

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

Кваліфікаційна наукова праця
на правах рукопису

Салєєв Ільдар Азізюляєвич

УДК 622.012:005.416

ДИСЕРТАЦІЯ
НАУКОВЕ ОБГРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ РІШЕНЬ
ГІРНИЧО-ТЕХНОЛОГІЧНИХ ЗАДАЧ ПРИ ЗАКРИТТІ
ВУГІЛЬНИХ ШАХТ УКРАЇНИ

184 – «Гірництво»

Подається на здобуття наукового ступеня доктора філософії

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



І.А. Салєєв

Науковий керівник
доктор технічних наук, професор
Бондаренко Володимир Ілліч

Дніпро – 2021

ЗМІСТ

ВСТУП	17
Розділ 1 АНАЛІЗ СВІТОВИХ ТА ВІТЧИЗНЯНИХ ТЕНДЕНЦІЙ ВУГЛЕВИДОБУТКУ У ЗВ'ЯЗКУ З ОЦІНКОЮ НАСЛІДКІВ ЗАКРИТТЯ ШАХТ. МЕТА І ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ	24
1.1 Сучасні закономірності видобутку вугілля та їх протиріччя	24
1.2 Досвід закриття шахт у країнах Європи та аналіз шляхів усунення негативних наслідків в Україні	27
1.3 Підходи до оцінки доцільності послідовного погашення виробок на діючих шахтах	36
1.4 Аналіз розробок з прогнозування і керування гідрогеологічною ситуацією при закритті шахт	53
1.5 Мета і завдання досліджень, розробка алгоритмів їх комплексного рішення	57
1.6 Висновки за розділом	59
Розділ 2 ОБҐРУНТУВАННЯ ПРИНЦИПІВ І РОЗРОБКА МЕТОДИКИ ОЦІНКИ ДОЦІЛЬНОСТІ ПОГАШЕННЯ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК ЗА ГЕОМЕХАНІЧНИМ ФАКТОРОМ	60
2.1 Обґрунтування підходу та критеріїв оцінки стану виробки за весь термін її підтримки	60
2.2 Принципи пошуку й збору інформації про закономірності проявів гірського тиску в часі експлуатації виробки	63
2.2.1 Методика збору інформації та оформлення результатів	63
2.2.2 Формування бази даних для вивчення проявів гірського тиску	68
2.3 Аналіз закономірностей розвитку зміщення контуру виробки в часі її підтримки	71
2.4 Методика оцінки стану виробки за результатами прогнозу зміщень її контуру	81

2.5 Висновки за розділом	84
Розділ 3 РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОНИКНОСТІ І ЄМНОСТІ ВІДПРАЦЬОВАНОГО МАСИВУ ТА МЕТОДИКА ЇХ ВИКОРИСТАННЯ ПРИ ПРОЄКТУВАННІ ЗАКРИТТЯ ШАХТ	86
3.1 Характеристика проникності породної товщі за особливостями водопроявів в гірничих виробках при управлінні покрівлею повним обваленням	86
3.2 Вплив природних і технологічних факторів на водопроникність породного масиву в зонах, порушених гірничими виробками	88
3.3 Результати експериментального дослідження реології породного масиву, що підроблюється	92
3.4 Гідрогеомеханічні параметри водорегулювання з використанням шахтних стовбурів при закритті шахт	96
3.5 Обґрунтування методики прогнозування гідрогеомеханічних процесів при закритті шахт	106
3.5.1 Аналіз існуючих підходів до вирішення задач гідрогеомеханічних прогнозів при закритті шахт	106
3.5.2 Геотехнічні та гідродинамічні принципи суміщення чисельних моделей геофільтраційного стану гірського масиву	107
3.5.3 Апробація гідрогеомеханічного моделювання для оцінки параметрів порушеного масиву гірських порід на шахтному полі перед закриттям шахти	111
3.5.4 Загальна схема та апробація скінченно-різницевої моделі геофільтрації у межах відпрацьованого шахтного поля	114
3.6 Висновки та рекомендації за розділом	119
Розділ 4 НАУКОВО-ТЕХНІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ОПРІСНЕННЯ ШАХТНОЇ ВОДИ Й УТИЛІЗАЦІЯ ВІДХОДІВ З ОТРИМАННЯМ ТОВАРНОЇ ПРОДУКЦІЇ – ХАРЧОВОЇ СОДИ (NaHCO₃)	121
4.1 Аналіз опріснення високомінералізованої води у Світі й Україні ..	121
4.2 Обґрунтування способу опріснення шахтної води на шахті	124

ім. М.І. Сташкова	
4.3 Аналіз та обґрунтування способу переробки відходів опріснення шахтної води з отриманням товарної продукції	137
4.4 Техніко-економічне обґрунтування ефективності опріснення води з шахти ім. М.І. Сташкова та переробка її відходів	143
4.5 Висновки за розділом	151
ЗАКЛЮЧНІ ВИСНОВКИ	153
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	155
Додаток А. Методика оцінки стану виробок і доцільність їх погашення за геомеханічним фактором при закритті шахт України	173
Додаток Б. Рекомендації з визначення гідрогеомеханічних параметрів для складання проєктів закриття шахт у Західному Донбасі	176

АНОТАЦІЯ

Салєєв І.А. Наукове обґрунтування раціональних рішень гірничо-технологічних задач при закритті вугільних шахт України – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття ступеня доктора філософії за спеціальністю 184 – «Гірництво», – Національний технічний університет «Дніпровська політехніка», Міністерство освіти і науки України, Дніпро, 2021.

Представлена дисертація є закінченою науково-дослідною роботою, в якій приведені наукове обґрунтування і дано нове наукове та практичне вирішення важливого наукового завдання, яке полягає у встановленні закономірностей спільного пружного вісесиметричного навантаження кріплення породним масивом і гідродинамічною площинно – радіальною течією води до затоплюваного стовбура, закономірностей наростання зміщень контуру виробок з геомеханічних показником умов їх підтримки, що в поєднанні сформували наукові гірничотехнічні основи закриття вугільних шахт.

На основі проведеного аналізу літературних джерел та проектних матеріалів закриття вугільних шахт в Європі та Україні дає підставу стверджувати, що основними проблемами є технічні, екологічні, законодавчі та фінансові, які складають єдину структуру.

У даній роботі розглядається задача мінімізації ризиків при закритті вугільних шахт України за геомеханічними, технологічними і гідрогеологічними факторами. Зокрема, встановлення закономірностей розвитку проявів гірського тиску в підземних виробках, що послідовно погашається, і розробка методики оцінки їх стану на даний час; обґрунтування параметрів технології і комплексу обладнання опріснення шахтних вод з отриманням вторинної сировини – мінеральних солей для використання у господарській діяльності; обґрунтування рекомендацій з регулювання гідравлічного режиму шахтних вод для мінімізації підтоплення земної поверхні на найближчих територіях.

За результатами досліджень впливу геомеханічного фактору при оцінці стану гірничих виробок на ухвалення рішення про доцільність їх подальшого

використання проведений аналіз діючих нормативних методик і розробок з прогнозування параметрів проявів гірського тиску у виробках, що підтримуються, поза зоною впливу очисних робіт в умовах слабометаморфізованих порід.

Створено нову методику, яка базується на узагальненні результатів шахтних інструментальних спостережень з урахуванням існуючих нормативних документів при поділі геомеханічної ситуації за двома умовами: текстура й міцні властивості літотипів прилеглої вуглевмісної товщі та особливості проявів реологічних процесів розвитку її зрушень в порожнину виробки.

Розроблено алгоритм та отримано узагальнюючі графічні залежності розвитку зміщень контуру виробок, виділених в чотири основні групи за критеріями текстури й міцнісних властивостей літотипів прилеглого масиву, а також виду їх реологічних проявів: згасаюча й незгасаюча повзучість деформацій. Для кожної групи за допомогою методів кореляційно-дисперсійного аналізу отримано емпіричні формули для розрахунку зближень покрівлі й підосви виробок, їх боків залежно від геомеханічного критерію H/R умов підтримки й тривалості t цього періоду.

У ході проведеного експериментально-аналітичного дослідження вирішено задачу суміщення пружного вісесиметричного навантаження кріпленням породним масивом та гідродинамічною площинно-радіальною течією до стовбура. Встановлено, що гідрогеомеханічний стан навколо шахтного стовбура характеризується розвитком взаємоконкуруючих процесів нелінійного зменшення проникності навантаженого породного контуру та гідростатичного розвантаження структурних елементів водовмісних порід і фільтруючого кріплення.

Встановлені закономірності гідрогеомеханічного розвантаження кріплення стовбура в межах $0,054 - 6,12 \cdot 10^5$ Па близькі до міцності розтягування контакту «бетон – водовмісна порода». Цей факт є небезпечним і потребує зменшення гідродинамічного ухилу до шахтного стовбура при управлінні процесом затоплення шахт занурювальними насосами.

Розроблено й адаптовано скінчено-елементну геомеханічну модель до вирішення задач управління геофільтраційним станом гірського масиву навколо

гірничих виробок на основі: емпіріоаналітичного аналізу параметрів формування проникної зони навколо гірничих виробок; чисельної алгоритмізації деформування гірських порід у часі з урахуванням позамежного знеміцнення і ослаблення міжшарових контактів; ідентифікація моделі шляхом конгруентного повторення відомих закономірностей зміни параметрів проникності гірського масиву; чисельного відтворення повзучості й лабораторного навантаження зразків на жорсткому пресі, а також вимірних і розрахункових границь.

Обґрунтовано, що по завершенню гірничих робіт на шахті ім. М.І. Сташкова почнеться процес її ліквідації шляхом природного затоплення усіх гірничих виробок протягом трьох років (за винятком стовбурів і вентиляційних свердловин) без погашення і вилучення кріплення, це забезпечить мінімальні показники втрат за економічними і часовими факторами.

Виконано науково-технічне обґрунтування опріснення шахтної води зворотнім осмосом на прикладі шахти ім. М.І. Сташкова, яка уже закривається, та розроблено технологічну схему комплексу опріснення з утилізацією відходів з отриманням товарної продукції – харчової соди ($NaHCO_3$).

Установлено, що мембранна технологія опріснення шахтних вод – зворотній осмос може забезпечити питною водою населені пункти загальною кількістю людей понад 50 тисяч. Досліджені відходи опріснення, якими є хлорид кальцію ($CaCl_2$) і хлорид натрію ($NaCl$), рекомендується використовувати як сировину для отримання високоякісного хімічно обложеного карбонату кальцію ($CaCO_3$), що знайшов широке застосування у багатьох галузях промисловості: харчовій, медичній, косметичній, гумовотехнічній, кабельній, паперовій, лакофарбовій, хімічній у виробництві пластмас і полімерів, у сільському господарстві, будівництві та ін.

Отримані техніко-економічні результати дозволяють зробити висновок, що вода шахти ім. М.І. Сташкова після відповідної очистки цілком придатна для вживання, при цьому 1 м^3 становить – 25,2 грн, що складає на 28% нижче існуючого тарифу на воду в Павлоградському районі.

Проведені техніко-економічні розрахунки дозволили отримати економічну ефективність від впровадження науково-технічних рішень, погашення гірничих виробок, регулювання гідрогеомеханічних впливів на капітальні гірничі виробки, опріснення води та утилізації їх відходів становить 112 млн грн на рік.

Були проведені експериментальні дослідження на 42 гірничих виробках шахт Добропільського і Павлоградського регіонів та розроблено відповідну методику оцінки стану виробок і доцільність їх погашення за геомеханічним фактором при закритті вугільних шахт України. Ця методика широко використовується на підприємствах.

Розроблено, затверджено та передано проєктному інституту рекомендації з визначення гідрогеомеханічних параметрів для складання проєктів закриття шахт у Західному Донбасі при повному їх затопленні.

Ключові слова: вугільна шахта, геомеханічні фактори, гідрогеомеханічні параметри, гірничі виробки, гірський тиск, погашення виробок, затоплення виробок, шахтна вода, опріснення води, відходи опріснення, закриття шахт.

Наукові праці, в яких опубліковані основні наукові результати дисертації:

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

1. Bondarenko V., Kovalevska I., Symanovych H., Barabash M. (2020). Optimization of load-bearing elements interaction of the “massif – support” system in the preparatory mine workings in the coal mining of Ukraine. *Visti Dinetskoho Hirnychoho Instytutu*, 1(46), 7-1. <https://doi.org/10.31474/1999-981x-2020-1-7-18>

Здобувач дослідив оптимізаційні підходи взаємовпливу вантажонесучих елементів системи «масив – кріплення» з урахуванням багатofакторності процесів.

2. Садовенко, І.О., Бондаренко, В.І., Салєєв, І.А., & Загриценко, А.М. (2021). Обґрунтування гідрогеомеханічних параметрів водорегулювання з використанням шахтних стовбурів при закритті шахт. *Збірник наукових праць НГУ*, (64), 55-67. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/64.055>

Здобувачем вирішена задача суміщення пружного вісесиметричного навантаження кріплення породним масивом та гідродинамічною площинно-радіальною течією до стовбура.

3. Салєєв, І.А. (2021). Опріснення шахтних вод при закритті шахти ім. М.І. Сташкова ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». *Збірник наукових праць НГУ*, (66), 33-45.

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

4. Bondarenko, V., Symanovych, H., Kicki J., Barabash, M., & Salieiev, I. (2019). The influence of rigidity of the collapsed roof rocks in the mined out space on the state of the preparatory mine workings. *Mining of Mineral Deposits*, 13(2), 27-33. <https://doi.org/10.33271/mining13.02.027>

Здобувач виконав дослідження для оптимізації параметрів підтримання підготовчих виробок при їх повторному використанні з метою пошуку раціональних параметрів комбінованої анкерної системи.

5. Bondarenko V., Kovalevska I., Husiev O., Snihur V., & Salieiev, I. (2019). Concept of workings reuse with application of resource-saving bolting systems. *E3S Web of Conferences*, (133), 02001. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201913302001>

Здобувач провів серію багатоваріантних обчислювальних експериментів з метою визначення раціональних параметрів установаження комбінованої анкерної системи залежно від гірничо-геологічних умов підтримки виїмкової виробки.

6. Bondarenko V., Symanovych, H., Barabash M., Husiev O., & Salieiev, I. (2020). Determining patterns of the geomechanical factors influence on the fastening system loading in the preparatory mine workings. *Mining of Mineral Deposits*, 14(1), 44-50. <https://doi.org/10.33271/mining14.01.044>

Здобувач провів аналіз напружено-деформованого стану системи «масив – кріплення» і нормативної документації з розрахунку кріплення підготовчих виробок для визначення закономірностей зв'язку параметрів кріплення системи з основними геомеханічними факторами.

7. Bondarenko V., Kovalevska, I., Symanovych H., Barabash M., & Salieiev I. (2021). Principles for certain geomechanics problems solution during overworking of mine workings. *E3S Web of Conferences*, (280), 01007. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202128001007>

Здобувачем обґрунтовано й розкрито особливості побудови геомеханічних моделей надробки гірничих виробок.

8. Salieiev, I.A., Bondarenko, V.I., Symanovych, H.A., & Kovalevska, I. (2021). Development of a methodology for assessing the expediency of mine workings decommissioning based on the geomechanical factor. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, (4), 10-16. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2021-4/010>

Здобувач обґрунтував можливість послідовної ліквідації виробок при групуванні гірничо-геологічних умов та навів приклад розрахунку зміщень порід у виробці при її ліквідації.

9. Barabash, M., Salieiev, I., & Symanovych, H. (2021). Technical and technological aspects of the coal mine closure based on the geomechanical component assessment. *Mining of Mineral Deposits*, 15(3), 7-15. <https://doi.org/10.33271/mining15.03.007>

Здобувач створив комплексну методика оцінки стану виробок на базі аналізу закономірностей зсуву її контуру при вирішенні задачі мінімізації ризиків при закритті вугільних шахт України.

10. Kovalevska, I., Bondarenko, V., Salieiev, I., & Barabash, M. (2021). Optimization approaches when calculating the “massif – innovative fastening parameters” spatial system. *Chaotic Modeling and Simulation*. Athens, Greece.

Здобувач науково обґрунтував принципи та методи ресурсозберігаючого підвищення стійкості на основі мінімізації інтенсивності прояву гірського тиску регульованими режимами робіт інноваційних кріпильних систем.

Матеріали міжнародних наукових конференцій:

11. Бондаренко, В., Салєєв, І., & Черняк, В. (2019). Забезпечення ефективності програм розвитку гірничодобувних підприємств на основі проектного підходу. *Українська школа гірничої інженерії: тези доп.* (с. 3-4). Бердянськ, Україна. <https://doi.org/10.33271/usme13.003>

Здобувач обґрунтував прив'язку проектів до стратегічних параметрів розвитку підприємства.

12. Бондаренко, В., Салєєв, І., Шека, І., & Цівка, Є. (2020). Обґрунтування використання композитних матеріалів для підвищення стійкості гірничих виробок. *Українська школа гірничої інженерії: тези доп.* (с. 25-26). Бердянськ, Україна. <https://doi.org/10.33271/usme14.025>

Здобувач обґрунтував забезпечення стійкості гірничих виробок комбінованими способами кріплення за рахунок використання нових інноваційних технологій.

13. Бондаренко, В., Салєєв, І., & Симанович, Г. (2021). Оценка последствий закрытия шахт с учетом мировых и отечественных тенденций. *Українська школа*

гірничої інженерії: тези доп. (с. 1-2). Бердянськ, Україна.
<https://doi.org/10.33271/usme15.001>

Здобувачем розглянуто завдання мінімізації ризиків закриття вугільних шахт України за геомеханічними, технологічними та гідрогеологічними факторами на основі встановлених закономірностей проявів гірничого тиску, процесу опріснення шахтних вод та гідравлічних режимів водоприток.

ABSTRACT

Salieiev I.A. Scientific substantiation of rational solutions for mining and technological problems during the closure of coal mines in Ukraine – Qualifying scientific work as a manuscript.

Dissertation submitted for the degree of Doctor of Philosophy in the specialty 184 – “Surface Mining”, – Dnipro University of Technology, Ministry of Education and Science of Ukraine, Dnipro, 2021.

The presented dissertation is a completed scientific-research work, which provides a scientific substantiation and also gives a new research and practice solution to an important scientific task. This task is to determine the patterns of the combined elastic axisymmetric load of timbering with the rock mass and the hydrodynamic plane-radial flow of water into the flooded shaft, as well as the patterns of the increase in mine working contour displacements with a geomechanical indicator of the conditions for their maintenance. All this together has formed a scientific mining-engineering base for the closure of coal mines.

Based on the analysis of literature sources and project documentation for the closure of coal mines in Europe and Ukraine, it can be argued that the main problems, namely, technical, environmental, legislative and financial, constitute a single structure.

This research deals with the problem of minimizing the risks of closing coal mines in Ukraine in terms of geomechanical, technological and hydrogeological factors. In particular, it is aimed at determining the patterns of the rock pressure manifestation development in underground mine workings, which are consistently decommissioned, and the development of a methodology for assessing their state at the present time; substantiating the parameters for the technology and complex of equipment for desalination of mine waters with the production of secondary raw materials – mineral salts for use in economic activities; substantiating the recommendations for regulating the hydraulic regime of mine waters to minimize waterlogging of the earth's surface in the adjacent area.

Based on the research results of the geomechanical factor influence, when assessing the state of mine workings and making a decision on the feasibility of their

further use, an analysis has been performed of the existing regulatory methods and developments for predicting the parameters of rock pressure manifestations in mine workings maintained outside the zone of stope operations influence in conditions of weakly metamorphosed rocks.

A new methodology has been created based on the generalization of the results of mine instrumental observations, taking into account the existing regulatory documents when dividing the geomechanical situation according to two conditions: texture and strength properties of lithotypes in the adjacent coal-bearing stratum and peculiarities of the rheological process manifestations of its displacement development into the mine working cavity.

An algorithm has been developed and generalizing graphical dependences of the displacements development in the mine working contour have been obtained. The latter are divided into four main groups according to the criteria of the textural and strength properties of the lithotypes in the adjacent mass, as well as the type of their rheological manifestations: decaying and persistent deformation creep. For each group, using the methods of correlation-dispersive analysis, empirical formulas have been determined for calculating the convergence of the roof and bottom of mine workings, as well as their sides, depending on the geomechanical criterion H/R of the maintenance conditions and the duration t of this period.

In the course of the analytical and experimental research, the problem of combining an axisymmetric load of timbering with the rock mass and the hydrodynamic plane-radial flow to the shaft has been solved. It has been determined that the hydrogeomechanical state around the mine shaft is characterized by the development of mutually competing processes of nonlinear decrease in the permeability of the loaded rock contour and hydrostatic unloading of structural elements of water-bearing rocks and filtering structure.

The determined patterns of hydrogeomechanical unloading of the shaft timbering in the range of $0.054 - 6.12 \cdot 10^5$ Pa are close to the tension strength of the “concrete - water-bearing rock” contact. This fact is dangerous and requires a decrease in the

hydrodynamic slope to the mine shaft when managing the process of mine flooding with submersible pumps.

A finite element geomechanical model has been developed and adapted to solving the problems of controlling the geofiltration state of the rock mass around the mine workings on the basis of: empirical-analytical analysis of the parameters of the permeable zone formation around mine workings; numerical algorithmization of rock deformation in time, taking into account the extreme softening and weakening of interlayer contacts; identification of the model by congruent repetition of the known patterns of changes in the parameters of the rock mass permeability; numerical reproduction of creeping and laboratory load of samples on a rigid press, as well as measured and calculated boundaries.

It has been substantiated that upon completion of mining operations at the Stashkov Mine of DTEK Pavlohradcoal PRJSC, the process of its liquidation will begin by natural flooding of all mine workings within three years (with the exception of shafts and ventilation holes) without removal of the support. This will ensure minimal losses in terms of economic and time factors.

A scientific-technical substantiation of reverse osmosis desalination of mine water has been performed using the example of the Stashkov Mine, which is already being closed, and a technological scheme of a desalination complex with waste disposal to obtain a commercial product, baking soda ($NaHCO_3$), has been developed.

It has been determined that the membrane technology of mine water desalination, such as reverse osmosis, can provide drinking water to settlements with a total number of more than 50 thousand people. The studied desalination wastes, represented by calcium chloride ($CaCl_2$) and sodium chloride ($NaCl$), are recommended to be used as raw materials for obtaining high-quality chemically-deposited calcium carbonate ($CaCO_3$). The latter is widely used in many industries: food, medical, cosmetic, rubber, cable, paper, paint and varnish, chemical, as well as in the production of plastics and polymers, in agriculture, construction, etc.

The obtained technical and economic results lead to a conclusion that the water of the Stashkov Mine after proper treatment is quite suitable for consumption. In such a

case, 1 m³ is UAH 25.2, which is 28% lower than the existing water tariff in Pavlohrad district.

The technical and economic calculations make it possible to obtain economic efficiency from the introduction of scientific-technical solutions when closing mine workings, which leads to the regulation of hydrogeomechanical effects on capital mine workings, desalination of water and disposal of their waste, which amounts to UAH 112 million per year.

Experimental researches in 42 mine workings of mines in Dobropil and Pavlohrad regions have been conducted. As a consequence, a corresponding methodology has been developed for an assessment of a state of mine workings and expediency of their closure based on a geomechanical factor of closing the coal mines in Ukraine. This methodology is widely used at enterprises.

Recommendations on the determination of hydrogeomechanical parameters for the preparation of projects for the closure of mines in the Western Donbass with their complete flooding have been developed, approved and submitted to the design institute.

Keywords: coal mine, geomechanical factors, hydrogeomechanical parameters, mine workings, rock pressure, decommissioning of mine workings, flooding of mine workings, mine water, desalination of water, desalination wastes, mine closure.

ВСТУП

Актуальність теми. На сьогодні однією з глобальних проблем паливно-енергетичного комплексу як в світовому масштабі, так і в Україні, є закриття вугільних шахт.

Питання довгострокової перспективності і вирішення цих важливих питань сьогодні вимагають комплексних підходів і глибокого аналізу. Одним із ключових аспектів при зниженні глобального споживання вугілля або навіть припинення його видобутку є всесвітня боротьба проти потепління клімату. Тому такий тривалий і складний процес, як закриття шахт, особливо в складній економічній ситуації розвитку України, вимагає оцінки всіх ризиків, що виникають сьогодні. Всі ризики пов'язані між собою і тому необхідний комплексний підхід до їх мінімізації.

Проблеми, які виникають при закритті вугільних шахт, полягають в тому, що необхідно розглядати технічні, екологічні, законодавчі та фінансові аспекти як елементи єдиної структури.

У даній роботі розглядається задача мінімізації ризиків при закритті вугільних шахт України за геомеханічними, технологічними і гідрогеологічними факторами на основі встановлених закономірностей проявів гірського тиску, процесу опріснення шахтних вод та гідравлічних режимів водоприпливів, яка є, безумовно, актуальною та своєчасною.

Рішення вищенаведених питань базується на використанні закономірностей довгострокового розвитку проявів гірського тиску при послідовному погашенні виробок, особливостей технології опріснення шахтних вод і регулювання їх водотоку для обмеження негативних наслідків закриття вугільних шахт.

Розроблений комплекс рекомендацій є необхідним в узагальненій реалізації завдання поступового закриття шахт.

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

України в 2018 році, і планом держбюджетних робіт Міністерства освіти і науки України в 2019 – 2021 роках: тема ГП-493 «Теоретичні та практичні основи управління нестійкими геомеханічними системами «масив – кріплення підземних виробок» (№ держреєстрації 0117U001131), тема ГП-501 «Виявлення закономірностей фазових перетворень газогідратів, напружено-деформованого стану гірського масиву і розробка інноваційних геотехнологій» (№ держреєстрації 0119U000249), тема ГП-504 «Наукові та практичні основи оптимізації розрахунку параметрів інноваційних технологій при видобутку корисних копалин підземним способом» (№ держреєстрації 0120U102077), де автор був виконавцем.

Метою дисертаційної роботи є обґрунтування раціональних рішень гірничотехнічних задач при закритті вугільних шахт, зокрема: прогноз геомеханічної оцінки експлуатаційного стану виробок для прийняття рішення про їх погашення і рекомендації щодо затоплення шахт з урахуванням гідрогеомеханічного стану навколо стовбура.

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

1. Узагальнення досвіду та обґрунтування актуальності мінімізації негативного впливу геомеханічних, технологічних і гідрогеологічних факторів при закритті вугільних шахт.

2. Встановлення закономірностей розвитку проявів гірського тиску в підземних виробках, що послідовно погашаються, і розробка методики оцінки їх стану на поточний момент часу.

3. Рішення задачі суміщення пружного вісесиметричного навантаження кріплення породним масивом і гідродинамічною площинно-радіальною течією води до стовбура.

4. Створення геомеханічної моделі, адаптованої до вирішення задач управління геофільтраційним станом гірського масиву навколо гірничих виробок, і розробка рекомендації з регулювання гідравлічними режимами шахтних вод для мінімізації ризиків підтоплення земної поверхні.

5. Обґрунтування доцільності опріснення шахтних вод при закритті шахт повним затопленням на прикладі шахти ім. М.І. Сташкова.

6. Встановлення компонентів сухого залишку при опрісненні шахтних вод і обґрунтування шляху їх реалізації.

Ідея роботи полягає у використанні закономірностей довгострокового розвитку проявів гірського тиску при послідовному погашенні виробок, особливостей технології опріснення шахтних вод і регулювання їх водотоку.

Об'єкт досліджень – геомеханічні, технологічні та гідрогеомеханічні процеси, що відбуваються при закритті шахт.

Предмет досліджень – закономірності розвитку проявів гірського тиску в гірничих виробках, що погашаються, та впливу природних і технологічних факторів на водопроникність гірського масиву.

Методи досліджень. Для вирішення поставлених завдань в роботі був використаний комплекс методів: аналіз і узагальнення впливу природних і технологічних факторів на водопроникність породного масиву в зонах, порушених гірничими виробками і гідрогеомеханічними параметрами водорегулювання з використанням шахтних стовбурів при закритті шахт; аналітичні методи механіки і гідрогеології з використанням методів скінченних елементів; методи кореляційно-дисперсійного аналізу; експериментальних шахтних досліджень і моніторинг фільтраційних потоків шахтних вод.

Наукова новизна отриманих результатів.

Наукові положення, що виносяться на захист.

1. Згасаюча повзучість деформацій літотипів прилеглої вуглевмісної товщі визначає ступеневий зв'язок кінцевих зміщень контуру виробки з геомеханічним показником H/R умов її підтримки; період стабілізації зміщень знаходиться в експоненційній залежності від показника H/R для Красноармійського вугленосного регіону і в ступеневій для Західного Донбасу; для його умов при заляганні літотипів з незгасаючою повзучістю деформацій зміщення контуру розвиваються в часі за залежністю, близької до лінійної, а їх кінцева величина визначається терміном підтримки виробки. Встановлені закономірності

дозволяють прогнозувати стан виробки за весь період її підтримки і забезпечують геомеханічне обґрунтування доцільності її подальшої експлуатації або погашення при закритті шахт.

2. Величини гідрогеомеханічного розвантаження кріплення стовбура в межах $0,054 - 6,12 \cdot 10^5$ Па близькі до міцності на розтягування контакту «бетон – водовмісна порода», що є небезпечним і потребує зменшення гідродинамічного ухилу до шахтного стовбура при управлінні процесом затоплення шахти з використанням чисельних геомеханічної та фільтраційної моделей, суміщених послідовною скінченно-елементною та скінченно-різницевою апроксимацією рівнянь гідрогеомеханічної структури фільтрації до гірничих виробок.

Наукова новизна отриманих результатів.

1. Вперше встановлено нові залежності зв'язку закономірностей наростання зміщень контуру виробок з геомеханічним показником умов їх підтримки, що відрізняються від відомих універсальністю функцій зв'язку при узагальненні гірничо-геологічних умов для виробок з тривалим терміном експлуатації.

2. Вперше встановлено дворівневу послідовність факторної значущості у формуванні геофільтраційного стану шахтного поля. Верхній рівень, де домінує структурно-геологічний фактор, визначає загальний гідродинамічний фон шахтного поля. Нижній, з домінуванням технологічних факторів, визначає умови гідрогеомеханічної взаємодії водоносних порід в обваленому просторі і над лавою.

3. Вперше експериментально-аналітичним методом вирішено задачу суміщення пружного вісесиметричного навантаження кріплення породним масивом та гідродинамічною площинно-радіальною течією до стовбура, де гідрогеомеханічний стан у стійких водовмісних породах характеризується розвитком взаємно конкуруючих процесів нелінійного зменшення проникності навантаженого породного контуру та гідростатичного розвантаження структурних елементів водовмісних порід і фільтруючого кріплення.

Обґрунтованість і достовірність наукових положень, висновків і рекомендацій підтверджується коректністю постановки й рішенням задач із

використанням апробованих положень механіки гірських порід, будівельної механіки, гідрогеомеханіки, хімії і методів математичної статистики; достатнім обсягом шахтних досліджень стану гірничих виробок і процесів фільтрації й міграції шахтних вод при відпрацюванні вугільних пластів і закриття шахт з повним затопленням, задовільним ступенем відповідності результатів аналітичних досліджень і чисельного моделювання з експериментальними даними з відхиленням в діапазоні від декількох відсотків до 22%, позитивними результатами впровадження розроблених методик і рекомендацій.

Наукове значення роботи полягає у встановленні нових закономірностей спільного пружного вісесиметричного навантаження кріплення породним масивом і гідродинамічною площинно-радіальною течією води до затоплюваного стовбура, закономірностей наростання зміщень контуру виробок з геомеханічних показником умов їх підтримки, що в поєднанні сформувавши наукові гірничотехнічні основи закриття вугільних шахт.

Практичне значення отриманих результатів:

1. Розроблено нову методику оцінки стану гірничих виробок, які експлуатуються тривалий період поза зоною впливу очисних робіт, що дозволяє оцінювати доцільність погашення гірничих виробок з вилученням кріплення за сукупністю геомеханічних факторів.

2. Встановлено кореляційні співвідношення, що дозволяють оперативно спрогнозувати залишковий переріз виробки на будь-який момент часу її експлуатації для прийняття рішення про її погашення.

3. Розроблено рекомендації для визначення гідрогеомеханічних параметрів складання проєктів при закритті шахт шляхом створення фільтраційної чисельної моделі шахтного поля.

4. Рекомендована технологічна схема комплексу переробки відходів опріснення води для отримання вторинної сировини – карбонату кальцію і харчової соди, є ліквідним продуктом, реалізація яких на промисловому ринку дасть додатковий економічний ефект в сумі 7,2 млн \$ США.

Реалізація результатів роботи. Результати дисертаційної роботи впроваджені у вигляді: «Методика оцінки стану виробок і доцільність їх погашення за геомеханічним фактором при закритті шахт України» (довідка про використання наукових розробок, 2020 р.) і «Рекомендації з визначення гідрогеомеханічних параметрів для складання проєктів закриття шахт у Західному Донбасі» (довідка про використання наукових розробок, 2021 р.). Очікуваний річний економічний ефект від впровадження наукових розробок становить 112,0 млн грн. Частина автора при використанні рекомендацій, науково-методичних і конструктивно-технологічних рішень становить 20% від загального економічного ефекту, тобто 22,4 млн грн.

Особистий внесок здобувача полягає у формуванні проблеми, мети, ідеї, завдань досліджень, наукових положень, висновків і рекомендацій щодо їх практичної реалізації; особисто проведено аналіз й узагальнення методів досліджень і досвіду застосування мінімізації негативного впливу геомеханічних, технологічних і гідрогеологічних факторів при закритті шахт; отримано закономірності згасання повзучої деформації літотипів прилеглої вуглевмісної товщі, яка описується ступеневим зв'язком кінцевих зміщень контуру виробки з геомеханічним показником H/R умов її підтримки; створено скінченно-елементну геомеханічну модель, адаптовано до вирішення задач керування геофільтраційним станом масиву навколо гірничих виробок. Автор брав безпосередню участь в експериментальних дослідженнях, апробації та впровадженні результатів роботи. Текст дисертації викладено автором особисто.

Апробація результатів дисертації. Основні положення і наукові результати дисертаційної роботи доповідалися та обговорювалися на міжнародних науково-технічних конференціях: «Українська школа гірничої інженерії» (Бердянськ, 2019 – 2021); III Міжнародна конференція «Вугільна промисловість України в умовах декарбонізації» (Дніпро, 2019); IV Міжнародна вугільна конференція «Вугільні регіони України: справедлива трансформація і видобуток вугілля. Український міжнародний досвід» (Київ, 2021), а також на науково-технічних

нарадах шахт ТОВ «ДТЕК Енерго», ПрАТ «Донецьксталь-МЗ», ПрАТ «Шахтоуправління «Покровське».

Публікації. Основні результати досліджень опубліковані в 13 наукових роботах, у тому числі 3 статті в спеціалізованих наукових виданнях, що входять до переліку МОН України, 7 статей у виданнях, що індексуються в наукометричній базі даних Scopus і Web of Science, 3 публікації в матеріалах міжнародних конференцій.

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ СВІТОВИХ ТА ВІТЧИЗНЯНИХ ТЕНДЕНЦІЙ ВУГЛЕВИДОБУТКУ У ЗВ'ЯЗКУ З ОЦІНКОЮ НАСЛІДКІВ ЗАКРИТТЯ ШАХТ. МЕТА І ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ

1.1 Сучасні закономірності видобутку вугілля та їх протиріччя

За даними Всесвітньої вугільної асоціації (World Coal Association – WCA), за рахунок вугілля в усьому світі реалізується близько 30% первинної потреби в енергії [1]. В цілому завдяки вугіллю в світі виробляється близько 41% всієї електроенергії. Вугілля також використовується для виплавки 70% світового обсягу сталі [2] – [4].

Щорічно у світі видобувається близько 7,8 млрд т вугілля [5], [6] і тенденції цього виробництва відносно суперечливі: з одного боку, є присутнім тенденція стабільного росту обсягів вуглевидобутку, з іншого, – такий же неухильний процес закриття шахт, особливо в країнах Європи.

Майже половина вугілля видобувається в Китаї, де в основному він і споживається. У зв'язку з такими обсягами видобутку цілком закономірно, що Китай є лідером за кількістю шахт – понад 3 тисяч. За даними Всесвітнього статистичного щорічника з енергетики, у 2019 році Китай видобув 3,692 млрд т вугілля.

Інші основні вугледобувні країни характеризуються такими показниками. У ПАР працюють 122 шахти із загальним видобутком 264 млн т вугілля у 2019 році; майже чверть цього обсягу йде на експорт, а в самій Південній Африці завдяки вугіллю покривається приблизно три чверті потреби в енергії. В Індії 476 шахт видобули в 2019 році 745 млн т, у той час як у Туреччині лише 84 млн т при приблизно однаковій кількості шахт. У цьому сенсі показово, що в США працює всього 46 шахт, які в 2019 році дали 640 млн т вугілля, а в Індонезії в 5 шахтах, включаючи кар'єри, видобули 585 млн т. В Австралії працюють 94 шахти, які видали «на гора» 500 млн т вугілля, у той час як у Росії працюють 187 шахт, з яких добуто 425 млн т; у Казахстані 100 шахт мають сумарний видобуток у 117 млн т.

При узагальненні вуглевидобутку в вищеперелічених та інших країнах прогноз його динаміки до 2040 року є позитивним і цю тенденцією підтверджує оцінка International Energy Agency [6]:

- світовий видобуток вугілля в 2040 році складе 9,23 млрд т;
- загальна частка Китаю, Індії й Австралії у світовому видобутку вугілля складе 64%;
- стабільний ріст вуглевидобутку прогнозується в Індії – у середньому +100 млн т кожні 5 років.

Відзначені тенденції росту вуглевидобутку стимулюються збільшенням ціни на даний вид корисної копалини. Наприклад, за даним International Energy Agency до теперішнього часу він сягнув у середньому 112,2 дол. США за 1 т, що підвищує можливості застосування інноваційних технологій вуглевидобутку для зниження собівартості кінцевого продукту.

Що стосується України, то зараз у країні працюють 146 шахт, з них: 67 – на непідконтрольній території, 33 – державні, 46 – у приватній власності. У 2019 році за даними Всесвітнього статистичного щорічника з енергетики в українських шахтах було видобуто всього 27 млн т вугілля – наведені цифри говорять самі за себе. Проте, незважаючи на низькі обсяги видобутку, роль вугілля у найближчій перспективі в електрогенерації буде залишатися суттєвою [7]–[12]. Так енергетична стратегія в середньостроковій перспективі зберігає за вугіллям вагому роль у загальних первинних поставках енергії: 16,1% – до 2025 року й 14,3% – до 2030 [13]. У цей час в Україні з вугілля виробляється більше 30% електроенергії й це означає, що щорічно тепловим електростанціям необхідно близько 30 млн т при рості затребуваності газових марок вугілля [14], [15].

Для повноти розкриття протиріч в українському вуглевидобутку звернемося до соціально-економічних питань стану галузі.

Навесні 2020 року в Міністерстві енергетики повідомили, що поки не будуть закривати збиткові шахти, і це рішення можуть продовжити в 2021 році. Тоді ж будуть ухвалювати рішення щодо можливої продажі деяких державних шахт. З іншого боку, останні два роки в державному бюджеті не передбачають кошти на

держпідтримку вугледобувних підприємств. На часткове покриття витрат за собівартістю готової продукції в бюджетах на 2019 і 2020 роки такої статті не передбачено; а в 2015 році на ці цілі виділили 400 млн грн, у 2016-му – 1,1 млрд грн, у 2017-му – 1,7 млрд грн, у 2018-му – 1,4 млрд грн. На реструктуризацію вугільної галузі в держбюджеті-2015 закладено 1,1 млрд грн, але наступні два роки сума різко знизилася: 305,6 млн грн – у 2016-му і 568,1 млн грн – у 2017 році. У бюджеті-2018 на реструктуризацію заклали 1,3 млрд грн, у 2019-му – 2,6 млрд грн, в 2020-му – 3,6 млрд грн. Крім того, останні три роки кошти виділяють і на ліквідацію безперспективних вуглевидобувних підприємств.

З погляду на обсяги вуглевидобутку, то після окупації частини Донбасу (де зосереджено більшість вуглевидобувних підприємств України) він неухильно знижується. При цьому рівень видобутку вугілля приватними шахтами набагато вище. Для порівняння: торік державні шахти видобули всього 2,7 млн т енергетичного вугілля і 0,8 млн т коксу, а приватні – 22,2 млн т і 5,5 млн т відповідно. Одночасно з 2015 року собівартість видобутку вугілля на державних шахтах виросла вдвічі: у 2015 році було 2068 грн за тонну, а в 2019-му – вже 4258 грн. У той же час індикативна ціна на вугілля (для потреб енергетики) становила торік 2800 грн за тонну.

Інша сторона електрогенерації обумовлена альтернативними джерелами енергії, які розвиваються швидкими темпами, але традиційний видобуток вугілля все-таки залишається актуальним в усьому світі: у той час як у Європі вугільна галузь згортається, наприклад, у Китаї продовжують активно розробляти вугільні родовища.

В Україні десятиліттями ведуться розмови про занепад вугільної галузі та необхідність закривати нерентабельні шахти, але, тим не менш, наша держава продовжує входити до числа 15 країн, де видобувають вугілля.

1.2 Досвід закриття шахт у країнах Європи та аналіз шляхів усунення негативних наслідків в Україні

При закритті вугледобувних підприємств доводиться стикатися з цілою низкою проблем – необхідно вирішувати виникаючі соціальні, екологічні та економічні завдання, а також техніко-технологічні питання безпечного скорочення і повного припинення діяльності вугільної шахти. У цьому плані вельми корисний досвід закриття вугільних шахт та електростанцій в Німеччині і Польщі.

Вугілля зіграло величезну роль у створенні економічної могутності Німеччини. Однак вже з кінця 1950-х років німецьке вугілля почало програвати в ціні імпортованому, а також іншим носіям, що спричинило початок кризи в галузі. З 1960 по 2000 рік кількість шахт скоротилася зі 146 до 12. Останні роки в країні працювало лише 2 шахти з сумарним річним видобутком близько 4 млн т. Така ситуація має різні причини виникнення, але одна з головних – німці стали програвати конкуренцію на міжнародному ринку. Наприклад, в Німеччині вугілля доводилося видобувати на глибині понад 1 км в умовах підвищених заходів безпеки. Для порівняння в Австралії поклади вугілля знаходяться на глибині 30 м. У зв'язку з неконкурентоспроможністю уряд Німеччини виділяв близько 1 млрд євро для просування продукції на зовнішні ринки. Крім того, були потрібні мільярдні кошти для забезпечення виходу на пенсію гірників, які працювали в шахті 25 років.

У Німеччині описані процеси минулих років досить схожі з нинішніми в Україні. Але в 2007 році Бундестаг ухвалив рішення щодо виходу з витратної галузі, намітивши завершити процес у 2018 році. Влада зволікала момент повного закриття шахт, щоб якомога більшій кількості шахтарів забезпечити нові робочі місця. Більшість із решти 3500 шахтарів достроково вийшли на пенсію, а інші перейдуть на адміністративну роботу, в пожежні частини, на роботу в аеропортах або вокзалах, деякі можуть пройти перепідготовку на інші спеціальності.

Кожна збиткова шахта в Європі повинна припинити видобуток з 1 січня 2019 року – директива Європейського союзу, згідно з якою підприємства, що не

приносять прибуток, позбавляються державного фінансування. Наприклад, в Іспанії це призвело до закриття 26 вугільних шахт. Даний термін був встановлений ще в 2010 році, коли Євросоюз почав проявляти ініціативу в прагненні позбутися залежності від вугілля. В Європі хотіли припинити надавати державну допомогу вугільним шахтам раніше, але промислові групи з Німеччини та Іспанії заявили про цю можливість лише до кінця 2018 року.

Слід зазначити, що серед європейських вугільних держав Німеччина в справі згортання цієї традиційної галузі зовсім не першопроходець. Наприклад, в Бельгії останню шахту закрили ще в 1992 році, у Франції – в 2004-му, а в Великобританії – в 2015 році. У всіх цих країнах видобуток кам'яного вугілля припиняли з економічних причин, а відмова від нього з екологічних міркувань (наприклад, захист населення від смогу, а глобального клімату – від викидів парникових газів) – тенденція лише самого останнього часу.

У той же час, досвід Німеччини показує, що за допомогою державних субсидій згортання галузі можна розтягнути на багато десятиліть. Перевага німецького походу в тому, що він соціально відповідальний і гуманний по відношенню до представників відмираючої професії – шахтарям, він спрямований на запобігання гострих внутрішньополітичних конфліктів. У всякому разі, Німеччина не знала таких відчайдушних шахтарських страйків, як, наприклад, Великобританія.

Недоліком же німецького підходу стало витрачання гігантських коштів платників податків на багаторічну підтримку представників однієї окремо взятої професії. За даними німецьких ЗМІ на субсидування видобутку кам'яного вугілля було витрачено близько 200 млрд бюджетних грошей. Тому в Німеччині чимало тих, хто вважає, що такі кошти можна було б куди ефективніше витратити на створення в шахтарських містах підприємств перспективних галузей і на розвиток системи освіти в вугільних басейнах.

Скорочення споживання вугілля стосується і електростанцій, які на даний час мають сукупну потужність 21 ГВт, що склало 13% від загальної генерації електроенергії. Згідно із законопроектом, остання вугільна електростанція

повинна бути виведена з мережі не пізніше 2038 року. Для цього в цілому до 40 млрд євро повинні надійти в Рейнський гірничопромисловий район і особливо в східнонімецькі регіони для структурних змін.

У зв'язку з цим слід зазначити, що «чиста» енергетика забезпечує вже 38% валового річного енергоспоживання Німеччини. До теперішнього часу загальний обсяг споживання відновлюваної енергії в Німеччині склав близько 230 млрд кВт·г, з яких 46 млрд кВт·г припало на сонячні електростанції, 94 млрд кВт·г – на вітрові і 52 млрд кВт·г – на станції, які споживають біопаливо.

Аналогічна позиція у Британського уряду [16], яке прийняло рішення закрити всі працюючі на вугіллі електростанції вже до 2025 року.

