пастового закладання пустот у приграничному стані масиву від показника $H / L_{кр}$ та кута падіння покладу при різних методах досліджень

Також на розбіжність вплинула різна структура масиву: у аналітичній моделі однорідний масив, у чисельній – шаруватий. Аналітичний підхід формує гарантований коефіцієнт надійності, що дозволяє розглядати отримані значення як верхню межу необхідної міцності, яка завідомо перекриває можливі ризики нерівномірного навантаження в реальних гірничотехнічних умовах. Якщо у чисельному моделюванні врахувати коефіцієнт запасу міцності закладання $n = 1,2 - 1,3$, то результати будуть вельми достовірними.

Наступним етапом є порівняння залежностей розподілу величин осідання поверхні комбінованого закладного масиву, що складається з чередування шарів монолітного пастового закладання та сипучого породного закладання, за результатами розробленої аналітичної (п. 4.3) та чисельної моделі (п. 6.3). Були прийняті наступні вхідні параметри для обох моделей: загальна ширина кар'єру по верху $B = 210$ м; ширина за дном кар'єру $b = 25$ м; глибина кар'єру по центру $H_k = 57,5$ м; кількість уступів і закладних шарів $n = 5$; висота уступу кар'єру та закладного шару $h = 11,5$ м; щільність пастового закладного масиву

$\gamma = 2,0 \text{ т/м}^3$; щільність сипучого породного закладного масиву $\gamma = 1,8 \text{ т/м}^3$; модуль деформації вільно відсипаного породного закладання $E = 20 \text{ МПа}$; модуль деформації монолітного пастового закладання $E = 1000 \text{ МПа}$; залишковий кут тертя пастового закладання $\varphi = 27^\circ$; залишковий кут тертя породного закладання $\varphi = 30^\circ$; коефіцієнт бічного впливу $\beta = 0,3$. Результати порівняння збіжності результатів ілюструються на графіках (Рис. 6.40).

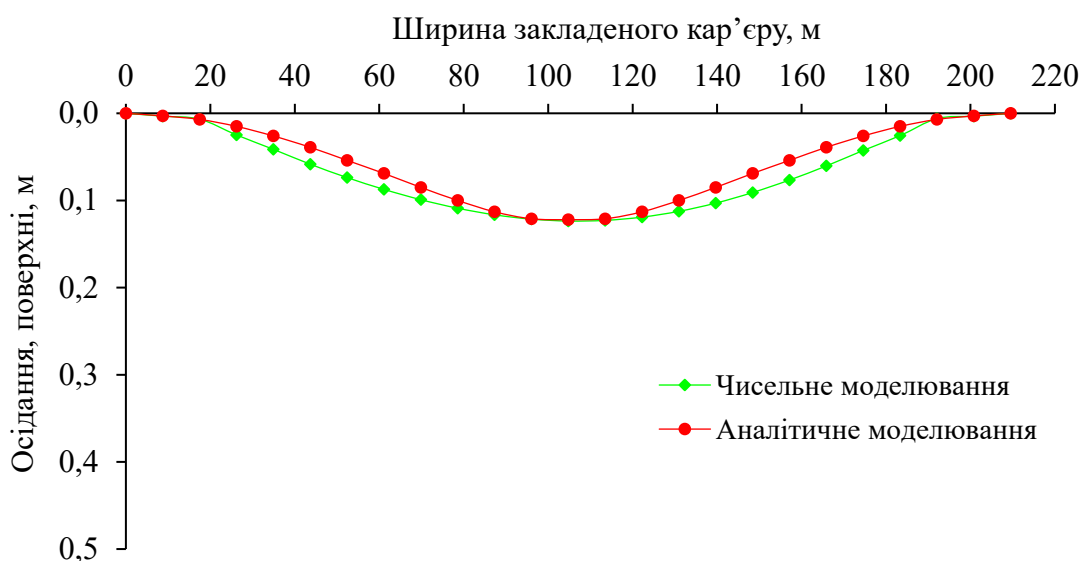


Рисунок 6.40 – Порівняльний розподіл профіля осідання поверхні за шириною кар'єру, заповненого комбінованим закладанням при різних методах досліджень

Встановлено, що середня збіжність результатів моделювання становить 88,6%, тобто середньозважене відхилення δ не перевищує 11,4%, що для геомеханічних процесів є високим показником. Найменші розбіжності спостерігаються у зоні максимальних мульд осідання, де відхилення наближується до нульових значень. Зменшення збіжності результатів у прибортових зонах кар'єру обумовлене прийнятим аналітичним допущенням щодо заміни реальної ступінчастої геометрії бортів спрощеним еквівалентним трапецоїдним профілем. Така схематизація не дозволяє повною мірою врахувати локальні концентрації напружень, що призводить до незначних відхилень від показників чисельного моделювання при загальному збереженні достатньо високої достовірності прогнозу

осідань. Підтверджена аналогічність характеру розподілу деформацій в обох моделях, що доводить адекватність розробленого аналітичного апарату.

У підсумку слід зазначити, що характер відхилень аналітичних результатів від даних чисельного моделювання зумовлений специфікою прийнятих методів досліджень для різних об'єктів. При оцінці напруженого стану провальних зон та підземних пустот застосований метод граничної рівноваги демонструє дещо завищені показники, ніж чисельне моделювання. Це свідчить про його консервативність, що є позитивним фактором з позиції гарантування геотехнічної безпеки. Для виробленого простору кар'єру використана аналітична модель прогнозування осідань на основі методу деформацій багатошарового пружного середовища, в яку інтегровано механізм імітації наслідків пластичної поведінки, що забезпечує вищу точність порівняно з чисельним моделюванням. Такий факт пояснюється тим, що дана модель базується на безпосередньому врахуванні компресійних характеристик шарів закладання та інтегральному оцінюванні деформацій за всією глибиною кар'єру, що дозволяє отримати результати, максимально наближені до реальної кінетики осідання закладного масиву.

6.5. Висновки до розділу 6

У результаті виконання багатоваріантного чисельного моделювання, спрямованого на дослідження трансформації геомеханічного стану масиву, що містить техногенні пустоти, сформовані внаслідок підземної розробки залізрудних родовищ, під дією монолітного пастового закладання, а також на оцінку стійкості та деформаційної поведінки комбінованого закладного масиву з пастових і сипких шарів у кар'єрних пустотах, з позицій подальшої рекультивації та можливості безпечного використання відновленої поверхні, встановлено наступні наукові результати:

1. Внаслідок зсувних процесів у масиві гірських порід при вилученні рудного покладу із кутом падіння у діапазоні $50 - 70^\circ$ до рівня сьогоднішніх глибин

у Кривбасі 1300 м на земній поверхні сформувалася характерна провальна зона, а саме, мульда осідання, ширина та інтенсивність якої визначаються геометрією покладу, конфігурацією зон розвантаження і стисненням у породах висячого боку. Визначено, що, незважаючи на існуючу фазу затухання й стабілізації масиву, процеси осідання земної поверхні будуть тривати до глибини 1800 м, але з меншою інтенсивністю, а саме 30 – 40% від інтенсивності першої фази (0 – 1300 м), що неминуче призведе до охоплення мульдою зсуву нових територій і, відповідно, деформацій земельного покриву.

2. Встановлено закономірність часткового блокування геомеханічних процесів зсуву при допрацюванні глибоких горизонтів (1300 – 1800 м) крутоспадних покладів, яка полягає у формуванні у провальних зонах шахт упорної призми з монолітного пастового закладання, ефективність котрої має поліноміальну залежність від кута відкосу висячого боку та модуля деформації пастового закладання із засипанням незалитої частини висячого боку пустими породами, досягаючи максимальних значень, а саме, ступеня блокування, до 32% в умовах активації ефекту самозаклинювання при куті відкосу провальної зони понад 50° .

3. Виявлено, що при утворенні підземних непогашених пустот внаслідок розробки сліпих та ізольованих рудних покладів, окрім стійкого та нестійкого геомеханічного стану масиву, існує приграничний стан, який перебуває на межі втрати цілісності та має сформований деформаційний зв'язок із земною поверхнею. Приграничний стан масиву формується у діапазоні критичного показника $H / L_{кр} = 0,4 - 1,2$ і характеризується нижньою та верхньою межами, які логарифмічно зростають зі збільшенням глибини залягання пустоти, тоді як відстань між цими межами зменшується зі збільшенням кута падіння рудного тіла. Отримані залежності дозволяють прогнозувати наявність підземних пустот у приграничному стані та своєчасно їх виявляти для проведення превентивних заходів.

4. Встановлено, що у межах приграничного стану необхідна міцність пастового закладання без втрати суцільності експоненційно залежить від співвідношення $H / L_{кр}$, зростаючи при зменшенні кута падіння. Отримані залежності дозволяють прогнозувати необхідну міцність пастового закладання та своєчасно запобігти розвитку прогресуючих деформацій земної поверхні.

5. Встановлено, що зі збільшенням глибини розташування пустоти, тобто зростанням відношення $H / L_{кр}$, відбувається трансформація області зсуву, яка супроводжується переходом значень кутів зони небезпечних деформацій Ψ від гострих до тупих. Виявлена закономірність дозволяє обґрунтувати диференційований підхід до проєктування профіля закладної свердловини, а саме на більших глибинах ($H = 100 - 150$ м), незважаючи на більш складні геотехнічні умови, зміщення межі деформацій у бік виробленого простору (висячий бік) дає змогу відмовитися від технологічно складних похилих свердловин і застосувати економічно ефективніше буріння вертикальних закладних свердловин. Зі зменшенням відстані розташування підземної пустоти до земної поверхні ($H = 50 - 70$ м) тенденція змінюється, де переважатиме необхідність похилого буріння.

6. Встановлено, що осідання поверхні закладного масиву з сипучих порід під дією лише гравітації сягають 0,56 м, а при додатковому навантаженні зростають до 1,35 м, що є критичним для забудови. Перехід до комбінованої структури (ущільнена порода + монолітна паста) забезпечує кардинальне зменшення деформацій, а саме, у гравітаційному режимі осідання скорочуються до 0,12 м (у 4,6 рази), а під навантаженням – до 0,21 м (у 6,42 рази), що підтверджує ефективність пастових шарів як армуючих елементів, які локалізують деформації.

7. Обґрунтовано новий геотехнічний підхід до комплексного освоєння виробленого простору, що передбачає створення багатофункціонального комбінованого закладного масиву, в якому монолітні пастові шари слугують середовищем для розміщення підземних сховищ, а поверхня використовується для інфраструктурної забудови. Встановлено, що за сценарієм сумісної дії

гравітаційних сил, впливу підземних пустот та навантаження від наземного об'єкта, геомеханічна стабільність системи критично залежить від жорсткості пастового закладання: підвищення його модуля деформації з 200 до 1000 МПа забезпечує зменшення максимальних осідань поверхні на 50% (з 0,54 до 0,27 м) за степеневою залежністю. Модуль деформації пасти повинен складати $E \geq 800$ МПа, що гарантує локалізацію зон пластичності та забезпечує коефіцієнт запасу стійкості в межах 1,6 – 2,1, тоді як при нижчих значеннях формуються суцільні зони руйнування навколо сховищ, що створює загрозу їх герметичності.

8. Проведено комплексну оцінку збіжності результатів аналітичного та чисельного моделювання для основних типів техногенних пустот: провальних зон, підземних виробок та кар'єрів, що знаходиться у межах 11 – 27%.

РОЗДІЛ 7

ОБГРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ТА МЕТОДИК РОЗРАХУНКУ ПАРАМЕТРІВ ЛІКВІДАЦІЇ ТЕХНОГЕННИХ ПУСТОТ. ЕКОЛОГО-ЕКОНОМІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ ПРИЙНЯТИХ РІШЕНЬ

7.1. Концептуальні технологічні схеми ліквідації техногенних пустот за різних умов функціонування хвостового господарства

Застосування технології пастового закладання досліджуваної типології техногенних пустот, у якій основним компонентом є дрібнодисперсні хвости збагачення залізних руд, безпосередньо залежить від організації хвостового господарства на гірничо-збагачувальних комбінатах, де мають місце ці накопичення і є запасами. Останнім часом на провідних гірничо-збагачувальних комбінатах світу набуває широкого поширення практика впровадження сучасних комплексів згущення хвостів, зокрема технологій пастового згущення [308, 309]. Такі технології забезпечують перетворення хвостової пульпи на в'язку пастоподібну суміш із підвищеним вмістом твердої фази, що суттєво перевищує показники традиційного водно-шламового транспорту. Якщо звичайна пульпа містить лише 10 – 15% твердого, то після згущення цей показник зростає до 50 – 70% (Табл. 7.1), що відкриває можливість ефективного використання згущених хвостів у пастових закладних технологіях. Технологія згущення хвостів мають низку економічних і екологічних переваг: значна економія площі хвостосховища при розміщенні пастоподібних хвостів у порівнянні з хвостовою пульпою, повторне використання води у системі та її економія, скорочення витрат електроенергії.

Таблиця 7.1 – Показники вмісту твердого у технологіях згущення
хвостів збагачення залізних руд на різних підприємствах

Гірниче підприємство	Схема згущення	Вміст твердого за стадіями, %
Baotou Steel (Китай)	двостадійна	45 – 50; 70 – 71
AM/NS Kirandul (Індія)	двостадійна	35; 49 – 59
Khumani (ПАР)	двостадійна	32; 58 – 62
Yara Kirkenes (Норвегія)	двостадійна	45 – 48; 68 – 70

У випадку, коли хвостове господарство ГЗК функціонує за технологією згущення хвостів та на помірній відстані є наявність групи техногенних пустот, таких як провальні зони шахт, непогашені підземні пустоти та кар'єрні пустоти пропонується їх ліквідацію здійснювати із використанням пастового закладання за технологічною схемою, наведеною на Рисунку 7.1 [310].

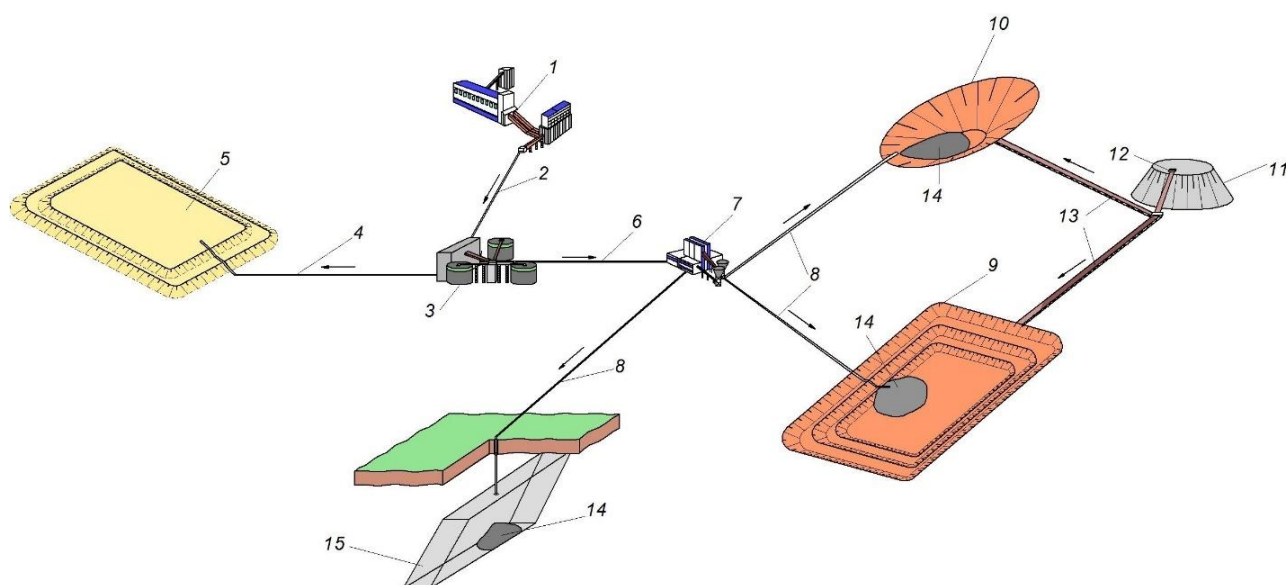


Рисунок 7.1 – Технологічна схема ліквідації техногенних пустот на основі пастового закладання при наявності комплексу згущення на гірничо-збагачувальному комбінаті: 1 – збагачувальна фабрика; 2 – трубопровід для подачі хвостової пульпи на комплекс згущення; 3 – комплекс згущення хвостів; 4 – трубопровід для подачі згущених хвостів до хвостосховища; 5 – хвостосховище; 6 – трубопровід для подачі згущених хвостів на закладний комплекс; 7 – мобільний закладний комплекс; 8 – закладний трубопровід до провальної зони, непогашених підземних пустот або кар'єрних пустот; 9 – вироблений простір кар'єру; 10 – провальна зона шахти; 11 – відвал пустих порід; 12 – пункт навантаження породи; 13 – транспортні лінії з доставки пустих порід; 14 – пастова закладна суміш; 15 – непогашені підземні пустоти

Принцип роботи технологічної схеми полягає в наступному. Хвостова пульпа зі збагачувальної фабрики 1 по трубопроводу 2 подається до комплексу згущення хвостів 3, де здійснюються технологічні операції їх згущення до

пастоподібного стану. Якщо запланована продуктивність закладного комплексу потребує меншого об'єму згущених хвостів, ніж виробляє комплекс згущення, то непродуктивна частина згущених хвостів направляється по трубопроводу 4 до хвостосховища 5, де здійснюється їх складування.

Пастоподібні хвости після процесів згущення по трубопроводу 6 пневматичним напірним насосом подаються до мобільного закладного комплексу 7, де здійснюється їх змішування з в'язучим матеріалом, що представлений комбінацією портландцементу з меленим доменним гранульованим шлаком або чистим портландцементом (за необхідності). Процеси поєднання компонентів здійснюються у змішувачі спірально-лопатевого типу, після чого готова пастова закладна суміш 14 транспортується прокладеною мережею закладних трубопроводів 8 пневматичним напірним способом до визначених типів техногенних пустот – провальних зон 10, непогашених підземних пустот 15 або вироблених просторів кар'єрів 9.

У особливому випадку, коли у визначеній групі техногенних пустот є кар'єрні пустоти 9 їх рекомендується заповнювати пастою закладною сумішшю 14 тільки у період з квітня по жовтень, що пояснюється негативним впливом кліматичних умов на твердіння й формування монолітного закладного масиву. У холодний період з листопада по березень кар'єрну пустоту рекомендовано заповнювати пустими відвальними породами 11, де споруджується навантажувальний пункт 12. Від відвалу до кар'єрних або провальних пустот породний закладний матеріал доставляється конвеєрним чи автомобільним транспортом 13. Пастове закладання непогашених підземних пустот може здійснюватися й у зимовий період, оскільки шахтні умови сприятливі для твердіння пастою суміші.

В Україні перший комплекс згущення хвостів впроваджено у КЗБ на АТ «Південний ГЗК» у 2020 році, також розроблено проєкт будівництва схожих комплексів на ПрАТ «Північний ГЗК» та ПрАТ «Полтавський ГЗК». Для умов Кривбасу взаємне розташування хвостосховищ з діючими та проєктними комплексами згущення і безпосередньо перспективних до закладання техногенних пустот, що об'єднанні у 3 групи, наведено на Рисунку 7.2. Аналіз показує, що комплекси згущення хвостів збагачення гірничо-збагачувальних комбінатів на даний час

розташовані на півдні та півночі м. Кривий Ріг, що є достатньо віддаленим від пріоритетних до закладання груп техногенних пустот 1, 2 і 3, які розташовані на західній околиці м. Кривий Ріг. Цей факт унеможлиблює на сьогодні застосування пастового закладання за схемою із використанням згущених хвостів (Рис. 7.1), коли пастова закладна суміш готується зі згущених хвостів збагачення.



Рисунок 7.2 – Взаємне розташування хвостосховищ та груп техногенних пустот, готових до закладання в умовах Кривбасу

У перспективі пастове закладання груп техногенних пустот 1, 2 і 3 можливо здійснити лиш при спорудження комплексу згущення хвостів в умовах ПрАТ «Центральний ГЗК», що, ймовірно, буде здійснено у найближчій перспективі за принципом комплексів згущення на ПрАТ «Північний ГЗК» та АТ «Південний ГЗК». Реалізація технології згущення хвостів на ПрАТ «Центральний ГЗК» у Кривбасі є

вельми перспективною для регіону і дозволить утилізувати значну частину хвостів збагачення у складі пастової закладної суміші при заповненні техногенних пустот груп 1, 2 і 3 та суттєво зменшити їх накопичення безпосередньо у хвостосховищі.

Проте, враховуючи відсутність комплексу згущення хвостів збагачення на ПрАТ «Центральний ГЗК», якій міг би бути використаний для ліквідації техногенних пустот груп 1, 2 і 3 у західній частині м. Кривий Ріг, виникає необхідність адаптації технології пастового закладання техногенних пустот відповідно до існуючої інфраструктури хвостового господарства підприємства, де застосовуються традиційні схеми транспортування рідких пульп у хвостосховища без попереднього згущення. За такої схеми хвости збагачення залізних руд наминаються у спеціальні карти хвостосховища, в яких з часом після поступового водовідведення та природного осідання твердих частинок формується щільний осадовий шар, а саме, твердий масив з дрібнодисперсних часток, що створює «пляжі» хвостосховища. Такий техногенний матеріал може бути придатним для подальшого вилучення, транспортування та використання як компонент пастової закладної суміші.

Наявність крупного хвостосховища ПрАТ «Центральний ГЗК» у західній частині м. Кривий Ріг спонукає розробити технологічну схему, за якої осушені хвости збагачення із пляжів хвостосховищ можуть бути використані у складі пастового закладання. Отже, у випадку, коли хвостове господарство гірничо-збагачувального комбінату працює за традиційною технологією наживу хвостів збагачення у карти хвостосховища, доцільно використати технологічну схему ліквідації техногенних пустот на основі пастового закладання, що наведена на Рисунку 7.3 [208, 310]. При зазначеному варіанті функціонування хвостового господарства зі збагачувальної фабрики 1 хвостова пульпа транспортується трубопроводом 2 у карти хвостосховища 3. У картах хвостосховища, де вже відбувся водовідвід і дрібнодисперсні хвости збагачення знаходяться у сухому або зволоженому стані, формується навантажувальний пункт 4. Із застосуванням навантажувально-розвантажувальної техніки виконується виймання твердої маси хвостів з карти й навантаження на похилий конвеєр для їх перепуску до рівня земної поверхні. Від похилого конвеєра споруджується горизонтальна конвеєрна естакада 5 для транспортування хвостів до мобільного закладного комплексу 6.

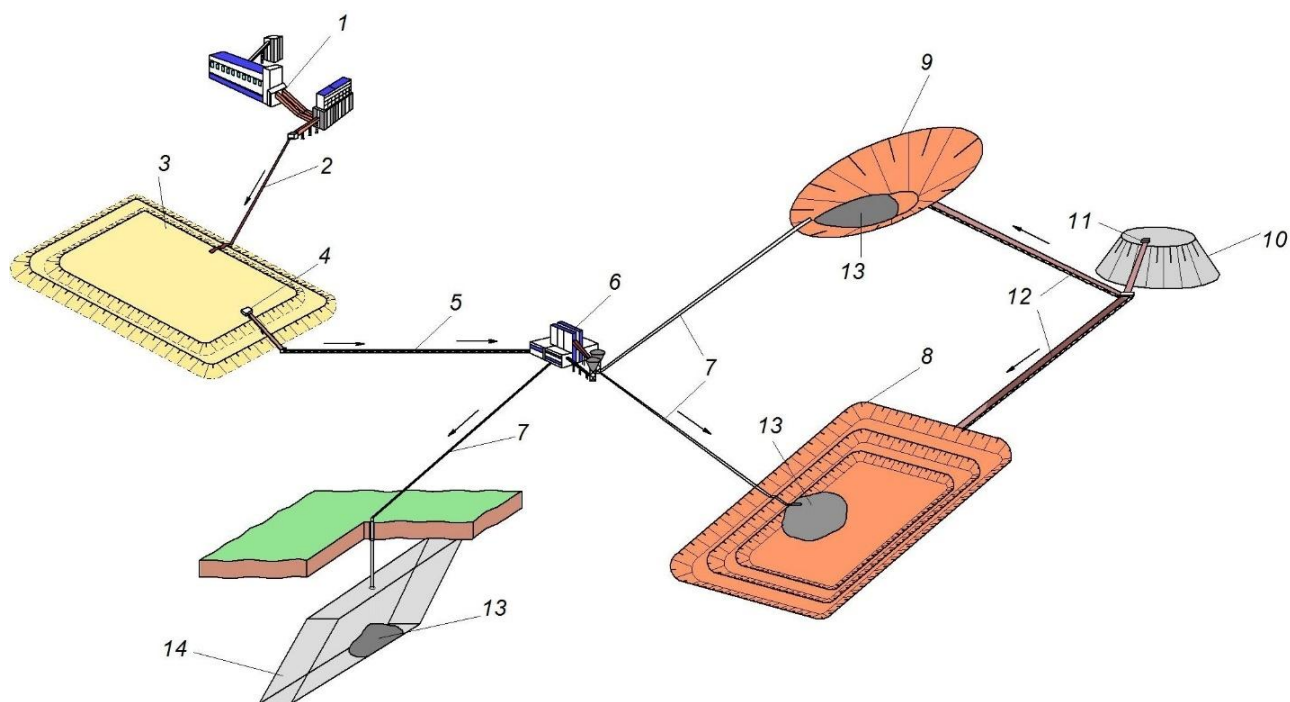


Рисунок 7.3 – Технологічна схема ліквідації техногенних пустот на основі пастового закладання без наявності комплексу згущення на гірничо-збагачувальному комбінаті: 1 – збагачувальна фабрика; 2 – трубопровід для подачі хвостової пульпи на хвостосховище; 3 – хвостосховище; 4 – пункт навантаження породи із сухих пляжів хвостосховища; 5 – конвеєрні лінії з хвостів збагачення до закладного комплексу; 6 – мобільний закладний комплекс; 7 – закладний трубопровід до провальної зони, непогашених підземних пустот або кар’єрних пустот; 8 – вироблений простір кар’єру; 9 – провальна зона шахти; 10 – відвал пустих порід; 11 – пункт навантаження породи; 12 – транспортні лінії з доставки пустих порід; 13 – пастова закладна суміш; 14 – непогашені підземні пустоти

У випадку розробки карти з сухими хвостами для попередження їх інтенсивного пиління у процесі навантаження та транспортування доцільно виконувати зрошення поверхні забору хвостів водою. На вході закладного комплексу 6 повинен бути встановлений датчик вологості для визначення рівня вологи у хвостах та регулювання необхідного об’єму додавання води згідно прийнятого компонентного складу пастової закладної суміші. Далі виконуються технологічні процеси закладних робіт, аналогічні технологічній схемі на Рисунку 7.1.

Перевагою схеми є поступовий відбір та утилізація хвостової маси з карт наживу й можливості їх повторного використання.

Отже, хвостосховище ПрАТ «Центральний ГЗК» являє собою джерело накопичення запасів дрібнодисперсних хвостів збагачення залізних руд, які можуть бути використанні у пастовій закладній суміші для ліквідації утворених груп техногенних пустот 1, 2 і 3 західної частини м. Кривий Ріг.

Враховуючи сьогоднішню невизначеність зі спорудженням комплексу згущення хвостів збагачення в умовах ПрАТ «Центральний ГЗК», ліквідацію утворених груп техногенних пустот 1, 2 і 3 доцільно здійснити саме за запропонованою технологічно схемою, що представлена на Рисунку 7.2. Згідно зазначеної схеми, ліквідація техногенних пустот груп 1, 2 і 3 на основі пастового закладання, що представлені провальними зонами шахт, непогашеними підземними пустотами від розробки сліпих рудних покладів та вироблених просторів закритих кар'єрів, потребує обґрунтування комплексу технологічних параметрів, які визначаються далі на основі встановлених нових закономірностей варіативності властивостей пастових закладних сумішей та монолітного масиву за результатами лабораторних випробувань, а також аналітичних і чисельних досліджень впливу закладного масиву на геомеханічні процеси у масиві гірських порід, що містить техногенні пустоти.

7.2. Обґрунтування технологічних параметрів ліквідації

техногенних пустот на основі комбінованого закладання

Концепція комплексної ліквідації техногенних пустот полягає у поєднанні провальних зон, підземних непогашених пустот старих шахт і кар'єрних виїмок західної частини Кривбасу в єдину закладну систему з централізованим приготуванням і транспортуванням пастової закладної суміші. Основою концепції є використання осушених карт хвостосховища як сировинної бази, мобільного модульного закладного комплексу та розгалуженої мережі магістральних і розподільчих трубопроводів, що забезпечують поетапне та адресне заповнення різних типів пустот. При цьому передбачено диференційований підхід до закладання: провальні зони заповнюються пастовою або пастово-породною закладною сумішшю,

підземні непогашені пустоти виключно пастовою сумішшю, а кар'єрні пустоти – комбінованою шаруватою структурою з чергуванням пастових і породних шарів. Організація робіт базується на сезонному принципі, що дозволяє забезпечити безперервність ліквідації різних видів техногенних пустот протягом року, підвищити темпи рекультивації й відновити промисловий потенціал порушених територій.

Проведення широкого спектру аналітичних, експериментальних та чисельних досліджень дозволяє сформулювати методологію визначення технологічних параметрів ліквідації провальних зон шахт, непогашених підземних пустот від розробки відокремлених і сліпих рудних покладів та кар'єрних пустот. Методологічний алгоритм визначення технологічних параметрів ліквідації пустот формується у наступній послідовності.

1. Визначення необхідної міцності закладного масиву, сформованого на основі пастової закладної суміші.

1.1. Провальні зони шахт. Для визначення необхідної міцності закладного масиву у просторі провальної зони першочергове значення має утворений кут відкосу висячого боку, оскільки він обумовлює кінематику взаємодії «масив – закладання» та потенційну здатність до реалізації розпірного ефекту. Не менш важливим критерієм є стратегічна мета заходу, яка диктується наявністю охоронюваних об'єктів у зоні впливу. Так, якщо для загальної рекультивації та гідроізоляції достатньо забезпечення власної стійкості закладного масиву, то для силового блокування деформацій земної поверхні необхідним є застосування більш жорстких закладних сумішей, здатних сприймати та перерозподіляти навантаження від висячого боку. Розроблено узагальнену систему класифікаційних критеріїв, що дозволяє, з урахуванням кута відкосу, обрати раціональний напрям рекультивації, тип закладного матеріалу та оцінити очікуваний ефект блокування (Табл. 7.2).

Міцність пастового закладання на одновісний стиск визначається через визначену лабораторним шляхом залежність взаємозв'язку міцності та модуля деформації:

$$\sigma_{cm} = \frac{E - 5,165}{244,83}, \text{ МПа.} \quad (7.1)$$

Таблиця 7.2 – Система класифікаційних критеріїв доцільності та ефективності пастового закладання провальних зон

Найменування	Діапазон кута відкосу висячого боку провалу θ , град			
	> 35	36 – 50	51 – 65	> 65
Рекомендований напрям	Рекультивация, гідроізоляція	Рекультивация, гідроізоляція часткове блокування деформацій	Рекультивация, гідроізоляція часткове блокування деформацій	Рекультивация, гідроізоляція максимальне блокування деформацій
Тип закладного масиву				
Пастове закладання	Допустиме	Допустиме	Ефективне	Ефективне та вельми ефективне з введенням дроблених порід у суміш
Модуль деформації, МПа	≤ 400	400 – 700	700 – 1000	1000 – 1400
Ефект блокування деформацій, %	0 – 2	5 – 10	15 – 25	25 – 35
Засипання породами	Шкідлива	Помірно шкідлива	Допустима	Допустима

1.2. Підземні непогашені пустоти. Геофізичною розвідкою та маркшейдерською службою у надрах Кривбасу виявлено наявність підземної непогашеної пустоти з комплексом фактичних параметрів: глибина залягання пустоти (H), м; довжина простору пустоти за падінням (L_{nad}), м; довжина простору пустоти за простяганням (L_{np}), м; кут падіння рудного покладу (α), град. Для врахування просторової конфігурації підземної пустоти визначається її еквівалентний проліт:

$$L_{екв} = \frac{L_{np} \cdot L_{nad}}{\sqrt{L_{np}^2 + L_{nad}^2}}, \text{ м.} \quad (7.2)$$

Пустота вважається такою, що перебуває у приграничному стані та існує технологічне вікно для превентивного пастового закладання, якщо виконуються дві умови. Перша – визначає потенційне входження пустоти у приграничний стан за падінням на основі двовимірної постановки, а її виконання означає, що стійкість масиву за падінням є умовною, однак просторовий стабілізуючий вплив торцевого защемлення може ще зберігатися.

Умова є необхідною, але недостатньою для ідентифікації просторового приграничного стану:

$$k \cdot L_{nad \min} < L_{екв} < L_{nad \max} \cdot \quad (7.3)$$

Для підвищення точності та надійності прогнозу приграничного стану масиву навколо пустот доцільно до верхньої межі, коли масив від стійкого входить у приграничний стан, ввести коефіцієнт запасу $k = 0,8$. Величини $L_{кр. \text{ над } \min}$ та $L_{кр. \text{ над } \max}$ визначаються з емпіричних виразів.

Необхідна міцність пастового закладання на стиск розраховується:

$$\sigma_{cm} = (0,71 - 0,0032 \cdot \alpha) \cdot e^{(2,62 - 0,02 \cdot \alpha) \cdot H/L}, \text{ МПа}, \quad (7.4)$$

де α – кут падіння рудного покладу та порід, град;

H – глибина розташування покрівлі підземної непогашеної пустоти, м;

L – фактичний розмір пустоти за падінням, м.

1.3. Кар'єрні пустоти. Необхідні міцнісні та деформаційні властивості пастового закладання у кар'єрному просторі залежать від сценарію подальшого використання відновленої земної поверхні при формуванні комбінованого закладного масиву з чергуванням пастових і породних шарів. За різних сценаріїв навантаження (власної ваги масиву, поверхневої інфраструктури, розміщення підземних сховищ) у його структурі формуються відмінні за величиною та характером максимальні осідання поверхні, зокрема у центральній частині кар'єру. Оскільки породний закладний масив характеризується обмежено керованими деформаційними властивостями, тоді як пастове закладання є керованим елементом системи, то саме зміна її міцнісних та деформаційних характеристик дозволяє цілеспрямовано регулювати напружено-деформований стан комбінованого масиву та приймати обґрунтовані рішення щодо забезпечення допустимого рівня осідань для заданого сценарію використання території. Необхідні деформаційні властивості пастового закладання систематизовано залежно від сценарію навантаження, максимальних осідань та геомеханічного стану масиву (Табл. 7.3). Міцність пастового закладання на одновісний стиск у складі комбінованої структури закладного масиву кар'єрної пустоти визначається аналогічно підходу для провальних зон через визначену лабораторним шляхом залежність взаємозв'язку міцності та модуля деформації.

Таблиця 7.3 – Деформаційні властивості та стан пастового закладного масиву за різних сценаріїв навантаження

Сценарій навантаження	Діапазон модуля деформації, МПа	Максимальні осідання поверхні, м	Оцінка геомеханічного стану	Відповідність масиву умовам сценарію
Гравітація	200 – 600	0,12 – 0,14	Стійкий	Допустимо
	800 – 1000	0,12	Стійкий	Надлишково
Гравітація + навантаження	200 – 400	0,24 – 0,29	Напружений	Недостатньо
	600 – 1000	0,20 – 0,22	Стійкий	Допустимо
Гравітація + підземні сховища	200 – 400	0,18 – 0,21	Приграничний	Мінімально допустимо
	600 – 1000	0,15 – 0,16	Стійкий	Рекомендовано
Гравітація + підземні сховища + навантаження	200 – 600	0,36 – 0,54	Нестійкий	Недопустимо
	800 – 1000	0,27 – 0,32	Стійкий	Допустимо

$$\sigma_{cm} = \frac{E - 5,165}{244,83}, \text{ МПа.} \quad (7.5)$$

2. Підбір компонентного складу пастової закладної суміші за умовою забезпечення заданої міцності.

