

ДВНЗ «Донецький Національний Технічний Університет»

(повне найменування вищого навчального закладу)

Факультет «Гірничий»

(повне найменування інституту, назва факультету)

Кафедра «Управління гірничим виробництвом і охорони праці»

(повна назва кафедри)

«До захисту допущено»

Завідувач кафедри

_____ /Ляшок Я.О./

«__» _____ 2021 року

Випускна кваліфікаційна робота

магістр

(освітньо-кваліфікаційний рівень)

на тему: Підвищення безпеки праці гірників при підтриманні виробок
глибоких шахт на прикладі ДП «Мирноградвугілля»

Виконав : студент __ курсу, групи ОПГм-20

напряму підготовки (спеціальності) 184 «Гірництво», спеціалізація _____

«Охорона праці в гірництві»

(шифр і назва напряму підготовки, спеціальності)

Серяпін Є.О.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Керівник д.т.н., проф. Подкопаєв С.В.

(посада, наук. ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали)

(підпис)

Рецензент _____

(посада, наук. ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали)

(підпис)

*Засвідчую, що у цій кваліфікаційній роботі немає
запозичень з праць інших авторів без відповідних
посилань.*

Студент Серяпін Є.О. _____ (підпис)

Покровськ – 2021

- 5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):
викопіювання з плану гірничих робіт, схема зведення литої смуги у
конвеєрному штретці з боку виробленого простору, Зміна площі поперечного
перерізу виробок за лавою до місця першої піддривки підопшви

6. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв

7. Дата видачі завдання 30 вересня 2021 року

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА ВУГІЛЬНОГО ПІДПРИЄМСТВА «ШАХТА «КАПІТАЛЬНА»	30.09.21–09.10.21	виконано
2	ОЦІНКА УМОВ ТА ПІДТРИМАННЯ ВИРОБОК НА ШАХТІ	09.10.21–22.10.21	виконано
3	ПРОГНОЗ ЗМІЩЕНЬ КОНТУРУ ВИРОБКИ ПРИ ПОВТОРНОМУ ВИКОРИСТАННІ ТА ОБГРУНТУВАННЯ ЗАХОДІВ ПІДТРИМАННЯ ПОЗАДУ ЛАВИ	23.10.21–05.11.21	виконано
4	ОХОРОНА ПРАЦІ ТА БЕЗПЕКА В НАДЗВИЧАЙНИХ СИТУАЦІЯХ	05.11.21–20.11.21	виконано
5	ОФОРМЛЕННЯ МАГІСТЕРСЬКОЇ РОБОТИ	20.11.21–01.12.21	виконано
6	Захист роботи	23.12.21	виконано

Студент

(підпис)

Серяпін Є.О.

(прізвище та ініціали)

Керівник роботи

(підпис)

Подкопасьєв С.В.

(прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Серяпін Є.О. Розробка заходів щодо підвищення стійкості підготовчих виробок при розробці вугільних виробок у глибоких шахт Донбасу / випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «магістр» за спеціальністю 184 «Гірництво» ОП «Охорона праці в гірництві». – ДВНЗ ДонНТУ, Покровськ, 2021.

Магістерська робота присвячена вирішенню актуального завдання підвищенню безпеки праці гірників при підтриманні виробок глибоких шахт на прикладі ДП «Мирноградвугілля».

Предмет дослідження – підготовчі виробки ВП «Шахта «Капітальна».

Об'єкт дослідження – підвищення стійкості підготовчих виробок.

Мета роботи – підвищення безпеки праці гірників шахт Донбасу.

Методи досліджень – розглянути досвід підтримання підготовчих виробок в складних гірничо-геологічних умовах, що дозволило визначити напрямок вдосконалення способів, які використовуються у глибоких шахтах Донбасу. Також розгляд шахтного способу охорони та експериментальних способів, які раніше використовувалися на підприємствах ДП «Мирноградвугілля». Все це дозволило визначити основні технічні рішення, які мають враховуватись при розробці або вдосконаленні способів.

В ході дослідження було встановлено, що однією з основних проблем на шахті є стан підготовчих виробок, які підтримуються позаду лави. Існує потреба у розробці нових або удосконаленні існуючих засобів охорони.

Було прийняте рішення про визначення технологічної ефективності засобів охорони, які використовуються та використовувались на шахтах, але в різних умовах. Ці засоби необхідно було порівняти в однакових умовах, що дозволило б вибрати найкращий.

Публікації: Подкопаєв С.В., Серяпін Є.О. Підвищення безпеки праці гірників при підтриманні виробок глибоких шахт на прикладі ДП «Мирноградвугілля»// III Міжнародна науково-технічна конференція молодих учених, аспірантів та студентів «Проблеми розвитку гірничопромислових районів»/ Секція 1. Новітні технології видобування корисних копалин. м Покровськ

Ключові слова: ВИРОБКА, ОХОРОНА ПРАЦІ, ЛИТА СМУГА, ЛАВА, ПЛАСТ, ПЕРЕТИН

Abstract

Sieriapin Y.O development of measures to improve the stability of preparatory workings in the development of coal workings in deep mines of Donbass / final qualification work for obtaining an educational degree "Master" in specialty 184 "mining" op "labor protection in mining". - State Higher Educational Institution of Donntu, Pokrovsk, 2021.

The master's thesis is devoted to solving the actual problem of improving the safety of miners 'work when maintaining deep mine workings on the example of the state enterprise "Mirnogradugol".

The subject of the study is the preparatory workings of the op "Kapitalnaya mine".

The object of research is to increase the stability of preparatory workings.

The aim of the work is to improve the labor safety of miners in the mines of Donbass.

Research methods-to consider the experience of maintaining preparatory workings in difficult mining and geological conditions, which allowed us to determine the direction of improving the methods used in deep mines of Donbass. Also consideration of the mine protection method and experimental methods that were previously used at the enterprises of the state enterprise "Mirnogradugol". All this made it possible to identify the main technical solutions that should be taken into account when developing or improving methods.

During the investigation, it was found that one of the main problems at the mine is the condition of the preparatory workings that are maintained behind the lava. There is a need to develop new or improve existing security tools.

It was decided to determine the technological efficiency of security equipment used and used in mines, but in different conditions. These funds had to be compared under the same conditions, which would allow you to choose the best one.

Publications:.Podkopaev S. V., Sieriapin Y. O. improving the safety of miners ' labor in support of Deep mine workings on the example of the state enterprise "Mirnogradugol"// III International Scientific and Technical Conference of young scientists, postgraduates and students "problems of development of mining districts"/ Section 1. the latest technologies of mineral extraction..Pokrovsk

Keywords: workings, labor protection, cast strip, lava, formation, cross-section

ЗМІСТ

	ВСТУП	8
1.	АНАЛІЗ СТАНУ ПИТАННЯ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ БЕЗПЕКИ НА ШАХТАХ І ЗАДАЧІ ДОСЛІДЖЕНЬ	9
	1.1 Аналіз аварійності та травматизму на шахтах України	9
	1.2 Системи забезпечення безпеки під час підземних робіт	14
	1.3 Метод і інформаційна система математичного моделювання, застосування для прогнозування стану гірничих порід	16
	1.4 Метод аналізу даних і моделі представлення знань для завдань управління процесами та організації виробництва	23
2.	ОЦІНКА СЦЕНАРІВ РОЗВИТКУ ГЕОМЕХАНІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК НА БАЗІ МЕТОДІВ МАТЕМАТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ	27
	2.1 Методичні аспекти прогнозування геотехнічного стану породного масиву як об'єкта управління	27
	2.2 Удосконалення інформаційної системи оцінки та оперативного прогнозування геомеханічних процесів у породному масиві	31
3.	ВИБІР РАЦІОНАЛЬНОЇ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ПЛАСТА l_3	44
	3.1 Загальні вимоги до систем розробки вугільних пластів	44
	3.2 Вибір можливих варіантів систем розробки пласта l_3	45
	3.3 Способи і засоби охорони виїмкових штреків на пласті l_3	55
4.	ТЕХНІКА БЕЗПЕКИ І ОХОРОНА ПРАЦІ ПРИ ВЕДЕННІ ГІРНИЧИХ РОБІТ	62
	4.1 Виробничі ризики при веденні гірничих робіт і заходи щодо їх попередження	62

4.2	Способи боротьби з пилом при різних технологічних процесах	63
4.3	Індивідуальні засоби захисту від пилу	70
4.4	Техніка безпеки при пилоподавленні	71
4.5	Розміщення первинних засобів пожежогасіння	73
4.6	Розрахунок пожежно-зрошувального трубопроводу	75
	ВИСНОВКИ	78
	СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	79

ВСТУП

В Україні за останні роки знизився обсяг видобутку вугля на державних шахтах. На даний час достатнє фінансування допомогло б вирівняти ситуацію та вивести більшість підприємств, зокрема й ВП «Шахта «Капітальна», на рівень беззбитковості, забезпечивши підвищення енергоефективності вугледобувних підприємств та зниження енергоємності видобутку вугілля за допомогою достатнього фінансування. Зокрема низький інженерно-технічний рівень організації підготовчих робіт і повільне оновлення парку прохідницької техніки не дає змоги вирівняти ситуацію на підприємстві. Постійне збільшення глибини розробки, велика кількість геологічних порушень, схильні до здимання бічні породи призводять до незадовільного стану виробок.

ВП «Шахта «Капітальна» найбільша та найперспективніша у ДП «Мирноградвугілля». У 2020 році встановлена виробнича потужність 746 тис. т./на рік. Станом на 01.01.2021 року промислові запаси становили 93,92 млн. т., балансові запаси – 108,76 млн. т. На балансі шахти знаходяться чотири вугільних пласти: l_7 , l_3 , l_1 , $k5$.

Інтенсивний розвиток вуглевидобувної промисловості призвів до переходу гірничих робіт на все глибші горизонти. В таких умовах близько 60% виїмкових виробок знаходяться в незадовільному стані.

Відомі способи та засоби підтримання гірничих виробок є ефективними лише на глибинах розробки до 300 м. В той же час, на глибинах розробки більш 500 м інженерно-технологічні рішення, в силу ускладнення гірничо- геологічних умов, виявилися малоефективними. Тому в умовах ВП «Шахта «Капітальна», основним завданням підвищення техніко-економічних показників вуглевидобутку на шахті є стан виробок і розробка заходів, спрямованих на підвищення їх стійкості, що визначає актуальність цього дослідження.

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ СТАНУ ПИТАННЯ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ БЕЗПЕКИ НА ШАХТАХ І ЗАДАЧІ ДОСЛІДЖЕНЬ

1.1 Аналіз аварійності та травматизму на шахтах України

За прогнозами нафтової компанії British Petroleum, запити на вугілля у світовому масштабі до 2030 року збільшаться на 39%. Незважаючи на те, що це зростання в основному торкнеться країн, що не входять до складу Міжнародної економічної організації розвинених країн OECD (Organisation for Economic Cooperation and Development), вугілля найближчим десятиліттям продовжить завойовувати нові позиції на енергетичному ринку. Україна відстає від більшості країн у обсягах споживання вугілля, яке у перерахунку на одного жителя менше, ніж у Німеччині вчетверо, ніж у Польщі – більш ніж утричі, у США – майже вдвічі. Ці тенденції стрімкого зростання енергоспоживання вимагають підвищення ефективності видобутку вугілля на шахтах України, які, безперечно, відносяться до підприємств з особливо небезпечними умовами експлуатації.

Проблема ефективного та безпечного відпрацювання вугільних пластів у складних гірничо-геологічних умовах набуває для вугільної промисловості України дедалі більшої гостроти. Постійне збільшення глибин розробки, гірничого тиску і температур, вологості повітря, газоносності, вкидання та інших негативних факторів призвели до формування якісно нового підземного середовища, для роботи в якому необхідне нове знання, яке дозволило б скоригувати існуючу науково-методичну і технічну базу в галузі охорони праці. Охорона праці є системою заходів, які забезпечують збереження життя та здоров'я працівників у процесі трудової діяльності. Сюди входять заходи з техніки безпеки, організаційно-технічні, санітарно-гігієнічні та інші. Щоб визначити які

заходи більшою мірою впливають на збереження життя та здоров'я шахтарів, були оброблені статистичні дані з нещасних випадків, що призвели до втрати життя або здоров'я на шахтах України.

Внаслідок прийнятих рішень Державного гірничого нагляду та промислової безпеки України, виконання плану заходів Міністерства енергетики та вугільної промисловості України щодо виконання Стратегії сталого розвитку "Україна-2020" та Програми підвищення безпеки праці та травматизм на шахтах Україна за останні роки поступово знижується. Є тенденція захистити людину від виробничих небезпек, у тому числі засобами сучасних автоматизованих систем. Програма передбачає щорічне збільшення (не менше ніж на 20 %) витрат на охорону праці, захист навколишнього середовища, реструктуризацію вугільної галузі та соціальну підтримку працівників, що вивільняються. Водночас питання охорони праці і сьогодні є вкрай актуальними.

Умови ведення гірничих робіт специфічні для різних гірничодобувних підприємств, що обумовлює застосування різних технологій та заходів щодо забезпечення безпечного ведення гірничих робіт. Як відомо, гірські роботи супроводжуються цілим рядом негативних факторів пов'язаних, перш за все, з проявами гірського тиску, які є причиною великих некерованих деформацій породних масивів і кріплення виробок, завалів, погіршення провітрювання, гірничих ударів, що призводять до травматизму на шахтах. Висока небезпека шахт спричинена, насамперед, об'єктивними гірничо-геологічними факторами, оскільки добича вугілля здійснюється на великій глибині в умовах слабких обрешуючих і викиднебезпечних порід, що вміщують високу газонагненість породного масиву метаном.

Аварійність і травматизм від геомеханічних та газодинамічних факторів: раптових обвалів і вивалів порід, гірських ударів, викидів порід і газу, вибухів газу, залишаються високими, що досягають, у сукупності, 30-50% від загальної кількості постраждалих .

Ці явища реалізуються у вигляді некерованих деформацій порідних масивів, руйнувань кріплення і завалів виробок. Очевидно, що травматизм, пов'язаний з геомеханічними факторами, високий і перевищує травматизм по газодинамічному фактору до 13 разів. Крім того, аварійність по газодинамічному фактору теж не можна розглядати окремо від геомеханічного фактору, оскільки геомеханічне руйнування породного масиву є суттєвою складовою в процесах раптових викидів і проривів газу у виробку. Тому прогнозування геомеханічних умов відпрацювання вугільних пластів є фундаментом для розробки ефективних і безпечних технологій гірських робіт. Вирішення проблеми геомеханічної безпеки може бути виконане на основі прогнозування геомеханічних процесів сучасними інформаційними технологіями.