Підсумовуючи німецький досвід слід констатувати, що занепад вугільної галузі – давно розпочатий загальноєвропейський тренд, який пов'язаний не стільки з виснаженням запасів, скільки з падаючою конкурентоспроможністю підземного видобутку в умовах зростаючої глобальної конкуренції з боку інших країн-постачальників та інших джерел енергії, серед яких дедалі важливу роль відіграють поновлювані пісковики та скраплений природний газ.

Такий головний висновок, на який повинні звернути увагу в Україні, Казахстані та Росії, з символічного закриття останньої німецької шахти. Більш того, у довгостроковій перспективі і з урахуванням зростаючої всесвітньої боротьби проти потепління клімату зниження глобального споживання вугілля або навіть припинення його видобутку (особливо підземного) є неминучим.

Інша причина – екологічна [17]. Спалювання вугілля вважається однією з головних причин викиду в атмосферу великих обсягів вуглекислого газу, що викликає «парниковий ефект» і, відповідно, глобальне потепління. Тому в Західній Європі приймаються різні конкретні заходи, спрямовані на прискорену відмову від використання вугілля. Як в Німеччині, так і в Великобританії цьому сприяє бурхливий розвиток відновлюваної енергетики.

У Польщі остання вугільна шахта повинна буде закритися в 2049 році. Польський уряд прийняв рішення відмовитися від вугілля в енергетичному секторі, а також закрити повністю 4 шахти і ще 14 «заморозити» на 3 роки. На

думку генерального директора Polska Grupa Gornicza це призведе до підвищення рівня безробіття до 50% в деяких містах польської Сілезії. З іншого боку, 1 млрд злотих був направлений до Фонду гарантованих виплат працівникам у разі неплатоспроможності роботодавця.

Масове закриття шахт в Україні почалося в 1996 році. За ці роки так і не був вироблений системний підхід до прийняття рішень з ліквідації шахт [18]. Надмірна тривалість виконання ліквідаційних робіт призводить до непрогнозованих змін ситуації, появи нових обставин. Дебатів на цю тему останнім часом було багато, конкретних дій – мало, а врахування досягнутого досвіду – ще менше.

Екологічна ситуація в Донбасі стає загрозливою. Ліквідація вугільних шахт, яка здійснювалася і досі здійснюється без урахування прогнозних оцінок екологічних наслідків і з частими порушеннями природоохоронного законодавства в умовах фінансування за залишковим принципом, призводить до суттєвого ускладнення екологічної ситуації у вуглевидобувних регіонах [19]. Проведені Державною екологічною інспекцією Міністерства охорони навколишнього природного середовища України перевірки показали, що закриття вугільних шахт і розрізів здійснюється безсистемно і фрагментарно, чітко не визначена подальша доля шахт, що підлягають ліквідації.

Необхідно відзначити, що існує кілька способів закриття шахт. Суха консервація – це спосіб закриття, що передбачає спеціальне переформування рельєфу, коли гідрогеологи з'єднують підземні ходи таким чином, що вода, затоплюючи шахту, все ж залишається на великій глибині і не змішується з ґрунтовими водами. Напівсуха консервація передбачає постійне відкачування води з шахти, як і в робочому режимі. Ще один спосіб – закачувати в шахту рідке скло, бетон або пісок, щоб уникнути просідання ґрунту, але він досить дорогий і виправдовується тільки в разі, якщо над шахтою розташоване місто. Існує і так звана мокра консервація – це просте затоплення шахти тією водою, яка постійно відкачується під час її роботи.

На рішення про закриття в 2020 році шахти ім. М.І. Сташкова ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» вплинули техніко-економічні показники роботи шахти [20]: знизилася навантаження на очисний вибій, зменшилася продуктивність праці, збільшилася собівартість готової вугільної продукції, а також погіршився фінансовий стан шахти. Крім того, на балансі шахти майже не залишилося продуктивних запасів. Її просто виробили. Також до 2023 року будуть закриті шахти «Благодатна», «Степова», «Самарська» і «Ювілейна».

Для ліквідації шахт Центрального району Донбасу [21] необхідно розробити гідрогеологічний і соціально-економічний прогноз регіону, обґрунтувати поступовість закриття шахт, пов'язавши його з можливостями фінансування, удосконалити нормативно-правову базу, дослідити проблеми природоохоронного характеру:

- розвиток деформації земної поверхні, пов'язаної з обводненням раніше осушених гірських порід у процесі експлуатаційної діяльності шахти і як наслідок зниження їх міцності;

- активізація процесу зрушення гірських порід при повному затопленні гірничих виробок, і як результат, утворення провалів, воронок, зсувів;

- підтоплення і затоплення підроблених територій;

- забруднення підземних і поверхневих вод, у тому числі використовуваних для питного водопостачання;

- засолення і забруднення ґрунтів сільськогосподарських угідь;

- видавлювання шахтних газів на денну поверхню.

Основні завдання, які необхідно вирішити при оцінці впливу закриття шахт на об'єкти поверхні і при розробці заходів їх захисту, наступні [22]:

- визначення меж зон впливу гірничих виробок і прогноз деформацій земної поверхні за весь період підробки забудови, визначення меж зон впливу залишкових деформацій земної поверхні і деформацій від активізації процесу зрушення над затопленими гірничими виробками, виділення зон можливого підтоплення та прояви зосереджених деформацій;

– класифікація об'єктів поверхні, оцінка їх технічного стану з визначенням залишкового деформаційного ресурсу за результатами візуального обстеження та даними експлуатуючих організацій;

– оцінка впливу підтоплення, залишкових деформацій земної поверхні і деформацій від активізації процесу зрушення над затопленими виробками на об'єкти поверхні;

– розробка поетапного застосування заходів захисту з урахуванням результатів моніторингу деформацій земної поверхні, будівель і споруд.

При шахті, яка виконує функції регулювання гідрогеологічного середовища та перекачує мільйони тонн води в рік, може функціонувати водоочисної комплекс [23]. У той час як деякі держави світу страждають від нестачі питної води і розробляють енерговитратні технології її отримання з солоної морської, яка циркулює в шахті воду можна очищати, перетворюючи в дорогий комерційний ресурс і джерело здорового життя в вугледобувних регіонах.

Додаткові ресурси води та енергії створюють всі необхідні умови будівництва на поверхні шахти великих аграрних і промислових комплексів, малих підприємств в сфері послуг, які можуть автономно опалюватися і забезпечуватися водою.

Аграрні і промислові підприємства залежно від специфіки характеру діяльності можуть бути розташовані не тільки на поверхні, але і в підземних виробках. Сотні кілометрів штучно створених пустот можуть бути переобладнані під складські приміщення різного призначення погребів, грибні ферми.

Детальний аналіз російських і зарубіжних публікацій [23] показує, що відсутні роботи, в яких системно викладена теорія обґрунтування організаційних і технічних заходів щодо ліквідації неперспективних вугільних підприємств з урахуванням екологічного ризику для довкілля населення.

В опублікованих наукових працях представлені результати досліджень впливу окремих техногенних факторів. Так, О.В. Мохов, А.М. Петров, Ю.О. Норватов, Д.І. Савельєв і Д. Кірнер розглядають тільки гідрогеологічні аспекти, що звужує коло питань, які необхідно вирішити для отримання повної

об'єктивної інформації [24], [25]. Інші вчені оцінюють геомеханічні явища в гірському масиві [26] – [28]. У низці наукових робіт викладені докладні дослідження впливу на природне середовище об'єктів поверхневого комплексу шахт [29].

У роботі [30] зроблена спроба оцінки ймовірності виникнення різних видів збитків, що виникають в результаті ліквідації вугільних шахт у зонах їх масового закриття. Наведено вирази для розрахунку ймовірності виникнення екологічних збитків у результаті ліквідації шахт. Отримані залежності дозволять визначити ймовірність виникнення еколого-економічних збитків від проявів негативних наслідків ліквідованих вугільних шахт.

У роботі [31] виконано оцінку екологічної безпеки підземного водного басейну в районі ліквідованої шахти «Липовецька» («№4»). Розглянуто гідрогеохімічні особливості підземних вод. Встановлено, що після затоплення шахти в гірському масиві сформувалися техногенні (шахтні) води, які відрізняються від природних вод іонним типом, хімічним складом і органолептичними властивостями. Порівняно з природними водами шахтні води мають підвищені мінералізацію, жорсткість, сульфати та містять у своєму складі таку кількість компонентів, що перевищують граничнодопустимі концентрації.

На підставі аналізу результатів дослідних і моніторингових робіт [32] було встановлено, що припинення гірничих робіт не означає одночасного припинення впливів на компоненти навколишнього природного середовища. Так, при погашенні гірничих виробок, яке здійснюється переважно шляхом їх природного затоплення з тривалістю до 5 років, шахтна вода при цьому продовжує вилитися на поверхню. Виникають ризики загроз затоплення житлових районів і забруднення природних поверхневих водойм. Протягом цього періоду шахтні гази (метан, вуглекислий газ та ін.) продовжують стравлюватись на поверхню, заповнюючи при цьому підвали, підземні приміщення і ємності, будучи фактором небезпеки для населення. Природні відвали здатні забруднювати атмосферу пиловими, а палаючі – і газовими викидами. Вихід небезпечних газів з виробленого простору закритих шахт на земну поверхню може тривати роками,

так як способи локалізації та науково обґрунтовані методи прогнозування цього процесу до цього часу не розроблено. Викладені факти свідчать про те, що значний внесок у досягнення нормальної екологічної ситуації можливий тільки за умови виконання передбачених проєктами природоохоронних заходів.

У зв'язку з виснаженням запасів кам'яного вугілля на родовищі було прийнято рішення про закриття шахт. Роботу втратили 70% жителів мономіст [33]. Пріоритетним напрямом розвитку міста стало його перетворення в логістичний центр за допомогою будівництва нової залізниці, а також перетворення міста на туристичний центр. Важливо, що весь процес здійснюється публічно: план закриття кожної шахти був поширений серед акціонерів, а також ЗМІ, що полегшило сприйняття населенням новин про переселення і дало можливість підготуватися до цього. Підсумком проведеної місцевою владою політики стала успішна диверсифікація економіки міста.

З метою комплексної оцінки еколого-економічної ефективності варіантів зниження негативних екологічних наслідків закриття вугільних шахт була розроблена економіко-математична модель [34] з цільовою функцією мінімізації сумарних еколого-економічних витрат, в основу якої ліг аналіз впливу гірничого виробництва на навколишнє природне середовище.

Запропонована модель включає в себе: витрати на рекультивуацію, охорону атмосферного повітря, водного середовища, моніторинг та ін.; доходи від реалізації основних фондів і використання природних ресурсів і відходів вуглевидобутку, а також екологічні збитки, що наносяться при ліквідації і закритті.

У роботі [35] дано еколого-економічне обґрунтування системи заходів по збереженню і відновленню навколишнього середовища в районах закриття вугільних шахт з урахуванням обсягу коштів, що виділяються на природоохоронну діяльність. Представлена типологія системних зв'язків джерел, негативних наслідків впливу на навколишнє середовище і процесів її зміни в районах масового закриття вугільних шахт.

У статті [36] розглядаються питання екологічного аудиту на прикладі шахти «Озерна» в м. Артем Приморського краю. Порушуються проблеми технічного, соціально-економічного характеру, що виникають при закритті шахт. Представлено методику проведення екологічного аудиту на подібних об'єктах. Зроблено висновок, що ліквідована шахта залишається об'єктом з високим ступенем екологічних ризиків, намічені заходи щодо їх зниження. Дано рекомендації для органів муніципального управління, у зоні відповідальності яких знаходяться ліквідовані об'єкти.

Масове закриття шахт, як у Приморському краї, так і в інших регіонах, призвело до виникнення різних екологічних проблем [37]. Одна з них – шахтні води, що виходять на поверхню. Їх скидання без попереднього очищення в поверхневі водотоки змінює хімічний склад річок. Якість води в річках через ці стоки не відповідає вимогам, що пред'являються до води питних і рибогосподарських водойм. Для захисту від забруднення необхідні відведення та очищення шахтних вод.

Здійснено експериментальне моделювання очищення шахтних вод. Отримані результати показують ефективність використання фільтруючих масивів, складених природними матеріалами, у сукупності із застосуванням біотехнологій.

У роботі [38] автором вирішено наукову задачу попереднього економічного обґрунтування та оцінки експертних рішень про доцільність закриття особливо збиткових шахт, які не мають перспектив подальшого розвитку, що мають суттєвого значення для економіки вугледобувної галузі.

Закриття шахти – це тривалий процес, що вимагає оцінки всіх виникаючих разом з тим ризиків [39]. Всі ризики пов'язані між собою і тому необхідний комплексний підхід до їх мінімізації. По-перше, потрібно визначити, які дії призводять до виникнення ризиків. По-друге, треба розробити дії, що запобігають або мінімізують їх виникнення.

Проблеми, які виникають при закритті вугільних шахт, полягають у тому, що значно підвищуються ризики виникнення несприятливих наслідків, а саме: екологічні, соціальні, земельні, законодавчі, фінансові і технічні.

Загально визнано, що структурований розгляд ризиків, пов'язаних із закриттям шахт, повинно бути частиною проєктування і планування експлуатації шахт.

Безумовно, в одному дослідженні неможливо розглянути всі групи ризиків і дати рекомендації щодо мінімізації негативних наслідків закриття шахт. Тому в даній роботі вивчені три основні фактори:

– геомеханічний, що формує прояви гірського тиску в підземних виробках і визначає доцільність і безпеку їх поетапного погашення;

– технологічний, пов'язаний з опрісненням підземних вод, переробкою відходів з отриманням вторинної сировини для ведення господарської діяльності на території земної поверхні шахти, що закривається;

– гідрогеологічний, що забезпечує безпечний гідравлічний режим закритих шахт з мінімізацією негативних екологічних наслідків на території, що рекультивується.

1.3 Підходи до оцінки доцільності послідовного погашення виробок на діючих шахтах

Комплексний підхід до закриття вугільних шахт передбачає одним з важливих заходів вилучення металокопункцій з решти гірничих виробок: утилізація металобрухту і повторне використання значних обсягів сировини, що накопилась, підпадає під концепцію ресурсозбереження та охорони навколишнього середовища. Однак, експлуатацію багатьох гірничих виробок припинено вже тривалий період часу, обстеження їх стану (де це ще можливо) проводиться вкрай рідко і пов'язане з чималою небезпекою виконання таких робіт. Тому набуває особливої актуальності прогнозування стану виробок на основі існуючих нормативно-технічної документації та досліджень геомеханічних процесів.

Виконання норм і вимог правил безпеки передбачає оцінку стану гірничої виробки з точки зору можливості (або відсутності такої) вилучення металокопункцій при повному виключенні аварійних ситуацій і травматизму гірників. Поняття «комплексне обґрунтування» передбачає прогноз проявів гірського тиску у виробці за період від початку її проведення до моменту часу з

використанням різних методик як галузевого рівня (керівні нормативні документи [40], [41]), так і методів прогнозу, розроблених в НТУ «Дніпровська політехніка» на кафедрі гірничої інженерії та освіти [42], [43]. Розгляд поставленого завдання з різних позицій підвищить надійність прогнозової оцінки стану гірничої виробки на даний момент часу.

Головна особливість достовірної оцінки стану вироблення – це урахування терміну її підтримки, протягом якого відбувається розвиток зрушень прилеглому вуглевмісному масиву різної інтенсивності і саме остання визначає технічне рішення про необхідність (чи відсутність такої) погашення виробки. З цих позицій на прикладі конкретної виробки (її реальний стан відомо під час виконання обстежень) здійснено порівняння результатів прогнозу зміщення породного контуру за вказаними вище методиками.

За приклад виробки, для якої вирішується питання про її погашення, узятий Південний хідник ухилу №2 пласта горизонту 310 м, пройдений в 1979 році на шахті «Білицька» ШУ «Добропільське» і з цього моменту період його існування налічував 41 рік. Південний хідник є похилою ($\alpha = 12^\circ$) гірничою виробкою протяжністю 300 м, яка пройдена в цілику вугілля і не зазнавала надробки або підробки. Отже, Південний хідник можна віднести до категорії виробок, що експлуатувалися поза зоною впливу очисних робіт. Глибина розміщення Південного хідника (відповідно до викопіювання з плану гірничих виробок пласта горизонту 550 м) змінюється в основному діапазоні 310 – 400 м; при виконанні гірничотехнічних розрахунків прийнята середня глибина $H = 360$ м.

На момент обстеження (20.10.2006 р) стану гірничих виробок пласта K_8^H в Південному хіднику встановлено: прогресуюча корозія металу кріплення, розрив замків піддатливості рам з їх критичними пластичними деформаціями у вигляді вигинів і крутіння спецпрофілю, місцями зафіксовані вивали приконтурних порід на глибину 3 – 5 м; залишкова площа поперечного перерізу виробки становила 3,4 – 5,8 м². У результаті загальний технічний стан виробки визнано незадовільним. У зв'язку з цим цілком справедливо припустити подальше погіршення стану Південного хідника за минулі 14 років після його обстеження у 2006 році.

Гірничо-геологічна характеристика вміщуючих порід. Вугільний пласт K_8^H простої будови, потужністю 0,69 – 0,71 м, коефіцієнтом міцності $f = 1,2 – 1,5$, обводнений і характеризується тріщинуватістю середньої інтенсивності.

Безпосередня покрівля – алевроліт потужністю 4,5 м, міцністю $f = 4$, знаходиться у вологонасиченому стані, шаруватий за рахунок прошарків пісковика, слюдистий з рідкими залишками обвугленої флори.

Основна покрівля – аргіліт потужністю 4,6 м, міцністю $f = 4$, вологонасичений, шаруватий за рахунок перешарування з алевролітом, містить карбонатні конкреції із залишками піритизованої флори. Вугільний пласт K_8^G потужністю 0,4 м з текстурою і властивостями, аналогічними пласту K_8^H . Вапняк сірий потужністю 3,5 м, міцністю $f = 10$, обводнений, шаруватий за рахунок тонких прошарків аргіліту на вапняному цементі, тріщинуватий із заповненням кальцитом. Алевроліт потужністю 2,7 м, міцністю $f = 6$, вологонасичений, горизонтально шаруватий за рахунок перешарування з дрібнозернистим пісковиком. Пісковик потужністю 9,0 м, міцністю $f = 6$, обводнений, різнозернистий з інтенсивністю тріщинуватості 3 – 4 тріщини на метр.

Безпосередня підошва представлена алевролітом потужністю 12,0 м, міцністю $f = 5$, на поверхні шару перем'ятий, шаруватий за рахунок перешарування з пісковиком, знаходиться у вологонасиченому стані, схильний до здимання, при обводнюванні розмокає.

Основна підошва – пісковик потужністю 4,9 м, міцністю $f = 6$, обводнений, тріщинуватий шаруватий за рахунок перешарування з аргілітом. Аргіліт потужністю 5,0 м, міцністю $f = 4$, підданий вологонасиченню, шаруватий, слюдистий.

Загальну попередню оцінку стану вміщуючих порід можна охарактеризувати як середньої стійкості, але наявність послаблюючих породи факторів у вигляді обводненості, вологонасичення і наявності текстурних порушень (шаруватість, тріщинуватість, окремі включення) дозволяє припустити досить інтенсивні

прояви гірського тиску в Південному хіднику. До того ж варто враховувати вплив реологічного фактора поведінки літотипів, особливо аргілітів і алевролітів у вологонасиченому стані.

Розрахунок зміщень за методикою [40] виконаний для умов підтримки виробки поза зоною впливу очисних робіт для тривалого терміну її експлуатації $t \geq 15$ років, при якому, відповідно до методики, повністю реалізується частка зміщень масиву, обумовлена дією реологічних процесів. Таким чином, реологічний фактор у вигляді повзучості деформацій гірських порід уже закладений у неявному вигляді в основні розрахункові положення нормативної методики.

Вихідні дані для виконання розрахунку наступні. Глибина розташування виробки $H = 360$ м. Середньозважена об'ємна вага порід надвугільної товщі $\gamma = 25$ кН/м³. Потужність вугільного пласта $m^y = 0,7$ м, нижнє значення опору стисненню $\sigma_{cm}^y = 12$ МПа.

Для системного викладу послідовності розрахунків прийнято наступну індексацію параметрів літотипів покрівлі і підшви вугільного пласта K_8^n : індексами 1, 2, 3, ..., n позначають порядковий номер літотипу, починаючи від вугільного пласта K_8^n ; індекси «К» і «П» вказують на приналежність літотипу до покрівлі або підшви пласта.

Породи покрівлі (у міру віддалення від вугільного пласта): алевроліт потужністю $m_1^K = 4,5$ м, опором стисненню $\sigma_{cm1}^K = 40$ МПа; аргіліт $m_2^K = 4,6$ м, $\sigma_{cm2}^K = 40$ МПа; вугільний пласт K_8^g $m_3^K = 0,4$ м, $\sigma_{cm3}^K = 12$ МПа; вапняк $m_4^K = 3,5$ м, $\sigma_{cm4}^K = 100$ МПа; алевроліт $m_5^K = 2,7$ м, $\sigma_{cm5}^K = 60$ МПа; пісковик $m_6^K = 9,0$ м, $\sigma_{cm6}^K = 60$ МПа. У підсумку врахування будови та властивостей порід покрівлі пласта K_8^n виконано на висоту $24,7 > 20$ м як того вимагає нормативний документ. Відповідно до гірничо-геологічної характеристики аргіліти й алевроліти шаруваті (середня відстань між поверхнями ослаблення 0,1 – 0,5 м), легко- і середньообвалювані у вологонасиченому стані. Вапняк тріщинуватий, шаруватий

(середня відстань між поверхнями ослаблення 0,1 – 0,5 м), обводнений. Пісковик шаруватий (середня відстань між поверхнями ослаблення 0,5 – 1,0 м), обводнений.

Породи підосви (у міру віддалення від вугільного пласта K_8^H): алевроліт $m_1^H = 12,0$ м, $\sigma_{cm_1}^H = 50$ МПа; пісковик $m_2^H = 4,9$ м, $\sigma_{cm_2}^H = 60$ МПа; аргіліт $m_3^H = 5,0$ м, $\sigma_{cm_3}^H = 40$ МПа. Аргіліти й алевроліти шаруваті (середня відстань між поверхнями ослаблення 0,1 – 0,5 м), вологонасичені; алевроліт безпосередньої підосви схильний до розмокання і здимання. Пісковик шаруватий (середня відстань між поверхнями ослаблення 0,5 – 1,0 м), обводнений.

Виробка розраховується за більшим значенням площі поперечного перерізу (АП-11,2): висота в проходці $h_g = 3,04$ м, ширина в проходці $B = 4,37$ м; глибина підривання підосви 1,0 м.

Визначення розрахункових значень опору стисненню вміщуючих виробку порід. Відповідно до нормативної методики розрахункові значення $R_i^{K,\Pi}$ опору стисненню будь-якого породного шару й вугільного пласта K_8^g визначаються з урахуванням дії послаблюючих факторів за формулою

$$R_i^{K,\Pi} = \sigma_{cm_i}^{K,\Pi} \cdot K_c \cdot K_w, \quad (1.1)$$

де $\sigma_{cm_i}^{K,\Pi}$ – межа міцності літотипу на одноосьове стиснення у зразку; K_c – коефіцієнт, що враховує порушеність літотипів поверхнями ослаблення; K_w – коефіцієнт, що враховує зниження міцності вологонасичених і обводнених літотипів.

Коефіцієнти K_c і K_w визначено за відповідними таблицями нормативної методики. Результати розрахунків зведено в табл. 2.1.

Визначення інтегральних показників опору стисненню літотипів покрівлі й підосви здійснено за методикою [11]. Середнє значення R розрахункового опору стисненню прилеглого масиву визначається за формулою

$$R = \frac{R^K + R^\Pi}{2}, \quad (1.2)$$

де R^K і R^Π – інтегральні показники опору стисненню порід покрівлі й підшоши; визначаються за формулою

$$R^{K,\Pi} = \frac{\sum_{i=1}^n R_i^{K,\Pi} \cdot m_i^{K,\Pi} \cdot C_i^{K,\Pi}}{\sum_{i=1}^n m_i^{K,\Pi} \cdot C_i^{K,\Pi}}. \quad (1.3)$$

Таблиця 1.1 – Розрахункові значення опору стисненню літотипів вуглевмісної товщі

Опір літотипів стисненню у зразку, МПа		Коефіцієнти ослаблення		Розрахунковий опір стисненню, МПа
		K_c	K_w	
Покрівля	$\sigma_{cm1}^K = 40$	0,4	0,6	$R_1^K = 9,6$
	$\sigma_{cm2}^K = 40$	0,4	0,5	$R_2^K = 8,0$
	$\sigma_{cm3}^K = 12$	0,4	0,7	$R_3^K = 3,36$
	$\sigma_{cm4}^K = 100$	0,4	0,7	$R_4^K = 28,0$
	$\sigma_{cm5}^K = 60$	0,4	0,6	$R_5^K = 14,4$
	$\sigma_{cm6}^K = 60$	0,6	0,6	$R_6^K = 21,6$
Підшошва	$\sigma_{cm1}^\Pi = 50$	0,4	0,6	$R_1^\Pi = 12,0$
	$\sigma_{cm2}^\Pi = 60$	0,6	0,6	$R_2^\Pi = 21,6$
	$\sigma_{cm3}^\Pi = 40$	0,4	0,5	$R_3^\Pi = 8,0$

У формулі (1.3) позначення: $m_i^{K,\Pi}$ – потужність i -го літотипу покрівлі або підшоши пласта K_8 ; $C_i^{K,\Pi}$ – коефіцієнт впливу i -го літотипу на інтегральний показник $R^{K,\Pi}$; визначається за формулою

$$C_i^{K,\Pi} = \exp \left[-0,5 \left(l_i^{K,\Pi} - \frac{h_g}{2} \right) \right], \quad (1.4)$$

де $l_i^{K,\Pi}$ – відстань від середини виробки в проходці до середини потужності i -го літотипу; h_g – висота виробки в проходці.

Розрахункові дані при визначенні коефіцієнтів впливу літотипів і інтегральних показників опору стисненню порід покрівлі й підшви зведено в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Значення коефіцієнтів впливу $C_i^{K,\Pi}$ і інтегральних показників опору стисненню порід покрівлі й підшви пласта K_8^H

Покрівля Підшва	Потужність $m_i^{K,\Pi}$, м	Розрахунковий опір стисненню $R_i^{K,\Pi}$, МПа	Відстань $l_i^{K,\Pi}$, м	Коефіцієнт впливу $C_i^{K,\Pi}$	Інтегральні показники $R^{K,\Pi}$, МПа
Покрівля	4,5	9,6	2,08	0,756	$R^K = 9,58$
	4,6	8,0	6,63	0,078	
	0,4	3,36	9,13	0,022	
	3,5	28,0	11,08	0,008	
	2,7	14,4	14,18	0,002	
	9,0	21,6	20,03	0,000	
Ґрунт	0,7, пл. K_8^H	3,36	0,17	1,964	$R^\Pi = 7,00$
	12,0	12,0	6,52	0,082	
	4,9	21,6	14,97	0,001	
	5,0	8,0	19,92	0,000	

Далі за формулою (1.2) визначаємо середнє значення розрахункового опору стисненню прилеглого масиву

$$R = \frac{9,58 + 7,00}{2} = 8,29 \text{ МПа.}$$

Визначення зміцнення породного контуру виробки. Величина зближення покрівлі й підшви $U^{K,\Pi}$ визначається за формулою

$$U^{K,\Pi} = 1,5H \cdot K_s \cdot K_y, \quad (1.5)$$

де K_s – коефіцієнт впливу геометричних розмірів виробки; розраховується за виразом

$$K_s = 0,2(B - 1), \quad (1.6)$$

тут B – ширина виробки в проходці;

K_y – коефіцієнт впливу стійкості вмшчующих виробку порід розраховується за виразом

$$K_y = 1,64 - 0,016R. \quad (1.7)$$

У підсумку, використовуючи формули (1.5) – (1.7) визначаємо величину зближення порід покрівлі й підосви в міліметрах.

$$U^{K,\Pi} = 1,5 \cdot 360 \cdot 0,2(4,37 - 1)(1,64 - 0,016 \cdot 8,29) = 550 \text{ мм.}$$

В отриманому результаті зближення порід покрівлі й підосви, рівному 550 мм, частка опускання покрівлі U^K виробки складе

$$U^K = (1,14 - 0,00052H) \frac{U^{K,\Pi} \cdot R^\Pi}{R^K + R^\Pi}; \quad (1.8)$$

$$U^K = (1,14 - 0,00052 \cdot 360) \frac{550 \cdot 7,0}{9,58 + 7,0} = 221 \text{ мм.}$$

Тоді, підняття (здимання) підосви виробки дорівнює

$$U^\Pi = U^{K,\Pi} - U^K; \quad (1.9)$$

$$U^\Pi = 550 - 221 = 329 \text{ мм.}$$

Зближення боків виробки розраховуються за формулою

$$U^\delta = K_\delta \cdot U^{K,\Pi}, \quad (1.10)$$

де K_δ – коефіцієнт пропорційності між зближеннями боків по відношенню до зближення покрівлі й підосви.

Для виробки поза зоною впливу очисних робіт нормативна методика дає значення $K_\delta = 0,2$. Тоді

$$U^\delta = 0,2 \cdot 550 = 110 \text{ мм.}$$

Аналіз отриманих результатів указує на досить задовільний стан Південного хідника:

– опускання покрівлі (221 мм) знаходиться у межах припустимої величини (300 мм) вертикальної піддатливості рамного кріплення;

– зближення боків виробки (110 мм) теж не перевищує конструктивну бічну піддатливість (200 мм) рамного кріплення;

– підняття підосви (329 мм) приблизно відповідає верхній границі

задовільного стану, а якщо буде потреба локального ремонту рейкового шляху можна зробити невелике підривання порід підосви.

Ці висновки цілком справедливі на період спорудження Південного хідника і його наступної експлуатації. Однак реальний стан виробок, проведених у гірничо-геологічних умовах, близьких до таких для Західного Донбасу (шаруваті, тріщинуваті, найчастіше обводнені породи малої і середньої міцності), указує з численних шахтних інструментальних спостережень на інтенсивний розвиток деформацій повзучості прилеглого масиву, особливо, коли термін експлуатації виробок обчислюється десятками років.

Для розглянутої гірничо-геологічної і гірничотехнічної ситуації нормативна методика не дозволяє, на наш погляд, оцінити повною мірою деформації повзучості прилеглого масиву і з цієї причини не може дати достовірний прогноз стану Південного хідника. Тут необхідно використовувати методики, безпосередньо враховуючі реологічний процес повзучості деформації гірських порід. На підтвердження сказаного вважаємо за доцільне коротко згадати про ще одну методику розрахунку переміщень контуру пластової виробки, що принципово відрізняється від нормативної методики за винятком того, що в ній також урахування повзучості деформацій виконується побічно, а не прогнозується безпосередньо розвиток переміщень породного контуру виробки в часі.

Розрахунок переміщень контуру Південного хідника за методикою [42], [43]. Принципові відмінності методики прогнозу проявів гірського тиску від нормативної полягають у наступному (для умов підтримки виробки поза зоною впливу очисних робіт).

По-перше, визначаються переміщення за цілою низкою ділянок контуру, що є ключовими з погляду оцінки експлуатаційного стану виробки:

– стійкий стан рамного кріплення передбачає її роботу в штатному податливому режимі, для чого розраховуються вертикальні й бічні зміщення в районі розташування замкових з'єднань верхняка й стояків і порівнюються з конструктивною вертикальною і бічною піддатливістю рами;

– розраховується опускання замка склепіння рамного кріплення для перевірки збереження безпечного зазору при монорейковому транспорті між дном посудини або нижньою кромкою перевезеного вантажу й підшоною виробки або розташованим на підшодві обладнанням; для цього визначається також підняття підшодви в центральній частині виробки;

– при тому ж монорейковому транспорті визначаються горизонтальні зміщення у зоні проходу людей і нижньої частини стояків рами для перевірки припустимого зазору;

– при рейковому й конвеєрному транспортах перевіряється безпечний зазор до стояків рамного кріплення, для чого визначаються горизонтальні переміщення по висоті стояків;

– визначаються горизонтальні переміщення у зоні проходу людей для оцінки безпеки їх пересування;

– визначаються величини підняття підшодви й вдавнення стояків рам для оцінки безпеки функціонування транспорту, пересування людей і необхідності підривання порід підшодви;

– для перевірки надійності вентиляції гірничих виробок визначається величина залишкового перерізу шляхом розрахунку вертикальних і горизонтальних переміщень у 22 точках, рівномірно розташованих по контуру виробки.

Така диференціація розрахунку зміщень породного контуру виробки підвищує надійність оцінки її експлуатаційного стану.

По-друге, методика побудована на результатах досліджень напружено-деформованого стану (НДС) прилеглого масиву й кріплення, поведінка яких описується повною діаграмою деформування тіла, тобто з урахуванням стадій знеміцнення і розпушення породи, а для металу – площадкою текучості й наступної ділянки зміцнення. При цьому значно розширений діапазон використовуваних механічних характеристик породи – крім межі міцності породи на стиснення як у методиці [40], у розрахунку беруть участь такі параметри як залишкова міцність на стиснення, модуль деформації і модуль спаду, коефіцієнт

Пуассона на стадіях знеміцнення і розпушення гірської породи. Проте врахування реологічного фактору проводиться опосередковано (можна сформулювати як досить формально) шляхом зниження міцнісних і деформаційних характеристик літотипів у часі їх навантаження. Цей підхід об'єднує розглянуті методики, що сприяє отриманню відносно схожих результатів визначення зміщень контуру гірничої виробки.

На доказ наведених міркувань приведемо кінцеві результати розрахунку прогнозованих зміщень контуру Південного хідника. Стислість викладу прийнята нами навмисно, оскільки методика досить громіздка й передбачає визначення не тільки переміщень в «типових умовах», але й 25 поправочних коефіцієнтів, що враховують відмінності конкретної геомеханічної ситуації від так званої типової.

Для об'єктивності порівняння результатів розрахунку переміщень контуру Південного хідника за методиками вихідні дані прийняті однаковими. У підсумку отримані наступні значення переміщень, визначених за методикою:

- опускання замка склепіння рамного кріплення склало 371 мм;
- підняття підшви – 404 мм;
- зближення боків у районі замків піддатливості – 213 мм.

Як бачимо, за методикою переміщення породного контуру виявилися більшими, ніж за нормативною методикою, що цілком зрозуміло урахуванням позамежного стану літотипів масиву і пластичних деформацій сталі рамного кріплення. Перевищення переміщень склало 67,9% при опусканні замку склепіння; 22,8% при піднятті центральної частини порід підшви і 93,6% при зближенні боків рами на рівні замкових з'єднань. З іншого боку, аналізуючи по суті, обчислені зміщення є величинами одного порядку при порівнянні з результатами розрахунку за нормативною методикою: в цілому можна визнати відносно задовільний стан Південного хідника – його втрата перерізу становить 36,5% проти 10,7% за методикою [40], але залишкового перерізу до 7,1 м² досить для подачі необхідної кількості повітря. Порушення норм і правил безпечної експлуатації Південного хідника прогнозується у вигляді вичерпання вертикальної і бічної податливості рами з появою в СВП пластичних деформацій.

Величина підняття підшви вже вимагає її підривання. Безпечні відстані і зазори при переміщенні людей та рух транспорту можуть не дотримуватися через:

– вертикальні і горизонтальні переміщення в зоні проходу людей склали 355 і 217 мм відповідно;

– прогнозується вдавнення опор стояків рами на 133 мм і їх горизонтальне переміщення на 359 мм, що однозначно вказує на їх пластичний вигин.

Однак в цілому можна вважати Південний хідник цілком доступним до проведення робіт з видалення металокопалекцій у процесі його погашення. Цей висновок на підставі розрахунків за методикою [42] цілком погоджується з попереднім висновком, сформульованим на основі обчислень за нормативною методикою [40]. На наш погляд, головна причина такої принципової відповідності порівнюваних методик є урахування деформацій повзучості прилеглого масиву формальним чином у вигляді зниження механічних характеристик літотипів у часі навантаження. У той же час, шахтні інструментальні спостереження однозначно відзначають незатухаючий процес повзучості деформацій, що фіксується по величині розвитку переміщень контуру виробок у багатьох випадках впродовж усього періоду їх експлуатації. Після ізоляції виробок це явище не зникає.

Тому вважаємо за доцільне оцінити стан Південного хідника за методикою [41], безпосередньо враховуючої реологічний процес повзучості деформацій у прилеглому масиві.

Розрахунок переміщень Південного хідника за методикою [41]. Розроблені в даному документі методичні положення є обов'язковими до застосування на всіх шахтах Західного Донбасу і його можна використовувати в регіонах зі схожими гірничо-геологічними і гірничотехнічними умовами на глибинах до 700 м з будь-яким розташуванням виробок щодо параметрів залягання порід в горизонтальних і похилих виробках площею поперечного перерізу начорно до 21,2 м², закріплених, зокрема, кріпленнями серії КМП-А3 (колишнє маркування АП).

У цьому зв'язку текстура і механічні властивості порід (з урахуванням їх обводнення і вологонасичення), що вміщує Південний хідник, цілком відповідають області застосування методики, що дозволяє обґрунтовано її

використовувати для оцінки стану даної виробки.

Основною відмінністю методики [41] від попередніх є прогнозування розвитку проявів гірського тиску в часі t , починаючи від періоду спорудження виробки до даного моменту її існування незалежно від того діюча ця виробка чи ізольована. Прогноз стану Південного хідника виконана для реальних умов його підтримки в минулому й геомеханічної ситуації на даний період часу; виробка розглядається поза зоною впливу очисних робіт з наступним алгоритмом розрахунків.

Вихідні дані для виконання розрахунків залишаються колишніми, а перший пункт обчислень повністю відповідає правилам методики. Тому розрахункові значення $R_i^{K,\Pi}$ опору стисненню прилеглих літотипів взяті з табл. 1.1.

Середньозважене значення розрахункового опору порід стисненню визначають окремо для покрівлі R^K й підшови R^Π з охоптом літотипів по висоті в покрівлю до півтори ширини виробки ($1,5B$), а в підшову на глибину, що відповідає ширині виробки ($1B$), починаючи від її контуру

$$R^{K,\Pi} = \frac{\sum_{i=1}^n R_i^{K,\Pi} \cdot m_i^{K,\Pi}}{\sum_{i=1}^n m_i^{K,\Pi}}. \quad (1.11)$$

Відповідно до викладених умов у покрівлі Південного хідника приймається до розрахунку два породних шари: алевроліт потужністю $m_1^K = 4,5$ м і аргіліт потужністю $m_2^K = 4,6$ м. У підшові виробки також у розрахунку беруть участь два літотипи: вугільні пласти K_8^H потужністю $m^y = 0,7$ м і алевроліт потужністю $m_1^\Pi = 12$ м. За формулою (1.11) визначаємо $R^K = 8,79$ МПа, $R^\Pi = 11,52$ МПа.

Розраховуються зміщення контуру виробки в покрівлі U^K й підшові U^Π за перший рік її підтримки

$$U^K = [0,5V_0t_0 + V_{cm}(365 - t_0)]K_{nl}; \quad (1.12)$$

$$U^\Pi = [V_0t_0 + V_{cm}(365 - t_0)]K_{nl}, \quad (1.13)$$

де V_0 – швидкість переміщення порід підоскви при проведенні виробки в початковий період t_0 неусталеної повзучості, мм/добу; t_0 – тривалість інтенсивних зміщень порід підоскви при проведенні виробки, доба; V_{cm} – усталена (стабілізована) швидкість зміщень порід підоскви, мм/добу; K_{nl} – коефіцієнт впливу площі поперечного перерізу виробки на зміщення порід; за таблицею методики визначаємо $K_{nl} = 1,06$ для площі перерізу у світлі $11,2 \text{ м}^2$.

За відповідними графіками методики [41] визначаються значення параметрів V_0 , t_0 і V_{cm} залежно від глибини H розміщення виробки й розрахункового середньозваженого опору $R^{K,II}$ порід стисненню: $V_0 = 14,8$ мм/добу, $t_0 = 34$ доби, $V_{cm} = 0,42$ мм/добу. Тоді зміщення порід покрівлі й підоскви за перший рік підтримки Південного хідника складуть

$$U^K = 391 \text{ мм};$$

$$U^{II} = 642 \text{ мм}.$$

Слід зазначити, що отримані значення є величинами одного порядку з розрахунками за попередніми методиками. Наприклад, у порівнянні з методикою [42] відмінності в покрівлі становлять усього 5,4%, а в підоскві – 58,9%. Такий ступінь кореляції гірничотехнічних розрахунків можна визнати задовільним і зробити висновок про достатню вірогідність методик.

Але варто нагадати, що виконані розрахунки відносяться до початкового періоду експлуатації Південного хідника, а наше завдання полягає в оцінці його стану через 41 рік після спорудження. Для цього використано залежності методики [41] за розрахунками зміщень у покрівлі U_t^K й підоскві U_t^{II} за весь період t існування виробки

$$U_t^K = U^K + 365V_{cm}(t-1) \cdot K_{nl}; \quad (1.14)$$

$$U_t^{II} = U^{II} + 365V_{cm}(t-1) \cdot K_{nl}, \quad (1.15)$$

де $t = 41$ рік – період існування Південного хідника з моменту його спорудження і дотепер.

За формулами (1.14) і (1.15) визначаємо

$$U_t^K = 6891 \text{ мм};$$

$$U_t^H = 7142 \text{ мм}.$$

Таким чином, сумарне зміщення порід покрівлі й підшви Південного хідника за період часу його існування 41 рік не тільки вказує на повне руйнування виробки, але й відзначає перевищення більш ніж в 4,6 рази зрушень прилеглому масиву над початковою висотою Південного хідника. Висновок очевидний – Південний хідник ухилу №2 пласта K_8^H горизонту 310 м однозначно припинив своє існування, що виключає всяку можливість вилучення металокопункцій із цієї виробки.

У порядку додаткового обґрунтування даного висновку було проведено розрахунки зміщення порід покрівлі і підшви Південного хідника за період його останнього обстеження у 2006 році і дотепер. Тоді ще залишався залишковий переріз в діапазоні 3,4 – 5,8 м². Розрахунки за методикою показують, що за минулі 14 років зрушення прилеглому масиву склали 4,55 м; ця величина також багаторазово перекиває ті розміри залишкового перерізу, які були зафіксовані в 2006 році і зайвий раз підтверджує прогнозну оцінку про повне руйнування Південного хідника.

Фрагмент дослідження НДС шаруватого масиву слабких порід навколо пластової виробки з використанням в'язкопластичної моделі поведінки гірських порід. Ще один підхід до оцінки стану пластової виробки, що принципово відрізняється від розглянутих вище методик, викладений у роботі [43], де задача розрахунку переміщень її контуру вирішена шляхом проведення обчислювального експерименту з використанням методу скінченних елементів (МСЕ). Розроблена геомеханічна модель досить схожа за своїми параметрами з гірничо-геологічними умовами підтримки Південного хідника: шаруватий масив порід малої міцності з ослабленими контактами між літотипами, тріщинуватий, вологонасичений. Виробка змодельована під кріплення КМП-А3 з площею поперечного перерізу в світлі до осідання 12,8 м². Глибина розміщення виробки H змінна, так що не

виникало складності її зафіксувати величиною $H = 360$ м при покроковій технології розрахунку приросту компонент напружень і деформацій.

Для урахування реологічного фактору розвитку зміщень породного контуру виробки в часі t її підтримки використана в'язкопластична фізична модель поведінки гірських порід, що у програмному забезпеченні МСЕ зазвичай представлена узагальненим рівнянням повзучості виду

$$\varepsilon(t) = \varepsilon_{np} + a_1 \sigma^{a_2} t^{a_3}, \quad (1.16)$$

де $\varepsilon(t)$ – поточна відносна деформація гірської породи; ε_{np} – пружна складова відносної деформації; σ – головне напруження при випробуванні зразків гірських порід; t – час деформування гірської породи (період оцінки стану виробки); a_1 , a_2 і a_3 – коефіцієнти апроксимації експериментально встановлених діаграм повзучості в координатах “ $\varepsilon - t$ ”.

Коефіцієнти a_1 , a_2 і a_3 визначені із залученням методів кореляційно-дисперсійного аналізу за даними експериментальних досліджень ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України.

Фрагмент розрахунку геомеханічної моделі зображений на рис. 1.1 у вигляді епюри повних переміщень для періоду експлуатації виробки $t = 10$ років. Тут максимальне опускання покрівлі склало $U_t^K = 1859$ мм, а підняття підосви $U_t^П = 1853$ мм. Як бачимо, якщо не виконувати періодичні ремонтно-відновні роботи, то за прогнозом уже через 10 років Південний хідник прийшов би в повну непридатність. Також звертають увагу досить низькі відхилення результатів моделювання і розрахунків за методикою [41]: при $t = 10$ років $U_t^K = 1771$ мм, $U_t^П = 2022$ мм; отже, максимум опускання порід покрівлі виявився вищим усього на 5%, а підняття підосви – нижчим на 8,4%. Ця тісна кореляція принципово різних підходів вказує на користь вірогідності обраних методик прогнозу проявів гірського тиску.

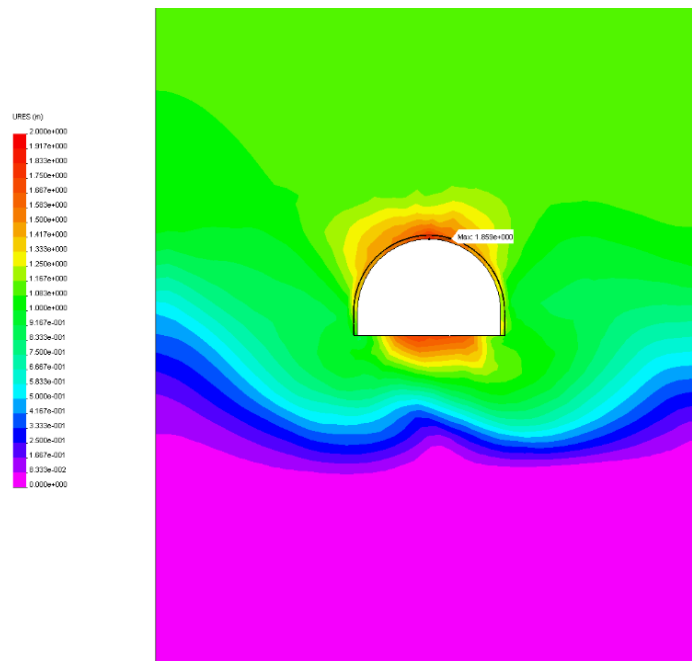


Рисунок 1.1 – Епюра повних переміщень поблизу гірської виробки

Таким чином, за результатами виконаного аналізу обрані дві методики, які дають найбільш достовірні результати прогнозу стану виробок за тривалий період їх експлуатації. Тут варто підкреслити, що методика, яка основана на проведенні обчислювального експерименту, надзвичайно складна в силу використання в'язко-пластичної фізичної моделі поведінки гірської породи й не дає поки стабільних результатів через регулярні відмови програми й недостачі необхідних обчислювальних ресурсів. У теж час, отримання узагальнюючих закономірностей розвитку процесів зрушення вуглевмісного масиву залежно від варіації геомеханічних факторів підтримки виробки вимагає виконання великої кількості таких обчислювальних експериментів.