Експериментальними дослідженнями доведено, що найбільш оптимальним вмістом загальної твердої частини у складі пастової суміші є величина 75% (в'язучий матеріал + хвости збагачення), а вміст в'язучого (від загального твердого) у діапазоні 3 – 9% на пастоподібний стан суміші впливає меншою мірою.

Методика підбору рецептури суміші для конкретного виду техногенної порожнини передбачає спочатку орієнтацію на наукові залежності при вмісті твердої частини 75% і встановлення необхідної міцності на стиск у віці 28 днів при різних дозуваннях в'язучого матеріалу. Обов'язково розглядається можливість заміни цементу доменним гранульованим шлаком.

Першочергово здійснюється коригування необхідної міцності закладання залежно від типу порожнини – відкрита або закрита (підземна). Оскільки умови твердіння у відкритих та підземних порожнинах відрізняються, необхідно привести задану міцність до розрахункової лабораторної величини. При заповненні відкритих порожнин (кар'єри, провальні воронки) розрахункова міцність дорівнює необхідній:

$$\sigma_p = R_n. \quad (7.6)$$

При заповненні підземних пустот використовується калібрувальна залежність, виразивши σ_{vid} , яка є базовою, через необхідну підземну міцність σ_{nid} :

$$\sigma_p = \frac{R_n + 0,1675}{1,234}, \quad (7.7)$$

де R_n – необхідна міцність масиву у підземних умовах, МПа.

Розрахунок дозування цементу $D_{цем}$ здійснюється з використанням емпіричної залежності міцності закладання від чистого цементу:

$$\sigma_p = 0,0311 \cdot D^2 + 0,248 \cdot D - 0,041. \quad (7.8)$$

$$D_{цем} = \frac{-0,248 + \sqrt{0,248^2 - 4 \cdot 0,0311 \cdot (-0,041 - \sigma_p)}}{2 \cdot 0,0311}, \%. \quad (7.9)$$

Далі перевіряється можливість здешевлення суміші шляхом заміни частини портландцементу меленим гранульованим шлаком при збереженні загальної кількості в'язучого ($D_{заг} = D_{цем}$). Для цього використовується емпірична формула з коефіцієнтом ослаблення міцності при введенні частини шлаку:

$$\sigma_{сум} = (0,0311 \cdot D_{заг}^2 + 0,25 \cdot D_{заг}) \cdot K_{шл}, \text{ МПа}, \quad (7.10)$$

де $K_{шл}$ – коефіцієнт впливу шлаку залежить від відсотка заміни n , %:

$$K_{шл} = 1 - 0,005 \cdot n - 0,000025 \cdot n^2. \quad (7.11)$$

Для перевірки можливості заміни слід задавати крок вибору n (наприклад, 10, 20...50%) та перевіряти умову:

$$\sigma_{сум} \geq \sigma_p. \quad (7.12)$$

Якщо умова виконується, заміна допустима, фіксується рецептура, а саме, вміст твердого, дозування в'язучого, тип в'язучого та кількість води. У випадку, коли умова не виконується, слід знизити n або залишити чистий цемент.

Наступним кроком є попередня перевірка пастової суміші щодо транспортних властивостей, ґрунтуючись на величину осадки конусу, яка є прийнятною у діапазоні 7 – 9 см.

Для пастової закладної суміші з чистим цементом:

$$\Delta h = 8,99 - 0,17 \cdot D_{\text{цемент}}, \text{ см.} \quad (7.13)$$

Для пастової закладної суміші з цементом та заміною шлаку:

$$\Delta h = (8,99 - 0,17 \cdot D_{\text{заг}}) \cdot e^{0,0018 \cdot n}, \quad (7.14)$$

де $D_{\text{заг}}$ – загальний відсоток в'язучого матеріалу, %;

n – відсоток заміни цементу шлаком, %.

Якщо $7 \leq \Delta h \leq 9$ – рецептура суміші може бути прийнята технологією; $\Delta h > 9$ – суміш занадто рідка, можливе її розшарування, рекомендується підвищення загальної твердої частини; $\Delta h < 7$ – суміш занадто густа, існує ризик закупорювання трубопроводу, рекомендується зменшення загальної твердої частини.

У випадку, якщо технологією ліквідації техногенних пустот розглядаються нові альтернативні компоненти рецептури та корегується вміст твердої частини, то для приготування пастової закладної суміші міцнісні властивості у пізньому віці 56 днів можуть бути спрогнозовані шляхом вимірювань величини електропровідності суміші кондуктоміром у лабораторних умовах. Емпірична залежність міцності пастового закладання, що враховує пікове значення електропровідності E суміші та час настання цього пікового значення t , має вигляд:

$$\sigma = 0,375E + \frac{436,9}{t^{1,04}} - 0,118, \text{ МПа.} \quad (7.15)$$

3. Обґрунтування продуктивності закладного комплексу.

Найважливішим параметром закладних робіт є продуктивність закладного комплексу ($\text{м}^3/\text{год}$). У рамках пропонованої концепції його продуктивність обирається, не виходячи із заздалегідь запланованого річного обсягу (як наприклад для очисних камер у шахті), а на основі можливості забезпечення максимальної інтенсифікації процесу заповнення. Інтенсифікація досягається за рахунок оптимального співвідношення продуктивності ключових елементів комплексу – змішувача, напірного насоса та логістичної системи подачі закладних матеріалів. Продуктивність закладного комплексу у дослідженні прийнято $A = 250 \text{ м}^3/\text{год}$ з урахуванням сучасних технічних можливостей основного технологічного обладнання (змішувач, поршневий насос) та реальності забезпечення обсягів закладними матеріалами для виготовлення пастової закладної суміші.

Отже, річна продуктивність мобільного закладного комплексу з приготування пастової закладної суміші складе:

$$V = A \cdot T \cdot k, \text{ м}^3, \quad (7.16)$$

де V – загальний об'єм виробленої пастової закладної суміші за півроку, м^3 ;
 A – продуктивність закладного комплексу, $\text{м}^3/\text{год}$ ($A = 250 \text{ м}^3/\text{год}$);
 T – загальна кількість годин роботи комплексу за півроку, год;
 k – коефіцієнт впливу погодних умов ($k = 0,8$, враховуючи, що роботи у відкритих техногенних пустотах не проводяться у дощові дні).

$$T = N \cdot t, \text{ год}, \quad (7.17)$$

де N – кількість робочих днів ($N = 180$ днів);
 t – кількість робочих годин на добу ($t = 20$ годин).

Таким чином, при $T = 3600$ год річна продуктивність мобільного закладного комплексу складе $V = 720000 \text{ м}^3$.

4. Розрахунок матеріального балансу та компонентного складу пастової закладної суміші.

Основою для розрахунку технологічних параметрів роботи закладного комплексу є рецептура пастової суміші, обґрунтована у процесі лабораторних досліджень. Перехід від лабораторних пропорцій до промислових обсягів базується на дотриманні матеріального балансу компонентів. Базовим реологічним параметром є масова концентрація твердої фази $C_{тв}$, яка визначає в'язкопластичні властивості суміші. Згідно із загальноприйнятою методикою у світі, концентрація розраховується як відношення маси твердих частинок до загальної маси суміші:

$$C_{тв} = \frac{M_{тв}}{M_{тв} + M_{вод}}, \%, \quad (7.18)$$

де $M_{тв}$ – сумарна маса твердих частинок (хвости збагачення + в'язуче), кг;
 $M_{вод}$ – маса води замішування, кг.

Згідно лабораторних досліджень встановлено, що оптимальний пастоподібний стан закладної суміші забезпечується при вмісті твердого 75%. Вміст в'язучого матеріалу у складі твердого характеризується істинним масовим вмістом $C_{вяж}$, що визначається через технологічне дозування відносно сухої маси хвостів $B_{вяж}$:

$$C_{вяж} = C_{тв} \cdot \frac{B_{вяж}}{(100 + B_{вяж})}, \%, \quad (7.19)$$

де $C_{вяж}$ – істинний масовий вміст в'язучого у готовій пастовій суміші, %;

$B_{вяж}$ – величина дозування в'язучого матеріалу до маси сухого заповнювача (хвостів збагачення), %.

Теоретична густина пастової суміші (кг/м³) як насиченої дисперсної системи або загальна маса компонентів на 1 м³ суміші розраховується за формулою:

$$\rho_{сум} = \frac{100}{\frac{C_{тв}}{\rho_{тв}} + \frac{100 - C_{тв}}{\rho_{вод}}}, \text{ кг/м}^3, \quad (7.20)$$

де $\rho_{тв}, \rho_{вод}$ – усереднена щільність твердої фази та безпосередньо води, кг/м³.

Загальні витрати компонентів закладної суміші у закладному комплексі визначаються за формулою:

$$Q_{заг} = A_{закл} \cdot \frac{\rho_{сум}}{1000}, \text{ т/год}, \quad (7.21)$$

де $A_{закл}$ – прийнята продуктивність закладного комплексу, м³/год.

Масова витрата в'язучого матеріалу визначається:

$$Q_{вяж} = Q_{заг} \cdot \frac{C_{вяж}}{100}, \text{ т/год}. \quad (7.22)$$

Масова витрата хвостів збагачення розраховується:

$$Q_{хв} = Q_{заг} \cdot \frac{C_{тв} - C_{вяж}}{100}, \text{ т/год}. \quad (7.23)$$

Масова витрата води на замішування:

$$Q_{вод} = Q_{заг} \cdot \left(1 - \frac{C_{тв}}{100}\right), \text{ т/год}. \quad (7.24)$$

Для забезпечення стабільного перекачування суміші на значні відстані (понад 5000 – 6000 м) або при виникненні ризику перевищення робочого тиску в напірному насосі передбачено модифікацію складу пастової суміші шляхом заміщення частини хвостів збагачення (1 – 1,5% по вазі) пластифікуючою добавкою, а саме кар'єрним суглинком. У такому випадку масова витрата суглинку в суміші буде визначена за формулою:

$$Q_{\text{сугл}} = Q_{\text{хв}} \cdot \frac{B_{\text{сугл}}}{100}, \text{ т/год}, \quad (7.25)$$

де $B_{\text{сугл}}$ – частка заміщення хвостів кар’єрним суглинком, %.

Скорегована витрата хвостів збагачення при заміні їх частини суглинком визначається наступним чином:

$$Q_{\text{хв}}^{\text{скор}} = Q_{\text{хв}} - Q_{\text{сугл}}, \text{ т/год}. \quad (7.26)$$

У разі ліквідації провальних зон шахт із крутими відкосами та необхідності максимального блокування деформацій земної поверхні застосовують пастову закладну суміш із підвищеними міцнісними й деформаційними властивостями. Для цього до її складу вводять дроблені відвальні скельні породи фракції 0...15 мм, якими замінюють 10 – 15% сухої маси хвостів збагачення, одночасно підвищуючи загальний вміст твердої фази у кінцевій суміші до 79%. Компонентний склад визначають методом зворотного матеріального балансу за заданими характеристиками кінцевої пастопородної суміші. У закладному комплексі готують базову пастову основу без крупного заповнювача зі скоригованими витратами хвостів і води та зі збереженням проєктного вмісту в’язучого і водов’язучого співвідношення, після чого розрахункову кількість дробленої породи вводять у дробильно-змішувальному вузлі поблизу провальної зони. Така двостадійна схема скорочує відстань транспортування суміші, що містить абразивний крупнофракційний матеріал.

Таким чином, розроблена методика розрахунку матеріального балансу компонентів дозволяє узгодити роботу всіх ланок технологічного двостадійного ланцюга у процесі приготування складної пастової суміші з додаванням дроблених порід. У закладному комплексі готується базова пастова суміш без порід з меншою продуктивністю $A_{\text{паст}}^{\text{баз}}$, а після додавання дроблених порід у пастову суміш на стадії ДЗВ продуктивність зростає та досягає проєктного значення 250 м³/год, і з цією швидкістю заповнюється простір провальної зони.

5. Технологічні особливості відбору хвостів збагачення для приготування пастових закладних сумішей.

Згідно запропонованої технологічної схеми реалізації технології комбінованого закладного масиву, дрібнодисперсні хвости зі хвостосховища рекомендується відбирати за допомогою гідравлічних екскаваторів, застосування яких є найбільш ефективним при селективній розробці складноструктурних вибоїв. Можливість вибирати траєкторію руху ковша, яка відповідає структурі вибою, дозволяє здійснювати чітку екскавацію по контакту пуста порода – хвости. При селективному вийманні рекомендується використовувати зворотні лопати в комплексі з автосамоскидами. Схеми виймання при цьому різні й обираються залежно від структури вибою. Рекомендується технологічна схема відпрацювання хвостосховища, що наведена на Рисунку 7.4. До робочих параметрів екскаваторів Volvo відносяться: радіус черпання (R_u), висота черпання (H_u), радіус розвантаження (R_p), висота розвантаження (H_p), радіус обертання кузова (R_k) і висота екскаватора (H_e). Хвости завантажують у автосамоскиди. Один екскаватор здатний забезпечити екскавацію необхідного об'єму хвостів. Транспортні зв'язки будуть здійснюватися за наступними напрямками: перевезення хвостів до бункеру-приймача у межах хвостосховища; транспортування хвостів до мобільного закладного комплексу Транспортування хвостів до бункеру-приймача здійснюється автосамоскидами. Для навантаження хвостів на конвеєрну стрічку використовується бункер-перевантажувач ДКМ-54.

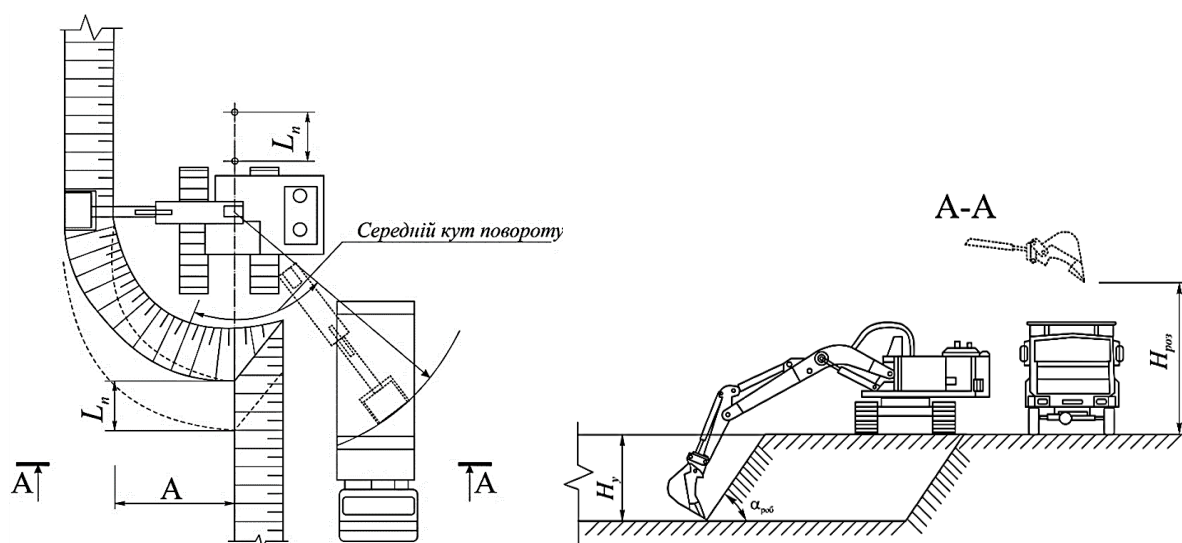


Рисунок 7.4 – Схема роботи екскаватора зі зворотною лопатою при торцевій заходці у процесі відбору хвостів збагачення як основного компоненту суміші

Основні технологічні параметри екскаватора-навантажувача, автосамоскида та бульдозера розраховуються за загальноприйнятими методиками, що використовуються при відкритій розробці родовищ. Транспортування хвостів від хвостосховища до закладного комплексу виконується за допомогою конвеєра. Оскільки хвости представляють собою дрібну фракцію, то для зменшення пилоутворення необхідно використовувати конвеєр закритого типу КЛ.

6. Визначення параметрів транспортування пастової закладної суміші.

Після приготування пастової закладної суміші здійснюється її переміщення від змішувача закладного комплексу трубопровідним транспортом до визначеної техногенної пустоти напірним способом. Враховуючи реологічні особливості досліджуваних пастових закладних сумішей, що є неньютонівською рідиною з межею текучості до 20 – 30 Па, ймовірна схильність до часткової сегрегації та водовідділення, тому вибір швидкості транспортування є критичним параметром надійності трубопровідної системи.

Прийнята робоча швидкість пастової суміші повинна відповідати умові:

$$V_{\min} < V_{\text{роб}} < V_{\max} \quad (7.27)$$

Нижня межа швидкості $V_{\min}$ обумовлена необхідністю запобігання розшарування суміші та сегрегації часток інертного заповнювача із забезпеченням стійкого спільного руху рідини і твердих часток. Зазвичай, у практиці застосування пастових сумішей не рекомендується $V_{\min} < 1,0$ м/с. Верхня межа швидкості $V_{\max}$ обумовлена необхідністю збереження енергоефективного режиму течії, адже структуровані суміші доцільно транспортувати у ламінарному режимі, при якому втрати напору мінімальні за рахунок утворення пристінного шару ковзання.

Критична швидкість руху $V_{\max}$ визначається:

$$V_{\max} = 25 \cdot \sqrt{\frac{\tau_0}{\rho}}. \quad (7.28)$$

Діаметр закладного трубопроводу визначається, виходячи з продуктивності закладного комплексу Q та критичної швидкості суміші V :

$$d = \sqrt{\frac{4Q}{\pi V}}, \text{ м.} \quad (7.29)$$

Швидкість зсуву суміші на стінці закладного трубопроводу визначається за формулою Рабиновича-Муні:

$$\gamma = \frac{8V}{d} \cdot \left(\frac{3n+1}{4n} \right), \text{ с}^{-1}. \quad (7.30)$$

Розраховується ефективна апаратна в'язкість пастової суміші:

$$\mu_{\text{еф}} = \frac{\tau}{\gamma} = \frac{\tau_0}{\gamma} + K \cdot \gamma^{n-1}, \text{ Па} \cdot \text{с}, \quad (7.31)$$

де τ – напруження зсуву, Па; τ_0 – межа текучості, Па;

K – коефіцієнт консистенції; n – індекс течії.

Параметри τ , τ_0 , K , n визначаються згідно рівняння реологічної моделі Хершеля-Баклі прийнятої рецептури пастової закладної суміші (Розділ 5).

Для визначення режиму течії пастової закладної суміші, а саме, ламінарний чи турбулентний, визначається безрозмірне число Рейнольдса:

$$\text{Re} = \frac{\rho \cdot V \cdot d}{\mu_{\text{еф}}}, \quad (7.32)$$

де ρ – щільність пастової закладної суміші, кг/м³.

Якщо $\text{Re} < 2100$ – режим є ламінарним, $\text{Re} > 4000$. Пастові закладні суміші, зазвичай, мають ламінарний режим течії.

Для подальшого розрахунку загальних втрат напору (гідравлічний опір) у трубопроводі необхідно визначити коефіцієнт гідравлічного тертя λ :

$$\lambda = \frac{64}{\text{Re}}. \quad (7.33)$$

Повні витрати тиску у трубопроводі розраховуються:

$$P_{\text{заг}} = P_{\text{тер}} + P_{\text{гр}} + P_{\text{лок}}, \text{ Па}, \quad (7.34)$$

де $P_{\text{тер}}$ – формула втрат тиску на тертя, м;

$P_{\text{гр}}$ – втрати або збереження тиску через гравітацію, м;

$P_{\text{лок}}$ – локальні втрати, м.

Втрати тиску на тертя (основні гідравлічні втрати) визначаються:

$$P_{\text{тер}} = \frac{\lambda \cdot L \cdot \rho \cdot V^2}{2d}, \text{ Па}, \quad (7.35)$$

де L – довжина транспортування, м.

Втрати або збереження тиску через гравітацію розраховуються:

$$P_{zp} = \rho \cdot g \cdot \Delta h, \text{ Па}, \quad (7.36)$$

де Δh – різниця висот між входом закладної суміші у трубопровід та її виходом при подачі у простір техногенної пустоти, м. Буде додатна, якщо підйом труби вгору, або від’ємна – якщо похил донизу.

Локальні втрати у трубопроводі наближено можуть бути визначені:

$$P_{лок} = 0,05 \div 0,15 H_{тер}, \text{ Па}. \quad (7.37)$$

Тиск, який повинен створити поршневий насос для подачі суміші:

$$P_n = P_{заг}, \text{ Па}. \quad (7.38)$$

Максимальна довжина транспортування пастової закладної суміші до визначеної техногенної пустоти визначається за виразом:

$$L_{макс} = \frac{2 \cdot P_{макс} \cdot d}{\lambda \cdot \rho \cdot V^2}, \text{ м}. \quad (7.39)$$

Розрахунок необхідної потужності поршневого насосу:

$$N_{нас} = \frac{P_{заг} \cdot Q}{\eta_n}, \text{ кВт}, \quad (7.40)$$

де Q – об’ємна витрата суміші, $Q = 0,07 \text{ м}^3/\text{с}$;

η_n – ККД насоса, $\eta_n = 0,85$.

Енергозатрати на перекачування 1 м^3 пастової закладної суміші від мобільного закладного комплексу до кар’єру складуть:

$$E = \frac{N_{нас}}{Q}, \text{ кВт} \cdot \text{год}/\text{м}^3. \quad (7.41)$$

У випадку, якщо розрахунковий тиск перевищує номінальні характеристики обраного насосного агрегату або обмежує необхідну дальність транспортування, рекомендується вжити заходів зі зниження гідравлічного опору магістралі. Ефективним методом є оптимізація складу суміші шляхом введення $1,0 - 1,5\%$ суглинку (замість еквівалентної маси хвостів збагачення). Суглинок виконує функцію природного пластифікатора, що дозволяє покращити реологічні характеристики суміші на $20 - 30\%$ (знизити напруження зсуву) та суттєво зменшити втрати тиску на тертя без втрати міцності закладного масиву.

7. Визначення параметрів формування закладного масиву у пустотах.

7.1. *Провальні зони шахт.* Технологія ліквідації глибокої провальної зони шахти передбачає послідовне формування закладної масиву, де основний об'єм простору заповнюється пастоподібною закладною сумішшю, а приповерхневий шар зони недозакладання – відвальними скельними породами (Рис. 7.5). Процес розпочинається з пошарового наміву пастової суміші потужністю шару 0,5 – 2 м через систему випускних патрубків, розташованих уздовж висячого боку провалу з визначеним кроком, що забезпечує змикання конусів розтікання та рівномірне підняття рівня дзеркала заливки пастової суміші. Для забезпечення рівномірного підняття дзеркала заливки і формування стабільного масиву за простяганням провалу, подача суміші здійснюється циклічно: після наміву розрахункової порції шару з одного патрубку (відводу), засувка перекривається, і подача переноситься на наступний випускний патрубок. Таке послідовне чергування точок випуску забезпечує змикання конусів розтікання та запобігає утворенню неконтрольованих ухилів. Внаслідок природного ухилу пастової суміші під кутом $2 - 5^\circ$, на завершальній стадії біля лежачого боку стінки провалу неминуче формується клиноподібна зона недозакладання, глибина якої прямо залежить від ширини провалу по поверхні та кута розтікання пасти.

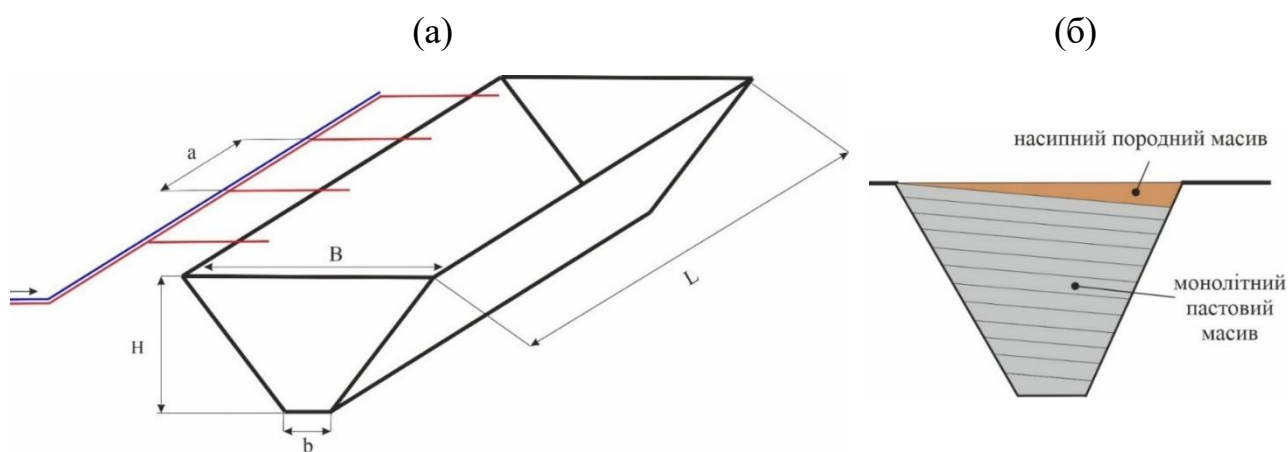


Рисунок 7.5 – Технологічні схеми формування закладного масиву у просторі глибокої провальної зони: (а) вид аксонометрії за простяганням; (б) вид вхрест простягання

Для досягнення проєктних відміток земної поверхні та стабілізації масиву недозакладений простір заповнюється пустою породою з наступним плануванням бульдозерною технікою, що дозволяє компенсувати реологічний нахил пасти та створити основу для подальшої рекультивації.

Об'єм простору провальної зони визначається за результатами маркшейдерських вимірювань, ГС-інструментаріями або прогнозно, за аналітичним виразом:

$$V_{np} = L_{np} \cdot \left(\frac{B_{\text{в}} + B_{\text{н}}}{2} \right) \cdot H_{np}, \text{ м}^3, \quad (7.42)$$

де L_{np} – довжина провалу за простяганням, м;

$B_{\text{в}}$ – ширина провалу по поверхні, м; $B_{\text{н}}$ – ширина провалу по дну, м;

H_{np} – максимальна глибина провальної зони, м.

Рациональний шаг розташування трубопроводів a для рівномірного заповнення провалу пастовою сумішшю за всією його довжиною визначається:

$$a = 2 \cdot R_p \cdot K_n, \text{ м} \quad (7.43)$$

де R_p – радіус розтікання порції пасти при встановленій висоті шару, м;

K_n – коефіцієнт перекриття, що визначає ступінь взаємного накладання підошви сусідніх конусів розтікання пасти для вирівнювання поверхні масиву та усунення незаповнених зон між точками випуску, $K_n = 0,7 - 0,8$.

Радіус розтікання порції суміші, тобто відстань від вертикальної проєкції точки виливу до краю сформованого конуса, може бути визначений:

$$R_p = \frac{h_{\text{ш}}}{\tan(\alpha)}, \text{ м}. \quad (7.44)$$

де $h_{\text{ш}}$ – оптимальна висота закладного шару за умов необхідності підтримання безпечного тиску на борти провалу, забезпечення швидкого затвердіння суміші та досягненням розрахункового радіуса розтікання для рівномірного змикання утворених конусів щзсуміші, $h_{\text{ш}} = 0,5 - 2,0$ м;

α – кут розтікання пастової суміші, що визначається її реологією, $\alpha = 2 - 5^\circ$.

Оскільки закладання пастової суміші слід здійснювати пошарово, висотою 1 м, об'єм порції для одного заповнення розраховується таким чином, аби шар покрив всю ширину провалу. Відповідно, об'єм разової порції пасти визначимо:

$$V_{\text{порц}} = a \cdot B_{\text{ср}} \cdot h_{\text{ш}} \cdot K_{n,p}, \text{ м}^3, \quad (7.45)$$

де B_{cp} – середня ширина провалу на поточному рівні заповнення, м;

$K_{n,p}$ – коефіцієнт, що враховує похиле розтікання, $K_{n,p} = 1,15$.

У міру заповнення провалу ширина B_{cp} буде збільшуватися (відповідно форми трапеції), тому об'єм порції $V_{порц}$ повинен поступово збільшуватися з кожним наступним укладеним закладним шаром.

В силу того, що подача пастової суміші здійснюється з однієї сторони, у протилежного борта утворюється трикутник недозакладання, тому необхідно розрахувати об'єм породи для кінцевого засипання простору недозакладання:

$$V_{пор} = L_{np} \cdot \left(\frac{1}{2} \cdot B_{\theta} \cdot \Delta h \right), \text{ м}^3, \quad (7.46)$$

де Δh – висота недозакладання біля лежачого боку провалу, м:

$$\Delta h = B_{\theta} \cdot \tan \alpha, \text{ м}^3. \quad (7.47)$$

Запропонована методика дозволяє розрахувати оптимальні параметри формування закладного масиву для досягнення максимального ступеня заповнення провальної зони. Послідовна реалізація пастового закладання та кінцевого породного засипання блокує деформації у масиві порід висячого боку, зупиняє розширення провальної зони та покращує екологічну безпеку.

7.2. Підземні непогашені пустоти. Технологію пастового закладання непогашених підземних пустот, що виявлені у приграничному стані, пропонується здійснювати за схемою на Рисунку 7.6, яка передбачає буріння закладної свердловини до покрівлі підземної пустоти, монтаж трубопровідного ставу та його з'єднання з горизонтальним магістральним трубопроводом, прокладеним на поверхні від мобільного закладного комплексу до пустот, що підлягають закладанню.

Вибір допустимого та безпечного кута нахилу закладної свердловини рекомендується приймати, виходячи з нерівності:

$$\theta_{ce} \leq \Psi - \Delta, \text{ град}, \quad (7.48)$$

де Ψ – кут межі зони небезпечних деформацій, що розвивається від підземної пустоти у приграничному стані до земної поверхні, град;

Δ – запобіжна поправка на кут, $\Delta = 2 - 3^\circ$.

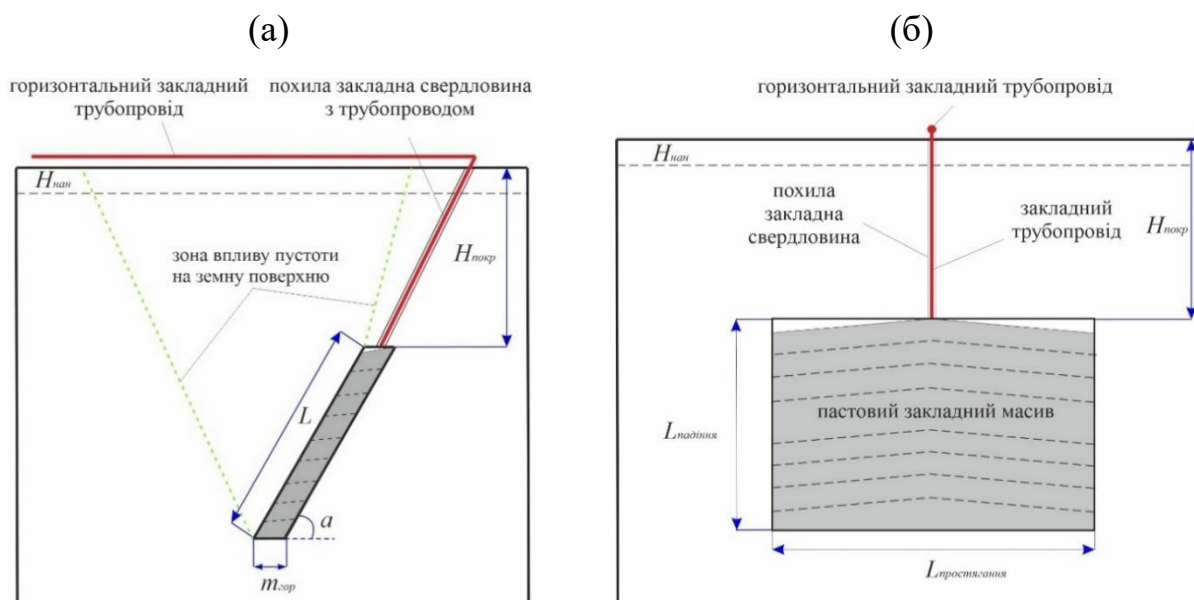


Рисунок 7.6 – Технологічна схема закладання підземної пустоти через пробурену з поверхні закладну свердловину: (а) вигляд вхрест простягання; (б) вигляд за простяганням

Кут межі зони небезпечних деформацій, що розвивається від підземної пустоти у приграничному стані до земної поверхні, визначається за формулою:

$$\psi = \left(-1,16\alpha^2 + 135,1\alpha - 3990\right) \cdot \left(\frac{H}{L}\right)^2 + \left(1,95\alpha^2 - 219,4\alpha + 6460\right) \times \text{град.} \quad (7.49)$$

$$\times \left(\frac{H}{L}\right) + \left(-0,46\alpha^2 + 53,2\alpha - 1535\right),$$

Довжина похилої закладної свердловини $L_{св}$ визначається:

$$L_{св} = \frac{H_{покр}}{\sin \theta_{св}}, \text{ м}, \quad (7.50)$$

де $H_{покр}$ – глибина розташування покрівлі підземної пустоти, м.

За наявності можливих підземних пустот достатньо із земної поверхні бурити одну закладну свердловину, що пояснюється реологією розтікання суміші. Свердловина розташовується по центру розміру пустоти за простяганням. Відстань від свердловини до стінки пустоти, а саме, плече розтікання, дорівнює:

$$l = \frac{L_{прост}}{2}, \text{ м}, \quad (7.51)$$

де $L_{прост}$ – розмір пустоти за простяганням, м.

Максимальна відстань, на яку суміш здатна розтікатися від однієї точки скиду, перш ніж досягне покрівлі визначається:

$$R = \frac{H}{\tan \alpha}, \text{ м.} \quad (7.52)$$

Пастова закладна суміш у виробленому просторі пустоти формує конус. Чим більше розмір за падінням пустоти, тим ширша основа цього конуса. Якщо параметр R дуже великий, суміш легко заповнить довгу пустоту за простяганням із залишенням у кутових частинах з'єднання покрівлі та стінок незначну область недозакладання, розмір якої може бути визначено за формулою:

$$\Delta h = l \cdot \tan \alpha, \text{ м.} \quad (7.53)$$

Рекомендується днище пустоти заповнювати зміцненою пастовою закладною сумішшю зі збільшеним дозуванням в'язучого матеріалу (на 30 – 50%) і відповідно в'язкістю. Висота першого донного шару рекомендується у діапазоні $h = 5 - 8$ м із дотриманням технологічної перерви на відстоювання суміші $t = 1 - 2$ доби для набору первинної міцності. Таким чином забезпечується створення герметичного штучного днища (пробки), яке запобігає прориву суміші у можливі залишені старі гірничі виробки.

Об'єм порції закладної суміші розраховується за формулою:

$$V = L_{\text{прост}} \cdot m_{\text{гор}} \cdot h_{\text{зш}}, \text{ м}^3, \quad (7.54)$$

де $m_{\text{гор}}$ – горизонтальна потужність вилученого покладу (товщина), м;
 $h_{\text{зш}}$ – висота закладного шару, м.