На сьогоднішній день розроблено спосіб отримання та метод первинної обробки інформації про стан породного масиву, технологічного процесу, обладнання, вентиляції, а також локалізації персоналу. Проте, незважаючи на наявність великого обсягу вихідних даних, їх недостатньо для забезпечення прийняття правильних рішень з безпеки з урахуванням геомеханічного фактору.

Побудова інформаційних систем, що забезпечують моделювання складних фізичних процесів, неможливе без нових методів, сучасної обчислювальної техніки та програмного забезпечення для розрахунків, обробки, аналізу та візуалізації великих масивів даних. Це пов'язано ще й з тим, що обсяг даних зростає швидше, ніж продуктивність комп'ютерів, яка за законом Мура, подвоюється кожні півтора роки. Крім того, що необроблені дані накопичуються, постійно отримуються нові за допомогою різних детекторів і сенсорів, швидкодію яких також зростає за законом. Інформаційна система, що обробляє дані, має володіти достатньою швидкістю обробки інформації, що поступає і адекватністю моделювання процесів реальним умовам експлуатації родовищ, що забезпечується науково обґрунтованими алгоритмами оцінки, прогнозу і сценаріями розвитку подій.

Аналіз даних показав, що порівняно з іншими вугледобувними країнами

ситуація з виробничим травматизмом в Україні є вкрай складною і порівнянною лише з ситуацією в Індії та Китаї, табл. 1.1 (станом на 2020 р.),

Таблиця 1.1 – Данні статистики щодо смертельного травматизму

Країна	Річний видобуток, млн. тонн	Кількість загиблих шахтарів, ос.	Середній показник, ос. на 1 млн./тон
Україна	88,2	43	0,488
Індія	605,1	192	0,317
Китай	3680,0	1049	0,285
Росія	347,1	90	0,259
США	892,6	20	0,022

Наприклад, у Росії, де близько 2/3 загального обсягу вугілля досягається значно більш безпечним відкритим способом, кількість загиблих на 1 млн. тон добового вугілля в 12 разів більша, ніж у США (де приблизно однакові умови добування), але в два рази менше, ніж на українських шахтах. Це пов'язано не лише з важкими умовами здобуття вугілля, а й з іншими причинами. Треба відзначити, що в 60-х роках минулого століття у вугільній промисловості США також був високий рівень травматизму. Однак після ухвалення федерального закону 1969 року (Federal Coal Mine Health and Safety Act), згідно з яким сім'я загиблого шахтаря отримувала компенсацію у розмірі 300 тисяч доларів і стільки ж у вигляді штрафу йшло до федерального бюджету, керівники та власники вугільних підприємств кардинально змінили ситуацію у своїх виробництвах.

Це підтверджує той факт, що в основі причин загибелі та травмування людей був чималою мірою людський фактор. Протягом 2004 р. та 2007 р. смертельні випадки на всіх гірничодобувних підприємствах США досягли рекордно низького рівня – 55 осіб. та 65 чол., відповідно. При цьому у разі смерті шахтаря з вини компанії шахти сума компенсації могла досягати 900 тис. доларів, а у разі травмування одноразова компенсація становила 10-30 тисяч доларів.

Саме людський фактор є найчастішою причиною загибелі людей і на

українських шахтах. Можна виділити три основні характерні для України види виробничого травматизму, пов'язаного з людським фактором: людина гине, тому що свідомо йде на порушення Правил безпеки і наражає себе на смертельний ризик; нещасний випадок трапляється внаслідок дій (або бездіяльності) керівника або товаришів по роботі; робітник допускається в шахту без твердих знань та вміння дотримуватися елементарних вимог поведінки в підземних умовах.

У роботах також зазначається, що тяжкість аварії на шахтах, пов'язана з вибухами газу, відбувається, в основному, з організаційних причин. З аналізу обставин і причин великих аварій у гірничому виробництві, що сталися за останні роки, встановлено, що все рідше їх причиною є відмова сучасного устаткування, але в перше місце входить людський чинник. Тому завдання підвищення дисципліни та виконавчості працівників на виробництві є пріоритетним. Її рішення можливе під час вдосконалення системи контролю за виконанням в'язаних ІТП наказів і розпоряджень, а також підвищення дисциплінарної відповідальності за дотриманням правил безпеки.

У свою чергу, роботодавець зобов'язаний забезпечити безпеку персоналу на кожному робочому місці при експлуатації обладнання, при виконанні всіх технологічних процесів шляхом забезпечення вимог охорони праці та правил з охорони праці відповідно до законів та нормативно-правових актів. У той самий час працівник зобов'язаний дотримуватися відповідних вимог охорони праці. Проте аналіз аварійності на українських шахтах показує, що й роботодавець і працівник часто порушують техніку безпеки, а у разі аварії досить складно знайти справжнього винуватця та причину того, що сталося. Виходом з такої ситуації може бути комплексний контроль технологічних процесів і фіксація виконання робіт на електричних носіях.

1.2 Системи забезпечення безпеки під час підземних робіт

Створення на базі сучасних технологій засобів запобігання аварій, контролю поточних, аварійних та післяаварійних станів на ділянках гірничого виробництва є однією з найактуальніших проблем. Це стосується вдосконалення систем стаціонарного моніторингу та оцінки рівнів ризику аварії на основних технологічних ділянках, створення систем оперативного реагування на раптово виниклі вогнища можливої аварії.

Автоматизована система протиаварійного захисту шахт має забезпечувати: отримання диспетчером інформації про появу небезпечних ситуацій на контрольованих об'єктах; отримання в режимі реального часу інформації про перебіг технологічних процесів та стан обладнання; можливість оперативного втручання у роботу обладнання при виникненні позаштатних та аварійних ситуацій; контроль проходження керуючих команд та подачу попереджувальних сигналів; можливість аналізу роботи об'єктів; можливість дистанційного налаштування та діагностування контролерів; ведення звітних документів і журналів дій в аварійних ситуаціях та ін. Крім цього передбачається включення в автоматизацію системи контролю безпеки засобів пересувного моніторингу стану провісників аварій на базі технопарку інтелектуалізованих мобільних робототехнічних пристроїв.

Систему моніторингу параметрів серед, забезпечення безпеки та управління технологічними процесами ефективно застосовуються і добре себе показали в розвинених вугледобувних країнах: Польща (система «EMAG»), Іспанії («RELIF-2000»), Німеччини («SIWA-2000»), Японії та Китаї (японсько-китайська система «CONSPEC»), США, Австралії, Канаді та ін., на шахтах Великобританії застосування систем моніторингу та управління станом обладнання, аерогазового середовища та ін. (розробка «Trox Ltd», «Continental Conveyor Ltd»), що дозволило не допустити великих вибухів і пожеж протягом останніх десятиків

років.

В Україні теж розроблено та впроваджується у виробництво система, що контролює аерогазовий режим шахт, технологічні параметри та напружений стан породного масиву. Зокрема: телекомунікаційна система диспетчерського та автоматизованого керування гірськими машинами та комплексами «УТАС» (уніфікована телекомунікаційна автоматизована система, яка забезпечує безперервну автоматизовану систему протиаварійного захисту шахт, розробляється з 2002 р.). "СКПТ"; система «АПСС-1» та «ЗУА-98» прогнозу викиду небезпеки пластів на базі акустичних методів; апаратно-програмний комплекс «КАГІ». Розробляє інформацію про аерогазову обстановку в гірничих виробках; система «АЛЕРТ», що виконує класифікацію поточного стану безпеки шахт, автоматичне повідомлення про передаварійний та аварійний стан та інші системи. У підсистемі «АЛЕРТ» інформація передається шляхом паралельного розсилки повідомлень через комп'ютерно-телефонну мережу. Усі системи створено для забезпечення безпеки робіт на шахтах і, в основному, спеціалізованих для контролю окремих процесів.

Однією з найбільш перевірених і надійних систем вважається система «УТАС», яка включає об'єднані в цілісний комплекс датчики, систему передачі даних та електронно-апаратну складову. Система «УТАС» виконує такі функції: індикацію поточних значень контрольованих об'єктів; візуальну попереджувальну сигналізацію передаварійного стану (обладнання); візуальну та звукову аварійну сигналізацію про досягнення гранично допустимих рівнів параметрів (показників) або аварійного стану; сигналізацію про граничні положення деталей машин та механізмів; включення об'єктів у роботу за командою диспетчера та їх технологічну зупинку; передачу, прийом, відображення, реєстрацію та накопичення інформації, що надходить від складових частин, система; надання диспетчеру інформації про стан об'єкта, що контролюється, з використанням чотирьох типів сигналів (нормальна робота, передаварійний стан, аварійний стан, режим перевірки). Незважаючи на те, що в системі «УТАС» широко подавати

питання контролю аерогазового режиму та діагностики технологічного обладнання питання контролю стану та управління геотехнічною системою «кріплення масиву» фактично не розглядаються. Геомеханічний фактор досить слабо представлений у системах контролю та забезпечення безпеки внаслідок різноманітності, складності, слабкої прогнозованості та недостатньої вивченості поведінки гірських порід під дією техногенних навантажень.

1.3 Метод і інформаційна система математичного моделювання, застосування для прогнозування стану гірничих порід

Метод математичного моделювання геомеханічних процесів використовує основне положення теорій пружності, пластичності та повзучості. Тим не менш, для вирішення задач з оцінки змін геомеханічного стану породного масиву застосування точних аналітичних методів практично неможливе, оскільки необхідно проводити надмірну ідеалізацію граничних умов. Внаслідок цього набули широкого розвитку наближена кількість методів, серед яких найбільш поширений метод кінцевих різниць, метод кінцевих елементів і метод граничних елементів. Ці методи ґрунтуються на закономірностях механіки суцільних середовищ, при цьому необхідно дискредитувати досліджуваність об'єкту на окремі проблеми, внаслідок чого рішення дає безліч значень у вузлових точках.

Метод кінцевих різниць має недолік, який полягає в складності його застосування для неоднорідних середовищ. У методі граничних елементів на елементи розбивається тільки межа області, а рішення будується на основі отриманих аналітичних рішень для завдань таким чином, щоб приблизно задовольнити заданим граничним умовам на кожному елементі контуру. За допомогою граничних елементів полегшено вирішення завдань у пружній

постановці. Проте недостатня розробка алгоритмів, реалізації складних нелінійних задач стримує його практичне застосування.

Метод кінцевих елементів передбачає, що фізична модель у межах елемента розрахункової схеми залишається суцільною. Механічні властивості елементів задають на основі закономірностей деформування гірських порід, а отримання зусилля та переміщення – з умови статичної сумісності система. Це дозволяє формулювати граничні умови виходячи з фізично обґрунтованої розрахункової схеми, застосовувати метод до дослідження геотехнічних систем зі складною геометрією та різноманітністю властивостей. Метод широко застосовується для вирішення лінійних, нелінійних, динамічних.

При цьому, МКЗ має переваги: охоплення завдань зі змінами властивостей гірничих порід; засоби для обліку не лінійності у елементах; легкість сприйняття інженерами, привабливість і високий рівень чисельного розвитку. Від коректного визначення кількості та розташування розрахункових вузлів, форма кінцевих елементів і заданих фізико-механічних властивостей залежить якість розв'язання задачі. Ці процеси є найбільш трудомісткими і вимагають автоматизованих систем введення вихідної інформації (препроцесорами). Розв'язання геомеханічної задачі та врахування параметрів поля напруг у елементах моделі та переміщень вузлів проводиться спеціалізованими розрахунковими модулями (назване процесорами або лічителями). Аналіз результатів вирішення завдання вимагає автоматизованої обробки великих масивів даних (систему називають постпроцесорами) та їх візуального представлення.

Вирішення складних завдань прогнозу стійкості породного масиву та підземних гірських виробок стало можливим після створення продуктивних обчислювальних систем та сучасних комп'ютерних технологій реалізації ресурсномістких методів математичного моделювання геомеханічних процесів. Процес моделювання, обробки результатів експериментів, аналізу даних моніторингу, вирішення різних інженерних завдань неможливо без спеціалізованого програмного забезпечення. Комп'ютер, суперкомп'ютер,

кластерні обчислювальні системи дозволяють досить повно і точно моделювати різне експеримент і ситуації, складність явища природи і вирішувати завдання, недоступність прямої експериментальної перевірки. Але великі обсяги даних, одержуване при моделюванні складних явищ, неможливо проаналізувати, не вдаючись до попереднього використання.

У звіті Національного наукового фонду США 1987 року «Візуалізація в наукових обчисленнях» був сформований напрямок, який розвиває метод і засоби розуміння процесів із залученням до аналізу даних здатності бачити і розуміти зображення. При використанні в системі безпеки розрахункових модулів, що моделюють породний масив, візуалізація результатів є необхідним функціоналом. Вимоги до технологій обробки даних сформульованих провідними спеціалістами з розробки інформаційних систем у документі.

Наприклад, в області геомеханіки була опублікована частина вихідних кодів програм для геомеханічних розрахунків, розробленої під рук. А.Б. Фадєєва (написана на мові Фортран 4), в ІГТМ НАНУ та ДНУ також розроблено та апробовано розрахункові модулі, але для них відсутні ефективні програми, що забезпечують можливості інтерактивного введення та обробки інформації з широким набором з обробкою параметрів за різними геомеханічними критеріями. Моделювання процесів може мати багато кроків і вимагає перегляду отриманих даних у різних уявленнях. Тобто програма повинна запам'ятовувати всі кроки і представляти графічній оболонці ті дані, які в даний момент необхідні інженеру. Для ефективного використання систем математичного моделювання геомеханічних процесів у системах безпеки робіт важливим є уніфікація розрахункових схем, автоматизація введення даних та обробки інформації.

Представляючи дані різними способами, наприклад, як матриця або рівняння стану, можемо застосовувати до них метод алгебри, аналізу, математичної статистики, вирішувати диференціальні та інтегральні рівняння. Для цих цілей можна використовувати систему інженерних обчислень.

Найбільш потужною з поширених систем такого роду можна назвати MatLab. Більш мобільним, але менш функціональним засобом є популярний пакет МКЕССН. Він дозволяє користувачеві проводити досить складні математичні розрахунки, обробляти і візуалізувати різні дані та навіть писати прості програми на вбудованій алгоритмічній мові. У зазначених програм є два основних обмеження: це низька швидкість, з якою подібні системи проводять обчислення, і необхідність писати програму на спеціалізованому внутрішній мові. Слабкість МКЕССН, стосовно роботи з двомірними даними полягає в незручних засобах візуалізації, низької швидкості, а відповідно в поганій пристосованості до роботи з великими обсягами інформації.