Методика [41] побудована на узагальненні результатів шахтних інструментальних спостережень і легко може бути скоректована шляхом поповнення новими даними. У зв'язку з цим представляється доцільним розвиток методики [41] на предмет розширення області її застосування на інші гірничо-геологічні умови, що відрізняються від таких для Західного Донбасу. Тут необхідно відзначити, що з урахуванням виниклої сучасної ситуації закриття багатьох шахт, а інших – розташування на тимчасово окупованій частині Донбасу, діапазон зміни гірничо-геологічних умов значно скоротився і його можна

обмежити породами малої й середньої міцності, особливо, з урахуванням дії послаблюючих факторів.

1.4 Аналіз розробок з прогнозування і керування гідрогеологічною ситуацією при закритті шахт

Погашення гірничих виробок при великих площах виробленого простору (у період завершення гірничих робіт і закриття шахт) обмежує можливості відводу шахтних вод і сприяє нерегульованому їх дренажу в підробленому вуглевмісному масиві з небезпекою затоплення все нових горизонтів аж до земної поверхні. Тому одним з досить важливих завдань є прогнозування й по можливості керування фільтраційними процесами в період згортання гірничих робіт: їх не контрольованість і недостатня надійність оцінок може призвести до важких наслідків екологічного характеру.

В існуючих науково-технічних розробках з врахування фільтраційних процесів при веденні й згортанні гірничих робіт виділяють чотири основних напрями: гідрогеологічний прогноз водоприпливів [44], оцінка зони формування водопровідних тріщин з погляду безпеки гірничих робіт [45], прогнозування й урахування гідродинамічних процесів навколо виробок [46], розробка технологічних заходів водорегулювання при веденні й згортанні гірничих робіт [47], [48].

При веденні гірничих робіт практично повсюдно розповсюдженими системами керування покрівлею повним обваленням над виробленим простором формуються водопровідні тріщини, перпендикулярні до площин нашарувань. Вироблений простір, заповнений заваленими породами, і зона водопровідних тріщин у період експлуатації залишаються практично повністю здренованими. Водоприпливи в шахту в загальному випадку формуються за рахунок поверхневого водоносного комплексу, який приурочений до покриваючих відкладень і зоні підвищеної тріщинуватості верхньої частини вуглевмісної товщі [49].

Для дослідження зазначених процесів у роботі [50] викладено фізико-математичні основи й особливості програмної реалізації моделі руху шахтних вод

у програмі Vox Model, що використовується німецькою компанією ДМТ у практичних прогнозах планування водного менеджменту вже закритих шахт Європи. Також існує досвід [51], [52] керування потоками підземних і шахтних вод у техногенно напруженому породному масиві при підтримці гідродинамічно й екологічно безпечного рівня шахтних вод відносно умов Фінляндії й кам'яновугільного басейну Руру в Німеччині; останній є схожим за певними геолого-гірничотехнічними показниками з Донбасом.

Але у зазначених джерелах не представлені методики рішення науково-практичної задачі водорегулювання рівневого режиму (при згортанні гірничих робіт) у системі «шахтний стовбур – затоплюваний підроблений породний масив». Актуальність і деталізація цього питання полягає в тому, що зміна гідродинамічного режиму в масиві шахтного поля при затопленні й водорегулюванні, наприклад, заглибними насосами в шахтному стовбурі викликає суттєві перетворення гірського тиску на кріплення стовбура, який необхідно зберегти в цілісному стані. У зв'язку з цим існуючі уявлення про механізм формування навантаження на кріплення гірничих виробок в умовах водоносних порід суперечливі й не відображають суті гідрогеомеханічних процесів. Почасти цьому сприяє формальне використання спрощених гідродинамічних схем фільтрації шахтних вод. У плані діючих нормативів [53] навантаження на кріплення визначають арифметичною сумою гірського тиску й гідравлічної складовою, що важливо враховувати в прогнозних оцінках стану стовбурів у період закриття шахт.

У світлі поставлених задач з прогнозування й керування гідрогеологічною ситуацією при закритті шахт фактичні геолого-маркшейдерські дані й опубліковані літературні джерела дають можливість здійснити якісну типізацію водопроявів по зовнішніх факторах їх виникнення, розвитку в часі, зв'язку зі структурно-геологічними й технологічними особливостями ведення попередніх гірничих робіт і геомеханічними процесами в раніше підробленому гірському масиві.

Найбільш різноманітні водопрояви характерні для умов Західного Донбасу, де їх вплив на гірничі роботи (у тому числі на стадії їх завершення) досить суттєвий. За умовами відпрацьовування вугільних пластів Західного Донбасу

водоносні горизонти зазвичай поділяють на підроблювані і надроблювані. У них перетікання води у вироблений простір попереджається проведенням дренажних виробок на верхній границі шахтного поля, але при погашенні цих виробок виникає контрольоване обводнювання завалених порід у виробленому просторі, що провокує активізацію зрушень надвугільної товщі й підняття рівня шахтних вод.

Зафіксовано випадки короточасних значних водоприпливів у лави шахт «Самарська», «Дніпровська», «Тернівська» при підробці пісковиків з тектонічними порушеннями типу скидання невеликої амплітуди, які мають статичні запаси води. Практично не відрізняються за зовнішніми формами від вищевказаних водопрояви в лавах, які підроблюють водоносні пісковики в основній покрівлі. Найбільш численна форма водоприпливів у вигляді капежу різної інтенсивності, струмочків (переривчастих і безперервних), слабого просочування в покрівлі виникає при підробці потужності й пісковиків відносно малої потужності. Джерела обводнювання формуються через систему гідравлічно зв'язаних тріщин, які перетинають водотривкі породи міжпластя.

Величини водоприпливів за даним структурно-геологічним типом джерел водопроявів коливаються в широкому діапазоні від 1 м³/годину до 30 м³/годину. Це пояснюється різними колекторськими властивостями водовмісних порід, ступенем їх гідравлічного розвантаження в область виробленого простору. Інтенсивність водоприпливів звичайно знижується в часі. Це можна пояснити поступовим зниженням напорів у водоносних горизонтах, коли стабілізуються площі виробленого простору (згорання гірничих робіт), а також кольматацією водопровідних тріщин аргілітовими породами.

Домінуючим фактором у формуванні водоприпливів є літологія гірських порід і ступінь тектонічної порушеності шахтних полів. На більшій частині території шахтних полів Західного Донбасу продуктивна товща нижнього карбону перекрита водоносними відкладеннями кайнозою й мезозою. У них виділяють більше десяти водоносних горизонтів, води яких надходять у шахту. Максимальна кількість води надходить по вугільних пластах і пісковиках, які мають вихід під бучацькі, тріасові і

юрські відкладення, що мають значні запаси підземних вод.

Наведені дані підкреслюють актуальність прогнозування і керування гідрогеологічною ситуацією при закритті шахт, а її достатня складність обумовлена багатofакторністю досліджуваних процесів. Тут факторна ієрархія впливу природних і технологічних процесів на геофільтраційний стан підробленого масиву обумовлює різні підходи щодо їх кількісного врахування. Аналітичні оцінки доцільно використовувати при діапазонній параметризації процесів, однак їм властиві відомі в механіці й гідродинаміці недоліки: ідеалізація властивостей масиву, схематизація і спрощення крайових і граничних умов. На наш погляд найбільш доцільний варіант кількісної оцінки геофільтраційного стану породного масиву диктується потребами практики, коли роль широкого діапазону технологічних і конструктивних заходів керування процесом буде деталізована й з'явиться можливість їх гнучкого компонування.

Рішення подібного роду задач здійснюється методом скінченних різниць (МСР) і методом скінченних елементів (МСЕ), орієнтованими на використання сучасних обчислювальних засобів. Вони дозволяють дискредитувати неоднорідну область фільтраційного стану масиву таким чином, щоб рівень необхідної чисельної апроксимації відповідних рівнянь задовольняв вимогам збіжності ітераційного процесу й одночасно давав необхідну практичну точність показників, які можуть розглядатися як параметри керування. Таким чином, використання цих методів для опису геофільтраційного стану гірського масиву дозволяє виконати умову керованості гідрогеологічними процесами при закритті шахт.

Теоретичне обґрунтування методів добре відоме й розвинене, але їх порівняльний аналіз (як чисельних методів) у сучасній літературі трактується неоднозначно. Безумовно, будова скінченно-різницевої схем вимагає меншої кількості розрахунків при більш високій точності розрахунків. Переваги МСЕ полягають в гнучкості й розмаїтості схем, можливості стандартизувати прийоми дискретизації задач і завдання крайових умов для різних розрахункових зон. Певний висновок можна зробити щодо переваг використання обох методів у геології і гірництві, а саме МСЕ переважно використовується в задачах

геомеханіки, а МСР – у задачах гідродинаміки.

Виходячи із прикладного використання чисельного моделювання у відзначених областях знань, найбільш вагомим аргументом на користь того або іншого методу є врахування спектру природно-технологічних факторів у рішенні поставленої задачі, що оцінюється інженерною логікою і визначається рівнем коректності рішень. При обґрунтуванні вибору структури рішення задачі варто визначати характерні риси гідрогеомеханічних процесів, які супроводжують поточні гірничі роботи і їх поступове згортання при закритті шахт.

1.5 Мета і завдання досліджень, розробка алгоритму їх комплексного рішення

Результати аналізу існуючих уявлень, проблем і методів їх рішення при закритті вугільних шахт у процесі загального зниження споживання вугілля, насамперед у Європі, виділили низку основних напрямів, серед яких у дисертації розглянуто три фактори (геомеханічний, технологічний і гідрогеологічний), обмеження негативного впливу яких дозволить успішно реалізувати екологічні, економічні й соціальні завдання на території вугленосних регіонів України.

У зв'язку з цим мета досліджень формулюється так: мінімізувати ризики закриття вугільних шахт України за геомеханічними, технологічними і гідрогеологічними факторами на основі встановлених закономірностей проявів гірського тиску, процесу опріснення шахтних вод і гідравлічних режимів водоприпливів.

Успішна реалізація поставленої мети базується на вирішенні комплексу пріоритетних завдань у низці основних факторів впливу обмеження вуглеспоживання в народному господарстві:

- узагальнення досвіду й обґрунтування актуальності мінімізації негативного впливу геомеханічних, технологічних і гідрогеологічних факторів при закритті вугільних шахт;

- встановлення закономірностей розвитку проявів гірського тиску в підземних виробках, що послідовно погашаються, і розробка методики оцінки їх

стану на даний час;

– обґрунтування параметрів технології й комплексу обладнання опріснення шахтних вод з отриманням вторинної сировини для господарської діяльності на відновлюваній території;

– обґрунтування рекомендацій з регулювання гідравлічного режиму шахтних вод для мінімізації ризиків підтоплення земної поверхні на найближчих територіях.

Вирішення поставлених завдань базується на основній ідеї роботи – використання закономірностей довгострокового розвитку проявів гірського тиску при послідовному погашенні виробок, особливостей технології опріснення шахтних вод і регулювання їх водоприпливу для обмеження негативних наслідків закриття вугільних шахт.

Для більш наочного уявлення про сутність і взаємозв'язок розв'язуваних завдань розроблено алгоритм їх комплексної реалізації, зображений структурно-логічною схемою на рис. 1.2.



Рисунок 1.2 – Структурно-логічна схема досліджень

У запропонованій послідовності далі викладено дослідження і їх результати з вирішенням завдань, поставлених у даній дисертаційній роботі.

1.6 Висновки за розділом

1. На базі аналізу світових та вітчизняних тенденцій визначені закономірності видобутку вугілля та сформульовані його протиріччя на теперішній час у зв'язку з тенденцією закриття шахт.

2. Проведено аналіз проблем та наслідків закриття вугільних шахт. Сформульовані геомеханічні, гідрогеологічні та технологічні вимоги щодо питання ліквідації підприємств галузі.

3. Проведений розрахунок прогнозування стану виробок на основі існуючих нормативно-технічної документації та досліджень геомеханічних процесів.

4. Проведений аналіз розробок з прогнозування і керування гідрогеологічною ситуацією при закритті шахт. Сформульовані висновки при врахуванні гідрогеомеханічних процесів, які супроводжують поточні гірничі роботи та їх поступове згортання.

РОЗДІЛ 2

ОБГРУНТУВАННЯ ПРИНЦИПІВ І РОЗРОБКА МЕТОДИКИ ОЦІНКИ ДОЦІЛЬНОСТІ ПОГАШЕННЯ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК ЗА ГЕОМЕХАНІЧНИМ ФАКТОРОМ

2.1 Обґрунтування підходу та критеріїв оцінки стану виробки за весь термін її підтримки

У попередньому розділі було обґрунтовано доцільність застосування основних положень методики для оцінки стану виробки та вирішення питання про її погашення. Таким чином, планується використання експериментального методу інструментальних шахтних спостережень за розвитком переміщень контуру виробки і деформацій її кріплення в поєднанні з методами кореляційно-дисперсного аналізу результатів експериментальних даних [54] – [56].

Базові положення підходу методики за прогнозом зміщень U контуру виробки (у покрівлі індекс – « K », підошві – індекс « L » і боках – індекс « b ») полягають у визначенні залежностей зв'язку параметра U з основними геомеханічними факторами: H – глибина розміщення виробки; R – середньозважений розрахунковий опір стисненню прилеглих до виробки літотипів. Інші фактори й параметри підтримки виробки (поза зоною впливу очисних робіт) мають підлегле значення і враховуються шляхом використання відповідних коефіцієнтів впливу.

Як вже зазначалося раніше, особливістю методики є урахування розвитку зміщень U контуру виробки в часі t її підтримки і це врахування здійснюється в явному вигляді, де параметр t входить у розрахункові вирази для визначення зміщень U . Якщо побудувати графік залежності двох параметрів, то функція $U(t)$ являє собою білінійний зв'язок, що складається з двох прямолінійних ділянок (рис. 2.1). Перший відображає період проведення виробки, коли відбувається найбільш активне зрушення прилеглого масиву на відстані до декількох сотень метрів від прохідницького вибою. Друга лінійний ділянка характеризує процес згасання зміщень контуру виробки в часі її підтримки.

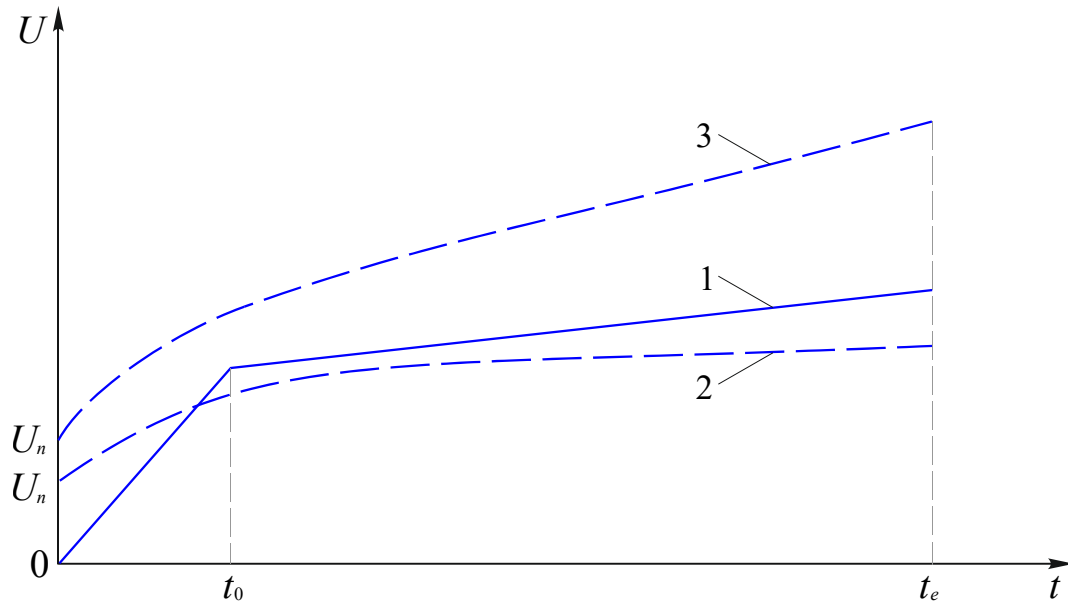


Рисунок 2.1 – Графічне зображення якісних залежностей розвитку зміщень U контуру виробки в часі t її підтримки: 1 – відповідно до методики [41]; 2 і 3 – виміри переміщень при згасаючій і незгасаючій повзучості відповідно; U_n – початкові умовно-миттєві зміщення контуру в прохідницькому вибої; t_0 – тривалість інтенсивних зміщень [41], що становить до 30 – 50 діб; t_e – термін експлуатації виробки

З погляду існуючих уявлень [57] – [73] про закономірності наростання і стабілізації проявів гірського тиску у виробку, що знаходиться поза зоною впливу очисних робіт, підхід методики [41] у якісному плані почасти погоджується з накопиченим досвідом підтримки гірничих виробок. Однак є деякі зауваження в частині прийнятих ідеалізацій закономірностей зв'язку U і t .

По-перше, ріст переміщень не починається від нульової точки часу ($t = 0$), а початкові зміщення U_n відбуваються умовно-миттєво приблизно зі швидкістю поширення поздовжніх коливань (звуку) у гірській породі [74] – [78], тобто, графіки росту функції $U(t)$ зображуються від деякого початкового значення U_n (див. рис. 2.1). Безумовно, на величину U_n позначається обмежуючий вплив прохідницького вибою, що підтверджують численні дослідження, наприклад, [79] – [82], але величина U_n вже порівнянна з наступним розвитком переміщень.

По-друге, зображення залежностей $U(t)$ у вигляді двох лінійних графіків, що сполучаються, не зовсім відповідає реальній картині наростання зміщень контуру виробки в часі. Більшість експериментальних вимірів вказують на нелінійність тенденцій росту зміщень у часі [83]–[89]: у початковий період підтримки виробки градієнт росту більш високий, а потім (зі збільшенням t) відбувається зниження швидкості збільшення U . Об'єктивності заради слід зазначити, що білінійний вид функції $U(t)$ в методиці [41] покликаний почасти враховувати зазначену закономірність уповільнення в часі t розвитку зміщень U контуру виробки.

По-третє, залежно від рівня дії геомеханічних факторів H і R функції $U(t)$ можна розділити на два види: перший – зміщення U збільшуються в часі t , але з його плином відбувається деяка стабілізація процесу зрушення прилеглого масиву, за якої подальший ріст U або припиняється, або має досить низькі значення; другий – зміщення U не припиняються в часі t й надалі встановлюється деякий досить постійний градієнт росту U [90]–[101]. Така геомеханічна ситуація визначається реологічною властивістю гірських порід – повзучістю деформацій. Відомі дослідження [91]–[93], [98], [101] виділяють два види повзучості деформацій – усталену (тобто, що згасає в часі) і неусталену (що розвивається протягом усього періоду спостережень). У цьому плані методика [41] розроблена з урахуванням неусталеної повзучості, що найбільш характерна для слабометаморфізованих порід Західного Донбасу.

Розроблювальний підхід до оцінки стану гірничої виробки з урахуванням терміну її підтримки покликаний усунути зазначені недоліки методики [41], але зі збереженням принципів положень у частині головного критерію ухвалення технічного рішення про погашення виробки – величини зміщення контуру за весь період її існування. Рішення поставленого завдання базується на визначенні трьох груп тимчасових залежностей: $U^K(t)$ – зміщення порід покрівлі виробки, $U^H(t)$ – підняття її підшви, $U^\delta(t)$ – зближення боків виробки.

Втрата експлуатаційного стану виробки може відбутися з низки причин, основними з яких є:

- залишковий переріз $S_{ост}$ менше мінімально припустимого за умовою подачі необхідного об'єму повітря;
- висота h_{np} і ширина B_{np} зони проходу людей не відповідає вимогам правил безпеки [53];
- відстані й зазори δ при транспорті вантажів і матеріалів не відповідають вимогам правил безпеки [102];
- втрата стійкої форми й руйнування елементів кріпильної конструкції.

Для поширення рекомендацій з оцінки стану гірничих виробок на широке коло гірничо-геологічних умов визначення функцій $U^K(t)$, $U^H(t)$ і $U^\delta(t)$ здійснювалося залежно від головних геомеханічних факторів: глибини H розміщення виробки й середнього розрахункового опору стисненню R прилеглого вуглевмісного масиву. Вирішення поставленого завдання ускладнюється необхідністю багаторічних інструментальних спостережень за проявами гірського тиску в конкретній виробці, для чого було розроблено нову оригінальну методику побудови емпіричних залежностей розвитку зміщень її контуру.

2.2 Принципи пошуку й збору інформації про закономірності проявів гірського тиску в часі експлуатації виробки

2.2.1 Методика збору інформації та оформлення результатів

Основне завдання розроблювальної методики – підвищити вірогідність прогнозу розвитку переміщень контуру виробки протягом усього періоду її підтримки, а напрями реалізації базуються на усуненні виявлених недоліків у методиці [41] з одночасним розширенням області застосування на вугленосні регіони з породами малої й середньої міцності, які охоплюють (за нинішньої економіко-політичної ситуації) практично всі умови експлуатації вугільних шахт України.

Методика побудована на результатах шахтних інструментальних спостережень за проявами гірського тиску, їх обробки методами кореляційно-дисперсійного аналізу на предмет установлення зв'язку зміщень контуру виробки $U^K(t)$, $U^{\Pi}(t)$, $U^{\delta}(t)$ з геомеханічними факторами протягом усього періоду її існування. Паралельно оцінюється стан елементів кріпильних конструкцій з погляду можливості подальшого виконання своїх функцій із забезпечення належної стійкості виробки. Тут доречно нагадати, що головна складність здійснення поставленого завдання полягає в необхідності проведення шахтних спостережень досить тривалий період, обчислювальний найчастіше десятками років. Для вирішення цього питання розроблено оригінальну методику, яка побудована на комплексному вивченні й аналізі різних джерел інформації і дискретності (у часі) проведення шахтних вимірів з їх наступною екстраполяцією на більш тривалі часові рамки.

Більш конкретно, методика прогнозування зміщень контуру виробки за весь період її підтримки припускає послідовне виконання низки завдань із наступним алгоритмом дій.

1. Підбирається комплекс гірничих виробок, для яких різноманітність геомеханічних факторів покриває весь діапазон їх варіації як за міцнісними властивостями R прилеглої вуглевмісної товщі, так і за глибиною H розміщення. Надалі це забезпечує формування бази експериментальних даних для побудови залежностей розвитку зміщень U контуру в часі t .

2. Для кожної з відібраних виробок на основі зібраної інформації від маркшейдерської служби шахти, досліджень проявів гірського тиску науковими й проєктними організаціями будуються графіки залежностей $U^K(t)$, $U^{\Pi}(t)$ і $U^{\delta}(t)$; за наявності в більшості випадків даних про зближення покрівлі й підшви $U^{K,\Pi}$, будуються залежності $U^{K,\Pi}(t)$: тут час t обчислюється з моменту спорудження виробки. Якщо виробка ще знаходиться в експлуатації, то виконуються додаткові виміри зміщення її контуру тривалістю до 4–6 місяців, але в різні періоди її підтримки; при цьому обов'язково враховуються ремонтно-відновні роботи

(наприклад, підривання підосви), якщо такі проводились за досліджуваний період. У результаті отримуємо дискретні графічні залежності, що відповідають певним періодам підтримки виробки, як це показано на рис. 2.2, а щоб наочно охопити весь термін її експлуатації при побудові графіків використана логарифмічна шкала часу. Далі по дискретних ділянках (лінії 1) будується узагальнюючий графік (лінія 2) залежності $U(t)$ для кожної конкретної виробки.

3. Сім'я графіків $U(t)$ являє собою базу вихідних даних для досліджуваного діапазону варіації геомеханічних факторів H і R . За узагальнюючими графічними залежностями методами кореляційно-дисперсійного аналізу встановлюється найбільш надійна функція зв'язку

$$U = \Phi(t), \quad (2.1)$$

яка (за наявності відповідної інформації) розділяється на кілька функцій

$$\left. \begin{aligned} U^K &= \Phi^K(t); \\ U^{\Pi} &= \Phi^{\Pi}(t); \\ U^{\delta} &= \Phi^{\delta}(t); \\ U^{K,\Pi} &= \Phi^{K,\Pi}(t). \end{aligned} \right\} \quad (2.2)$$

Кожна із сімей функцій $U(t)$ може підрозділятися на дві складові (для більш адекватного відображення): перша – початковий період найбільш активного наростання зміщень, звичайно 1 – 1,5 місяця з моменту проведення виробки на конкретній її ділянці; друга – суттєве уповільнення швидкості росту переміщень контуру в часі t .

4. З використанням методів кореляційно-дисперсійного аналізу досліджуються закономірності зв'язку параметрів функції $U(t)$ з геомеханічними факторами H і R . Для виробок із приблизно однаковими значеннями H і R (відхилення до 10%) поєднуються узагальнюючі графіки (лінія 2 на рис. 2.2) і, таким чином, розширюється об'єм початкової інформації. Наприклад, проводиться виїмкова виробка у вугільному масиві, що поки знаходиться поза зоною впливу очисних робіт, і для неї знімання показань зміщень контуру

відповідає ділянці їх активного розвитку. В іншій виробці, що експлуатується вже тривалий період, але з рівноцінними значенням H і R , використовується інформація маркшейдерських спостережень для побудови одного графіка $U(t)$ на ділянці стабілізації приросту зміщень. У результаті отримуємо залежність $U(t)$ від моменту спорудження виробки до періоду її тривалої експлуатації, обчислювального найчастіше декількома десятками.

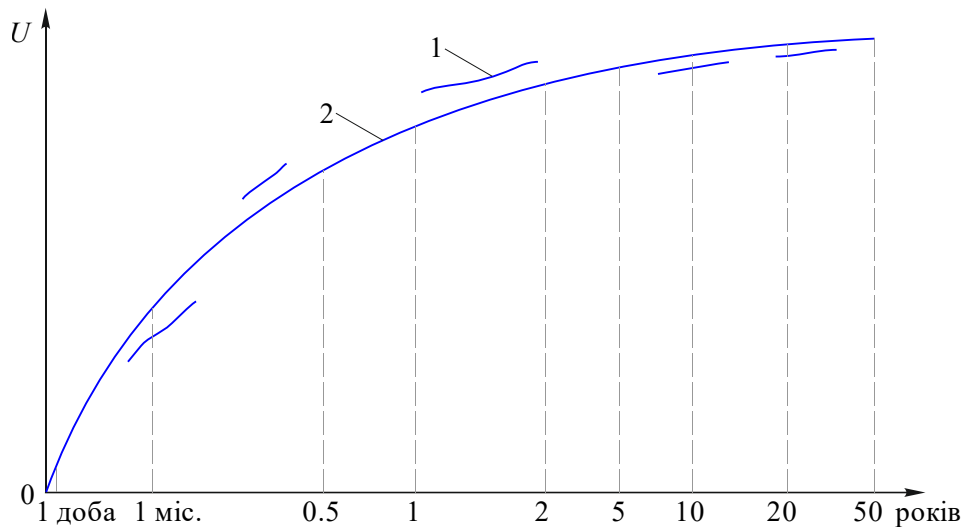


Рисунок 2.2 – Схематичне зображення методики побудови графіків розвитку в часі t зміщень U контуру виробки: 1 – дискретні періоди фіксації зміщень; 2 – узагальнена залежність $U(t)$

Для урахування різних розмірів виробок початкову стадію аналізу залежності $U(t)$ доцільно проводити у відносних показниках: наприклад, зближення покрівлі й підшви $U^{K,П}$ відносно проектної висоти h_g виробки; зближення її боків відносно проектної ширини B_g .

В остаточному підсумку визначаються кореляційні залежності зв'язку параметрів функції $U(t)$ з геомеханічними факторами H і R . По ходу аналізу частину коефіцієнтів у функціях $U(t)$ доцільно виражати у вигляді графіків зв'язку з H і R за прикладом методики [41]. Такий прийом використовується через те, що графічні залежності дають більш високу надійність кореляційного зв'язку порівняно з емпіричними формулами. Тобто, у розроблювальній методиці

використовується (по ходу аналізу) комбіноване уявлення закономірностей зв'язку

$$U(t) = F(H, R) \quad (2.3)$$

у вигляді функціональних і графічних залежностей.

5. Залежності (2.3) групуються за двома напрямками:

– особливості текстури й властивостей літотипів, що складають прилеглий масив на висоту (глибину) до 20 м відповідно до [40];

– особливості реологічних властивостей літотипів, що визначають розвиток у часі t згасаючої й незгасаючої повзучості, що проявляється у вигляді зміщень $U(t)$ на контурі виробки.

Також слід зазначити, що середній розрахунковий опір прилеглих порід стисненню R визначається за нормативною методикою [40] з урахуванням доповнень [42], [103].

6. Узагальнюючі залежності $U(t)$ будуються за результатами аналізу шахтних вимірів цілої групи виробок, що характеризуються різною глибиною H їх розміщення й різною величиною середнього розрахункового опору стисненню R прилеглих породних шарів. Щоб адекватно узагальнити такі експериментальні дані, отримані в різних виробках, необхідно ввести критерій, що забезпечує їх спільний розгляд. Такий критерій обґрунтований у нормативному документі [40] і являє собою відношення H/R геомеханічних параметрів H і R . Даний критерій має свою логіку: при збільшенні значення H/R (ріст глибини розміщення виробки або зниження міцнісних характеристик літотипів прилеглої масиву) підсилюються прояви гірського тиску й ростуть зміщення контуру виробки. Тому в розробленій методиці прийнято до використання саме даний критерій H/R при побудові графіків $U(t)$ визначення кореляційних залежностей.

Викладений алгоритм вивчення й узагальнення експериментальних даних відрізняється новизною і дозволяє відносно нетривалими вимірами проявів гірського тиску в поєднанні з інформацією маркшейдерських служб шахт отримати об'єктивну оцінку стану виробок протягом тривалого періоду їх підтримки.

2.2.2 Формування бази даних для вивчення проявів гірського тиску

Раніше висловлене твердження про особливості й суттєві труднощі відстеження стану виробок протягом досить тривалого періоду (або всього терміну) їх експлуатації є основним у даних геомеханічних дослідженнях і, як згадувалося раніше, є сенсом їх новизни. Але ця новизна пов'язана з формуванням великої бази вихідних даних наступною їх систематизацією й аналізом, що потребувало значних витрат часу. Проте наші дослідження підтвердили можливість вирішення поставленого завдання і далі на конкретних прикладах пояснений алгоритм наших дій.

Перша дія – відбираються виробки практично по кожній із шахт на підконтрольній території Донбасу, які вже погашені або намічені до погашення в найближчій перспективі. Обов'язковою умовою відбору є наявність інформації на момент її погашення (або при останньому обстеженні виробки): мінімальна інформація – це величина втрати перерізу; крім того, збираються дані маркшейдерських вимірів поточної висоти й ширини виробки із зазначенням періоду знімання показань (якщо вони збереглися). Кожна виробка характеризується глибиною H розміщення, текстурою й властивостями прилеглих літотипів, за якими, відповідно до нормативної методики [40], розраховується середній опір порід стисненню R і визначається геомеханічний показник H/R . Пов'язати величину геомеханічного показника H/R із втратою перерізу ΔS і значеннями переміщень контуру виробки не завжди вдається через значний розкид даних. Тому було ухвалено рішення про залучення як можна більш великої інформації, що дозволяє суттєво підвищити надійність виявлених закономірностей розвитку зміщень контуру виробки.

Як приклад у табл. 2.1 вибірково наведено тільки 42 виробки й камери по чотирьох шахтах («Алмазна», «Білицька», «Новодонецька» і «Піонер»), хоча по них зібрана інформація більш ніж по 160 виробках. Обмеження кількості виробок у прикладі продиктовано прагненням понизити громіздкість тексту, але викласти сутність процедури збору інформації.

Таблиця 2.1 – Вихідні дані до вивчення закономірностей проявів гірського тиску

№ з/п	Виробка	Глибина розміщення <i>H</i> , м	Втрата перерізу, % (рік обстеження)	Період підтримки <i>t</i> , рік
1	2	3	4	5
шахта «Алмазна»				
1	Водозбірник похилого стовбура	116 – 118	29 (2010)	43
2	Гараж – зарядна гор. 310 м пл. <i>l</i> ₃	318	51 (2010)	56
3	Гараж – зарядна ухилу №2 пл. <i>k</i> ₈	384	60 – 78 (2006)	45
4	Депо протипожежного поїзда гор. 310 м пл. <i>l</i> ₃	318	39 – 68 (2010)	56
5	Камера вулканізації на ухилі пл. <i>l</i> ₂ ¹ з гор. 107 м на гор. 310 м	151	28 (2010)	39
6	Камера електропідстанції пл. <i>l</i> ₁ гор. 107 м	92	45 – 70 (1999)	34
7	Камера вулканізації ухилу гор. 107 м пл. <i>m</i> ₅ ^{1а}	119	51 – 74 (2010)	30
8	Камера вулканізації ЦПУ гор. 310 м пл. <i>l</i> ₃	367	39 – 68 (2010)	38
9	Камера лебідки Північного ухилу №1 пл. <i>k</i> ₈	98	60 – 78 (2006)	67
10	Камера підйомної машини Північного хідника пл. <i>m</i> ₅ ^{1у} гор. 550 м	546	56 – 77 (2010)	25
11	Конвеєрний хідник з ухилу №2 на конвеєрний квершлаг пл. <i>k</i> ₈	385	45 – 70 (2006)	47
12	Південний квершлаг на пл. <i>k</i> ₈ гор. 107 м	107	45 – 70 (2006)	67
шахта «Білицька»				
13	Камера лебідки БМ-2000 на Південному хіднику ухилу №1 пл. <i>k</i> ₅	120	57 – 79 (1991)	49
14	Південний корінний штрек пл. <i>k</i> ₅	241	65 – 81 (1982)	53
15	Ухил №1 пл. <i>m</i> ₄ гор. 500 м	510 – 565	73 – 85 (1996)	35
16	Південний людський хідник пл. <i>m</i> ₄ гор. 500 м	515	69 – 82 (1996)	35
17	Вентиляційний хідник пл. <i>l</i> ₃ гор. 500 м	509	64 – 80 (1993)	34
18	Капітальний породний ухил пл. <i>l</i> ₈	515	59 – 82 (2011)	32
19	Відкотний квершлаг на пл. <i>k</i> ₅ і <i>k</i> ₇	236	55 – 72 (1991)	61
20	Південний хідник ухилу №3 пл. <i>l</i> ₃	312	79 – 86 (2010)	59
21	Вантажний хідник бремсберга №1 пл. <i>m</i> ₂ гор. 250 м	246	49 – 66 (2008)	28
22	Вентиляційний штрек 1-ї Південної лави пл. <i>m</i> ₄ гор. 500 м	513	67 – 81 (1986)	35
шахта «Новодонецька»				
23	Південний хідник бремсберга №2 пл. <i>k</i> ₈ гор. 320 м	320	64 – 80 (2000)	53
24	Південний вентиляційний магістральний штрек пл. <i>k</i> ₇ ¹ гор. 320 м	320	57 – 71 (2016)	32
25	Центральний бремсберг пл. <i>k</i> ₇ ¹ гор. 320 м	320	37 – 55	19
26	Конвеєрний бремсберг №2 пл. <i>k</i> ₈ гор. 320 м	320	80 – 87 (2020)	53
27	Бремсберг №1 пл. <i>k</i> ₈ гор. 320 м	320	78 – 87 (2018)	53
28	Квершлаг №2 центрального ухилу пл. <i>l</i> ₃ гор. 580 м	580	83 – 88 (2020)	23
29	Основний вентиляційний штрек центрального ухилу пл. <i>l</i> ₃ гор. 320 м	320	85 – 90 (2020)	30
30	Квершлаг №4 центрального ухилу пл. <i>l</i> ₃ гор. 580 м	580	81 – 88 (2020)	21

Продовження таблиці 2.1

1	2	3	4	5
31	Північний хідник центрального ухилу пл. l_3 гор. 580 м	580	84 – 86 (2019)	27
32	Вентиляційний квершлаг із шурфу №2 на пл. l_3 гор. 320 м	320	90 – 93 (2018)	53
шахта «Піонер»				
33	Квершлаг №44	529	69 – 76 (2020)	16
34	Квершлаг №43	500	64 – 73 (2020)	16
35	Людський хідник ухилу №3 пл. l_3	175	69 – 83 (2011)	34
36	Ухил №3 пл. l_3	217	59 – 80 (2009)	36
37	Квершлаг №38	425	44 – 67 (2018)	20
38	Хідник ухилу №3 пл. m_4^2	406	39 – 65 (2001)	52
39	Північний відкотний штрек пл. m_4^2 гор. 200 м	200	45 – 68 (2011)	58
40	Ухил №3 пл. m_4^2	170	42 – 64 (2010)	52
41	Квершлаг №45 (дільничний водовідлив)	551	48 – 71 (2020)	15
42	Верхня приймально-відправна площадка польового вантажного і польового людського хідника	525	51 – 67 (2019)	14

Аналогічні таблиці складено й по інших шахтах, включаючи ПрАТ «ДТЭК Павлоградвугілля». Всього було відпрацьовано даних по 473 виробках. Це дозволило за наступного кореляційно-дисперсійного аналізу шуканих закономірностей відкинути «нехарактерні» випадки (результати розрахунків H/R і зміщень контуру виробки, які виходять за рамки узагальнених закономірностей), а досить велика кількість вихідних даних, що залишилися, забезпечило досить тісний кореляційний зв'язок досліджуваних параметрів.

Друга дія полягає в зборі інформації з низки виробок, що ще експлуатуються, включаючи ті, які знаходяться на стадії їх спорудження. Тут часові рамки підтримки набагато менші й дозволяють оцінити стан виробок при знижених значеннях t , що забезпечує можливість побудови залежностей $U(t)$. Джерелом інформації слугують результати маркшейдерського сполучення в період функціонування виробки, а отримані дані групуються за значеннями геомеханічного показника H/R при їх відхиленнях не більше $\pm 5\%$ один від одного і по відношенню до вже погашених виробок. Такий методичний прийом дозволяє не тільки відстежити розвиток зміщень контуру виробок за весь період їх підтримки у вигляді залежностей $U(t)$, але й встановити кореляційний зв'язок

зміщень з геомеханічним показником H/R . Для підвищення вірогідності результатів прогнозу зв'язків $U(t)$ з H/R вони групуються за двома напрямками – текстура й властивості прилеглих літотипів, а також найбільш характерні для них реологічні параметри (згасаюча й незгасаюча повзучість).

2.3 Аналіз закономірностей розвитку зміщень контуру виробки в часі її підтримки

Відповідно до п. 5 алгоритму виконання запропонованої методики здійснено групування закономірностей розвитку в часі t зміщень U контуру різних виробок, що знаходяться поза зоною впливу очисних робіт на досліджуваний період їх підтримки.

Перший загальний критерій групування – особливості текстури й властивостей прилеглих до виробки літотипів вуглевмісного масиву. Із приводу текстури масиву встановлено наступні закономірності впливу на функцію $U(t)$. У породах середньої міцності (з опором стисненню в зразку $\sigma_{cm} = 40 - 70$ МПа) має місце в основному згасаюча повзучість, коли із часом t підтримки виробки швидкість наростання зміщень падає практично до менш значущих значень, а функція $U(t)$ підібрана подібно графікові 2 на рис. 2.1. Період часу початку стабілізації зміщень t_{cm} більше величини t_0 , але він різний для різних умов (параметри H і R) підтримки виробки, як це показано на рис. 2.3.

Насамперед слід зазначити деякі загальні позиції в плані вихідних умов: досліджуються діапазони зміни глибини розміщення виробок $H = 200 - 1000$ м і розрахункового опору стисненню прилеглої вуглевмісної товщі $R = 5 - 60$ МПа, які охоплюють практично весь інтервал варіації геомеханічних факторів. При цьому «екстремальні» граничні значення критерію H/R змінюються від 3,3 м/МПа до 200 м/МПа й вони практично однакові як для Західного Донбасу, так і для Красноармійського вугленосного регіону; найбільш імовірний інтервал варіації критерію $H/R = 10 - 50$ м/МПа.

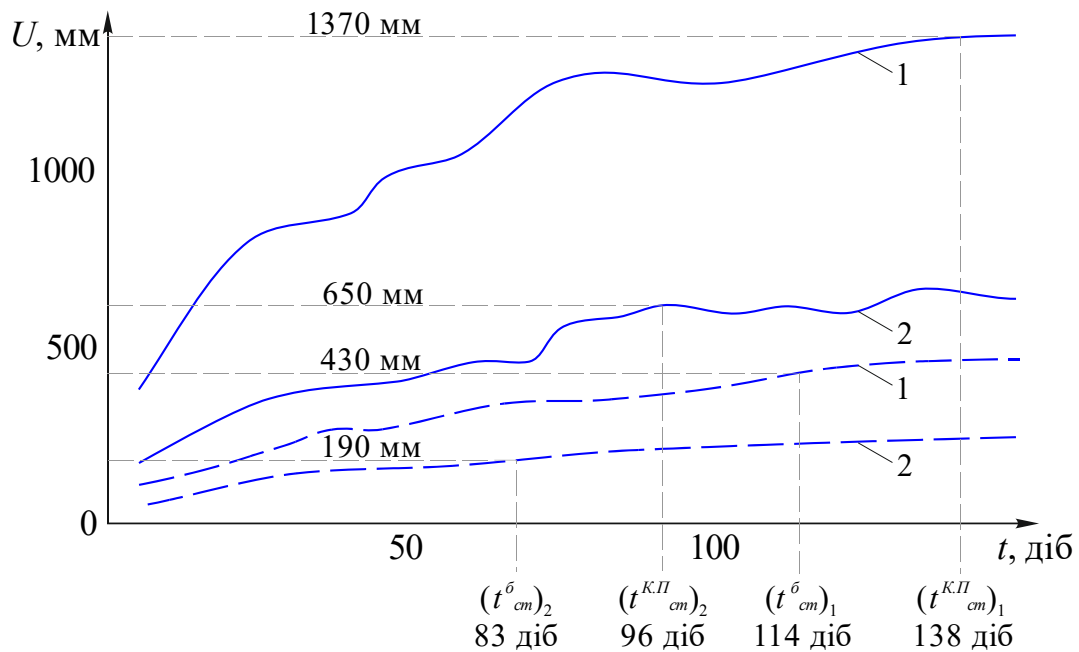


Рисунок 2.3 – Узагальнені залежності наростання зміщень U контуру виробки в часі t її підтримки в умовах Красноармійського вугільного регіону:

1 – $H / R = 40$ м/МПа; 2 – $H / R = 20$ м/МПа;

— $U^{K,П}(t)$; ---- $U^{\delta}(t)$

Далі вивчено перший виділений тип текстури прилеглої вуглевмісної товщі – безпосередня покрівля і перші шари основної представлені аргілітами й алевролітами сумарною потужністю не більше 5 – 7 м і опором стисненню в зразку не менше $\sigma_{cm} \geq 40 - 50$ МПа; вище залягає пісковик потужністю не менше 3 – 4 м з коефіцієнтом міцності не менше $f \geq 6$. Більша частина літотипів знаходиться в природно вологому стані з малою інтенсивністю тріщинуватості; для них характерні помірні реологічні властивості із згасаючою повзучістю.

За відсутності впливу очисних робіт, надробки й підробки виробки переважно зберігають свої експлуатаційні параметри відповідно до вимог і норм [102]. Зближення покрівлі і підшови $U^{K,П} \leq 400 - 500$ мм, зближення боків $U^{\delta} \leq 200 - 250$ мм, втрата перерізу $\Delta S / S_{ce} \leq 20 - 25\%$ (S_{ce} – площа поперечного перерізу виробки у світлі до осідання).

Такі гірничо-геологічні умови забезпечують задовільний експлуатаційний стан виробок протягом усього терміну їх підтримки. Питання погашення виробок

обумовлено не геомеханічними факторами, а технолого-економічними аспектами функціонування шахти.

Другий виділений нами тип текстури для Красноармійського вугленосного регіону – безпосередня й основна покрівля на висоту не менше 12–15 м представлена слабкими й середньої міцності аргілітами й алевролітами ($f = 3 - 5$), а також неміцним пісковиком ($f \leq 6$), характеризуються вологонасиченим станом та інтенсивною тріщинуватістю. Відповідно до нормативної методики [40] величина усередненого розрахункового опору стисненню $R = 5 - 10$ МПа. При розміщенні виробок на глибині не менше 200–250 м показник H / R становить 20–50 м/МПа і більше з відповідною інтенсифікацією проявів гірського тиску. Проте літотипи характеризуються згасаючою в часі повзучістю.