У зв'язку з тим, що до підземних пустот існує ймовірність примикання гірничих виробок старих шахт, то у технологію закладання необхідно ввести коефіцієнт витоку закладної суміші, який визначається за формулою:

$$k_{\text{в}} = \frac{V_{\text{факт}}}{V_{\text{розр}}} = \frac{V_{\text{факт}}}{S_{\text{гор}} \cdot \Delta h}, \quad (7.55)$$

де $V_{\text{факт}}$ – фактична витрата порції закладної суміші, укладеної в підземну пустоту, яка виміряна витратоміром, м^3 ;

$V_{\text{розр}}$ – розрахована витрата порції закладної суміші, м^3 ;

$S_{\text{гор}}$ – горизонтальна площа простору пустоти, м^2 ;

Δh – фактичний приріст рівня заповнення за даними звуколокації, м.

Якщо коефіцієнт витоку $k_e = 0,9 - 1,1$, відбувається нормальний хід процесу та зберігається герметичність пустоти, а фактичний об'єм закачаної суміші відповідає геометричному приросту рівня заповнення. При зростанні $k_e = 1,2 - 1,5$ відбувається ймовірне заповнення прихованих нерівностей контуру пустоти й наявності тріщин у масиві. У цьому випадку необхідно посилити контроль, а саме збільшити частоту замірів рівня та розглянути можливість підвищення в'язкості суміші без зупинки подачі. Подальше зростання $k_e = 1,5 - 2,0$ та більше є прямою ознакою аварійного витоку суміші у приховану сполучену гірничу виробку. Подача суміші повинна бути негайно припинена й введена технологічна перерва тривалістю 12 – 24 години для забезпечення первинного твердіння суміші та її самозаклинювання у каналі витоку для створення природної пробки, після чого виконується контрольна подача малого об'єму суміші.

Технологія ліквідації пустоти базується на двоетапному формуванні закладного масиву та диференційованим керуванням режимами пауз. Спочатку створюється герметичний донний шар-пробка (5 – 8 м) шляхом порційної подачі в'язкої та міцної суміші з періодичними паузами для перекриття виробок у днищі пустоти. Подальше основне заповнення виконується циклічно-потоким методом, а саме у штатному режимі (наприклад, 20 годин подачі та 4 години паузи на промивку), що забезпечує плановий добовий підйом рівня, проте тільки за умов відсутності проходження виробок, що з'єднані з пустотою. У разі перетину прихованих виробок та фіксації інструментальним контролем витоку суміші терміново вводиться пауза (12 – 24 години) для самозаклинювання каналу витоку загустілою пастою, після чого штатний цикл відновлюється.

7.3. Вироблені простори кар'єрів. Згідно розробленої концепції комплексної ліквідації, саме у кар'єрних пустотах передбачається формування комбінованої структури закладного масиву, зокрема чередування шарів пастового та сипучого породного закладання, що викликано впливом сезонних кліматичних умов.

У першу чергу роботи починаються із заповнення виробленого простору пастою закладною сумішшю, які рекомендується для умов Кривбасу здійснювати з березня по жовтень. Для цього вироблений простір кар'єру, починаючи з

нижнього горизонту, залежно від прийнятої продуктивності закладного комплексу, розділяється на спеціальні закладні карти, які узагальнено та схематично представлені на Рисунку 7.7, та які являють собою певні обмежені штучні ємності, розраховані на розміщення річного об'єму пастової закладної суміші. У днищі кар'єру з метою герметизації укладається суміш ущільнених порід із суглинками потужністю 1,0 – 1,5 м. Висота закладної карти приймається рівною висоті уступу кар'єру. Карта перед заповненням цементованою пастовою сумішшю облаштовується насипними дамбами з відвальних розкривних порід для створення замкнутого контуру. У міру закладання уступів від днища кар'єру до рівня земної поверхні об'єм виробленого простору кожного уступу поступово закономірно збільшується, що з часом при постійній продуктивності закладного комплексу призведе до потреби збільшення кількості закладних карт.

Залежно від консистенції цементованої пастової закладної суміші, параметрів її розтікання та збереження рівномірності заповнення карти може бути декілька відгалужень (патрубків) закладних трубопроводів. З точки випуску закладного трубопроводу в закладну карту подається певний об'єм пастової закладної суміші, яка розтікається під природним кутом по оптимально визначеній ширині карти, упирається в насипну дамбу з відвальних розкривних порід і таким чином здійснюється її наповнення (Рис. 7.7б). Таким чином здійснюється формування затверділого монолітного масиву з повним заповненням закладної карти, який характеризується кращими за традиційне порода закладання фізико-механічними властивостями та низьким коефіцієнтом фільтрації й виступає герметичним шаром.

До настання несприятливих кліматичних умов у закладних картах повинен бути сформований затверділий монолітний закладний масив, який буде характеризуватись достатньою міцнісною характеристикою. Над шаром затверділого монолітного масиву у вищерозташованому горизонті розпочинаються роботи з формування закладного масиву із розкривних порід. Гірнична порода для засипання використовується з відвалу, який розташований поблизу виробленого простору кар'єру. Порода доставляється автосамоскидами у вироблений простір кар'єру на майданчик вищележачого уступу.

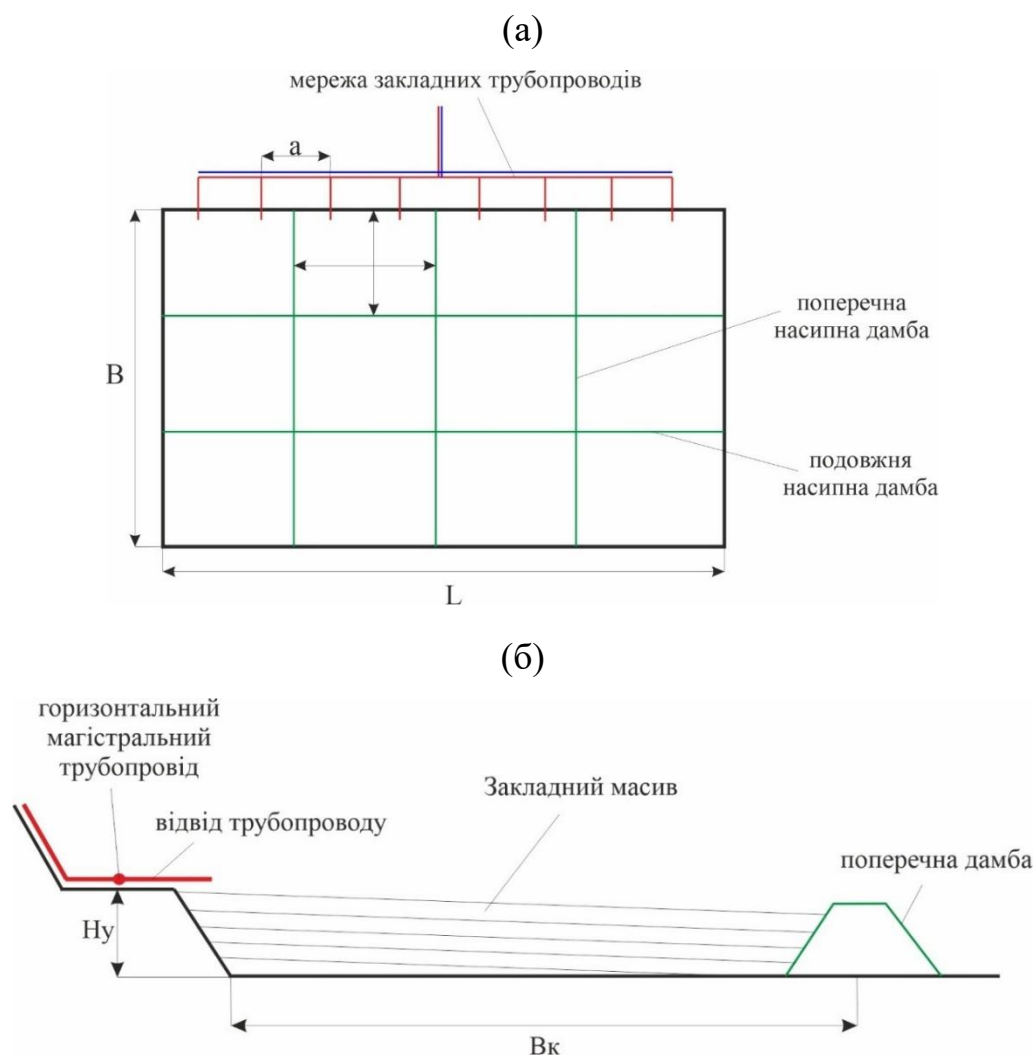


Рисунок 7.7 – Схема реалізації пастового закладання у теплий період року:

- (а) розподіл виробленого простору уступу на закладні карти;
- (б) формування пастового закладного масиву у закладній карті

Розвантаження автосамоскида виконується під укїс уступу з подальшим звальюванням гірничої маси бульдозером. Таким чином формується закладний масив з розкривних порід, який покриває площу закладної карти (Рис. 7.8).

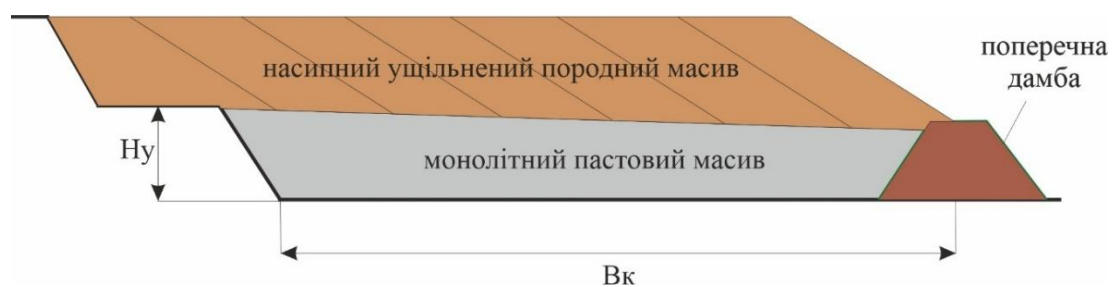


Рисунок 7.8 – Схема реалізації породного закладання у холодний період року

При роботі бульдозера виконується додаткове ущільнення гірничої маси, що сприяє зменшенню пустотності масиву й, відповідно, його схильності до усадки. Для формування рівномірного комбінованого масиву на весь об'єм кар'єру співвідношення закладеного об'єму пасти і розкривних порід становитиме 1:1. Завершальним етапом заповнення всього виробленого простору, де за висотою чергуються монолітні та породні шари, є формування ґрунтового шару потужністю 1,5 – 2,0 м до запланованого рівня відновлення земної поверхні, який повинен складатись з дрібних розкривних порід, пісків, суглинків, супісків та чорнозему для насадження рослин і формування ландшафтного дизайну навколо інфраструктурних об'єктів.

Ширина закладної карти (B_k) у напрямку ширини виробленого простору уступу кар'єру може бути розрахована за формулою:

$$B_k = \frac{H_{cm} - H_d}{\tan(\alpha)}, \text{ м}, \quad (7.56)$$

де H_{cm} – висота сформованого конуса під патрубком випуску суміші зверху уступу, приймається 1,5 – 2 м нижче труби випуску, м;

H_d – необхідна висота залитої суміші у дамби для заповнення карти доверху, м;

α – кут розтікання пастової закладної суміші, що визначається реологією суміші, $\alpha = 2 - 5^\circ$.

Цілу кількість карт N визначимо з урахуванням об'єму однієї повної карти:

$$V_k = L_k \cdot B_k \cdot H_{cp}, \text{ м}^3, \quad (7.57)$$

де L_k – довжина карти приймається конструктивно, шляхом ділення загальної довжини уступу кар'єру на рівні секції; оптимально $L_k = 50 - 200$ м;

H_{cp} – середня висота заповненого простору уступу, м.

$$N = \frac{V_{\max}}{V_k}, \text{ од}, \quad (7.58)$$

де $V_{\max}$ – максимально можливий об'єм пастової суміші, здатний виробитись закладним комплексом, і податися за встановлений робочий період з березня по жовтень з урахуванням коефіцієнту кліматичних умов та готовності обладнання, м³.

Крок відводу a , що визначає відстань між трубами вздовж борта, при якому конуси суміші, що примикають один до одного, утворять рівний вал:

$$a = 2 \cdot R_p \cdot K_n, \quad (7.59)$$

де R_p – радіус розтікання суміші для шару, м (формула (7.54));

K_n – коефіцієнт перекриття, $K_n = 0,7 - 0,8$.

Об'єм суміші, що може бути поданий за один цикл для підняття рівня на задану висоту шару $h_{ш}$, визначимо за формулою:

$$V_{ц} = L_{к} \cdot B_{к} \cdot h_{ш} \cdot K_3, \text{ м}^3, \quad (7.60)$$

де $h_{ш}$ – проєктна висота технологічного шару в точці подачі, $h_{ш} = 0,5 - 2$ м для забезпечення безпечності дамб і рівномірності набору міцності;

K_3 – коефіцієнт запасу на заповнення кутів карти, $K_3 = 1,15$.

Час подачі порції закладної суміші на один відвід (патрубок):

$$t = \frac{V_{ц}}{Q}, \text{ год}, \quad (7.61)$$

де Q – продуктивність закладного комплексу, $\text{м}^3/\text{год}$.

Об'єм виробленого простору уступу розрахуємо:

$$V_{уст} = L \cdot \left(\frac{B_{верх} + B_{дн}}{2} \right) \cdot H_{уст}, \text{ м}^3, \quad (7.62)$$

де L – довжина виробленого простору вздовж фронту уступу, м;

$B_{верх}$ – ширина виробленого простору по верхній бровці (від верхнього краю відкосу до лінії запланованої дамби), м;

$B_{дн}$ – ширина виробленого простору по дну (від підшви відкосу до лінії запланованої дамби), м;

$H_{уст}$ – вертикальна висота уступу від дна до верхнього майданчика, м.

Для сезонного завершення робіт з формування пастового закладного масиву у закладних картах бажано, щоб виконувалась наступна умова:

$$V_{уст} \leq V_{\max} \\ L \cdot \left(\frac{B_{верх} + B_{дн}}{2} \right) \cdot H_{уст} \leq P \cdot T \cdot K_{в.о}, \quad (7.63)$$

де P – продуктивність комплексу, $\text{м}^3/\text{год}$;

T – загальний час роботи за 6 місяців, год;

$K_{\epsilon.o}$ – добуток коефіцієнтів впливу кліматичних умов та використання обладнання, $K_{\epsilon.o} = 0,65 - 0,8$.

За такої умови можливі 3 різні сценарії, що здебільшого залежать від того, які конкретні фактичні геометричні розміри має кар'єрна пустота під закладання.

Сценарій 1. Якщо об'єм виробленого простору перевищує сезонну потужність комплексу, частина закладних карт залишається незаповненою. У цьому випадку роботи обмежуються кількістю цілих карт, а заповнення решти простору з наміченими картами переноситься на наступний сезон.

Сценарій 2. При повній рівності об'ємів весь простір уступу ділиться на закладні карти, які будуть повністю заповнені пастою протягом 6 місяців, що забезпечує максимальну ефективність використання обладнання та повне завершення технологічного циклу закладних робіт за один сезон.

Сценарій 3. Якщо об'єм виробленого простору менший за можливості закладного комплексу, виникає необхідність знизити його продуктивність або скоротити час його роботи.

При формування насипного породного масиву в холодний період року основні технологічні параметри екскаватора-навантажувача, автосамоскида та бульдозера розраховуються за загальноприйнятими методиками, що використовуються при відкритій розробці родовищ.

8. Організаційні положення з промивки трубопровідної мережі.

Для забезпечення надійної експлуатації системи комплексної ліквідації різних видів пустот, що об'єднані у єдину закладну трубопровідну мережу, передбачається спеціалізований контур промивки для видалення залишків суміші, який складається зі зворотних трубопроводів, що, зазвичай, мають менший діаметр, прокладаються паралельно основній магістралі та з'єднуються з нею через систему керованих засувки у вузлах розподілу.

Процес очищення трубопровідної мережі реалізується за комбінованою схемою «повітря – вода» із замкнутим водообігом і розпочинається одразу після завершення подачі суміші, коли на розподільчому вузлі поблизу об'єкта заповнення перекривається магістральна шиберна засувка. Першочергово проводиться

продування тупикового відводу безпосередньо у техногенну пустоту стисненим повітрям шляхом підключення мобільної компресорної станції до технологічного штуцера розподільчого блоку, що дозволяє витіснити залишковий об'єм пасти у вироблений простір й уникнути потрапляння води у сформований масив.

Після продування відводу виконується гідравлічна промивка основної магістралі. Через камеру запуску на закладному комплексі у трубопровід вводиться еластичний очисний поршень, який під тиском технічної води від основного насоса рухається до кінцевого вузла перемикавання, витісняючи залишки суміші, після чого через відкриту запасну лінію потік брудної води перенаправляється у паралельний промивний трубопровід меншого діаметра. Забруднена пульпа транспортується назад до ставка-відстійника біля закладного комплексу для гравітаційного осадження твердих часток, а освітлена вода повертається у технологічний цикл, забезпечуючи екологічність та замкнутість системи.

9. Приклади розрахунку параметрів ліквідації пустот.

За конкретними видами техногенних пустот, а саме, провальна зона, непогашена підземна пустота та вироблений простір закритого кар'єру, у західній частині м. Кривий Ріг за розробленими методиками виконано розрахунок основних параметрів ліквідації із застосуванням пастового закладання (Табл. 7.4).

7.3. Обґрунтування структурних елементів мобільного закладного комплексу для приготування пастової закладної суміші

Основним найбільш технологічно складним та дороговартісним елементом реалізації розробленої концепції ліквідації техногенних пустот на основі технології пастового закладання є мобільний закладний комплекс, основна функція якого полягає у приготуванні об'єму пастової закладної суміші згідно запланованої продуктивності. Важливе значення в ефективному функціонуванні закладного комплексу має раціональна конструкція та схема ланцюга його апаратів, що забезпечують технологічні процеси приймання компонентів пастової закладної суміші, підготовки в'язучого та інертного наповнювача й безпосереднього приготування суміші.

Таблиця 7.4 – Технологічні параметри ліквідації техногенних пустот

Параметр	Провальна зона шахти «Козацька»	Непогашена підземна пустота, колишнє РУ К. Лібкнехта	Закритий кар'єр, колишнє РУ К. Лібкнехта
Мета ліквідації пустот	Рекультивация, блокування де-формацій	Попередження обвалення поверхні	Будівельна рекультивация
Продуктивність закладного комплексу, м ³ /год	250		
Необхідна міцність масиву, МПа	3,0	1,6	4,0
Щільність суміші, кг/м ³	2000		
Рецептура пастової закладної суміші, %	цемент – 3,6 шлак – 0,9 хвости – 69,5 суглинок – 1 вода – 25	цемент – 1,35 шлак – 3,15 хвости – 70,5 вода – 25	цемент – 4,5 хвости – 70,5 вода – 25
Реологічні параметри сумішей	$\tau_0 = 18,2$ Па; $K = 7,75$ $n = 0,8$ $\gamma = 48,11$ с ⁻¹ $\mu_{ef} = 3,93$ Па·с	$\tau_0 = 12,02$ Па; $K = 9,39$ $n = 0,771$ $\gamma = 48,63$ с ⁻¹ $\mu_{ef} = 4,11$ Па·с	$\tau_0 = 19,3$ Па; $K = 6,45$ $n = 0,82$ $\gamma = 47,6$ с ⁻¹ $\mu_{ef} = 3,62$ Па·с
Швидкість потоку суміші, м/с	1,41		
Діаметр трубопроводу, м	0,25		
Перепад висот від комплексу до пустоти, м	15	20	27
Відстань від закладного комплексу, м	5400	3000	3400
Допустима дальність транспортування суміші, м	5500	4706	5380
Енерговитрати на перекачування суміші, кВт·год/м ³	5,03	3,08	3,03
Напірний тиск, МПа	14,7	9,42	9,27
Максимальний тиск насоса, МПа	15		
Тип поршневого насоса	HSP 25150 HPS		
Об'єм пастової закладної суміші, млн м ³	11,4	0,25	3,4
Об'єм пустих порід, млн м ³	2,5	–	3,4

Складання схеми ланцюга апаратів закладного комплексу залежить, перш за все, від компонентного складу пастової суміші, видів доставки закладних матеріалів до комплексу та її реологічних характеристик. На підставі проведеного комплексу експериментальних досліджень рекомендовано для досягнення пастоподібного стану сумішей дотримуватись вмісту загальної твердої частини 75%

(в'язуче + інертний заповнювач) та 25% води, а безпосередньо суміші можуть бути як класичними (цемент, хвости, вода), так і з частковою заміною цементу меленим гранульованим шлаком у кількості 50 – 70% (Табл. 7.5).

Таблиця 7.5 – Варіації компонентного складу на 1 м³
пастової закладної суміші при заповненні техногенних пустот

Пастова закладна суміш	Тверда частина (75%), кг			Вода, л	Маса компонентів суміші, кг/м ³
	Хвости	Цемент	Граншлак		
Класична	1745,5	104,9	–	582,5	2330
З частковою заміною граншлаком (50 – 70%)	1747,5	31,05 – 51,75-	51,75 – 72,45	582,5	2330

У зв'язку з тим, що до складу пастової суміші рекомендовано вводити мелений гранульований шлак у кількості 50 – 70 % від загального вмісту в'язучого матеріалу в пастовій суміші, важливим етапом є визначення джерела отримання цього компоненту [311] . Для порівняння розглядаються два варіанти:

- *варіант 1* – спорудження технологічного вузла помелу доменного граншлаку безпосередньо у мобільному закладному комплексі;
- *варіант 2* – придбання готового меленого граншлаку у виробника.

Вирішення цього завдання значно впливатиме на структуру мобільного закладного комплексу, оскільки у випадку вибору виробництва меленого граншлаку необхідним є передбачення у його схемі апаратів окремого технологічного вузла помелу граншлаку та супутнього обладнання безпосередньо у закладному комплексі. Отже, при *варіанті 1* для забезпечення безперервної роботи мобільного закладного комплексу з продуктивністю 250 м³/год, за умови використання пастової закладної суміші із вмістом твердого 75%, з яких 6% становить комбіноване в'язуче (цемент + шлак), в якому до 70% може складати мелений доменний граншлак, то необхідним є виготовлення шлаку у кількості близько 18 т на годину. З урахуванням технологічного резерву та можливих коливань у складі суміші, раціонально застосовувати кульовий барабанний млин з продуктивністю не менше 20 т/год, що забезпечить стабільну подачу подрібненого шлаку та безперервне приготування пастової суміші потрібного складу. При необхідності сухого помелу

доменного граншлаку до дисперсності не менше 60 – 70% фракції $< 0,074$ мм, а також вимог до продуктивності кульового барабанного млина 20 т/год, доцільним є застосування млинів з центральним розвантаженням типу МШЦ, зокрема, можуть бути використані млини типу МШЦ-1200×3000 або МШЦ-1500×3500.

Для обґрунтування доцільності виробництва меленого доменного граншлаку в закладному комплексі враховуються вихідні дані, наведені у Таблиці 7.6. Результати визначення прогнозової собівартості виробництва меленого гранульованого шлаку у мобільному закладному комплексі містяться у Таблиці 7.7.

Таблиця 7.6 – Вихідні дані для визначення вартості виробництва
1 т меленого доменного граншлаку

Показник	Значення
Продуктивність млина, т/год	20
Потужність двигуна млина, кВт	400
Питомі енерговитрати на подрібнення, кВт·год/т	25
Вартість електроенергії, кВт·год	4,0
Вартість неподрібненого доменного граншлаку, грн/т	100
Кількість працівників, чел/зм	2
Кількість змін, од	3
Кількість робочих днів, од	350
Середня заробітна плата, грн/міс	17000
Витрати на помольні кулі, грн/т	0,03
Термін експлуатації млина, років	10
Вартість кульового барабанного млина, грн	6000000

Таблиця 7.7 – Прогнозна собівартість виробництва меленого
гранульованого шлаку у структурі закладного комплексу

Елемент собівартості, грн/т	Значення
Витрати на придбання граншлаку (з урахуванням доставки 25 км)	140
Електроенергія	100
Помольні кулі	2,0
Заробітна плата	7,29
Амортизація	3,57
Разом	252,9

При *варіанті 2* вартість готового продукту, яким є мелений доменний шлак, на ринку сягає близько 2500 грн/т (наприклад, ТОВ «УкрСтройАльянс»). Порівняння обох варіантів забезпечення потреби у меленому гранульованому шлакові або шляхом спорудження технологічного вузла його помелу безпосередньо у складі мобільного закладного комплексу, або придбання готового продукту, демонструє суттєву економічну перевагу першого варіанту. Прогнозована собівартість виробництва меленого шлаку становить 252,9 грн/т, що майже у 10 разів нижче, порівняно з ринковою вартістю готового продукту (2500 грн/т). Така різниця обумовлює значне зниження вартості в'язучого компонента у складі пастової суміші та, відповідно, позитивно впливає на загальні техніко-економічні показники концепції ліквідації техногенних пустот. Враховуючи рекомендоване постійне використання меленого граншлаку у закладній суміші, доцільність спорудження технологічного вузла помелу є обґрунтованим.

Слід зазначити, що прогнозована собівартість виробництва меленого гранульованого шлаку на рівні 252,9 грн/т є реалістичною та економічно обґрунтованою, що також підтверджується даними практичного досвіду. Зокрема, подібні показники зафіксовано у виробничих умовах ПрАТ «Запорізький ЗЗРК», де граншлаковий вузол помелу входить до складу закладного комплексу, а собівартість закладної суміші становить близько 500 грн/м³. При масовій частці меленого граншлаку 700 кг/м³ із загальної маси твердих компонентів 1900 кг/м³ (без води), питома частка шлаку становить 36,8%. Відповідно, собівартість виробництва меленого граншлаку може бути оцінена близько 185 грн/т, що підтверджує реалістичність та адекватність розрахованої у дослідженні собівартості 252,9 грн/т у складі пастової закладної суміші. 185 грн/т – практичне значення собівартості окремо меленого граншлаку, розраховане на основі реального технологічного процесу, що додатково підтверджує достовірність наведеного у дослідженні прогнозного рівня витрат.

Була розроблена технологічна схема ланцюга необхідних апаратів мобільного закладного комплексу для ефективного приготування пастової закладної суміші, яка враховує всі специфічні особливості концепції ліквідації пустот, а саме: подача хвостів збагачення з хвостосховища до закладного комплексу, спорудження технологічного вузла помелу, змішувача заданої продуктивності та поршневого напірного насосу. Схема наведена на Рисунку 7.9.

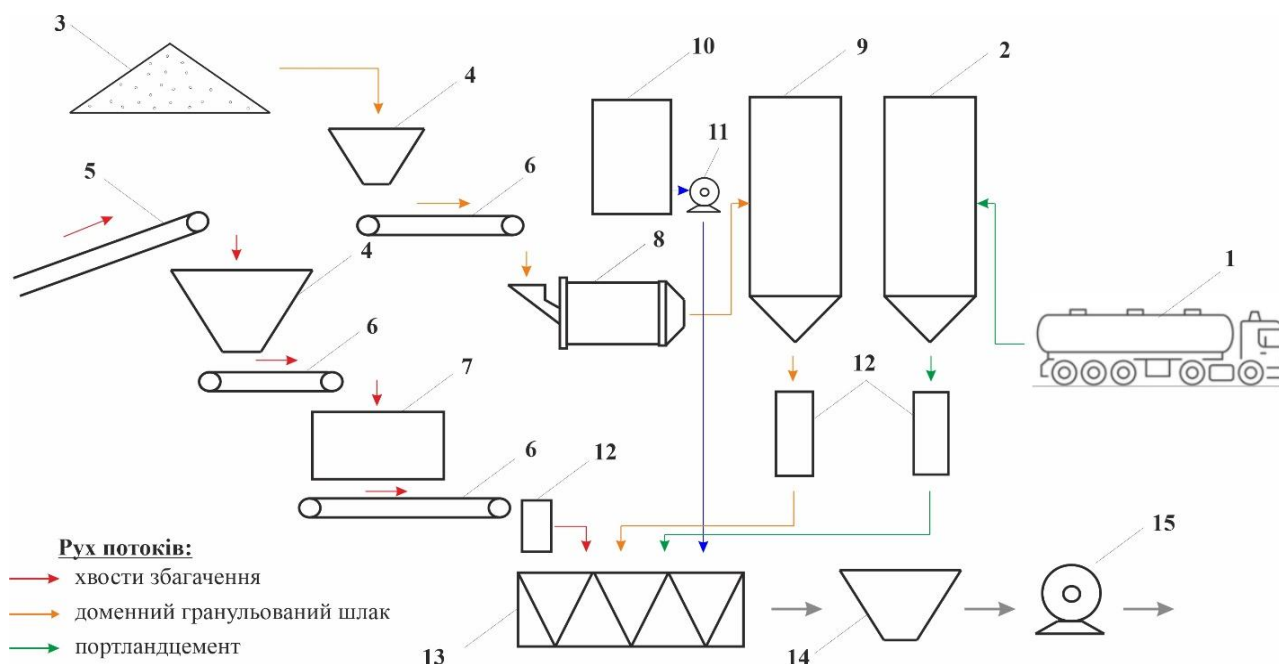


Рисунок 7.9 – Рекомендована схема технологічного ланцюгу апаратів мобільного закладного комплексу: 1 – автоцементовоз; 2 – цементний силос; 3 – склад доменного гранульованого шлаку; 4 – приймальний бункер; 5 – конвеєрна лінія закритого типу від хвостосховища; 6 – живильники; 7 – дезагломератор; 8 – кульовий барабанний млин; 9 – силос для зберігання меленого граншлаку; 10 – ємність для технологічної води; 11 – насос подачі води; 12 – дозатори; 13 – змішувач спіраль-но-лопатного типу; 14 – приймальний бункер-накопичувач пастової закладної суміші; 15 – поршневий напірний насос

Процес приготування починається з надходження хвостів збагачення (червоний потік), які подаються зі хвостосховища на комплекс по конвеєрній лінії закритого типу 5, що забезпечує мінімізацію пилоутворення. Хвости з конвеєра надходять до приймального бункера 4, звідки за допомогою живильників 6 рівномірно подаються до дезагломератора 7, який являє собою апарат для руйнування грудкуватої структури лежалих хвостів, що важливо для якісного змішування й формування однорідної структури суміші. Розпушені хвости потім по живильнику 6 прямують до дозатора 12, розташованого перед змішувачем. Паралельно з функціонуванням обладнання з підготовки та подачі хвостів збагачення відбувається підготовка в'язучих компонентів. Автоцементовози 1

доставляють портландцемент (зелений потік) на майданчик комплексу, де відбувається його пневматичне розвантаження у цементний силос 2 для зберігання. Доменний гранульований шлак (помаранчевий потік) доставляється транспортом на склад 3. Зі складу доменного гранульованого шлаку 3 шлак перевантажується до приймального бункера 4 і далі за допомогою живильника 6 подається на кульовий барабанний млин 8 для його помелу до 60 – 70% часток крупністю -0,074 мм. Однак, коли в'язучий матеріал складається з цементу та граншлаку, подача цих компонентів до змішувача здійснюється одночасно. З цементного силосу 2 та силосу меленого граншлаку 9 матеріали за допомогою дозаторів 12 точно за масою подаються до основного змішувача спірального-лопатного типу 13.

Одночасно з цим з ємності для технологічної води 10 за допомогою насоса 11 вода (синій потік) дозовано подається до того ж змішувача 13. У змішувачі спірального-лопатного типу 13 відбувається інтенсивне перемішування дозованих хвостів, цементу, меленого шлаку та води в точно заданих пропорціях для отримання однорідної пастової закладної суміші. Готова пастова суміш зі змішувача 13 надходить до приймального бункера-накопичувача пастової закладної суміші 14, яка потім нагнітається поршневым напірним насосом 15 у закладний трубопровід, який переміщує її до місця закладання (провальні зони, підземні пустоти, закриті кар'єри).

Окрім основного технологічного обладнання, до складу мобільного закладного комплексу також повинні входити важливі допоміжні елементи, які забезпечують стабільність і контроль якості всього процесу приготування закладної суміші. Зокрема, передбачається пункт управління (диспетчерська), з якого здійснюється моніторинг роботи всіх апаратів комплексу, контроль за подачею компонентів, за станом змішувача та насосного обладнання. Лабораторія оперативного контролю дозволяє на місці здійснювати аналіз властивостей пастової закладної суміші (щільність, рухливість, осадка конуса, вміст вологи), що особливо важливо при зміні складу компонентів або погодних умов. До допоміжної інфраструктури можуть входити побутові та сервісні блоки, ємності для зберігання технологічної води із системами підігріву чи фільтрації, а також аварійні зливні контури для промивання системи у разі зупинки.

Пропонується побудова мобільного сучасного закладного комплексу модульного типу згідно закордонного досвіду, що характеризується компактністю, автоматизацією процесів та високою ефективністю. Приклад модульної конструкції мобільних закладних комплексів наведено на Рисунку 7.10 . У структурі мобільного закладного комплексу важливим обмежуючим елементом продуктивності самого комплексу ($\text{м}^3/\text{год}$) є, в першу чергу, змішувальний вузол, оскільки саме він визначає швидкість формування пастової суміші з необхідними реологічними характеристиками, що є основним фактором забезпечення безперервності подачі суміші та запобігання її застою у трубопроводі.



Рисунок 7.10 – Вигляд сучасних мобільних закладних комплексів модульного типу для приготування пастової закладної суміші:
(а) золотий рудник Карарі; (б) золоторудна шахта Сарацен [312]

З урахуванням прийнятої продуктивності закладного комплексу рекомендується використання високопродуктивного спірально-лопатевого змішувача типу WAN08800 з номінальною продуктивністю $250 \text{ м}^3/\text{год}$ при роботі з високов'язкими середовищами із твердим наповнювачем понад 70%, що є достатнім і технологічно обґрунтованим рішенням. Змішувачі типу WAN характеризуються коротким часом циклу та високою інтенсивністю перемішування, що дозволяє ефективно реагувати на зміну рецептури пастової закладної суміші відповідно до геомеханічних умов конкретних техногенних пустот [313].

Після процесу змішування компонентів пастова закладна суміш надходить у приймальний бункер-накопичувач, звідки далі транспортується до місця закладання за допомогою поршневого напірного насоса. Саме насос є основним елементом у забезпеченні надійного транспортування пастової суміші, оскільки від його технічних характеристик залежать дальність транспортування, стабільність потоку та безпосередньо енерговитрати. На основі обґрунтування параметрів технології пастового закладання, яке враховує реологічні властивості пастової суміші (в'язкість, граничне напруження зсуву) та гідравлічні втрати у трубопроводі, встановлено, що для транспортування суміші на відстань до 7000 м необхідно створити тиск напору до 15 МПа. Виходячи з цього, для комплектації мобільного комплексу обрано високонапірний поршковий насос HSP 25150 HPS виробництва Putzmeister (Рис. 7.11), здатен забезпечити подачу густих і абразивних матеріалів із витратою до 250 м³/год при високому тиску, що відповідає прийнятій продуктивності закладного комплексу. Найбільш енерговитратним елементом концепції ліквідації техногенних пустот на основі пастового закладання є спорудження та експлуатація мобільного закладного комплексу, що включає пов'язані у єдиний технологічний ланцюг процеси приготування суміші та весь визначений комплекс обладнання. Для визначення доцільного рівня капітальних витрат проведено аналіз відкритих джерел щодо повної вартості відомих проєктів мобільних пастових закладних комплексів на рудниках різного типу в Австралії та Канаді.



Рисунок 7.11 – Загальний вигляд високонапірного поршневого насосу типу HSP виробництва Putzmeister, встановленого на закладному комплексі [314]

Узагальнені дані наведено у Таблиці 7.8. На основі наведених даних видно, що вартість сучасного мобільного комплексу зі змішувачем і насосним обладнанням варіюється в межах 16,5 – 23,9 млн доларів залежно від призначення, складності конструкції та цільової продуктивності.