Для побудови цифрової моделі поверхонь отримав розповсюдження пакет, яким завдяки своїй компактності та зручності користуються багато дослідників. Цей пакет можна було б використовувати у вигляді складової частини програм для обробки даних, але його застосування ускладнює відсутність вихідного коду і недостатня точність обчислень.

Програма 3DFTOXH має аналогічне призначення, проте менший набір доступних засобів і приємніший інтерфейс. Інша система наукової графіки має широкі можливості візуалізації даних, дозволяє будувати поверхні, векторні поля, візуалізувати об'єкт, завдання у вигляді кінцевих елементів. Однак за всіх своїх переваг вона корисніша для підготовки до друку статті або звіту, ніж для роботи в системі безпеки. Такі програми розраховані на невеликі об'єм даних, що обмежує область їх застосування, особливо для геомеханічних розрахунків, які оперують великими масивами даних.

Програма «Ліра» для розрахунків будівельних конструкцій і ґрунтів має бібліотеку кінцевих елементів, що дозволяє створювати комп'ютерні моделі: стрижневі плоскі та просторові схеми, оболонки, пліт, балки-стілки, масивні конструкції, мембрани, тіні, а також система (плити і оболонки, підпертя ребрами, плити на пружній підставі). Для геомеханічних розрахунків гірських порід програма не застосовна, тому що розрахована для ґрунтів, деформування яких

відрізняється від гірських порід, в ній неможливо задати тиск порід, що лежать, і врахувати глибину залягання вробіток.

Програма «Ліра» є пакетом кінцева-елементних програм для двовимірних і тривимірних розрахунків напружено-деформованого стану, стійкості та фільтрації в складних геотехнічних системах. При моделюванні потрібно враховувати розвиток гідростатичного та надлишкового парових тисків у гранті, а також взаємодію між цими конструкціями та ґрунтом. Однак на наш погляд ця система більше підходить для розрахунку гребель і підпірних стін, ніж гірничотехнічних об'єктів.

Система поширена в таких галузях промисловості, як аерокосмічна, автомобільна, суднобудування, важке машинобудування, медицина та товар народного споживання, забезпечуючи аналіз напружень, вібрацій, довговічності, передачі тепла, шуму/акустики та аеропружності. Водночас, система не застосовна для контролю геомеханічних процесів у системі безпеки внаслідок закритості вихідних кодів, своєї громіздкості та непристосованості до виконання оперативних завдань.

Необхідність розвитку вітчизняного програмного забезпечення пояснюється тим, що пропонування на ринку комерційні програмні комплекси представляти тільки з компілюваннями кодами, їх неможливо розширити під нові умови без вихідного програмного коду, а також оцінити адекватність математичної моделі, закладеної в розрахунковий модуль. Найчастіше, програма, пропозиція для геомеханічних розрахунків, створювалися для інших цілей, наприклад, для проектування деталей, збірок і оболонок в машинобудуванні - це програма, розрахунку ґрунтів, основ будівель і будівельних конструкцій - «Ліра» та інші. Тобто програма в основному призначена для оцінки стану матеріалу деталей машин, механізмів, корпусів літаків та ін., тому розраховують виключно пружні середовище, що не відповідає моделі деформування гірничих порід. Зрозуміло, що це є проблемою при розрахунках геомеханічних процесів в осадових гірських породах, тому що для фактичних умов розробки вугільних шахт пружні моделі

дають лише наближену ідеалізовану картину розподілу напруги і на момент часу, коли відбувається пружна деформація. Такі розрахунки часто призводять до некоректних результатів, які не підтверджуються реальними вимірами в гірських виробітках. Комерційні програмні продукти пропонуються користувачам із закриттям вихідним кодом, обмеженням, часто неможливим, потенціалом розширення додатків і найвищими цінами.

Учення ІДТМ НАН України розробили програмний комплекс «GEt-RS», призначений для моделювання різних геомеханічних ситуацій, розрахунку напружено-деформованого стану породного масиву та аналізу отриманих результатів. Завдяки суміщенню методу кінцевих елементів і методу початкових напружень система дозволяє виконувати розрахунок пружно-пластичної деформаційної моделі серед з розміщенням за межею міцності. В результаті розрахунків на друк вдаються значення напруг, деформацій, зсувів і сил для кожного елемента та вузла розрахункової схеми, а також ознаки переходу елементів у непружний (при стисканні) та «розірваний» (при розтягуванні) стан. Система застосовується для аналізу стійкості оголень масиву гірничих порід, оперативного прогнозу геомеханічних процесів, що, у свою чергу, є основою для прийняття рішень щодо забезпечення необхідної безпеки.

Ведення гірничих робіт з геомеханічного фактору. Разом з тим, в результаті розв'язання складних геомеханічних задач програмою «GEt-RS» одержують великі маси даних, управління якими дуже трудомістке. Це потребує вдосконалення методів збереження ресурсів і підвищення значущої ефективності програм. Необхідна нова програма візуалізації та обробки даних, яка повинна відповідати пов'язаним вимогам, що пред'являються до систем безпеки ведення гірських робіт.

Прогнозування деформації та переміщення контуру гірничих виробок одержують з результатів розв'язання серій завдань, пов'язаних однотипними граничними умовами (наприклад, змінюють лише міцнісні властивості для елементів моделі, що описують водонасичену породу, виконують рішення до і після

водо нанесення). Такий підхід дозволяє ефективно застосовувати інформаційну систему «GEt-RS» для аналізу стійкості оголень масиву гірських порід у складних гірничо-геологічних умовах. У результаті розрахунків визначають параметр поля переміщень, що вимагає автоматизованої обробки та візуального представлення великих масивів даних. В результаті чисельного аналізу об'єкта визначають зв'язки між елементарними складовими моделі, закономірності поведінки об'єктів, параметр досліджуваних процесів.

Так як від якості моделювання складних геомеханічних процесів у породному масиві залежить безпека гірських робіт, спеціалізований науковий розрахунковий комплекс повинен відповідати повним вимогам по продуктивності, мати інтерактивність і коректність представлення даних (низьку похибку обчислень), а також мати інструмент для повноцінного управління процесом]. Разом з тим, у програмі засобу введення та введення геотехнічної інформації не дозволяють інтерактивної управляти завданням граничних умов, ефективно обробляти великі маси числових даних, отриманих в результаті математичного моделювання (наприклад, розрахункова схема з 15 тисяч елементів містить близько 3). Тому завдання розробки нової підсистеми візуалізації результатів вирішення складних задач геомеханічної стійкості, що включає можливості інтерактивної візуалізації великих масивів вихідних і розрахованих даних, має велике значення для оцінки сценаріїв розвитку геомеханічних процесів та формування критеріїв оцінки безпеки ведення гірничих робіт з геомеханічного фактору.

1.4 Метод аналізу даних і моделі представлення знань для завдань управління процесами та організації виробництва

Опит створення та експлуатації автоматизованих систем управління показав, що резерв підвищення їх ефективності закладений у переході до інтелектуальних алгоритмів обробки даних, які орієнтовані на знання, представлення сукупністю відомостей про властивості об'єкта управління, закономірностями процесів. На сьогоднішній день геоінформаційні технології та система штучного інтелекту застосовуються в багатьох сферах, пов'язаних з інтерпретацією геологічних даних, з науковими дослідженнями, а також багатьма іншими напрямками. Вони є складовими однієї з ланок у структурі сучасних виробничих автоматизованих систем управління. Проте будь-яка найсучасніша система для прогнозування сценаріїв розвитку ситуацій потребує обґрунтування моделей представлення знань.

Однією з моделей представлення знань є нечітка продукційна модель, заснована на правилах, які дозволяють представити процес управління як пропозиції типу «Якщо – умова, то – дія». Під умовою розуміється пропозиція-зразок, яким здійснюється пошук у основі знань, а під впливом – дії, виконуючі при успішному пошуку. Модель може бути представлена у вигляді орієнтованого графа, вершина якого відповідають об'єктам предметної області, а ребра задають відносини між ними. Об'єктами можуть бути поняття, події, властивості, процес. Відмінною особливістю продукційної моделі є здатність здійснювати вибір правил з деякої множини можливих залежно від встановлених критеріїв, наприклад, трудомісткості, стійкості, достовірності результату та ін.

Переваги нечітких продукційних моделей: модульність; одиниць структур; природність (вводу багато в чому аналогічний процесу міркування експерта); гнучкість ієрархії (зміна правила веде у себе зміна в ієрархії); простота розуміння окремих правил, поповнення та модифікації, механізму логічного вводу. Слабкі

сторони полягають: у витратах часу на непродуктивну перевірку застосування правил; складності уявлення ієрархії понять; на відміну від людської структури знань і відсутність гнучкості в логічному вводі. Як видно, недоліки нечітких моделей систем переважно нівелюються за рахунок застосування високопродуктивної комп'ютерної техніки та застосуванням уніфікованої науково обґрунтованої структури побудови систем безпеки.

Процедур пошуку рішень залежать від особливостей досліджуваної системи (розміру, змінності в часі та просторі, повноти моделі опису систем і визначеності вихідних даних) і вимог (кількості необхідних рішень, припущення та обмеження, спосіб отримання результату), що пред'являються до цих. Є велика кількість програмних засобів, що реалізують продукційний підхід: «оболонки» або «пусте» експертна система – «EXSYS Professional», «Карпа», «Зексперт», «ЗКО»; інструментальна система «ПІЗС», «СПЗІС» (1993-1996 рр..) та ін; система з використанням уніфікованої бездротової мережі «Cisco Unified Wireless Network» Проте, повноцінних систем забезпечення безпеки ведення рів розроблено не було.

Метод нечіткої логіки (фази-логіки) для вирішення прикладних задач управління служать компромісом між точними математичними моделями і опит експлуатації об'єкта. Термін «не чітка логіка» був введений з 1965 р. і запропонований в теорії нечітких множин Лотфі Заде. Існує безліч завдань, при розв'язанні яких буває досить незначно змінити вхідні дані, щоб перейти від точно вирішуваного завдання до невизначеного або отримати певний ступінь невизначеності. Це у великій мірі відноситься і до рішень задач геомеханіки, для яких абсолютно точні дані існують тільки в аналітичних викладках. У той же час, для управління реальними процесами доводиться більше оперувати деякими діапазонами значень параметрів, меж яких можуть бути визначені, в тому числі і аналітичними методами, на основі різних моделей стану об'єкта, зокрема, система «кріплення масив». Істинні значення параметрів у нечіткій логіки належать діапазонам із присвоєнням певних лінгвістичних змін, які можуть керуватися конкретними функціями.

Метод нечіткої логіки вперше були використані на практиці в Японії на високошвидкісних поїздах, внаслідок чого були покращені економічні показники, комфорт і точність їзди. Подальший розвиток метод отримав при використанні в розпізнанні рукописних символів, контролі систем метрополітену (поліпшень комфорт, точність зупинки, енергетичні параметри), в автоматичному контролі електродвигунів, в системі для раннього розпізнавання землетрусів Інституту сейсмології Японії. Метод нечіткої логіки застосовуються для подолання невизначеності тоді, коли система занадто складна, щоб визначити параметр дискретно або точно. Раціональність і високу ефективність використання для систем безпеки ведення підземних робіт алгоритмів на базі методів нечіткої логіки пояснюється великою складністю і низькою передбачуваністю поведінки геотехнічної системи «кріплення-масив», необхідністю узагальнити та спростити логіку рішення.

Підтримання на належному рівні безпеки можливо тільки за результатами оцінки вразливостей підприємства та аналізу ризиків. Для прогнозування попередніх ситуацій у геотехнічній системі, викликаних геомеханічними факторами, можна використовувати широко апробовану модель теорії випадкових процесів, яка визначає ймовірність знаходження системи у всіх станах на базі лінійної системи диференціальних рівнянь А.М. Колмогорова:

Інтенсивності задають для умов конкретного підприємства зі статистики минулих спостережень, експериментальних досліджень або шляхом комп'ютерного моделювання розвитку передаварійної ситуації.

Найбільш поширеними методиками оцінки ризику і стратегій управління ризиками є метод, який викладено в рекомендаціях Служба Безпеки Великобританії - метод CRAMM Інституту Стандартів та Технологій США (Standards and Technology, NIST). Ці методики управління пропонують використовувати для кожного виду ризику ймовірність його появи та шкоду від їх негативних наслідків, а інтегральну оцінку визначати їх твором. Зазначається, що експерти проводять оцінку у вигляді словесних формулювань (лінгвістичних

змін), ґрунтуючись на опті експертів і наявних даних, які зв'язуються з точними числовими даними. Тобто, в нашому випадку доцільно розглядати параметр геотехнічної системи за допомогою теорії нечітких множин, які дозволяють спільно використовувати як кількісні характеристики, що визначаються моніторингом систем «кріплення-масив», так і якісні оцінки експертів.

РОЗДІЛ 2

ОЦІНКА СЦЕНАРІВ РОЗВИТКУ ГЕОМЕХАНІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК НА БАЗІ МЕТОДІВ МАТЕМАТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ

2.1 Методичні аспекти прогнозування геотехнічного стану породного масиву як об'єкта управління

Одним з найбільш ефективних шляхів зниження аварійності та травматизму на гірничодобувних підприємствах є оперативне прогнозування умов відпрацювання вугільних пластів на основі оцінки можливих сценаріїв розвитку геотехнічних процесів із застосуванням сучасних інформаційних систем. Це пов'язано з тим, що прогнозування тривалої та граничної стійкості опрацювань методами математичного моделювання дозволяє заздалегідь визначати необхідний спосіб і засоби їх кріплення, і за рахунок цього знизити ймовірність обвалів порід, а попередня оцінка зон непружних деформацій, їх розташування та об'ємів дозволяє знизити ризик раптових деформацій контуру гірських виробок і своєчасно застосувати технологічні заходи щодо їх запобігання.

Як об'єкт управління розглядається гірничий масив як геологічне середовище з хаотично розташованими порами і тріщинками, для якого приймається припущення, що структура і текстура породи всередині деякого об'єму (у разі застосування МКЗ – в межах одного кінцевого елементу) однорідна, а поле параметрів – гладке і може порушуватися лише на поверхнях розриву суцільності. Відомо, що вихідне поле напруги – об'ємне нерівно компонентне, математично описується тензором напружень.