Прояви гірського тиску за даного типу текстури й властивостей прилеглих вуглевмісних товщ відображені на прикладі графіків розвитку зближень покрівлі й підшоши $U^{K,II}(t)$, а також боків $U^{\delta}(t)$ виробок при двох значеннях геомеханічного критерію H / R (див. рис. 2.3). Усі графіки досить подібні й описують процес згасання повзучості деформацій. Так, при $H / R = 40$ м/МПа зближення покрівлі і підшоши практично стабілізуються на 138 добу підтримки виробки $(t_{cm}^{K,II})_1 = 138$ діб, при цьому величина зближення досягла значення $U_1^{K,II} = 1370$ мм і вже представляє проблеми при забезпеченні належних умов експлуатації виробки. Склепіння виробки виположується з появою пластичних деформацій у верхняку, замки піддатливості частково зруйновані, здимання підшоши перевищило допустимі безпечні значення при експлуатації транспорту. Зближення боків виробки стабілізуються при $(t_{cm}^{\delta})_1 = 114$ діб, досягаючи величини $U_1^{\delta} = 430$ мм. Це більш, ніж у 2 рази перевищує допустиму піддатливість традиційних конструкції рамних кріплень, їх стояки зазнають пластичних деформацій з частковою втратою несучої здатності рами в цілому. Допустимі зазори й відстані не дотримуються згідно вимог правил безпеки, а самі виробки втрачають до половини площі поперечного перерізу – виникають проблеми з

подачею необхідного об'єму повітря.

Інша пара графіків (див. рис. 2.3, лінії 2) характеризує більш сприятливі умови підтримки виробки за геомеханічним коефіцієнтом $H / R = 20$ м/МПа. Тут прояви гірського тиску менш інтенсивні: зближення покрівлі і підосви стабілізуються на рівні $U_2^{K,\Pi} = 615$ мм при $(t_{cm}^{K,\Pi})_2 = 96$ діб, зближення боків $U_2^{\delta} = 190$ мм залишаються практично незмінними вже при $(t_{cm}^{\delta})_2 \geq 83$ доби. Незважаючи на наявність локальних ділянок пластичних деформацій рамне кріплення зберігає свою стійкість, втрата перерізу не перевищує 25–28% і виробка в цілому забезпечує належні експлуатаційні параметри.

Таким чином, наведений приклад підтверджує доцільність використання геомеханічного критерію для відображення стану виробки: з його збільшенням росте інтенсивність проявів гірського тиску, а стабілізація зміщень контуру відбувається помітно пізніше.

Обробка зібраної інформації методами кореляційно-дисперсійного аналізу дозволила для другого типу текстури й властивостей отримати рівняння розрахунку кінцевих зміщень контуру виробок $U_{mp}^{K,\Pi}$, U_{mp}^{δ} за тривалий період їх підтримки

$$U_{mp}^{K,\Pi} = 8,45(H / R)^{1,4}, \text{ мм}; \quad (2.4)$$

$$U_{mp}^{\delta} = 3,1(H / R)^{1,35}, \text{ мм}. \quad (2.5)$$

У рівняннях регресії (2.4) і (2.5) глибина H розміщення виробки приймається в метрах, розрахунковий усереднений опір стисненню R прилеглої вуглевмісної товщі – у МПа, а прогнозовані зміщення $U_{mp}^{K,\Pi}$ і U_{mp}^{δ} визначаються в міліметрах.

Вище було зазначено, що у виробках, які експлуатуються тривалий період часу, переважно спостерігається згасання швидкості зміщень їх контуру в основному зі стабілізацією величини $U^{K,\Pi}(t)$ і $U^{\delta}(t)$. Проміжок часу t_{cm} від моменту спорудження виробки до стабілізації зміщень її контуру також має

кореляційний зв'язок з геомеханічним критерієм H/R : значення t_{cm} збільшується з погіршенням гірничо-геологічних умов, тобто з ростом відношення H/R . Цю закономірність у кількісному плані описують залежності:

– для зближення покрівлі й підшоши виробок

$$t_{cm}^{K,II} = 236[1 - \exp(-0,024H/R)], \text{ доба}; \quad (2.6)$$

– для зближення блоків виробок

$$t_{cm}^{\delta} = 187[1 - \exp(-0,027H/R)], \text{ доба}. \quad (2.7)$$

У виробках шахт Західного Донбасу зібраний обсяг експериментальних даних підтверджує наведені вище закономірності наростання зміщень їх контуру, але лише в якісному плані, а в кількісному відношенні встановлено низку відмінностей. Наявність особливостей функцій $U^{K,II}(t)$ і $U^{\delta}(t)$ цілком зрозуміло, оскільки гірничо-геологічні умови в Західному Донбасі відрізняються заляганням менш міцних, більше пластичних слабометаморфізованих літотипів і на трохи меншій глибині розробки в основному до 500 – 600 м. Навіть найбільш міцні літотипи – пісковик і вугілля характеризується опором стисненню у зразку переважно $\sigma_{cm} \leq 40 - 50$ МПа, а вапняк має незначне поширення у вигляді досить тонких прошарків, як правило, потужністю менше 0,2 – 0,3 м. З урахуванням широко розповсюджених у вуглевмісній товщі послаблюючих факторів, вологонасичення і тріщинуватості реальний опір літотипів стисненню різко падає. До цього варто додати і яскраво виражені реологічні властивості більшості гірських порід [63], [64], що в сукупності призводить до зниження розрахункового опору стисненню прилеглої вуглевмісної товщі в основному до $R = 5 - 20$ МПа. У таких умовах цілком очікувані більш інтенсивні прояви гірського тиску.

Також в умовах Західного Донбасу активно проявляються дві форми повзучості деформацій, які відображаються на закономірностях розвитку зміщень у двох видах: перший – зі збільшенням тривалості підтримки виробки швидкість зміщення знижується до незначних значень і можна говорити про деяку сталість величин $U^{K,II}(t)$ і $U^{\delta}(t)$; цей період ми назвали часом стабілізації t_{cm} зміщень

контур, другий – зі збільшенням часу t швидкість з знижується, але, як і раніше, залишається вагомою величиною при тривалому періоді підтримки виробки; цей вид розвитку зміщень визначається незатухаючою повзучістю досить слабких порід (переважно аргілітів) і в значній мірі відображений у методиці [41].

Таким чином, для умов Західного Донбасу основний принцип поділу закономірностей розвитку зміщень полягає в урахуванні реологічних властивостей літотипів прилеглої вуглевмісної товщі при підлеглому значенні її текстури: переважне залягання більш стійких літотипів середньої потужності й потужних з коефіцієнтом міцності $f = 2 - 5$ (у вологонасиченому стані знаходяться в основному пісковики й вугільні пласти, піддані помірній і інтенсивній тріщинуватості, а аргіліти й алевроліти переважно знаходяться у природно вологому стані при слабкій і помірній тріщинуватості) сприяє згасанню процесу повзучості деформацій і стабілізації зміщень контуру на деякому відносно постійному рівні; переважне залягання досить слабких і вологонасичених тріщинуватих аргілітів і тонко- й середньосферуватих алевролітів провокує незгасаючу повзучість деформацій і постійний ріст зміщень контуру виробки протягом досить тривалого періоду її підтримки.

Приклад розвитку зміщень контуру виробки при згасаючій повзучості (для умов Західного Донбасу) наведений на рис. 2.4 і характеризується наступними особливостями. Насамперед, слід зазначити, що для наочності порівняння ми взяли узагальнені залежності $U(t)$ для тих же значень геомеханічного критерію: $H/R = 40$ м/МПа і $H/R = 20$ м/МПа. Так, при $H/R = 40$ м/МПа зближення покрівлі і подошви за тривалий період спостережень досягли $U_{mp}^{K,II} = 2350$ мм. Подальші виміри показали несуттєвість приросту зближень $U^{K,II}(t)$ і зазначену величину можна вважати кінцевими зміщеннями, якщо який-небудь додатковий геомеханічний процес не викликає їх активізацію. Встановлено, що стабілізація зближення покрівлі й подошви відбулася майже через 15 місяців з моменту проведення виробки й у цьому полягає значна відмінність геомеханічної ситуації в Західному Донбасі: на даному прикладі видно, що при однакових значеннях

H/R процес розвитку зміщень багаторазово (більш, ніж в 3 рази) триваліший порівняно з Красноармійським вугільним регіоном. Також звертає увагу збільшена в 1,72 раза величина зближення покрівлі й підосшви. Даний факт обумовлений, на нашу думку, більш яскраво вираженими реологічними властивостями літотипів і їх більш інтенсивним знеміцненням від вологонасичення, чим і регламентує нормативний документ [40]. Аналогічним висновок можна зробити і з приводу зближення боків виробки. Закономірності наростання $U^{\sigma}(t)$ в часі t підтримки мають нелінійні графіки зі стабілізацією зближень через деякий тривалий період t_{cm}^{σ} на відносно незмінному рівні. Цей період значно більший за часом: у розглянутому прикладі – в 3,0 – 3,1 раза, а сама величина сталого зближення боків виробок шахт Західного Донбасу перевищує в 2,2 – 2,7 раза таку для умов Красноармійського вугільного регіону. Як бачимо, зближення боків виробок відбувається набагато інтенсивніше й причина цьому бачиться в більш пластичних властивостях літотипів вуглевмісної товщі Західного Донбасу.

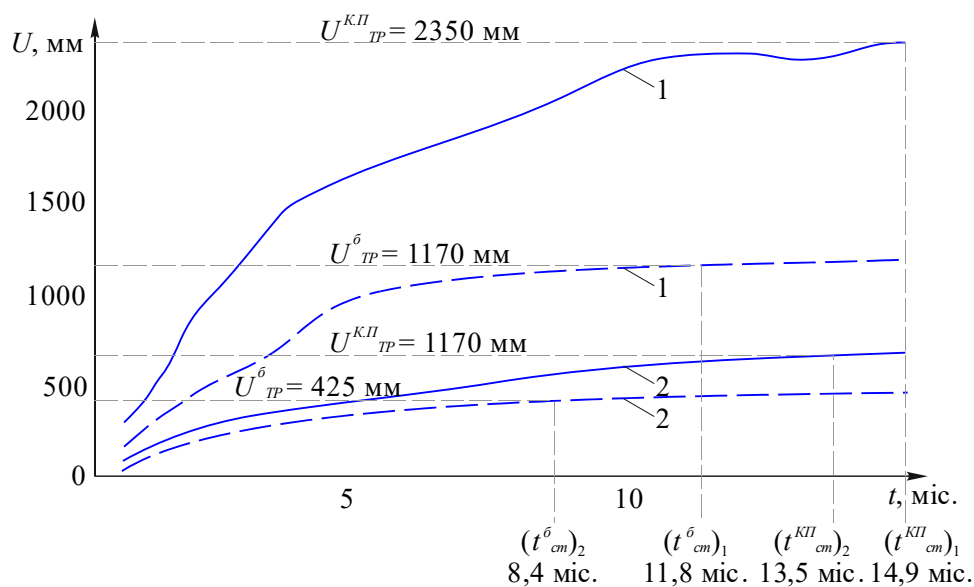


Рисунок 2.4 – Узагальнені залежності наростання зміщень U контуру виробки в часі t її підтримки в умовах Західного Донбасу при згасаючій повзучості деформації літотипів прилеглої масиву:

1 – $H/R = 40$ м/МПа; 2 – $H/R = 20$ м/МПа; — $U^{K,II}(t)$; - - - - $U^{\sigma}(t)$

Варто звернути увагу, що зазначені зміщення контуру виробки однозначно пластично деформують рамне кріплення і при тривалому періоді їх експлуатації необхідно найчастіше проводити ремонтно-відбудовні роботи (крім підривання підосви) для забезпечення необхідних параметрів функціонування. Тут постає більш актуальним питання економічної доцільності підтримки низки виробок, особливо, у період завершення відпрацьовування запасів вугілля.

Установлені закономірності $U^{K,\Pi}(t)$ й $U^{\delta}(t)$ сформували базу даних, що була досліджена методами кореляційно-дисперсійного аналізу й отримані наступні емпіричні залежності зв'язку з геомеханічним критерієм H/R (коефіцієнт кореляції 0,659 – 0,763)

$$U_{mp}^{K,\Pi} = 5,87(H/R)^{1,6}, \text{ мм}; \quad (2.8)$$

$$U_{mp}^{\delta} = 4,31(H/R)^{1,5}, \text{ мм}; \quad (2.9)$$

$$t_{cm}^{K,\Pi} = 2,9(H/R)^{0,47}, \text{ міс.}; \quad (2.10)$$

$$t_{cm}^{\delta} = 3,4(H/R)^{0,32}, \text{ міс.} \quad (2.11)$$

Другий висновок закономірностей $U(t)$ розвитку зміщень контуру виробок у часі t обумовлений заляганням у прилеглий вуглевмісній товщі частини літотипів, що характеризуються (з урахуванням дії послаблюючих факторів) незгасаючою повзучістю деформацій. Зближення покрівлі й підосви, боків виробки відбувається роками й за тривалий період підтримки виробки вони накопичуються і їх сумарними значеннями зневажати вже не можна; у якісному плані ця геомеханічна ситуація відображена на графіку 3 рис. 2.1.

Ступінь розвитку зміщень контуру залежить від частки літотипів з незгасаючою повзучістю деформацій, які залягають у прилеглому від виробки масиві. За приблизно рівнозначних гірничо-геологічних умов величина зміщень контуру виробки, як правило, вища, ніж у ситуації залягання літотипів із згасаючою повзучістю деформацій. Це цілком пояснено самим поняттям незгасаючої повзучості деформацій, що при тривалому періоді спостережень

постійно накопичує зміщення, що не припиняються; крім того, звичайно такі літотипи більш легко деформуються і їх знижені деформаційні характеристики сприяють збільшенню переміщень контуру в порожнину виробки.

Також слід зазначити важливу особливість експериментальних вимірів зближень $U^{K,II}(t)$ покрівлі й підосви. Загальновідомо, що в умовах Західного Донбасу величина здимання підосви перевищує, як правило, опускання покрівлі. В умовах незгасаючої повзучості деформації саме підняття підосви, в першу чергу, порушує експлуатаційний стан виробки, що обумовлює необхідність періодичного підривання порід підосви. Тому виміри $U^{K,II}(t)$ після підривання не відповідають реальним величинам зближень покрівлі й підосви. Ця невідповідність усувається простим підсумовуванням значень вимірів $U^{K,II}(t)$ з величинами попередніх підривань підосви; у результаті отримана сума може перевищити паспортну висоту виробки за інтенсивних проявів гірського тиску, але такий прийом більш вірогідно відображає умови підтримки виробки.

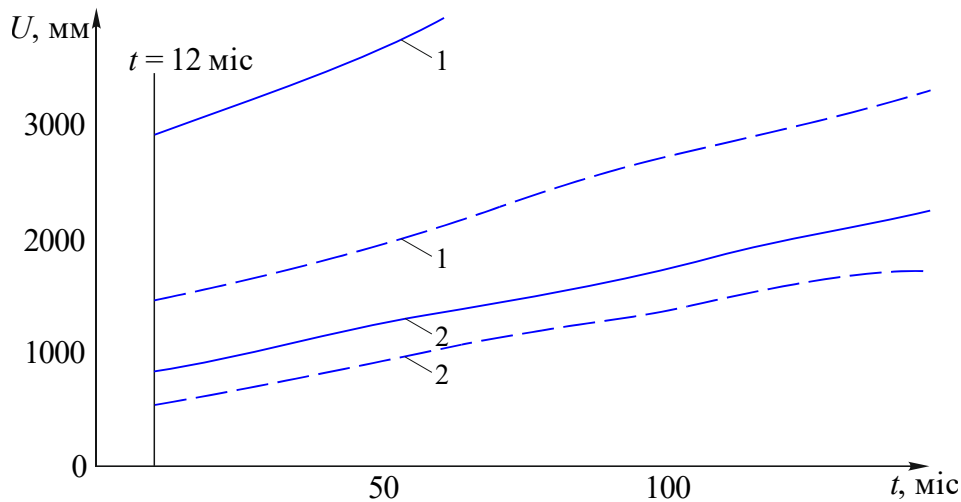


Рисунок 2.5 – Узагальнені залежності наростання зміщень U контуру виробки в часі t її підтримки в умовах Західного Донбасу при незгасаючій повзучості деформацій літотипів прилеглого масиву (графіки побудовані з урахування періодичних підривань підосви): 1 – $H/R = 40$ м/МПа; 2 – $H/R = 20$ м/МПа;

$$\text{—} U^{K,II}(t); \text{-----} U^{\delta}(t)$$

Як приклад розвитку зміщень контуру при незгасаючій повзучості деформацій вміщуючих виробку літотипів на рис. 2.5 наведено графіки залежностей $U^{K,\Pi}(t)$ і $U^{\delta}(t)$ за тих же значень геомеханічного критерію H/R , які було отримано раніше в інших гірничо-геологічних умовах. Тут ми використали методичний принцип документа [41] з поділу періодів наростання зміщень. Початковий період підтримки виробки характеризується підвищеним градієнтом росту зміщень, і ми його зафіксували тільки кінцевими значеннями $U_{12}^{K,\Pi}$ і U_{12}^{δ} зближень через рік (12 місяців) після спорудження виробки. Такий прийом цілком виправданий, тому що початковий період підтримки виробки нас не цікавить з погляду доцільності (або відсутності такої) її погашення через досить тривалий (найчастіше десятки років) час її експлуатації. Протягом цього тривалого періоду градієнт росту зміщень контуру різко падає, але саме тривалість їх розвитку дає в підсумку досить високі значення $U^{K,\Pi}(t)$ і $U^{\delta}(t)$.

Установлено дві основні відмінності залежностей $U^{K,\Pi}(t)$ і $U^{\delta}(t)$ від попередніх (див. рис. 2.4). По-перше, зміщення контуру виробки $U_{12}^{K,\Pi}$ і U_{12}^{δ} через рік після її спорудження перевищують такі для випадку згасаючої повзучості деформацій літотипів в основному діапазоні на 25 – 35%. Даний факт уже був пояснений раніше зниженими деформаційними характеристиками літотипів з незгасаючою повзучістю, особливо, в умовах їх вологонасичення. По-друге, закономірності росту зміщення у часі близькі до лінійного й досить адекватно описуються лінійними функціями зв'язку з часом t при задовільній погрішності. Вірогідність лінійного зв'язку підтверджуються якісно аналогічними емпіричними формулами нормативної методики [41]. У результаті проведеного аналізу комплексу графічної інформації запропоновано наступні розрахункові залежності

$$U^{K,\Pi}(t) = U_{12}^{K,\Pi} + V^{K,\Pi}(t-12), \text{ мм}; \quad (2.12)$$

$$U_{12}^{\delta}(t) = U_{12}^{\delta} + V^{\delta}(t-12), \text{ мм}, \quad (2.13)$$

де $U_{12}^{K,\Pi}$ і U_{12}^{δ} – зближення покрівлі й підшви, а також боків виробки через 12 місяців після її спорудження; $V^{K,\Pi}$ і V^{δ} – швидкості зближення покрівлі й підшви, боків виробки в період часу $t > 12$ міс.; мають розмірність мм/міс.

Параметри, що входять до виразів (2.12) і (2.13), було досліджено за допомогою методів кореляційно-дисперсійного аналізу для отримання емпіричних залежностей їх кількісного зв'язку з геомеханічним критерієм H/R (коефіцієнт кореляції 0,624 – 0,831)

$$U_{12}^{K,\Pi} = 5,33(H/R)^{1,7}, \text{ мм}; \quad (2.14)$$

$$U_{12}^{\delta} = 5,0(H/R)^{1,55}, \text{ мм}; \quad (2.15)$$

$$V^{K,\Pi} = 0,55H/R - 0,8, \text{ мм/міс.}; \quad (2.16)$$

$$V^{\delta} = 0,28H/R + 2,7, \text{ мм/міс.} \quad (2.17)$$

У кінцевому вигляді розрахункові формули для прогнозу зближень покрівлі й підшви, а також боків виробки мають вигляд

$$U^{K,\Pi}(t) = 5,33(H/R)^{1,7} + (0,55H/R - 0,8)(t - 12), \text{ мм}; \quad (2.18)$$

$$U^{\delta}(t) = 5,0(H/R)^{1,55} + (0,28H/R + 2,7)(t - 12), \text{ мм}. \quad (2.19)$$

Підсумовуючи результати проведених досліджень, варто констатувати виконання поставленого завдання в повному обсязі щодо прогнозування зміщення контуру виробки як складових оцінки її експлуатаційного стану для ухвалення рішення про її погашення або подальшу підтримку.

2.4 Методика оцінки стану виробки

за результатами прогнозу зміщень її контуру

Методика є складовою частиною програми комплексної оцінки доцільності підтримки гірничих виробок на перспективу розвитку гірничих робіт на конкретному вугледобувному підприємстві. Вона призначена для аналізу геомеханічної ситуації шляхом прогнозування проявів гірського тиску в

горизонтальних і похилих (пологе падіння) виробках, підтримуваних поза зоною впливу очисних робіт на глибинах до 1000 м в умовах Красноармійського вугільного регіону й Західного Донбасу. Параметри прояву гірського тиску у вигляді зближень порід покрівлі й підосви $V^{K,П}$, боків V^b виробки й площі її залишкового перерізу S_3 є необхідними критеріями для ухвалення технічного рішення доцільності (або відсутності такої) подальшої підтримки виробки в поєднанні з іншими технологічно-економічними факторами.

Дана розробка побудована на результатах проведених досліджень з частковим використанням методичних принципів прогнозування проявів гірського тиску нормативних документів [40], [41]. Методика дозволяє оцінити стан виробок, що експлуатуються тривалий період, з урахуванням фактору розвитку зрушень прилеглої вуглевмісної масиви в часі.

Порядок розрахунку параметрів проявів гірського тиску на перспективу подальшої експлуатації гірничої виробки:

1. Прогнозовані параметри зближень покрівлі й підосви $V^{K,П}(t)$, боків $U^b(t)$ виробки і її залишкового перерізу $S_3(t)$ в часі t підтримки визначаються залежно від геомеханічного показника H/R , що являє собою відношення глибини H розміщення виробки й розрахункового значення опору стисненню R порід прилеглої вуглевмісної товщі. Параметри H і R визначаються за даними гірничо-геологічного прогнозу з використанням розрахункових положень нормативної методики [40].

Порядок розрахунку параметра R викладено в §1.3 і здійснюється за формулами (1.1) – (1.4); при цьому в розрахунок залучаються усі літотипи, що залягають у покрівлі й підосві на висоту (глибину) не менше 20 м.

2. Розрахунок зміщення контуру виробок здійснюється з урахуванням поділу умов їх підтримки за двома досліджуваними вугленосними регіонами й реологічними властивостями літотипів прилеглої вуглевмісної товщі.

3. Для Красноармійського вугленосного регіону проблемні умови підтримки виробок характеризуються в такий спосіб. Усі літотипи мають реологічну

властивість згасання в часі навантаження повзучості деформацій; у плані міцнісних властивостей прилеглий масив представлений слабкими й середньої міцності аргілітами й алевролітами $f \leq 3 - 5$, а також німцним пісковиком $f \leq 6$. З урахуванням дії послаблюючих породо факторів вологонасичення і тріщинуватості існує висока ймовірність інтенсивних проявів гірського тиску, особливо при тривалій підтримці виробок, що актуалізує питання їх подальшої експлуатації.

Зближення покрівлі й підшви $U_{mp}^{K,II}$, боків U_{mp}^{δ} виробок при тривалому періоді їх експлуатації для даних гірничо-геологічних умов визначаються за формулами (2.4) і (2.5). Залишкова площа поперечного перерізу виробок розраховується за формулою

$$S_z = S_{ce} - \Delta S, \quad (2.20)$$

де S_{ce} – площа поперечного перерізу виробки у світлі до осідання; ΔS – втрата площі поперечного перерізу виробки за період її експлуатації

$$\Delta S = U_{mp}^{K,II} (0,9B_e - U_{mp}^{\delta}) + U_{mp}^{\delta} h_e, \quad (2.21)$$

де B_e і h_e – початкова ширина й висота виробки.

4. Для гірничо-геологічних умов Західного Донбасу при заляганні прилеглих літотипів із згасаючою повзучістю деформацій при коефіцієнті міцності $f = 2 - 5$ переважно середньої потужності й потужних породних шарів здебільшого необводнених (за винятком пісковика й вугільних пластів) і помірно тріщинуватих зміщення контуру виробок визначаються за формулами (2.8) і (2.9), а площа залишкового перерізу – за формулами (2.20) і (2.21).

5. Умови підтримки виробок у Західному Донбасі характеризуються переважним заляганням у прилеглий вуглевмісній товщі літотипів з незгасаючою повзучістю деформацій; вологонасичені й інтенсивно тріщинуваті аргіліти й алевроліти позиціонуються як досить слабкі гірські породи, їх текстура в основному тонко- і середньосхарувата. У поєднанні ці фактори сприяють активному розвитку проявів гірського тиску протягом досить тривалого періоду

підтримки виробок.

Залежності наростання зближень покрівлі й підосви $U^{K,II}(t)$, боків $U^{\delta}(t)$ у часі t визначаються за формулами (2.18) і (2.19), а величина площі залишкового перерізу постійно зменшується і розраховується за тими ж виразами (2.20) і (2.21) при підстановці в них значень $U^{K,II}(t)$ і $U^{\delta}(t)$ за відповідний період t підтримки виробки.

6. Наведені розрахункові вирази дозволяють дати оцінку стану гірничої виробки в плані закономірностей впливу геомеханічного фактору на ухвалення технічного рішення про доцільність її подальшої експлуатації.

2.5 Висновки за розділом

За результатами досліджень впливу геомеханічного фактору при оцінці стану гірничих виробок на ухвалення рішення про доцільність їх подальшого використання сформульовано наступні висновки.

1. Аналіз діючих нормативних методик і розробок з прогнозування параметрів проявів гірського тиску у виробках, що підтримуються поза зоною впливу очисних робіт в умовах слабометаморфізованих порід і близьким до них, дозволив обґрунтувати принципові методичні положення по найбільш достовірній оцінці стану виробок з урахуванням тривалого періоду їх експлуатації.

2. Нова методика побудована на узагальненні результатів шахтних інструментальних спостережень з урахуванням підходів існуючих нормативних документів при поділі геомеханічної ситуації за двома умовами: текстура й міцнісні властивості літотипів прилеглої вуглевмісної товщі; особливості проявів реологічних процесів розвитку її зрушення в порожнину виробки.

Розроблений алгоритм вивчення й узагальнення експериментальних даних відрізняється новизною і дозволяє відносно нетривалими вимірами проявів гірського тиску в поєднанні з інформацією маркшейдерських служб шахт отримати об'єктивну оцінку стану виробок протягом досить тривалого періоду їх

підтримки.

3. Отримано сім'ю узагальнюючих графічних залежностей розвитку зміщень контуру виробки, виділених в чотири основні групи за критеріями текстури й міцнісних властивостей літотипів прилеглого масиву, а також виду їх реологічних проявів: згасаюча й незгасаюча повзучість деформацій. Для кожної групи за допомогою методів кореляційно-дисперсійного аналізу встановлено емпіричні формули для розрахунку зближень покрівлі й підшви виробок, їх боків залежно від геомеханічного критерію H / R умов підтримки й тривалості t цього періоду.

4. Практичним результатом проведених досліджень є нова методика оцінки стану виробки за закономірностями прогнозу зміщення її контуру. Виявлені кореляційні співвідношення дозволяють оперативно спрогнозувати залишковий переріз виробки на будь-який момент часу її підтримки, що формує геомеханічну складову оцінки її експлуатаційного стану для ухвалення рішення про її погашення або подальшу підтримку.

РОЗДІЛ 3

РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОНИКНОСТІ І ЄМНОСТІ ВІДПРАЦЬОВАНОГО МАСИВУ ТА МЕТОДИКА ЇХ ВИКОРИСТАННЯ ПРИ ПРОЄКТУВАННІ ЗАКРИТТЯ ШАХТ

3.1 Характеристика проникності породної товщі за особливостями водопроявів в гірничих виробках при управлінні покрівлею повним обваленням

Водопрояви в шахтних стовбурах і основних підготовчих виробках формуються, як правило, при розкритті водоносних порід. При цьому, максимальним водоприпливом супроводжується початкова фаза, коли гідравлічні градієнти навколо виробок близькі до одиниці. При поглибленні вибою у водоносні породи величина припливу залежить від збільшення площі фільтраційного контакту і швидкості зниження напорів в зоні гідродинамічної депресії. Найбільш інтенсивний вплив останнього фактору обумовлює тенденцію до згасання водоприпливів. Водозбагаченість порід у цьому процесі формує абсолютні значення припливів від 0,1 м³/год до 500 м³/год і навіть більше, що відображається на їх градації від нормально-прийнятних до аварійних. При збільшенні ступеню метаморфізму порід збільшується небезпека розкриття стовбуром і магістральними виробками аномально обводнених ділянок у зонах тектонічних порушень порід: одиничні випадки в Західному Донбасі переходять в систематично повторювані для Красноармійського району та Львівсько-Волинського басейну. При відслоненні підосви водоносного горизонту в покрівлі магістральних штреків або підосві порід формується капіж або струменеві водопрояви в зоні, що відстає від утримуючого впливу вибою на відстані 4 – 10 його радіусів. При розмоканні порід стан виробки різко погіршується.

Прориви водопіскових сумішей водоносних підроблюваних горизонтів, що підроблюються, є наслідком втрати стійкості захисної товщі порід. Ці явища характерні для Дніпробасу, де надвугільні водоносні піски повсюдно залягають у покрівлі вугільних пластів.

Відомі лише окремі випадки виникнення експлуатаційних ускладнень через водопрояви висхідних джерел (наприклад, лави 703 та 711 шахти «Павлоградська»). Вода потрапляє з підшови по тріщинах порід аргіліто-алевролітового міжпластя. Величини водоприпливів не перевищують 2 – 3 м³/год з поступовим згасанням у часі протягом 3 – 5 діб.

Більшість водопроявів в очисних виробках є спадними і формуються при підробці водоносних горизонтів. Величини водоприпливів в лаву складають близько 1,5 м³/год, що пояснюється низькими фільтраційними властивостями водовмісних пісковиків, які за даними гідрогеологічного випробування складають тисячні, рідше соті долі м/добу. Сприяє цьому і значна площа гідравлічного розвантаження, яка орієнтовно оцінюється площею основної покрівлі, що відповідає кроку її посадки. Крім того, в період накопичення прогину породної консолі над очисним вибоєм формується зона пережиму, яка знижує фільтраційну здатність водовмісних порід. Посадка основної покрівлі викликає динамічне розвантаження в породному масиві і появу додаткових поверхонь дренажу води.

Спостереженнями встановлено, що найбільш обводненими є ділянки сполучення лав з виїмковими штреками. Інтенсивність водопроявів збільшується на ділянках просування очисних вибоїв протяжністю 5 – 8 м, що відповідають зміні гірського тиску при реалізації циклів вторинних посадок основної покрівлі. В цей період обводнюється майже весь привибійний простір лави, тоді як при стійкому просуванні лінії вибою, водопрояви у вигляді рідкого капежу охоплюють посадочний ряд кріплення. При досягненні певної швидкості виймання, джерела водопроявів спостерігаються тільки у виробленому просторі.

За наявності в основній покрівлі маломіцних аргілітових порід водопрояви формуються і в прилеглих виїмкових штреках у вигляді просочування і рідкого капежу. Причому цей процес починається попереду очисного вибою на 8 – 10 м, що відповідає зоні розвитку пікових значень опорного тиску в лаві.

Технологічні й непередбачувані простої при веденні очисних робіт сприяють просуванню зони обводнення як по довжині, так і ширині лави. За відсутності водопроявів в лаві при її зупинці виникає обводнення з наростаючою

інтенсивністю за площею очисного простору. Ці явища слід пов'язувати з реологічними процесами в породному масиві, які значно виражені у вуглевмісній товщі Західного Донбасу. Вони спостерігаються при завалах лав і призводять до тривалих зупинок при веденні очисних робіт (рис. 3.1).

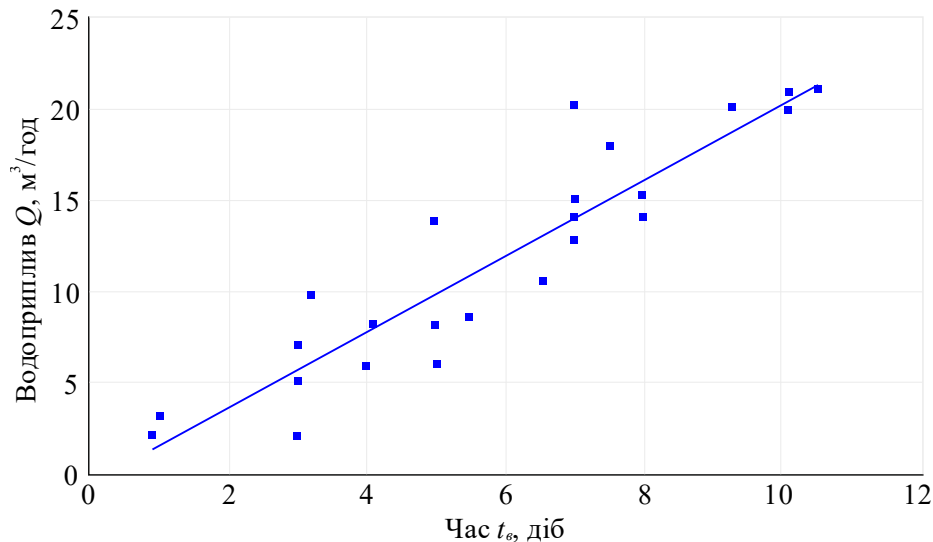


Рисунок 3.1 – Поле кореляції початкових величин і тривалості водоприпливів в очисні виробки шахти «Павлоградська»

Дані явища можна пояснити поступовим спрацюванням напорів у водоносних горизонтах без залучення додаткових площ, а також кольматацією водопровідних тріщин аргілітовими породами

3.2 Вплив природних і технологічних факторів на водопроникність породного масиву в зонах, порушених гірничими виробками

Специфіка та особливості гірничо-геологічних умов, а також характер взаємодії гірничих виробок і вміщуючих порід обумовлює кількісне різноманіття геофільтраційних процесів навколо гірничих виробок.

Вірогідність водопроявів з водоприпливами понад 20 м³/год, ускладнюючих ведення гірничих робіт, зменшується в 30 разів при поглибленні гірничих робіт в інтервалі 100 – 500 м [104].

На рис. 3.2 наведено відомості щодо закономірної зміни гідродинамічних параметрів водопроявів у Красноармійській групі шахт, виділених за інтенсивністю зазначених геологічних факторів.

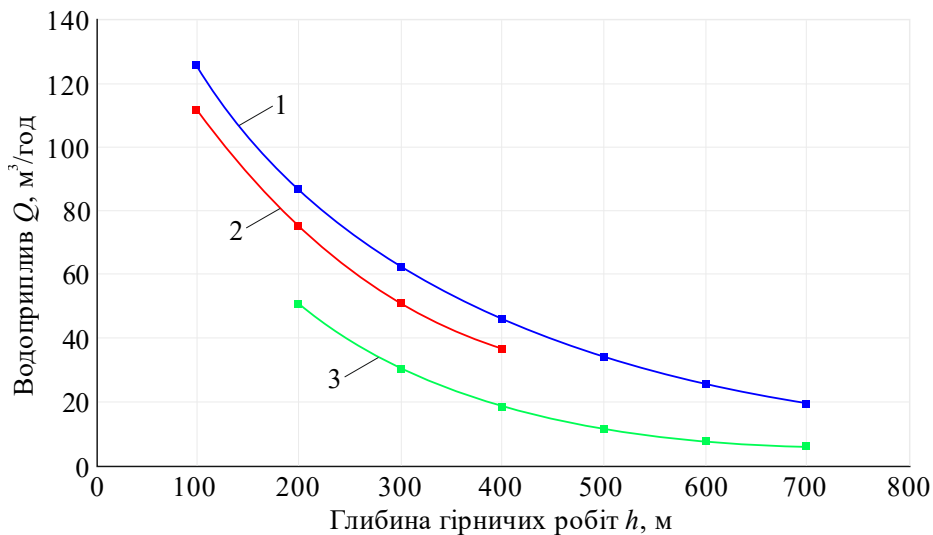


Рисунок 3.2 – Зміна водоприпливів у гірничих виробках за глибиною:
1, 2, 3 – відповідно центральна та південна групи шахт Красноармійського району Донбасу [104]

Аналіз зв'язку технологічних і природних факторів геофільтрації у формуванні загального гідродинамічного фону шахтних полів простежено на прикладі східної групи шахт Західного Донбасу.

Кореляційний аналіз показує, що водоприпливи в часі закономірно знижуються за гіперболічною залежністю

$$Q = 2196 \frac{b_1}{T_{II}} + C_1, \quad (3.1)$$

де Q – водоприплив, м³/год; T_{II} – період часу після досягнення максимального припливу, год; b_1 та C_1 – параметри регресії.

Дисперсія значень на рівні довірчої ймовірності 0,95 фіксує відхилення фактичних даних від кривої регресії до 13,2% (табл. 3.1).

Шляхи дренажу і накопичення води є якісно різними, але взаємообумовленими процесами зрушення гірничих порід і формування напружено-деформованого стану навколо очисної виробки. Вважається, що зона водопровідних тріщин на межі обваленого і підтримуваного простору, мобільна і постійно наближається до привибійної частини лави. Це твердження не суперечить апробованим уявленням про часові процеси зрушення підробленого породного масиву.

Таблиця 3.1 – Результати регресійного аналізу згасання водопріпливів

Показники регресійного аналізу	Назва шахт, індекси пластів					
	шахта «Степова»		шахта «Ювілейна»		шахта «Першотравнева»	
	C_6	C_6^1	C_6	C_6^1	C_2	C_1
Коефіцієнт парної кореляції	0,95	0,94	0,95	0,82	0,90	0,85
Коефіцієнт регресії, b_1	3169,2	1989,8	1152,9	177,9	482,3	1343,2
Вільний член в рівнянні регресії, C_1	137	62	77	45	0,8	100

Очевидно, що фільтраційні характеристики зони обвалення порід над очисною виробкою різко відрізняються, оскільки початкове розпушення залежить від потужності пласта, що виймається, і конвергенції покрівлі, що підтримується, які на порядок відрізняються [105].

Розглянемо наявність залежності величин водопріпливів у підготовчих виробках з частотою та питомою частотою проривів води в лави при підроблюванні водоносного горизонту. Величина водопріпливу кількісно характеризує загальний гідродинамічний зв'язок ділянки виймальних робіт з водопровідними породами, а частота та питома частота – інтенсивність формування тріщин над очисною виробкою, а саме такі її значення, коли розкривається водоносний горизонт. Питома частота дорівнює кількості водопроявів у лавах на одиницю площі гірничих робіт.

Головний сенс пошуку такої залежності полягає у визначенні дольової участі водопріпливу в лаві у його загальній кількості, що формується на ділянці виймальних робіт і погашених площах.

Розглянемо фактичні дані щодо водопроявів у лавах шахти «Дніпровська», де найбільш наглядна інформація й ускладнення внаслідок проривів води не значні. Останнє важливо, так як дозволяє виключити вплив кольматації тріщин в обваленій зоні за рахунок процесу ущільнення, наприклад, при простоюванні лав, коли породи злежуються, а приросту обвалених площ немає.

Спостереженнями охоплений чотирьохрічний період відпрацювання вугільного пласта C_{10}^6 на горизонті 265 м. Безпосередня покрівля пласта представлена алевролітами потужністю 1,0 – 2,7 м з коефіцієнтом міцності 2,0 за

шкалою М.М. Протодьяконова. Основна покрівля чітко виражена і складається шаруватими пісковиками 20-ти метрової потужності з коефіцієнтом міцності 3,0 – 4,5. Посадка основної покрівлі відбувається через 30 – 35 м. У подошві пласта залягають алевроліти міцністю 2,5, які є порівняно стійкими до втрати міцності у воді і не набувають липкості при зволоженні. Це сприяє стабільній роботі видобувних ділянок в умовах частих водопроявів в лавах.

Відомості про величини водоприпливів і зафіксовані водопрояви документувалися на планах гірничих робіт. До розрахунку прийнято дані замірів водоприпливів західного та східного дренажних штреків і відповідні 187 зафіксованих випадків водопроявів у лавах. Результати спостережень згруповані в 5 представницьких груп за панелями. При пошуку функціонального зв'язку за факторіальну ознаку приймалися величини частоти та питомої частоти водопроявів у лавах, за результативну – значення водоприпливу. Отримані дані апроксимувались лінійною, параболічною, ступеневою та поліноміальною залежностями, але жодна з них не мала більшого наближення до коефіцієнту кореляції, ніж 0,3. На рис. 3.3 наведено графік розсіювання факторіальної та результативної ознак, де видно відсутність будь-якої закономірності.

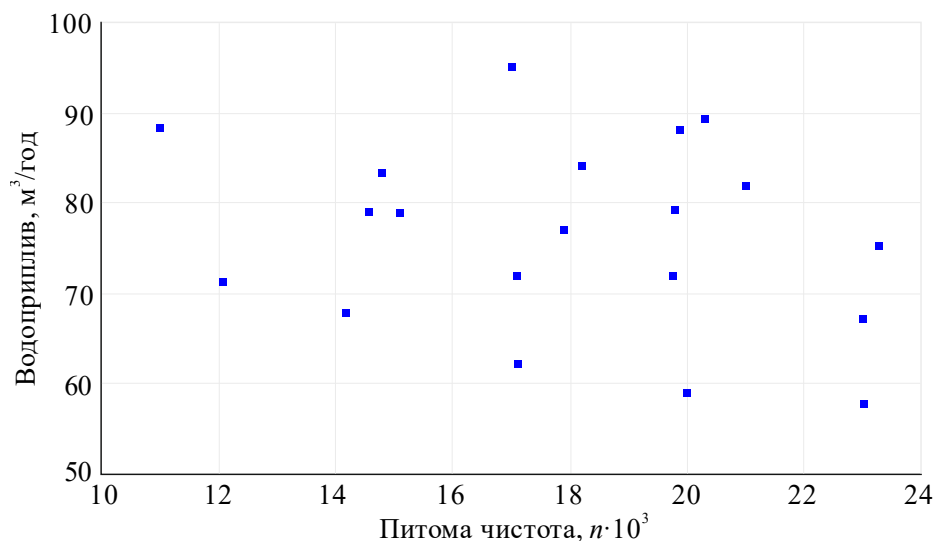


Рисунок 3.3 – Дисперсія величин водоприпливів та питомої частоти водопроявів на ділянці поля шахти «Дніпровська»

3.3 Результати експериментального дослідження реології породного масиву, що підроблюється

Динаміку реологічних явищ у підроблюваному масиві простежено шляхом встановлення і кількісної оцінки впливу очисного виймання вугілля на показники деформованості гірських порід у часі. Для цього на полі шахт «Тернівська» та «Благодатна» (Західний Донбас) проведено геофізичні дослідження в експериментальних свердловинах, пробурених до початку очисних робіт. Буріння свердловин, облаштування і стандартний комплекс геофізичних вимірювань виконано Павлоградською геологорозвідувальною експедицією.

Три експериментальні свердловини глибиною 109,8 – 127,5 м обсаджені трубами до кам'яновугільних відкладень та обладнані цементним башмаком. Вуглевмісна товща гірських порід розбурена діаметром 112 мм. Відстань вибою свердловини до покрівлі вугільного пласта, що відпрацьовується, складає 4,0 – 27,7 м.

Підробка свердловин проводилась 616 лавою шахти «Тернівська» та 803 лавою шахти «Благодатна». До комплексу вимірів, що розпочалися заздалегідь до підходу лав, ввійшли: електричний опір, потенціал природної поляризації, природна радіоактивність, розсіяне гама-випромінювання, діаметр свердловин.

Геофізичні виміри в свердловинах виконано при різних положеннях лінії очисного вибою та наведено на рис. 3.4.

Усі види каротажних діаграм реагували на збурення у породному масиві від проходки очисної виробки. Це дало можливість виявити особливості зміни геофізичних параметрів порід під дією деформації свердловин на різних стадіях підробки і в зоні опорного тиску.

Найбільш показові дані кавернометрії, а саме вимірювання діаметра свердловин. Кавернограми відображають зміни діаметра свердловини з глибиною, а їх співставлення для різних положень очисного вибою дозволяє судити про величину геомеханічного впливу на породний масив.

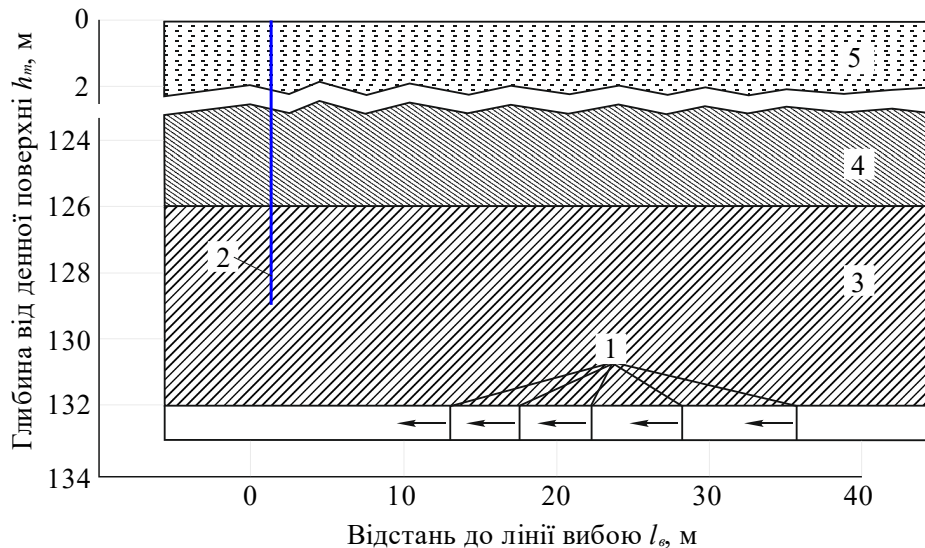


Рисунок 3.4 – Схема експериментальних геофізичних вимірювань (шахта «Благодатна»): 1 – положення очисного вибою на різні моменти часу; 2 – свердловина; 3 – аргіліт; 4 – алевроліт; 5 – наноси

При обробці кавернограм встановлено, що горизонтальні відносні деформації стовбурів свердловин описуються наступною кореляційною залежністю

$$E_c = a_k h_z + b_k, \quad (3.2)$$

де E_c – горизонтальна відносна деформація стовбура свердловини; h_z – глибина до точки вимірювання, м; a_k – коефіцієнт з розмірністю, м^{-1} ; b_k – безрозмірна постійна, що дорівнює деформації E_c на контакті кам'яновугільних і посткарбонівих порід (рис. 3.4).