Таблиця 7.8 – Повна вартість відомих проєктів спорудження мобільних закладних комплексів модульного типу

Компанія / Рудник	Корисна копалина	Продуктивність комплексу, м³/год	Вартість комплексу, млн доларів
Bluestone Mines Tasmania, Австралія	Олов'яні руди	90	23,6
Fosterville Gold Mine, Австралія	Руди золота	65	23,9
Quebec, Канада	Ніобієві руди	150	18,9
Prominent Hill, Австралія	Руди міді та золота	215	16,5

З урахуванням того, що у нашому випадку планується реалізація комплексу з продуктивністю 250 м³/год і не передбачається використання згущувача хвостів збагачення, що дозволяє частково знизити капітальні та експлуатаційні витрати, доцільним є прийняття орієнтовної вартості проєкту спорудження комплексу на рівні 20 млн доларів. Вказана вартість включає повні витрати на проєктування, закупівлю обладнання, монтаж, налагодження та введення комплексу в експлуатацію.

Після визначення структури апаратів та технологічного обладнання мобільного закладного комплексу наступним кроком є обґрунтування його просторового розташування у системі транспортування пастової суміші. Важливо оцінити, чи доцільно розміщувати комплекс стаціонарно поблизу основного джерела компонентів (хвостосховища), чи ефективнішою буде мобільна схема з можливістю поетапного переміщення в межах зони техногенних пустот. У випадку прийняття варіанту з переміщенням необхідно визначити оптимальне просторове положення комплексу між хвостосховищем та групами техногенних пустот на основі критеріїв мінімізації сумарних капітальних і експлуатаційних витрат на транспортування компонентів та подачу пастової закладної суміші.

7.4. Обґрунтування раціонального розміщення мобільного закладного комплексу між хвостосховищем та техногенними пустотами

На основі теоретичної технологічної схеми розроблено варіанти можливої її практичної реалізації безпосередньо для умов Криворізького залізорудного басейну, що враховує особливості рельєфу, взаємного розташування хвостосховища як джерела основного інертного наповнювача для пастових закладних сумішей та утворених впливом підземних і відкритих робіт техногенних пустот, що суттєво порушили земну поверхню при видобутку залізних руд. Основним та найскладнішим елементом технології комплексної ліквідації техногенних пустот на основі пастового закладання з науково-технічної точки є саме система транспортування пастової суміші. Процес транспортування виготовленої пастової закладної суміші може бути реалізований шляхом застосування однієї з систем:

- система групового транспортування пастової закладної суміші до пріоритетних техногенних пустот зі стаціонарним розташуванням комплексу (Рис. 7.12);
- система роздільного транспортування пастової закладної суміші до пріоритетних техногенних пустот з переміщенням закладного комплексу.

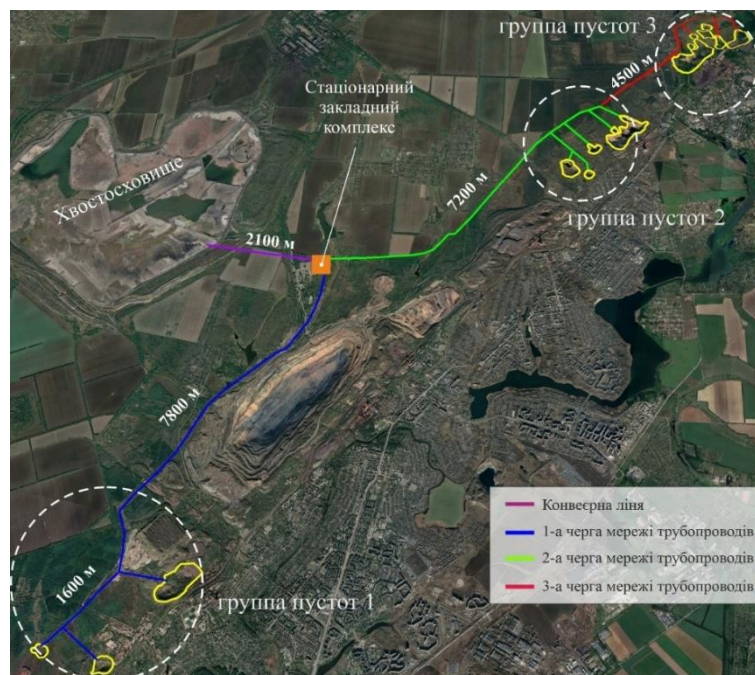


Рисунок 7.12 – Система транспортування пастової закладної суміші до пріоритетних техногенних пустот зі стаціонарним розташуванням комплексу

Представлена на Рисунку 7.12 схема являє собою варіант системи централізованої подачі пастоподібної закладної суміші при стаціонарному розміщенні мобільного закладного комплексу, розташованого умовно по середині між групами виокремлених перспективних до закладання техногенних пустот. При використанні такої схеми стаціонарний закладний комплекс доцільно розташовувати біля технологічного комплексу кар'єру № 1 ПрАТ «Центральний ГЗК», де можливе підключення до комунікації та прокладена транспортна логістика. Закладний комплекс знаходиться від хвостосховища на відстані 2100 м і пов'язаний із ним конвеєрною лінією закритого типу для транспортування відібраних з карт наміву хвостів збагачення.

Подані дрібнодисперсні хвости збагачення змішуються з водою та в'язучими компонентами до отримання однорідної пасти. Суміш поетапно подається по трубопроводах: спочатку до групи пустот 1 (через першу чергу трубопроводу довжиною до 9400 м), далі до групи 2 (друга черга мережі трубопроводів закладання – 7200 м) і до групи 3 (третя черга трубопроводів – до 11700 м). Представлена система забезпечує безперервну подачу суміші без переміщення комплексу, дозволяючи централізовано виконувати закладні операції у розосереджених ділянках пустот, що підлягають ліквідації, за рахунок послідовного розширення мережі трубопроводів без необхідності демонтажу або переміщення комплексу.

Проте, незважаючи на те, що така схема теоретично може бути реалізованою та має окремі переваги з точки зору централізації технологічного процесу закладання й логістики, важливо прийняти до уваги комплекс недоліків її практичного застосування, які суттєво переважають, зокрема: збільшення гідравлічних втрат при зростанні довжини закладних трубопроводів, необхідність встановлення підсилювального насосу, необхідність встановлення підсилювального насосу, обмежена технологічна мобільність відсутність поздовжнього ухилу та наявність вираженого рельєфу траси. Такі особливості вимагають додаткових інженерних рішень: встановлення повітряних клапанів, дренажів, перепускної арматури та точного розрахунку втрат напору з урахуванням профілю траси, що підвищує як вартість, так і складність експлуатації системи.

Більш технологічною та економічно доцільною слід вважати схему транспортування пастової суміші до пріоритетних техногенних пустот із переміщенням мобільного закладного комплексу, що дозволяє виконати їх закладання в усіх трьох групах. При цьому розміщення мобільного закладного комплексу між хвостосховищем та визначеною групою техногенних пустот повинно характеризуватись мінімальними економічними втратами. Принцип роботи схеми на етапах підготовки пастової суміші не відрізняється від схеми зі стаціонарним розміщенням закладного комплексу: хвости збагачення відбираються з карт хвостосховища й транспортуються конвеєрною лінією закритого типу до закладного комплексу, де змішуються з водою та в'язучими компонентами до однорідної пастоподібної суміші. Відмінність полягає у мобільній конструкції самого закладного комплексу та його переміщення для ефективного закладання пустот груп 1, 2 і 3. Після завершення подачі пастової суміші до однієї з груп пустот (наприклад, групи 1), комплекс демонтується, переміщується до наступної групи (група 2 або 3) і знову використовується без потреби будівництва нового об'єкта, при цьому похила та горизонтальна конвеєрні лінії можуть повторно використовуватись у новому транспортному ланцюгу з нарощуванням їх довжини за необхідності.

Запропонована схема істотно скорочує сумарну довжину трубопроводів у кожному з етапів закладання груп пустот, мінімізує гідравлічні втрати на тертя, формує можливість усунення потреби у додаткових насосних станціях і знижує загальні експлуатаційні витрати. Також, завдяки скороченню довжини трубопроводів, зменшується ризик нестабільності потоку суміші, закупорок та потреби у частому промиванні. Таким чином, мобільна схема транспортування пастової закладної суміші є більш адаптивною до складної геометрії пустот і рельєфу місцевості, має нижчі енерговитрати, зменшує капітальні витрати й забезпечує ефективне використання наявної логістичної інфраструктури.

Для реалізації даної схеми постає важливе науково-технічне завдання з визначення оптимального розташування закладного комплексу від хвостосховища, за якого мінімізуються сумарні витрати та забезпечується транспортування пастоподібної суміші однією насосною станцією без потреби у дожимних насосах.

Для обґрунтування раціонального розміщення закладного комплексу між хвостосховищем та групою техногенних пустот (провальні зони шахт, непогашені підземні пустоти, закриті кар'єри) застосовано метод техніко-економічної оптимізації на основі варіативного моделювання витрат.

Розроблено аналітичну модель мінімізації сумарних приведених витрат на транспортування закладної суміші, принцип якої полягає у наступному [285]. Максимальна загальна довжина транспортування у моделі прийнята $L_{\text{заг}} = 12000$ м, що охоплює максимальну відстань від хвостосховища до найбільш віддаленої групи пустот 3. Змінною приймається довжина закритої горизонтальної конвеєрної лінії X для транспортування хвостів збагачення (інертного заповнювача) від 0 до 12000 м, а довжина трубопровідного транспорту пастової закладної суміші, відповідно, змінюватиметься згідно виразу $L_{\text{тр}} = L_{\text{заг}} - X$.

Оскільки похила ділянка конвеєра від робочої карти хвостосховища до нижньої точки пересипу на горизонтальну частину конвеєра закритого типу є конструктивно необхідною та фіксованою за довжиною і не змінюється при варіації розташування мобільного закладного комплексу, її капітальні витрати в оптимізаційній моделі не враховуються. У розрахунках береться до уваги лише змінна частина горизонтальної конвеєрної лінії – від нижньої основи хвостосховища до місця встановлення закладного комплексу. З урахуванням зазначених особливостей розрахункова схема задачі ілюструється на Рисунку 7.13.

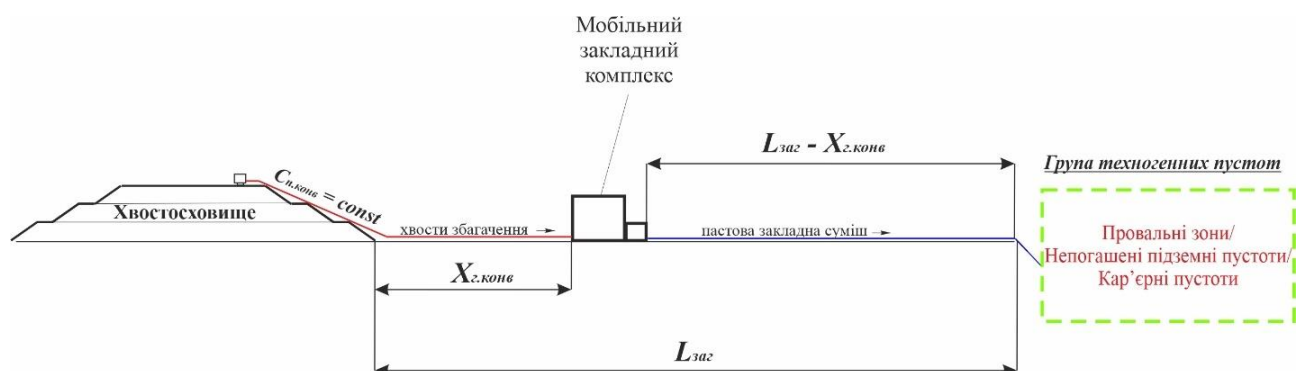


Рисунок 7.13 – Розрахункова схема до визначення оптимального розташування мобільного закладного комплексу

При застосуванні методу оптимізації враховано капітальні витрати на 1 м кожного виду транспорту, експлуатаційні витрати на електроенергію (у грн/м), поетапне зростання споживаної потужності конвеєра зі збільшенням його довжини, а також додаткові витрати, пов'язані з перевищенням допустимої довжини транспортування суміші (понад 7000 м), що зумовлює необхідність встановлення другого поршневого насосу й супроводжується майже подвійним зростанням енерговитрат, ускладненням експлуатації та збільшенням технічних ризиків.

Модель оптимізації загальних витрат матиме вигляд:

$$Z(X) = Z_{\text{конв}}(X) + Z_{\text{труб}}(X) \rightarrow \min, \text{ грн, при } X \in [0; 12000 \text{ м}], \text{ грн} \quad (7.64)$$

де: $Z_{\text{конв}}$ – сукупні витрати на транспортування хвостів конвеєрним транспортом на відстань X від хвостосховища до закладного комплексу, грн;

$Z_{\text{труб}}$ – сукупні витрати на транспортування пастової суміші трубопроводом на відстань $L_{\text{заг}} - X$ від закладного комплексу до техногенних пустот, грн.

Сукупні витрати на конвеєрну лінію визначаються наступним чином:

$$Z_{\text{конв}}(X) = (C_{\text{конв}} + T \cdot E_{\text{конв}}) \cdot X, \text{ грн}, \quad (7.65)$$

де $C_{\text{конв}}$ – капітальні витрати на 1 м конвеєрної лінії, грн/м;

T – тривалість закладних робіт, років;

$E_{\text{конв}}$ – експлуатаційні витрати на 1 м конвеєрної лінії, грн/м·рік;

X – змінна відстань від хвостосховища до закладного комплексу, м.

Сукупні витрати на трубопровідний транспорт визначимо за формулою:

$$Z_{\text{труб}}(X) = (C_{\text{труб}} + T \cdot E_{\text{труб}}) \cdot (L_{\text{заг}} - X), \text{ грн}, \quad (7.66)$$

де $C_{\text{труб}}$ – капітальні витрати на 1 м закладного трубопроводу, грн/м;

$E_{\text{труб}}$ – експлуатаційні витрати на 1 м закладного трубопроводу, грн/м·рік;

$L_{\text{заг}}$ – загальна довжина транспортної траси, м;

$L_{\text{заг}} - X$ – змінна відстань від закладного комплексу до техногенних пустот, м.

Експлуатаційні витрати на електроенергію при функціонуванні конвеєрного транспорту складуть:

$$E_{\text{конв}} = P \cdot \tau \cdot d \cdot t, \text{ грн/м} \cdot \text{рік}, \quad (7.67)$$

де P – встановлена потужність на 1 м конвеєру, кВт/м (при потужності двигуна 70 кВт конвеєра КЛ-800 на 1000 м складає 0,07 кВт/м);

τ – коефіцієнт завантаження, $\tau = 0,8$;

d – тариф на електроенергію, $d = 4$ грн/кВт·год;

t – кількість годин роботи закладного комплексу на рік, $t = 5760$ год.

Величина експлуатаційних витрат $E_{\text{конв}}$ на всю довжину горизонтального конвеєрного транспорту є функцією ступінчастого характеру, яка залежить від відстані від хвостосховища до закладного комплексу X . При збільшенні довжини конвеєру на кожні 1000 м у зв'язку з необхідністю встановлення нового приводу експлуатаційні витрати збільшуються кратно. Так, $E_{\text{конв}}$ є сегментованою залежністю, яка змінюється стрибкоподібно в межах визначених інтервалів довжини X .

$$E_{\text{конв}}(X) = \begin{cases} 1290 \text{ грн} / \text{м} \cdot \text{рік}, & 0 < X \leq 1000 \\ 2580 \text{ грн} / \text{м} \cdot \text{рік}, & 1000 < X \leq 2000 \\ 3870 \text{ грн} / \text{м} \cdot \text{рік}, & 2000 < X \leq 3000 \\ 5160 \text{ грн} / \text{м} \cdot \text{рік}, & 3000 < X \leq 4000 \\ 6450 \text{ грн} / \text{м} \cdot \text{рік}, & 4000 < X \leq 5000 \\ 7740 \text{ грн} / \text{м} \cdot \text{рік}, & 5000 < X \leq 6000 \\ 9030 \text{ грн} / \text{м} \cdot \text{рік}, & 6000 < X \leq 7000 \\ 10320 \text{ грн} / \text{м} \cdot \text{рік}, & 7000 < X \leq 8000 \\ 11610 \text{ грн} / \text{м} \cdot \text{рік}, & 8000 < X \leq 9000 \\ 12900 \text{ грн} / \text{м} \cdot \text{рік}, & 9000 < X \leq 10000 \\ 14190 \text{ грн} / \text{м} \cdot \text{рік}, & 10000 < X \leq 11000 \\ 15480 \text{ грн} / \text{м} \cdot \text{рік}, & 11000 < X \leq 12000 \end{cases} . \quad (7.68)$$

Сукупні витрати на конвеєрну лінію виразимо так:

$$Z_{\text{труб}}(X) = (C_{\text{труб}} + E_{\text{труб}}(X)) \cdot (L_{\text{заг}} - X). \quad (7.69)$$

Експлуатаційні витрати на електроенергію при функціонуванні трубопроводного транспорту визначаються за наступним алгоритмом.

Визначається об'єм пастової закладної суміші в 1 м трубопроводу:

$$V = \pi \cdot \frac{D^2}{4}, \text{ м}^3, \quad (7.70)$$

де D – внутрішній діаметр труби, $D = 0,219$ м.

Енерговитрати на 1 м закладного трубопроводу складуть:

$$E = e \cdot V, \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{м}, \quad (7.71)$$

де e – питоме енергоспоживання на перекачування 1 м³ пастової закладної суміші 6% цементу та 75% твердої частини з максимальними реологічними характеристиками, $e = 5$ кВт·год/м³.

Експлуатаційні витрати на електроенергію 1 м трубопроводу:

$$E_e = e \cdot V \cdot d \cdot T, \text{ грн/м.} \quad (7.72)$$

Експлуатаційні витрати на трубопровід з урахуванням кількості насосів можна визначити, використовуючи вираз:

$$E_{\text{труб}}(X) = \begin{cases} E_{\text{труб}}, & L_{\text{заг}} - X \leq 7000 \text{ (1 насос)} \\ k \cdot E_{\text{труб}}, & L_{\text{заг}} - X > 7000 \text{ (2 насоси)} \end{cases} = \begin{cases} E_{\text{труб}}, & X \geq 5000 \\ 2E_{\text{труб}}, & X < 5000 \end{cases}, \quad (7.73)$$

де k – коефіцієнт, що враховує зростання енерговитрат при роботі другого дожимного напірного насосу після перевищення $L_{\text{гран}}$.

Після досягнення граничної довжини ефективного транспортування пастової суміші одним насосом ($L_{\text{гран}} = 7000$ м), подальше збільшення трубопровідної ділянки потребує встановлення додаткового насоса. При цьому витрати на електроенергію зростають нерівномірно, оскільки другий насос споживає енергію лише на частину траси, яка перевищує 7000 м. Тому коефіцієнт зростання експлуатаційних витрат k змінюється поступово, від 1,02 до 1,5 через кожні 200 м (в межах 7000 – 12000 м). Значення коефіцієнта розраховане пропорційно довжині другої ділянки та питомим витратам першого насоса.

Для розв'язання моделі оптимізації оптимального розташування мобільного закладного комплексу використані економічні показники (Табл. 7.9). У результаті складання повних витрат на конвеєрний та трубопровідний транспорт побудовано їх залежність від максимальної довжини транспортної траси згідно моделі оптимізації, яка спрямована виявити мінімум (Рис. 7.14). Аналіз показує, що сумарні витрати на транспортування закладної суміші мають чітко виражений параболічний характер і описуються квадратичною функцією, яка сягає мінімуму при довжині конвеєрного транспорту близько 4000 м. Це означає, що при змінному розподілі витрат між двома альтернативними типами транспорту (конвеєрним і трубопровідним) за загальної довжини траси 12000 м, існує оптимальне співвідношення, яке забезпечує мінімум сумарних витрат.

Таблиця 7.9 – Складові елементи моделі оптимізації та їх значення

Елемент моделі	Значення
Капітальні витрати на горизонтальний конвеєр закритого типу КЛ-800, грн/м	18000
Капітальні витрати на основний та промивний закладний трубопроводи, грн/м	10000
Експлуатаційні витрати на 1000 м конвеєрного транспорту хвостів, грн/м·рік	1290
Експлуатаційні витрати на трубопровідне транспортування суміші, грн/м·рік: – при 1 поршневному насосі – при 2 поршневих насосах	5644 $5644 \cdot (1,02 \dots 1,5)$
Термін виконання закладних робіт, років	5
Довжина транспортного ланцюга від хвостосховища до техногенних пустот, м	0 – 12000
Гранична довжина транспортування суміші при використанні 1 поршневого насосу, м	7000

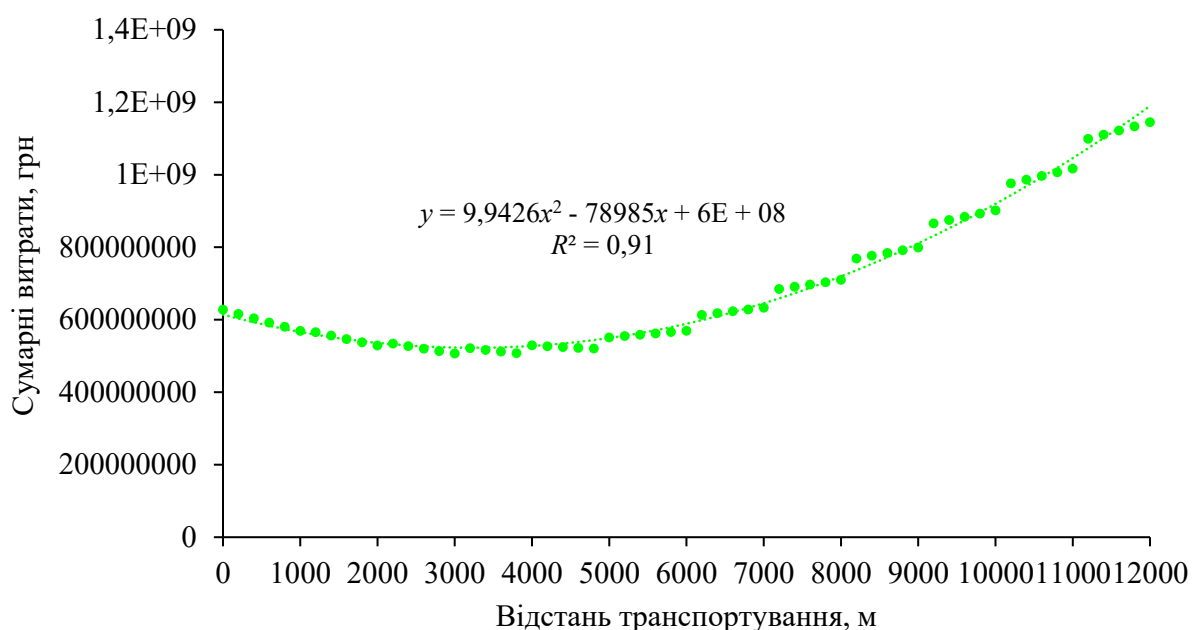


Рисунок 7.14 – Залежність сумарних витрат на транспорт залежно від довжини транспортування

Мінімум функції 4000 м є точкою, де приріст витрат на подальше подовження одного виду транспорту перевищує економію від скорочення іншого, і саме ця точка є економічно найбільш доцільним розташуванням закладного комплексу. Доцільно також виділити раціональний діапазон мінімальних витрат, який становитиме 3300 – 4700 м.

Оскільки конвеєрний транспорт прокладається від хвостосховища до закладного комплексу для переміщення хвостів збагачення, то його оптимальна довжина фактично визначає раціональне місце розташування комплексу відносно хвостосховища. Тому відстань 3300 – 4700 м є економічно обґрунтованим діапазоном розміщення закладного комплексу, де сумарні витрати на транспортування залишаються близькими до мінімального значення. Залежності (Рис. 7.14) надають техніко-економічну основу для вибору раціонального варіанту розміщення закладного комплексу між хвостосховищем і техногенними пустотами, з урахуванням топографічної ситуації й безпосередньо конфігурації транспортної траси.

Проведені дослідження раціонального розміщення мобільного закладного комплексу дозволили уточнити схему транспортування пастової суміші із переміщенням мобільного закладного комплексу до пріоритетних техногенних пустот груп 1, 2 та 3, яка наведена на Рисунку 7.15. Розроблена схема транспортування пастової закладної суміші з мобільним закладним комплексом враховує топографічні особливості території та результати техніко-економічного моделювання оптимального розміщення комплексу.

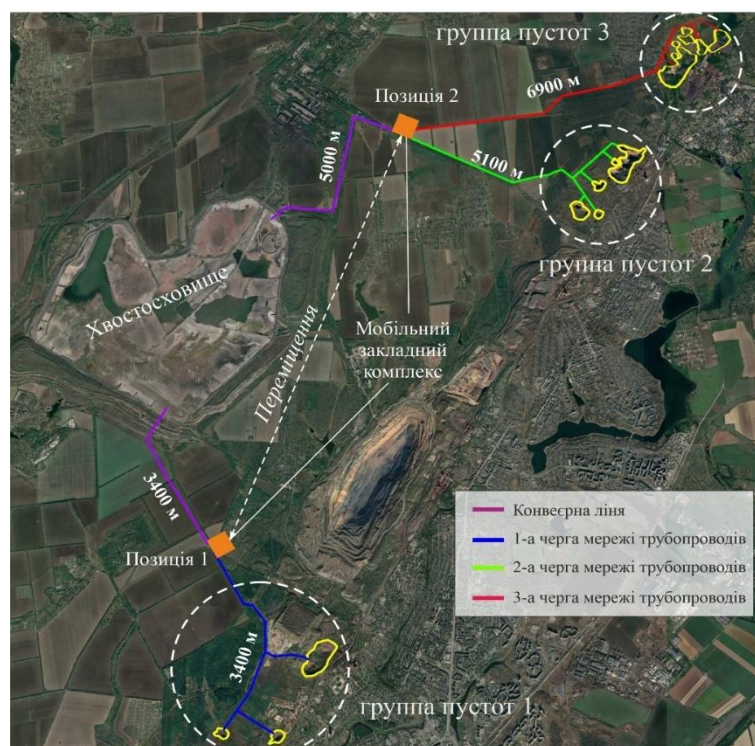


Рисунок 7.15 – Система транспортування пастової закладної суміші до техногенних пустот із пересувним мобільним закладним комплексом

Так, було визначено дві доцільні позиції розміщення мобільного закладного комплексу: позиція 1 на відстані 3400 м від хвостосховища для заповнення техногенних пустот групи 1 та позиція 2 на відстані 5000 м – для заповнення комплексу техногенних пустот груп 2 та 3. Слід зазначити, що відстані від хвостосховища до прийнятих позицій 1 та 2 закладного комплексу майже входять до раціонального діапазону 3300 – 4700 м, встановленого аналітично як зона мінімальних сумарних витрат на транспортування. Визначення оптимального місця розміщення комплексу дає змогу точно сформулювати кількісні технологічні параметри системи транспортування, а саме довжину конвеєрної лінії від хвостосховища до закладного комплексу та кожної черги мережі закладних трубопроводів від комплексу до техногенних пустот, що є необхідним для повної подальшої еколого-економічної оцінки ліквідації пустот на основі технології пастового закладання.

7.5. Еколого-економічна оцінка комплексної ліквідації техногенних пустот на основі технології пастового закладання

Застосування технології пастового закладання для ліквідації техногенних пустот у межах Криворізького залізрудного басейну, на перший погляд, супроводжуватиметься значними витратами, що зумовлено технічною складністю низки процесів, зокрема, приготуванням і транспортуванням закладної суміші, формуванням закладного масиву у провальних зонах шахт, підземних непогашених пустот з бурінням свердловин з поверхні, вироблених просторах кар'єрів. Проте, при системному підході вірогідне досягнення того, що такі витрати є економічно виправданими завдяки накопиченому багатофакторному ефекту саме при комплексній ліквідації пустот на відміну від ліквідації кожного їх виду окремо.

Передбачається, що реалізація концепції комплексної ліквідації техногенних пустот забезпечить сукупний ефект, який не проявиться миттєво, але накопичуватиметься поступово й супроводжуватиметься підвищенням рівня геотехнічної безпеки, зменшенням техногенного навантаження на довкілля та створенням передумов додаткового економічного розвитку територій Криворізького регіону. По-перше, досягається усунення ризиків раптових деформацій земної поверхні,

що знижує ймовірність надзвичайних ситуацій та пов'язаних із ними економічних втрат. По-друге, використання хвостів збагачення залізних руд як основного компонента пастової суміші сприяє зменшенню їх обсягів накопичення у хвостосховищах, що позитивно впливає на стан довкілля та дозволяє повторно використовувати їх карти наживу. По-третє, відновлені на місці кар'єрних пустот території, набувають нової функціональної придатності для подальшого використання, зокрема, під інфраструктурні, промислові, цивільні, логістичні та інші об'єкти.

Важливою супутньою перевагою є формування нового виробничого технологічного циклу процесів закладання від відбору хвостів збагачення до закладання пустот пастовими сумішами, що, у свою чергу, стимулює створення нових робочих місць. Таким чином, комплексне застосування пастового закладання розглядається, перш за все, як потенційно ефективне довгострокове рішення, здатне забезпечити сталий геотехнічний, екологічний і соціально-економічний результат за умови поетапної та системної реалізації відповідної програми.

Для формування ґрунтової еколого-економічної оцінки комплексної ліквідації техногенних пустот як приклад приймаються наступні об'єкти, представлені у Таблиці 7.10. Дані показують, що необхідний об'єм досліджуваних пустот, що підлягають ліквідації, складає 35,9 млн м³. Варто зазначити, що кар'єрні пустоти колишніх рудоуправлінь «Ім. К. Лібкнехта» та «Ім. Кірова» ліквідуються комбінованим способом закладання, а саме чередуванням пастового та породного закладання з урахуванням сезонності. Отже, загальний об'єм пустот, що підлягають закладанню, розподілятиметься наступним чином: пастове закладання – 31,9 млн м³, породне закладання – 4,0 млн м³.

Для комплексного обґрунтування економічної доцільності наукової концепції ліквідації геомеханічної та техногенної небезпеки досліджуваних типів техногенних пустот у межах КЗБ розраховується інтегральний показник економічного ефекту. Пропонований показник повинен враховувати потенційні економічні втрати, яких вдається уникнути при використанні технології пастового закладання завдяки запобіганню подальшим деформаціям та обвалам земної поверхні й деградації територій, у тому числі втрати житлової та промислової інфраструктури, витрат на переселення населення, збитків ґрунтам та лісовому фонду.

Таблиця 7.10 – Найменування утворених техногенних пустот Кривбасу, прийнятих для оцінки еколого-економічної доцільності їх ліквідації

Вид техногенної пустоти	Розташування/кількість	Прогнозний об'єм пустот, млн м ³
Перша черга (група пустот 1)		
Провальні зони шахт	Колишнє РУ «Ім. Кірова» – 1	0,8
Непогашені підземні пустоти	Колишнє РУ «Ім. Кірова» – 2*	1,5
Вироблений простір кар'єру	Кар'єр № 2, № 3 колишнього РУ «Ім. К. Лібкнехта» – 1 Кар'єр колишнього РУ «Ім. Кірова» – 1	8,0
Друга черга (група пустот 2)		
Провальні зони шахт	ш. «Козацька» – 3	11,0
	ш. «Комсомольська»(закрита) – 2	1,6
Непогашені підземні пустоти	Колишнє РУ «Ім. Кірова» – 2*	1,5
Третя черга (група пустот 3)		
Провальні зони шахт	ш. «Ім. Колчевського» – 3	10,0
Непогашені підземні пустоти	Колишнє РУ «Ім. Кірова» – 2*	1,5
Разом		35,9

* об'єм непогашених підземних пустот у шахтних полях закритих шахт є теоретично прийнятим, оскільки визначається комплексом геофізичних і маркшейдерських досліджень

Необхідним є врахування вартості технологічних рішень із пастового закладання техногенних пустот та економічної вигоди від повного або часткового відновлення території для подальшого її економічного використання. Таким чином, показник повинен поєднувати ефекти запобігання збиткам і прямої економічної вигоди від рекультивації у співвідношенні до сумарних витрат, що дозволяє отримати кількісну оцінку ефективності наукової концепції ліквідації пустот в цілому.

Інтегральний безрозмірний показник E , що характеризує комплексну еколого-економічну оцінку, має вигляд:

$$E = \frac{\sum U_i}{\sum C_i}, \text{ грн/м}, \quad (7.74)$$

де $\sum U_i$ – сукупний обсяг відвернених збитків та економічних вигод, що досягаються внаслідок комплексної ліквідації техногенних пустот: часткове запобігання подальшому розвитку провальних зон шахт; уникнення раптових обвалів

непогашених підземних пустот; відновлення земної поверхні над кар'єром та її повернення до повноцінного господарського використання, продаж технологічного обладнання після реалізації концепції, грн;

$\sum C_i$ – комплекс інвестиційних та експлуатаційних витрат на ліквідацію визначених груп техногенних пустот, грн.

Прийнятий для оцінки інтегральний показник ґрунтується на низці припущень, зумовлених обмеженістю вхідних даних та складністю повного охоплення всіх факторів, що супроводжують реалізацію розроблених заходів з ліквідації техногенних пустот. Незважаючи на прийняті спрощення, розрахунок забезпечує достатнє прогнозне уявлення про економічну доцільність розробленої концепції комплексної ліквідації техногенних пустот в умовах КЗБ.

Сукупний обсяг відвернених збитків та економічних вигод $\sum U_i$, що досягаються внаслідок ліквідації техногенних пустот, визначається окремо по кожному виду утворених пустот. Прогнозний обсяг економічних збитків від розвитку провальних зон шахт до завершення відпрацювання запасів залізних руд:

$$U_{пров} = S_{пров} \cdot (C_{буд} + C_{пер} + C_{инф} + C_{гр} + C_{ліс}), \text{ грн}, \quad (7.75)$$

де $S_{пров}$ – площа земної поверхні, що буде потенційно уражена внаслідок розвитку провальної зони до завершення відпрацювання запасів на шахті, м²;

$C_{буд}$ – питомі збитки від руйнування житлової і господарської забудови, грн/м²;

$C_{пер}$ – питомі витрати на переселення населення, яке проживає у зоні впливу провалу, грн/м²;

$C_{инф}$ – збитки від пошкодження або руйнування інженерної інфраструктури (дороги, ЛЕП, трубопроводи тощо), грн/м²;

$C_{гр}$ – збитки від втрати або деградації ґрунтів, уражених розвитком провальних зон шахт, грн/м²;

$C_{ліс}$ – збитки від втрати або деградації лісових масивів, уражених розвитком провальних зон шахт, грн/м².

Прогнозний обсяг економічних збитків від ймовірностей раптового обвалення земної поверхні або прогресуючого її осідання під впливом непогашених підземних пустот від розробки сліпих рудних покладів визначається:

$$U_{обв(осид)} = S_{обв(осид)} \cdot (C_{буд} + C_{пер} + C_{инф} + C_{зр} + C_{ліс}), \text{ грн}, \quad (7.76)$$

Складові формули є аналогічними за змістом до формули (7.75).

Прогнозний обсяг економічної користі внаслідок відновлення земної поверхні над виробленим простором закритого нерекультивованого кар'єру:

$$U_{відн} = S_{від} \cdot (E_{\partial} \cdot T_{кор} + C_{з,\partial}), \text{ грн}, \quad (7.77)$$

де $S_{від}$ – площа відновленої земної поверхні над кар'єром, $S_{від} = 325000 \text{ м}^2$;

E_{∂} – річна ставка доходу (або економічної вигоди) за користування 1 м^2 відновленої земельної площі, грн/м²·рік ($E_{\partial} = 77529 \text{ грн/га} \cdot \text{рік}$);

$T_{кор}$ – прийнятий у розрахунках термін використання відновленої площі для економічної діяльності регіону, років, $T = 50$ років;

$C_{з,\partial}$ – грошова вартість відновленої земельної ділянки, грн/м².