В умовах плоского завдання в декартовій системі координат (x, y) умови спільності деформацій для суцільного середовища визначаються рівняннями :

$$\varepsilon_x = \frac{du_x}{dx}, \quad \varepsilon_y = \frac{du_y}{dy}, \quad \gamma_{xy} = \frac{du_x}{dy} + \frac{du_y}{dx}, \quad (2.1)$$

где $\varepsilon_x, \varepsilon_y$ - Повні відносні деформації по координатних осях x, y ; u_x, u_y – осьові переміщення; γ_{xy} – деформації зсуву.

Зв'язок між напругами та деформаціями в пружному середовищі в найбільш простому випадку ізотропного однорідного і неоднорідного лінійно деформованого тіла, якщо обмежуватися досить малими інтервалами деформацій, представляється у вигляді :

$$\begin{aligned} [\sigma] &= [\sigma_1, \sigma_3] \leftarrow \sigma_1, \sigma_3 = 0,5 \left((\sigma_{xi} + \sigma_{yi}) \pm \sqrt{(\sigma_{xi} - \sigma_{yi})^2 + 4\tau_{xyi}^2} \right); \\ [\varepsilon] &= [\varepsilon_1, \varepsilon_3] \leftarrow \varepsilon_1, \varepsilon_3 = 0,5 \left((\varepsilon_x + \varepsilon_y) \pm \sqrt{(\varepsilon_x - \varepsilon_y)^2 + 4\gamma_{xyi}^2} \right), \end{aligned} \quad (2.2)$$

где E – модуль пружності, Па; μ – коефіцієнт Пуассона.

Умова спільності деформацій та напруг має вигляд :

Технологія розрахунку математичної моделі серед методу кінцевих елементів включає: формування схем вузлів та поділ досліджуваної ділянки масиву на елементи; побудова матриць жорсткості систем шляхом встановлення залежностей між силами і переміщеннями у вузлах елементів (завдання закону переміщень відповідно до прийнятого закону, враження компонент деформацій і напруг через невідомість параметрів визначення жорстких характеристик елементів); складання систем рівнянь, що визначають сумісність деформацій досліджуваного об'єкта, їх вирішення та обчислення значень переміщень у розрахункових вузлах; визначення компонент напружено-деформованого стану (ПДВ) система, що розраховується, на основі знайдених значень переміщень вузлів. У межах кожного елементу розрахункової схеми фізична модель

залишається суцільною та безперервною. Параметр ФМС кожного елементу задають на основі механічних гіпотез, а пошук сил і переміщення – з умови кінематичної сумісності систем.

Для опису геомеханічних процесів, що протікають у масиві навколо гірських виробок, використовуються уявлення про деформування порідного середовища, яке стверджують, що пружні деформації відбуваються до певного рівня, після чого, в процесі руйнування, утворюються зони непружних деформацій, де породи знаходяться в якісно новому стані. Під руйнуванням порід розуміють стан прогресивного збільшення зміщень і деформацій, що характеризується об'ємним, часто неконтрольованим переміщенням приконтурного масиву в гірських виробках. Руйнування гірничих порід є складним процесом, який залежить від величин і швидкості застосування навантаження, напруженого стану порід, його міцності та структурних властивостей. Процес руйнування починається на мікроскопічному рівні і, у разі його розвитку, набуває макроскопічного масштабу. Процес супроводжується зсувом вздовж поверхонь ковзання, мікротріщинами та розривом зв'язків між зернами.

У свою чергу стійкість породного масиву значною мірою залежить від співвідношень напруг, що діють у масиві, до міцності та деформаційним властивостям порід. Зони непружних деформацій у масиві гірничих порід відрізняються наявністю значної кількості додаткових систем тріщин. Характер руйнування порід, розташування щодо виробки та розповсюдженість зон непружних деформацій визначають інтенсивність деформування гірських виробіток, що є найважливішим фактором, від якого залежить ризик обвалів гірських порід.

Залежно від типу та структур порід непружні деформації відбуваються внаслідок пластичного перебігу, крихкої руйнації або їх сумісних проявів. Тому реальним деформаційним процесам, що відбуваються в різних типах порід, найбільш близько відповідає пружності.

Непружні деформації гірських порід виникають у результаті мікро-ковзань усередині їх полікристалічної структури. Тому критерій перетворення зовнішніми напругами зв'язків в умовах нерівнокомпонентного стиснення може бути досить точно описаний критерієм Кулона-Мора.

Розглянута вище математична модель геотехнічної системи як об'єкта управління є реалізацією уявлення реального середовища, на якій спочатку базується геомеханічна модель. Крім математичного представлення реального об'єкта геомеханічна модель містить дані за структурними та геологічними характеристиками масиву, фізико-механічними властивостями порід та початковим напруженим станом гірського масиву. Так як для вирішення питань безпеки гірських робіт необхідно складати і аналізувати різні ситуаційні моделі, то геомеханічна розрахункова схема включає не тільки параметр геологічного розрізу реального масиву порід, але і містить дані за конкретними гірничо-технологічними умовами, підземною спорудою або гірничою обробкою. Для яких виконується оцінка стійкості.

Прогнозування поведінки породного масиву та оцінка ризиків обвалу порід проводиться в результаті розв'язання прямих завдань, в яких на основі відомих ФМС порід виконується розрахунок можливих вузлових зміщень контуру виробок, деформацій, основних і дотичних напруг для кожного процесу. Гірничих виробітків і засобів їх кріплення.

У той же час зворотна задача визначення деформаційних властивостей порід на основі фіксованих в результаті моніторингу, наприклад, зсувів і деформацій контуру виробок, може бути вирішена для контролю поточного стану порід і оцінки достовірності результатів моделювання.

2.2 Удосконалення інформаційної системи оцінки та оперативного прогнозування геомеханічних процесів у породному масиві

Сучасна програма з оцінки геомеханічного стану порідного масиву є складністю об'єктно-орієнтування інформаційної системи, що включає алгоритм обробки великих масивів даних. Разом з тим, далеко не кожне ПЗ має можливість працювати в інформаційних системах безпеки в режимі реального часу для оперативного прогнозу стану породного масиву внаслідок їх недостатньої продуктивності та надійності.

Ці системи повинні відповідати вимогам щодо коректності вихідних даних, мати низьку похибку обчислень, а також надавати інженеру всі необхідні інструменти для повноцінного управління процесом моделювання (інтерактивність управління даними та ін.). Тому для підвищення надійності прийнятих рішень щодо забезпечення безпеки на шахтах актуальною є задача покращення якості та надійності роботи програмних алгоритмів та підвищення швидкодії інформаційних систем оперативного прогнозування протікання геомеханічних процесів.

Метою цих досліджень було створення архітектури проекту, оптимізованого алгоритму та комп'ютерної програми для автоматизованої підготовки вихідних даних, відображення та аналізу результатів розв'язання складних завдань геомеханічної стійкості як одного з основних елементів систем забезпечення безпеки ведення гірських робіт з геомеханічного фактору. Розробка даної підсистеми проведена на базі апробованої і добре зарекомендувала себе на практиці інформаційної системи.

«GEO-RS», призначеної для розрахунку напружено-деформованого стану гірських порід та оцінки стійкості виробітків .

Таблиця 2.1 – Формалізація граничних умов для геомеханічної моделі

Назва параметрів	Позначення	Од. вим.
Пружні та міцність властивості порід		
• модуль пружності	E	Па
• коефіцієнт Пуассона	μ	
• об'ємна вага	γ	кГ/м ³
• зчеплення	C	Па
• кут внутрішнього тертя	α_c	град
• міцність на стискання	σ	Па
• міцність на розтяг	α_p	град
• коефіцієнт структурного ослаблення	$k_{стр}$	
Структурні характеристики породного масиву		
Глибина розташування виробки	h	м
Кут залягання порід	α	град
Потужність шарів порід	m	м
Послідовність залягання породних шарів	h	м
Технічні параметри засобів підтримання гірничих виробок		
Спосіб кріплення виробок	<i>схема</i>	
Спосіб охорони виробок	<i>схема</i>	
Форма виробок	<i>схема</i>	
Площа перерізу виробок	S_B	м ²
Конструктивний відсік рамного кріплення	$F_{кр}$	Н
Щільність установки анкерного кріплення	n_A	шт/м
Місце розташування охоронних конструкцій	<i>схема</i>	

Таблиця 2.2 – Базовий параметр прогнозного стану породного масиву, одержуване в результаті розрахунків

Назва параметрів	Позначення	Од. вим.
Осьові вузли зусиль	F^x, F^y	Н
Осьові вузли зсуву	u^x, u^y	м
Максимальні і мінімальні головні напруження	a_1, a_3	Па
Дотичні напруження	τ_{xy}	Па
Максимальні та мінімальні головні деформації	$\varepsilon_1, \varepsilon_3$	
Деформації зсуву	γ_{xy}	м
Повне усунення вузлів	u^{xy}	м

Аналіз попередніх версій розрахункового комплексу показав, що дана система має ряд недоліків, які не дозволяють її використовувати як елемент

системи безпеки. Зокрема: відсутня інтерактивна взаємодія користувача з програмою та візуалізація інтегральних характеристик ПДВ досліджуваної геомеханічної моделі (комбінацій напружень, критеріїв стійкості, орієнтації векторів основних напружень); немає процедури з експорту розрахованих даних; процес моделювання не автоматизований; низька швидкість промальовування графічних об'єктів; неможливість відображення розрахункових схем більше десяти тисяч елементів; немає зв'язку з даними фізико-механічних властивостей порід; немає керування відображенням координат вузлів, номерів елементів, властивостей об'єктів.

В результаті досліджень створено архітектуру підсистеми введення вихідної інформації, відображення та аналізу результатів розрахунку, яка позбавлена зазначених недоліків і була інтегрована в нову версію програмного комплексу. Архітектура підсистем складається з основних структурних елементів, які пов'язані між собою за допомогою програмних функцій, Система захищена паролем при вході в програму та виході з режиму очікування комп'ютера.

Друга група модулів (препроцесор) забезпечують завантаження збереженої або створення нової розрахункової схеми в інтерактивному режимі з формуванням динамічних масивів вихідних даних для розрахунку ПДВ. Модулі препроцесора дозволяють: на базі трикутних елементів формувати розрахункові схеми породного масиву з урахуванням його структур та конфігурації виробітків; вводити вихідні міцності та деформаційні характеристики порід пошарово та для кожного елементу окремо; виконувати завантаження, коригування та попередній перегляд підготовлених розрахункових схем. У препроцесорі реалізовано алгоритм розрахунку шістнадцяти типів автоматичної дискретизації моделі, заданих розподілених сил і переміщень, координат вузлів, кутів падіння порідних шарів.

У програмі передбачено можливість коригування вихідних граничних умов, у тому числі за результатами шахтного моніторингу: сил, зміщень вузлів, фізико-механічних властивостей гірських порід. Реалізовано режим інтерактивної

візуалізації вихідних і розрахованих даних. Робота системи може бути налаштована на апаратному забезпеченні незалежно від виробника обладнання. Короткі дані про файли наведено в табл. 2.3.

Діалоги є самостійними об'єктами, що дозволяють організувати розрахунок шляхом візу розрахункового модуля МКЗ і повністю управляти відображенням розрахункових схем та результатів розрахунку. Крім процедур врахування матриць, програма містить алгоритм обчислення їх змін залежно від положення камер. Клас пов'язаний з конкретною розрахунковою схемою та містить процедуру обробки подій для її створення, переміщення, обертання та масштабування.

Для прискорення виконання програми у вихідному коді створення вектора координат вузлів на УКЯК оператор `mod` і `div`, не використовувати.

Напрямок розбивки прямокутника на трикутну форму поставлено в залежність від прапорів `right00`, `right10`, `right01`, `right11`, рис. 2.3. В результаті при побудові розрахункової схеми МКЗ, що складається з груп блоків по вісім симплекс елементів трикутної форми, реалізовано 16 типів дискретизації схем.

Оцифрування та підготовка даних по розташуванню елементів у розрахунковій схемі проводиться шляхом обчислення значень масиву, що містить номери оточуючих елементів вузлів при вибраному способі розбиття моделі на кінцевий трикутний елемент.

У препроцесорі реалізовано алгоритм розрахунку 16 типів автоматичної дискретизації моделі, заданих сил і переміщень, координат вузлів, кутів падіння порідних шарів. У програмі реалізовано перегляд декількох розрахункових схем одночасно. Це дозволяє користувачеві обробляти більше інформації, швидко вибрати для коригування або розрахунку необхідну схему.

Параметр конкретної гірничотехнічної ситуації враховують завданням у моделі граничних умов, формалізація яких наведена в табл. 2.1,. Важливим

етапом у процесі моделювання геомеханічних процесів є база відомої інформації про об'єкт управління, яка призначена для оперативного аналізу, коригування та введення в розрахунковий модуль МКЗ значень фізико-механічних властивостей порід блок 4. При моделюванні число описуваних структур обчислюється сотнями. Тому для підсистем розробити функції, що відповідають за формування вихідної бази цих типів злементів. Даний модуль відслідковує зміни типів злементів моделі та значення відповідних параметрів, здійснює запис введених користувачем даних. За допомогою графічного інтерфейсу відбувається вибирання, відображення та фільтрація необхідних параметрів властивостей порід. Події зміни об'єктів усередині інтерфейсу та переміщення даних у вікно для розрахунків ініціюються користувачем шляхом «захоплення» виділеного об'єкта у вікні баз даних і переміщення його на панель заданих властивостей порід моделі.

В результаті розрахунків визначають вузли усунення і сили, значення осьових деформацій, головних і дотичних напруг для кожного елементу розрахункової схеми. У кожному конкретному випадку для більш детальної характеристики ПДВ породного масиву розраховуються інтегральний інформативний параметр: повне зміщення вузлів, орієнтація майданчиків ковзання, площі зон непружного деформування та розриву суцільності, концентрації та інтенсивність змін у часі головних напружень та деформацій та ін. Розрахунковий постпроцесор і служать для обчислення інтегральних характеристик моделі, а також графічного аналізу результатів розрахунку (блоки 5, 6). У постпроцесорі реалізовано технології обробки, аналізу та візуалізації великих масивів даних. Під час роботи програма в режимі постпроцесора автоматично або з вибору інженера створюється диференційована колірна шкала, за якою можливе визначення розрахованих параметрів поля напруг і деформацій.