В інтервалі 30-ти метрової породної покрівлі вугільних пластів тіснота лінійного зв'язку характеризується коефіцієнтом кореляції 0,7 – 0,9.

При обробці результатів вимірювань породні шари, які представлені аргілітами та алевролітами, виділено окремо, так як їх ступінь деформування різний.

На рис. 3.5 наведено графік експериментальної залежності вертикальних деформацій вигляду

$$\frac{dE_c}{dh_z} = f\left(\frac{l_v}{v_v}\right), \quad (3.3)$$

де на осі ординат нанесено значення похідної деформацій по висоті, які кількісно

дорівнюють абсолютним значенням коефіцієнту a_k , отриманому за кореляційною залежністю (3.2). На осі абсцис відкладено значення відношення горизонтальних відстаней l_g від лінії очисного вибою до експериментальних свердловин на момент проведення кавернометрії до швидкості просування v_g очисного вибою.

Можна припустити, що в породному масиві під дією різних стадій підробки очисною виробкою, реологічні властивості порід згладжують динамічний вплив, тому, незалежно від типу навантаження, має місце залежність

$$\frac{\partial E_e}{\partial h_z} = f\left(\frac{\partial \sigma}{\partial h_z}\right), \quad (3.4)$$

де σ – напруження, що діє в породному масиві.

Припустимо також, що конкретний вид зв'язку (3.4) повинен відобразитися комплексними часовими параметрами, що свідчать про певний рівноважний стан між пружними та реологічними змінами.

Відношення l_g/v_g має розмірність часу, тому криві апроксимації на рис. 3.5 можна описати рівнянням з різницею ядром Абеля. Сталість похідної інтенсивності вертикальних напружень не суперечить загальноприйнятим уявленням про характер реологічних змін у породному масиві навколо гірничих виробок, де відбувається релаксація і вирівнювання напружень.

Зафіксувати проходження під свердловиною очисної виробки і провести в цей час експериментальні вимірювання вкрай складно. Логарифмічне вирівнювання експериментальних кривих, що значно спрощує пошук реологічних параметрів, неможливо. Тому для оцінки вказаних параметрів за трьома довільними точками на кожній кривій (рис. 3.5) отримано систему рівнянь, за якою розраховане значення параметрів [106] склало для аргілітів – 0,99 та -0,009, для алевролітів – 0,975 та -0,02. Величини параметрів фізично і кількісно нерівнозначні параметрам повзучості гірських порід, отриманим в роботі [106] та ін. У розглянутих умовах їх можна назвати параметрами пружно-реологічної піддатливості породного масиву, що збурюється очисною виробкою.

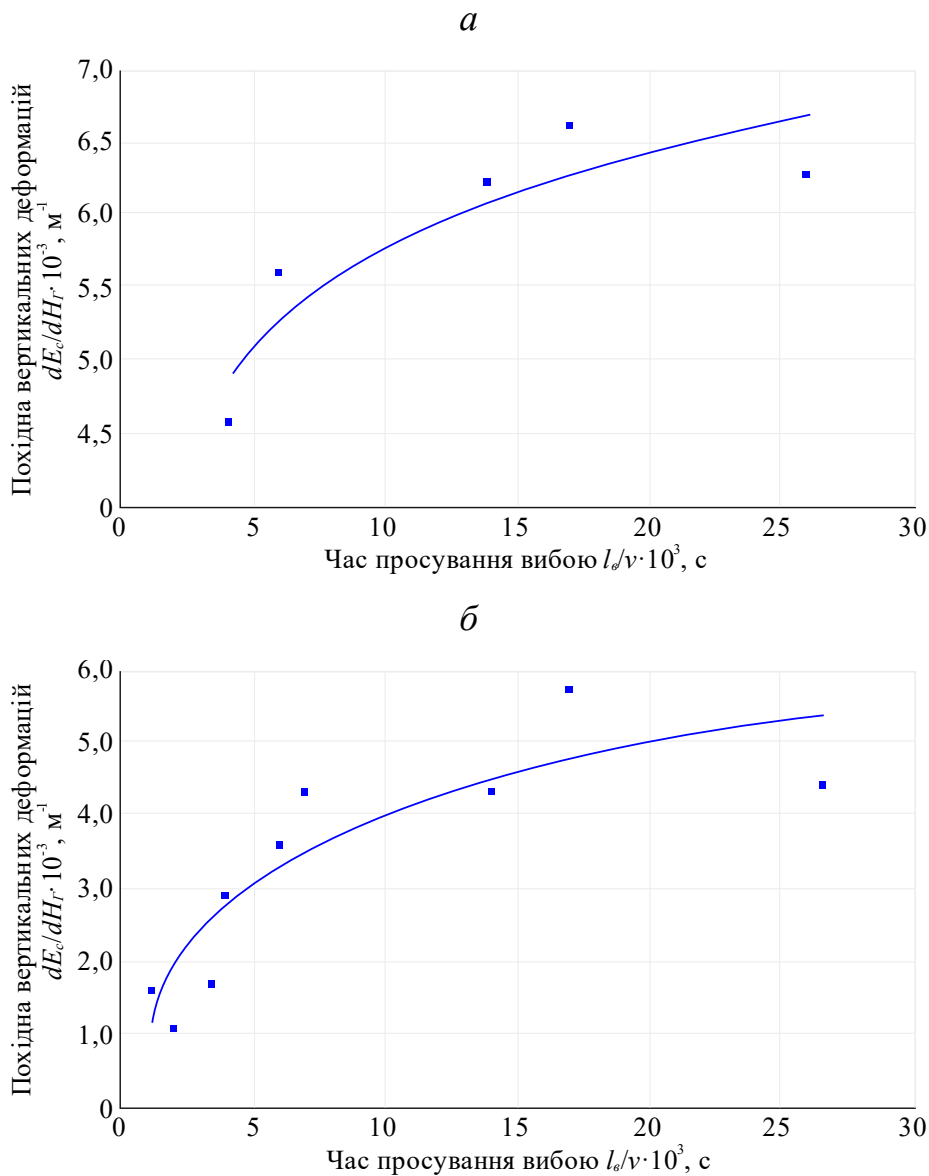


Рисунок 3.5 – Експериментальна залежність часового параметру деформування гірничих порід від відстані до вибою і швидкості його просування: *a* – для аргілітів, *б* – для алевролітів

Достовірність отриманих кількісних значень параметрів для аргілітів та алевролітів характеризується тим, що кожна з експериментальних точок на рис. 3.5 отримана за результатами 14–17 вимірювань у схожих за літологією породних шарах. Встановлено, що аргіліто-алевролітові відкладення вуглевмісної товщі на полі шахти «Благодатна» суттєво відрізняються від аналогічних на шахті «Тернівська», що вплинуло на параметри леанізації в рівняннях регресії і сприяло їх узагальнюючому вирівнюванню.

Слід зазначити особливості практичного використання експериментальних параметрів. Час у формулах повзучості слід сприймати не в звичайному фізичному сенсі, а як часове вимірювання відстані до очисного вибою, що рухається з певною швидкістю.

3.4 Гідрогеомеханічні параметри водорегулювання з використанням шахтних стовбурів при закритті шахт

Напружений стан масиву водонасичених зон визначається дією на породний скелет об'ємних гравітаційних, гідростатичних і гідродинамічних сил [107], [108], [111], [112]. Ефективне напруження у породному скелеті можна виразити за відомою формулою К. Терцагі

$$\sigma_e = \sigma_n - \sigma_n,$$

де σ_n – повне напруження, що відповідає вазі стовпа водонасичених порід і зовнішнім силам, що діють на масив (зокрема – тектонічним); σ_n – нейтральне напруження, що відповідає гідростатичному тиску в розрахунковій точці.

Вплив факторів гірського тиску навколо контурів вертикальних шахтних стовбурів на фільтраційні властивості водоносних тріщинуватих порід [109], [110], а також шляхи використання встановлених закономірностей при оцінці динаміки гідрогеомеханічного навантаження кріплення досліджено експериментально-аналітично [113] – [115].

Для цього зіставлено та проаналізовано фактичні дані з розкритості тріщин у гірських породах з їх фільтраційними параметрами за матеріалами контрольно-стовбурового буріння по декількох шахтах Красноармійського району Донбасу (ВО «Укрвуглегеологія»). Дисперсію коефіцієнта фільтрації водоносних пісковиків зображено на рис. 3.6, де візуально видно та доведено методом рангової кореляції відсутність тренду між фільтраційними властивостями й глибиною за рівнем значущості близько 0,05. Результат не узгоджується з відомим твердженням про закономірність зменшення розкритості тріщин у гірничих виробках зі збільшенням глибини залягання тріщинуватих порід.

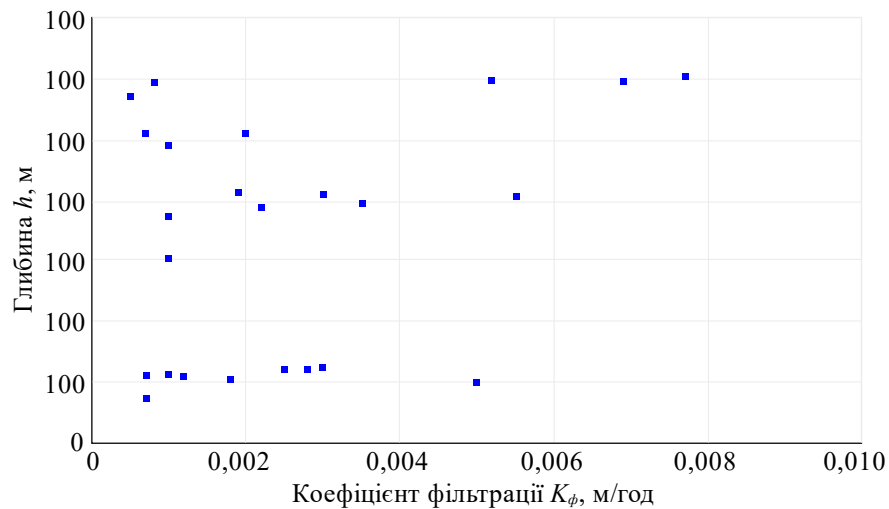


Рисунок 3.6 – Дисперсія значень коефіцієнта фільтрації (K_{ϕ}) водоносних пісковиків залежно від глибини (h) за результатами пластовипробувань у розвідувальних свердловинах

Зокрема, це підтверджують графіки зміни розкритості тріщин з глибиною (рис. 3.7). Судячи із закономірностей про зміну проникності тріщинуватих масивів гірських порід [116], слід очікувати зменшення коефіцієнта фільтрації на 1 – 2 порядки при зменшенні розкритості тріщин навіть з урахуванням похибки вимірювання проникності пластовипробувачем. У такій ситуації важливо знайти вірне тлумачення цьому протиріччю, і воно полягає в наступному.

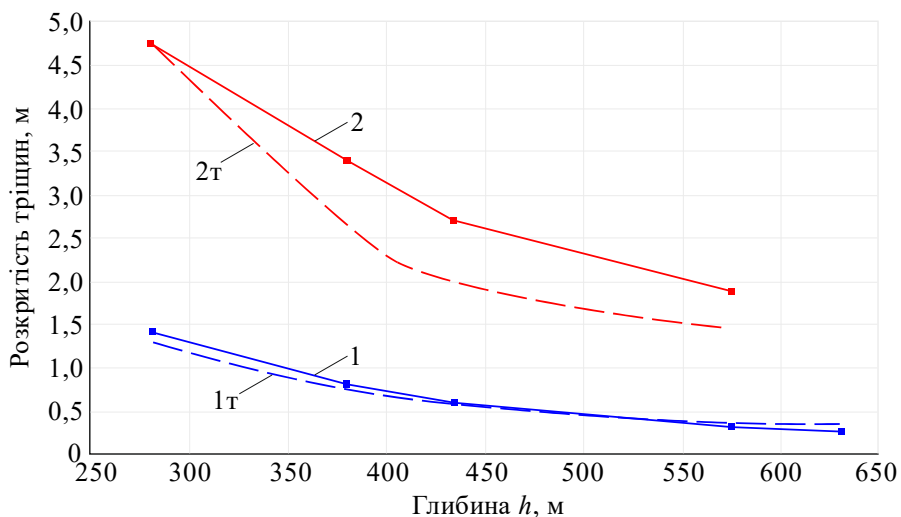


Рисунок 3.7 – Зміна розкритості тріщин (δ_r) з глибиною (h) в пластах пісковиків: 1, 2 – за результатами вимірювань у гірничих виробках Красноармійського району Донбасу (центральна й південна, північна групи шахт, відповідно); 1т, 2т – розрахункові значення за формулою (3.5)

Контур гірничої виробки у стійких тріщинуватих породах сприймає напруження та пружні деформації стиснення і залежить від глибини залягання шару порід. Ці твердження правомочні, оскільки водовмісні породи представлені мілкозернистими пісковиками з міцністю на одновісне стиснення не менше $300 \cdot 10^5$ Па, а тектонічна будова району не сприяє появі значних відхилень від геостатичного поля напружень і визначається вагою товщі гірських порід.

Якщо врахувати відомі положення про наближення напруженого стану внутрішнього контуру гірничих виробок до одновісного стиснення, а також те, що більша частина пружних деформацій порід реалізується практично незалежно від технології кріплення гірничих виробок, очевидна тенденція зменшення розкритості тріщин, відображена на графіках рис. 3.7. Свердловина контрольно-стовбурового буріння має розміри, що відрізняються більш ніж на порядок від розмірів шахтного стовбура, і не вносить значного збурення в поле напружень тріщинуватого масиву гірських порід. Співвідношення найбільш розповсюджених лінійних елементів дискретного гірського масиву і свердловини діаметром до 0,2 м далекі від умов, коли проявляються властивості суцільності. Тому, спираючись на експериментально підтвержену стабілізацію проникності гірських порід в умовах близьких до рівномірного об'ємного стиснення, припустимо, що закономірна зміна проникності порід за результатами пластовипробувань у свердловинах можлива лише за рахунок природного зменшення активної пористості. За результатами вимірювань, наведених на рис. 3.6, тренд не фіксується, ймовірно, через недостатній інтервал глибин. В результаті контрастно виділяється тенденція до закриття тріщин з глибиною за рахунок факторів гірського тиску (див. рис. 3.7).

У розвитку цього висновку перетворена формула К.В. Руппенейта, що описує зближення країв тріщин у зразку гірської породи при одновісному стисненні.

З урахуванням вказаних положень відносно концентрації напружень на породному контурі шахтного стовбура формула набуває вигляду

$$\delta_{Ti} = \delta_{T0} \left[1 - \frac{2\gamma(h_i - h_0)}{\varphi E_{II} + 2\gamma(h_i - h_0)} \right], \quad (3.5)$$

де δ_{Ti} , δ_{T0} – розкриття тріщин відповідно на глибині h_i і мінімальній h_0 , де фіксується відкритість тріщин (див. графіки на рис. 3.7); γ – середньозважене значення об’ємної ваги гірських порід, що визначає геостатичне навантаження на глибині h_i ; E_{II} – модуль деформації тріщинуватої гірської породи; φ – відношення площі скальних контактів у тріщинах до загальної площі поверхні тріщин, для розрахунків приймають 0,0003 [117].

Криві 1т і 2т на рис. 3.7 показують отримане розрахункове зближення країв тріщин у водовмісній породі відносно фактично вимірних величин на графіках 1 і 2. При цьому значення інших параметрів по Красноармійському району прийнято $\gamma = 2,4 \text{ т/м}^3$; $E_{II} = 250 \cdot 10^8 \text{ Па}$.

Стандартна похибка розрахункових величин розкритості тріщин відносно фактичних складає 11,4%, тобто при довірчій ймовірності 0,95 відхилення не перевищить 22,8%.

З простежених закономірностей впливають важливі прикладні висновки, які враховують особливості взаємодії кріплення і бокових порід. А саме, розрахункове значення коефіцієнта фільтрації, що входить до формул з оцінки водопривлів у шахтний стовбур і визначення навантаження на кріплення, можна обґрунтовано знизити в n^2 разів. При цьому варто врахувати, що має місце співвідношення

$$n = \frac{\delta_p}{\delta_{Ti}}, \quad (3.6)$$

де δ_p , δ_{Ti} – розкриття тріщин у водоносній гірській породі за даними фотометричних або гідродинамічних досліджень в свердловині та розраховане за формулою (3.5), відповідно. Вимога щодо забезпечення надійності розрахункового коефіцієнту фільтрації вибором нижньої межі відомого діапазону залежності проникності тріщин від розкритості за квадратичним законом [118] дозволяє у дослідженому районі Донбасу для розрахунків користуватися безпосередньо даними рис. 3.7.

Урахування тиску породного масиву й гідравлічної складової [119] пояснюється складністю встановлення контакту та наступною взаємодією

кріплення з гірськими породами. Розрахунки гідравлічної складової, які виконані при проектуванні вертикальних стовбурів шахти ім. Героїв Космосу в Західному Донбасі та шахти «Україна» в Красноармійському районі показали, що в місцях перетину окремих шарів водоносних пісковиків необхідно використовувати бетонне кріплення товщиною 1,0 м і більше, для глибин понад 300 м. Розрахункові величини коефіцієнтів фільтрації і напорів у водоносних горизонтах склали, відповідно, $3,57 - 53,5 \cdot 10^{-3}$ м/год і 325 – 556 м (за даними контрольно-стовбурового буріння і випробування ВО «Укрвуглегеологія»).

Оцінимо основні аспекти існуючих уявлень про навантаження кріплення вертикальних стовбурів у стійких водоносних породах та обґрунтуємо розрахункові залежності, які найбільш досконало відображають механізм формування навантажень.

Більшість відомих рішень з розрахунку навантажень і зміщення фільтруючого кріплення оснований на аналізі впливу об'ємної гідравлічної сили нескінченно малого елемента масиву порід і кріплення [120]. Різниця у напруженнях на поверхні елементів є аналогічною зміні гідравлічного ухилу за лінійним законом фільтрації. Незважаючи на зайву формалізацію окремих рішень, необхідно зауважити, що принципово помилкових положень при реалізації такого підходу немає. Проте правомірність його використання для багатьох випадків взаємодії системи «кріплення – гірська порода» недостатня. Розрахункова величина залишкового напору за кріпленням не враховує перехід з напірного в безнапірний режим фільтрації і навпаки.

Лабораторні експерименти показують, що при відношенні товщини кріплення до потужності водоносного горизонту $<0,1$ та напорі $>0,1$ МПа, фільтрація через кріплення має вигляд просочування, а функція напорів на контакті з кріпленням зазнає розриву. Наведені співвідношення охоплюють весь діапазон умов, що зустрічається на практиці.

Експериментальні заміри навантаження на кріплення в обводнених пісковиках виконані в головному стовбурі шахти «Західно-Донбаська» за допомогою породних п'єзометрів та динамічних балонів, заповнених

трансформаторним маслом або бітумом [121]. Зафіксовані величини тиску і показники п'єзометрів розцінені як відповідні навантаження на кріплення стовбура, що сягають величини гідростатичного напору за кріпленням при досить рівномірному розподілі епюр навантаження на зовнішньому контурі кріплення. Така оцінка викликає сумніви, оскільки і п'єзометр, і динамометричні кріплення конструктивно здатні відреагувати й прирівнятися з гідравлічним тиском в одній або декількох контактуючих тріщинах породного масиву. Подібний механізм передачі навантаження був штучно створений за кріпленням водонепроникної металевої обичайки, що призвело до руйнування кріплення в Красноармійському районі (шахта «Красноармійська-Капітальна»).

Наведені дані свідчать про те, що ототожнення гідравлічного навантаження на кріплення у водонасичених стійких породах з величиною залишкового напору за кріпленням спотворює реальний механізм навантаження. У зв'язку з цим, гідравлічна складова навантаження кріплення визначається наступним чином

$$P_r = \gamma_w H_k [n_{II}(1 - n_k) + n_k], \quad (3.7)$$

де γ_w – об'ємна вага води; H_k – залишковий напір за кріпленням; n_{II} і n_k – пористість водовмісних порід і кріплення, відповідно. Формула (3.7) задовольняє граничним умовам, коли при $n_k \rightarrow 0$, $P_r \rightarrow \gamma_w H_k n_{II}$ і при $n_{II} \rightarrow 1$, $P_r \rightarrow \gamma_w H_k$, а також пояснює той факт, коли рідко розташовані тріщини в породі, яка контактує з кріпленням, не можуть гідравлічно її навантажити до величин, що визначаються об'ємним аналізом сил.

Відомі положення теорії зважування визначають часткове розвантаження скелету водовмісних порід в умовах напірного режиму фільтрації навколо шахтного стовбура. В динаміці цього процесу можна виділити дві фази:

– формування гідравлічної депресії при проходці, кріпленні та експлуатації стовбура у водоносних породах зі зниженням рівня на величину природного напору за рахунок інтенсивного дренажу пристовбурової зони;

– згладжування гідравлічної депресії при відновленні рівня за кріпленням у процесі затоплення шахтного поля.

Друга фаза протікає в умовах сформованого контакту кріплення та гірських порід, що дозволяє оцінити пружну передачу навантажень породним контуром у першій та другій фазах. У породному кільці (рис. 3.8), що обмежений радіусом гідравлічної депресії R_e і зовнішнім радіусом бетонного кільця кріплення r_c , справедливі співвідношення для компонент напружень σ_z , σ_θ і переміщень U_z , викликаних гідрогеомеханічним градієнтом з ухилом до стовбура, у вигляді сполучення лінійного співвідношення підземної гідростатики й вісесиметричного розподілу напружень у пружному середовищі

$$\left. \begin{aligned} \sigma_z &= \frac{E_{II}}{1-\nu_{II}} A + \frac{E_{II}}{(1+\nu_{II})r^2} B - \frac{1}{2(1-\nu_{II})} \left(D \ln r + D \frac{1-2\nu_{II}}{2} + C \right); \\ \sigma_\theta &= \frac{E_{II}}{1-\nu_{II}} A - \frac{E_{II}}{(1+\nu_{II})r^2} B - \frac{1}{2(1-\nu_{II})} \left(D \ln r - D \frac{1-2\nu_{II}}{2} + C \right); \\ U_z &= A_z + \frac{B}{r} - \frac{(1-2\nu_{II})r}{4(1-\nu_{II})G_{II}} \left(D \ln r - \frac{D}{2} + C \right), \end{aligned} \right\} \quad (3.8)$$

де r – поточна координата між R_e і r_c ; E_{II} , G_{II} , ν_{II} – відповідно модуль деформації, модуль зрушення і коефіцієнт Пуассона для водовмісної гірської породи; A , B – постійні, які визначаються з граничних умов рівності компонент напружень гідростатичному тиску на контактні системи «кріплення – гірська порода» та їх відсутності на внутрішній поверхні стовбура; C і D – постійні величини, що визначаються зміною напору H навколо стовбура.

Напір визначається за законом

$$H = C + D \ln r, \quad (3.9)$$

який є загальним рішенням рівняння плоско-радіальної фільтрації вигляду

$$\frac{d}{dr} \left(r \frac{dH}{dr} \right) = 0.$$

Граничні умови для визначення постійних C і D у даній постановці задачі $H = H_e$ при $r = R_e$; $H = H_k$ при $r = r_c$, відповідно маємо

$$D = \frac{H_e - H_k}{\ln \frac{R_e}{r_c}}, \quad (3.10)$$

$$C = -\frac{(H_e - H_k) \ln r_c}{\ln \frac{R_s}{r_c}} + H_k, \quad (3.11)$$

де H_e та H_k – напір водоносного пласта в природних умовах та закріпний напір, знижений фільтрацією через кріплення, відповідно.

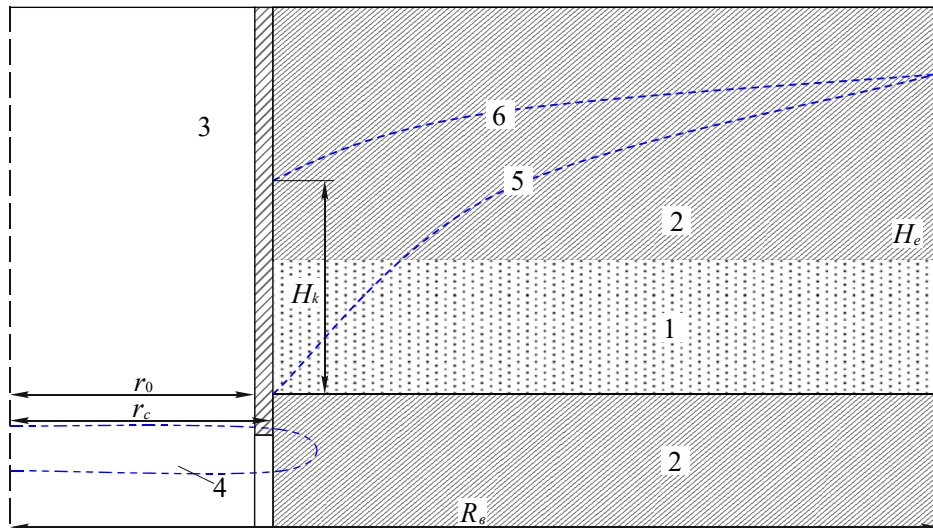


Рисунок 3.8 – Схема до рішення задачі про гідростатичне зважування кріплення шахтного стовбура: 1, 2 – відповідно, водоносна та водотривка гірська порода; 3 – бетонне кріплення; 4 – зона інтенсивного дренажу при експлуатації шахти; 5, 6 – положення депресійних кривих, відповідно, при експлуатації та закритті шахти

Гідростатичне зважування на окружності R_s сягає максимуму, при цьому

$$\sigma_r = \sigma_\theta = -\gamma_s H_e. \quad (3.12)$$

Якщо порівняти радіальні зміщення навантаженого бетонного кільця з радіусами r_c та r_0 (рис. 3.8) по Г. Ламе і пружні зміщення породного контуру, то сумісним рішенням рівнянь (3.8, 3.9, 3.10 – 3.12) отримаємо вираз для розрахунку гідростатичного зважування P_p кріплення

$$P_p \cong \frac{\frac{\gamma_s H_k r_c \left(\frac{0,375}{\ln(R_s/r_c)} + 1,2 \right)}{E_{II}}}{1,2 r_c \left[\frac{0,6 r_c^2 / r_0^2 + 1}{E_k \left(r_c^2 / r_0^2 - 1 \right)} + \frac{r_c \cdot a_p}{E_{II}} \right]}, \quad (3.13)$$

де E_k – модуль деформації бетонного кріплення; a_p – коефіцієнт, що дорівнює оберненій одиниці довжини, r_0 – внутрішній радіус бетонного кільця.

Зміну режиму фільтрації при переході з водоносного горизонту в проникне кріплення стовбура можна врахувати, якщо прирівняти витрати води за формулами Дюпюї та Дарсі. З цього випливає

$$H_k = \frac{K_\phi H_e}{K_\phi + \frac{K_k r_c \ln(R_s/r_c)}{r_c - r_0}}, \quad (3.14)$$

де K_ϕ і K_k – відповідно, коефіцієнт фільтрації водовмісних порід і кріплення.

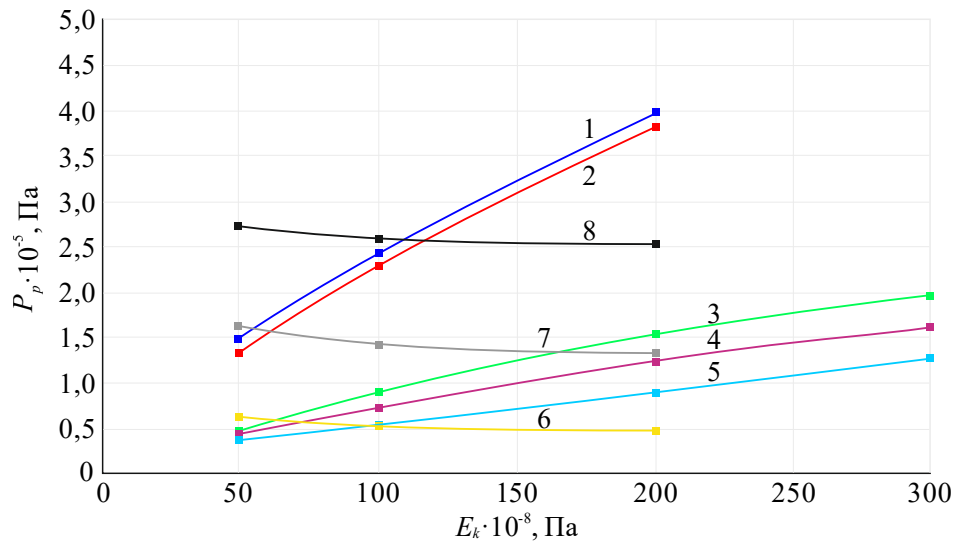
Закріпний напір, розрахований за формулою (3.14), має більше значення, ніж нормативне і узгоджується з тим фактом, що експериментальні вимірювання і контрольнo-стовбурове опробування діючих стовбурів практично не зафіксували зниження рівнів порівняно з доексплуатаційним.

Вплив різних параметрів (табл. 3.2) на величину гідростатичного зважування водопроникного кріплення зображено на рис. 3.9. Криві 1–5 порівняні з відомими уявленнями про механізм напружено-деформованого стану системи «кріплення – бокові породи». Криві 6–8, де простежується асимптотичне зниження гідростатичного зважування кріплення при збільшенні радіусу гідравлічної депресії R_s , на перший погляд суперечать фізичній суті. Але, якщо врахувати характер гідродинамічної депресії поблизу шахтного стовбура (вирази 3.9 – 3.11), то спостерігається більш інтенсивна зміна рівня у пристовбуровій зоні за менших значень R_s .

Якщо пружне геомеханічне збурення від проведення стовбура згасає на відстані $\sim 10r_c$, то об'єм гідростатично зважених гірських порід збільшується в цій зоні за менших R_s .

Таблиця 3.2 – Параметри для розрахунку гідростатичного зважування

Номер кривої	H_k , м	R_e , м	$E_{II} \cdot 10^{-8}$, Па	$E_k \cdot 10^{-8}$, Па
1	600	200	400	–
2	600	200	400	–
3	400	200	400	–
4	200	200	400	–
5	200	200	600	–
6	50	–	200	200
7	400	–	400	100
8	400	–	400	200

Рисунок 3.9 – Залежність величини гідростатичного зважування бетонного кріплення P_p від розрахункових параметрів E_k (1 – 5) та R_e (6 – 8)

при $r_c = 4,5$ м, $r_0 = 4,0$ м

Чисельним аналізом формули (3.14) отримані значення гідрогеомеханічного зважування при фільтрації через бетонне кріплення $0,054 \cdot 10^5 - 6,12 \cdot 10^5$ Па в межах реального діапазону параметрів: $H_k = 50 - 600$ м, $R_e = 25 - 300$ м, $r_c = 4,5$ м, $r_0 = 4,0$ м; $v_{II} = 0,1 - 0,4$; $v_k = 0,1 - 0,5$; $E_{II} = 50 \cdot 10^8$; $E_k = 10 \cdot 10^8 - 300 \cdot 10^8$ Па.

Отримане рішення пояснює факти невідповідності розрахункових навантажень на кріплення реально діючим, а також має важливий прикладний аспект. Величини гідростатичного зважування бетонного кріплення в діапазоні $0,054 - 6,12 \cdot 10^5$ Па близькі до міцності на розрив контакту «бетон – гірська порода», що необхідно враховувати при водозниженні з використанням занурювальних насосів.

3.5 Обґрунтування методики прогнозування гідрогеомеханічних процесів при закритті шахт

3.5.1 Аналіз існуючих підходів до вирішення задач гідрогеомеханічних прогнозів при закритті шахт

Наведена вище емпіріоаналітична оцінка геофільтраційного стану породного масиву на шахтному полі показує, що система «водоносні породи – гірничі виробки» є багатофакторною і складно організованою.

Виноградов В.В. [122] розглядає спільність процесу управління технічними системами, що описуються диференційними рівняннями, і гірського масиву навколо виробок. За фізичні величини, що характеризують стан гірського масиву, автор використовує компоненти полів напружень і деформацій, міцнісні і реологічні властивості порід, ступінь їх порушеності. За аналогією логічно розглянути такий підхід до геофільтраційного стану гірського масиву, якщо додатково врахувати наявність полів фільтраційних напорів і швидкостей, проникності, пружної ємності гірничих порід та інших фізичних параметрів.

Функціонал управління технічною системою представляють у вигляді

$$I_c = \int_0^{T_y} f_0(x(t), u(t), a, t) dt + F_0(a, x(t_0), x(T_y)), \quad (3.15)$$

де a – вектор, що описує параметри об'єкту; t – поточний час від початку процесу в момент t_0 ; T_y – тривалість переходу системи в фазі управління; $x(t)$, $u(t)$ – векторні функції фазової траєкторії і управління процесом (тобто координатна зміна фізичного процесу).

Припустимі межі зміни фазових станів і змін функцій управління визначають крайові умови області, де мінімізується функціонал (3.15).

У більшості керованих технічних систем траєкторія фазового переходу в заданий стан не регламентується. Така трактовка формалізації процесу управління геофільтраційним станом гірського масиву не може бути прийнята, оскільки його фазові перетворення частіше за все незворотні й пов'язані з появою нових якостей, що потребують врахування. Наприклад, головна частина деформацій у

поза межній стадії навантаження гірських порід призводять до накопичення незворотної проникності внаслідок макро- і мікроруйнування, а міцність породи наближається до залишкової. Природно, що функції управління будуть в цьому випадку вибрані найкращим чином, якщо області масиву з вказаним станом не з'являться або будуть переміщені в безпечні зони області управління [123] – [126].

Постановка задачі конкретизується пошуком, наприклад, переміщень для системи диференціальних рівнянь рівноваги

$$\sum_{k=1}^3 \frac{\partial \sigma_{ik}}{\partial x_k} + f_i = 0, \quad i = 1, 2, 3 \quad (3.16)$$

за зазначених вище крайових умовах і виражених умовах навантаження границь.

При вирішенні задач методами скінченних різниць (МСР) та методами скінченних елементів (МСЕ) застосовуються параметри керування. До них можна віднести міцнісні та деформаційні властивості охоронних елементів гірничих виробок, силові параметри кріплення (остаточні при затопленні), властивості технологічно змінених ділянок масиву (наприклад, контактна міцність гідродинамічно стратифікованих або попередньо підроблених гірських порід), геометричну конфігурацію і розміри виробок.

3.5.2 Геотехнічні та гідродинамічні принципи суміщення чисельних моделей геофільтраційного стану гірського масиву

Особливості гідрогеомеханічних процесів при очисному вийманні корисних копалин визначають прикладне значення їх моделювання і встановлення кількісних величин контролюючих параметрів.

У зв'язку з цим, важливо намітити склад, призначення й особливості найбільш доцільних видів чисельних моделей для вивчення геофільтраційного стану гірського масиву.

Центральним моментом при обґрунтуванні концепції зчленування рішень гідрогеомеханіки є визначення одного з двох можливих шляхів моделювання: 1) рівняння підсумовуються з попереднім приведенням їх до адекватних розмірностей, тобто визначається чисельний аналог аналітичних рішень;

2) чисельна апроксимація виконується автономно для відповідних рівнянь при врахуванні післядії геомеханічних процесів у рівнянні фільтрації у вигляді функціонального або емпіричного набору параметрів проникності, а також корегуванні гідродинамічних границь.

При позамежному порушенні суцільності водотривких порід їх проникність формується за рахунок появи тріщинної пористості, яка вимірюється долями відсотків. Дана обставина взагалі усуває можливість коректно розглядати об'ємно-силову взаємодію в двохфазному середовищі.

Цей аргумент диктує необхідність прийняття другого шляху суміщення чисельної апроксимації рівнянь, що описують геомеханічні і гідродинамічні процеси в гірському масиві навколо виробок. Його реалізація більш проста в математичній постановці, бо може спиратися на обґрунтований вибір існуючих базових методик з елементами необхідного коригування.

Геомеханічна модель на основі МСЕ реалізує пружно-пластичне деформування шаруватого масиву гірських порід з розпушуванням на позамежній стадії навантаження, появою розривів в середині шарів, розкриттям та взаємним прослизанням гірських порід по літологічним контактам. Найбільш суттєвими відмінними вимогами до алгоритму є:

- використання ефективного методу розрахунку фактичних напружень в елементах, навантажених силами через вузлові точки;

- контрольований перехід елементів моделі в область позамежного деформування (формування водопровідних тріщин) за граничним співвідношенням обґрунтованого деформаційного критерію міцності;

- відповідний граничним співвідношенням вид дискретизації – зміщення або розшарування досягається формуванням нової матриці коефіцієнтів системи апроксимуючих рівнянь з подальшим врахуванням тертя в площині контакту породних шарів;

- врахування реологічних властивостей порід досягається використанням доступних параметрів;

– перехід елементів в стадію пластичної течії при одночасному перевищенні деформацій, що описуються позамежним деформуванням, і досягненні граничного співвідношення Кулона-Мора у вигляді дотичної до кола залишкової міцності гірничих порід;

– ідентифікація моделі здійснюється шляхом встановлення збіжності результатів рішення задачі з даними натурних вимірювань переміщення покрівлі водоносного горизонту, зближення покрівлі й подошви вугільного пласта до величини виймальної потужності, конвергенції порід покрівлі в привибійному просторі.

Результати розрахунків наводяться у вигляді чисельного поля відносних деформацій за кожним з елементів, які слугують інформативною основою для вибору відповідних коефіцієнтів фільтрації.

Корекція коефіцієнту фільтрації реалізується на геофільтраційній чисельній моделі, що також вирішується МСЕ. Очевидно, що найбільший ефект як в частині необхідної точності рішення, так і зниження його трудомісткості, може досягатися збереженням попередньої розбивки області дискретизації.

Геофільтраційна чисельна модель на базі МСЕ в цьому випадку апроксимує рівняння нестационарної фільтрації. Критерієм задовільного імітаційного підбору коефіцієнтів фільтрації є одиничний приплив в площині моделі. Його величину практичними вимірюваннями отримати неможливо через складний характер розтікання водоприпливу по подошві вийнятого вугільного пласта. В реальних умовах вимірюється сумарний водоприплив з відпрацьованого виймального стовпа, тому необхідно встановити закономірність його планового розподілу, в тому числі й за лінією перерізу з площиною моделювання. Ця задача вирішується побудовою чисельної геофільтраційної моделі МСР.

Елементи області моделювання планової фільтрації з використанням МСР для розглянутого випадку представлено двома вкладеними прямокутними контурами, що відповідають перерізу подошви водоносного горизонту з площинами, проведеними через границі виймального стовпа під кутами обвалень і повних зміщень (рис. 3.10).

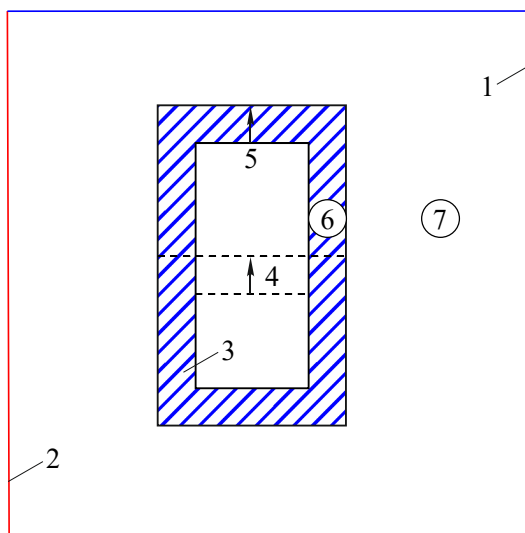


Рисунок 3.10 – Структура області, що моделюється: 1, 2 – границя першого і другого роду, відповідно; 3 – стоки; 4, 5 – положення очисного вибою в різних фазах підробки водоносного шару; 6, 7 – ділянки порушеної та природної водопровідності, відповідно

Геофільтраційний процес, що моделюється, нестационарний за двома часовими складовими. Перша характеризує розвиток депресійної воронки від контурів стоку (внутрішня прямокутна границя області) до границі першого роду, яка співпадає з контактом структурних зон. Друга характеризує поступове наближення контуру стоку до границі першого роду внаслідок просування лінії очисного вибою при відпрацюванні виймального стовпа. Остання обставина відрізняє алгоритм даної моделі від добре апробованих сіткових скінченно-різницевої схем. Проте ця відмінність не потребує розробки нових принципових підходів і реалізується в алгоритмі коригуванням стокових границь на заданому часовому кроці. Останній вибирається кратним кроку скінченно-різницевої апроксимації рівняння фільтрації з таким розрахунком, щоб забезпечувався необхідний рівень точності рішень.

Модель ідентифікується імітаційним підбором водопровідності між згаданими прямокутними контурами і співставленням розрахованого сумарного об'єму стоку з водоприпливами, вимірними у виймальному стовпі. Значення одиничної витрати, необхідної для збіжності фільтраційної моделі, фіксується у блоках сітки, що перетинається з віссю виймального стовпа.

3.5.3 Апробація гідрогеомеханічного моделювання для оцінки параметрів порушеного масиву гірських порід на шахтному полі перед закриттям шахти

Досліджувались геомеханічні умови відпрацювання вугільного пласта C_8 на полі шахти «Тернівська» (Західний Донбас). Практичний інтерес обумовлений необхідністю оцінки проникності гірських порід у покрівлі вугільного пласта в зв'язку з близьким розташуванням підосви водоносних пісків.

Для моделювання плоского НДС гірського масиву вздовж вісі виймального стовпа досліджувана область апроксимована сіткою зі 149 трикутних елементів дев'яти типів, що відповідають літологічному складу гірських порід (рис. 3.11).

Верхня границя області моделювання співпадає з підосвою бучацького водоносного горизонту, який представлений тонкозернистим піском, і задана граничною умовою з постійним гідрогеомеханічним тиском відповідним тиску верхньої товщі мезокайнозойських відкладень. Відпір механізованого кріплення сконцентрований у вигляді вузлових сил F_1 та F_2 , що моделюють передній і посадочний ряди гідравлічних стояків в очисному вибої. Значення міцнісних та деформаційних характеристик отримано з геологічних звітів розвідки шахтного поля. Міцність порід на одновісне стиснення змінювалась в межах 22,3 – 37,9 МПа, діапазон зміни модуля деформації – $3,5 \cdot 10^3$ – $2,0 \cdot 10^4$ МПа, щільності – 1,35 – 2,30 г/см³, коефіцієнту Пуассона – 0,10 – 0,25, кута внутрішнього тертя – 27,0–35,5°. Міцність гірських порід на одновісне розтягування за міжшаровими контактами визначена за їх геологічними ознаками і прийнята 0,012 – 1,2 МПа. Характеристики позамежного деформування гірських порід – модуль спаду і залишкова міцність – оцінено за методикою Глушко В.Т. [127] і склали, відповідно, $1,2 \cdot 10^3$ – $7 \cdot 10^7$ МПа та 2,2 – 3,8 МПа. Параметри кусково-лінійної граничної огинаючої головних напружень отримано як похідні вищевказаних величин.

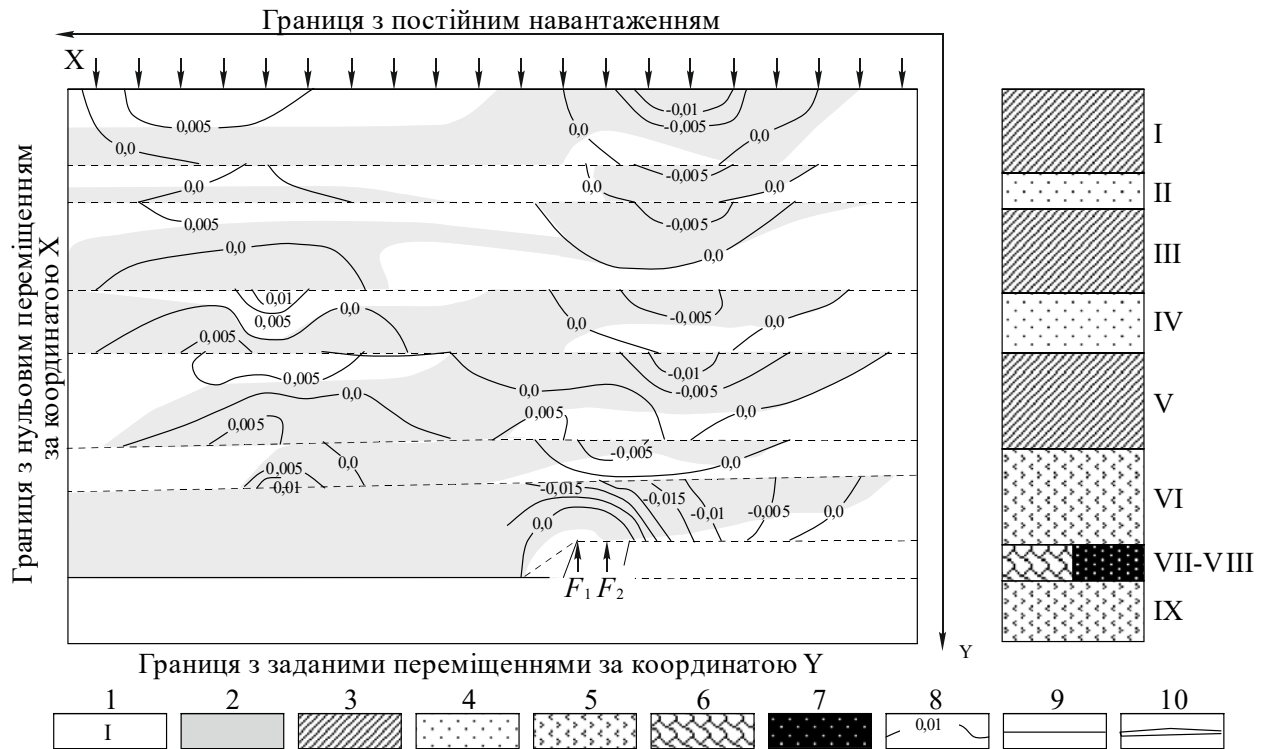


Рисунок 3.11 – Граничні умови та результати моделювання: 1 – номер типу шару; 2 – зони, де зафіксовані розриви елементів при покроковому вийманні вугілля; 3 – алевроліт; 4 – пісковик; 5 – аргіліт; 6 – відпрацьований пласт; 7 – вугілля; 8 – ізолінії деформацій; 9 – контакти шарів зі зрушенням; 10 – лінії розшарування при розкритті контактів

Чисельне моделювання процесу деформування підроблених гірських порід реалізовано видаленням елементів шару (виймання вугільного пласта) в напрямку просування очисного вибою. Параметрами, які контролюють збіжність модельних розрахунків, є: 1) абсолютні переміщення підшви бучацького водоносного горизонту, що зафіксовані при проведенні спеціального експерименту; 2) величина фактичної вийманої потужності вугільного пласта, що порівняна з абсолютним переміщенням вузлів елементів безпосередньої покрівлі; 3) конвергенція порід покрівлі в привибійному просторі, яка виміряна експериментально і порівняна з переміщенням вузлів, до яких прикладені сили F_1 та F_2 . Відхилення результатів моделювання за вказаними параметрами не перевищує 10%, що підтверджують дані на рис. 3.12. У геомеханічних розрахунках такий рівень збіжності вважається достатньо високим.