Економічні витрати на ліквідацію трьох видів техногенних пустот $\sum C_i$ складаються із загальних інвестиційних витрат, необхідних для реалізації технології пастового (провали, підземні та кар'єрні пустоти) і породного закладання (кар'єрні пустоти) та експлуатаційних витрат на кожен вид цих пустот. Отже формула загальних витрат на ліквідацію пустот $\sum C_i$ приймає наступний вигляд:

$$\sum C_i = C_{заг}^{інв} + C_{заг}^{екс}, \text{ грн}. \quad (7.78)$$

Основними інвестиційними витратами $C_{заг}^{інв}$ реалізації концепції комплексної ліквідації утворених техногенних пустот слугуватимуть:

- витрати на спорудження та обладнання мобільного закладного комплексу для приготування пастових закладних сумішей, прокладання мережі закладних трубопроводів до визначених техногенних пустот та допоміжних робіт з організації закладного господарства;

- витрати на технологічне обладнання для розробки сухих/зволожених карт хвостосховищ для відбору основного інертного заповнювача для пастової суміші;

- витрати на обладнання для виконання робіт з формування породного закладання у вироблених просторах кар'єрів (холодний період).

Інвестиційні витрати на спорудження та обладнання мобільного закладного комплексу для приготування пастових сумішей зведено у Таблицю 7.11.

Таблиця 7.11 – Основні інвестиційні витрати на закупівлю обладнання
для виконання процесів цементованого пастового закладання

Обладнання	Кількість, од.	Вартість од., млн грн	Разом, млн грн
Мобільний закладний комплекс ($Q = 250 \text{ м}^3/\text{год}$)	1	930,0	930,0
Переміщення комплексу з позиції 1 на позицію 2 (демонтажно-монтажні роботи) (10% від вартості комплексу)	1	93,0	93,0
Основний та резервний поршневі насоси HS 25150 HP	2	80,0	160,0
Траса основних закладних і промивних труб довжиною 15,4 км (до 3-х груп пустот)	1	154,0	154,0
Ємності для скидання промивної води	2	0,5	1,0
Ємності для аварійного скидання суміші	3	0,7	2,1
Разом			1340,1

Варто звернути увагу, що 85% всіх інвестиційних витрат займає придбання мобільного закладного комплексу. З однієї сторони це вважається дороговартісною покупкою, з іншої – мобільний закладний комплекс може бути демонтований, переміщений та повторно використаний (з позиції 1 до позиції 2). Такий багаторазовий підхід до використання мобільного комплексу є економічно виправданим та ефективним. Інвестиційні витрати на технологічне обладнання для вилучення хвостів із карт хвостосховища ПрАТ «Центральний ГЗК» та породне закладання виробленого простору кар'єрів колишніх рудоуправлінь «Ім. К. Лібкнехта» та «Ім. Кірова» (в осінньо-зимовий період) наведено у Таблиці 7.12.

Таблиця 7.12 – Основні інвестиційні витрати на закупівлю обладнання
для вилучення хвостів з карт хвостосховища та породне закладання

Обладнання	Кількість, од.	Вартість од., млн грн	Разом, млн грн
Екскаватора Volvo 260 H	1	5,0	5,0
Автосамоскид Volvo FM 6×4	16	1,0	16,0
Бульдозер Dressta TD-25M	1	8,0	8,0
Бункер перевантажувач	1	1,65	1,65
Конвеєрна лінія (8400 м)	1	151,2	151,2
Разом			181,85

Виходячи з даних Таблиць 7.11 і 7.12, видно, що прогнозні основні інвестиційні витрати на закупівлю ключового обладнання та механізмів для реалізації концепції ліквідації техногенних пустот на основі пастового та частково породного закладання складуть 1,52 млрд грн або 36,2 млн дол.

До експлуатаційних витрат $C_{заг}^{екс}$ на пастове закладання визначених груп техногенних пустот загальним об'ємом 31,9 млн. м³ відносяться: витрати на придбання та виготовлення в'язучих матеріалів для пастової суміші (портландцемент, доменний граншлак); витрати на електроенергію (робота обладнання комплексу, перекачування суміші); основна заробітна плата та нарахування на неї; витрати на амортизацію. Експлуатаційні витрати поділяються на 3 підгрупи, а саме: вилучення й транспортування хвостів збагачення до комплексу, виготовлення пастової суміші та породне закладання. Результати розрахунків зведено у Таблицю 7.13.

Таблиця 7.13 – Усереднені експлуатаційні витрати на вилучення і транспортування хвостів збагачення до закладного комплексу

Елементи витрат	Вартість на 1 м ³ , грн
Основна заробітна плата	3,13
Нарахування на заробітну плату	0,69
Основні та допоміжні матеріали	0,20
Електроенергія	5,40
Паливо	26,80
Амортизація	1,91
Питомі витрати на вилучення й транспорт хвостів до комплексу на 1 м ³ закладної суміші	38,13

Аналіз розрахунків (Табл. 7.13) елементів собівартості вилучення й транспортування хвостів збагачення до закладного комплексу показує, що повна собівартість складе близько 38,13 грн/м³. Враховуючи об'єм пустот 31,9 млн м³, що підлягає закладанню саме пастовою закладною сумішшю, загальні витрати на вилучення та транспортування хвостів до комплексу складуть 1,22 млрд грн.

Аналіз розрахунків елементів собівартості виготовлення пастової закладної суміші для ліквідації техногенних пустот (Табл. 7.14) показує, що повна собівартість складе близько 157,5 грн/м³.

Таблиця 7.14 – Усереднені експлуатаційні витрати на виготовлення пастової закладної суміші для ліквідації техногенних пустот

Елементи витрат	Вартість на 1 м ³ , грн
Закладні матеріали:	
– портландцемент	105,0
– доменний граншлак	12,5
Електроенергія (обладнання, перекачування суміші)	20,0
Основна заробітна платня	7,85
Нарахування на заробітну плату	1,72
Амортизація	10,5
Питомі витрати на 1 м ³ закладної суміші, грн	157,5

З урахуванням загального об'єму пустот для закладання пастою закладною сумішшю (31,9 млн м³), сукупні експлуатаційні витрати за весь термін закладання складуть 5,02 млрд грн.

Аналіз розрахунків елементів собівартості породного закладання для ліквідації кар'єрних пустот (Табл. 7.15) показує, що повна собівартість складе близько 63,14 грн/м³. Враховуючи загальний об'єм кар'єрних пустот 4,0 млн м³, що підлягає закладанню відвальними породами, загальні експлуатаційні витрати за весь термін закладання складуть 0,25 млрд грн. Таким чином, на реалізацію концепції комплексного закладання техногенних пустот Кривбасу на основі пастового закладання загальні інвестиційні витрати $C_{заг}^{інв}$ складуть 1,52 млрд грн, а експлуатаційні $C_{заг}^{екс}$ – 6,49 млрд грн, які у сумі дорівнюють 8,01 млрд грн або ≈ 191 млн дол.

Таблиця 7.15 – Усереднені експлуатаційні витрати на технологію породного закладання кар'єрних пустот

Елементи витрат	Вартість на 1 м ³ , грн
Основна заробітна плата	3,23
Нарахування на заробітну плату	0,71
Основні та допоміжні матеріали	0,40
Паливо	57,20
Амортизація	1,60
Питомі витрати на 1 м ³ закладної суміші, грн	63,14

Для обґрунтування ефективності строків реалізації концепції комплексного закладання техногенних пустот Кривбасу доцільно порівняти її з фактичним прикладом, саме засипкою кар'єру № 2 ПрАТ «Центральний ГЗК» площею 80 га, що триває з 1993 року і досі не завершена. Запропонована концепція передбачає рекультивацію значно більшої площі (230 га) за 22 роки через використання мобільного закладного комплексу, комбінованого способу (паста + порода) та сезонної оптимізації робіт, що в цілому забезпечує вищу продуктивність рекультиваційних робіт.

На перший погляд, загальні витрати на реалізацію розробленої концепції комплексного пастового закладання техногенних пустот Криворізького басейну, що складають близько 8,01 млрд грн (191 млн дол) можуть виглядати високими. Проте, для об'єктивної оцінки варто порівняти їх з іншими інфраструктурними інвестиціями у гірничо-металургійному комплексі Кривбасу, наприклад такими як будівництво нового хвостосховища площею 500 га компанією ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», де обсяг інвестиційних вкладень складає близько 150 млн доларів США для збереження безперебійності виробництва. На відміну від цього об'єкту розроблена концепція охоплює масштабну територію техногенного навантаження Криворізького басейну, вирішуючи проблему багаторічної дестабілізації земної поверхні, запобігаючи подальшому розширенню провальних зон, зберігаючи критичну інфраструктуру та створюючи умови для безпеки населення. У цьому контексті витрати на концепцію є не лише помірними, а й стратегічно та довгостроково виправданими.

Важливо, що по завершенню закладних робіт з ліквідації визначених 3-х груп техногенних пустот частина обладнання мобільного закладного комплексу може бути демонтована та реалізована на вторинному ринку. Зокрема, збереженим залишиться основне технологічне обладнання комплексу, поршневі насоси, частина трубопроводів та конвеєрної лінії. За попередніми оцінками, сукупна вартість реалізації таких активів може скласти приблизно 300 млн грн, що дозволяє частково компенсувати капітальні витрати та підвищити загальну економічну ефективність. Для ефективного балансу розподілу витрат на реалізацію концепції

ліквідації техногенних пустот (8,01 млрд грн) може бути сформований промислово-економічний симбіоз гірничодобувних підприємств, що завдали шкоду земній поверхні, та органів державної, регіональної чи місцевої влади, які повинні бути зацікавлені у покращенні екологічної ситуації, здоров'я і безпеки населення та прагнути до раціонального землекористування й економічного розвитку регіону та міста. Реалізація подібних проєктів, враховуючи їх масштаб і значимість, ймовірно, вимагатиме внесення змін до чинного законодавства, спрямованих на спрощення процедур узгодження, регламентацію використання відновлених земель та впровадження механізмів стимулювання для залучення інвесторів.

Після визначення витратної частини $\sum C_i$ інтегрального показника економічної ефективності E , необхідним є визначення обсягу відвернутих збитків та економічних вигод $\sum U_i$, що досягаються внаслідок комплексної ліквідації техногенних пустот. Своєчасне застосування пастового закладання здатне відвернути колосальні економічні збитки, які можуть бути утворені під впливом таких видів техногенних пустот як провальні зони шахт та непогашені підземні пустоти. При цьому суттєва економічна вигода може бути досягнута при застосуванні пастового закладання у комбінації з породним закладанням при ліквідації вироблених просторів закритих кар'єрів. Геомеханічна стабільність земної поверхні, яка досягається при такій комбінованій структурі закладного масиву у кар'єрній пустоті, дозволяє використовувати відновлені земельні ділянки у широкому спектрі промислово-економічного призначення, зокрема для розміщення інфраструктурних і торгівельних об'єктів, логістичних хабів, промислових підприємств, енергетичних установок, складів та інших виробничих комплексів.

При традиційному підземному видобутку залізних руд на шахтах «Ім. Колчевського», «Тернівська», «Козацька» без закладання провальних зон з часом до завершення відпрацювання запасів зона їх впливу збільшиться приблизно на 130 га (Рис. 7.16а) та 70 га (Рис. 7.16б). При цьому, у гірничому відводі ш. «Козацька» найбільшого розвитку прийме провальна зона, де здійснюється активний видобуток, а окремі утворені провальні зони від розробки відокремлених покладів закритої шахти «Комсомолка» набудуть розвитку з меншою інтенсивністю у зв'язку з відсутністю активної розробки покладів нижче зазначених провальних зон.

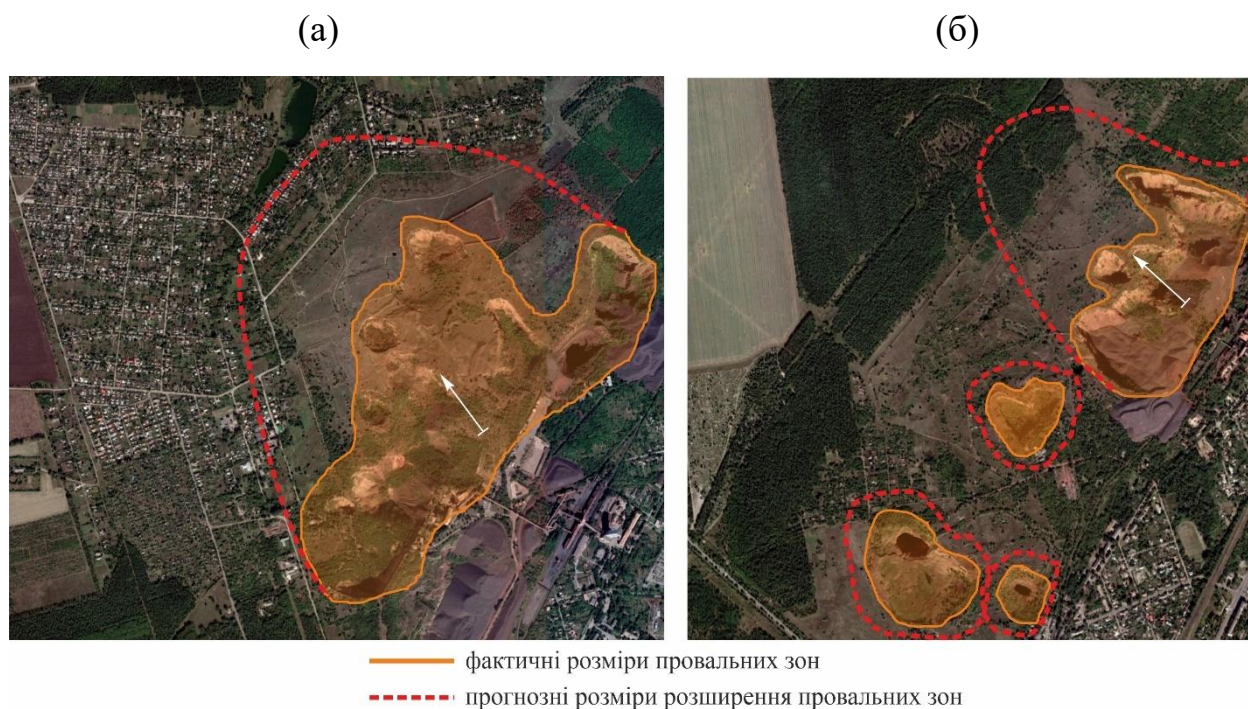


Рисунок 7.16 – Розвиток провальних зон шахт при подальшій розробці покладів залізних руд та ситуаційний план їх впливу:
(а) шахти «Ім. Колчевського» та «Тернівська»; (б) шахта «Козацька»

За допомогою зондування та вивчення об'єктів територій у зоні впливу зазначених провальних зон за допомогою інструменту Google Earth визначені орієнтовні площі різних категорій об'єктів, що зазнають збитків від руйнівного впливу провальних зон (Табл. 7.16).

Для оцінки економічних збитків за зазначеними категоріями об'єктів застосовано вартісні показники (Табл. 7.17), які узагальнені на основі ринкових цін, нормативно-правових актів і аналітичних даних щодо вартості відновлення, компенсації та втрат для типових об'єктів у регіоні [315-317]. За результатами розрахунків визначено, що економічні збитки, які будуть понесені для комплексу двох досліджуваних провальних зон, складуть 1,079 і 0,304 млрд грн. або загалом 1,383 млрд грн.

Окрім провальних зон шахт, техногенну небезпеку з подальшими економічними збитками становлять непогашені підземні пустоти від розробки відокремлених сліпих рудних покладів, наявність яких є вздовж західної частини м. Кривий Ріг, де функціонували 10 рудоуправлінь, до складу котрих входило від 2 до 4 шахт.

Таблиця 7.16 – Орієнтовний розподіл прогнозного ураження
провальними зонами площ за категоріями об'єктів

Категорія об'єкту	Провальні зони шахт «Ім. Колчевського», «Тернівська» (130 га)		Провальні зони шахт «Козацька» та закритої «Комсомолка» (70 га)	
	%	га	%	га
Житловий сектор	30	39	5	3,5
Інфраструктура	20	26	15	10,5
Ґрунти та поля	40	52	50	35
Лісові масиви	10	13	30	21

Таблиця 7.17 – Оціночні показники збитків за категоріями об'єктів

Показник питомих збитків, грн/м ²	Значення
Від руйнування житлової та господарської забудови	1800
Від переселення населення	1200
Від пошкодження або руйнування інженерної інфраструктури (дороги, ЛЕП, трубопроводи тощо)	1000
Від втрати або деградації ґрунтів, уражених розвитком провальних зон шахт	400
Від втрати або деградації лісових масивів, уражених розвитком провальних зон шахт	150

У зв'язку з тим, що у даному дослідженні не ставиться завдання визначення конкретних місць розташувань непогашених підземних пустот, які визначаються геофізичними методами, даними маркшейдерських вимірювань та вивченням старих планів гірничих робіт, для теоретичної оцінки приймаються у кожній з раніше визначених пріоритетних до ліквідації пастовим закладанням груп пустот (1, 2, 3) по 3 непогашені пустоти об'ємом 1,5 млн м³, що у сумі складає 4,5 млн м³. На підставі попередніх геомеханічних розрахунків визначено, що раптове обвалення таких пустот може охоплювати площу від 1,5 до 3,0 га. Теоретично приймається площа в межах одного ймовірного раптового обвалення 2 га, тоді як загальна площа складе 18 га. Розподіл площ за категоріями об'єктів, що можуть потрапити до зони руйнування, прийняті наступні: житлові сектори – 5%, інфраструктура – 15%, ґрунти (поля) – 60%, лісові масиви – 20%. Проведені розрахунки показують, що економічні збитки від обвалення земної поверхні над непогашеними пустотами можуть складати 53,3 млн грн.

Згідно концепції комплексної ліквідації техногенних пустот Кривбасу з'являється можливість не лише блокувати розвиток деформаційних процесів земної поверхні та відвернути еколого-економічні збитки, але й відновити цінну земну поверхню над двома виробленими просторами кар'єрів – рудоправління «Ім. К. Лібкнехта» (29 га) та «Ім. Кірова» (7,5 га), яка може бути повернена до промислово-економічного сектору м. Кривий Ріг.

Відновлені земельні ділянки можуть бути оцінені за нормативною грошовою оцінкою відповідно до умов м. Кривий Ріг, що дає змогу в подальшому передати їх у користування, продати землекористувачам або використати для потреб місцевої громади. Нормативна грошова оцінка здійснюється відповідно до положень документа «Методика нормативної грошової оцінки земельних ділянок», затвердженого постановою Кабінету Міністрів України [318]:

$$C_{з.д} = H_{p.д} \cdot K_{n1} \cdot K_{n2} \cdot K_{n3} \cdot K_{n4} \cdot K_{ц.н} \cdot K_{о.в} \cdot K_{н.і}, \text{ грн/м}^2, \quad (7.79)$$

де: $H_{p.д}$ – норматив капіталізованого рентного доходу за одиницю площі, грн/м²; $H_{p.д} = 720$ грн/м² з урахуванням індексації за 2021 – 2025 роки;

K_{n1} – коефіцієнт, що враховує розташування громади в межах зони впливу великих міст, $K_{n1} = 1,0$;

K_{n2} – коефіцієнт, що враховує курортно-рекреаційне значення населених пунктів; $K_{n2} = 1,0$;

K_{n3} – коефіцієнт, що враховує розташування громади в межах зон радіаційного забруднення; $K_{n3} = 1,0$;

K_{n4} – коефіцієнт, який характеризує зональні фактори місцеположення земельної ділянки; $K_{n4} = 4,0$;

$K_{ц.н}$ – коефіцієнт, що враховує цільове призначення земельної ділянки відповідно до відомостей Державного земельного кадастру; $K_{ц.н} = 1,5$;

$K_{о.в}$ – коефіцієнт, що враховує особливості використання земельної ділянки за основним цільовим призначенням; $K_{о.в} = 1,0$.

$K_{н.і}$ – добуток коефіцієнтів індексації нормативної грошової оцінки земель.

У результаті розрахунку за формулою (7.79) грошова оцінка земельних ділянок на місці зазначених закритих кар'єрів складатиме 4320 грн/м². З урахуванням

всіх визначених показників прогностичний обсяг економічної користі внаслідок відновлення та подальшого раціонального використання земної поверхні над виробленими просторами 2 закритих недіючих кар'єрів $U_{відн}$ складе 1,71 млрд грн.

Дотепер порушена земна поверхня виробленими просторами 2-х кар'єрів, які відпрацьовані ще у 1960 – 1970 роках, юридично входить до складу гірничих відводів підприємств ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» та ПАТ «Криворізький ЗРК». Можливим перспективним сценарієм є ініціювання процедури їх виведення з гірничого відводу підприємств з подальшою передачею у комунальну власність або для реалізації соціально-економічних ініціатив Криворізької громади. Відновлення цінної земельної площі 36,5 га на місці закритих кар'єрів та її подальше раціональне використання має бути організоване таким чином, щоб частково компенсувати суттєві витрати на реалізацію концепції ліквідації техногенних пустот, а також забезпечити внесок у економічне зростання м. Кривий Ріг.

У післявоєнний період, в умовах очікуваного зростання міжнародної фінансової підтримки та інтересу інвесторів до проєктів сталого розвитку в Україні, подібні відновлені земельні ділянки у межах індустріального та логістичного центру, такого як м. Кривий Ріг, набувають стратегічного значення для реалізації масштабних інвестиційних ініціатив. Відновлені земельні ділянки можуть бути ефективно використані для розміщення сучасних виробничих та інфраструктурних об'єктів, що сприятимуть економічному зростанню регіону, створенню нових робочих місць та формуванню значних податкових надходжень до місцевого бюджету. Відновлена земельна ділянка площею 36,5 га повинна розглядатись як промислово-економічне середовище, орієнтоване на сталий розвиток м. Кривий Ріг. Отже, враховуючі сучасні тенденції, доцільним є в умовах відновленої земельної площі використати диверсифікований підхід.

Сьогодні стрімко зростає популярність індустріальних парків, які виступають інструментом регіонального розвитку, залучення інвестицій та розширення виробничих можливостей. До складу такого парку можуть входити підприємства з машинобудування (вузли, металеві конструкції, обладнання), металообробки (зварювальні та обробні цехи), електроніки (виробництво плат, модулів, сенсорів,

мікросхем), легкої промисловості (спецодяг, технічний текстиль) тощо. Також актуальним є розвиток логістичного кластеру для забезпечення ефективного обігу товарів, сировини й комплектуючих, особливо з урахуванням достатніх транспортних ланцюгів. У таких кластерах можуть функціонувати складські приміщення, центри сортування вантажів, майданчики для транспорту і контейнерів тощо.

В умовах складної військово-політичної ситуації в Україні, яка прогнозується напруженою на довгостроковий термін, і враховуючи доведену геомеханічну стабільність закладного масиву комбінованої структури, з'являється можливість спорудження підземних цехів або міні-заводів, спрямованих на оборонну продукцію. Доцільним є розміщення виробничих потужностей з випуску дронів, мікросхем, виробництва боєприпасів або їх зберігання та іншого високотехнологічного обладнання, що відповідає стратегічним завданням держави у сфері національної безпеки. Для частини відновленої земельної площі, що малопридатна для капітального будівництва, раціональним рішенням є будівництво сонячних електростанцій як джерела чистої енергії, що дозволяє залучити інвесторів і знизити екологічне навантаження. Для забезпечення функціонування комунікацій важливо передбачити бізнес-інфраструктуру, яка включає офіси для персоналу, коворкінги, технічні та сервісні об'єкти, зарядні станції та інше.

Прогнозований розподіл площі під різну економічну діяльність та орієнтовний обсяг щорічних доходів представлено у Таблиці 7.18.

Таблиця 7.18 – Розподіл відновленої площі на місці кар'єрів
під різноспрямовану високотехнологічну економічну діяльність

Інфраструктурний об'єкт	Відведена площа, га	Орієнтовний річний дохід, млн грн
Індустріальний парк з диверсифікованим виробництвом	16	60
Логістичний кластер	8,5	25
Сонячна електростанція (кар'єр «Ім. К. Лібкнехта»)	4	10
Сонячна електростанція (кар'єр «Ім. Кірова»)	7	20
Сервісна та офісна інфраструктура	1	10
Підземні цеха оборонного спрямування	—	25
Разом	36,5	150

Щорічні доходи за кожним напрямом діяльності базуються на аналізі поточних ринкових умов в Україні й за кордоном, та на порівнянні з уже функціонуючими аналогічними об'єктами (індустріальні парки, логістичні хаби, сонячні електростанції, виробничі підприємства).

Таким чином, відновлена площа 36,5 га на місці закритих та нерекультивованих кар'єрів «Ім. К. Лібкнехта» та «Ім. Кірова» має потенціал отримання близько 150 млн грн щорічного доходу та є прикладом синергії екологічної рекультивації та сучасного високотехнологічного виробництва.

Для визначення загальної економічної ефективності саме комплексної ліквідації техногенних пустот, об'єднаних у групи 1, 2 і 3, на основі пастового закладання з урахуванням вищепроведених теоретичних розрахунків та обґрунтувань, була виконана порівняльна характеристика технології пастового закладання окремо провальних зон шахт, непогашених підземних пустот і виробленого простору закритих кар'єрів. Для порівняння приймаються наступні варіанти ліквідації техногенних пустот (Табл. 7.19):

- 1) закладання тільки всіх виявлених провальних зон шахт;
- 2) закладання тільки непогашених пустот (прийнятих теоретично);
- 3) закладання тільки вироблених просторів закритих кар'єрів;
- 4) комплексне закладання трьох груп техногенних пустот.

Аналіз результатів визначення економічної ефективності (Табл. 7.19) різних варіантів ліквідації техногенних пустот підтверджує, що комплексний підхід та окрема ліквідація кар'єрних пустот є найбільш економічно вигідними. Варіант з ліквідації лише 8,0 млн м³ кар'єрних пустот демонструє швидку окупність (10 років) та значний чистий прибуток (6,11 млрд грн за 50 років) завдяки високій вартості відновленої землі та стабільному доходу внаслідок диверсифікованої економічної діяльності. Варіант комплексної ліквідації всіх 35,9 млн м³ пустот також прибутковий у довгостроковій перспективі (1,74 млрд грн за 50 років), незважаючи на довший термін окупності (37 років). Окремі проекти з провальних зон та непогашених підземних пустот є збитковими -4,10 і -1,744 млрд грн відповідно, проте їхня інтеграція до комплексного плану разом з кар'єрними пустотами дозволяє досягти загальної прибутковості.

Таблиця 7.19 – Узагальнена порівняльна оцінка економічної ефективності варіантів окремої та комплексної ліквідації техногенних пустот

Складові економічної оцінки	Окрема ліквідація пустот			Комплексна ліквідація пустот
	Провальні зони	Непогашені підземні пустоти	Вироблений простір кар'єру*	Провальні зони + підземні пустоти + кар'єрні пустоти
Обсяг відвернених збитків, млрд грн	1,383	0,0533	—	1,436
Обсяг економічної вигоди, млрд грн	0,30	0,30	8,61	8,31
Інвестиційні та експлуатаційні витрати на ліквідацію, млрд грн	5,78	2,097	2,50	8,00
Термін окупності інвестицій, років	—	—	10	37
Економічний ефект, млрд грн	-4,10	-1,744	6,11	1,74

* сума додаткової економічної вигоди від продажу відновленої земельної ділянки та подальшого провадження економічної діяльності прийнята протягом 50 років

Більше того, комплексний підхід є більш стратегічно важливим, оскільки не лише відновлює значно більшу площу порушених земель, а саме 237 га проти 365 га кар'єрів, але й усуває критично важливу техногенну небезпеку від розвитку провальних зон і раптових обвалень та ефективно й безпечно утилізує суттєві обсяги шкідливих хвостів збагачення.

Таким чином, теоретичними розрахунками, що ґрунтуються на обґрунтованих технологічних параметрах, доведено, що технологію пастового закладання за системною економічною оцінкою доцільно застосовувати саме при комплексному системному підході до ліквідації техногенних пустот, утворених підземним і відкритим видобутком залізних руд протягом тривалого часу.

Реалізація розробленої концепції комплексної ліквідації техногенних пустот, а саме, 15-ти провальних зон шахт, 9-ти непогашених підземних пустот і 2-х вироблених просторів кар'єрів, дозволяє досягти вагомих екологічних показників, пов'язаних з утилізацією відходів та відновленням порушеної земної поверхні. Якісні екологічні показники наведено у Таблиці 7.20, а кількісні – у Таблиці 7.21.

Таблиця 7.20 – Узагальнення комплексу позитивних аспектів
комплексного закладання техногенних пустот

Вид ефекту	Закладання недіючих кар'єрних пустот	Закладання провальних зон шахт та пустот
Технологічний	• можливість повторного використання карт наміву хвостосховищ; • підвищення геотехнічної стійкості відновлення земної поверхні; • відновлення земної поверхні та її інтеграції в економічний простір регіону	• зменшення розвитку зсувних деформаційних процесів земної поверхні; • зменшення впливу умов клімату на підземні гірничі роботи
Екологічний	• утилізація широкого спектру промислових відходів у складі комбінованого закладання; • зменшення пилового забруднення довкілля об'єктами-накопичувачами відходів; • новий альтернативний метод рекультивації порушених земель	
		• блокування руйнування цінних ґрунтів навколо провалів від впливу кліматичних умов; • збереження біорізноманіття екосистем лісостепової зони
Економічний	• можливість формування промислово-економічного симбіозу гірничодобувних підприємств і органів влади для інвестування у проекти рекультивації та ефективного балансу розподілу коштів	
	• грошова оцінка земельної ділянки та можливість її продажу користувачам; • дохідність від користування відновленою земельною площею; • широкий спектр використання відновлених земельних площ	• зменшення витрат на вентиляцію та водовідлив діючих шахт внаслідок закладання техногенних пустот
Соціальний	• підвищення безпеки та здоров'я населення; • підвищення соціально-екологічного іміджу гірничодобувних підприємств; • підвищення соціально-екологічного іміджу органів регіональної та місцевої влади; • зменшення соціальної напруженості у регіоні; • ліквідації депресивних форм техногенних ландшафтів; • створення нових робочих місць у процесі раціонального й розумного використання відновлених земельних площ; • створення нових робочих місць для виконання закладних процесів техногенних пустот	
		• збереження від руйнування інфраструктурних об'єктів міста

Таблиця 7.21 – Екологічні показники при реалізації комплексної технології ліквідації техногенних пустот

Показник	Значення
Кількість утилізованих хвостів збагачення, млн т	53,0
Кількість утилізованих доменних гранульованих шлаків, млн т	1,7 – 2,3
Кількість утилізованих відвальних скельних порід, млн т	8,0
Площа збереженої від руйнування та відновленої земної поверхні, га	237
Кількість ліквідованих техногенних пустот, млн. м ³	35,9

Застосування технології пастового закладання із використанням широкого спектру гірничо-металургійних відходів для комплексної ліквідації таких форм техногенних пустот як провальні зони шахт, непогашені підземні пустоти та вироблені простори закритих кар'єрів, дозволяє вирішити комплекс найважливіших геомеханічних, екологічних та соціально-економічних проблем Криворізького залізничного басейну, які тривалий час залишаються недостатньо системно науково вирішеними. Практична реалізація результатів дисертації наведена у додатках А – Г.

7.6. Висновки до розділу 7

1. Розроблено технологічні схеми ліквідації техногенних пустот, які адаптовані до умов функціонування хвостового господарства гірничо-збагачувальних комбінатів. Для ПрАТ «Центральний ГЗК» обґрунтовано технологічну схему з використанням осушених хвостів збагачення безпосередньо з карт наміву хвостосховища.

2. Розроблено комплексну методику розрахунку технологічних параметрів ліквідації пустот, яка враховує специфіку їх кожного виду, а саме провальних зон, підземних камер і закритих кар'єрів. Методика базується на алгоритмі визначення необхідної міцності масиву, підборі рецептур суміші для транспортування на значні відстані та обґрунтуванні режимів закладання.

3. Обґрунтовано структуру та компоновання мобільного модульного закладного комплексу продуктивністю 250 м³/год, що є основним елементом технологічної системи закладних операцій. Доведено економічну доцільність інтеграції у склад комплексу вузла помелу доменного гранульованого шлаку (млин МШЦ), що дозволяє знизити собівартість виробництва в'язучого у 8 – 10 разів порівняно із

закупівлею готового меленого продукту. Визначено необхідне технологічне обладнання, зокрема змішувачі спірально-лопатевого типу та високонапірні поршневі насоси, що забезпечують подачу суміші під тиском до 15 МПа на відстань до 7000 м.

4. Розроблено аналітичну модель оптимізації розміщення мобільного складного комплексу, що базується на мінімізації сумарних витрат на конвеєрний транспорт хвостів та трубопровідний транспорт пасти. Встановлено, що раціональний діапазон розташування комплексу знаходиться на відстані 3300 – 4700 м від хвостосховища, що дозволило обґрунтувати схему з переміщенням комплексу між двома позиціями. Це виключає необхідність встановлення проміжних перекачувальних станцій та забезпечує ефективне покриття всіх груп техногенних пустот (1, 2, 3).

5. Запропоновано удосконалену методику еколого-економічної оцінки, яка базується на розрахунку інтегрального показника ефективності. Методика враховує не лише прямі витрати на закладання, але й відвернені збитки від руйнування інфраструктури, житлового фонду та деградації земель, а також потенційний прибуток від подальшого використання відновлених територій. Методика дозволяє комплексно оцінити інвестиційну привабливість проекту рекультивації як з позиції підприємства, так і з позиції регіонального розвитку.

6. Доведено стратегічну перевагу комплексного підходу до ліквідації техногенних пустот над їх вибіркоvim принципом. Об'єднання ліквідації всіх пустот у єдину систему, повною дозволяє збалансувати економічні показники, досягти позитивного інтегрального ефекту (1,74 млрд грн за 50 років) та вирішити критичні питання техногенно-екологічної безпеки регіону, які неможливо розв'язати локальними заходами.

7. Розраховано основні еколого-економічні показники реалізації концепції, які підтверджують її масштабний позитивний вплив. Встановлено, що за умови повної реалізації проекту буде утилізовано близько 53 млн т хвостів збагачення, 8 млн т відвальних порід та до 2,3 млн т шлаків. Це дозволить відновити та повернути у господарське використання 237 га земель, створити на місці ліквідованих кар'єрів індустріальні парки, об'єкти зеленої енергетики, підземні сховища та іншу промислову інфраструктуру, забезпечуючи сталий розвиток Криворізького регіону.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, в якій вирішена актуальна наукова проблема формування теоретико-методологічних засад керування геомеханічним станом масиву гірських порід та земної поверхні за рахунок застосування адаптованого екологічнобезпечного способу пастового закладання на основі хвостів збагачення, що ґрунтуються на виявлених закономірностях взаємозв'язку компонентного складу сумішей з параметрами масиву, на основі яких визначено їх оптимальний склад, необхідні фізико-хімічні, реологічні і міцнісні властивості та реалізовано позитивний вплив на трансформацію геомеханічної ситуації й охорону надр. Це стало основою для розробки технології комплексної ліквідації техногенних пустот, утворених видобутком корисних копалин, зменшення розвитку деформацій земної поверхні та ризиків нових обвалень, відновлення земельних площ, збільшення рівня утилізації відходів, підвищення техногенно-екологічної безпеки і сталого розвитку гірничорудних регіонів.