У будь-якому режимі програма дозволяє переглядати за опціями: нумерацію вузлів, нумерацію елементів, накладення зв'язку, вузли силь. Деталізація розрахункової схеми та результатів розрахунку проводиться шляхом укрупнення

масштабу за допомогою меню, панелей інструментів та кількості.

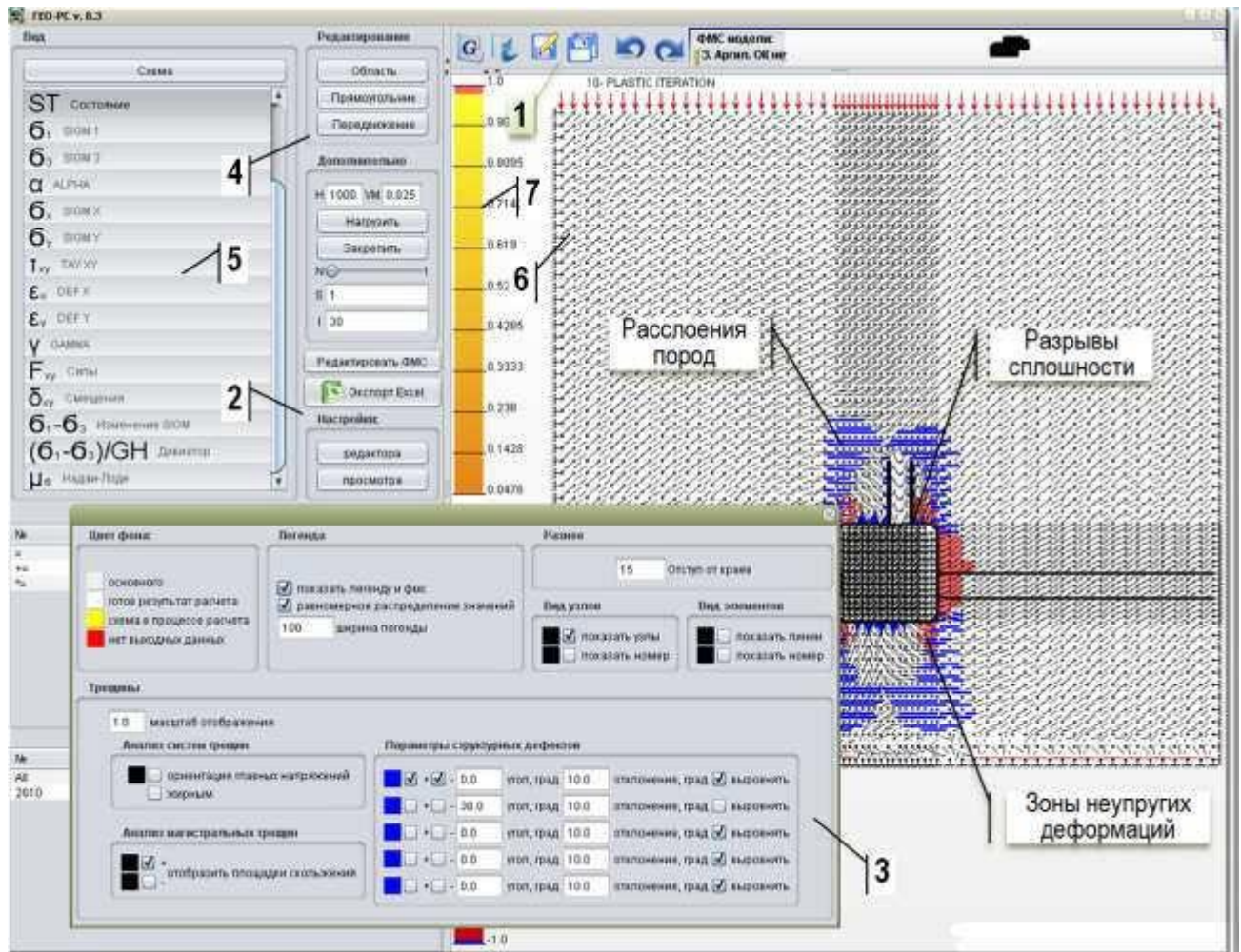
Програма візуалізації забезпечує наочне представлення даних в ілюстраціях та графіках, є необхідною для розуміння науково-дослідних розробок виробниками.

Для можливості повторного використання вихідного коду використано фабричний метод, який полягає у створенні шаблону проектування, який представляє підкласи інтерфейсу для примірників деякого класу. Тобто, делегує створення об'єктів спадкоємцям батьківського класу. Це дозволяє використовувати в коді програму не специфічні класи, а маніпулювати абстрактними об'єктами на більш високому рівні, встановити зв'язок між паралельними ієрархіями класів, зробити код створення об'єктів більш універсальним, не прив'язуючись до конкретних класів, а оперуючи лише загальним інтерфейсом.

Розроблена програма дозволяє сформувати геомеханічну розрахункову схему, відправити вихідну дану на виконання в процесор МКЗ, заповнити числовий і графічний аналіз результатів у постпроцесорі або зовнішньому додатку. Інтерфейс, сценарії взаємодії користувача з системою, функції контролю вихідних даних та аналізу результатів повністю уніфіковано. Система координат може бути повернена на заданий кут (важливо при розбивці областей з нахилом заляганням пластів). Створення, переміщення, копіювання, видалення, зміна властивостей вузлів і елементів моделі виконується інтерактивно, що збільшує швидкість і зручність роботи користувача. Робота може бути організована в кількох вікнах одночасно, що дозволяє порівняти результат розрахунків і внести коригування у вихідне дане, використовуючи візуальне представлення результатів попереднього рішення.

Пропозиції рішення дозволяють повною мірою і з максимальною продуктивністю використовувати розроблене число алгоритмів у системі забезпечення безпеки ведення гірських робіт за геомеханічним фактором. При

цьому вони мають ряд істотних переваг у порівнянні з аналогами, зокрема, у підсистемі реалізувати функції обчислення орієнтації майданчиків зсуву в залежності від положення структурних дефектів у породах, різну методологію аналізу результатів та ін.



1 – меню програм; 2 - панель швидкого доступу управління файлами даних і редактором фізико-механічних властивостей; 3 – панель управління результатами розрахунків, 4, 5 – основна та дублююча панелі коригування розрахункових схем; 6 – панель управління відображенням та інтегральними параметрами ПДВ моделі; 7 – диференційована колірна панель.

Рисунок 2.1 – Інтегрований інтерфейс підсистеми розрахунку геомеханічних параметрів стану масиву гірничих порід

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O	P	Q	R	S
1	Sigma 1																		
2		1,005	1,015	1,025	1,035	1,045	1,055	1,065	1,075	1,085	1,095	1,105	1,115	1,125	1,135	1,145	1,155	1,165	1,175
3		1,495	15,79834	5,763645	1,92813	0,649071	0,446018	0,28625	0,167064	0,096037	0,055893	0,02585	0,01236	0,006298	0,009736	0,00693	0,014164	0,001271	-1,11E-12
4		1,485	10,40155	5,39428	3,374155	2,00544	1,17556	0,795127	0,503879	0,341675	0,223846	0,137909	0,08833	0,051342	-0,03596	0,03476	0,034312	0,014538	-8,29E-12
5		1,475	-7,090483	-5,38666	3,626525	2,39626	1,749863	1,206865	0,860596	0,618961	0,458625	0,322745	0,228083	0,148435	0,086662	0,043432	0,031357	0,007566	-1,42E-11

Рисунок 2.2 – Еспорт значення параметрів у MS Excel

Робота ПЗ у системі безпеки в режимі реального часу повинна мати достатню продуктивність і надійність. Для оцінки обчислювальної ефективності програмного продукту необхідно використовувати методологію підрахунку різних метрик, які визначають якість програм, що важливо при створенні систем, що забезпечують безпеку елементів виробничого процесу. Так, при сертифікації на більш високі рівні за стандартами інформаційної безпеки ISO/IEC Удосконалення процесів в організаціях США різних розмірів та видів діяльності CMMI (Capability Maturity Model Integration) використання метрик коду є обов'язковим, що дозволяє в певному ступені досягти надійності та ефективності програмного забезпечення.

Оцінку ефективності проектів, розроблених на базі об'єктно-орієнтованих мов програмування, здійснюють за допомогою об'єктно-орієнтованих метрик.

У об'єктно-орієнтованих метриках використовується поняття «категорія класів», яке визначає зв'язок класу з працюючою з ним у кооперації групою класів, від яких він не може бути відділений. У категорії класів має бути три умови.

По-перше, клас у межах категорії повинен бути закритий від будь-яких змін. Це означає, що, якщо один клас повинен змінитися, всі класи цієї категорії з

великою ймовірністю зміняться. Якщо будь-який із класів відкрито для деяких змін, вони всі відкриті для такого різновиду змін. По-друге, клас у категорії повторно використовуються лише разом. Вони взаємозалежні і не можуть бути відділені один від одного. Таким чином, якщо робиться будь-яка спроба повторного використання одного класу в категорії, всі інші класи повинні повторно використовуватися разом з ним. По-третє, клас у категорії виконують загальну функцію або досягають загальної мети. З об'єктно-орієнтованих метрик розглянемо підгрупу метрик Мартіна, в яких виділимо основний параметр.

ІС використано для аналізу та оптимізації проекту, зокрема, розрахунку метрик програмного забезпечення: кількості класів, абстрактних класів та інтерфейсів, відцентрового та відцентрового зчеплень, абстрактності, нестабільності, а також відображення структур вихідного коду (пакетів, класів, інтерфейсів та ін.).

Дослідження ефективності роботи та оптимізація модулів в інформаційній системі «GEt-RS» було розпочато з виділення категорій класів проекту. Для підрахунку метрик незалежності та нестабільності категорій підраховувалися зв'язки, які взаємодіють із кожною категорією. Принцип єдиної відповідальності передбачає, що у разі клас повинен мати лише одну можливу причину змін. Якщо клас може бути змінений з кількох причин, то для оптимізації коду його необхідно розділити на окремий клас, оскільки зміни можуть вплинути на його функціональність.

Оцінка впливу абстрактності на потенціал розширення програм та підвищення її функціональності проведена шляхом збільшення абстрактності за рахунок створення з основного класу Geomechanics двох взаємопов'язаних класів Geomechanics та GeomechanicsRect. Функціонально перший клас обробляє масив даних про координати вершин елементів, їх зв'язки і фізико-механічні властивості порід, що моделюються. Другий клас формує сітку кінцевих елементів та відповідає за роботу редактора. Підвищення абстрактності груп класів інформаційної системи призвело до збільшення метрики Мартіна та

функціональності додатка, потенціал розширення програм, з'явилися нові можливості: активізовано автогенерацію сітки за заданими контурами та створення сітки інших типів. Тобто прямий зв'язок між абстрактністю систем та збільшенням потенційної функціональності ІСБ. Вплив абстрактних класів на інтерактивність і функціональність всієї ІС досліджено на прикладі виділення в розрахунковій схемі області та оновлення двох таблиць. Нестабільність і абстрактність всієї ІС склали $I=0,899$ та $A=0,203$ відповідно. Отриманий рівень нестабільності обумовлений тим, що система використовує інтерфейс, що підтримує багато зв'язків. Для оптимізації ІСБ створити два проміжні класи Panel і Dialog. В результаті цього нестабільність проекту була знижена до $I = 0,857$.

Побудуємо графік, на якому відобразимо залежність між абстрактністю та нестабільністю кожної категорії класів ІС та пряму $I+A=1$, яку називають головною послідовністю. На цій прямій будуть лежати категорії, які мають найкращу збалансованість між абстрактністю та нестабільністю груп класів проекту. Тому інформаційна система, в якій всі групи класів лежать на головній послідовності, може вважатися оптимально збалансованою.

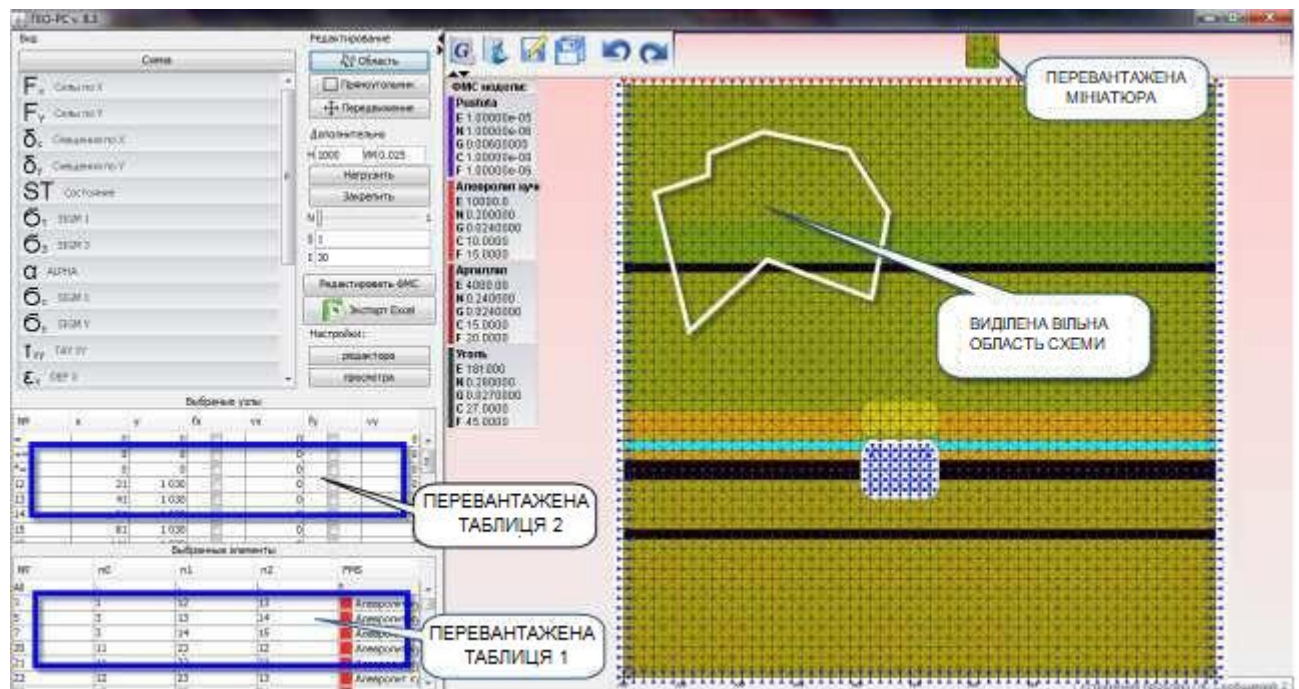


Рисунок 2.1 – Вплив абстрактних класів на інтерактивність систем

візуалізації (показаний взаємозв'язок виділення з краної області з перевантаженням таблиць та мініатюр)