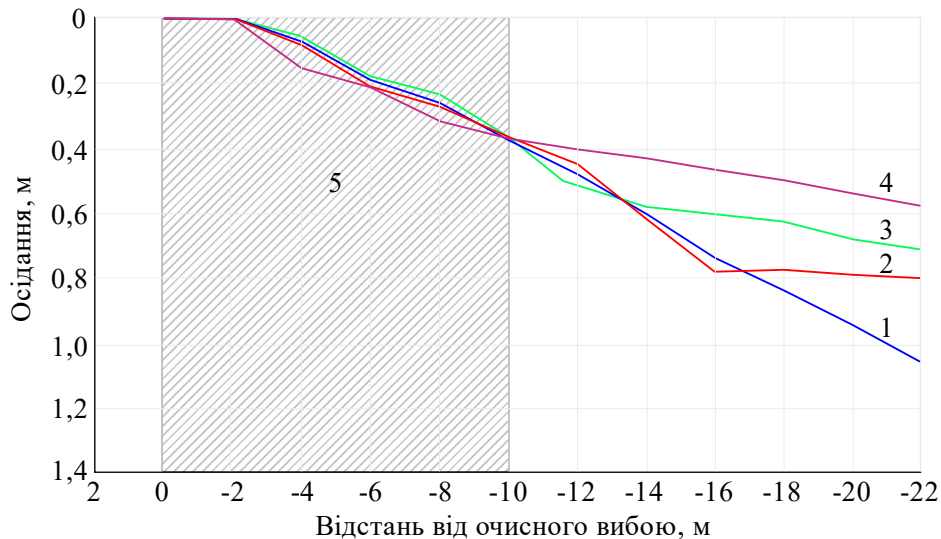


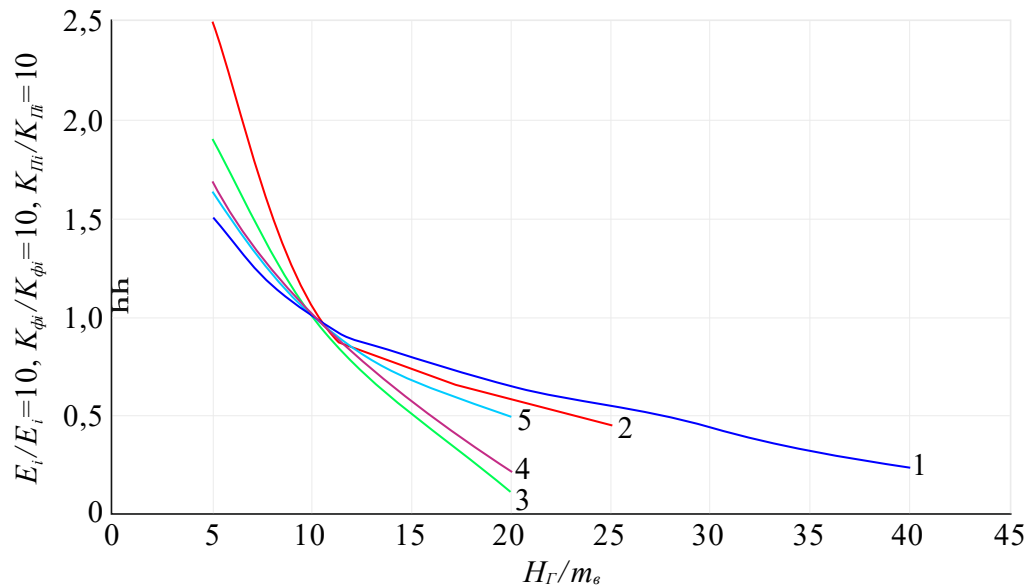
Рисунок 3.12 – Ідентифікація чисельної моделі за величиною осідання породних шарів у покрівлі кам'яновугільних відкладень при очисному вийманні:
 1 – за результатами моделювання; 2 – 4 – за осіданнями свердловин-реперів;
 5 – інтервал достовірності для ідентифікації чисельної геомеханічної моделі

На рис. 3.11 в ізолініях наведено поле деформацій, розрахованих при моделюванні. Видно, що при розшаруванні, зміщення шарів вздовж контактів і зафіксований розрив елементів на окремих ділянках призводять до дискретизації цього поля. Аналіз кількісних величин об'ємних деформацій і деформацій за координатами показує, що найбільш інформативним кількісним показником формування вертикальних тріщин є позамежна деформація за горизонтальною координатою.

На рис. 3.13 наведено співставлення параметрів проникності підробленого масиву порід за експериментальними і натурними вимірюваннями та величини тріщинного розпушення, що отримані при моделюванні й розраховані в напрямку вектору найбільшого розпушення над очисною виробкою (рис. 3.11). Припустимість такого співставлення правомірно, бо тріщинне розпушення контролюється розкритістю тріщин, яке функціонально пов'язане з проникністю середовища.

Конгруентність наведених на рис. 3.13 залежностей, окрім перспектив використання у геомеханічних моделях для дослідження геофільтрації в порушених гірничими роботами умовах, має важливий прикладний аспект.

Отримані графіки відображають інтенсивність зміни рівня проникності залежно від гірничотехнічного параметра кратності підробки гірського масиву H_T/m_e . Такий досвід екстраполяції з високим техніко-економічним ефектом використаний у Західному Донбасі при встановленні безпечних умов відпрацювання пласта C_8 на шахті «Тернівська».



Рисунки 3.13 – Зміна проникності масиву порід від кратності підробки його шарів H_T/m_e : $E_i/E_{i=10}$, $K_{\phi i}/K_{\phi i=10}$, $K_{\Pi i}/K_{\Pi i=10}$ – відношення деформацій, коефіцієнтів фільтрації і проникності до аналогічних величин, зафіксованих при кратності підробки близько 10; 1 – за натурним вимірюванням коефіцієнту фільтрації; 2, 3 – за вимірюванням проникності на еквівалентних матеріалах (ВНДМІ); 4, 5 – за розрахунками об’ємних і горизонтальних деформацій на чисельній моделі

3.5.4 Загальна схема та апробація скінченно-різницевої моделі геофільтрації у межах відпрацьованого шахтного поля

Слід зауважити, що намагання використати аналітичні та емпіріоаналітичні методики прогнозування водоприпливів до шахт при експлуатації, а також для розрахунків гідродинаміки відновлення рівнів при їх закритті [128], [129] не витримують будь-якої позитивної оцінки. Так, за результатами досліджень фахівців Придніпровської ГГП похибки у прогнозах сягали тисячі відсотків порівняно з фактичними даними.

Для побудови дискретної різницевої сітки $\overline{W}_\Delta(x_i, y_j)$, що апроксимує безперервну область фільтрації $W(x, y)$, модельне поле покривається нерівномірною прямокутною сіткою з кроками по осям OX і OY , що дорівнюють відповідно Δx_i і Δy_j (рис. 3.14).

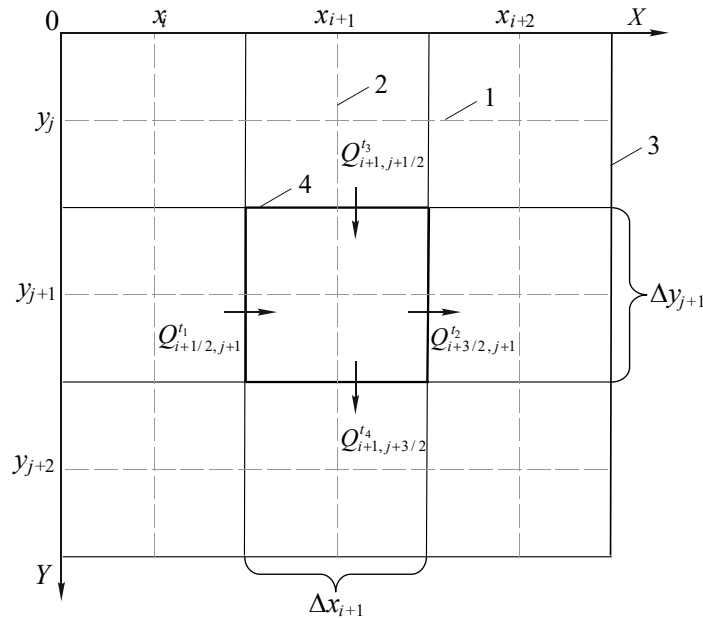


Рисунок 3.14 – Схема розбивки області фільтрації при побудові балансової тотожності: 1 – вузлова точка; 2 – осьова лінія розрахункового блоку; 3 – границя розрахункового блоку; 4 – границя блоку, для якого будується балансова тотожність; \longrightarrow напрямок руху потоку

Розглянемо баланс витрат фільтраційного потоку в межах елементарного блоку з координатами $M(x_{i+1}, y_{j+1})$ (див. рис. 3.14) на момент часу t_L

$$n\Delta t \leq t_L \leq (n+1)\Delta t,$$

де L – індекс, що визначає вибір величини t_L для конкретного елемента балансу $n = 1, 2, \dots, K-1, K$; Δt – величина часового інтервалу; K – кількість часових кроків.

У загальному випадку витрати фільтраційного потоку через грані блоку можуть бути записані для різних моментів часу. В силу закону збереження маси фільтраційного потоку сумарний приріст цих витрат дорівнює сумарній

інтенсивності надходження води в блок за рахунок спрацювання ємнісних запасів $QE(x, y, t)$; перетікання $QP(x, y, t)$, підтоку з недосконалих водойм $QB(x, y, t)$ або $QI(x, y, t)$ (якщо їх розміри сумірні з кроком сітки) та $QP(x, y, t)$ (якщо їх розміри значно менші за крок сітки); інфільтраційного живлення $QI(x, y, t)$ та роботи свердловин $QC(x, y, t)$.

Враховуючи всі елементи балансу, а також те, що $t_1 = t_2 = t_3 = t_4 = t$, для розглянутої гідродинамічної схеми можна записати балансову тотожність справедливу для любого фіксованого моменту t

$$Q_{i+1/2, j+1}^{t_1} - Q_{i+3/2, j+1}^{t_2} + Q_{i+1, j+1/2}^{t_3} - Q_{i+1, j+3/2}^{t_4} \equiv \\ \equiv [QE(x, y, t) + QI(x, y, t) + QP(x, y, t) + QB(x, y, t) + QC(x, y, t) + QP(x, y, t)]_{x=x_i+1}^{y=y_{j+1}}. \quad (3.17)$$

Методика моделювання двох останніх доданків у правій частині рівняння (3.17) принципово відрізняються від моделювання попередніх, тому далі будуть розглядатися окремо.

Питомі витрати планового потоку, відповідно до закону Дарсі-Дюпюї, визначаються через вираз

$$q = TI,$$

де T – водопровідність пласта; I – градієнт напору. Водопровідність безнапірного потоку може суттєво змінюватися залежно від потужності h (глибини) потоку. Для врахування цих змін використовується схема Дюпюї-Бусінеска, в якій потік вважається однорідним за вертикаллю і тоді $T = kh$, де k – коефіцієнт фільтрації). Слід вважати, що ця розрахункова схема має обмежену область використання в реальних гідрогеологічних умовах, для яких характерна неоднорідність будови потоку за вертикаллю.

Нелінійність процесу, яка пов'язана з залежністю водопровідності від напору (глибини) потоку, може враховуватися лінеаризацією, а саме введенням постійної за даний інтервал часу розрахункової провідності.

Величина витрат QE , що обумовлена зміною ємнісних запасів в елементі водоносного пласта площею F , визначається виразом

$$QE = \left(\mu^0 \frac{\partial H^0}{\partial t} + \mu^* \frac{\partial H}{\partial t} \right) F, \quad (3.18)$$

де μ і μ^* – гравітаційна та пружна ємність (водовіддача) пласта; H^0 – рівень вільної поверхні; H – середнє значення напору в пласті.

При заданій пружній ємності припускають, що деформації порід носять умовно-миттєвий пружний характер і лінійно пов'язані зі зміною тиску (напору). В дійсності порода є гетерогенною системою і її НДС всередині кожного елемента може бути неоднорідним. Для врахування цієї обставини використовується гетерогенно-блокова модель або схема середовища з подвійною ємністю, в якій порода представлена системою слабопроникних блоків, рівномірно розділених проникними каналами. До величини витрат QE входять ємності тріщин і блоків, помножені на швидкість зміни напорів у відповідних елементах гетерогенного середовища.

Гравітаційна ємність може змінюватися у зв'язку з літологічною мінливістю покривних шарів та за рахунок впливу капілярної зони.

Значна роль у формуванні потоків ґрунтових вод належить до площинного живлення з витратою $QI = \varepsilon F$, де ε – інтенсивність площинного живлення, що відображає сумарний ефект інфільтрації та випаровування, і залежить від глибини рівня ґрунтових вод.

Витрата перетоку через поділяючий слабопроникний пласт з коефіцієнтом перетоку $AP = \chi = k_p / m_p$ (k_p , m_p – коефіцієнт фільтрації та потужність поділяючого шару) визначається виразом

$$QP = AP(H^+ - H),$$

де H^+ – напір у сусідньому пласті, з якого йде перетік. Зазначимо, що значення коефіцієнта перетоку може змінюватися по площі у зв'язку зі структурно-літологічною мінливістю порід.

Тотожність (3.17) обмежена шестичленною формою запису, яка враховує тільки інфільтраційне живлення, перетікання із сусідніх пластів та водойм, а також наявність свердловин. Це пояснюється наступними причинами: 1) широке

коло задач може бути приведено до розглянутої геофільтраційної схеми, що робить її достатньо універсальною для практичного використання; 2) прийнята форма наведення додаткових джерел живлення припускає безпосереднє узагальнення на випадок багат шарових водоносних комплексів.

Досвід використання програм для вирішення задач з оцінки геофільтраційного стану гірських порід досить розгалужений [130] – [132]. Проте моделі фільтрації на шахтних полях використовуються не часто. Слід навести результати моделювання затоплення шахт [133] у надзвичайно складному за геологічною будовою регіоні Центрального Донбасу (рис. 3.15).

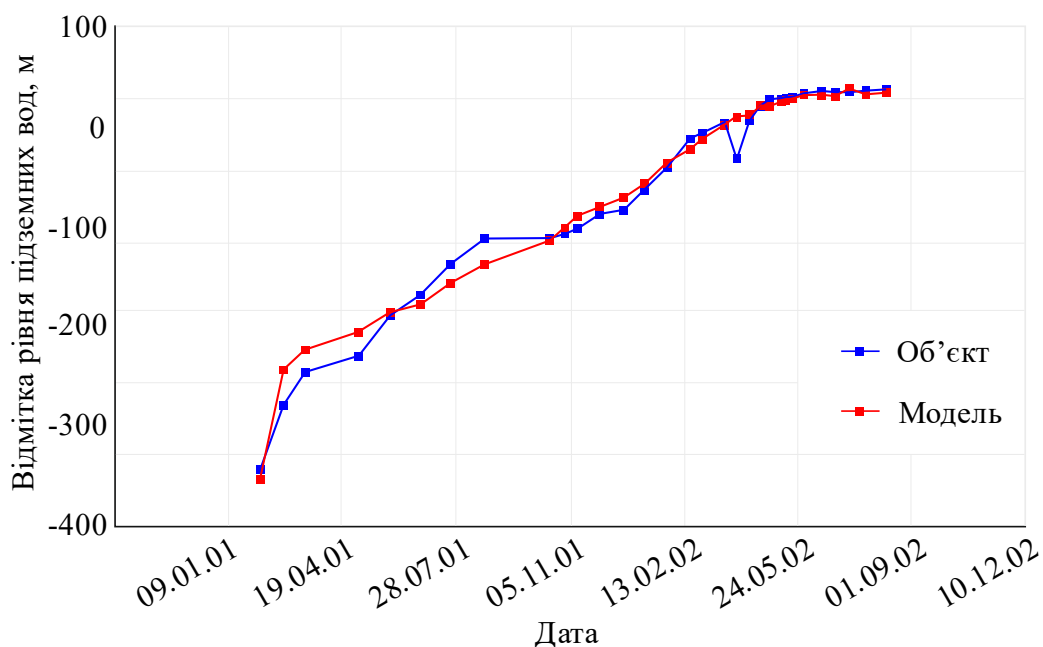


Рисунок 3.15 – Графік відновлення рівня підземних вод при затопленні ш/у «Олександрівське №4»

За вищевикладеною методикою була побудована детальна геофільтраційна модель двох суміжних полів шахт ім. М.І. Сташкова та «Дніпровська». За результатами прогнозного моделювання (фрагмент на рис. 3.16) виконано проєкт затоплення шахти ім. М.І. Сташкова за багатоваріантними схемами.

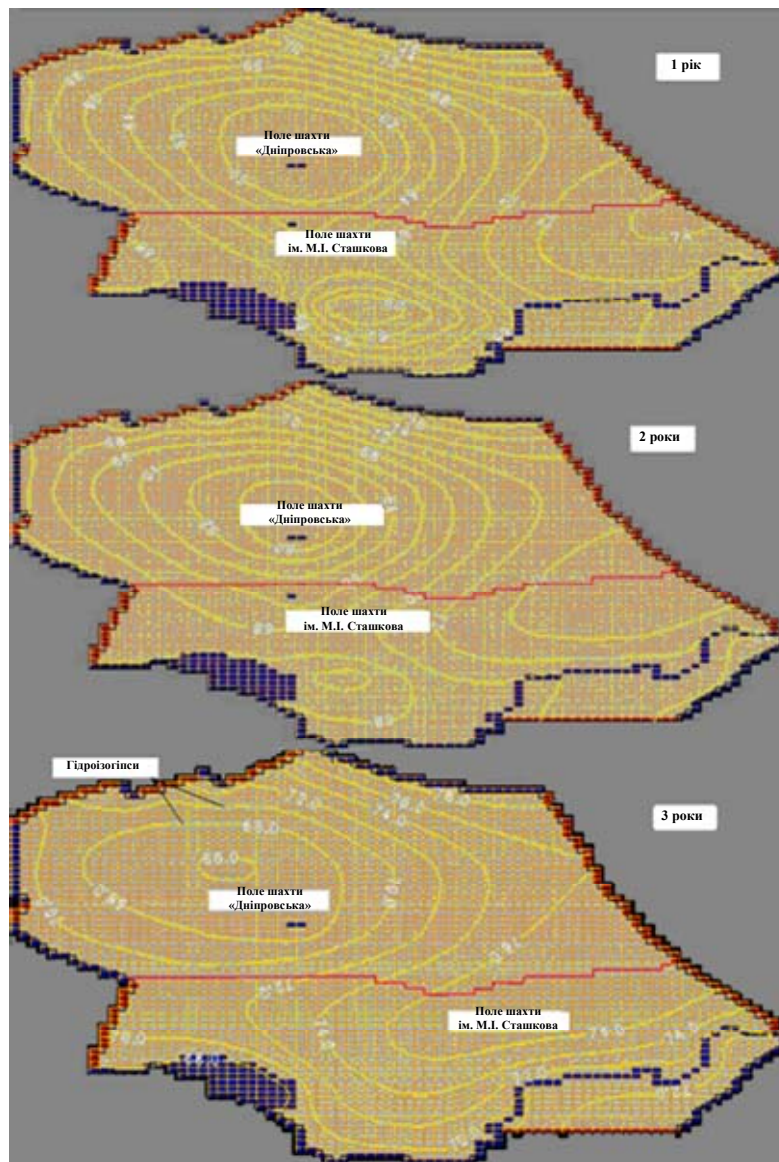


Рисунок 3.16 – Процес відновлення рівневої поверхні бучацьких відкладень в ізолініях абсолютних відміток

3.6 Висновки та рекомендації за розділом

1. Послідовність факторної значимості у формуванні геофільтраційного стану гірського масиву має два рівні. Верхній, де домінує структурно-геологічний фактор, визначає загальний гідродинамічний фон шахтного поля. Нижній, з домінуванням технологічних факторів, визначає умови гідрогеомеханічної взаємодії водоносних порід і гірничих виробок.

2. Взаємодія очисних виробок і водоносних порід формує суттєво різні зони в обваленому просторі і над лавою. У першому випадку при тріщиноутворенні домінують властивості гірського масиву, а в другому – проявляється поєднання

геологічних і технологічних факторів.

3. Експериментально-аналітичним методом вирішена задача суміщення пружного вісесиметричного навантаження кріплення породним масивом та гідродинамічною площинно-радіальною течією до стовбура. Гідрогеомеханічний стан навколо шахтного стовбура у стійких водовмісних породах характеризується розвитком взаємоконкуруючих процесів нелінійного зменшення проникності навантаженого породного контуру та гідростатичного розвантаження структурних елементів водовмісних порід і фільтруючого кріплення.

Встановлені закономірності пояснюють причини невідповідності розрахункових (нормативних) навантажень на кріплення реально вимірним величинам, а також мають суттєве практичне значення. Величини гідрогеомеханічного розвантаження кріплення стовбура в межах $0,054 - 6,12 \cdot 10^5$ Па близькі до міцності на розтягування контакту «бетон – водовмісна порода». Цей факт є небезпечним і потребує зменшення гідродинамічного ухилу до шахтного стовбура при управлінні процесом затоплення шахт занурювальними насосами. Створення гідроізолюючих шарів на шляху руху підземних вод призводить до збільшення гідростатичного тиску на кріплення і збільшує небезпеку руйнування контакту «бетон – водовмісна порода».

4. Скінченно-елементна геомеханічна модель адаптована до вирішення задач управління геофільтраційним станом гірського масиву навколо гірничих виробок на основі: емпіріоаналітичного аналізу параметрів формування проникної зони навколо гірничих виробок; чисельної алгоритмізації деформування гірських порід у часі з урахуванням позамежного знеміцнювання і ослаблення міжшарових контактів; ідентифікації моделі шляхом конгруентного повторення відомих закономірностей зміни параметрів проникності гірського масиву; чисельного відтворення повзучості й лабораторного навантаження зразків на жорсткому пресі, а також вимірних і розрахункових границь.

5. Чисельні геомеханічні та фільтраційні моделі суміщені послідовною скінченно-елементною апроксимацією нестационарних полів напружень і проникності, фільтраційних напорів і швидкостей, а також поєднанні цих розрахункових схем зі скінченно-різницеvими моделями на загальних крайових границях, що відображають гідродинамічну структуру фільтрації в шахті.

РОЗДІЛ 4

НАУКОВО-ТЕХНІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ОПРІСНЕННЯ ШАХТНОЇ ВОДИ Й УТИЛІЗАЦІЯ ВІДХОДІВ З ОТРИМАННЯМ ТОВАРНОЇ ПРОДУКЦІЇ – ХАРЧОВОЇ СОДИ (NaHCO_3)

4.1 Аналіз опріснення високомінералізованої води у світі й Україні

Швидкий ріст населення сприяє розвитку нових інноваційних технологій отримання якісної питної води. Недостача води для потреб населення, промисловості й сільськогосподарській діяльності змушує світові компанії й держави інвестувати значні фінансові ресурси в нові екологічно безпечні джерела одержання води.

Згідно з Екологічним прогнозом Організації економічного співробітництва й розвитку (ОЕСР), до 2050 року населення нашої планети виросте до 9,7 млрд чоловік, а світовий валовий продукт за цей період часу збільшиться в 4 рази й складе 340 000 млрд дол. США. Проведеними дослідженнями ОЕСР відзначається, що світове споживання води до цього часу виросте на 55% за рахунок росту промисловості (+400% відносно 2018 р.) [134].

Зіткнувшись з різким зростанням споживання, швидше за все людство відчує нестачу чистої питної води. Водний баланс річок порушиться, що піддасть значним ризикам природні екосистеми. Виснаження водоносних горизонтів може стати загрозою для припинення подачі питної води й води для сільськогосподарських потреб у різних регіонах світу.

Тому на цьому тлі пошук альтернативних і доступних джерел води став справжньою проблемою в усьому світі. Наявна велика кількість морської і солонуватої води на нашій планеті змушує замислитися фахівців про її опріснення (демінералізації) і використанні в промисловості або побуті [135]–[138]. Технологія опріснення води отримала широке своє поширення у другій половині ХХ століття і за цей час внесло значний вклад у розвиток багатьох країн, які мають потребу в альтернативних джерелах води [139]–[141].

З кожним роком опріснення стає усе більш звичним і розповсюдженим способом отримання якісної питної води. У цей час опріснення морської води широко використовується на Близькому Сході (Об'єднані Арабські Емірати, Кувейт і Саудівська Аравія), в Іспанії, США, Канаді, Франції, Німеччині, Китаї, Австралії, Мексиці, Чилі й низці інших країн [142] – [147]. Тільки в Канаді до 2030 року планують побудувати 20 нових станцій (заводів) з опріснення води [148].

Кількість опріснювальних станцій, що вводяться, збільшується рік у рік по всьому світі. Тільки в 2008 році налічувалося близько 14 000 промислових об'єктів з опріснення води, загальна потужність яких оцінювалася у 52,3 млн м³/добу [149]. До кінця 2017 року їх кількість збільшилася до 21 000 і сумарна потужність до 122 млн м³/добу. За останніми оцінками за 2018 рік у світі було підготовлено 45,9 млрд м³ води шляхом її опріснення (близько 126 млн м³/добу) [150].

Усього технології опріснення води застосовуються в 150 країнах світу. У цей час на ринку прісної води широке промислове застосування поки знайшли дві технології опріснення води – термальні (дистиляція) і мембранні (механічна). Деякі опріснювальні заводи використовують комбінації цих двох технологій [154], [141], [147]. Інші методи займають украй незначну нішу в загальному обсязі.

На рис. 4.1 наведені графіки сумарного об'єму потужностей мембранних і термальних опріснювальних станцій, що вводяться у світі.

Як видно із наведених даних перевагу в усьому світі надають мембранним технологіям опріснення води, що відображається їх експонентним ростом. Використання мембранного опріснення різко збільшилося з початку 2000 року. Загальний обсяг продуктивності термічних опріснювальних станцій також збільшується щорічно, але тут тенденція має лінійну залежність.

У мембранній технології переважає метод опріснення води – зворотний осмос. На початок 2017 року у світі функціонує майже 12 300 опріснювальних заводів із застосуванням цього методу. У загальному обсязі світового виробництва опрісненої води метод зворотного осмосу займає 60%.

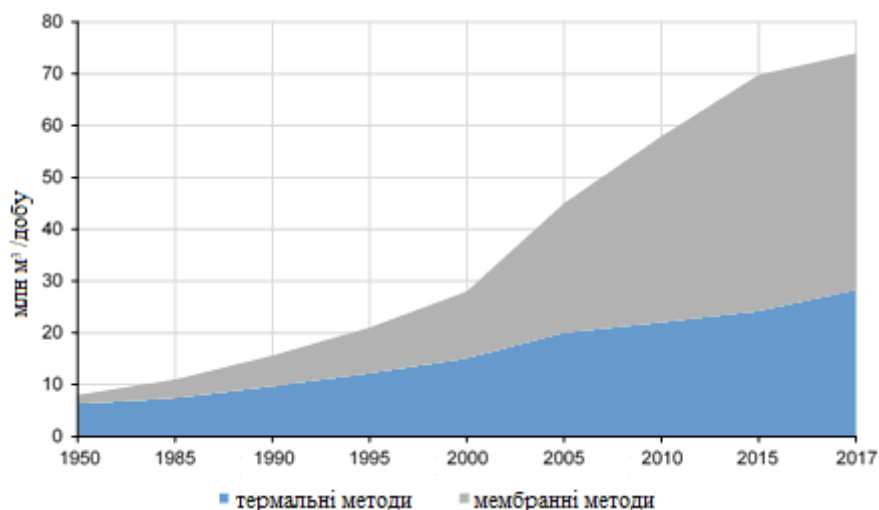


Рисунок 4.1 – Сумарна потужність опріснювальних заводів у світі з мембранним і термальним методами водопідготовки

Найбільша у світі мембранна опріснювальна установка, що використовує метод зворотного осмосу – Victoria, знаходиться у Мельбурні (Австралія), її продуктивність розрахована на отримання 440 тис. м³/добу питної води для жителів міста. В Алжирі й Ізраїлі на стадії будівництва знаходяться два заводи продуктивністю по 500 тис. м³/добу [150], [151]. Характеристики найбільших проектів опріснювальних заводів зі зворотним осмосом представлені в табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Найбільші опріснювальні заводи, що використовують метод зворотного осмосу

Опріснювальний завод	Країна	Продуктивність, м ³ /добу
Soreq	Ізраїль	510 000
Magtas	Алжир	500 000
Victoria	Австралія	440 000
Point Lisas	Тринідад	109 000
Tampa Bay	США	95 000

Технології опріснення стрімко розвиваються в усьому світі, підвищується продуктивність і енергоефективність нових опріснювальних станцій, що вводяться в експлуатацію. За останні 20 років вартість опріснення 1 м³ води знизилася на 33% і становить 0,13 \$ США [151], [152]. Тому промислове опріснення води для водоспоживачів стає більш вигідним порівняно з транспортуванням прісної води з віддалених джерел.

Динаміка зміни вартості опріснення 1 м³ води на заводах, які були побудовані в період 1995 – 2015 рр., представлена на рис. 4.2.

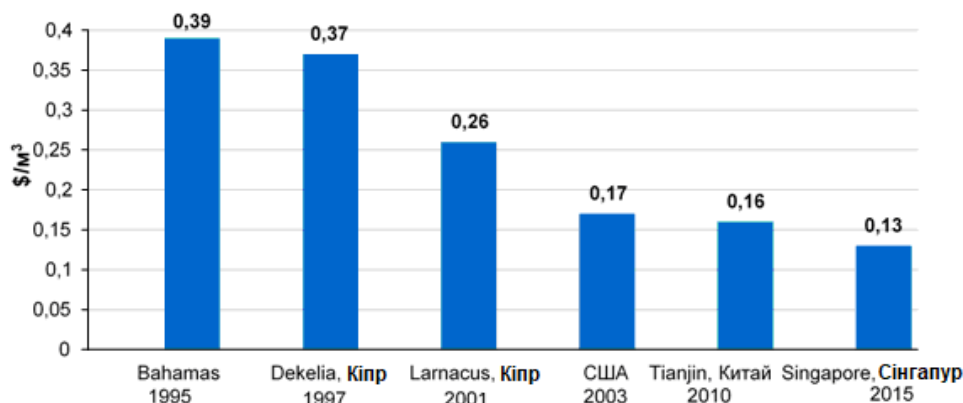


Рисунок 4.2 – Вартість опріснення 1 м³ води на заводах, які були побудовані в період 1995 – 2015 рр.

Виконаний аналіз свідчить про те, що людство на Землі в найближчі роки буде зазнавати великих проблем з нестачею прісної питної води. Це повною мірою стосується й шахтарських регіонів, де йде закриття шахт. Тому доцільно використовувати шахтні води після їх опріснення.

4.2 Обґрунтування способу опріснення шахтної води на шахті ім. М.І. Сташкова

По завершенню ведення гірничих робіт на шахті ім. М.І. Сташкова почнеться процес її ліквідації по одному із проєктів. На сьогоднішній день найбільш перспективним є варіант повної фізичної ліквідації, що передбачає природне затоплення усіх гірничих виробок протягом трьох років (за винятком стовбурів і вентиляційних свердловин) без погашення і вилучення кріплення. Даний варіант забезпечує мінімальні показники за економічними і часовими факторами, але при цьому створює певні ризики за гідрогеологічним фактором.

Поряд з цим гострою проблемою Павлоградського району є водопостачання його населених пунктів загальною чисельністю близько 300 тис. чоловік. При цьому щоденний відбір підземних вод тільки однієї шахти ім. М.І. Сташкова становить більше 30 тис. м³/добу. Дані води після опріснення можуть стати

альтернативним джерелом водопостачання, здатним ліквідувати дефіцит водних ресурсів, що свідчить про необхідність створення підприємства для їх очищення і використання. Необхідно зазначити, що робота такого підприємства дозволить вирішити частково ще одну важливу соціальну проблему регіону, пов'язану зі скороченням робочих місць і зростанням вимушеного безробіття після ймовірного в найближчі часи закриття шахти.

Таким чином, гостра нестача водних ресурсів, яка виникла в цей час у Західному Донбасі, й екологічна та соціальна ситуація, що склалася, визначає необхідність створення нового підприємства з використання шахтних вод для водопостачання населення шахтарських міст.

Тому на першому етапі необхідно виконати попередню техніко-економічну оцінку (ТЕО) доцільності опріснення води шахти ім. М.І. Сташкова та її використання як питної для населення Павлоградського району.

Цей розділ виконаний відповідно до міжнародних і національних нормативних актів:

– Директива 98/83/ЄС Європейського Парламенту й Ради від 3 листопада 1988 року про якість води, призначеної для споживання людиною;

– Директива 91/271/ЄС Європейського Парламенту й Ради від 21 травня 1991 року про очищення міських стічних вод;

– Директива 2000/60/ЄС Європейського Парламенту й Ради від 23 жовтня 2000 року про встановлення рамок діяльності Співтовариства в сфері водної політики;

– Закон України «Про питну воду, питному водопостачанні й водовідведенні»;

– ДСанПіН 2.2. 4-171-10 «Гігієнічні вимоги до води питної, призначеної для споживання людиною» (з урахуванням проекту змін до нього);

– інші законодавчі акти й санітарно-будівельні стандарти, що діють в Україні.

Шахта ім. М.І. Сташкова розташована на території Павлоградського й Петропавлівського районів Дніпропетровської області. Найближчими великими

населеними пунктами є м. Павлоград (розташований на відстані 30 км від підприємства), м. Першотравенськ (20 км) і м. Тернівка (15 км). Безпосередньо на шахтному полі розташовані села Дмитрівка, Миколаївка, Катеринівка, Петрівка й Мар'їна Роща. Географічне розташування шахти й найближчих великих населених пунктів зображено на рис. 4.3.

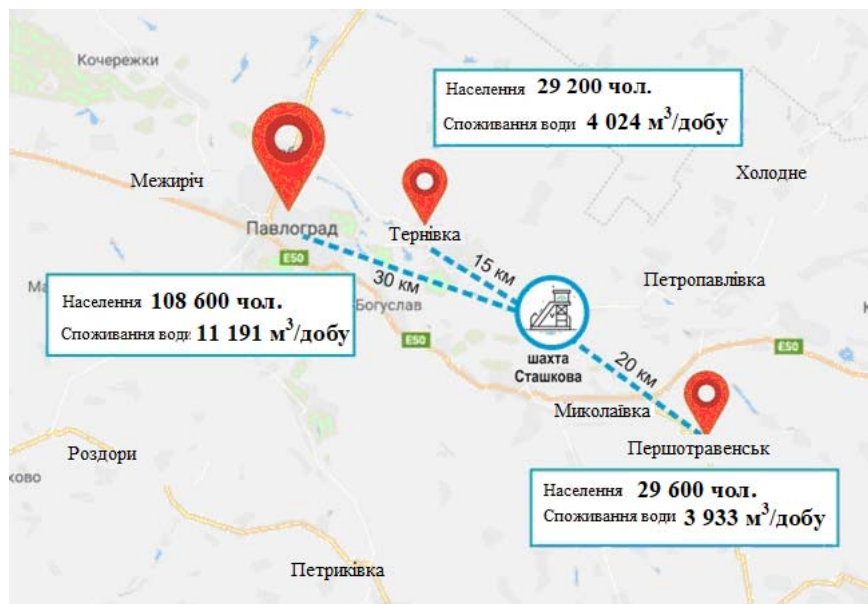


Рисунок 4.3 – Географічне розташування шахти ім. М.І. Сташкова й найближчих великих населених пунктів

Загальний водопріплив шахти ім. М.І. Сташкова змінюється в межах 1120 – 1600 м³/годину й становить у середньому 1360 м³/годину. Щодоби із шахти відкачується 32 640 м³ води.

Відкачка води забезпечується водовідливними установками. У шахті розташовано два водозбірника на горизонтах 225 і 300 м, ємністю відповідно 3000 і 1000 м³. Водозбірники обладнані насосами марки 8МС-7. Шахтна вода з водозбірника горизонту 300 м перекачується у водозбірник горизонту 225 м, далі по трубопроводу видається на поверхню у водовідстійник.

Після відстоювання від зважених речовин і хлорування вода по трубопроводу перекачується у ставок, що розташований у балці Таранівка, куди скидають води шахт «Дніпровська» і «Самарська». Хімічний аналіз складу води № 108 шахти ім. М.І. Сташкова наведено в табл. 4.2.

Таблиця 4.2 – Хімічний аналіз складу води №108 шахти ім. М.І.Сташкова

Показник	Шахтна вода до відстійників	Шахтна вода після відстійників	Норми згідно регламенту скидання для б. Свідовок
БПК ₅ , мг О ₂ /дм ³	–	5,5	5,20
Водний показник, од. рН	7,30	7,20	6, 5-8,5
Жорсткість, мг-екв/дм ³	28,55	27,75	–
Зважені речовини, мг/дм ³	100,6	44,8	22,50
Розчинений кисень, мг О ₂ /дм ³	–	6,9	>4,0
Кольоровість, град	10,72	10,13	–
Сухий залишок, мг/дм ³	5762,00	5650,67	4565,00
Температура, °С	20,2	20,0	–
ХПК, мгО/дм ³	–	18,34	50,0
Алюміній, мг/дм ³	–	<0,02	0,019
Амоній	0,32	0,31	0,40
Азот амонійний, мг/дм ³	0,34	0,32	0,40
Аніони СПАР, мг/дм ³	–	<0,02	0,20
Залізо заг. мг/дм ³	0,62	0,60	0,16
Кальцій, мг/дм ³	290,01	282,06	–
Кобальт, мг/дм ³	–	<0,02	–
Магній, мг/дм ³	171,15	166,33	–
Марганець, мг/дм ³	–	0,10	0,0068
Мідь, мг/дм ³	–	<0,002	0,0019
Нафтопродукти, мг/дм ³	0,60	0,58	0,35
Нікель, мг/дм ³	–	<0,005	–
Нітрати, мг/дм ³	<0,5	<0,5	1,49
Нітрити, мг/дм ³	0,04	0,04	0,08
Сульфати, мг/дм ³	406,15	398,33	1150,30
Фосфати (ортофосфати), мг/дм ³	0,08	0,07	0,19
Хлор активний, мг/дм ³	–	–	–
Хлориди, мг/дм ³	3075,94	2950,46	1229,18
Хром, мг/дм ³	–	<0,001	0,00099
Цинк мг/дм ³	–	<0,005	0,005

Аналізуючи хімічний склад необхідно відзначити, що за типом переважають хлоридно-натрієві й хлоридно-натрієво-магнієві води з мінералізацією 2,9 – 4,0 г/дм³, загальною жорсткістю – 28,55 ммоль/дм³, слаболужні з рН середовища 7,2. За технічними показниками – дуже жорсткі, спінуються, при кип'ятінні відкладають велику кількість твердого котельного каменю. Стосовно металевих

конструкції шахтні води сильно агресивні залежно від сумарної концентрації сульфатів і хлоридів. Для питного й технічного водопостачання не придатні.

Установлено, що такі токсичні компоненти, як кадмій, ртуть, берилій, молібден, телур, сурма, миш'як, вольфрам відсутні. Концентрація цинку, нікелю, хрому, фтору, ванадію та інших – нижче допустимих концентрацій.

Подача питної води в Павлоградський район здійснюється через водовід «Дніпро – Західний Донбас», технічні об'єкти якого морально застаріли й не забезпечують належної якості питної води для жителів населених пунктів Західного Донбасу. Експлуатація водоводу вимагає більших фінансових витрат для забезпечення стійкої роботи водозабору.

У свою чергу ці витрати відкладаються на собівартість виробництва води. Вартість 1 м³ води в Павлоградському районі є однією з найвищих в Україні – 31,48 грн. Досягти зниження собівартості й підвищення якості води без масштабної реконструкції водоводу не представляється можливим.

Аналіз кількісних показників водоспоживання в основних містах Павлоградського району показує, що максимальна місячна потреба м. Павлограда становить 370 970 м³, м. Тернівки – 154 268 м³, і м. Першотравенська – 118 38 м³. Мінімальна місячна потреба представлених міст становить відповідно 315 819 м³; 112 200 м³ і 89 968 м³. Збільшення споживання води в зимовий час (січень – лютий) пов'язано з необхідністю подачі води на роботу міських котелень. Щодо м. Павлоград споживає в середньому 11 191 м³ води, м. Тернівка – 4 024 м³, м. Першотравенськ – 3 933 м³ (табл. 4.3).

З цього виходить, що об'єм води, яка відкачується із шахти ім. М.І. Сташкова, дозволяє покрити необхідні витрати води в цих містах. Тому шахтні води, що забираються, при відповідних сучасних системах водопідготовки є джерелом поповнення запасів прісної води.

У роботі для виконання попередньої ТЕО прийнято середньодобовий об'єм вод, що відкачуються із шахти ім. М.І. Сташкова – 30 000 м³.

Технологічна схема демінералізації й опріснення шахтних вод повинна забезпечувати якісні показники питної води, що відповідають санітарним нормам і правилам ДСанПіН 2.2. 4-171-10 (табл. 4.4).

Таблиця 4.3 – Споживання води в населених пунктах Павлоградського району

Місяць	м. Павлоград	м. Тернівка	м. Першотравенськ
Січень	370 970 м ³	154 268 м ³	118 384 м ³
Лютий	333 813 м ³	122 716 м ³	101 994 м ³
Березень	352 705 м ³	136 195 м ³	108 412 м ³
Квітень	338 209 м ³	112 200 м ³	90 321 м ³
Травень	323 657 м ³	127 388 м ³	105 367 м ³
Червень	315 819 м ³	133 078 м ³	100 208 м ³
Липень	328 763 м ³	145 039 м ³	108 087 м ³
Серпень	342 694 м ³	126 732 м ³	95 617 м ³
Вересень	333 903 м ³	129 245 м ³	89 968 м ³
Жовтень	316 732 м ³	143 071 м ³	99 558 м ³
Середні			
– за місяць	335 727 м ³ /міс.	120 722 м ³ /міс.	101 791 м ³ /міс.
– за добу	11 191 м ³ /добу	4 024 м ³ /добу	3 933 м ³ /добу

Таблиця 4.4 – Норми ДСанПіН 2.2. 4-171-10 [155]

Показник	Одиниця виміру	Значення
Водний показник	pH	6,5 – 8,5
Зважені речовини	мг/л	<0,5
Амоній	мг/л	<0,5
Нітрити	мг/л	<0,5
Нітрати	мг/л	<50,0
Сульфати	мг/л	<250
Хлориди	мг/л	<250
Фосфати	мг/л	<3,5
Залізо	мг/л	<0,2
Лужність	мг-екв/л	<6,5
Жорсткість	мг-екв/л	<7,0
Сухий залишок	мг/л	<1000
Нафтопродукти	мг/л	<0,1
Залишковий хлор	мг/л	<0,5

Тарифи на електроенергію, які діють у Дніпропетровській області для споживачів I класу напруги (більше 25 кВт), становлять 1,84 грн/кВт·ч. Вартість обладнання, реагентів і витратних матеріалів конвертовані в національну валюту в розрахунку курсу 1\$ США – 28,05 грн.

На даний час відомі такі методи опріснення: термальний, мембранний, хімічний і виморожування. Однак промислове застосування на практиці мають термальні й мембранні методи, які варто детально проаналізувати й вибрати один варіант для виконання попередньої техніко-економічної оцінки проекту.

Сутність **термального методу або дистиляції** полягає в тому, що морську воду нагрівають до кипіння й вихідну пару збирають і конденсують. Утворюється прісна вода – дистилят. Випарювати воду можна як при кипінні, так і без нього. В останньому випадку морську воду нагрівають при більш високому тиску, чим у камері випару, куди направляється вода. Для пароутворення використовується теплота, що знаходиться в самій випарюваній воді, яка при цьому охолоджується до температури насичення розсолу, що залишився. Якість конденсату, який отримуємо, визначається режимом кипіння і бризкоунесенням, які залежать від конструкції випарного апарата й режиму його роботи [141], [156].

Зворотний осмос (Reverse Osmosis RO) – процес оснований на використанні напівпроникних мембран, за допомогою яких досягається поділ розчину на розчинник і більш концентрований розчин. При опрісненні солоної води цим методом напівпроникна мембрана затримує солі й пропускає надчисту воду у вигляді пермеату.

У процесі використовуються мікропористі гідрофобні мембрани, непроникні для переносу рідкої води, у той час як водяна пара може проникати крізь них, маючи за рушійну силу різницю тиску пари між двома розчинами на границях розділення мембран, які виготовляються переважно з поліаміду або ацетату целюлози й випускаються у вигляді порожніх волокон або рулонів [154], [157].

Рушійною силою зворотного осмосу є надлишок гідравлічного тиску над осмотичним тиском розчину, що піддається знесоленню. Осмотичний тиск розчинів навіть при невеликих концентраціях солей достатньо великий. Тому для досягнення прийняттого ступеня опріснення солоної води зворотним осмосом застосовують високий робочий тиск 25 – 50 МПа [158].

Зазвичай система зворотного осмосу містить у собі наступні елементи: систему попередньої очистки, насос високого тиску, модуль з мембранами, систему посточистки (рис. 4.4).