1. Виконано комплексний аналіз форм та структури порушень земної поверхні у Криворізькому басейні та ідентифіковано їх 4 основні види: провальні зони шахт, кар'єрні пустоти, зони плавного осідання та накопичення промислових відходів. Встановлено, що загальна площа порушених земель становить близько 49% від площі м. Кривий Ріг, причому найбільшу частку (понад 65%) складають об'єкти накопичення промислових відходів, а найбільш небезпечними є поширені активні провальні зони, глибина яких сягає 50 – 200 м.

2. За результатами систематичного огляду літературних джерел та існуючих заходів покращення стану земної поверхні визначено, що традиційні заходи рекультивації, а саме засипання пустот відвальними породами, не забезпечує достатньої ефективності з блокування розвитку небезпечних деформаційних процесів через недостатні фізико-механічні властивості й не дозволяють утилізувати більш ширший спектр проблемних відходів. Існуючі заходи є

локальними і не вирішують проблем системного управління техногенно-екологічною безпекою гірничих територій.

3. На основі бібліометричного аналізу виявлено, що недостатньо дослідженими є принципи та підходи до управління геомеханічним станом масиву гірських порід і земної поверхні при ліквідації масштабних різнотипних техногенних пустот із використанням технології пастового закладання, адаптованої до підземного та відкритого просторів, із екологобезпечною утилізацією у його складі відходів гірничо-металургійного комплексу. Зазначені наукові прогалини стримують розробку нових ефективних природоохоронних заходів та реалізацію принципів раціонального надрокористування.

4. Встановлено закономірності просторово-часового розвитку провальних зон залізородних шахт, що проявляються у безперервному розширенні їх контурів: для діючих шахт динаміка збільшення площ є інтенсивнішою та має логарифмічну закономірність, що зумовлено впливом залишкових деформаційних процесів й призводить до деградації прилеглих ландшафтів, знижуючи нормалізований індекс вологості NDVI з 0,49 до 0,36. Виявлений факт разом із наявністю непогашених підземних пустот старих шахт формує постійний техногенно-екологічний ризик.

5. На основі непрямого моніторингу впливу хвостосховища ПрАТ «ЦГЗК» на басейн р. Інгулець встановлено підвищення її мінералізації сульфат- та хлорид-іонами, концентрації яких перевищують фонові значення у 1,65 – 2,9 рази, внаслідок впливу кліматично зумовленого механізму міграції солей. Моделюванням встановлено, що сухі пляжі хвостосховища є джерелом пилового забруднення атмосфери обсягом до 212 т/рік із зоною впливу до 6 км. Незважаючи на віднесення хвостів збагачення до відходів, які не є небезпечними, їх значні обсяги накопичення та тривале зберігання формують істотне техногенно-екологічне навантаження.

6. Науково доведено доцільність утилізації хвостів збагачення у складі пастових закладних сумішей як відходів з найвищим техногенним навантаженням, що визначено вдосконаленою системою інтегрального ранжування, обґрунтовано розробленою класифікацією технологій закладання за видовим різноманіттям відходів і сукупністю раціональних індикаторів їх використання. Експериментально підтверджено екологічну безпечність перетворення дисперсних хвостів у монолітний закладний масив, що забезпечує 100% іммобілізацію важких металів, зниження інтенсивності вилуговування сульфатів і заліза та обмеження міграції забруднюючих речовин у водне середовище.

7. Розроблено нову концепцію комплексної ліквідації різнотипних техногенних пустот від видобутку корисних копалин, що об'єднує їх в єдину закладну мережу з централізованим приготуванням пастових сумішей на основі хвостів збагачення та місцевих в'язучих речовин, у якій досягається синергетичний ефект від одночасної стабілізації земної поверхні та утилізації відходів гірничо-металургійного комплексу, що забезпечує перехід від локальних заходів до системного управління техногенно-екологічною безпекою.

8. На основі виявлених поліноміальних закономірностей зміни величини осадки суміші від дозування в'язучого матеріалу та вмісту твердої частини, поліноміальних залежностей зміни міцності закладного масиву від дозування в'язучого та експоненційних залежностей зміни міцності від вмісту твердої частини встановлено, що при використанні середньозернистих хвостів збагачення з осушених карт хвостосховищ оптимальний пастоподібний стан закладної суміші досягається при вмісті твердої частини 75% (хвости – 70,5% та в'язуче – 4,5%), а раціональна заміна цементу меленим гранульованим шлаком не перевищує 60%.

9. Виявлено, що електропровідність пастової суміші є кількісним індикатором інтенсивності гідратаційних процесів і визначає кінцеву міцність закладного масиву, яка змінюється за лінійною залежністю від пікового значення

електропровідності та обернено пропорційною степеневою залежністю від часу, необхідного для досягнення цього піку. Уточнено реологічну поведінку пастових сумішей, яка описується моделлю Гершеля-Баклі та цілеспрямовано покращується введенням 1,0 – 1,5% суглинку, що ефективно компенсує водо-віддачу при високому вмісті меленого граншлаку в комбінованому в'язучому при заміні частини цементу.

10. Встановлено, що міцність пастового закладання підвищується до 26 – 33% шляхом заміни частини хвостів збагачення дробленими відвальними породами, а її залежність від частки та крупності заповнювача описується поліноміальними функціями з оптимальним діапазоном 10 – 15% при крупності фракції -15 мм. Компенсація зниження водоутримуючої здатності досягається за рахунок пропорційного підвищення загального вмісту твердої фази з 75 до 79%, рухливість якої лінійно знижується й нормалізує стан консистенції закладної суміші.

11. Отримано нові аналітичні вирази на основі методів граничної рівноваги із трансформацією критерія Хоека-Брауна у еквівалентні параметри Мора-Кулона та багат шарового пружного середовища з урахуванням ефектів перерозподілу напружень на борти кар'єру: некомпенсованого тиску на відкис провальної зони від кута його відкосу та глибини розробки; міцності пастового закладання від розміру порожнини за падінням, глибини її розташування та кута падіння покладу; розподілу осідань поверхні закладного масиву за профілем ширини кар'єру при змінній його геометрії та величині модуля деформації.

12. Встановлено механізм часткового блокування геомеханічних процесів зсуву при підземній розробці крутоспадних покладів в інтервалах глибин 1300 – 1800 м, що реалізується формуванням у провальній зоні упорної призми з монолітного пастового закладання із засипанням недозакладеної частини пустими породами. Ефективність блокування поліноміально залежить від кута

відкосу висячого боку провалу та модуля деформації закладного масиву і досягає до 32% за умов активації ефекту самозаклинювання при куті відкосу понад 50°.

13. Виявлено, що для підземних непогашених пустот, окрім стійкого та нестійкого геомеханічного стану масиву, існує приграничний стан, що формується у діапазоні показника $H / L_{кр} = 0,4 - 1,2$ і характеризується нижньою та верхньою межами, які логарифмічно зростають зі збільшенням глибини пустоти, тоді як відстань між цими межами зменшується зі збільшенням кута падіння покладу, а необхідна міцність пастового закладання експоненційно залежить від співвідношення $H / L_{кр}$, зростаючи при зменшенні кута падіння.

14. Обґрунтовано новий геотехнічний підхід до створення багатофункціонального закладного масиву з одночасним розміщенням підземних сховищ та наземної інфраструктури. Встановлено, що стабільність масиву критично залежить від жорсткості пасти за степеневою функцією й підвищення модуля деформації до 1000 МПа знижує осідання поверхні на 50%. Доведено, що для гарантування коефіцієнта запасу стійкості у межах 1,6 – 2,1 модуль деформації пастового шару повинен складати $E \geq 800$ МПа.

15. Розроблено нові технологічні рішення ліквідації різнотипних техногенних пустот і методики розрахунку їх параметрів: для провальних зон шахт – формування упорної призми з монолітного закладного масиву шляхом пошарової подачі пастової суміші через систему випускних патрубків уздовж висячого боку з подальшим засипанням клиноподібної зони недозакладання пустими породами; для непогашених підземних пустот – нагнітання пастової закладної суміші через закладну свердловину, з'єднану з магістральним трубопроводом від мобільного закладного комплексу; для кар'єрних пустот – поуступне комбіноване пошарове закладання шляхом просторового поділу їх об'єму на ізольовані закладні карти з улаштуванням насипних дамб. Методом мінімізації сумарних витрат на конвеєрний та трубопровідний транспорт визначено раціональний

діапазон розташування комплексу, що повинен знаходитись на відстані 3300 – 4700 м від хвостосховища.

16. Запропоновано удосконалену методику еколого-економічної оцінки та доведено стратегічну перевагу комплексного підходу до ліквідації техногенних пустот над їх вибірковим принципом, що дозволяє збалансувати економічні показники, досягти позитивного інтегрального ефекту (1,74 млрд грн за 50 років) та вирішити критичні питання техногенно-екологічної безпеки регіону, які неможливо розв'язати точковими заходами.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. International Energy Agency. (2021). *The role of critical minerals in clean energy transitions*. Retrived from: <https://www.iea.org/reports/the-role-of-critical-minerals-in-clean-energy-transitions>
2. Kursunoglu, S.A. (2025). Review on the recovery of critical metals from mine and mineral processing tailings: recent advances. *Journal of Sustainable Metallurgy*, 11, 2023-2050. <https://doi.org/10.1007/s40831-025-01126-y>
3. Ali, S.H., Giurco, D., Arndt, N., Nickless, E., Brown, G., Demetriades, A., Durrheim, R., Enriquez, M.A., Kinnaird, J., Littleboy, A., Meinert, L.D., Oberhänsli, R., Salem, J., Salem, R., Schneider, G., Vidal, O., & Yakovleva, N. (2017). Mineral supply for sustainable development requires resource governance. *Nature*, 543, 367-372. <https://doi.org/10.1038/nature21359>
4. Venables, A.J. (2016). Using natural resources for development: Why has it proven so difficult? *Journal of Economic Perspectives*, 30(1), 161-184. <https://doi.org/10.1257/jep.30.1.161>
5. Badeeb, R.A., & Lean, H.H. (2020). The technological expectations of the fourth industrial revolution and the natural resource curse. *Resources Policy*, 68, 101705. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2020.101705>
6. Ericsson, M., & Löf, O. (2019). Mining's contribution to national economies between 1996 and 2016. *Mineral Economics*, 32(2), 223-250. <https://doi.org/10.1007/s13563-019-00191-6>
7. Maja, M.M., & Ayano, S.F. (2021). The impact of population growth on natural resources and farmers' capacity to adapt to climate change in low-income countries. *Earth Systems and Environment*, 5(2), 271-283. <https://doi.org/10.1007/s41748-021-00209-6>
8. Khan, I., Hou, F., & Le, H.P. (2021). The impact of natural resources, energy consumption, and population growth on environmental quality: Fresh evidence from the United States of America. *Science of The Total Environment*, 754, 142222. <https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2020.142222>
9. United Nations Department of Economic and Social Affairs, Population Division. (2022). *World Population Prospects 2022: Summary of Results*. UN DESA/POP/2022/TR/NO. Available at: [wpp2022_summary_of_results.pdf](https://www.un.org/en/development/desa/pop/publications/files/wpp2022_summary_of_results.pdf)

10. Krausmann, F., Lauk, C., Haas, W., & Wiedenhofer, D. (2018). From resource extraction to outflows of wastes and emissions: The socioeconomic metabolism of the global economy, 1900-2015. *Global Environmental Change*, 52, 131-140. <https://doi.org/10.1016/j.gloenvcha.2018.07.003>
11. Graedel, T.E., Harper, E.M., Nassar, N.T., & Reck, B.K. (2013). On the materials basis of modern society. *Proceedings of the National Academy of Sciences*, 112(20), 6295-6300. <https://doi.org/10.1073/pnas.1312752110>
12. Chang, L., Taghizadeh-Hesary, F., & Mohsin, M. (2023). Role of mineral resources trade in renewable energy development. *Renewable and Sustainable Energy Reviews*, 181, 113321. <https://doi.org/10.1016/j.rser.2023.113321>
13. World Bank Group. (2017). *The growing role of minerals and metals for a low carbon future*. Washington: World Bank. <https://doi.org/10.1596/28312>
14. Fraser, M., Haigh, L., & Soria, A.C. (2023). *The circularity gap report*. Retrived from: <https://www.circularity-gap.world/2023>
15. International Council on Mining & Metals. (2025). *ICMM in focus*. Retrived from: <https://www.icmm.com/>
16. International Council on Mining & Metals. (2022). *Role of mining in national economies: Mining contribution index*. Retrived from: <https://www.icmm.com/en-gb/research/social-performance/2022/role-of-mining-in-national-economies>
17. Reichl, C., & Schatz, M. (2023). *World mining data*. Vienna, Austria: Minerals Production Vienna, 267 p.
18. *The circularity gap report*. (2021). Amsterdam, Netherland: Ruparo, 71 p. Retrived from: <https://www.circle-economy.com/resources/circularity-gap-report-2021>
19. Franks, D.M., Keenan, J., Tonda, E., & Kariuki, A. (2022). *Mineral resource governance and the global goals: An agenda for international collaboration*. Summary of the UNEA 4/19 Consultations.
20. Maus, V., Giljum, S., da Silva, D.M., Gutschlhofer, J., da Rosa, R.P., Luckeneder, S., Gass, S.L.B., Lieber, M., & McCallum, I. (2022). An update on global mining land use. *Scientific Data*, 9(1), 433. <https://doi.org/10.1038/s41597-022-01547-4>
21. Sonter, L.J., Dade, M.C., Watson, J.E.M., & Valenta, R.K. (2020). Renewable energy production will exacerbate mining threats to biodiversity. *Nature Communications*, 11(1), 4174. <https://doi.org/10.1038/s41467-020-17928-5>

22. Herrera-García, G., Ezquerro, P., Tomás, R., Béjar-Pizarro, M., López-Vinielles, J., Rossi, M., & Crosetto, M. (2021). Land subsidence: A global challenge. *Nature Reviews Earth & Environment*, 2, 648-662. <https://doi.org/10.1038/s43017-021-00211-5>
23. Behera, A., & Rawat, K.S. (2023). A comprehensive review on mining subsidence and its geo-environmental impact. *Journal of Mines, Metals and Fuels*, 71(9), 1224-1234. <https://doi.org/10.18311/jmmf/2023/35441>
24. Bazaluk, O., Kuchyn, O., Saik, P., Soltabayeva, S., Brui, H., Lozynskyi, V., & Cherniaiev, O. (2023). Impact of ground surface subsidence caused by underground coal mining on natural gas pipeline. *Scientific Reports*, 13(1), 19327. <https://doi.org/10.1038/s41598-023-46814-5>
25. Jinhai, Z., Ning, J., Liming, Y., & Liyang, B. (2018). The effects of mining subsidence and drainage improvements on a waterlogged area. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 78(5), 3815-3831. <https://doi.org/10.1007/s10064-018-1356-9>
26. Єрмаков, В.М., Клименко, О.О., & Горобей, М.С. (2020). Техногенне забруднення літосфери внаслідок функціонування і закриття вугільних шахт. *Екологічні науки*, 7, 12-15.
27. Євстратенко, Л.І., & Юрченко, А.А. (2014). Дослідження фільтрації повітря в пористому середовищі обвалених зон рудників Кривбасу. *Збірник наукових праць Дніпродзержинського державного технічного університету*, 2(25), 193-197.
28. Ma, F., & Sui, L. (2020). Investigation on mining subsidence based on sentinel-1A data by SBAS-InSAR technology – Case study of Ningdong Coalfield, China. *Earth Sciences Research Journal*, 24(3), 373-386. <https://doi.org/10.15446/esrj.v24n3.90123>
29. Du, Z., Ge, L., Li, X., & Ng, A. (2016). Subsidence monitoring over the Southern Coalfield, Australia using both L-Band and C-Band SAR time series analysis. *Remote Sensing*, 8(7), 543. <https://doi.org/10.3390/rs8070543>
30. Wempen, J.M. (2020). Application of DInSAR for short period monitoring of initial subsidence due to longwall mining in the mountain west United States. *International Journal of Mining Science and Technology*, 30(1), 33-37. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2019.12.011>
31. Ghosh, D., Kumar, A., Yadav, A.K., Kannaujiya, S., & Roy, P.N.S. (2024). Surface deformation monitoring of Raniganj coalfield, India, using advanced InSAR

and DGPS. *Geomatics, Natural Hazards and Risk*, 15(1), 2375546.
<https://doi.org/10.1080/19475705.2024.2375546>

32. Villegas, T., Nordlund, E., & Dahnér-Lindqvist, C. (2011). Hangingwall surface subsidence at the Kiirunavaara Mine, Sweden. *Engineering Geology*, 121(1-2), 18-27. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2011.04.010>

33. Chetveryk, M., Bubnova, O., Babii, K., Shevchenko, O., & Moldabaev, S. (2018). Review of geomechanical problems of accumulation and reduction of mining industry wastes, and ways of their solution. *Mining of Mineral Deposits*, 12(4), 63-72. <https://doi.org/10.15407/mining12.04.063>

34. Vallero, D.A., & Blight, G. (2019). Mine waste: A brief overview of origins, quantities, and methods of storage. *Waste*, 2019, 129-151. <https://doi.org/10.1016/b978-0-12-815060-3.00006-2>

35. Petlovanyi, M., Kuzmenko, O., Lozynskyi, V., Popovych, V., Sai, K., & Saik, P. (2019). Review of man-made mineral formations accumulation and prospects of their developing in mining industrial regions in Ukraine. *Mining of Mineral Deposits*, 13(1), 24-38. <https://doi.org/10.33271/mining13.01.024>

36. *Мінеральні ресурси України*. (2021). Київ: ДНВП «Державний інформаційний геологічний фонд України», 270 с.

37. The Washington Post. (2022). *In the Ukraine war, a battle for the nation's mineral and energy wealth*. Retrived from: <https://www.washingtonpost.com/world/2022/08/10/ukraine-russia-energy-mineral-wealth/>

38. *Ініціатива щодо забезпечення прозорості у видобувних галузях України*. (2023). Звіт ІПВГ України. Київ: Міністерство енергетики України, 581 с.

39. Lozhnikov, O., Sobko, B., & Pavlychenko, A. (2023). Technological solutions for increasing the efficiency of beneficiation processes at the mining of titanium-zirconium deposits. *Inżynieria Mineralna*, 1(1), 61-68. <https://doi.org/10.29227/im-2023-01-07>

40. *Ініціатива щодо забезпечення прозорості у видобувних галузях України*. (2022). Звіт ІПВГ України. Київ: Міністерство енергетики України, 645 с.

41. *Ініціатива щодо забезпечення прозорості у видобувних галузях України*. (2024). Звіт ІПВГ України. Київ: Міністерство енергетики України, 898 с.

42. Національна доповідь про стан навколишнього природного середовища в Україні у 2021 році. (2022). Київ: Міністерство захисту довкілля та природних ресурсів України, 514 с.

43. Доповідь про стан навколишнього природного середовища в Дніпропетровській області за 2024 рік. (2025). Дніпро: Департамент екології та природних ресурсів Дніпропетровської обласної державної адміністрації, 405 с.

44. Петльований, М.В. (2024). Особливості утворених зон обвалення земної поверхні від впливу підземної розробки крутоспадних рудних покладів в умовах Кривбасу. *Збірник наукових праць НГУ*, 79, 63-83. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/79.063>

45. Козаков, В.Л., Калініченко, О.О., & Коцоруба, В.В. (2012). *Фізична географія Криворіжжя*. Кривий Ріг: ТОВ «Центр-Принт», 262 с.

46. *Навколишнє середовище. Утворення відходів за класифікаційними угрупованнями державного класифікатора відходів у 2020 році*. (2021). Державна статистика України. Режим доступу: <https://www.ukrstat.gov.ua/>

47. *Навколишнє середовище. Утворення відходів*. (2025). Головне управління статистики у Дніпропетровській області. Режим доступу: <http://www.dneprstat.gov.ua/>

48. Gorova, A., Pavlychenko, A., Kulyna, S., & Shkremetko, O. (2012). Ecological problems of post-industrial mining areas. *Geomechanical Processes During Underground Mining*, 35-40. <https://doi.org/10.1201/b13157-7>

49. Krüger, T., Kraus, T., & Kaifie, A. (2022). A changing home: A cross-sectional study on environmental degradation, resettlement and psychological distress in a western German coal-mining region. *International Journal of Environmental Research and Public Health*, 19(12), 7143. <https://doi.org/10.3390/ijerph19127143>

50. Петльований, М.В., & Сай, К.С. (2021). Вплив видобутку залізних руд на екологічний стан денної поверхні в умовах Кривбасу: шляхи вирішення. В *Матеріалах IV міжнародної науково-практичної конференції «Екологічні проблеми навколишнього середовища та раціонального природокористування в контексті сталого розвитку»* (с. 205-208). Херсон, Україна: Олді-Плюс.

51. Sai, K., & Petlovanyi, M. (2023). Conditions and issues of accumulation of mining waste in large mining regions of Ukraine. *Proceedings of the International*

Scientific Conference «Modern Science: Global Trends, Technologies and Innovations», 125-129. Riga: Baltija Publishing. <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-354-5-34>

52. Stupnik, M., & Shatokha, V. (2021). History and current state of mining in the Kryvyi Rih iron ore deposit. *Iron Ores*. <https://doi.org/10.5772/intechopen.96120>

53. Перегудов, В.В., & Протасов, В.П. (2022). Оцінка сучасного стану та перспективного розвитку гірничодобувного комплексу України. *Гірничий Вісник*, 110, 37-45.

54. Bazaluk, O., Petlovanyi, M., Lozynskyi, V., Zubko, S., Sai, K., & Saik, P. (2021). Sustainable underground iron ore mining in Ukraine with backfilling worked-out area. *Sustainability*, 13(2), 834. <https://doi.org/10.3390/su13020834>

55. *Інвестиційний паспорт міста Кривий Ріг*. (2021). Кривий Ріг: Виконком Криворізької міської ради, 28 с.

56. Шерстюк, Н.П., & Хільчевський, В.К. (2012). *Особливості гідрохімічних процесів у техногенних та природних водних об'єктах Кривбасу*. Дніпропетровськ: Акцент, 264 с.

57. Довгий, С.О., Коржнев, М.М., & Трофимчук, О.М. (2017). *Геологічна будова та сучасні геолого-економічні й екологічні умови видобутку і переробки залізних руд Криворізько-Кременчуцької зони*. Київ: Ніка-Центр, 208 с.

58. Бєлєвцев, Я.Н. (1991). *Залізородні родовища докембрію України та їх генезис*. Київ: Наукова думка, 572 с.

59. Сердюк, А.М., & Кожаєва, А.С. (2018). Ресурсний потенціал Криворізького залізрудного басейну. *Актуальні наукові дослідження у сучасному світі*, 9(41), 133-138.

60. Косенко, А.В., Хоменко, О.Є., & Кононенко, М.М. (2023). *Новітні технології підповерхового обвалення у видобуванні залізних руд*. Дніпро: Журфонд, 112 с.

61. *Шахта «Саксагань»*. (2024). Режим доступу: https://uk.wikipedia.org/wiki/Шахта_«Саксагань»

62. Плющ, М.Р., & Грузін, Д.В. (2008). *Криворізький залізрудний басейн, Кривбас*. Київ: Наукова думка, 568 с.

63. Криворізький залізорудний басейн, Кривбас. (2023). *Енциклопедія сучасної України*. Інститут енциклопедичних досліджень НАН України. Режим доступу: <https://esu.com.ua/article-655>

64. Семененко, Н.П. (1981). *Структура криворізьких родовищ багатих руд і закономірності їх розвитку на великих глибинах*. Київ: Наукова думка, 188 с.

65. Кононенко, М.М. (2022). *Геомеханічне обґрунтування параметрів підземної інфраструктури при видобуванні залізної руди із застосуванням емульсійних вибухових речовин*. Дисертація на здобуття ступеня д-ра техн. наук за спеціальностями 05.15.04; 05.15.09. Дніпро: НТУ «Дніпровська політехніка», 365 с.

66. Письменний, С.В. (2021). Удосконалення технології розробки залізорудних родовищ системами підповерхового обвалення руди та вміщуючих порід. *Гірничий вісник*, 109, 61-67. <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2021-1-109-61-67>

67. Ступник, М.І., & Письменний, С.В. (2012). Перспективні технологічні варіанти подальшої відпрацювання залізорудних родовищ системами з масовим обваленням руди. *Вісник Криворізького національного університету*, 30, 3-7.

68. Петльований, М.В., & Сай, К.С. (2021). Комплексний вплив геологічних факторів на стійкість масиву при підземному видобутку залізних руд. *Вчені записки ТНУ імені В.І. Вернадського. Серія: технічні науки*, 32(71(2)), 79-87. <https://doi.org/10.32838/2663-5941/2021.2-2/13>

69. Петльований, М.В. (2019). Особливості утилізації доменних гранульованих шлаків у гірничодобувній галузі. В *Матеріалах VIII міжнародної науково-практичної інтернет-конференції «Сучасний рух науки»*, 3, (с. 12-17). Дніпро.

70. Семенін, В.З., Прилепін, Є.Д., & Соловійов, К.І. (1981). *Підземна технологія залізорудних родовищ*. Київ: Техніка, 159 с.

71. Довгострокова програма з вирішення екологічних проблем Кривбасу та поліпшення стану навколишнього природного середовища на 2011 – 2022 роки. (2011). Рішення обласної ради № 110-6/VI від 29 квітня 2011 р. Дніпропетровськ: Дніпропетровська обласна державна адміністрація.

72. Petlovanyi, M., & Sai, K. (2023). Problems of the earth's surface disturbances by mining operations in the conditions of the Kryvyi Rih iron-ore basin. In *Materials of the International Scientific Conference «Modern Science: Processes of*

Globalization and Transformation» (pp. 35-39). Riga: Baltija Publishing.
<https://doi.org/10.30525/978-9934-26-309-5-11>

73. Вілкул, Ю.Г., Євтехов, В.Д., & Ступнік, М.І. (2017). Техногенні порушення надр Криворізького басейну, наслідки та напрямки їх мінімізації. *Форум гірників*, 31-37.

74. Jones, T., Nordlund, E., & Wettainen, T. (2019). Mining-induced deformation in the Malmberget Mine. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 52, 1903-1916. <https://doi.org/10.1007/s00603-018-1716-6>

75. do Carmo, F.F., Kamino, L.H.Y., Junior, R.T., de Campos, I.C., do Carmo, F.F., Silvino, G., de Castro, K.J.S.X., Mauro, M.L., Rodrigues, N.U.A., Miranda, M.P.S., & Pinto, C.E.F. (2017). Fundão tailings dam failures: The environment tragedy of the largest technological disaster of Brazilian mining in global context. *Perspectives in Ecology and Conservation*, 15(3), 145-151. <https://doi.org/10.1016/j.pecon.2017.06.002>

76. Рудько, Г.І., & Яковлєв, Є.О. (2020). Постмайнінг гірничодобувних районів України як новий напрям екологічно безпечного використання мінерально-сировинних ресурсів. *Мінеральні ресурси України*, 3, 37-44.

77. Шустов, О.О., Петльований, М.В., Зубко, С.А., & Шерстюк, Є.А. (2019). Геомеханічні проблеми стійкості природно-техногенних масивів рудних родовищ. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, 58, 154-165. <http://doi.org/10.33271/crpnmu/58.154>

78. Рудько, Г.І., & Яковлєв, Є.О. (2018). Регіональні техногенні зміни еколого-геодинамічних умов розробки залізрудних родовищ Кривбасу. *Мінеральні ресурси України*, 2, 43-50. <https://doi.org/10.31996/mru.2018.2.43-50>

79. Петльований, М.В., & Філоненко, О.В. (2019). Техногенна та екологічна небезпека підземного видобутку залізних руд Кривбасу. В *Матеріалах міжнародної науково-практичної конференції «Проблеми техногенно-екологічної безпеки: освіта, наука, практика»* (с. 66-68). Харків: НУЦЗУ.

80. Куліковська, О.Є., Суганяка О.І., & Атаманенко, Ю.Ю. (2021). ГІС-технології для моніторингу і прогнозування розвитку територій Кривбасу із урахуванням зонування за ступенем зсувної небезпеки. *Гірничий вісник*, 109, 19-24.

81. Коржнев, М., & Малахов, І. (2025). Техногенні форми рельєфу та оцінка екологічних ризиків і збитків гірничовидобувної діяльності у криворізькому залізорудному басейні. *Вісник Київського національного університету імені Тараса Шевченка. Геологія*, 58, 46-50.

82. Petlovanyi, M., Khalymendyk, O., & Sai, K. (2023). Study of the earth's surface disturbances in large mining region of Ukraine. *Proceedings of the V International Scientific and Practical Conference «Scientific Projects on Improving the Environment»*, 215-217. Brussels, Belgium: International Science Group.

83. Nazaruk, M., & Ostroushko, M. (2021). Development of the industrial complex of Kryvorizhia: Economic benefits, technogenic consequences and environmental problems. *Ekonomichna ta Sotsialna Geografiya*, 86, 77-85. <https://doi.org/10.17721/2413-7154/2021.86.77-85>

84. Rudenko, M. (2017). *Architectural and planning organization of public buildings and facilities on the territory reclaimed quarries (on the example of Kryvbas)*. Lviv: National University «Lviv Polytechnic».

85. Dovhyi, S.O., Trofymchuk, O.M., Korzhniev, M.M., & Yakovlev, Y.O. (2019). *Monitoring of the mineral and raw material base of Ukraine and the ecological state of the territories of its mining regions in the context of ensuring their sustainable development*. Kyiv: Nika-Center, 149 p.

86. Petlovanyi, M., Sai, K., Khalymendyk, O., Borysovska, O., & Sherstiuk, Ye. (2023). Analytical research of the parameters and characteristics of new “quarry cavities – backfill material” systems: Case study of Ukraine. *Mining of Mineral Deposits*, 17(3), 126-139. <https://doi.org/10.33271/mining17.03.126>

87. *Реєстр місць видалення відходів у Дніпропетровській області*. (2014). Дніпропетровськ: Дніпропетровська обласна державна адміністрація, 119 с.

88. Petlovanyi, M., Ruskykh, V., Sai, K., & Malashkevych, D. (2024). Prompt determination of predictive parameters for mining-technogenic landscape objects. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 1348, 012035. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1348/1/012035>

89. Bazaluk, O., Petlovanyi, M., Sai, K., Chebanov, M., & Lozynskyi, V. (2024). Comprehensive assessment of the earth's surface state disturbed by mining and ways

to improve the situation: Case study of Kryvyi Rih Iron-Ore Basin, Ukraine. *Frontiers in Environmental Science*, 12, 1480344. <https://doi.org/10.3389/fenvs.2024.1480344>

90. Zhang, J., Li, M., Taheri, A., Zhang, W., Wu, Z., & Song, W. (2019). Properties and application of backfill materials in coal mines in China. *Minerals*, 9(1), 53. <https://doi.org/10.3390/min9010053>

91. Петльований, М.В., & Сай, К.С. (2022). Закладання виробленого простору як ефективний спосіб збереження довкілля при видобутку залізних руд. В *Матеріалах V міжнародної науково-практичної конференції «Екологічні проблеми навколишнього середовища та раціонального природокористування в контексті сталого розвитку»* (с. 170-172). Херсон-Кропивницький: Олді-Плюс.

92. Малашкевич, Д.С., Петльований, М.В., & Сай, К.С. (2022). *Наукові засади створення прогресивних технологій видобування вугілля з акумуляцією пустих порід у підземному просторі*. Дніпро, Україна: Видавець Лізунов Є.В., 170 с.

93. Qi, C., & Fourie, A. (2019). Cemented paste backfill for mineral tailings management: Review and future perspectives. *Minerals Engineering*, 144, 106025. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2019.106025>

94. Petlovanyi, M., & Mamaikin, O. (2019). Assessment of an expediency of binder material mechanical activation in cemented rockfill. *ARP Journal of Engineering and Applied Sciences*, 14(20), 3492-3503.

95. Кузьменко, О.М., & Петльований, М.В. (2020). *Розробка крутоспадних рудних покладів із застосуванням твердіючого закладення в умовах Південно-Білозерського родовища*. Дніпро: НТУ «Дніпровська політехніка», 103 с.

96. Khomenko, O., Kononenko, M., & Myronova, I. (2017). Ecological and technological aspects of iron-ore underground mining. *Mining of Mineral Deposits*, 11(2), 59-67. <https://doi.org/10.15407/mining11.02.059>

97. Petlovanyi, M., Sai, K., & Sherstiuk, Ye. (2021). Utilization of technogenic waste and the formation of a backfill mass on its basis during underground mining of iron ore deposits. *Ecology: Theory and Practice of Landfill Management*: multi-authored monograph (p. 131-154). Warsaw: Szkola Glowna Sluzby Pozarniczej.

98. Ступнік, М.І., & Кучерявенко, І.А. (2011). Визначення параметрів зони зсуву земної поверхні при підземній розробці крутоспадних плаstopодібних

рудних покладів значного простягання. В *Матеріалах міжнародної науково-практичної конференції «Школа підземної розробки»* (с. 212-218). Ялта: ЛізуновПрес.

99. Кузнєцов, М.А., Акімов, О.Г., Кузьмін, В.І., & Пантелєєв, М.Г. (1971). *Зсув гірських порід на рудних родовищах*. Москва: Надра, 224 с.

100. Bloss, M. (2014). An operational perspective of mine backfill. *Proceedings of the Eleventh International Symposium on Mining with Backfill*, 15-30. https://doi.org/10.36487/acg_rep/1404_0.2_bloss

101. Karlsson, M., Ihanus, J., Matinlassi, M., & Nikkinen, T. (2022). Geotechnical challenges driving the mining method change: Transition from sublevel stoping to sublevel caving. *Caving 2022: Fifth International Conference on Block and Sublevel Caving*, 713-724. https://doi.org/10.36487/acg_repo/2205_49

102. Brand, L., & Haider, K. (2023). Sublevel shrinkage (SLSh) mining – Stand der technik. *BHM Berg- Und Hüttenmännische Monatshefte*, 168(6), 274-280. <https://doi.org/10.1007/s00501-023-01354-3>

103. 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»*, 54, 17-22.

104. Misa, R., Sroka, A., & Mrocheń, D. (2025). Evaluating surface stability for sustainable development following cessation of mining exploitation. *Sustainability*, 17(3), 878. <https://doi.org/10.3390/su17030878>

105. Woo, K., Eberhardt, E., & Van As, A. (2009). Characterization and empirical analysis of block caving induced surface subsidence and macro deformations. *Proceedings of the 3rd CANUS Rock Mechanics Symposium*, 1-10.

106. Xia, K., Chen, C., Zheng, Y., Zhang, H., Liu, X., Deng, Y., & Yang, K. (2019). Engineering geology and ground collapse mechanism in the Chengchao iron-ore mine in China. *Engineering Geology*, 249, 129-147. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2018.12.028>

107. *Міська програма вирішення екологічних проблем Кривбасу та поліпшення стану навколишнього природного середовища на 2016 – 2027 роки*. (2016). Кривий Ріг: Криворізька міська рада, 66 с.