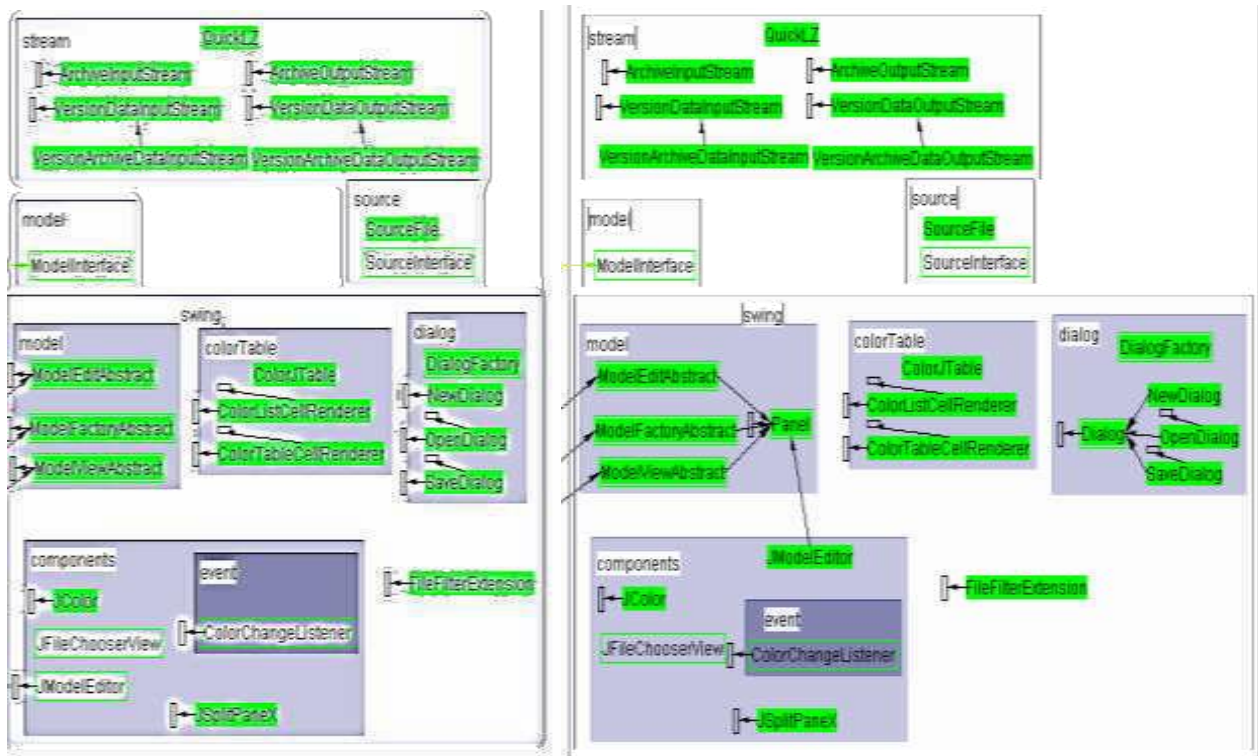


Рисунок 2.2 – Аналіз змін структур та збалансованості програмного комплексу до (а) та після (б) оптимізації вихідного програмного коду (показаний фрагмент систем)

Звичайно, реальний проект таких властивостей не має. Разом з тим, можемо шляхом перебудови структур ІСБ досягти максимального наближення груп класів до головної послідовності. Для цього введемо ще дві метрики, які будуть відображати відстань до головної послідовності

Розглянемо головну послідовність нашої системи. та проаналізуємо зміну відстаней до головної послідовності після зміни груп класів проекту. Як показано на графіку, вповнення зміни вихідного коду ІСБ знизили відхилення параметрів абстрактності та нестабільності від головної послідовності в середньому на 28 %.

Була забезпечена ефективність його роботи в «режимі реального часу».

В результаті досліджень із застосуванням методології побудови архітектур проектів та програмних моделей інформаційних процесів визначення взаємозв'язку між групами класів в об'єктно-орієнтованій ІС, що впливають на її швидкість роботи. Обґрунтовано методику аналізу ресурсоемності ІВ та швидкості обробки вихідних даних для мінімізації часу роботи алгоритмів при постійних характеристиках апаратного забезпечення.

Таблиця 2.3 – Статистичні характеристики відхилення від головної послідовності інтегральних параметрів груп класів проекту

Характеристика	Значення до змін	Значення після змін	Зміни, %
Дисперсія	5,974581	5,523083	– 7,56
Середнєквадратичне відхилення	0,533389	0,512839	– 3,85

Встановлено, що час розрахунку в програмах з оцінки геомеханічного стану породного масиву, що використовують великий масив даних, знижується при збільшенні доцентрового зчеплення взаємопов'язаних груп класів і збільшується при зростанні їх абстрактності, що дозволяє за рахунок мінімізації сум відхилень метрик нестабільності. Мартіна за всіма групами класів проекту отримати найкращу збалансованість ІС. Виконання зміни вихідного коду ІС дозволило знизити середньозважене відхилення параметрів абстрактності та нестабільності від головної послідовності в середньому на 28 %. Нова архітектура послужила основою для розробки восьмої версії ІС «GEt-RS» v 8.2, що дозволило поновити швидкість обробки вихідних даних і самого розрахунку, а, отже, ефективність виконаного комплексом оперативного прогнозу геомеханічних процесів і надійність прийнятих на основі такого прогнозу рішень щодо забезпечення безпеки ведення гірничих робіт. Обґрунтованість і достовірність введів підтверджується статистично значим обсягом проведених чисельних експериментів з виявлення особливостей поведінки ІС при зміні параметрів

абстрактності та нестабільності.

Таким чином, для ІСБ ведення гірничих робіт з урахуванням геомеханічних факторів розроблена нова підсистема введення вихідної інформації, відображення та аналізу результатів вирішення складних завдань геомеханічної стійкості, яка має ряд переваг і відрізняється: інтерактивним управлінням розрахунковими схемами; можливістю автоматизованого розбиття досліджуваної області; диференційованою панеллю; редактором фізико-механічних властивостей порід; функціями розрахунку базових та інтегральних параметрів серед, а також порівняння станів об'єкта управління. Даний елемент ІСБ використаний для підтримки прийняття рішень шляхом оцінки стійкості

РОЗДІЛ 3

ВИБІР РАЦІОНАЛЬНОЇ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ПЛАСТА l_3

3.1. Загальні вимоги до систем розробки вугільних пластів

Ефективність роботи добувних ділень зумовлює система розробки, де формуються всі основні техніко-економічні показники роботи вугільного підприємства.

Система розробки повинна, перш за все, забезпечити безпеку праці працюючих. Йдеться про наявність не менше двох вільних виходів з очисного вибою, про забезпечення належного провітрювання, про недопущення вибухів метану, обвалень порід у вибої, руйнування кріплення та ін.

Система розробки в технічному відношенні повинна забезпечити високу ступінь механізації робіт, мінімальні втрати вугілля. В економічному відношенні система розробки покликана забезпечити мінімальні витрати на видобуток 1 т вугілля.

Всі ці вимоги є вихідними при виконанні магістерської роботи. Говорячи про системи розробки, слід підкреслити, що їх вибір визначається гірничо-геологічними і гірничотехнічними умовами: потужністю пласта, кутом його падіння, властивостями бічних порід, газоносністю пласта, схильністю до раптових викидів вугілля і газу, до самозаймання, обводненістю пласта і порід, порушеністю. Тому тільки повний облік зазначених вимог і чинників дозволить вибрати раціональну систему розробки пласта, що забезпечує високі показники роботи добувних ділень.

3.2. Вибір можливих варіантів систем розробки пласта l_3

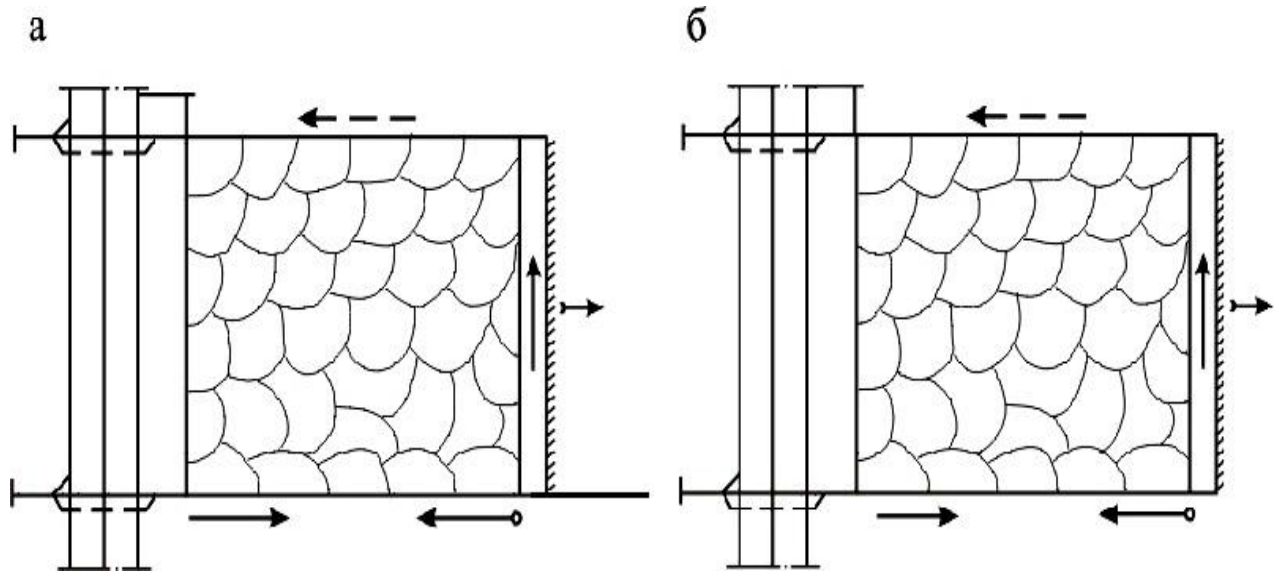
3.2.1. Технологічно прийнятні системи розробки пласта l_3

З викладених матеріалів в розділі 2 і в підрозділах 2.1; 2.2 можна зробити висновок, що оскільки пласт l_3 не схильний до самозаймання і раптових викидів вугілля і газу, то будь-яких категоричних обмежень у виборі системи розробки немає, що в принципі для відпрацювання пласта l_3 технічно можливими системами розробки можуть бути всі модифікації суцільних, стовпових і комбінованих систем розробки середньої потужності пологих пластів з довгими очисними вибоями. Системи розробки з короткими очисними вибоями неприйнятні у зв'язку зі значним газовиділенням.

Так як варіантів систем розробки виходить велика кількість, то на першому етапі відразу виключаємо системи розробки зі спареними лавами в ярусі, з розподілом ярусу на под'яруси як таких, що серйозно поступаються системам лава-ярус в організаційно-технічному відношенні. Обсяг застосування систем розробки з виїмкою спареними лавами з року в рік скорочується у зв'язку з труднощами робіт на сполученні лав зі збірним штреком. Порівняння між собою витрат на проведення та підтримання виробок при відпрацюванні пласта спареними і одинарними лавами показало, що вони приблизно рівноцінні, так як різниця в витратах (5-13%) знаходиться в межах точності підрахунку. Відпрацювання ж одинарними лавами має незаперечну перевагу на увазі того, що характеризується більш високим ступенем надійності. Це пов'язано з тим, що при роботі спареними лавами неможливо здійснити синхронне посування лав, в результаті чого виникають аварійні ситуації на ділянці збірного штреку між лавами, що призводять до довготривалих простоїв і зменшенню видобутку вугілля.

Звідси видно, що технічно можливими варіантами можуть бути: суцільна

система розробки лава-ярус без випередження і з випередженням вибою транспортного штреку (рис. 3.1), суцільна система розробки із середнім вентиляційним штреком (рис. 3.2), стовпова система розробки лава-ярус (рис. 3.3), комбінована система розробки суцільна зі стовповою (рис. 3.4), комбінована



система розробки парними штреками (рис. 3.5), комбінована система розробки стовпова із суцільною (рис. 3.6).

Рисунок 3.1 - Суцільна система розробки лава-ярус:

а - з випередженням штреком вибою лави;

б - без випередження штреком вибою лави.