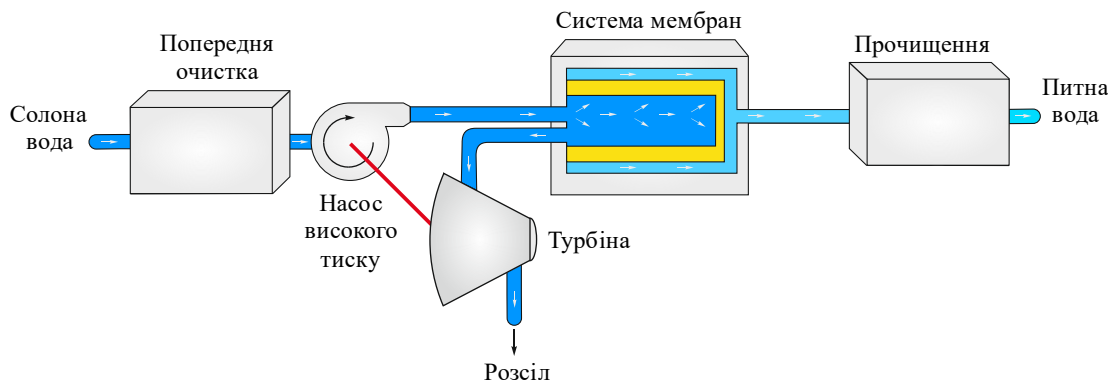


Рисунок 4.4 – Опріснювальна система зворотного осмосу

Завдяки модульній конструкції системи зворотного осмосу можуть працювати в широкому діапазоні потужностей. Великі опреснювальні заводи зворотного осмосу можуть складатися з сотень модулів. Звичайна максимальна продуктивність зворотноосмотичної установки може сягати до 128 тис. м³/добу [159].

Зворотний осмос має низку значних переваг порівняно з іншими технологіями опреснення води: відносно невисокі енерговитрати, установки конструктивно прості й компактні, робота їх може бути легко автоматизованою. Тому керування системою зворотного осмосу здійснюється у напівавтоматичному й автоматичному режимі. Проте дана технологія не позбавлена недоліків. Наприклад, є залежність від ефективності попередньої обробки води, питна вода з досить високим вмістом солі – близько 500 мг/м³ загального солевмісту, а також є підвищені експлуатаційні витрати через споживання супутніх хімікатів і необхідності заміни мембранних фільтрів [147], [160] – [163].

Як показує практика, на економічну доцільність опреснення впливають багато параметрів і в першу чергу такі як: вартість електроенергії, хімічний склад вихідної води, технологія опреснення та ін. Виходячи з аналізу світового досвіду промислового опреснення [140], [164] – [166], складені усереднені статті витрат на

підготовку води питної якості з морської води для різних технологій опріснень, які наведені в табл. 4.5.

Необхідно відзначити, що шахтна вода в 6 разів має менше солей. Це суттєво знизить витрати опріснення.

Таблиця 4.5 – Усереднені витрати отримання питної води різними технологіями опріснення

Технологія опріснення	Капітальні витрати, %	Витрати на електроенергію, %	Витрати на поточний ремонт і обслуговування, %	Витрати на заміну мембран, %	Витрати на персонал, %	Витрати на хімікати, %
Зворотний осмос (мембранний)	31	26	14	13	9	7
Багатоступінчате скипання (термальний)	42	41	8	0	7	2

Загальні витрати можна розділити на капітальні та експлуатаційні. Капітальні витрати містять у собі оренду землі, будівництво будівель і споруд, покупку обладнання, транспортні витрати та ін. До експлуатаційних варто віднести: технічне обслуговування і ремонт обладнання, заробітна плата персоналу, витрати на закупівлю хімічних реагентів та ін.

З наведених даних можна стверджувати, що в термальному методі багатоступінчастого скипання капітальні витрати й витрати на електроенергію вищі чим у зворотного осмосу, сумарно займаючи 83% у загальній структурі витрат.

Варто помітити, що витрати на опріснення значно знижуються, коли замість морської води використовується солонувата вода й збільшується продуктивність опріснювальної станції. Зміна вартості отримання питної води залежно від солонуватості вихідної води й продуктивності опріснювальної установки наведено в табл. 4.6.

Таблиця 4.6 – Вартість виробництва питної води з морської і солонуватої води

Продуктивність, м ³ /добу	Вартість, \$ США/м ³	
	морська вода	солонувата вода (шахтна)
3800	0,97	0,50
7600	0,70	0,27
19000	0,54	0,21
38000	0,50	0,17
57000	0,49	0,15

З аналізу наведених даних виходить, що кінцева вартість виробництва 1 м³ питної води з вихідної солонуватої в середньому на 35 – 40% нижче, ніж морської на опріснювальних станціях з однаковою продуктивністю.

Технологія зворотного осмосу характеризується більш низьким споживанням електроенергії порівняно з термальними технологіями опріснення. Тому собівартість отримання води питної якості, у більшості випадків нижче, ніж вартість води, що отримується за допомогою термальних технологій.

У табл. 4.7 наведено порівняльну вартість опріснення зворотним осмосом з термальними технологіями опріснення на основі аналізу [150] – [153], [167].

Таблиця 4.7 – Порівняльна вартість різних технологій опріснення

Технологія	Вихідна вода	Продуктивність, м ³ /добу	Вартість, \$/м ³
Зворотний осмос	солонувата	< 20	4,50 – 10,32
		20 – 1200	0,62 – 1,06
		40000 – 46000	0,21 – 0,43
Зворотний осмос	морська	< 100	1,20 – 15,00
		250 – 1000	1,00 – 3,14
		1000 – 4800	0,56 – 1,38
		15000 – 60000	0,38 – 1,30
		100000 – 320000	0,36 – 0,53
Багатоступінчасте скипання	морська	< 100	2,00 – 08,00
		12000 – 55000	0,76 – 1,20
		> 91000	0,42 – 0,81
Багатоступінчаста плівкова дистиляція	морська	23000 – 528 000	0,42 – 1,40
Парокомпресійна перегонка	морська	1000 – 1200	1,61 – 2,13

В усьому світі спостерігається зниження вартості опріснення для виробництва питної води. У найближчі роки очікується, що вартість опрісненої води (особливо солонуватої) буде менше вартості будь-яких інших традиційних технологій водопідготовки. Через постійне вдосконалювання технологій опріснення вартість

отримання води питної якості буде щорічно знижуватися на 4 – 5%. Далі наведемо приклади виробництва 1 м³ опрісненої води в різних країнах світу:

– у Мальті, де 70% від загального споживання води припадає на опріснення, вартість варіюється від 0,30 \$/м³ до 0,45 \$/м³;

– у Кіпрі за останні 10 років було побудовано три опріснювальних заводи. Середня вартість водопідготовки варіюється від 0,45 \$/м³ до 0,54 \$/м³;

– в Ізраїлі вартість опріснення води на заводі Ashkelon становить близько 0,50 \$/м³. Питну воду отримують шляхом опріснення морської води (48%), опрісненої солонуватої води (45%) і очистки стічних вод (7%);

– на Сході Австралії, для районів з дуже низьким рівнем водопостачання подається опріснена вода. Середня вартість опріснення становить 0,33 – 0,42 \$/м³;

– у Греції, особливо в туристичних регіонах, розташовані установки зворотного осмосу. Сьогодні середня вартість виробництва питної води за такою технологією становить 0,60 – 0,70 \$/м³. Вартість виробництва при використанні солонуватої води становить від 0,3 \$/м³ до 0,4 \$/м³ залежно від концентрації сухого залишку у вихідній воді й умов експлуатації;

– у Каліфорнії працює більше 20 опріснювальних установок, сумарною потужністю 2,6 млн м³/добу. Наприклад, одна з них – Carlsbad з продуктивністю 190 тис. м³/добу має вартість виробництва води 0,50 \$/м³.

У цілому вартість опріснення 1 м³ води зворотним осмосом на заводах, які вводяться в експлуатацію в цей час нижче на 30 – 35% порівняно з тими, які будувались 15 – 20 років тому. Такі зміни пояснюються не тільки швидким розвитком технології опріснення, але й зниженням витрат за рахунок збільшення потужності установок.

На підставі проведеного аналізу промислових методів опріснення високомінералізованих вод складено їх порівняльну характеристику (табл. 4.8).

Підсумовуючи аналіз технологій опріснення і методів отримання питної води можна зробити висновок.

Термічні установки опріснення вимагають більший обсяг інвестицій порівняно з установками, що використовують метод зворотного осмосу. Для їх роботи потрібна наявність зовнішнього джерела пари й більших об'ємів

охолоджуваної води. Тому проєктуються термічні установки опріснення найчастіше в комплексі з електростанціями й поблизу великих промислових об'єктів.

Установки зворотного осмосу – це реальний прорив у проблемі отримання питної води шляхом опріснення. Установки масштабуються за модульним принципом. Можна спроектувати установку практично з будь-якою продуктивністю від кілька сотень літрів за добу для індивідуальних потреб до сотні тисяч літрів на добу для великих міст.

Таблиця 4.8 – Порівняльна характеристика промислових методів опріснення високомінералізованих вод

Параметри	Зворотний осмос	Термальний метод
Фізико-хімічний принцип	Мембранна дифузія	Термальний випар і конденсація
Споживання енергії (з урахуванням споживання допоміжних пристроїв)	3,5 – 4,5 кВт·г/м ³	40 – 120 кВт·г/м ³
Споживання теплової енергії	–	50 – 110
Якість води (вміст солей мг/л)	230 – 350	від 1 до 50
Середня продуктивність одного модуля опріснення	6000 – 24000 м ³ /день	120000 м ³ /день
Основні пристрої	Насоси, мембрани	Насоси, клапана, вакуумні установки
Загальна вартість	Низька	Висока
Рівень автоматизації виробництв	Високий	Високий
Вимоги до технічного обслуговування	Високі	Середні
Вимоги до займаної площі	Низькі	Середні

Виконані дослідження хімічного складу води шахти ім. М.І. Сташкова, світового досвіду опріснення високомінералізованих вод, технологій і методів отримання питної води дозволив сформулювати наступні висновки:

1. Світова практика опріснення високомінералізованих вод щорічно збільшується і на цей час сягає 126 млн м³/добу. Лідируючими країнами за обсягами виробництва опрісненої води є країни Близького Сходу (55% від загальносвітового виробництва). В усьому світі налічується близько 21 000 промислових об'єктів з опріснення морської і солонуватої води, при цьому кількість нових проєктів, що вводяться в експлуатацію, продовжує зростати.

2. Установлено, що на даний час до 60% води, що опріснюється, і виробляється у світі із застосуванням технології зворотного осмосу. Сучасні промислові установки зворотного осмосу дозволяють опріснити щодоби більше 500 тис. м³ води, при цьому щорічно збільшуються виробничі потужності технологічних ліній водопідготовки на 4,5%, що говорить про високу ефективність і перспективність даного методу.

3. Вибір технології опріснення залежить від багатьох впливних факторів і в першу чергу від якості вихідної мінералізованої води, необхідних об'ємів водоспоживання, витрат електроенергії, яка затрачується на роботу опріснювальної станції. Досвід експлуатації демінералізованих установок за кордоном показує, що термічні способи демінералізації використовуються на великомасштабних об'єктах продуктивністю понад 50 тис. м³/добу і з мінералізацією вихідної води більше 15 г/дм³.

4. Термічні опріснювальні станції в загальному світовому ринку опріснення займають 35,1%. Менша частка на ринку пояснюється високими капітальними й експлуатаційними витратами, порівняно з іншими технологіями опріснення. Установки термічного опріснення вигідні лише тоді, коли проектується як складова частина великих промислових об'єктів, де є тепло, необхідне для виробництва пари.

5. Рівень сучасного розвитку опріснювальної техніки дозволяє очистити до необхідних вимог будь-яку вихідну воду із прийнятною собівартістю, що найчастіше нижче традиційних методів очистки й перекачування води. В розвинених країнах світу середня собівартість опріснення 1 м³ знаходиться в межах від 0,5 \$ США до 1,0 \$ США, а мінімальна становить 0,13 \$ США (Сінгапур).

6. Установлено, що чим більший вміст солей у вихідній воді, тим вищий необхідний ступінь очистки на виході, і тим більші витрати енергії. Наприклад, собівартість виробництва 1 м³ питної води з вихідної солонуватої в середньому на 35 – 40% нижча, ніж морської води на опріснювальних станціях з однаковою продуктивністю.

7. Таким чином, вивчивши світовий досвід опріснення можна стверджувати, що найбільш прийнятним методом опріснення води шахти ім. М.І. Сташкова є зворотний осмос, що має найменші витрати порівняно з іншими методами й при цьому забезпечує високий ступінь чистоти води.

8. Проаналізувавши хімічний склад вихідних вод світових опріснювальних заводів, які використовують метод зворотного осмосу, й порівнявши їх з водою шахти ім. М.І. Сташкова можна констатувати, що вода шахти має ступінь мінералізації в 6 разів нижче (табл. 4.9). Отже і витрати на її опріснення будуть нижчими. Це дає підставу нам стверджувати, що собівартість отримання 1 м³ води питної якості шляхом очистки й знесолення шахтної води буде не дорожче 1 \$США.

Таблиця 4.9 – Порівняння мінералізації вихідної води світових опріснювальних заводів і води шахти ім. М.І. Сташкова

Показник	Одиниця вимірів	Опріснювальний завод			Шахта ім. М.І. Сташкова
		Fujairah (ОАЕ)	Tampa bay (США)	Dagangxinquan (Китай)	
Кальцій	мг/л	450	400	412	290
Калій	мг/л	320	380	390	210
Магній	мг/л	1340	1262	1311	171
Сульфати	мг/л	3200	2650	2650	406
Хлориди	мг/л	20180	18980	19500	3075
Фосфати	мг/л	0,7	0,7	0,4	0,08
Залізо	мг/л	0,5	0,4	0,3	0,62
Сухий залишок	мг/л	36590	34483	32200	5762

4.3 Аналіз та обґрунтування способу переробки відходів опріснення шахтної води з отриманням товарної продукції

Для проведення досліджень було відібрано 5 проб води загальною ємністю 2 л. Відбір проб здійснювався безпосередньо із шахтного водозабору горизонту 225 м, що є центральним водозбірником і накопичувачем вод підземних гірничих виробок шахти ім. М.І. Сташкова перед видачею по трубопроводу на поверхню у водовідстійник.

Дослідження аналізу сухого залишку відібраних проб шахтної води

проводилися в лабораторії фізико-хімічних методів досліджень НТУ «Дніпровська політехніка». Величина сухого залишку визначалася відповідно до стандартизованої державної методики ДСТУ 7525:2014. Хімічний аналіз сухого залишку виконаний на спектрометрі Elva (рис. 4.5), що занесений у Державні реєстри засобів вимірювальної техніки України.

Отримано наступні результати досліджень:

- маса чашки для випарювання до початку процесу випарювання – 261,09 г;
- маса проби води до випарювання – 1868 г;
- маса чашки із сухим осадом після випарювання – 265,30 г;
- маса сухого осаду після випарювання – 4,21 г.

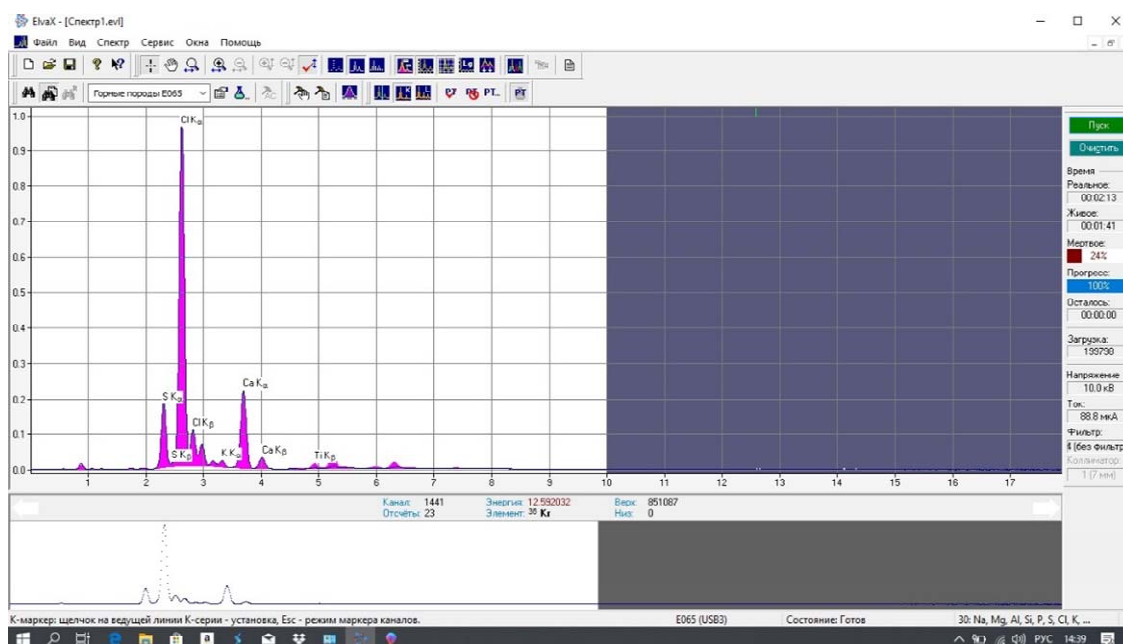


Рисунок 4.5 – Спектральний аналіз елементного складу сухого залишку води шахти ім. М.І. Сташкова

Хімічний аналіз сухого осаду виконаний шляхом вимірювання спектрів випромінювання й поглинання іонів і молекул речовини на спектрометрі (табл. 4.10).

У результаті проведеного спектрального аналізу отримана якісна й кількісна оцінка складу сухого залишку, що представлений наступними хімічними елементами. В 1869 г води міститься осаду 4,21 г, з них: Cl – 2,34 г (55,7%); CaO –

1,04 г (24,7%); Na – 0,626 г (14,9%); Mg – 0,09 г (2,2%); S – 0,058 г (1,4%).

Таблиця 4.10 – Хімічний аналіз сухого залишку води шахти ім. М.І. Сташкова

Ат. номер	Елемент	Серія	Інтенсивність	Концентрація
17	Cl	K	6535358	55,690 ± 0,254%
20	Ca	K	1590651	24,753 ± 0,118%
11	Na	K	5186	14,873 ± 1,662%
12	Mg	K	6929	2,183 ± 0,174%
16	S	K	1124698	1,373 ± 0,007%
14	Si ₂	K	12877	0,414 ± 0,019%
13	Al ₂ O ₃	K	4769	0,374 ± 0,041%
19	K ₂ O	K	12782	0,311 ± 0,047%
28	Ni	K	2836	0,007 ± 0,003%
26	Fe ₂ O ₃	K	1469	0,005 ± 0,004%
25	Mn	K	1612	0,005 ± 0,003%
30	Zn	K	1330	0,005 ± 0,003%
22	Ti ₂	K	463	0,003 ± 0,005%
27	Co ₃ O ₄	K	897	0,003 ± 0,003%
56	Ba	L	0	< 0,008%
23	V ₂ O ₅	K	0	< 0,004%
24	Cr ₂ O ₃	K	0	< 0,004%
15	P ₂ O ₅	K	0	< 0,002%
29	Cu	K	0	< 0,002%
82	Pb		0	< 0,001%
51	Sb ₂ O ₃		0	< 0,001%
50	Sn ₂		0	< 0,001%
48	Cd		0	< 0,001%
42	Mo ₃		0	< 0,001%
40	Zr ₂		0	< 0,001%
39	Y ₂ O ₃		0	< 0,001%
38	Sr		0	< 0,001%
37	Rb ₂ O		0	< 0,001%
33	As ₂ O ₃		0	< 0,001%
31	Ga ₂ O ₃		0	< 0,001%

Інші компоненти сухого залишку представлені оксидами кремнію, алюмінію, заліза, магнію та ін. Їх вміст досить незначний і не перевищує 0,008%. Всі елементи знаходяться у вигляді розчинних хлоридних солей.

Таким чином, особливу увагу слід звернути на головні діючі речовини, що знаходяться в сухому залишку, такі як хлор (Cl), кальцій (Ca) і натрій (Na).

Перейдемо до кількісної оцінки хімічних речовин:

В 1 л – міститься 2,25 г сухого залишку (Cl – 1,25 г; Ca – 0,55 г; Na – 0,33 г).

В 1 м^3 – відповідно 2250 г сухого залишку (Cl – 1250 г; Ca – 550 г; Na – 330 г).

Враховуючи середньодобовий об'єм відкачуваних вод шахти ім. М.І. Сташкова в $30\,000 \text{ м}^3$, отримуємо, – за добу утворюється 67,5 т сухих відходів опріснення, які представлені сумішшю хлориду кальцію (CaCl) і хлориду натрію (NaCl) у наступному співвідношенні: 42 т – CaCl; 25,5 т – NaCl.

З огляду на те, що хімічний аналіз води шахти ім. М.І. Сташкова, виконаний регіональним управлінням з водопостачання й очищення каналізаційних стоків шахт ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» (див. табл. 4.2), відповідає за якісним складом хімічних речовин виконаним нами дослідженням, а за кількістю в 2,8 рази вище, тому в подальших розрахунках ми використовуємо більш важке навантаження на навколишнє середовище з вмістом в 1 м^3 близько 6 кг сухого залишку.

Основним способом зниження кількості хлоридних відходів є їх переробка з отриманням товарних продуктів [168], [169]. Тому, виходячи з хімічного складу води шахти ім. М.І. Сташкова, одним з перспективних способів утилізації відходів опріснення може бути її використання як сировини для отримання високоякісного хімічно обложеного карбонату кальцію (CaCO_3), що знайшов широке застосування в багатьох галузях промисловості: харчовій, медичній, косметичній, гумовотехнічній, кабельній, паперовій, лакофарбовій, хімічній, у виробництві пластмас і полімерів, у сільському господарстві, будівництві та ін. [168].

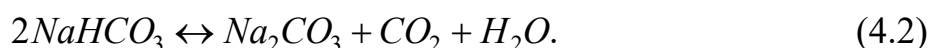
У зв'язку зі зростаючою потребою в даному продукті підвищуються вимоги до якості карбонату кальцію, що отримують в основному карбонізацією вапняного молока. В силу природних властивостей використовуваної сировини цей спосіб не дає можливості поліпшити основні показники якості продукту – залишкову вільну лужність, дисперсність і насипну щільність. Проблема може бути вирішена, якщо за джерело кальцієвих іонів використовувати розчини добре розчинних солей кальцію, яким може стати відходи опріснення шахти ім. М.І. Сташкова.

Оптимальним з технологічної точки зору способом отримання високоякісного синтетичного карбонату кальцію є осадження його з відходів опріснення води за допомогою розчину карбонату натрію.

Тому основною пропозицією в технологічній схемі утилізації відходів опріснення є поєднання процесу: частину для отримання карбонату кальцію, а іншу – для переробки соди (NaHCO_3) і бікарбонату.

Крім того, вельми актуальним є використання хлориду NaCl для виробництва харчової соди NaHCO_3 . Технологічна схема отримання харчової соди достатньо проста й загальновідома [170] – [173].

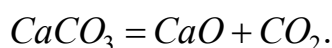
Хімічні реакції, що протікають при отриманні соди за аміачним способом, можуть бути виражені наступними сумарними рівняннями



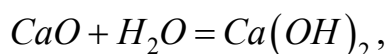
Оборотна реакція (4.1) при невисоких температурах (близько 30°) протікає в бажаному напрямку, тобто ліворуч праворуч; при температурі близько 70° і вище реакція йде у зворотному напрямку. Реакція (4.2) також оборотна: ліворуч праворуч вона йде при високих температурах, але на холоді можливе поглинання кальцинованою содою двоокису вуглецю і води з утворенням двовуглекислої соди.

Необхідний для процесу двоокис вуглецю виходить випалом вапняку або крейди; використовується також двоокис вуглецю, що утворюється при прожарюванні NaHCO_3 (4.2).

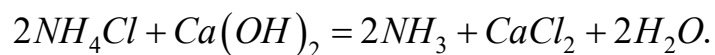
Випал вапняку або крейди виконується в безперервно діючих вапняно-випалювальних (вапняних) печах:



Вапно, отримане поряд із двоокисом вуглецю, при дії на нього надлишку води перетворюється у вапняне молоко



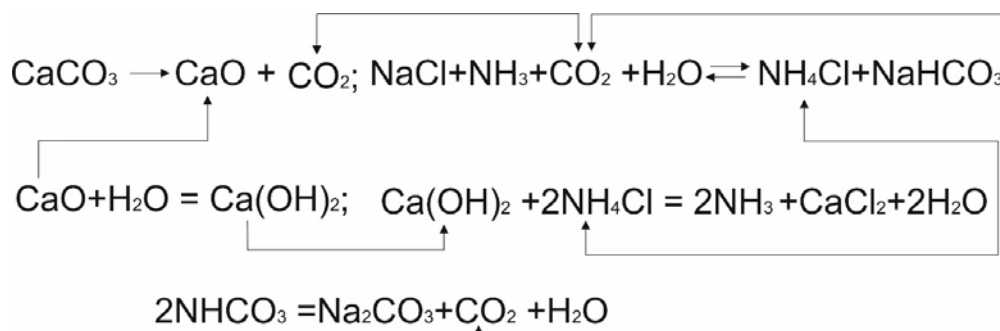
яке використовують для регенерації аміаку з розчину хлористого амонію



Регенований аміак вертається в процес.

Таким чином, вихідною сировиною для виробництва соди за аміачним способом слугують природні або штучні концентровані розчини повареної солі й вапняк (або крейда). Аміак, що знаходиться увесь час у круговороті, теоретично не витрачається. Практично неминучі невеликі втрати аміаку компенсуються уведенням у процес відповідних кількостей 18 – 20%-ї аміачної води.

Взаємний зв'язок між окремими стадіями аміачно-содового процесу можна представити наступною схемою



Переробка відходів опріснення для отримання харчової соди досить актуальна, оскільки її виробництво в Україні припинено в 2009 році. Єдиний в Україні цех з її виробництва ВАТ «Лисичанська сода» був зупинений через фінансові проблеми підприємства. Попит на внутрішньому ринку покривається імпортною продукцією, в основному виробництва Росії й Туреччини. Ємність внутрішнього ринку оцінюється в 10 тис. т харчової соди.

Харчова сода використовується в багатьох галузях економіки. У харчовій промисловості (розпушувач тіста, пекарський порошок), у хімічній промисловості (виробництво барвників, пінопластів, фтористих реактивів); у виробництві сучасних, екологічно безпечних товарів побутової хімії (пральних порошків, різних чистих засобів), у косметології (виробництво солей для ванн). Крім того, харчова сода активно використовується в медицині й фармакології для виробництва різних антисептиків. У сільському господарстві – для

кормовиробництва, а сміттєпереробні підприємства використовують її в системах очистки димових газів.

Таким чином, при реалізації безвідхідної технології опріснення води шахти ім. М.І. Сташкова й переробки її відходів, за добу можна отримувати близько 60 т харчової соди та 120 т карбїду кальцію.

Якщо врахувати, що щодоби утворюється до 6300 м³ рідких відходів у процесі опріснення шахтної води й кількість затрачуваної електроенергії на роботу випарного апарата (з досвіду експлуатації багатостадійних випарних апаратів 22 кВт/м³), виходить, що прибуток від реалізації продуктів опріснення покриває експлуатаційні витрати процесу утилізації.

4.4 Техніко-економічне обґрунтування ефективності опріснення води з шахти ім. М.І. Сташкова та переробка її відходів

У представленому розділі виконана оцінка доцільності проекту опріснювальної станції шахтних вод на базі запланованої до ліквідації шахти ім. М.І. Сташкова. Для оцінки проекту використані вихідні дані хімічного складу води й характеристики джерела водозабору.

Шахтні води формуються за рахунок підземних і поверхневих вод, що проникають у підземні гірничі виробки й характеризуються підвищеним солевмістом і бактеріальним забрудненням. Виходячи з аналізу вихідної води й вимог, які пред'являються до якості підготовленої води, прийнято узагальнену схему очистки й спеціальної підготовки шахтної води з використанням шести ступенів очистки:

1. Попереднє хлорування – знезаражування води й окислювання розчиненого заліза та органічних домішок.
2. Попередня фільтрація – видалення механічних домішок з розмірами часток понад 100 мкм.
3. Фільтрація через шар кварцового піску – видалення механічних домішок з розмірами часток менше 100 мкм і суспензій.

4. Фільтрація через шар активованого вугілля – видалення нафтопродуктів і розчинених органічних сполук.

5. Знесолення води методом зворотного осмосу – видалення розчинених солей, органічних сполук, мікроорганізмів.

6. Вторинне хлорування – забезпечення мікробіологічної чистоти підготовленої води.

Пропонується узагальнена технологічна схема процесу підготовки води, що включає наступне обладнання:

- станція дозування гіпохлориту натрію;
- накопичувальна ємність $V = 2000 \text{ м}^3$;
- насоси подачі води Grundfos NB 100-200/181;
- автоматичні сітчасті фільтри Filtomat M108LP;
- станція змішувач;
- станція дозування коагулянту;
- станція корекції рН;
- самопромивні піщані фільтри DynaSand DS5000 AD, $Q = 200 \text{ м}^3/\text{годину}$;
- тонкошаровий відстійник (опція);
- накопичувальна ємність $V = 500 \text{ м}^3$;
- насоси подачі води Grundfos NB 100-200/170;
- фільтри з активованим вугіллям LWT-CF-3000;
- станція дозування антискаланта;
- установка зворотного осмосу $Q = 500 \text{ м}^3/\text{годину}$;
- станція дозування гіпохлориту натрію;
- накопичувальна ємність чистої води, $V = 500 \text{ м}^3$.

Технічні характеристики обладнання. Основне обладнання станції очистки вибрано в кращих світових виробників. Система керування підготовки води являє собою автоматизований технологічний комплекс, побудований на базі мікропроцесорної техніки Allen-Bradley SLS 5/05.

Для видалення механічних домішок з розмірами часток понад 100 мкм передбачені самопромивні сітчасті фільтри Filtomat M108LP.

Видалення дрібнодисперсних механічних забруднень і суспензій виконується за допомогою фільтрів з шаром піску, що рухається, DynaSand виробництва компанії Nordic Water.

Фільтрація через шар активованого вугілля виконується через три фільтри LWT-CF-3000.

Після попереднього знезаражування й очищення вода надходить на установки зворотного осмосу.

У пропонованій схемі одночасно використовується три установки зворотного осмосу LWT-RO-50000 з можливістю регенераційних промивань. Продуктивність кожної установки становить 500 м³/годину.

Реагенти й видаткові матеріали. У процесі водопідготовки використовуються реагенти постійного дозування і періодичного використання.

Реагенти постійного дозування:

- гіпохлорит натрію марки А;
- кислота сірчана;
- коагулянт Полвак – 68;
- антискалант Hupersperse MDS220;

Реагенти періодичного використання застосовуються 1 раз в 3 місяці для регенераційного промивання мембран зворотноосмотичних установок:

- Kleen MCT 403 – для видалення неорганічних опадів, таких як карбонати й сульфати кальцію і магнію, гідроокису заліза й алюмінію;
- Kleen MCT 411 – для видалення органічних забруднень, вміщуючих біологічні й глинисті речовини, з'єднання кремнію, гумінових і фульвокислот;
- Kleen MCT 442 – для видалення біоплівки;
- Biomate MBC 2881E – для біоцидної обробки мембран.

У процесі експлуатації системи водопідготовки необхідно здійснювати періодичну заміну деяких елементів (табл. 4.11).

Для виконання техніко-економічного обґрунтування використовували загально визнані методики розрахунку собівартості опріснення води, що включають у себе розрахунок робочої поверхні мембран, ступінь концентрування

на щаблі зворотного осмосу, вибір апарата, розрахунок гідравлічного опору, розрахунок концентраційної поляризації, вибір насоса, необхідного робочого тиску, кількості хімічних реагентів, кількості затрачуваної енергії на роботу опріснювальної станції та ін.

Таблиця 4.11 – Періодичність заміни елементів системи очистки й опріснення шахтної води

Найменування	Одиниця виміру	Кількість	Періодичність заміни, рік
Картридж GX-05-40 (у картриджних фільтрах бар'єрної фільтрації перед установками зворотного осмосу)	шт.	670	0,08
Silcarbon S835 (активоване вугілля)	шт.	27 477	1
Desal АК-400 (мембрани установок зворотного осмосу)	шт.	550	4
Пісок для фільтрів DynaSand	шт.	5160000	8

Автором запропонована узагальнена технологічна схема процесу підготовки води, що забезпечує високе очищення й опріснення шахтної води до норм якості ДСанПіН 2.2. 4-171-10 «Гігієнічні вимоги до води питної, призначеної для споживання людиною», що дозволить використовувати їх як централізоване джерело для водопостачання.

Представлені дані техніко-економічного обґрунтування (табл. 4.12) дозволяють зробити висновок, що води шахти ім. М.І. Сташкова після відповідної очистки цілком придатні для підготовки води питної якості, при цьому ціна реалізованого 1 м³ становить 0,95 \$ США (нижче на 28% існуючого тарифу на воду в Павлоградському районі).

Очищення і демінералізація шахтної води до рівня питної є економічно вигідним рішенням. Собівартість шахтної води, що опріснюється, значно нижча чинних тарифів на воду в Павлоградському районі, при цьому вода буде повністю задовольняти вимогам стандартам і нормативним документам для мети водопостачання населення.

Реалізація проєкту з очистки й знесолення води шахти ім. М.І. Сташкова дозволить виключити проблему із забезпечення водою населення в містах

Павлоградського району, яка виникла, й перейти на власне централізоване джерело питного водопостачання.

Таблиця 4.12 – Техніко-економічні показники станції опріснення шахтних вод

№ з/п	Найменування показника	Одиниця виміру	Значення
1	Витрата води, що подається споживачам		
	– добова	м ³	21 000
	– річна	тис. м ³	7 560
2	Витрата води для власних потреб		
	– доба	м ³	2 700
	– річна	тис. м ³	972
	– скидання концентрату добове	м ³	6 300
3	Електропостачання		
	– загальна встановлена потужність	кВт	2100
	– встановлена потужність одночасно працюючих струмоприймачів	кВт	1890
	– річна витрата електроенергії	тис. кВт·г	11 772,6
4	Кошторисна вартість і строки будівництва		
	– капітальні вкладення	тис. \$США	25 780,4
	– у т.ч. вартість основного технологічного обладнання	тис. \$США	22 885,5
5	Чисельність працівників	чол.	60
	– робітників	чол.	48
	– ІТР	чол.	12
6	Річні витрати з очистки води:	тис. \$США	1 960,1
	– допоміжні матеріали й послуги виробничого характеру	тис. \$США	643,5
	– електроенергія	тис. \$США	900,7
	– опалення	тис. \$США	19,3
	– заробітна плата	тис. \$США	287,4
	– нарахування на зарплату	тис. \$США	109,2
7	Собівартість 1 м ³ очищеної води	\$США	0,26
8	Ціна 1 м ³ реалізованої води (з ПДВ)	\$США	0,95
9	Вартість реалізованої води	тис. \$США	7 182,0
10	Балансовий прибуток від реалізації	тис. \$США	3 780,0
11	Період окупності капітальних вкладень	років	6,8

Суттєвою вигодою проєкту буде можливість впровадження отриманих результатів у технічні завдання з ліквідації нерентабельних шахт Західного Донбасу та інших вугледобувних регіонів Європи. Їх впровадження дозволить використовувати шахтні води, розглянуті раніше на стадії ліквідації як негативний фактор, як джерело потенційного водопостачання, а також зберегти частину робочих місць після закриття вугледобувних підприємств.

У представленому розділі виконана техніко-економічна оцінка ефективності експлуатації комплексу з переробки відходів опріснення шахтної води. Відходом опріснення слугує концентрований розсіл, отриманий у результаті роботи зворотноосмотичної станції очистки й підготовки води шахти ім. М.І. Сташкова. Основні показники концентрації розсолу, отриманого після процесу зворотного осмосу шахтної води, представлені в табл. 4.13.

Таблиця 4.13 – Основні показники концентрації розсолу, отриманого після зворотноосмотичної станції очистки й підготовки води шахти ім. М.І. Сташкова

Показник	Одиниця виміру	Значення	
		вихідна вода	концентрат після ЗО
Водний показник	pH	7,3	8,1
Зважені речовини		12,0	<0,5
Амоній	мг/л	0,32	1,14
Нітрити	мг/л	0,04	1,80
Нітрати	мг/л	0,5	3,10
Сульфати	мг/л	406,0	1820,0
Хлориди	мг/л	3075,0	8174,0
Фосфати	мг/л	0,08	0,3
Залізо	мг/л	0,62	0,02
Лужність	мг-екв/л	6,20	23,3
Жорсткість	мг-екв/л	28,5	90,8
Сухий залишок	мг/л	5762,0	17891,0
Нафтопродукти	мг/л	0,6	<0,1
Залишковий хлор	мг/л	–	–

Станція опріснення розрахована на очищення і підготовку 30 000 м³/добу води. Загальний об'єм утворення рідких відходів опріснення становить до 6 300 м³/добу.

Проведені дослідження аналізу сухого залишку відібраних проб шахтної води показали, що основними його компонентами є солі кальцію (67%) і натрію (22%). Зіставивши отримані результати лабораторного аналізу з результатами аналітичного контролю шахтної води №108 шахти ім. М.І. Сташкова (табл. 4.2) отримуємо за добу до **180 т сухих відходів опріснення.**

На підставі кількісного і якісного аналізу відходів очистки шахтної води, способів утилізації та їх переробки з метою отримання товарної продукції, прийнятий найбільш прийнятний **метод багатостадійного випарювання з**

використанням адіабатичних випарників з наступною кристалізацією хлоридів кальцію і натрію. Надалі представлені хімічні компоненти можуть слугувати сировиною для виробництва карбонату кальцію і харчової соди загальновідомими способами, які докладно викладені вище.

Таким чином, переробка концентрованого розсолу виконується в наступній послідовності:

1. Підігрів розсолу в підігрівнику до 120 °С.
2. Кристалізація хлориду кальцію.
3. Фільтрація розчину на піщаних фільтрах.
4. Випарювання розчину у випарних камерах (6 стадій).
5. Регенерація солі.
6. Сепарація і сушіння солі.

Пропонується узагальнена технологічна схема процесу переробки розсолу, що включає наступне обладнання: адіабатичний випарник рідини Abatigo АВТ с робочим тиском $P = 1,2$ МПа; конденсатор-підігрівник OPEX EnergySystems 12X18H10T з робочим тиском у міжтрубному просторі $P = 1,6$ МПа; конденсатори тепловідвідної ступені YORK YIA; підігрівник розсолу NIBE™ F1345; випарні камери об'ємом $V = 20$ м³; кристалізатор хлориду кальцію ВМА VKT з площею поверхні, що гріє, $S = 217$ м²; піщані фільтри Nereх 4DCL продуктивністю до 630 м³/годину; сепаратори солі ЕП-100; млин; установки сушіння Mongensen; камера відстійник; насоси-дозатори ETATRON; камера промивання; накопичувальна ємність $V = 500$ м³.

Захист обладнання від швидкості утворення внутрішньої корозії виконується екологічно чистим інгібітором марки "ADVAGuard-750".

Періодично, у міру погіршення теплотехнічних характеристик, у випарному апараті необхідно проводити промивання, з метою очищення теплообмінної поверхні від накипу. Для цього апарат заповнюється промивним розчином і включається його циркуляційний насос. Промивний розчин використовується кілька разів і потім переробляється на установці разом з вихідним розчином.

Кінцевими продуктами переробки відходів опріснення є знесолена вода, що містить до 100,0 мг/л домішок, і відповідає вимогам питної якості та кристалічний осад солей Ca і Na.

Технологічна схема комплексу опріснення води й утилізації відходів шахти ім. М.І. Сташкова зображена на рис. 4.6.

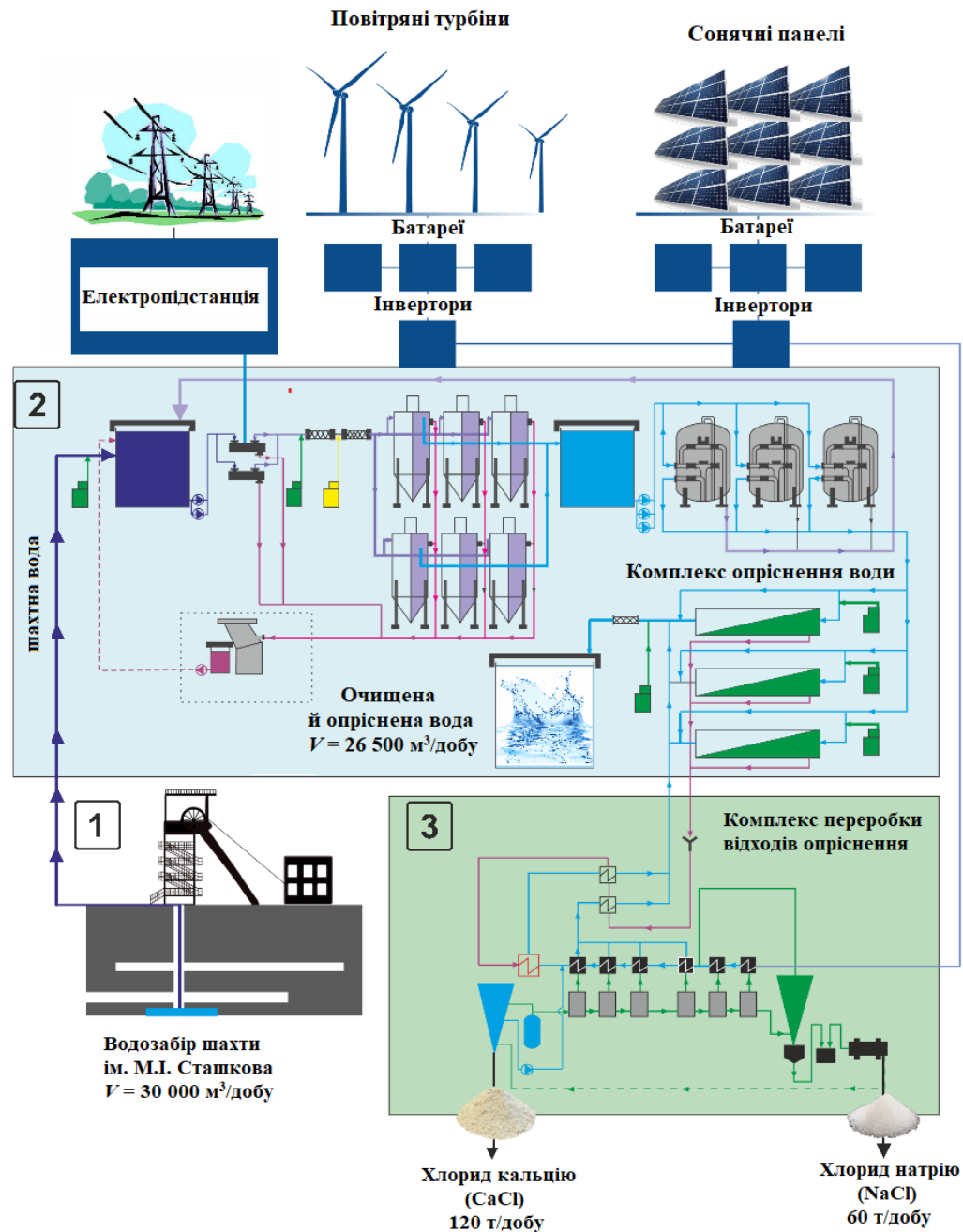


Рисунок 4.6 – Обґрунтована й прийнята технологічна схема комплексу опріснення води й утилізації відходів шахти ім. М.І. Сташкова: 1 – шахтний поверхневий комплекс; 2 – комплекс опріснення продуктивністю 30 тис. $\text{м}^3/\text{добу}$; 3 – комплекс переробки відходів опріснення розсолу продуктивністю 8 тис. $\text{м}^3/\text{добу}$

Для виконання техніко-економічного обґрунтування використовували загально визнані методики розрахунку собівартості багатостадійного випарювання розсолів з використанням адіабатичних випарників і наступною кристалізацією речовин, отримання вторинної сировини і його попиту на промисловому ринку (табл. 4.14).

Таблиця 4.14 – Техніко-економічні показники комплексу переробки відходів опріснення води шахти ім. М.І. Сташкова

№ з/п	Найменування показників	Одиниці виміру	Значення
1	Кількість водяного розчину для переробки		
	– добова	м ³	6 300
	– річна	тис. м ³	1 890
2	Електропостачання		
	– загальна встановлена потужність	кВт	1050
	– річна витрата електроенергії	кВт·г	5 886,3
3	Кошторисна вартість		
	– капітальні вкладення	тис. \$США	14 805
	– у т.ч. вартість основного технологічного обладнання	тис. \$США	11 840
4	Чисельність працівників	чл.	45
	– робітників		38
	– ІТР		7
5	Річні витрати з переробки відходів	тис. \$США	980,0
	– допоміжні матеріали й послуги виробничого характеру		360,4
	– електроенергія		450
	– заробітна плата		139
	– нарахування на зарплату		30,6
7	Собівартість 1 т карбонату кальцію	тис. \$США	1,5
	– ціна 1 т реалізованого карбонату кальцію		1,66
	– вартість реалізації карбонату кальцію за добу		200
9	Собівартість 1 т харчової соди	тис. \$США	0,562
	– ціна 1 т реалізованої харчової соди		0,625
	– вартість реалізації харчової соди за добу		37,5
10	Собівартість реалізованої води з комплексу переробки відходів	тис. \$США	0,65
	– ціна 1 м ³ реалізованої води		0,95
	– вартість реалізації води за добу		5,5
11	Балансовий прибуток від реалізації на рік	тис. \$США	7 290
12	Період окупності капітальних вкладень	роки	2,16

4.5 Висновки до розділу

1. Установлено, що в результаті опріснення шахтної води утвориться концентрований водний розсіл, який містить в основному хлориди кальцію і

натрію у кількості 6,3 тис. м³/добу.

2. При випарюванні концентрованого розсолу щодоби виходить близько 180 т сухого залишку, в основному хлоридів кальцію і натрію.

3. Обґрунтовано й рекомендовано технологічну схему комплексу переробки розсолу опріснення методом багатостадійного випарювання з використанням адіабатичних випарників і наступною кристалізацією хлоридів кальцію і натрію, загальною продуктивністю 8 тис. м³/добу.