108. Petlovanyi, M., Sai, K., & Malashkevych, D. (2023). Specifics and practical examples of low-hazard industrial waste utilization for filling technogenic cavities. *Proceedings of the 6th International Scientific and Practical Conference «Scientific Trends and Trends in the Context of Globalization»*, 37(171), 314-322. Umea: Inter-Conf. <https://doi.org/10.51582/interconf.19-20.09.2023.026>
109. Ступнік, М.І., & Калініченко, В.О. (2018). *Підземна розробка рудних родовищ під налягаючими глиновмісними породами*. Кривий Ріг: КНУ, 240 с.
110. Ошмянський, І.Б., & Євстратенко, Л.І. (2013). Стан і проблеми підвищення ефективності функціонування вентиляційних систем глибоких рудних шахт. *Гірничий вісник*, 96, 219-222.
111. *Матеріали виїзного засідання на тему «Екологічний стан Кривбасу: проблеми та шляхи їх вирішення»*. (2019). Київ: Комітет з питань екологічної політики та природокористування Верховної Ради України.
112. Bazaluk, O., Anisimov, O., Saik, P., Lozynskyi, V., Akimov, O., & Hrytsenko, L. (2023). Determining the safe distance for mining equipment operation when forming an internal dump in a deep open pit. *Sustainability*, 15(7), 5912. <https://doi.org/10.3390/su15075912>
113. Малєєв, Є.В. (2023). Сучасні проблеми кар'єрів Кривбасу на етапі гірничотехнічної рекультивації. В *Матеріалах міжнародної науково-практичної конференції «Продовольча та екологічна безпека в умовах війни та повоєнної відбудови: виклики для України та світу»* (с. 255-260). Київ: НУБІП.
114. Karem, W.A., & Lee, C.S. (2008). Settlement evaluation of end dumped coal mine spoil fill. *Journal American Society of Mining and Reclamation*, 2008(1), 488-509. <https://doi.org/10.21000/jasmr08010488>
115. Charles, J.A. (1990). Laboratory compression tests and the deformation of rockfill structures. *Advances in Rockfill Structures*, 73-95. https://doi.org/10.1007/978-94-011-3206-0_5
116. Johnson, B., & Carroll, K.C. (2007). Waste rock backfill of open pits: Design, optimisation, and modelling considerations. *Mine Closure*, 701-708.
117. Williams, D.J. (2000). *Assessment of embankment parameters. Slope Stability in Surface Mining*, 275-284.

118. Петльований, М.В., & Сай, К.С. (2023). Методологічні аспекти стратегії відновлення пошкодженої гірничими роботами земної поверхні на основі формування закладних масивів. В *Матеріалах VI міжнародної науково-практичної конференції «Екологічний стан навколишнього середовища та раціональне природо-користування в контексті сталого розвитку»* (с. 114-118). Херсон: Олді+.

119. Петльований, М.В., Сай, К.С., & Борисовська, О.О. (2024). Еколого-економічні аспекти формування комбінованого закладного масиву для відновлення складно порушеної земної поверхні. В *Матеріалах VII міжнародної науково-практичної конференції «Екологічний стан навколишнього середовища та раціональне природокористування в контексті сталого розвитку»* (с. 144-149). Херсон: Олді+.

120. Ступнік, М.І. (2012). *Наукові основи формування стійкого стану порушеного фазово-неоднорідного масиву при підземній розробці крутоспадних рудних покладів*. Дисертація на здобуття ступеня д-ра техн. наук за спеціальністю 05.15.02. Кривий Ріг: Криворізький національний університет, 353 с.

121. Ступнік, М.І., & Вілкул, Ю.Г. (2011). Дослідження механізму проривів обводнених глинистих порід у підземні гірничі виробки та розробка технологічних заходів щодо їх запобігання. *Вісник Криворізького технічного університету*, 28, 3-10.

122. Ступнік, М.І. (2011). Застосування системного підходу до закладних робіт з метою зменшення текучості обводнених глинистих порід. *Системні технології*, 5(76), 158-163.

123. Калініченко, О.В. (2020). *Розвиток наукових основ управління напружено-деформованим станом масиву при формуванні підземних виробок*. Дисертація на здобуття ступеня д-ра техн. наук за спеціальністю 05.15.02. Дніпро: ІГТМ, 405 с.

124. Євстратенко, Л.І. (2015). *Підвищення ефективності вентиляції рудників Кривбасу з аероактивними зонами обвалення*. Автореферат дисертації на здобуття канд. техн. наук за спеціальністю 05.26.01. Дніпро: НГУ, 19 с.

125. Pysmennyi, S., Fedko, M., Shvaher, N., & Chukharev, S. (2020). Mining of rich iron ore deposits of complex structure under the conditions of rock pressure development. *E3S Web of Conferences*, 201, 01022. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202020101022>

126. Калініченко, В.О., Письменний, С.В., Бровко, Д.В., & Калініченко, О.В. (2018). Моделювання стійкості штучних споруд при розробці залізних руд. *Гірничий вісник*, 103, 39-44.

127. Калініченко, В.О. (2008). *Розвиток наукових основ раціонального використання сировинної бази Кривбасу при включенні в розробку втрачених руд і магнетитових кварцитів*. Дисертація доктора технічних наук. Кривий Ріг: Криворізький технічний університет, 332 с.

128. Хоменко, О.Є. (2015). *Геоенергетичні основи розробки рудних родовищ*. Автореферат дисертації на здобуття д-ра техн. наук за спеціальністю 05.12.02. Дніпропетровськ: НГУ, 36 с.

129. Кононенко, М.М., Хоменко, О.Є., Коваленко, І.Л., Миронова, І.Г., & Косенко, А.В. (2024). *Геомеханіка створення підземної інфраструктури при видобуванні руд із застосуванням емульсійних вибухових речовин*. Дніпро: Журфонд, 252 с.

130. Бабец, Є.К., & Чистяков, Є.П. (2015). Гірничо-технічні, геомеханічні та селітебні обставини видобутку руд сучасного Кривбасу. *Збірник наукових праць Науково-дослідного гірничорудного інституту Державного вищого навчального закладу Криворізький національний університет*, 55, 45-49.

131. Перегудов, Ю.В. (2014). *Спосіб ліквідації підземних порожнин при сумісному веденні відкритих та підземних робіт*. Патент № 90358.

132. Перегудов, Ю.В. (2014). *Обґрунтування технології відкритої розробки крутоспадних родовищ, порушених підземними гірничими роботами*. Дисертація на здобуття ступеня канд. техн. наук за спеціальністю 05.15.03. Кривий Ріг: КНУ, 147 с.

133. Четверик, М.С., Ворон, Е.А., Левченко, Е.С., & Перетятко, Г.В. (2013). Технологічні схеми ведення гірничих робіт у зонах обвалення при відкритій розробці крутоспадних рудних родовищ. *Геотехнічна механіка*, 110, 204-216.

134. Дриженко, А.Ю., Адамчук, А.А., Тамуя, С.А., & Тельнов, В.Г. (2018). Дослідження параметрів внутрішніх відвалів у виробленому просторі відпрацьованих глибоких кар'єрів. *Збірник наукових праць НГУ*, 53, 56-65.

135. Дриженко, А.Ю. (2004). *Спосіб заповнення виробленого простору кар'єру*. Патент № 37621.

136. Биленко, А.Е., Терещенко, В.В., Пшеничный, В.Г., & Перегудов, Ю.Г. (2014). Горнотехническая рекультивация отработанного карьера № 2 ПАО ЦГОК вскрышными породами Глеєватського кар'єра с применением комбинированного способа засыпки. *Вісник Криворізького національного університету*, 37, 192-196.

137. Азарян, В.А. (2019). *Технологічно-теоретичні засади управління якістю залізозмісної сировини генералізованого комплексу рудопотоків гірничо-збагачувальних комбінатів*. Автореферат дисертації на здобуття д-ра техн. наук за спеціальністю 05.15.03. Кривий Ріг: КНУ, 39 с.

138. Медведєва, О.О. (2021). *Розвиток наукових основ ресурсозберігаючих технологій гідромеханізованої розробки техногенних родовищ*. Дисертація на здобуття ступеня д-ра техн. наук за спеціальністю 05.15.09. Дніпро: ІГТМ, 466 с.

139. Бабій, К.В. (2019). *Геомеханічні основи технології передзбагачення руди в глибоких залізорудних кар'єрах*. Автореферат дисертації на здобуття д-ра техн. наук за спеціальностями 05.15.09, 05.15.03. Дніпро: ІГТМ, 40 с.

140. Шапар, А.Г., Скрипник, О.О., Копач, П.І., Сметана, С.М., & Романенко, В.Н. (2008). Створення елементів екомережі на техногенно порушених гірничими роботами територіях Кривбасу. *Наука та інновації*, 4(6), 78-86.

141. Шапар, А.Г., Скрипник, О.О., Копач, П.І., Сметана, С.М., & Романенко, В.Н. (2007). *Науково-методичні рекомендації щодо поліпшення екологічного стану земель, порушених гірничими роботами (створення техногенних ландшафтних заказників, екологічних коридорів, відновлення екосистем)*. Дніпро: Моноліт, 270 с.

142. Тверда, О. Я. (2018). *Науково-теоретичні основи екологічної безпеки гірничопромислових комплексів з виробництва щебеню західного регіону України*. Дисертація на здобуття ступеня д-ра техн. наук за спеціальністю 21.06.01. Суми: Сумський державний університет.

143. Ma, K., Zhao, Y., Yang, T., He, R., Hou, J., Liu, Y., Liu, H., Ma, Q., & Zhang, W. (2024). The influence of backfilling of a caved zone and magma intrusion-type faults on surface deformation in a metal mine caused by sublevel caving mining. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 175, 105677. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2024.105677>

144. Sun, W., Wang, H., & Hou, K. (2018). Control of waste rock-tailings paste backfill for active mining subsidence areas. *Journal of Cleaner Production*, 171, 567-579. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2017.09.253>
145. Li, X., Wang, D., Li, C., & Liu, Z. (2019). Numerical simulation of surface subsidence and backfill material movement induced by underground mining. *Advances in Civil Engineering*, 2019(1). <https://doi.org/10.1155/2019/2724370>
146. Zhang, Q., Zhang, B., Chen, Q., Wang, D., & Gao, X. (2021). Safety analysis of synergetic operation of backfilling the open pit using tailings and excavating the ore deposit underground. *Minerals*, 11(8), 818. <https://doi.org/10.3390/min11080818>
147. Chen, Q., Niu, Y., & Xiao, C. (2023). Study on the influence of wet backfilling in open pit on slope stability. *Sustainability*, 15(16), 12492. <https://doi.org/10.3390/su151612492>
148. Oggeri, C., Fenoglio, T.M., Godio, A., & Vinai, R. (2019). Overburden management in open pits: options and limits in large limestone quarries. *International Journal of Mining Science and Technology*, 29(2), 217-228. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.06.011>
149. Shrestha, B.K., Tannant, D.D., Proskin, S., Reinson, J., & Greer, S. (2008). Properties of cemented rockfill used in an open pit mine. *GeoEdmonton*, 8, 609-616.
150. Li, M., Zhang, J., Song, W., & Germain, D.M. (2019). Recycling of crushed waste rock as backfilling material in coal mine: effects of particle size on compaction behaviours. *Environmental Science and Pollution Research*, 26(9), 8789-8797. <https://doi.org/10.1007/s11356-019-04379-9>
151. Thanayamwatte, P., Sivakugan, N., & To, P. (2024). Hydraulic backfill consolidation in underground mine stopes. *International Journal of Geosynthetics and Ground Engineering*, 10(3), 50. <https://doi.org/10.1007/s40891-024-00560-4>
152. Shimada, H., Yoshida, Y., Maeda, Y., Sasaoka, T., Fujita, S., Hamanaka, A., & Matsui, K. (2014). Development of grouting material for fly ash backfilling by application of chemical injection. *Mine Planning and Equipment Selection*, 403-410. https://doi.org/10.1007/978-3-319-02678-7_39
153. Petlovanyi, M., Chebanov, M., & Sherstiuk, Ye. (2023). Formation of a backfill mass as an effective method of mining-technical reclamation when

rehabilitating lands disturbed by mining. *Proceedings of the 6th International Scientific and Practical Conference «Recent Scientific Investigation»*, 164, 177-182.

154. Petlovanyi, M., & Demydov, M. (2026). Systematization of technogenic objects in the mining region as a basis for substantiating an integrated approach to reducing technogenic-ecological hazards. *Proceedings of the International Scientific Conference «Modern Science: Theory, Methodology, and Interdisciplinary Practice»*, 7-11. Riga: Baltija Publishing. <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-672-0-2>

155. Петльований, М., Сай, К., Попович, В., & Чебанов, М. (2023). Методичний підхід до визначення перспективних систем “кар’єрні пустоти – закладний матеріал” на території України. *Екологічна безпека та природокористування*, 4(48), 32-47. <https://doi.org/10.32347/2411-4049.2023.4.32-47>

156. Petlovanyi, M., Sai, K., Malashkevych, D., Popovych, V., & Khorolskyi, A. (2023). Influence of waste rock dump placement on the geomechanical state of underground mine workings. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 1156(1), 012007. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1156/1/012007>

157. Lu, Y., Chen, Y., Li, S., Liu, Z., Gan, D., Lu, Z., & Ma, Q. (2025). Research on the movement law of rock strata in the mining transition from open-pit to underground of the Sijiaying Iron Mine. *Applied Sciences*, 15(22), 12177. <https://doi.org/10.3390/app152212177>

158. Петльований, М.В., Бучавий, Ю.В., & Легеза, Ю.О. (2026). Дослідження розвитку провальних зон шахт та їх впливу на рослинний покрив із застосуванням методів дистанційного зондування. *Науковий Журнал Метінвест Політехніки. Серія: Технічні науки*, 7, 27-37. <https://doi.org/10.32782/3041-2080/2026-7-3>

159. Petlovanyi, M., Fediv, I., Popovych, V., Boyko, T., Stepova, K., Konanets, R., & Popovych, N. (2026). An industrial method for mitigating surface deformations and restoring soil integrity in the Kryvyi Rih Basin. *Rudarsko-Geološko-Naftni Zbornik*, 41(1), 33-47. <https://doi.org/10.17794/rgn.2026.1.4>

160. Tassi, A., & Vizzari, M. (2020). Object-oriented LULC classification in Google Earth engine combining SNIC, GLCM, and machine learning algorithms. *Remote Sensing*, 12(22), 3776. <https://doi.org/10.3390/rs12223776>

161. Yang, Z., Li, J., & Li, P. (2022). Satellite-based monitoring of surface deformation and its impact on vegetation in mining areas. *International Journal of Applied Earth Observation and Geoinformation*, 112, 102943.
162. Lechner, A.M., Baumgartl, T., Matthew, P., & Glenn, V. (2016). The impact of underground coal mining on surface vegetation and hydrology. *Agriculture, Ecosystems & Environment*, 232, 117-126.
163. Fan, H., Cheng, L., & Lu, L. (2021). Impact of coal mining subsidence on the quality of cultivated land and vegetation health. *Journal of Cleaner Production*, 312, 127738. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2021.127738>
164. Buta, M., Blaga, G., Paulette, L., Păcurar, I., Roșca, S., Borsai, O., Grecu, F., Sînziana, P.E., & Negrușier, C. (2019). Soil Reclamation of abandoned mine lands by revegetation in Northwestern Part of Transylvania: A 40-year retrospective study. *Sustainability*, 11(12), 3393. <https://doi.org/10.3390/su11123393>
165. Karan, S.K., Samadder, S.R., & Maiti, S.K. (2016). Assessment of the spatio-temporal changes of vegetation cover in coal mining areas using multi-temporal satellite images. *Ecological Indicators*, 61, 440-450. <https://doi.org/10.1016/j.ecolind.2015.09.049>
166. Copernicus Data Space Ecosystem Browser. Retrived from: <https://browser.dataspace.copernicus.eu/>
167. Свистун, В.К. (2015). Результаты геофизических изысканий по выявлению пустот в одном из горных массивов г. Кривого Рога. *Геолого-мінералогічний вісник Криворізького національного університету*, 1, 108-115.
168. Chen, S., Yin, D., Cao, F., Liu, Y., & Ren, K. (2015). An overview of integrated surface subsidence reducing technology in mining areas of China. *Natural Hazards*, 81(2), 1129-1145. <https://doi.org/10.1007/s11069-015-2123-x>
169. Петльованій, М.В., Сай, К.С., Борисовська, О.О., & Хорольський, А.О. (2023). Аналіз використання промислових відходів для формування закладних масивів у техногенних пустотах. *Науковий вісник ДонНТУ*, 1(10), 115-126. <https://doi.org/10.31474/2415-7902-2023-1-8-1510.31474/2415-7902-2023-1-115-126>
170. Petlovanyi, M.V. (2024). Systematization of the mineral-raw material base of backfill materials and backfill methods in the Kryvyi Rih region. *Journal of Donetsk Mining Institute*, 1(54), 114-122. <https://doi.org/10.31474/1999-981X-2024-1-114-122>

171. Петльований, М.В., Борисовська, О.О., & Сай, К.С. (2024). Оцінка ступеня небезпечності відходів гірничо-металургійного комплексу, механізми та ефективність їх утилізації у проєктах рекультивації порушеної земної поверхні. *Реалії та стратегії розвитку України: вітчизняний та закордонний досвід: колективна монографія* (с. 94-110). Харків: СГ НТМ «Новий курс».

172. Наказ Міністерства охорони навколишнього природного середовища № 12 від 14.01.1999 р. «Про затвердження Інструкції про зміст і складання паспорта місць видалення відходів». (1999). Режим доступу: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z0060-99#Text>

173. ДСанПін 2.2.7.029-99. (1999). Гігієнічні вимоги щодо поводження з промисловими відходами та визначення їх класу небезпеки для здоров'я населення. Режим доступу: <https://zakon.rada.gov.ua/rada/show/v0029588-99#Text>

174. Radchuk, O. (2024). Comparative analysis of Ukrainian and international standards in the context of mining tailings dam design requirements. *Airport Planning, Construction and Maintenance Journal*, 1(3), 45-54.

175. Petlovanyi, M.V., Sai, K.S., Lozynskyi, V.H., Buchavyi, Y.V., & Saik, P.B. (2026). Assessment of the impact of iron-ore tailings dams on water resources and new methods for beneficiation waste utilization. *Journal of Geology, Geography and Geoecology*, 35(1), 172-186. <https://doi.org/10.15421/112616>

176. *Monitoring and ecological assessment of water resources of Ukraine*. (n.d.). Online map. Kyiv: State Agency of Water Resources of Ukraine. Retrived from: <http://monitoring.davr.gov.ua/EcoWaterMon/GDKMap/Index>

177. Кузьменко, А.М., Петлёванный, М.В., & Лозинский, В.Г. (2018). Влияние химических элементов твердой массы смесей при заполнении искусственных полостей в земной коре. *Геотехнічна механіка*, 142, 33-44.

178. Yao, N., Liu, Y., Wang, Q., Oppong, F., Huang, T., Zhou, Z., & Du, P. (2023). Experimental study on delamination and strength characteristics of cemented waste rock backfill. *Construction and Building Materials*, 365, 130058. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2022.130058>

179. Petlovanyi, M., & Malashkevych, D. (2024). Key factors in the implementation of projects for backfilling open technogenic cavities in the mining industry.

Proceedings of the International Scientific Conference «Scientific Area in the Context of Globalisation and Transformation», 4-9. <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-472-6-2>

180. Петльований, М.В., Халимендик, О.В., & Сай, К.С. (2024). Обґрунтування доцільності застосування технології пастового закладання для рекультивції порушених земель Криворізького регіону. В *Матеріалах XXII міжнародної конференції молодих вчених «Геотехнічні проблеми розробки родовищ»* (с. 9-12). Дніпро: ІГТМ ім. М.С. Полякова.

181. *Characterisation of waste – Leaching – Compliance test for leaching of granular waste materials and sludges. Part 2: One stage batch test at a liquid to solid ratio of 10 l/kg with particle size below 4 mm (without or with size reduction)*. (2002). European Committee for Standardization (EN 12457-2:2002).

182. *Method 1311: Toxicity characteristic leaching procedure. In test methods for evaluating solid waste, physical/chemical methods (SW-846)*. (1992). U.S. Environmental Protection Agency.

183. *Soil quality – Leaching procedures for subsequent chemical and ecotoxicological testing of soil and soil-like materials. Part 2: Batch test using a liquid to solid ratio of 10 l/kg dry matter*. (2019). International Organization for Standardization (ISO 21268-2:2019).

184. Петльований, М.В., & Сай, К.С. (2023). Аспекти безпечності застосування промислових відходів як закладних матеріалів техногенних пустот. *Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва*, 25, 126-140. <https://doi.org/10.37101/ftpgv25.01.010>

185. *Waste characterization. Leaching. Compliance testing for leaching of granular waste and sludges. Part 2. Single-stage batch test at a liquid to solid ratio of 10 l/kg for materials with a particle size of less than 4 mm (without or with size reduction)*. (2022). State Standard of Ukraine (DSTU EN 12457-2:2022, IDT).

186. Dovhyi, S.O., Ivanchenko, M.M., Korzhnev, M.M., Trofymchuk, O.M., & Yakovlev, Ye.O. (2021). *Research on the ecological state of post-mining areas in Ukraine using the example of the Kryvyi Rih basin and its surroundings*. Kyiv: Nika-Tsentr.

187. Dovhyi, S.O., Korzhnev, M.M., & Trofymchuk, O.M. (2017). *Geological structure and modern geological, economic and ecological conditions of mining and processing of iron ores of the Kryvyi Rih-Kremenchuk zone*. Kyiv: Nika-Tsentr.

188. Sherstiuk, Ye.A., Petlovanyi, M.V., & Sai, K.S. (2025). Predicting the geofiltration processes within the closed quarry zone in difficult technogenically disturbed conditions. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, 1, 13-21. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2025-1/013>
189. Петльований, М.В., Сай, К.С., & Шерстюк, Є.А. (2024). Аналіз досягнутих фізико-механічних властивостей пастового закладання техногенних пустот на основі хвостів збагачення залізних руд: закордонний досвід. *Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва*, 26, 65-81. <https://doi.org/10.37101/ftpgp26.01.005>
190. Wang, Y., & Xiao, B. (2024). Mechanical properties of hardening cemented paste backfill (CPB). *Cemented Paste Backfill*, 137-202. <https://doi.org/10.1016/b978-0-443-16054-7.00005-9>
191. Belem, T., El Aatar, O., Bussi re, B., & Benzaazoua, M. (2016). Gravity-driven 1-D consolidation of cemented paste backfill in 3-m-high columns. *Innovative Infrastructure Solutions*, 1(1), 37. <https://doi.org/10.1007/s41062-016-0039-2>
192. Behera, S.K., Mishra, D.P., Singh, P., Mishra, K., Mandal, S.K., Ghosh, C.N., Kumar, R., & Mandal, P.K. (2021). Utilization of mill tailings, fly ash and slag as mine paste backfill material: Review and future perspective. *Construction and Building Materials*, 309, 125120. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2021.125120>
193. Wang, B., Li, Q., Wang, R., Wang, D., & Dong, P. (2022). Mechanical strength and hydration exothermic behavior of cemented paste backfill with early-strength agent under low temperature. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 36(10), 710-723. <https://doi.org/10.1080/17480930.2022.2128590>
194. Fall, M., C lestin, J.C., Pokharel, M., & Tour , M. (2010). A contribution to understanding the effects of curing temperature on the mechanical properties of mine cemented tailings backfill. *Engineering Geology*, 114(3-4), 397-413. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2010.05.016>
195. Petlovanyi, M.V., Sai, K.S., Popovych, V.V., Khalymendyk, O.V., & Ruskykh, V.V. (2024). Studying the geotechnical stability of the earth's surface during the formation of different backfill mass types in quarry cavities. *Journal of Geology, Geography and Geoecology*, 33(4), 780-796. <https://doi.org/10.15421/112471>

196. Yingliang, Z., Zhengyu, M., Jingping, Q., Xiaogang, S., & Xiaowei, G. (2020). Experimental study on the utilization of steel slag for cemented ultra-fine tailings backfill. *Powder Technology*, 375, 284-291. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2020.07.052>
197. Duan, X., Huang, Y., & Zheng, W. (2021). Study on the influence of particle size and grade of total tailings on the fluidity of high-concentration filling slurry considering strength. *Geofluids*, 2021, 1-9. <https://doi.org/10.1155/2021/8860460>
198. An, S., Liu, J., Cheng, L., Guo, L., & Zhou, D. (2024). Rheological and mechanical properties of full-tailings backfill material prepared by ultrafine-iron-tailings-powder-based consolidation agent. *Construction and Building Materials*, 417, 135286. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2024.135286>
199. Lu, H., Qi, C., Chen, Q., Gan, D., Xue, Z., & Hu, Y. (2018). A new procedure for recycling waste tailings as cemented paste backfill to underground stopes and open pits. *Journal of Cleaner Production*, 188, 601-612. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2018.04.041>
200. Feng, Y., Li, F., Qi, W., Ren, Q., Qi, W., Duan, G., Zheng, K., Han, Y., & Pang, H. (2022). Mechanical properties and microstructure of iron tailings cemented paste backfills using carbide slag-activated ground granulated blast-furnace slag as alternative binder. *Minerals*, 12(12), 1549. <https://doi.org/10.3390/min12121549>
201. Hubina, V.H., Pokalyuk, V.V., Verkhovtsev, V.G., Yatsenko, V.G., & Zaborovskiy, V.S. (2023). Chemical composition of tailings enrichment of magnetite quartzites of the Kryvyi Rih basin. *Mineralogical Journal*, 45(1), 59-71. <https://doi.org/10.15407/mineraljournal.45.01.059>
202. Wang, J., Yu, Q., Wang, G., & Tong, D. (2023). Stability analysis of cemented tailings backfill in stope considering layered structural characteristics. *Minerals*, 13(9), 1111. <https://doi.org/10.3390/min13091111>
203. Lurie, A.I. (2010). *Theory of elasticity*. Berlin: Springer, 1050 p. <https://doi.org/10.1007/978-3-540-26455-2>
204. Pirapakaran, K., & Sivakugan, N. (2007). Arching within hydraulic fill stopes. *Geotechnical and Geological Engineering*, 25(1), 25-35. <https://doi.org/10.1007/s10706-006-0003-6>

205. Yang, X., Zhang, Y., & Liu, D. (2025). Internal force analysis of circular shaft structures considering vertical and circumferential arching effects of backfill. *Applied Sciences*, 15(12), 6820. <https://doi.org/10.3390/app15126820>
206. Kozub, P., Vambol, S., & Kozub, S. (2020). Study of the use features of the X-ray fluorescence analysis for the heavy metals determination in soil. *Labour Protection Problems in Ukraine*, 36(2), 15-20. <https://doi.org/10.36804/nndipbop.36-2.2020.15-20>
207. Kuzmenko, O., Dychkovskyi, R., Petlovanyi, M., Buketov, V., Howaniec, N., & Smolinski, A. (2023). Mechanism of interaction of backfill mixtures with natural rock fractures within the zone of their intense manifestation while developing steep ore deposits. *Sustainability*, 15(6), 4889. <https://doi.org/10.3390/su15064889>
208. Petlovanyi, M., & Sai, K. (2024). Research into cemented paste backfill properties and options for its application: Case study from a Kryvyi Rih Iron-ore Basin, Ukraine. *Mining of Mineral Deposits*, 18(4), 162-179. <https://doi.org/10.33271/mining18.04.162>
209. Zhao, Y., Soltani, A., Taheri, A., Karakus, M., & Deng, A. (2018). Application of slag-cement and fly ash for strength development in cemented paste backfills. *Minerals*, 9(1), 22. <https://doi.org/10.3390/min9010022>
210. Anastasiou, E.K. (2021). Effect of high calcium fly ash, ladle furnace slag, and limestone filler on packing density, consistency, and strength of cement pastes. *Materials*, 14(2), 301. <https://doi.org/10.3390/ma14020301>
211. Cao, Y., Zhou, C., Zhou, Z., & Jiang, T. (2024). Study of fresh properties of cemented paste backfill material with ternary cement blends. *Construction and Building Materials*, 412, 134005. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2023.134005>
212. Петльований, М.В. (2020). Інтенсифікація використання шахтних порід у закладних сумішах: екологічні та технологічні наслідки. *Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва*, 22, 103-117. <https://doi.org/10.37101/ftpgp22.01.008>
213. Petlovanyi, M.V., & Ganushevych, K.A. (2021). Use of dump rocks in backfill mixtures while mining iron-ore deposits. *Perspective Trajectory of Scientific Research in Technical Sciences: collective monograph* (p. 349-367). Riga: Baltija Publishing. <https://doi.org/10.30525/978-9934-26-085-8-17>

214. Hu, Y., Li, Z., Su, Y., Wu, Y., Li, X., Gao, W., & Zhang, X. (2023). Analyzing the energy and damage constitutive of cemented backfill with different water content under dynamic load. *Materials*, 16(16), 5677. <https://doi.org/10.3390/ma16165677>

215. Чистяков, Є.П., Куліш, С.А., Полтораценко, С.П., Карапа, І.А., Володимиров, А.В., Сахно, А.В., Кордіс, Ю.М., Бєднов, Д.Г., & Міньков, С.Ю. (2017). *Технологічна інструкція здійснення закладних робіт на Запорізькому залізорудному комбінаті*. Кривий Ріг: НДГРІ, 91 с.

216. Jiang, H., Yi, C., Fall, M., & Cui, L. (2024). Mechanical characteristics and macro-microscopic response mechanisms of cemented paste backfill under variable temperatures. *Minerals*, 14(4), 433. <https://doi.org/10.3390/min14040433>

217. Xu, W.B., Tian, M.M., Jiang, T.T., Li, P.P., & Hou, Y.Q. (2018). Assessment of hydration process and mechanical properties of cemented paste backfill by electrical resistivity measurement. *Nondestructive Testing and Evaluation*, 33(4), 362-378. <https://doi.org/10.1080/10589759.2017.1353983>

218. Grabinsky, M.W., Simon, D., & Bawden, W.F. (2023). Integrated interpretation of electrical conductivity changes, heat generation, and strength development in the first week in cemented paste backfill. *Geotechnical Testing Journal*, 46(3), 549-568. <https://doi.org/10.1520/GTJ20220124>

219. ДСТУ Б EN 196-3:2022. (2022). *Методи випробування цементу. Частина 3. Визначення строків тужавлення та рівномірності зміни об'єму (EN 196-3:2016 + A1:2018, IDT)*. Київ: ДП «УкрНДНЦ».

220. Ouattara, D., Yahia, A., Mbonimpa, M., & Belem, T. (2021). Specific mixing energy of cemented paste backfill, Part I: Effect of tailings fineness. *Minerals*, 11(11), 1165. <https://doi.org/10.3390/min11111165>

221. Roussel, N., & Coussot, P. (2005). Fifty-cent rheometer for yield stress measurements: From cone to plate. *Journal of Rheology*, 49(3), 705-718. <https://doi.org/10.1122/1.1879041>

222. Zhang, J., Deng, H., Taheri, A., Deng, X., & Ke, B. (2021). Analytical and experimental investigation of the relationship between spread and yield stress in the

mini-cone test for cemented tailings backfill. *Construction and Building Materials*, 260, 119984. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2020.119984>

223. Aldhafeeri, Z., Fall, M., Pokharel, M., & Ndefo, E. (2022). Evaluation of rheology measurement techniques for pressure loss prediction in paste backfill pipelines. *Minerals*, 12(6), 678. <https://doi.org/10.3390/min12060678>

224. Sun, W., Wu, A., Wang, H., & An, H. (2013). Research on optimum mass concentration of unclassified tailings paste based on the Herschel-Bulkley model. *Research Journal of Applied Sciences, Engineering and Technology*, 6(17), 3119-3124.

225. Zhao, X., Wang, H., Luo, G., Dai, K., Hu, Q., Jin, J., Liu, Y., Liu, B., Miao, Y., & Zhu, K. (2024). Study on the rheological and thixotropic properties of fiber-reinforced cemented paste backfill containing blast furnace slag. *Minerals*, 14(10), 964. <https://doi.org/10.3390/min14100964>

226. Перегудов, Ю.В., & Перегудов, В.В. (2016). Обґрунтування технології ведення відкритих гірничих робіт при залученні до відпрацювання підроблених бортів кар'єра. *Геотехнічна механіка*, 129, 92-97.

227. Зуєвська, Н.В., Іщенко, К.С., Іщенко, О.К., & Коробійчук, В.В. (2021). *Геомеханіка вибухового руйнування масиву міцних гірських порід під час будівництва підземних об'єктів*. Київ: КПП ім. Ігоря Сікорського, 391 с.

228. Філоненко, О.В., & Петльований, М.В. (2021). Методика дослідження параметрів формування закладного масиву кар'єрних пустот з металургійних шлаків. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, 64, 81-98. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/64.081>

229. Шашенко, О.М., Майхерчік, Т., & Сдвижкова, О.О. (2005). *Геомеханічні процеси у породних масивах*. Дніпропетровськ: НГУ, 319 с.

230. Письменний, С.В., & Томашевський, О.Б. (2015). Моделювання стійкої форми очисної камери при розробці магнетитових кварцитів Криворізького залізничного басейну. *Вісник Криворізького національного університету*, 40, 98-103.

231. Belevtsev, Y.N., Belevtsev, R.Y., & Siroshtan, R.I. (1983). The Krivoy Rog Basin. *Developments in Precambrian Geology*, 6, 211-249.

232. Бєлєвцев, Я.Н., Єпатко, Ю.М., Веригін, М.І., Лебєдєв, Ю.С., & Малю-тін, Є.І. (1981). *Залізорудні родовища докембрію України та їх прогнозна оцінка*. Київ: Наукова думка, 230 с.
233. Акименко, Н.М., Бєлєвцев, Я.Н., Горошніков, Б.І., Дубінкіна, Р.П., & Іщенко, Д.І. (1957). *Геологічна будова та залізні руди Криворізького басейну*. Москва: Держгеолтехвидав, 280 с.
234. Бєлєвцев, Я.Н., & Бєлєвцев, Р.Я. (1981). *Геологічна будова та залізні руди Криворізького басейну*. Київ: Наукова думка, 48 с.
235. Бєлєвцев, Я.Н. (1955). *Залізні руди Криворізького залізрудного басейну*. Київ: Видавництво Академії наук Української ССР, 287 с.
236. Бєлєвцев, Я.Н., Бура, Г.Г., & Дубінкіна, Р.П. (1959). *Генезис залізних руд Криворізького басейну*. Київ: Видавництво Академії наук Української ССР, 308 с.
237. Бєлєвцев, Я.Н., Тохтуєв, Г.В., Стригін, А.І. (1962). *Геологія Криворізьких залізрудних родовищ*. Київ: Видавництво Академії наук Української ССР, 567 с.
238. Глушко, В.Т., & Борисенко, В.Г. (1978). *Інженерно-геологічні особливості залізрудних родовищ*. Москва: Надра, 253 с.
239. Семененко, Н.П., & Сологуб, В.Б. (1976). *Глибинна будова рудоносних районів Українського щита*. Київ: Наукова думка, 108 с.
240. Sakhno, I., & Sakhno, S. (2023). Numerical studies of floor heave mechanism and the effectiveness of grouting reinforcement of roadway in soft rock containing the mine water. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 170, 105484. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2023.105484>
241. Stupnik, M., Kalinichenko, V., Fedko, M., Kalinichenko, O., & Hryshchenko, M. (2020). The study of the stress-strain state of the massif in mining uranium at “VOSTGOK” deposits. *E3S Web of Conferences*, 166, 03005. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016603005>
242. Petlovanyi, M. (2016). Influence of configuration chambers on the formation of stress in multi-modulus mass. *Mining of Mineral Deposits*, 10(2), 48-54. <https://doi.org/10.15407/mining10.02.048>

243. Кузьменко, О.М., & Петльований, М.В. (2017). Стійкість штучного масиву при підземній розробці потужного рудного покладу на великій глибині. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, 50, 56-62.

244. Huang, G., Kulatilake, P.H.S.W., Shreedharan, S., Cai, S., & Song, H. (2017). 3-D discontinuum numerical modeling of subsidence incorporating ore extraction and backfilling operations in an underground iron mine in China. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(2), 191-201. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.01.015>

245. Кузьменко, О.М., & Петльований, М.В. (2017). Взаємозв'язок структурних змін оточуючого масиву із стійкістю контуру очисних камер при розробці крутих покладів залізної руди. *Вісті Донецького гірничого інституту*, 2(41), 56-61.

246. Петльований, М.В. (2025). Методологічні підходи до вдосконалення чисельного моделювання геомеханічних процесів у масиві гірських порід залізородних родовищ Кривбасу. В *Матеріалах XXIII міжнародної конференції молодих вчених «Геотехнічні проблеми розробки родовищ»* (с. 101-105). Дніпро: Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова.