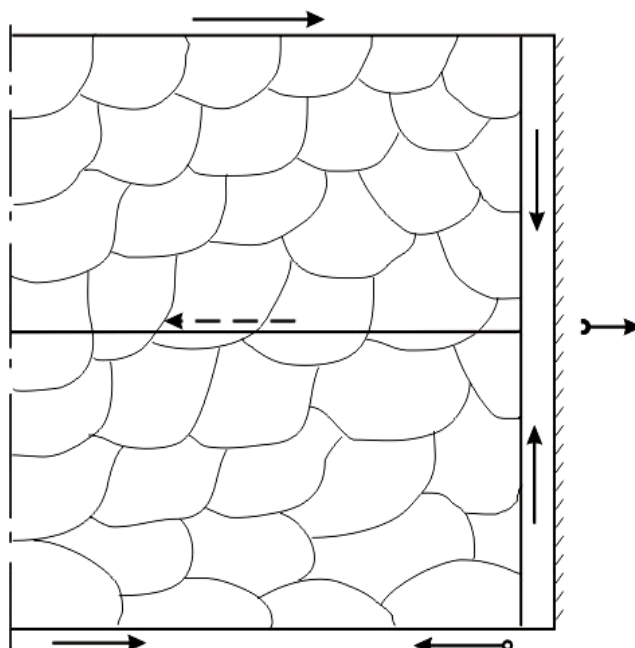


Рисунок 3.2 - Суцільна система розробки із середнім вентиляційним штреком

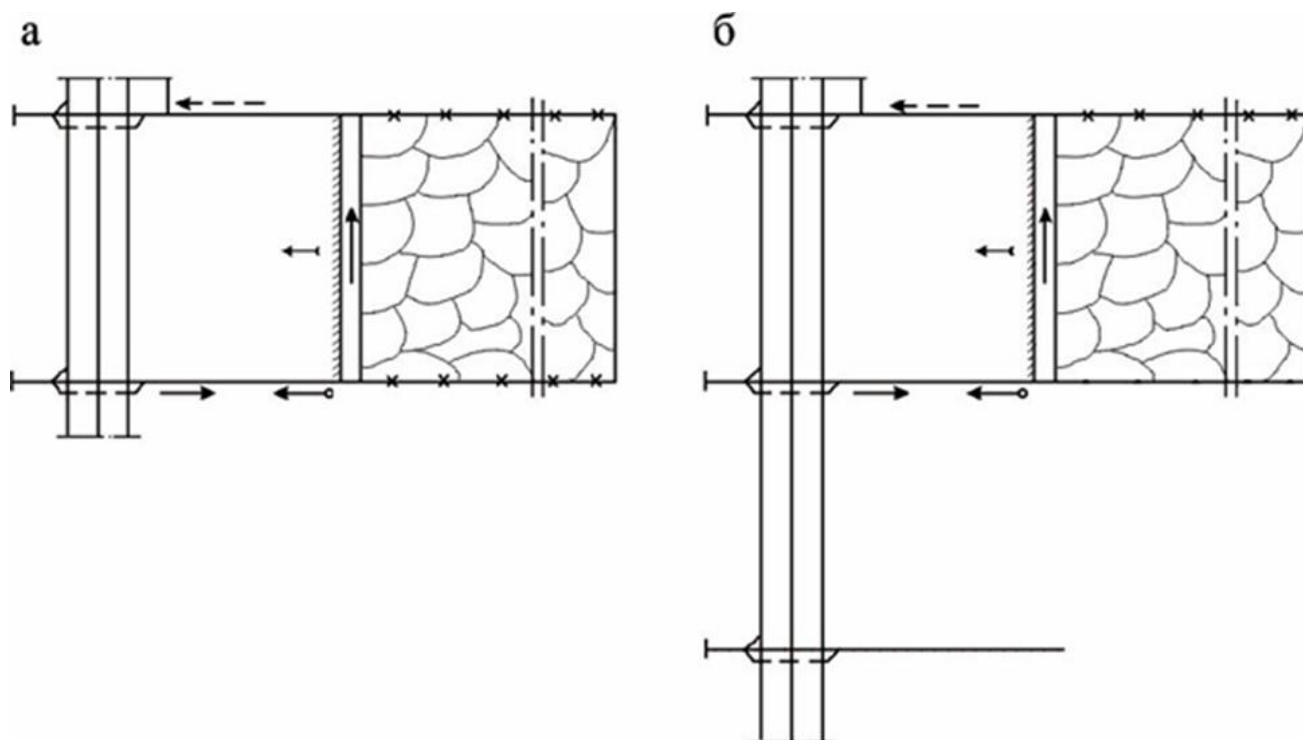


Рисунок 3.3 - Стовпова систем розробки лава-ярус:

а - з проведенням штреків заново;

б - з повторним використанням транспортного в якості вентиляційного.

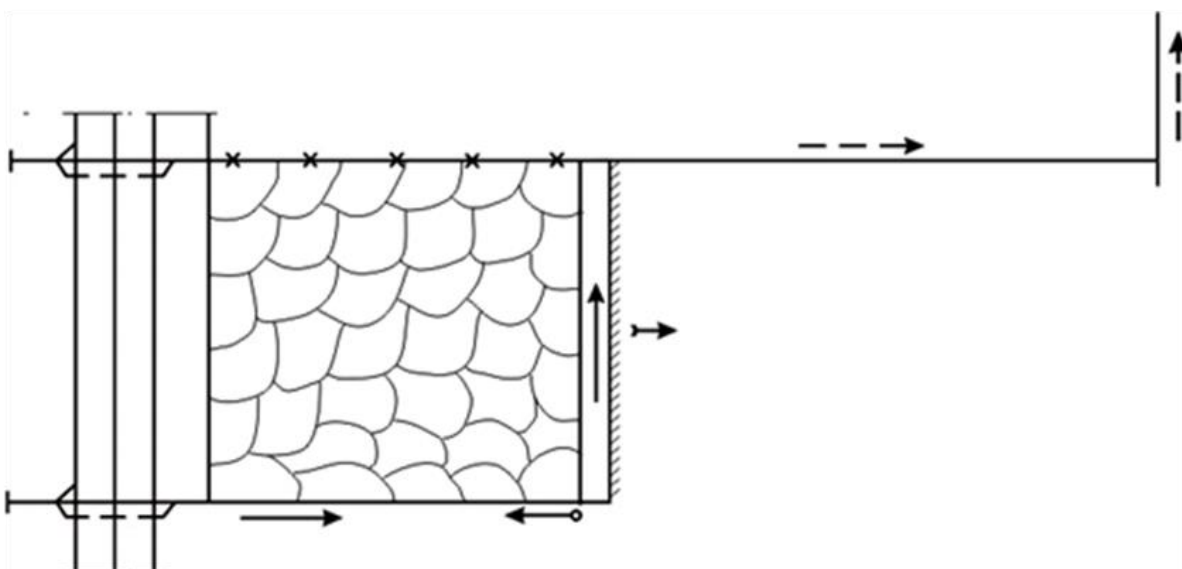


Рисунок 3.4 - Комбінована система розробки суцільна зі стовповою

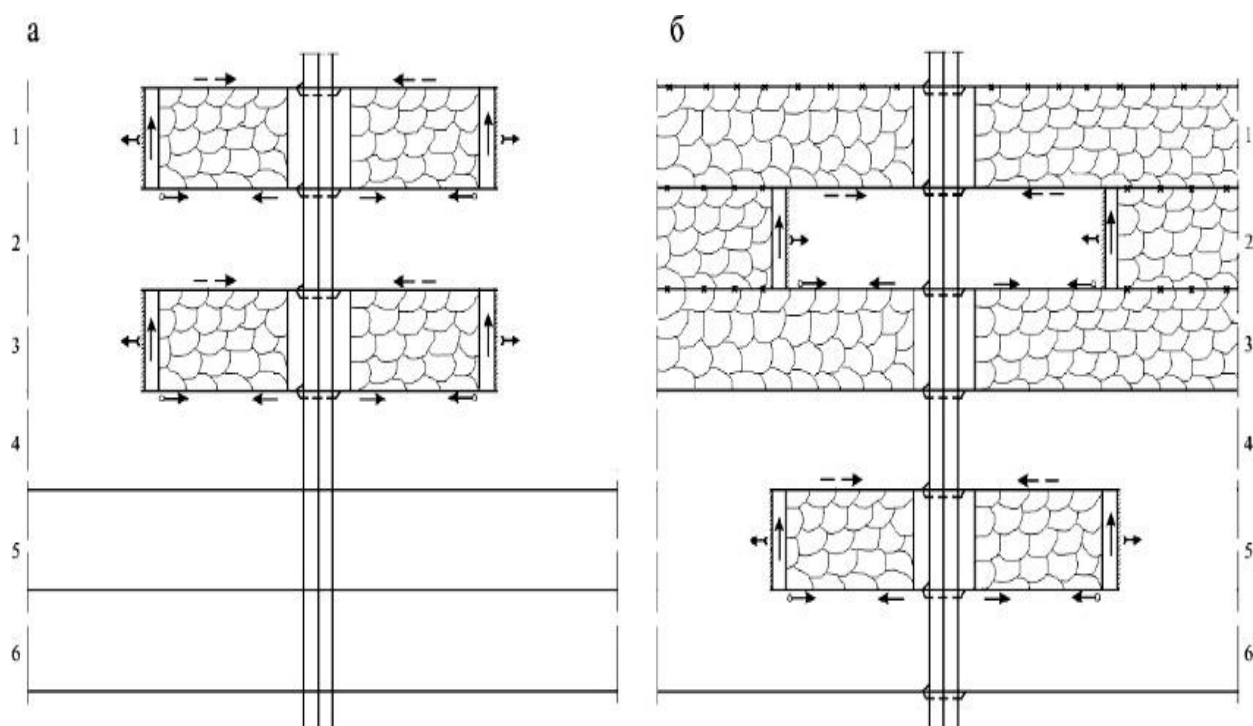


Рисунок 3.5 - Комбінована система розробки парними штреками:

а, б - послідовність відпрацювання ярусів

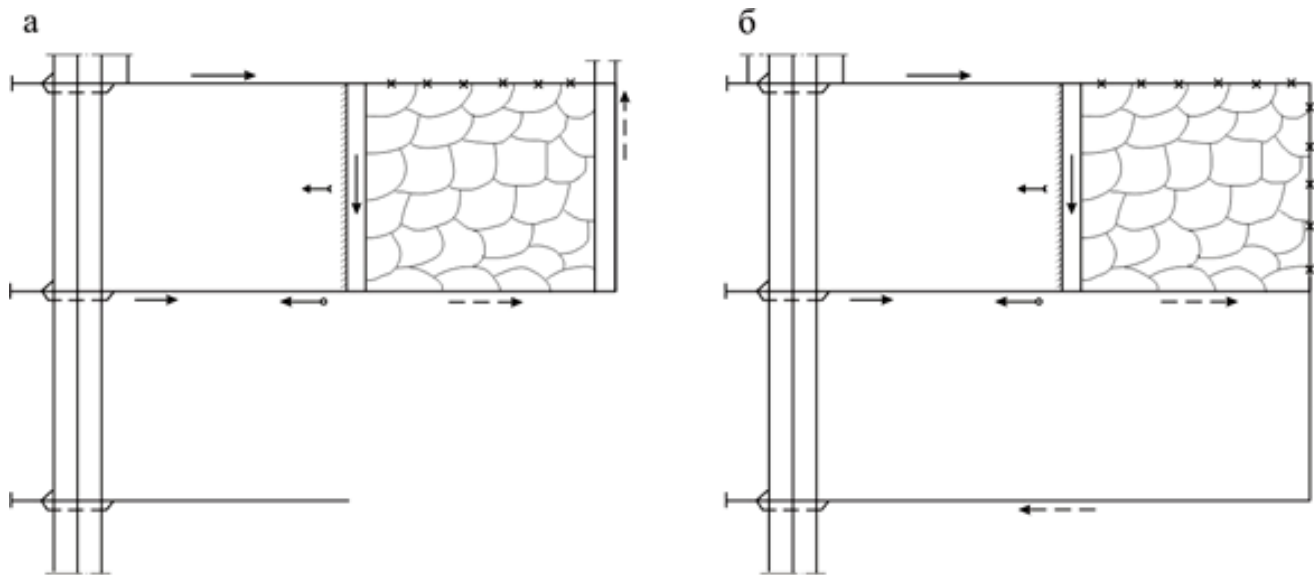


Рисунок 3.6 - Комбінована система розробки стовпова із суцільною:

а - з відведенням вихідного струменя через флангову виробку;

б - з відведенням вихідного струменя через розрізний хідник нижче розташованої лави

Коротко характеризуючи прийняті до розгляду системи розробки, слід зазначити, що перевагами суцільних систем розробки є швидке введення лав в роботу, невеликі початкові витрати на підготовку ділянки; відсутність великої довжини тупикових виробок, що важливо для їх провітрювання; можливість застосування різних способів охорони виїмкових виробок при слабких бічних породах пласта. У той же час треба відзначити, що в загальному випадку для цих систем розробки характерні погані умови підтримки виїмкових виробок, схильних до впливу очисних робіт, і великі витрати на їх ремонт; відсутність попередньої розвідки пласта підготовчими виробками, а звідси, небезпека несподіваної зустрічі непрогнозованих геологічних порушень і виходу ділянки з ладу; очисні і підготовчі роботи не розділені в часі і просторі, що призводить до взаємних організаційних перешкод.

Аналізуючи стовпові системи розробки відзначимо, що їх перевагами є: добрий стан транспортних виїмкових виробок, розташованих в масиві вугілля і

малі витрати на їх підтримку; виключення взаємних перешкод в роботі з проведення виїмкових виробок і очисної виїмки, що дозволяє ефективно використовувати високопродуктивну техніку для очисних і підготовчих вибоїв; детальна розвідка пласта в період підготовки стовпів про умови його залягання; погашення підготовчих виробок проводиться в міру посування очисного вибою, що дозволяє регулярно і повно виймати металеве кріплення; відсутність витоків повітря через вироблений простір, що забезпечує нормальне провітрювання лави. У той же час в якості недоліків слід відзначити: великий обсяг проведення підготовчих виробок до початку ведення очисних робіт, що подовжує терміни введення лав в експлуатацію; складність провітрювання підготовчих виробок великої протяжності в період їх проведення; обмеження навантаження на очисний вибій за газовим фактором на газоносних пластах.

Комбінована система розробки суцільна зі стовпової (рис. 3.4) дозволяє повторне використання штреку, забезпечує прямоточне провітрювання ділянки, виключаючи виток повітря через вироблений простір. Але при цьому необхідним є проведення додаткової флангової виробки. Складним є провітрювання флангової виробки при її проведенні. Ускладнюється доставка матеріалів і обладнання по вентиляційному штреку.

Перевагами системи розробки парними штреками (рис. 3.5) є: швидке введення очисних вибоїв в роботу; можливість одночасного відпрацювання кількох лав в крилі панелі без взаємного впливу очисних вибоїв в суміжних лавах на стан транспортних і вентиляційних штреків; зниження обсягу проведення підготовчих виробок (для трьох лав проводиться чотири штреки замість шести); зниження втрат вугілля за рахунок відсутності міжлавних ціликів. У той же час при цій системі розробки висока трудомісткість підтримки штреків, особливо в період їх повторного використання. При зворотній виїмці штреку на сполученні з лавами відчувають великий гірське тиск, в цих місцях нерідко відбуваються обвалення порід.

Комбіновані системи розробки стовпові з суцільними дозволяють

забезпечити хороший стан транспортних виробок, зменшити початковий обсяг проведення виробок при підготовці виїмкової ділянки, поліпшити умови провітрювання виїмкової ділянки і збільшити навантаження на очисний вибій на пластах з високою газоносністю. У той же час наведені системи розробки вимагають проведення флангової вентиляційної виробки (а) або завчасного проведення і підтримки розрізного ходка і транспортного штреку нижче розташованого ярусу (б).

Аналізуючи і зіставляючи викладені характеристики систем розробки і умови залягання пласта l_3 переконуємося, що названі системи розробки в принципі реальні, але підлягають глибшому розгляду в їх конструктивному вигляді. Тоді можна прийняти аргументоване рішення про вибір кращої з них. І техніко-технологічну, і організаційну ефективність суцільних і комбінованих (суцільних зі стовповими) систем розробки, як заявлено в підрозділі 2.2, будемо визначати на основі вибору і оцінки способів і засобів охорони підготовчих виробок, а стовпових і комбінованих (стовпових із суцільними) – на основі вибору і оцінки способів підготовки довгих стовпів.