4. Установлено, що компоненти сухого залишку досить сприятливі для отримання вторинної сировини – карбонату кальцію і харчової соди, відповідно в кількості 120 і 60 т/добу, які є дефіцитними продуктами на промисловому ринку харчової, медичної, косметичної, гумовотехнічної, кабельної, паперової, лакофарбової, хімічної, будівельної, у виробництві пластмас, полімерів і в сільському господарстві.

5. Капітальні вкладення на будівництво комплексу переробки відходів опріснення становлять 14,8 млн \$ США, у т.ч. вартість основного технологічного обладнання випарювання – 11,8 млн \$ США.

6. Реалізація потенційної вторинної сировини карбонату кальцію і харчової соди дасть додатковий прибуток у сумі 7,2 млн \$ США на рік і знизить строк окупності комплексу переробки відходів опріснення шахтної води до 2,1 років.

7. Значною вигодою проєкту буде можливість впровадження результатів у технічні завдання з ліквідації нерентабельних шахт Західного Донбасу та інших вугледобувних регіонів Європи. Їх впровадження дозволить використовувати шахтні води, що розглянуті раніше на стадії ліквідації як негативний фактор, за джерело потенційного водопостачання і вартісних сировинних ресурсів, а також створити додатково 105 робочих місць.

ЗАКЛЮЧНІ ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науково-дослідною роботою, в якій вирішена актуальна наукова задача, що полягає у встановленні закономірностей впливу геомеханічного показника H/R на процес розвитку зміщень у виробках поза зоною впливу очисних робіт з фіксацією періоду їх стабілізації при згасанні повзучості деформацій літотипів вуглевмісної товщі, а також гідромеханічних процесів нелінійного зменшення проникності навантаженого породного контуру гідростатичного розвантаження водовмісних порід і фільтруючого кріплення. Встановлені закономірності лягли в основу розробки методики і рекомендацій з погашення гірничих виробок і регулювання процесів затоплення при закритті вугільних шахт.

Основні наукові результати і висновки, отримані при виконанні роботи, полягають у наступному:

1. Досліджено згасаючу повзучість деформацій порід вуглевмісної товщі, яка описується ступеневим зв'язком кінцевих зміщень виробки з геомеханічних показником умов її підтримки. Встановлені закономірності дозволили прогнозувати стан виробок за весь період підтримки і приймати рішення про доцільність їх подальшої експлуатації або погашення при закритті вугільних шахт.

2. Встановлено дворівневу послідовність факторної значущості інформування геофільтраційного стану шахтного поля. Верхній рівень, де домінує структурно-геологічний фактор, визначає загальний гідродинамічний фон шахтного поля, а нижній, з домінуванням технологічних факторів, визначає умови гідрогео механічної взаємодії водоносних порід в обваленому просторі і над лавою, що дозволяє керувати процесами затоплення шахт при їх закритті.

3. Результати моделювання на геомеханічних і фільтраційних моделях, суміщених послідовною скінченно-елементною і скінченно-різницевою апроксимацією рівнянь гідрогео механічної структури фільтрації до гірничих виробок дозволили встановити величини гідрогео механічного розвантаження кріплення стовбура в межах $0,054 - 6,12 \cdot 10^5$ Па близькі до межі міцності на

розтягування контакту «бетон – водовмісна порода», що вимагає зменшення гідродинамічного ухилу до шахтного стовбура при управлінні процесом затоплення шахти.

4. Вперше експериментально-аналітичним методом вирішено задачу суміщення пружного вісесиметричного навантаження кріплення породним масивом і гідродинамічним площинно-радіальною течією до стовбура, де гідрогеомеханічний стан в стійких водовмісних породах характеризується розвитком взаємно конкуруючих процесів нелінійного зменшення проникності навантаженого породного контуру і гідростатичного розвантаження структурних елементів водовмісних порід і фільтруючого кріплення.

5. Розроблено нову методику оцінки стану гірничих виробок, що експлуатуються тривалий період поза зоною впливу очисних робіт, що дозволяє оцінювати доцільність погашення гірничих виробок з вилученням кріплення за сукупністю геомеханічних факторів при закритті вугільних шахт Західного Донбасу і Красноармійського вугільного регіону.

6. Рекомендована технологічна схема комплексу переробки відходів опріснення води для отримання вторинної сировини – карбонату кальцію і харчової соди, є ліквідним продуктом, реалізація яких на промисловому ринку дасть додатковий економічний ефект в сумі 7,2 млн \$ США.

7. Економічна ефективність від впровадження науково-технічних рішень з підтримки, погашення гірничих виробок, регулювання гідрогеомеханічних впливів на капітальні гірничі виробки, опріснення шахтних вод та утилізації їх відходів становить 112 млн грн.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. World Coal. (2020). *WCA comments on IEA Energy Technology Perspectives Report*. Режим доступу: <https://www.worldcoal.com/coal/14092020/wca-comments-on-iea-energy-technology-perspectives-report/>
2. Енергетика. Електроенергетика та охорона навколишнього середовища. Функціонування енергетики в сучасному світі. Історія, сучасність і майбутнє. (2012). *Розділ 2. Об'єми та структура світового виробництва енергії*. Режим доступу: <http://energetika.in.ua/ua/books/book-5/part-5/section-2>
3. Статистический ежегодник мировой энергетики. (2020). *Внутреннее потребление каменного угля и лигнита*. Режим доступу: <https://yearbook.enerdata.ru/coal-lignite/coal-world-consumption-data.html>
4. Ricketts, B. (2019). Eurocoal. *Changing the face of coal: an outline strategic research agenda for future coal-related RTD in the European Union*. Режим доступу: https://ec.europa.eu/energy/sites/ener/files/documents/12.1_euracoal.pdf
5. Dubiński, J., Prusek, S., Turek, M., & Wachowicz, J. (2020). Hard Coal Production Competitiveness in Poland. *Journal of Mining Science*, (56), 322-330. <https://doi.org/10.1134/S1062739120026806>
6. *World Energy Outlook 2020*. (2020). Режим доступу: <https://www.iea.org/reports/world-energy-outlook-2020>
7. Міністерство енергетики України. (2020). *Звіт про стан реалізації Енергетичної стратегії України на період до 2035 року «Безпека, енергоефективність, конкурентоспроможність» за 2019 рік*. Режим доступу: <http://mpe.kmu.gov.ua/minugol/doccatalog/document?id=245472866>
8. Міністерство енергетики та вугільної промисловості України. (2019). *Основні показники розвитку паливно-енергетичного комплексу*. Режим доступу: <http://mpe.kmu.gov.ua/minugol/doccatalog/document?id=245416376>
9. Слово і діло. Аналітичний портал. (2020). *Угольная отрасль в Украине: количество шахт и уровень добычи*. Режим доступу: <https://ru.slovoidilo.ua/2020/04/30/infografika/jekonomika/ugolnaya-otrasl-ukraine-kolichestvo-shaxt-i-uroven-dobychi>

10. Kosatka.media. (2021). *Игорь Чумаченко: Убыточные шахты надо просто закрывать, другого выхода нет.* <https://kosatka.media/category/blog/news/igor-chumachenko-ubytochnye-shahty-nado-prosto-zakryvat-drugogo-vyhoda-net>

11. OILPOINT. (2021). *В декабре 2020 года украинские шахты недовыполнили план на 23%.* Режим доступа: <https://oilpoint.com.ua/v-dekabre-ukraynskiye-shaht%d1%8b-nedov%d1%8bpolnyly-plan-na-23/>

12. ДТЭК. (2020). *Договор аренды шахт Добропольеуголь прекращается по соглашению сторон: присоединение шахт к Центрэнерго гарантирует шахтерам постоянный рынок сбыта.* Режим доступа: <https://dtek.com/ru/media-center/press/dogovor-arendy-shakht-dobropoleugol-prekraschaetsya-po-soglasheniyu-storon-prisoedinenie-shakht-k-tsentrenergo-garantiruet-shakhteram-postoyannyy-rynok-sbyta/>

13. Річні звіти ДТЕК. *Інтегрований звіт 2019, фінансові та нефінансові результати.* Режим доступа: https://dtek.com/content/announces/dtek_integrovaniy-zvit-2019_pdf_s194_t3225.pdf

14. ДТЭК Энерго. (2021). *ТЭС ДТЭК Энерго работают выше плана Минэнерго для стабилизации энергосистемы.* Режим доступа: <https://energo.dtek.com/ru/media-center/press/tes-dtek-energo-rabotayut-vyshe-plana-minenergo-dlya-stabilizatsii-energositemy--ildar-saleev/>

15. Слово і діло. Аналитический портал. (2020). *Угольная отрасль: сколько в Украине и мире работает шахт.* Режим доступа: <https://ru.slovoidilo.ua/2020/08/27/infografika/jekonomika/ugolnaya-otrasl-skolko-ukraine-i-mire-rabotaet-shaxt>

16. *Западная Европа прощается с добычей угля.* (2015). Режим доступа: <https://www.dw.com/ru/%D0%B7%D0%B0%D0%BF%D0%B0%D0%B4%D0%BD%D0%B0%D1%8F-%D0%B5%D0%B2%D1%80%D0%BE%D0%BF%D0%B0-%D0%BF%D1%80%D0%BE%D1%89%D0%B0%D0%B5%D1%82%D1%81%D1%8F-%D1%81-%D0%B4%D0%BE%D0%B1%D1%8B%D1%87%D0%B5%D0%B9-%D1%83%D0%B3%D0%BB%D1%8F/a-18928226>

17. Elektrovesti.net. (2018). *После подписания климатического соглашения в мире начало сокращаться число угольных шахт.* Режим доступа: https://elektrovesti.net/59915_posle-podpisaniya-klimaticheskogo-soglasheniya-v-mire-nachalo-sokrashchatsya-chislo-ugolnykh-shakht

18. GEONEWS. (2006). *Заккрытие шахт – проблема общегосударственная, развитие процесса – тревожное....* Режим доступа: <http://geonews.com.ua/news/detail/zakrytie-shaht-problema-obshchegosudarstvennaya-razvitie-9629>

19. GEONEWS. (2005). *Быть или не быть? Эколого-геологические последствия массового закрытия шахт Донбасса.* Режим доступа: <http://geonews.com.ua/news/detail/byt-ili-ne-byt-ekologo-3372>

20. Информатор. (2020). *Под Днепром ДТЭК Ахметова закрывает шахту: что станет с рабочими.* Режим доступа: <https://dengi.informator.ua/2020/08/14/pod-dneprom-dtek-ahmetova-zakryvaet-shahtu-bez-raboty-ostanutsya-bolee-1000-chelovek/>

21. Соренков, В.Н., Недолужко, Т.В., & Бегичева, Т.В. (2012). К вопросу ликвидации шахт Центрального района Донбасса. *Уголь Украины*, (2), 31-35.

22. Иванова, Л.А. (2016). Меры защиты объектов поверхности при закрытии шахт. *Труды РАНИМИ*, 2(17), 46-55.

23. Пивняк, Г.Г., Шашенко, А.Н., Пилов, П.И., & Пашкевич, М.С. (2012). Post mining: технологический аспект решения проблемы. *Труды международного симпозиума «Неделя горняка – 2012»: Сборник статей. Отдельный выпуск Горного информационно-аналитического бюллетеня (научно-технического журнала)*, (ОБ 1), 20-31.

24. Norvatov, Y.A., Petrova, I.B., Kotlov, D.I., & Saveliev, D.I. (2010). Scientific and methodological principles of the analysis and prediction of hydrogeological conditions of mine abandonment. In *International Mining Conference* (pp. 597-600). Vietnam.

25. Kværner, J., & Snilsberg, P. (2011). Groundwater hydrology of boreal peatlands above a bedrock tunnel – Drainage impacts and surface water groundwater

- interactions. *Journal of Hydrology*, 403(3), 278-291.
<https://doi.org/10.1016/j.jhydrol.2011.04.006>
26. Jing, L. (2003). A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40(3), 283-353. [https://doi.org/10.1016/s1365-1609\(03\)00013-3](https://doi.org/10.1016/s1365-1609(03)00013-3)
27. Wang, L., & Zhang, X.F. (2009). Correlation of ground surface subsidence characteristics and mining disasters under superthick overlying strata. *Journal of China Coal Society*, 34(8), 1048-1051.
28. Голик, В.И., Комащенко, В.И., Страданченко, С.Г., & Масленников, С.А. (2012). Повышение полноты использования недр путем глубокой утилизации отходов обогащения угля. *Горный журнал*, (9), 91-95.
29. Vrancken, C., Longhurst, P.J., Wagland, S.T. (2017). Critical review of real-time methods for solid waste characterisation: Informing material recovery and fuel production. *Waste Management*, (61), 40-57.
<https://doi.org/10.1016/j.wasman.2017.01.019>
30. Стоянова, И.А. (2012). Оценка вероятности возникновения эколого-экономических ущербов в результате ликвидации шахт в зонах их массового закрытия. *Труды международного симпозиума «Неделя горняка – 2012»: Сборник статей. Отдельный выпуск Горного информационно-аналитического бюллетеня (научно-технического журнала)*, (ОБ 1), 214-227.
31. Тарасенко, И.А., & Зиньков, А.В. (2013). Оценка экологической безопасности подземного водного бассейна при закрытии шахт Приморского края (на примере шахты «Липовецкая»). *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*, (2), 362-373.
32. Мирошниченко, И.М. (2008). Особенности процесса реструктуризации угольной промышленности России на примере шахт Восточного Донбасса. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*, (4), 137-141.

33. Макиева, И.В., & Кривоногов, И.В. (2011). Модернизация экономики моногородов. *Финансы: теория и практика*, (5), 5-14.

34. Мясков, А.В. (2001). Механизм оценки и выбора направлений снижения негативных экологических последствий закрытия неперспективных угольных шахт. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*, (2), 181-184.

35. Стоянова, И.А. (2013). Эколого-экономическое обоснование системы мер по сохранению и восстановлению окружающей среды в районах закрытия угольных шахт. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*, (1), 174-195.

36. Коршенко, О.П., Коршенко, А.И., & Кулеш, М.М. (2001). Экологический аудит как один из инструментов территориального управления. *Известия Дальневосточного федерального университета. Экономика и управление*, 4(20), 87-94.

37. Тарасенко, И.А., Чепкая, Н.А., Елисафенко, Т.Н., Зиньков, А.В., Катаева, И.В., & Сатардинов, И.В. (2004). Экологические последствия закрытия угольных шахт и меры по предотвращению их отрицательного воздействия на регион. *Вестник дальневосточного отделения Российской академии наук*, (1), 87-93.

38. Дудкин, А.В. (1998). *Экономическое обоснование целесообразности закрытия особо убыточных неперспективных угольных шахт*. Автореф. дисс. на соискание учен. степени кандидата экон. наук. Спец. 05.15.08. Москва, Россия: МГГУ, 20 с.

39. GEONEWS. (2006). *Закрытие шахт – проблема общегосударственная, развитие процесса – тревожное...* Режим доступа:

<http://geonews.com.ua/news/detail/zakrytie-shaht-problema-obschegosudarstvennaya-razvitiye-9629>

40. СОУ 10.1.00185790.011:2007. (2008). *Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони*. Стандарт Мінвуглепрому України. Донецьк: Видавництво ДонВУГІ, 114 с.

41. *Инструкция по поддержанию горных выработок на шахтах Западного Донбасса.* (1994). Санкт-Петербург – Павлоград: ВНИМИ – ЗДНПЦ «Геомеханика», 95 с.

42. Бондаренко, В.И., Ковалевская, И.А., Симанович, Г.А., Мартовицкий, А.В., & Копылов, А.Ф. (2010). *Методы расчета перемещений и упрочнения приконтурных пород горных выработок шахт Западного Донбасса.* Днепропетровск: Дриант, 328 с.

43. Бондаренко, В.И., Мартовицкий, А.В., Ковалевская, И.А., & Черватюк, В.Г. (2011). *Развитие научных основ повышения устойчивости горных выработок шахт Западного Донбасса.* Днепропетровск: ЛизуновПресс, 340 с.

44. Норватов, Ю.А., Савельев, Д.И., & Яшина, А.В. (2014). Гидрогеологическое обеспечение горных работ при разработке угольных месторождений подземным способом. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, (8), 23-28.

45. Newman, C., Agioutantis, Z., & Boede Jimenez Leon, G. (2017). Assessment of potential impacts to surface and subsurface water bodies due to longwall mining. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(1), 57-64. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2016.11.016>

46. Слащова, О.А. (2019). Вплив води на стійкість гірничих виробок. *Геотехнічна механіка*, (148), 144-152. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201910900092>

47. Нургалиев, Е.И., & Майоров, А.Е. (2018). Технологические схемы возведения монолитных изоляционных сооружений горных выработок угольных шахт. *Уголь*, 11(1112), 10-17. <http://dx.doi.org/10.18796/0041-5790-2018-11-10-17>

48. Борщеский, С.В., Лабинский, К.Н., & Галечко, С.Ю. (2007). К вопросу о повышении механических свойств и гидростойки бетонной крепи. *Наука и прогресс транспорта. Вестник Днепропетровского национального университета железнодорожного транспорта*, (17), 195-201.

49. Норватов, Ю.А., & Петрова, И.Б. (2010). Гидрогеомеханические процессы при затоплении шахт. *Записки Горного института*, (185), 231-234.

50. Eckart, M. (2011). *BoxModel Concept: ReacFlow3D. Modelling of the flow of mine water and groundwater, mass and heat transport*. Essen: DMT GmbH & Co. KG, 34 p.
51. *Guidelines for mine water management*. (2016). Espoo: VTT Technical Research Centre of Finland Ltd, 172 p.
52. Kessler, T., Mugova, E., Jasnowski-Peters, H. et al. (2020). Grundwasser in ehemaligen deutschen Steinkohlenrevieren – ein wissenschaftlicher Blickwinkel auf Grubenflutungen. *Grundwasser*, (25), 259-272. <https://doi.org/10.1007/s00767-020-00460-0>
53. СНиП II-94-80. (1982). Нормы проектирования. *Подземные горные выработки*. Москва: Стройиздат, 30 с.
54. Ферстер, Э., & Ренц, Б. (1983). *Методы корреляционного и регрессионного анализа*. Москва: Финансы и статистика, 302 с.
55. Львовский, Е.Н. (1988). *Статистические методы построения эмпирических формул*. Москва: Высшая школа, 233 с.
56. Афири, А., & Айхен, С. (1982). *Статистический анализ. Подход с использованием ЭВМ*. Москва: Мир, 488 с.
57. Белов, В.И. (1929). Исследования явления пучения в горных выработках. *Горный журнал*, (1), 45-49.
58. Гурдус, А.В. (1933). *Изучение причин вспучивания горных пород каменноугольной формации Донбасса и методы борьбы с этим явлением*. Харьков: Гос. науч.-техн. изд-во, 79 с.
59. Цимбаревич, П.М. (1948). *Механика горных пород*. Москва: Углетехиздат, 183 с.
60. Руппенейт, К.В. (1954). *Некоторые вопросы механики горных пород*. Москва: Углетехиздат, 384 с.
61. Шмиголь, А.В., Кириченко, В.Я., & Лишим, В.П. (1985). Особенности пучения почвы в выработках шахт Западного Донбасса. *Уголь Украины*, (12), 12-14.
62. Пирский, А.А., & Стовпник, С.Н. (1989). Шахтные исследования пучения почвы в выработках Западного Донбасса. *Уголь Украины*, (11), 2-3.

63. Усаченко, Б.М. (1979). *Свойства пород и устойчивость горных выработок*. Киев: Наукова думка, 136 с.

64. Усаченко, Б.М., Кириченко, В.Я., & Шмиголь, А.В. (1992). *Охрана подготовительных выработок глубоких горизонтов шахт Западного Донбасса*. Москва: ЦНИЭИуголь, 168 с.

65. Бондаренко, В.И., Ковалевская, И.А., Симанович, Г.А., & Снигур, В.Г. (2014). *Экспериментальные исследования выработок пучения пород почвы подготовительных выработок на пологих пластах Донбасса*. Днепропетровск: ЛизуновПресс, 224 с.

66. Фесенко, Е.В. (2005). *Прогноз та закономірності здимання шаруватих порід підошви гірничих виробок*. Автореф. дис. на здобуття наук. ступеня кандидата техн. наук. Спец.: 05.15.04. Дніпропетровськ, Україна: НГУ, 16 с.

67. Заславський, Ю.З., Зорин, А.Н., & Черняк, И.Л. (1972). *Расчеты параметров крепи выработок глубоких шахт*. Киев: Техника, 156 с.

68. Симанович, А.М., Сребный, М.А. (1976). *Охрана выработок на глубоких горизонтах*. Москва: Недра, 144 с.

69. Бондаренко, В.И., Симанович, Г.А., Ковалевская, И.А., & Дунаев, А.Г. (2001). *Охрана подготовительных выработок при бурошнековой выемке угольных пластов*. Днепропетровск: Системные технологии, 189 с.

70. Мельников, Е.А., & Выборнова, С.Н. (1988). Механизм и закономерности пучения горных пород в выработках. В кн. *Горнотехнические проблемы* (с. 58-84). Москва: Недра.

71. Кириченко, В.Я., Шмиголь, А.В., & Рева, В.Н. (1988). О механике пучения почвы выработок, сооружаемых в слабых породах. *Шахтное строительство*, (11), 3-5.

72. Колоколов, О.В., Шмиголь, А.В., & Халимендик, Ю.М. (1986). О вертикальной конвергенции пород в выработках в условиях слабой почвы. *Уголь Украины*, (11), 7-9.

73. Усаченко, Б.М., Чередниченко, В.П., & Головчанский, И.Е. (1990). *Геомеханика охраны выработок в слабометаморфизированных породах*. Киев:

Наукова думка, 144 с.

74. Булычев, Н.С. (1982). *Механика подземных сооружений*. Москва: Недра, 272 с.

75. Баклашов, И.В., & Картозия, Б.А. (1986). *Механические процессы в породных массивах*. Москва: Недра, 415 с.

76. Руппенейт, К.В., & Либерман, Ю.М. (1960). *Введение в механику горных пород*. Москва: Госгортехиздат, 384 с.

77. Баклашов, И.В. (1988). *Деформированные и разрушение породных массивов*. Москва: Недра, 270 с.

78. Ставрогин, А.Н., & Протосеня, А.Г. (1985). *Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах*. Москва: Недра, 271 с.

79. Заславский, Ю.З. (1966). *Исследования проявлений горного давления в капитальных выработках глубоких шахт донецкого бассейна*. Москва: Недра, 122 с.

80. Заславский, Ю.З., & Зорин, А.Н. (1968). Инструментальные наблюдения за проявлением горного давления в капитальных выработках глубоких шахт Донбасса. *Вопросы охраны и крепления горных выработок*, (41), 27-33.

81. Векслер, Ю.А. (1964). Определение смещений пород вокруг горизонтальных подготовительных выработок на глубоких горизонтах шахт. *Уголь*, (7), 19-20.

82. Весков, М.И. (1972). *Разработка инженерного метода расчета устойчивости горных выработок на основе теоретических и экспериментальных исследований вязко – пластического течения пород*. Автореф. дисс. на соискание учен. степени доктора техн. наук. Спец.: 05.15.04; 01.02.07. Москва, Россия: Московский горный институт, 37 с.

83. Гелескул, М.Н., Кунтыш, М.Ф., & Усан-Подгорнов, Б.М. (1969). Длительное смещение породного контура горизонтальных выработок на больших глубинах. В кн.: *Материалы Всесоюзного симпозиума по проблемам реологии горных пород и релаксации в твердых телах* (с. 12-16). Киев: Наукова думка.

84. Глушко, В.Т., Киричанский, Г.Т., & Усаченко, Б.М. (1967). Изучение физико-механических и реологических свойств пород Западного Донбасса с

целью прогноза устойчивости капитальных выработок. В кн.: *Совершенствование техники и технологии проведения горных выработок в кузнецком бассейне (79-88)*. Кемерово: Кузбасс. ЦБТИ.

85. Глушко, В.Т., & Усаченко, Б.М. (1969). О нелинейной зависимости между напряжениями и деформациями для пород западного Донбасса. В кн.: *Материалы Всесоюзного симпозиума по проблемам реологии горных пород и релаксации в твердых телах* (с. 34-39). Киев: Наукова думка.

86. Крупенников, Г.А. (1948). Влияние временем на деформации и разрушения связных горных пород. В кн.: *Труды совещания по управлению горным давлением* (с. 151-160). Москва: Углетехиздат.

87. Глушко, В.Т., & Виноградов, В.В. (1982). *Разрушение горных пород и прогнозирование проявлений горного давления*. Москва: Недра, 193 с.

88. Фадеев, А.Б., & Абдылдаев, Э.К. (1979). Расчет деформаций горных пород. В кн.: *Горные удары, методы оценки и контроля удароопасности массивов горных пород* (с. 126-134). Фрунзе: Илим.

89. Заславский, Ю.З. (1964). Прогнозирование пучения пород почвы в одиночных горизонтальных выработках. *Шахтное строительство*, (11), 23-25.

90. Глушко, В.Т. (1961). Различие в свойствах пучащихся и непучащихся пород Донбасса. *Уголь Украины*, (11), 17-19.

91. Ержанов, Ж.С. (1964). *Теория ползучести горных пород и ее приложения*. Алма-Ата: Наука, 142 с.

92. Куксин, В.С. (1963). Воздействие горного давления на горизонтальные выработки в условиях ползучести горных пород. В кн.: *Математические методы в горном деле* (с. 115-122). Новосибирск: Изд-во Сибирского отделения АН СССР.

93. Ставрогин, А.Н., & Протосеня, А.Г. (1979). *Пластичность горных пород*. Москва: Недра, 300 с.

94. Николаевский, В.Н. (1984). *Механика пористых и трещиноватых сред*. Москва: Недра, 231 с.

95. Ягодин, Г.И., Мохначев, М.П., & Кунтыш, М.Ф. (1971). *Прочность и деформируемость горных пород в процессе их нагружения*. Москва: Наука, 148 с.

96. Глушко, В.Т., Усаченко, Б.М., & Киричанский, Г.Т. (1968). Исследование реологических свойств горных пород западного Донбасса. *Проектирование и строительство угольных предприятий*, (9), 63-66.

97. Глушко, В.Т., Усаченко, Б.М., & Ваганов, И.И. (1970). Исследование реологических свойств горных пород Донбасса. В кн.: *Проблемы реологии горных пород* (с. 61-68). Киев: Наукова думка.

98. Райский, В.В. (1968). Разделение пород по их склонности к ползучести. *Сборник трудов ВНИМИ*, (70), 273-278.

99. Кузнецов, Ю.Ф. (1970). *Методика и результаты исследований реологических свойств твердых горных пород применительно к некоторым вопросам устойчивости горных выработок*. Автореф. дисс. ... на соискание учен. степени кандидата техн. наук. Спец.: 01.02.07. Ленинград, Россия: Ленинградский горный институт, 19 с.

100. Глушко, В.Т., Усаченко, Б.М., & Чередниченко, В.П. (1970). Нелинейная ползучесть горных пород. *Проектирование и строительство угольных предприятий*, (1), 55-58.

101. Глушко, В.Т., Чередниченко, В.П., & Усаченко, Б.С. (1981). *Реология горного массива*. Киев: Наукова думка, 172 с.

102. НПАОП 10.0-1.01-10. (2010). *Правила безпеки у вугільних шахтах*. Київ: Редакція журналу «Охорона праці», 430 с.

103. Бондаренко, В.И., Ковалевская, И.А., Симанович, Г.А., Вивчаренко, А.В., Малыхин, А.В., & Гусев, А.С. (2014). *Геомеханика нагружения и расчет параметров крепежной и охранной систем подготовительных выработок шахт Западного Донбасса*. Днепропетровск: ЛизуновПресс, 228 с.

104. Савицкая, В.Н. (1979). *Гидрогеологические условия эксплуатации месторождений углей и прогнозирование водопритоков на больших глубинах отработки (на примере освоенной западной части Донбасса)*. Автореф. дисс. ... на соискание учен. степени канд. техн. наук. Алма-Ата, 25 с.

105. Борисов, А.В. (1980). *Механика горных пород и массивов*. Москва: Недра, 360 с.

106. Ержанов, Ж.С. (1964). *Теория ползучести и ее приложения*. Алма-Ата: Наука, 175 с.
107. Норватов, Ю.А., Савельев, Д.И., & Яшина, А.В. (2014). Гидрогеологическое обеспечение горных работ при разработке угольных месторождений подземным способом. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*, (8), 23-28.
108. Садовенко, І.О., Бондаренко, В.І., Салєєв, І.А., & Загриценко, А.М. (2021). Обґрунтування гідрогеомеханічних параметрів водорегулювання з використанням шахтних стовбурів при закритті шахт. *Збірник наукових праць НГУ*, (64), 55-67. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/64.055>.
109. Слащева, О.А. (2019). Вплив води на стійкість гірничих виробок. *Геотехнічна механіка*, (148), 144-152. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201910900092>
110. Нурғалиев, Е.И., & Майоров, А.Е. (2018). Технологические схемы возведения монолитных изоляционных сооружений горных выработок угольных шахт. *Уголь*, 11(1112), 10-17.
111. Борщевский, С.В., Лабинский, К.Н., & Галечко, С.Ю. (2007). К вопросу о повышении механических свойств и гидростойкости бетонной крепи. Наука и прогресс транспорта. *Вестник Днепропетровского национального университета железнодорожного транспорта*, (17), 195-201.
112. Норватов, Ю.А., & Петрова, И.Б. (2010). Гидрогеомеханические процессы при затоплении шахт. *Записки Горного института*, (185), 231-234.
113. Salieiev, I.A., Bondarenko, V.I., Symanovych, H.A., & Kovalevska, I. (2021). Development of a methodology for assessing the expediency of mine workings decommissioning based on the geomechanical factor. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, (4), 10-16. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2021-4/010>
114. Punkkinen, H., Räsänen, L., Mroueh, U.-M., Korkealaakso, J. et al. (2016). *Guidelines for mine water management*. Espoo. Finland: VTT Technical Research Centre of Finland Ltd., 172 p.
115. Bondarenko, V., Symanovych, H., Kicki J., Barabash, M., & Salieiev, I. (2019). The influence of rigidity of the collapsed roof rocks in the mined out space on the state of the preparatory mine workings. *Mining of Mineral Deposits*, 13(2), 27-33.

<https://doi.org/10.33271/mining13.02.027>

116. Ромм, Е.С. (1966) *Фильтрационные свойства трещиноватых горных пород*. Москва: Недра, 284 с.

117. Руппенейт, К.В. (1975). *Деформируемость массивов трещиноватых горных пород*. Москва: Недра, 223 с.

118. Бэр, Я., Заславски, Д., & Ирмей, С. (1971). *Физико-математические основы фильтрации воды*. Москва: Мир, 452 с.

119. СНиП II-94-80. (1982). *Нормы проектирования. Подземные горные выработки*. Москва: Стройиздат, 31 с.

120. Рюмин, А.Н. (1991). Исследование причин прорывов в очистные выработки Шурабской шахты. *Сборник трудов ВНИМИ*, (8), 197-207.

121. Дробышев, В.Ф., Мельников, О.И., Галахов, В.Н., & Рева, В.Н. (1970). Проявление горного давления в стволах шахт Западного Донбасса. *Сборник трудов ВНИМИ*, (79), 93-110.

122. Виноградов, В.В. (1989) *Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок*. Киев: Наукова думка, 192 с.

123. Бате, К.-Ю. (2010). *Метод конечных элементов*. Москва: Физматлит, 1024 с.

124. Гобыш, А.В., & Шокина, Н.Ю. (2006). Анализ вычислительных схем методов конечных элементов и конечных разностей для моделирования течений несжимаемой жидкости. *Вычислительные технологии*, 11(6), 22-30.

125. Ломакин, Е.А., Мироненко, В.А., & Шестаков, В.М. (1988). *Численное моделирование геофильтрации*. Москва: Недра, 227 с.

126. Жернов, И.Е., & Шестаков, В.М. (1971). *Моделирование фильтрации подземных вод*. Москва: Недра, 224 с.

127. Глушко, В.Т., Чередниченко, В.П., & Усатенко, Б.С. (1981). *Реология горного массива*. Киев: Наукова думка, 171 с.

128. Питаленко, Е.И., Артеменко, П.Г., Педченко, С.В., & Ягмур, А.Б. (2007). Время затопления шахт: прогноз и факт. *Наукові праці УкрНДМІ НАН України*, (1), 165-172.

129. Панишко, А.И., Смыслов, А.А., & Педченко, С.В. (2014). Об

оптимизации обеспечения гидрогеологической безопасности ликвидируемых шахт. *Уголь Украины*, (9), 41-43.

130. Рудаков, Д.В. (2011). *Моделювання в гідрогеології*. Дніпропетровськ: НГУ, 88 с.

131. Гриневский, С.О. (2014). *Гидрогеодинамическое моделирование взаимодействия подземных и поверхностных вод*. Москва: ИНФРА-М, 152с.

132. Коносавский, П.К., & Соловейчик, КА. (2001). *Математическое моделирование геофильтрационных процессов*. СПб.: Изд. СПбГУ, 96 с.

133. Sadovenko, I., Rudakov, D., & Podvigina, O. (2010). Analysis of hydrogeodynamics in a mining region during exploitation till closure of coal mines. *New Techniques and Technologies in Mining – Proceedings of the School of Underground Mining*, 61-69. <https://doi.org/10.1201/b11329-12>

134. OECD. (2012). *OECD Environmental Outlook to 2050: The Consequences of Inaction*. Paris: OECD Publishing, 353 p. <https://doi.org/10.1787/9789264122246-en>

135. Орлов, Н.С., & Анисимов, С.И. (2017). Технико-экономическое обоснование разработки систем опреснения на основе традиционных и возобновляемых энергоресурсов. *Современные наукоемкие технологии. Региональное приложение*, (1), 95-112.

136. Bai, J., Zheng, S.H., & Wu, Q.L. (2007). Study on the current status of water resources. *Modern Agricultural Science and Technology*, (12): 187-188.

137. Dai, J.Y., Wu, L.Y., Zhang, Y.G., & Tang, Z.X. (2018). Brief analysis on environmental influence and comprehensive utilization of brine from thermal desalination. *Guangdong Chemical*, (45), 48-52.

138. Molden, D. (2007). *Water for Food Water for Life: A Comprehensive Assessment of Water Management in Agriculture*. London, Great Britain: Routledge, 664 p.

139. Aish, A.M. (2011). Water quality evaluation of small scale desalination plants in the Gaza Strip, Palestine. *Desalination and Water Treatment*, 29(1-3), 164-173. <https://doi.org/10.5004/dwt.2011.1765>

140. Al Fraij, K.M., Al Adwani, A.A., & Al Romh, M.K. (2004). The future of seawater desalination in Kuwait. In *Desalination and Water Re-Use* (pp. 83-84). United Kingdom: Tudor Rose.

141. *Encyclopedia of Desalination and Water Resources (EDWR)*. (2006). Retrieved from <http://www.desware.net/desa4.aspx>

142. Jimenez-Cisneros, B. (2015). Responding to the challenges of water security: the Eighth Phase of the International Hydrological Programme, 2014-2021. *Proceedings of the International Association of Hydrological Sciences*, (366), 10-19. <https://doi.org/10.5194/piahs-366-10-2015>

143. Liu, T.-K., Sheu, H.-Y., & Tseng, C.-N. (2013). Environmental impact assessment of seawater desalination plant under the framework of integrated coastal management. *Desalination*, (326), 10-18. <https://doi.org/10.1016/j.desal.2013.07.003>

144. Micale, G., Cipollina, A., & Rizzuti, L. (2009). Seawater Desalination for Freshwater Production. *Seawater Desalination*, 1-15. https://doi.org/10.1007/978-3-642-01150-4_1

145. World Bank. (2012). *Renewable Energy Desalination: An Emerging Solution to Close the Water Gap in the Middle East and North Africa*. Washington, DC: World Bank.

146. Rao, S.M., & Mamatha, P. (2004). Water quality in sustainable water management. *Current Science*, 87(7), 942-947.

147. Shannon, M.A., Bohn, P.W., Elimelech, M., Georgiadis, J.G., Marinas, B.J., & Mayes, A.M. (2008). *Science and technology for water purification in the coming decades*. *Nature*, (452), 301-310. <https://doi.org/10.1038/nature06599>

148. Lattemann, S., & Höpner, T. (2008). Environmental impact and impact assessment of seawater desalination. *Desalination*, 220(1-3), 1-15. <https://doi.org/10.1016/j.desal.2007.03.009>

149. Seamonds, A. (2008). *Desalination in 2008: Global Market Snapshot*. International Desalination Association (IDA): Topsfield, MA, USA. Available online: http://idadesal.org/wp-content/uploads/2008/10/2008ida-desalination-snapshot_october-2008.pdf

150. Eke, J., Yusuf, A., Giwa, A., & Sodiq, A. (2020). The global status of desalination: An assessment of current desalination technologies, plants and capacity. *Desalination*, (495), 114633. <https://doi.org/10.1016/j.desal.2020.114633>

151. *Installed Desalination Growth Slowed in 2011-2012*. (2013). The International Desalination & Water Reuse Quarterly Industry Website. Available online: http://www.desalination.biz/news/news_story.asp?id=6746&title=Installed+desalination+growth+slowed+in+2011%26%238209%3B2012

152. Ebersperger, U., & Isley, P. (2005). *Review of the Current State of Desalination. Working Paper 2005-2008*. New York, USA: Environmental Policy Group at the Andrew Young School of Policy Studies, 34 p.

153. Karagiannis, I.C., & Soldatos, P.G. (2008). Water desalination cost literature: Review and assessment. *Desalination*, (223), 448-456.

154. Bergman, R.A., & Joseph, R.E. (2005). Post-Treatment of Reverse Osmosis and Nanofiltration Systems for Municipal Water Supply. In *AWWA Membrane Technology Conference*. Phoenix, Arizona, USA.

155. СанПиН 2.1.4.1074-01. (2002). *Питьевая вода. Гигиенические требования к качеству воды централизованных систем питьевого водоснабжения. Контроль качества*. Москва: Федеральный центр госсанэпиднадзора Минздрава России, 103 с.

156. Hetal, K.T, Upadhyay, D.B, & Rana, A.H. (2014). Seawater desalination processes. *International Journal of Engineering Sciences & Research Technology*, (3), 638-646.

157. Khawaji, A.D., Kutubkhanah, I.K., & Wie, J.-M. (2008). Advances in seawater desalination technologies. *Desalination*, 221(1-3), 47-69. <https://doi.org/10.1016/j.desal.2007.01.067>

158. Дытнерский, Ю.И. (1978). *Обратный осмос и ультрафильтрация*. Москва: Химия, 352 с.

159. Krishna, H. (2004). *Introduction to desalination technologies*. Retrieved from https://www.twdb.texas.gov/publications/reports/numbered_reports/doc/R363/C1.pdf

160. Dashtpour, R, Al-Zubaidy, S.N. (2012). Energy efficient reverse osmosis desalination process. *International Journal of Environmental Science and Development*, 3(4), 339-345.
161. Greenlee, L.F., Lawler, D.F., Freeman, B.D., Marrot, B., Moulin, Ph. (2009). Reverse osmosis desalination: Water sources, technology and today's challenges. *Water Research*, 43(9), 2317-2348. <https://doi.org/10.1016/j.watres.2009.03.010>
162. Shatat, M., Worall, M., & Riffat, S. (2013). Opportunities for solar water desalination worldwide: Review. *Sustainable Cities and Societies*, (9), 67-80. <http://dx.doi.org/10.1016/j.scs.2013.03.004>
163. Wong, K.V., & Pecora, C. (2015). Recommendations for Energy-Water-Food Nexus Problems. *Journal of Energy Resources Technology, Transactions of the ASME*, 137(3), 32002. <https://doi.org/10.1115/1.4028139>
164. Seigworth, A., Ludlum, R., & Reahl, E. (1995). Case study: Integrating membrane processes with evaporation to achieve economical zero liquid discharge at the Doswell Combined Cycle Facility. *Desalination*, 102(1-3), 81-86. [https://doi.org/10.1016/0011-9164\(95\)00044-3](https://doi.org/10.1016/0011-9164(95)00044-3)
165. Al-Karaghoul, A., & Kazmerski, L.L. (2013). Energy consumption and water production cost of conventional and renewable-energy-powered desalination processes. *Renewable and Sustainable Energy Reviews*, (24), 343-356. <https://doi.org/10.1016/j.rser.2012.12.064>
166. Baawain, M., Choudri, B. S., Ahmed, M., & Purnama, A. (2015). An Overview: Desalination, Environmental and Marine Outfall Systems. *Recent Progress in Desalination, Environmental and Marine Outfall Systems*, 3-10. https://doi.org/10.1007/978-3-319-19123-2_1
167. Karamoutzis, D., Alexopoulos, A., & Angelakis, A.N. (2008). *Desalination Technologies for Water Supply*. Larissa, Greece: Union of Municipal Enterprises for Water Supply and Sewerage Systems.
168. Оратовская, А.А., Бабков, В.В., Шатов, А.А. и др. (2012). Использование отходов производства кальцинированной соды для получения вяжущих и строительных материалов на их основе. *Строительные материалы*, (2), 52-53.

169. Шатов, А.А., & Дрямина, М.А. (2003). Возможные пути утилизации отходов содового производства. *Успехи современного естествознания*, (11), 138-138.

170. Зайцев, И.Д., Ткач, Г.А., & Стоев, Н.Д. (1986). *Производство соды*. Москва: Химия, 312 с.

171. Касаткин, А.Г. (1961). *Основные процессы и аппараты химической технологии*. Москва: Госхимиздат, 831 с.

172. Крашенинников, С.А. (1985). *Технология кальцинированной соды и очищенного бикарбоната натрия*. Москва: Высшая школа, 287 с.

173. Дытнерский, Ю.И. (1983). *Основные процессы и аппараты химической технологии: пособие по проектированию*. Москва: Химия, 272 с.

Додаток А

Міністерство освіти і науки України
 Міністерство енергетики України
 Національний технічний університет «Дніпровська політехніка»
 (НТУ «Дніпровська політехніка»)
 ТОВ «ДТЕК Енерго»

ПОГОДЖЕНО:

ЗАТВЕРДЖУЮ:

Проректор з наукової роботи
 НТУ «Дніпровська політехніка»
 чл.-кор. НАН України


 О.С. Бешка
 «20» березня 2020 р.



Директор дирекції з видобутку вугілля
 ТОВ «ДТЕК Енерго»,
 канд. техн. наук


 М.В. Барабаш
 «20» березня 2020 р.



МЕТОДИКА ОЦІНКИ СТАНУ ВИРОБОК І ДОЦІЛЬНІСТЬ ЇХ ПОГАШЕННЯ ЗА ГЕОМЕХАНІЧНИМ ФАКТОРОМ ПРИ ЗАКРИТТІ ШАХТ УКРАЇНИ

«Методика оцінки стану виробок і доцільність їх погашення за геомеханічним фактором при закритті шахт України» розроблена співробітниками ТОВ «ДТЕК Енерго» і НТУ «Дніпровська політехніка». – Д.: НТУ «ДП», 2020. – 13 с.

Укладачі:

Салєєв І.А. – генеральний директор ТОВ «ДТЕК Енерго».

Ковалєвська І.А. – д-р техн. наук, професор кафедри гірничої інженерії та освіти НТУ «Дніпровська політехніка».

Методика може бути використана науковими співробітниками проєктних та науково-дослідних інститутів гірничодобувної галузі, інженерно-технічними співробітниками виробничих об'єднань, а також студентами гірничих ВУЗів та факультетів.

Друкується за авторською редакцією.

© Салєєв І.А.

© Ковалєвська І.А.

ЗМІСТ

1	Загальні положення	4
2	Формування вихідних даних	6
3	Розрахунок параметрів проявів гірського тиску	10
	Перелік посилань	13

Додаток Б

Міністерство освіти і науки України
 Міністерство енергетики України
 Національний технічний університет «Дніпровська політехніка»
 (НТУ «Дніпровська політехніка»)
 ТОВ «ДТЕК Енерго»

ПОГОДЖЕНО:

ЗАТВЕРДЖУЮ:

Проректор з наукової роботи
 НТУ «Дніпровська політехніка»,
 чл.-кор. НАН України

Директор дирекції з видобутку вугілля
 ТОВ «ДТЕК Енерго»,
 канд. техн. наук


 О.С. Бешка


 М.В. Барабаш

«15» квітня 2021 р.

«15» квітня 2021 р.

РЕКОМЕНДАЦІЇ

**З ВИЗНАЧЕННЯ ГІДРОГЕОМЕХАНІЧНИХ
 ПАРАМЕТРІВ ДЛЯ СКЛАДАННЯ ПРОЕКТІВ
 ЗАКРИТТЯ ШАХТ У ЗАХІДНОМУ ДОНБАСІ**

Дніпро – Київ

2021

«Рекомендації з визначення гідрогеомеханічних параметрів для складання проєктів закриття шахт у Західному Донбасі» розроблено співробітниками ТОВ «ДТЕК Енерго» та НТУ «Дніпровська політехніка». – Д.: НТУ «ДП», 2021. – 17 с.

Укладачі:

Салєєв І.А. – генеральний директор ТОВ «ДТЕК Енерго».

Загриценко А.М. – канд. техн. наук, доцент кафедри гідрогеології та інженерної геології НТУ «Дніпровська політехніка».

Рекомендації можуть бути використані науковими співробітниками проєктних та науково-дослідних інститутів гірничодобувної галузі, інженерно-технічними співробітниками виробничих об'єднань, а також студентами гірничих Вузів та факультетів.

Друкується за авторською редакцією.

© Салєєв І.А.

© Загриценко А.М.

Зміст

1	Зміст технічного завдання на виконання науково-дослідної роботи з гідрогеологічного прогнозу наслідків ліквідації шахти	4
2	Оцінка гідрогеомеханічного навантаження бетонних кріплень шахтного стовбура при використанні занурювальних насосів для водорегулювання на полі шахти, що закривається	6
3	Визначення параметрів проникності вуглевмісної товщі при закритті шахти	9
4	Основні чинники створення і використання сучасних комп'ютерних моделей для вирішення проєктних завдань гідрогеомеханічного регулювання для складання проєктів закриття шахт	11