247. Hoek, E., & Brown, E.T. (1980). Empirical strength criterion for rock masses. *Journal of the Geotechnical Engineering Division*, 106(9), 1013-1035. <https://doi.org/10.1061/AJGEB6.0001029>

248. Hoek, E., & Brown, E.T. (2019). The Hoek-Brown failure criterion and GSI. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 11(3), 445-463. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2018.08.001>

249. Hoek, E., Carranza-Torres, C., & Corkum, B. (2002). Hoek-Brown failure criterion-2002 edition. *Proceedings of NARMS-Tac*, 1(1), 267-273.

250. Hoek, E., Marinos, P., & Benissi, M. (1998). Applicability of the Geological Strength Index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses. The case of the Athens Schist Formation. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 57(2), 151-160. <https://doi.org/10.1007/s100640050031>

251. Hoek, E., & Diederichs, M.S. (2006). Empirical estimation of rock mass modulus. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 43(2), 203-215. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2005.06.005>

252. Hoek, E. (2007). *Practical rock engineering*. Vancouver, Canada: Rocscience, 341 p.
253. Rocscience Inc. (2020). *Estimating Joint Stiffness. RS2 Online Documentation*. Toronto, Canada.
254. Jaeger, J.C., Cook, N.G., & Zimmerman, R. (2009). *Fundamentals of rock mechanics*. John Wiley & Sons, 488 p.
255. Кузьмін, В.І. (1973). Вплив глибини розробки пластоподібних рудних покладів на характер та параметри процесу зсуву земної поверхні. *Праці ВНДМІ*, 69, 69-73.
256. Kratzsch, H. (2012). *Mining subsidence engineering*. Berlin: Springer Science & Business Media, 546 p. <https://doi.org/10.1007/978-3-642-81923-0>
257. Ступнік, М.І. (2013). Організаційно-методичні положення розробки ефективних схем розкриття родовищ на шахтах Кривбасу концентраційними горизонтами. *Вісті Донецького гірничого інституту*, 1, 280-285.
258. Petlovanyi, M., Lozynskyi, V., Zubko, S., Saik, P., & Sai, K. (2019). The influence of geology and ore deposit occurrence conditions on dilution indicators of extracted reserves. *Rudarsko-Geološko-Naftni Zbornik*, 34(1), 83-91. <https://doi.org/10.17794/rgn.2019.1.8>
259. Villegas, T., & Nordlund, E. (2008). Numerical simulation of the hangingwall subsidence using Phase2. *Proceedings of the 5th International Conference and Exhibition on Mass Mining*, 907-916.
260. Villegas, T. (2008). *Numerical analyses of the hangingwall at the Kii-runavaara mine*. Doctoral dissertation. Luleå: Luleå Tekniska Universitet, 118 p.
261. Sainsbury, D.P., Sainsbury, B.L., Paetzold, H.D., Lourens, P., & Vakili, A. (2016). Caving-induced subsidence behaviour of lift 1 at the palabora block cave mine. *Seventh International Conference & Exhibition on Mass Mining* (p. 1-12). Carlton: Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
262. Xia, K., Chen, C., Wang, T., Pang, H., & Liu, X. (2021). Quantification of the GSI and D values in the Hoek-Brown criterion using the rock quality designation (RQD) and discontinuity surface condition rating (SCR). *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 81(1), 4. <https://doi.org/10.1007/s10064-021-02493-y>

263. Svartsjaern, M., & Saiang, D. (2017). Discrete element modelling of foot-wall rock mass damage induced by sub-level caving at the Kiirunavaara Mine. *Minerals*, 7(7), 109. <https://doi.org/10.3390/min7070109>
264. Tiwari, G., Pandit, B., Latha Gali, M., & Sivakumar Babu, G.L. (2018). Analysis of tunnel support requirements using deterministic and probabilistic approaches in average quality rock mass. *International Journal of Geomechanics*, 18(4). [https://doi.org/10.1061/\(asce\)gm.1943-5622.0001113](https://doi.org/10.1061/(asce)gm.1943-5622.0001113)
265. Routa, T. (2021). *Finite difference method in assessment of suitable mining method in Kemi mine*. PhD Thesis. Espoo: Aalto University, 65 p.
266. Svartsjaern, M., Rentzelos, T., Shekhar, G., Swedberg, E., Boskovic, M., & Hebert, Y. (2022). Controlled reopening of the Kiirunavaara production block 22 after a 4.2 magnitude event. *Proceedings of the 5th International Conference on Block and Sublevel Caving*, 685-698.
267. Lupo, J.F. (1997). Progressive failure of hanging wall and footwall Kii-runavaara Mine, Sweden. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34(3-4), 184.e1-184.e11. [https://doi.org/10.1016/s1365-1609\(97\)00277-3](https://doi.org/10.1016/s1365-1609(97)00277-3)
268. Herdocia, A. (1991). *Hanging wall stability of sublevel caving mines in Sweden*. Doctoral dissertation. Luleå: Luleå Tekniska Universitet, 138 p.
269. Sjöberg, J., Perman, F., Lope Alvarez, D., Stöckel, B.-M., Mäkitaavola, K., Storvall, E., & Lavoie, T. (2017). Deep sublevel cave mining and surface influence. *Proceedings of the 8th International Conference on Deep and High Stress Mining*, 357-372. https://doi.org/10.36487/acg_rep/1704_25_sjoberg
270. Ступнік, М.І., Бровко, Д.В., Калініченко, В.О., Федько, М.Б., Грищенко, М.А., Болотніков, А.В., Чірва, О.І., & Айгарс, О.Г. (2023). Дослідження рекультивацийних перспектив відвалу № 4 Центрального гірничо-збагачувального комбінату, підпрацьованого підземними гірничими роботами. *Гірничий вісник*, 111, 3-11.
271. Garza-Cruz, J., & Pierce, M. (2017). *Assessment of surface subsidence associated with caving*. Report No. 2-5605-01:17R25. Minneapolis: Itasca Consulting Group.
272. Ren, F., Liu, Y., Cao, J., He, R., Fu, Y., Zhou, Y., & Liu, H. (2018). Prediction of the caved rock zones' scope induced by caving mining method. *PLOS ONE*, 13(8), e0202221. <https://doi.org/10.1371/journal.pone.0202221>

273. Saadat, M., Khishvand, M., & Seccombe, A. (2024). FLAC3D simulation of caving mechanism and strata fracture response in underground mining. *Mining*, 4(4), 818-840. <https://doi.org/10.3390/mining4040046>
274. *Subsidence engineer's handbook*. (1975). London: National Coal Board.
275. Державні будівельні норми України (ДБН В.2.1-10:2009). (2009). *Основи та фундаменти споруд. Основні положення проектування*. Київ: Міністерство регіонального розвитку та будівництва України.
276. Sofianos, A.I. (1996). Analysis and design of an underground hard rock voussoir beam roof. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 33(7), A316. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(96\)83532-7](https://doi.org/10.1016/0148-9062(96)83532-7)
277. Bazaluk, O., Petlovanyi, M., Zubko, S., Lozynskyi, V., & Sai, K. (2021). Instability assessment of hanging wall rocks during underground mining of iron ores. *Minerals*, 11, 858. <https://doi.org/10.3390/min11080858>
278. Brady, B.H., & Brown, E.T. (2006). *Rock mechanics: For underground mining*. Queensland: Springer, 614 p.
279. Кузьменко, О.М. & Петльований, М.В. (2017). Стійкість площини штучного масиву на контакті з виробленим простором очисної камери в залежності від структури вміщуючих порід крутого рудного покладу. *Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва*, 19, 48-58.
280. Кузьменко, О.М., & Петльований, М.В. (2017). Руйнування закладного масиву в залежності від технології його зведення. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, 52, 159-166.
281. Wang, J., Xiao, B., Liu, X., & Ruan, Z. (2025). Trends and applications of green binder materials for cemented paste backfill mining in China. *Minerals*, 15(2), 97. <https://doi.org/10.3390/min15020097>
282. Xiao, B., Miao, S., & Gao, Q. (2022). Quantifying particle size and size distribution of mine tailings through deep learning approach of autoencoders. *Powder Technology*, 397, 117088. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2021.117088>
283. Tregger, N.A., Pakula, M.E., & Shah, S.P. (2010). Influence of clays on the rheology of cement pastes. *Cement and Concrete Research*, 40(3), 384-391. <https://doi.org/10.1016/j.cemconres.2009.11.001>

284. Петльований, М.В. (2024). Дослідження кінетики гідратації та ранніх міцнісних характеристик цементованого пастового закладання на основі хвостів збагачення залізних руд. *Науковий вісник ДонНТУ*, 2(13), 78-90. <https://doi.org/10.31474/2415-7902-2024-2-13-78-90>
285. Petlovanyi, M. (2025). Substantiation of rational backfill complex placement when eliminating technogenic cavities of iron-ore deposits based on paste backfilling technology. *Geo-Technical Mechanics*, 173, 158-174. <https://doi.org/10.15407/geotm2025.173.158>
286. Петльований, М.В., & Сай, К.С. (2021). Моделювання напруженого стану закладного масиву при різних фізико-механічних властивостях. *Вісті Донецького гірничого інституту*, 1(48), 7-18. <https://doi.org/10.31474/1999-981x-2021-1-7-18>
287. Jiang, H., Fall, M., Li, Y., & Han, J. (2019). An experimental study on compressive behaviour of cemented rockfill. *Construction and Building Materials*, 213, 10-19. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2019.04.061>
288. Petlovanyi, M.V., Zubko, S.A., Popovych, V.V., & Sai, K.S. (2020). Physicochemical mechanism of structure formation and strengthening in the backfill massif when filling underground cavities. *Voprosy Khimii i Khimicheskoi Tekhnologii*, 6, 142-150. <https://doi.org/10.32434/0321-4095-2020-133-6-142-150>
289. Gercek, H. (2007). Poisson's ratio values for rocks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 44(1), 1-13. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2006.04.011>
290. Marschi, N.D., Chan, C.K., & Seed, H.B. (1972). Evaluation of properties of rockfill materials. *Journal of the Soil Mechanics and Foundations Division*, 98(1), 95-114. <https://doi.org/10.1061/JSFEAQ.0001735>
291. Marsal, R.J. (1973). Mechanical properties of rockfill. *Embankment-dam engineering: Casagrande volume*, 109-200.
292. Barton, N. (2013). Shear strength criteria for rock, rock joints, rockfill and rock masses: Problems and some solutions. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 5(4), 249-261. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2013.05.008>
293. Varadarajan, A., Sharma, K.G., Venkatachalam, K., & Gupta, A.K. (2003). Testing and modeling two rockfill materials. *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*, 129(3), 206-218. [https://doi.org/10.1061/\(asce\)1090-0241\(2003\)129:3\(206\)](https://doi.org/10.1061/(asce)1090-0241(2003)129:3(206))

294. Charles, J.A., & Watts, K.S. (1980). The influence of confining pressure on the shear strength of compacted rockfill. *Géotechnique*, 30(4), 353-367. <https://doi.org/10.1680/geot.1980.30.4.353>
295. Fall, M., Adrien, D., Célestin, J.C., Pokharel, M., & Touré, M. (2009). Saturated hydraulic conductivity of cemented paste backfill. *Minerals Engineering*, 22(15), 1307-1317. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2009.08.002>
296. Cihangir, F., Ercikdi, B., Kesimal, A., Turan, A., & Deveci, H. (2012). Utilisation of alkali-activated blast furnace slag in paste backfill of high-sulphide mill tailings: Effect of binder type and dosage. *Minerals Engineering*, 30, 33-43. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.01.009>
297. Hane, I., Belem, T., Benzaazoua, M., & Maqsoud, A. (2016). Laboratory characterization of cemented tailings paste containing crushed waste rocks for improved compressive strength development. *Geotechnical and Geological Engineering*, 35(2), 645-662. <https://doi.org/10.1007/s10706-016-0131-6>
298. Wang, J., Fu, J., Song, W., & Zhang, Y. (2021). Mechanical properties, damage evolution, and constitutive model of rock-encased backfill under uniaxial compression. *Construction and Building Materials*, 285, 122898. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2021.122898>
299. Куліковська, О.Є. (2012). Дослідження процесу зсуву поверхні і стану об'єктів при підземній розробці родовища ПАТ Євраз Суха Балка. *Вісник Криворізького національного університету*, 30, 30-34.
300. Stankevich, S., Piestova, I., Titarenko, O., Filipobich, V., Dudar, T., & Svideniuk, M. (2019). Land surface displacement study for Kryvyi Rih mining area using radar interferometry time series analysis. *Monitoring*, 2019, 1-6. <https://doi.org/10.3997/2214-4609.201903199>
301. Петльований, М. (2026). Результати чисельного моделювання впливу закладання утворених провальних зон від підземної розробки рудних покладів на деформації земної поверхні. В *Матеріалах IV міжнародної науково-практичної конференції «Екологічні проблеми сучасності»* (с. 66-70). Дрогобич: Державний ВНЗ «ДонНТУ». <https://ea.donntu.edu.ua/handle/123456789/35842>

302. НПАОН 13.1-1.01-75. (1975). *Правила охорони споруд і природних об'єктів від шкідливого впливу підземних гірничих робіт у Криворізькому залізорудному басейні*. Київ: МЧМ СРСР.

303. Petlovanyi, M.V., Ruskykh, V.V., & Zubko, S.A. (2019). Peculiarities of the underground mining of high-grade iron ores in anomalous geological conditions. *Journal of Geology, Geography and Geoecology*, 28(4), 706-716. <https://doi.org/10.15421/111966>

304. Петльований, М.В., Кузьменко, О.М., Сай, К.С., & Саїк, П.Б. (2025). Дослідження приграничного стану масиву гірських порід навколо непогашених підземних пустот залізорудних родовищ на основі чисельного моделювання. *Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва*, 27, 48-63. <https://doi.org/10.37101/ftpgp27.01.005>

305. Petlovanyi, M., & Sai, K. (2026). Numerical modelling of critical conditions for the onset of a limit state in the rock mass surrounding unfilled underground voids in iron ore deposits. *Engineering Journal of Satbayev University*, 148(1), 38-47. <https://doi.org/10.51301/ejsu.2026.i1.05>

306. Петльований, М., & Сай, К. (2025). Виявлення приграничного стану масиву гірських порід навколо непогашених пустот у результаті розробки сліпих рудних покладів. В *Матеріалах XVIII міжнародної науково-практичної конференції «Українська школа гірничої інженерії»* (с. 53-54). Східниця: ЛПрес. <https://doi.org/10.33271/usme18.053>

307. Gresnigt, A.M. (1987). *Plastic design of buried steel pipelines in settlement areas*. Amsterdam: Heron, 114 p.

308. Fourie, A.B. (2006). *Paste and thickened tailings: A guide*. Crawley: Australian Centre for Geomechanics, The University of Western Australia, 356 p.

309. Meggyes, T., & Debreczeni, A. (2006). Paste technology for tailings management. *Land Contamination and Reclamation*, 14(4), 815.

310. Petlovanyi, M., Chebanov, M., Sai, K., & Khalymendyk, O. (2025). A new approach to restoring the earth's surface heavily disturbed by mining activities. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 1481, 012004. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/1481/1/012004>

311. Petlovanyi, M., Sai, K., & Sherstiuk, Ye. (2024). Criteria for paste backfill mixes when filling inactive technogenic cavities. In *Materials of the XVII International Scientific and Practical Conference «Ukrainian School of Mining Engineering»* (p. 33-36). Skhidnytsia, Ukraine: LizunoffPress. <https://doi.org/10.33271/usme17.033>.
312. CMQ Engineering. (2025). Retrived from: <https://cmqengineering.com/>
313. WAM Group. (2025). *Continuous ploughshare mixers*.
314. Putzmeister Concrete Pumps GmbH. (2025). *HSP series pump for pumping thick solutions*.
315. *Методика оцінки збитків від наслідків надзвичайних ситуацій техногенного та природного характеру*. (2002). Постанова КМУ № 175 від 15.02.2002. Режим доступу: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/175-2002-п>
316. *Про затвердження такс для обчислення розміру шкоди, заподіяної лісу*. (2008). Постанова КМУ № 665 від 23.07.2008. Режим доступу: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/665-2008-п>
317. *Про розміри та Порядок визначення втрат сільськогосподарського і лісогосподарського виробництва, які підлягають відшкодуванню*. (1997). Постанова КМУ № 1279 від 17.11.1997. Режим доступу: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/1279-97-п>
318. *Про затвердження Методики нормативної грошової оцінки земельних ділянок*. (2021). Постанова КМУ № 1147 від 3.11.2021. Режим доступу: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/1147-2021-%D0%BF>

ДОДАТОК А

ЗАТВЕРДЖУЮ:

Ректор
Національного технічного університету
«Дніпровська політехніка»
Олександр АЗЮКОВСЬКИЙ



_____ 2025 р.

ДОВІДКА
про впровадження результатів докторської дисертації
Петльованого Михайла Володимировича
на тему: «Наукові основи комплексної ліквідації техногенних пустот із використанням відходів гірничо-металургійного комплексу» у навчальному процесі Національного технічного університету «Дніпровська політехніка»

Протягом 2016-2025 рр. на кафедрі гірничої інженерії та освіти виконувались та виконуються науково-дослідні роботи у рамках держбюджетних тематик МОН України та Національного фонду досліджень України, у яких Петльований М.В. був та є як науковим керівником, так і основним виконавцем, зокрема: «Наукове обґрунтування та розробка енергоефективних маловідходних технологій видобування вуглеводневої та мінеральної сировини» (№ 0116U008041); «Наукове обґрунтування методологічної, технологічної, екологічної і правової бази вилучення корисних компонентів з техногенних родовищ України» (№ 0116U004619); «Розробка прогресивних технологій повноцінного вилучення енергетичного вугілля з акумуляцією пустих порід у підземному просторі» (№ 0120U101099); «Розробка технології відновлення порушених гірничими роботами територій шляхом формування закладних масивів на основі природно-техногенних матеріалів» (Грант НФДУ, № 2021.01/0306); «Розробка нових прикладних і нормативних рішень для ресурсоефективної утилізації техногенних відходів та ліквідації пустот гірничорудних регіонів у контексті циркулярної економіки» (№ 0126U001271).

За результатами виконання комплексу науково-дослідних робіт Петльованим Михайлом Володимировичем самостійно та особисто підготовлено дисертаційну роботу на тему: «Наукові основи комплексної ліквідації техногенних пустот із використанням відходів гірничо-металургійного комплексу», результати якої являють цінність для навчального процесу.

Цією довідкою підтверджується, що результати дисертаційної роботи доцента Петльованого М.В. що подана на здобуття наукового ступеня доктора наук, впроваджені та використовуються у навчальному процесі НТУ «Дніпровська політехніка».

Результати досліджень використовуються при підготовці здобувачів вищої освіти за спеціальностями 184 «Гірництво» та 183 «Технології захисту навколишнього середовища» за при викладанні наступних дисциплін: «Моделювання геомеханічних систем у задачах підземного видобутку корисних копалин», «Інноваційні технології розробки рудних родовищ корисних копалин», «Технологічний інжиніринг», «Технології захисту ґрунтів і надр», «Екологія гірництва».

Результати досліджень, а саме, сучасні методи та методики також використовуються студентами кафедр гірничої інженерії та освіти й екології та технологій захисту навколишнього середовища при написанні курсових, дипломних та науково-дослідних робіт.

Директор
Інституту природокористування,
д.т.н., професор



Олена ЯВОРСЬКА

Завідувач кафедри
гірничої інженерії та освіти
д.т.н., професор



Володимир БОНДАРЕНКО

ДОДАТОК Б

МІНІСТЕРСТВО
ОСВІТИ І НАУКИ
УКРАЇНИ



MINISTRY
OF EDUCATION AND SCIENCE
OF UKRAINE

НАУКОВО-ДОСЛІДНИЙ
ГІРНИЧОРУДНИЙ ІНСТИТУТ
КРИВОРІЗЬКОГО
НАЦІОНАЛЬНОГО
УНІВЕРСИТЕТУ
(НДГРІ)

пр.Гагаріна, 57, м.Кривий Ріг,
Дніпропетровська обл., 50086, Україна,
тел./факс: (056) 409-74-01,
E-mail: nigri@nigri.dp.ua, nigri@cabletv.dp.ua,
ідентифікаційний код 37664469
<https://nigri.dp.ua/>

SCIENTIFIC-RESEARCH
MINING INSTITUTE
OF KRYVYI RIH
NATIONAL
UNIVERSITY
(NDGRI)

Gagarin Ave., 57, Kryvyi Rih,
Dnipropetrovsk obl., 50086, Ukraine,
tel./fax: (056) 409-74-01
E-mail: nigri@nigri.dp.ua; nigri@cabletv.dp.ua
identification code 37664469
<https://nigri.dp.ua/>

№ 01.2-14 від 29.01.2026р.
на № _____ від _____

ДОВІДКА про впровадження результатів
дисертаційної роботи к.т.н., доцента кафедри гірничої
інженерії та освіти НТУ «Дніпровська політехніка»
Петльованого Михайла Володимировича

Дана довідка підтверджує, що у проєктній та науково-технічній діяльності Науково-дослідного гірничорудного інституту «НДГРІ» Криворізького національного університету (м. Кривий Ріг), що є головним інститутом гірничо-металургійної галузі з питань розробки рудних родовищ корисних копалин підземним і відкритим способами, використовуються наступні наукові та практичні розробки дисертаційної роботи Петльованого М.В. на тему: «Наукові основи комплексної ліквідації техногенних пустот із використанням відходів гірничо-металургійного комплексу»:

- методологія чисельного моделювання складних геомеханічних процесів при підземній розробці залізорудних родовищ у структурно-неоднорідному геологічному середовищі із застосуванням нелінійного критерію Хоека-Брауна;
- комплексна методика експериментальних досліджень фізичних, фізико-хімічних, реологічних, міцнісних та деформаційних властивостей пастових закладних сумішей та сформованих на основі них закладних масивів;
- рекомендації визначення приграничного стану масиву навколо підземних непогашених пустот, схильного до обвалення, від розробки рудних покладів;
- методика визначення раціонального розташування мобільного закладного комплексу між хвостосховищем та техногенними пустотами;
- технологічні рішення з ліквідації різнотипних техногенних пустот із використанням відходів гірничо-металургійного комплексу в пастовому та комбінованому закладних масивах.

Використання наукових-технічних розробок Петльованого М.В. дозволило підвищити достовірність прогнозу геомеханічних процесів у масиві гірських порід та земної поверхні при веденні підземних гірничих робіт, розширити перелік способів ліквідації техногенних пустот і рекультиватії порушених земель застосуванням технології пастового закладання з відходів гірничо-металургійного комплексу та зменшити розвиток руйнівних деформаційних процесів земної поверхні під впливом діючих і старих шахт.

Директор,
докт. техн. наук, професор



Вадим ЩОКІН

ДОДАТОК В

ЗАТВЕРДЖЕНО:

Заступник директора
з наукової роботи
ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України
член-кор. НАН України

Катерина БАБІЙ

« 08 » січня 2026 р.

УЗГОДЖЕНО:

Проректор з науково-педагогічної та
навчально-виховної роботи
НТУ «Дніпровська політехніка»
д.г.н., доц.

Ігор НІКІТЕНКО

« 08 » січня 2026 р.

АКТ ПЕРЕДАЧІ

результатів дисертаційної роботи Петльованого М.В.
«НАУКОВІ ОСНОВИ КОМПЛЕКСНОЇ ЛІКВІДАЦІЇ ТЕХНОГЕННИХ ПУСТОТ
ІЗ ВИКОРИСТАННЯМ ВІДХОДІВ ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНОГО КОМПЛЕКСУ»

Цим актом підтверджується, що НТУ «Дніпровська політехніка» передав Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України для використання у науково-технічній діяльності результати дисертаційної роботи Петльованого Михайла Володимировича на тему «Наукові основи комплексної ліквідації техногенних пустот із використанням відходів гірничо-металургійного комплексу», у вигляді наступних методик, рекомендацій та аналітичних матеріалів:

- рекомендації з непрямого способу моніторингу та оцінки негативного впливу хвостосховищ на поверхневі водні об'єкти;
- методика експериментальних досліджень екологічної безпечності перетворення дрібнодисперсних хвостів збагачення залізних руд у монолітний закладний масив;
- методика оцінки еколого-економічного ефекту при застосуванні технології комплексної ліквідації техногенних пустот залізрудних родовищ;
- інформаційно-аналітична карта геопросторового розташування потенційних закладних матеріалів та утворених техногенних пустот на території України;
- методологія чисельного моделювання складних геомеханічних процесів при підземній розробці залізрудних родовищ у структурно-неоднорідному геологічному середовищі із застосуванням нелінійного критерію Хоека-Брауна.

Результати дисертаційної роботи Петльованого М.В. будуть використані фахівцями Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України при виконанні господарських та бюджетних НДР за такими тематичними напрямками: раціональне природокористування; рекультивация порушених гірничими роботами земель; управління екологічною безпекою промислових відходів; а також при підготовці докторів філософії за спеціальністю G 16 Гірництво та нафтогазові технології.

Т.в.о. завідувача відділу екології
освоєння природних ресурсів
д.т.н., с.н.с.

Ольга МЕДВЕДЄВА

Директор Навчально-наукового
інституту природокористування
д.т.н., проф.

Олена ЯВОРСЬКА

Завідувач відділу керування
динамічними проявами
гірничого тиску
д.т.н., с.н.с.

Сергій МІНЦЄВ

ДОДАТОК Г

Міністерство освіти і науки України

НТУ «Дніпровська політехніка»

ТОВ «Гемма Трейдинг»

ПОГОДЖЕНО

Проректор з науково-педагогічної
та навчально-виховної роботи

Ігор НІКІТЕНКО

2026 р.

ЗАТВЕРДЖУЮ:

Директор ТОВ «Гемма Трейдинг»

Павло ЧЕЧЕЛЬ

2026 р.

РЕКОМЕНДАЦІЇ КОМПОНУВАННЯ МОДУЛЬНОГО ЗАКЛАДНОГО КОМПЛЕКСУ ДЛЯ ПРИГОТУВАННЯ ПАСТОВИХ ЗАКЛАДНИХ СУМІШЕЙ

Розробник:

доцент кафедри гірничої інженерії

та освіти, к.т.н., доц.

Михайло ПЕТЛЬОВАНІЙ

Дніпро

2026

Рекомендації щодо компонування модульного закладного комплексу для приготування пастових закладних сумішей / М.В. Петльований. – Дніпро: НТУ «Дніпровська політехніка», ТОВ «Гемма Трейдинг», 2026. – 21 с.

Рекомендації присвячено обґрунтуванню раціонального компонування модульного закладного комплексу для приготування пастових закладних сумішей, що можуть застосовуватися під час ліквідації техногенних пустот, утворених унаслідок ведення гірничих робіт. Викладено загальні підходи до розміщення та взаємозв'язку основних технологічних модулів комплексу, підготовки компонентів, дозування, змішування та подальшого транспортування пастових закладних сумішей.

Рекомендації можуть бути корисними для фахівців гірничодобувних і проектних організацій, наукових працівників, інженерно-технічних працівників підприємств, а також здобувачів вищої освіти гірничого профілю.

Друкується за авторською редакцією.

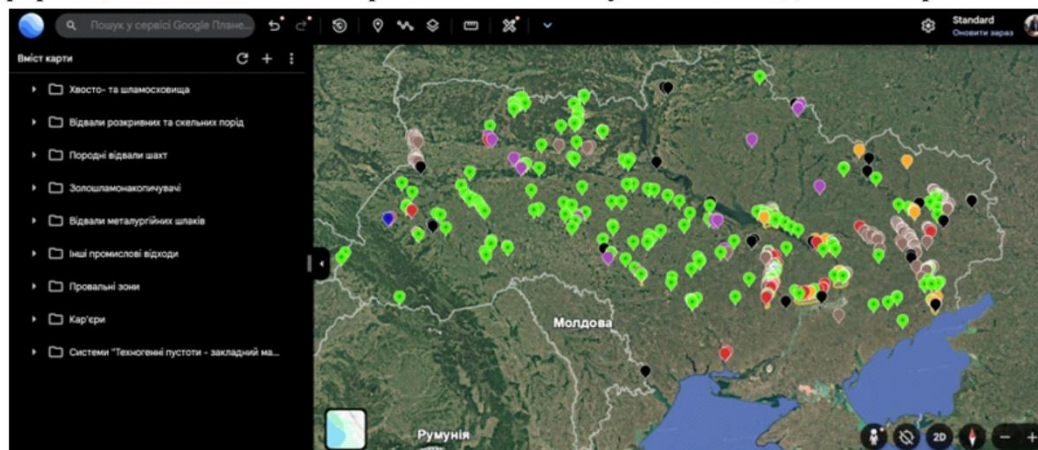
ЗМІСТ

Вступ.....	4
1. Загальні положення щодо компонування модульного закладного комплексу.....	5
2. Рекомендована структура модульного закладного комплексу для приготування пастових закладних сумішей.....	7
3. Приймання, складування та підготовка компонентів пастової закладної суміші.....	9
4. Технологічний вузол подрібнення додаткового в'язучого матеріалу.....	12
5. Дозування компонентів та приготування пастової закладної суміші.....	14
6. Приймання готової пастової закладної суміші та її подача у напірний трубопровід.....	17
7. Перелік контрольного обладнання лабораторії модульного закладного комплексу.....	19
Висновки та рекомендації.....	20
Перелік посилань.....	21

ДОДАТОК Д

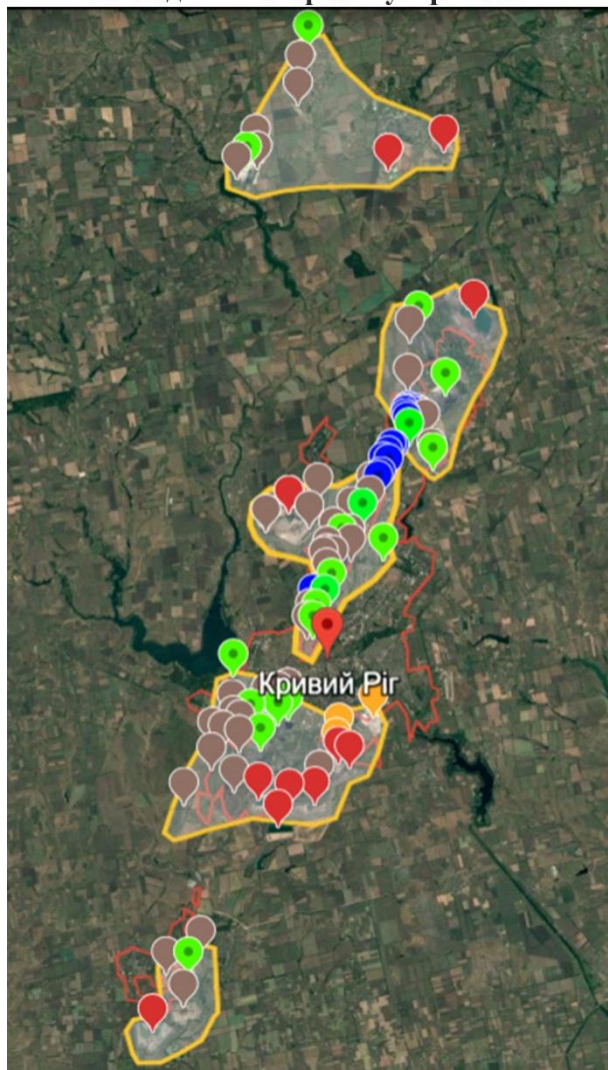
Інформаційно-аналітичні матеріали, створені у процесі виконання дисертаційного дослідження

Інформаційно-аналітична карта «техногенні пустоти-закладний матеріал» в Україні



-  хвостові та шламосховища
-  золошламонакопичувачі
-  інші промислові відходи
-  відвали розкривних порід; породні відвали шахт
-  відвали металургійних шлаків
-  кар'єри
-  провальні зони

Системи «техногенні пустоти-закладний матеріал» у Кривбасі



Інформаційне вікно «Провальна зона»



Інформаційне вікно «Кар'єрна пустота»



Інформаційне вікно «Хвостосховище»



ДОДАТОК Е

Документи, що підтверджують практичну цінність

(11) 159762

(19) UA

(51) МПК

E21C 41/32 (2006.01)

(21) Номер заявки:	u 2024 05542	(72) Винахідники:	Петльований Михайло Володимирович, UA, Чебанов Максим Олександрович, UA, Сай Катерина Сергіївна, UA
(22) Дата подання заявки:	25.11.2024		
(24) Дата, з якої є чинними права інтелектуальної власності:	03.07.2025		
(46) Дата публікації відомостей про державну реєстрацію та номер Бюлетеня:	02.07.2025, Бюл. № 27	(73) Володілець:	НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ "ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА", просп. Д. Яворницького, 19, м. Дніпро, 49000, UA

(54) Назва корисної моделі:

СПОСІБ РЕКУЛЬТИВАЦІЇ ВИРОБЛЕНОГО ПРОСТОРУ КАР'ЕРУ

(57) Формула корисної моделі:

Спосіб рекультивациі виробленого простору кар'єру, що включає формування комбінованої структури закладного масиву з використанням цементованого затверділого шару із закладним матеріалом з хвостів збагачення, який відрізняється тим, що для формування комбінованої структури закладного масиву застосовують сезонне чергування рівнозначних шарів затверділого монолітного і породного закладних масивів, де затверділий монолітний закладний масив формують з цементованої пастової закладної суміші, що здійснюють у весняно-літній період із використанням накопичених у хвостосховищах лежалих хвостів збагачення, комбінації в'язучих матеріалів й води і заповнюють у спеціально облаштовані закладні карти за допомогою розташованого на поверхні технологічного ланцюга апаратів для виконання закладних операцій, а породний закладний масив формують в осінньо-зимовий період із використанням ущільнених бульдозерним способом кар'єрних розкривних відвальних порід поверх вже затверділого монолітного закладного масиву.



УКРАЇНА

(19) UA

(11) 147810

(13) U

(51) МПК

E21F 15/06 (2006.01)

НАЦІОНАЛЬНИЙ ОРГАН
ІНТЕЛЕКТУАЛЬНОЇ
ВЛАСНОСТІ
ДЕРЖАВНЕ ПІДПРИЄМСТВО
"УКРАЇНСЬКИЙ ІНСТИТУТ
ІНТЕЛЕКТУАЛЬНОЇ
ВЛАСНОСТІ"

(12) ОПИС ДО ПАТЕНТУ НА КОРИСНУ МОДЕЛЬ

(21) Номер заявки:	u 2020 07489	(72) Винахідник(и):	Малашкевич Дмитро Сергійович (UA), Петльований Михайло Володимирович (UA), Пойманов Сергій Миколайович (UA)
(22) Дата подання заявки:	30.11.2020		
(24) Дата, з якої є чинними права інтелектуальної власності:	17.06.2021		
(46) Публікація відомостей про державну реєстрацію:	16.06.2021, Бюл. № 24	(73) Володілець (володільці):	НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ "ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА", просп. Д. Яворницького, 19, м. Дніпро, 49000 (UA)

(54) СПОСІБ ЗАКЛАДКИ ВИРОБЛЕНОГО ПРОСТОРУ

(57) Реферат:

Спосіб закладки виробленого простору, що включає заповнення виробленого простору метанням породи з наступним її ущільненням, згідно з корисною моделлю після виїмання породи подрібнюють до однорідного стану, а в процесі метання у вироблений простір її насичують напірним методом твердіючою сумішшю, вибраною в співвідношенні 1:5, "в'язучий розчин-порода", при цьому ущільнення масиву здійснюють за допомогою вібраційного впливу до повної усадки закладного матеріалу.

147810 U