3.2.2. Оцінка можливих способів охорони штреків при застосуванні суцільних і комбінованих (суцільних зі стовповими) систем розробки пласта l_3

Для забезпечення надійного підтримання виробок в робочому стані необхідно здійснити комплекс заходів, який охоплює питання вибору місця закладення виробки в гірському масиві, що визначають складність і вартість її проведення, рівень втрат вугілля, а також вибору способу її охорони, способу і параметрів кріплення. В якості додаткових заходів можливе використання способів активного управління напружено-деформованим станом гірського масиву, що примикає до виробки (створення порожнин або вибухоцілинне розвантаження

гірського масиву, вибурювання розвантажувальних щілин або свердловин, нагнітання в пласт водних розчинів ПАР тощо).

Вихідним у виборі місця розташування виробок (пластове або польове) в роботі є положення, що польове розташування доцільно в тому випадку, якщо відомі способи і засоби охорони пластових виробок не забезпечують їх нормальний експлуатаційний стан (в умовах пласта, вугілля якого не схильне до самозаймання). При цьому, перш за все, розглядається і оцінюється можливість повторного використання транспортних виробок в якості вентиляційних.

Традиційно для охорони підготовчих виробок застосовуються вугільні цілики, бутові смуги, органне, кущове кріплення, костри з круглого лісу або шпального бруса, конструкції із збірного залізобетону (БЖБТ). До більш сучасних способів слід віднести суцільні смуги з бетону із наповнювачами зі шлаку, рядової породи, а також із фосфогіпсу та інших відносно дешевих замінників цементу.

Зі зростанням глибини робіт охорона виробок ціликами вугілля стає все менш перспективною.

Для глибин 100÷1000 м розмір охоронного цілика розраховується [5]

$$\ell_{\text{ц}} = 250 \cdot \sqrt{m \cdot H} \cdot \left(\frac{1 + \frac{1}{K}}{90 + K^2} \right) \cdot n, \text{ М}, \quad (3.1)$$

де m - потужність пласта, м;

H - глибина робіт, м;

K - коефіцієнт міцності порід на контурі виробки;

$$K = \frac{\sigma_{сж}}{10}, \quad (3.2)$$

n - коефіцієнт, що враховує крок обвалення покрівлі.

В умовах пласта l_3 крок обвалення покрівлі менш 15 м, отже $n = 0,6 \div 0,8$.

Тоді в середніх умовах пласта l_3

$$\ell_{ц} = 250 \cdot \sqrt{2,13 \cdot 600} \cdot \left(\frac{1 + \frac{1}{4}}{90 + 4^2} \right) \cdot 0,7 = 60 \text{ м.}$$

А це означає, що при довжині лави в 220 м втрати вугілля в цілинах складуть більше 27%. Таким чином, спосіб охорони штреків ціликами вугілля при відпрацюванні пласта l_3 в умовах шахти «Капітальна» є неприйнятним. Охорона штреків бутовими смугами в умовах пласта l_3 також виключається, так як при середній потужності пласта рівній 2,13 м і необхідній ширині бутової смуги, що дорівнює 8-ми кратній потужності пласта, повинна бути 17 м. Для її спорудження крім породи від підривання в штреку потрібен бутовий штрек шириною близько 6 м. Крім того, викладка бутової смуги на пласті потужністю понад 2 м надзвичайно важка, а її усадка до моменту прийняття навантаження як охоронної конструкції складе близько 1 м, що призведе до деформації кріплення виробки.

Органне, кушове кріплення і костри при потужності пласта понад 2 м виключаються, в силу великих витрат на лісоматеріали і необхідності прийняття непростих додаткових заходів щодо запобігання великих витоків повітря через вироблений простір.

На пластах пологого падіння для охорони пластових виробок порівняно широке застосування знайшли смуги з БЖБТ, що встановлюються в 1-2 ряди. Але, беручи до уваги, що ці смуги зводяться вручну, а потужність пласта понад 2

метри, цей процес не тільки надзвичайно трудомісткий, але і є далеко небезпечним. Крім того, при використанні БЖБТ необхідні додаткові спеціальні заходи щодо запобігання витоків повітря.

Сказане дозволяє зробити висновок, що охорона штреків БЖБТ при відпрацюванні пласта ℓ_3 недоцільна.

У місцях зі стійкою і середньої стійкості безпосередньою покрівлею, основною покрівлею будь-якої обвалюваності і ґрунтом з $R_c > 30$ МПа можливе застосування литих смуг з швидкотверднучого матеріалу (суміш на цементній, гіпсовій, фосфогіпсовій, ангідритовій основі). Для цього способу охорони потужність пласта в два і більше метри не є перешкодою, а технологія зведення прийнятна. Лити смуга при слабких породах покрівлі зводиться безпосередньо за контуром виробки (рис. 3.7). З боку виробленого простору встановлюється один ряд органного кріплення. Суміш готується в охоронюваній виробці і по гнучкому шлангу подається в опалубку, споруджену на місці укладання литої смуги.

Ширина литої смуги [5]

$$b_{л.п} = \frac{P}{P_{л.п}}, \text{ М, але не менше 1 м,} \quad (3.3)$$

де P - розрахункове навантаження на литі смуги, кН/м;

$P_{л.п}$ - нормативна міцність швидкотверднучого матеріалу через добу після зведення литої смуги, кН/м².

Для пласта l_3 $P = 1200$ кН/м [5] (потужність 2,13 м; середньообвалювана покрівля).

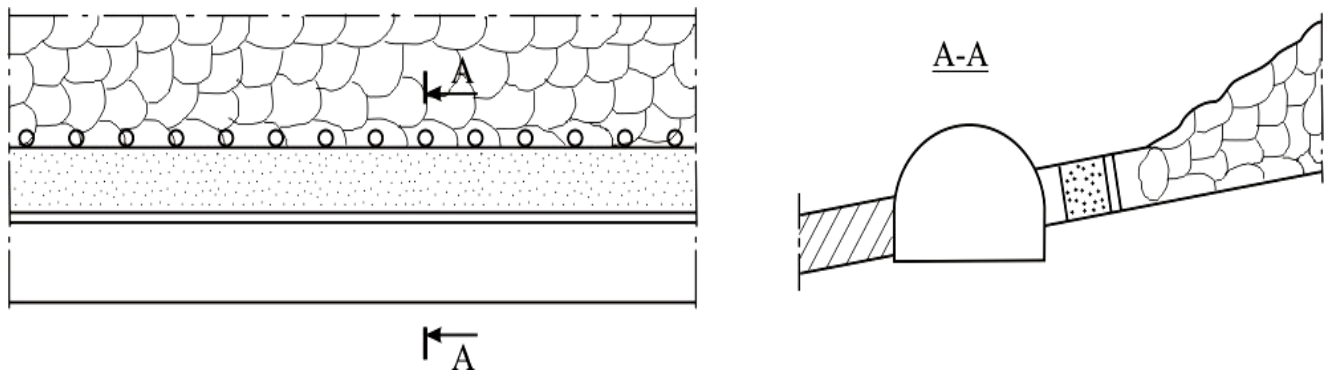


Рисунок 3.7 - Охорона штреку литою смугою

Отже, мінімальна міцність матеріалу смуги навіть при її мінімальній ширині в 1 м повинна бути не менш як 1200 кН/м^2 .

Але міцність швидкотверднучих матеріалів в середньому 400 кН/м^2 . Отже, в умовах пласта l_3 ширина смуги повинна бути не менше 3 м. А таку смугу технологічно зводити дуже важко, її вартість буде великою.

Отже, охорона штреків литими смугами на пласті l_3 хоча і можлива, але навряд чи доцільна. Може бути прийнята лише у тому випадку, якщо інші заходи з підтримки виїмкових виробок в робочому стані виявляться менш придатними.

На підставі вищевикладеного можна зробити висновок, що відсутність досить ефективних способів і засобів охорони штреків на пласті l_3 зумовлює і недостатню доцільність застосування суцільних і комбінованих (суцільних зі стовповими) систем розробки.

Проведений аналіз і зроблені висновки справедливі і при вирішенні питання про недоцільність повторного використання штреків і при інших системах розробки пласта l_3 .

Техніко-технологічний аналіз і оцінка можливих способів підготовки виїмкових полів (шляхом проведення дільничних виробок заново, шляхом проведення здвоєних і спарених штреків, з повторним використанням виробок,

шляхом проведення підготовчих виробок вприсічку до виробленого простору) показали, що найбільш ефективним є спосіб шляхом проведення транспортного штреку вузьким вибоєм в масиві заново, а вентиляційного - вприсічку до виробленого простору. Це і прийнято проектом при доопрацюванні запасів вугілля на пласті l_3 .

3.3 Способи і засоби охорони виїмкових штреків на пласті l_3

Для забезпечення надійного підтримання виробок в експлуатаційному стані необхідно здійснити комплекс заходів, куди входять питання вибору місця закладення виробки в гірському масиві, що визначають складність і вартість її проведення, забезпечення робочого стану протягом всього терміну служби і рівень втрат вугілля, а також вибору способу її охорони, способу і параметрів кріплення. При цьому треба мати на увазі, що для досягнення поставленої мети в ряді випадків досить здійснити один з цих заходів.

В якості додаткових заходів можливе використання способів активного управління напружено-деформованим станом гірського масиву, що примикає до виробки, таких як:

- створення вибухощільних порожнин або зон, камуфлетне або вибухощільне розвантаження гірського масиву;
- вибурювання розвантажувальних щілин або свердловин;
- нагнітання в пласт водних розчинів ПАР та ін.

Вихідним у виборі місця розташування виробок (пластове або польове) в роботі є положення, що польове розташування доцільно в тому випадку, коли відомі способи і засоби охорони пластових виробок не забезпечують робочий експлуатаційний стан в умовах пласта, вугілля якого не схильне до

самозаймання. При цьому, перш за все, як це рекомендовано, розглядається і оцінюється можливість повторного використання транспортних виробок в якості вентиляційних.

Багаторічна практика свідчить, що для охорони підготовчих виробок застосовуються вугільні цілики, бутові смуги, органне кріплення, кушове кріплення, костри з круглого лісу або шпального бруса, конструкції із збірного залізобетону (БЖБТ). Останнім часом знайшов застосування спосіб охорони суцільними смугами з бетону з наповнювачами зі шлаку, рядової породи, а також із фосфогіпсу та інших відносно дешевих замінників цементу.

З ростом глибини робіт охорона виробок ціликами вугілля стає все менш перспективною. Для глибин 100÷1000 м розрахунок розміру охоронного цілика дорівнює 60 м.

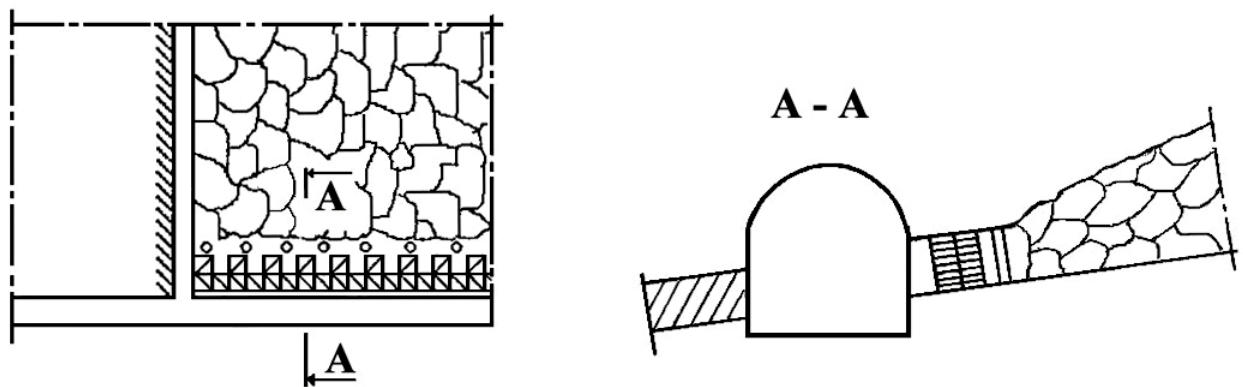
А це означає, що при довжині лави, яка дорівнює 200 м втрати вугілля в цілинах (охоронних) - 30%. Таким чином, спосіб охорони штреків ціликами вугілля при відпрацюванні пласта l_3 в умовах шахти «Капітальна» будемо вважати неприйнятним.

Слід визнати, що і охорона штреків бутовими смугами в умовах пласта також неприйнятна, так як при середній потужності пласта рівній 2,13 м і необхідній ширини бутової смуги, що дорівнює 8-ми кратній потужності пласта l_3 (16 м), породи від підривання порід при проведенні штреку недостатньо, а ширина бутового штреку повинна бути більш 5 м. Але ще більш важливо те, що на пласті потужністю 2 м викладка бутової смуги надзвичайно ускладнена. Її усадка до моменту сприйняття навантаження як охоронної конструкції досягне близько 1 м, що призведе до деформування кріплення виробки, так як перевищить її конструктивну піддатливість.

Органне, кушове кріплення і костри технологічно можна застосувати при потужності пласта 2,13 м, але слід виключити в силу великих витрат і вартості

лісоматеріалів і необхідності прийняття непростих додаткових заходів щодо запобігання великих витоків повітря через вироблений простір.

На пластах пологого падіння для охорони пластових виробок порівняно широкого застосування набули смуги з БЖБТ, що встановлюються в 1-2 ряди (рис. 3.8). Але, беручи до уваги, що ці смуги зводяться вручну, а потужність пласта понад 2 метри, цей процес є досить трудомістким. Крім того, при використанні БЖБТ необхідні додаткові спеціальні заходи (зведення ізолюючої



стілки «сорочки») для запобігання витоку повітря.

Рисунок 3.8 - Охорона виробок БЖБТ

Сказане дозволяє зробити висновок, що спосіб охорони штреку БЖБТ в умовах пласта l_3 в принципі можливий, але тільки в крайньому випадку, в ситуаціях, коли інші способи з якихось причин виявляються менш прийнятними. Останнім часом ведеться пошук заміни БЖБТ. Висока ціна на цемент змушує вести пошук різних наповнювачів, які можуть ще і зменшити вагу блоків (останнє має велике значення). До таких наповнювачів відносяться паливні шлаки, шлаки доменні гранульовані, керамзит, термозит, деревна тирса, зола теплових електростанцій і тощо. Зокрема, замість смуги з БЖБТ шириною 1 м можливе спорудження смуги з газобетонного кріплення шириною 1,2 м (рис. 3.9).

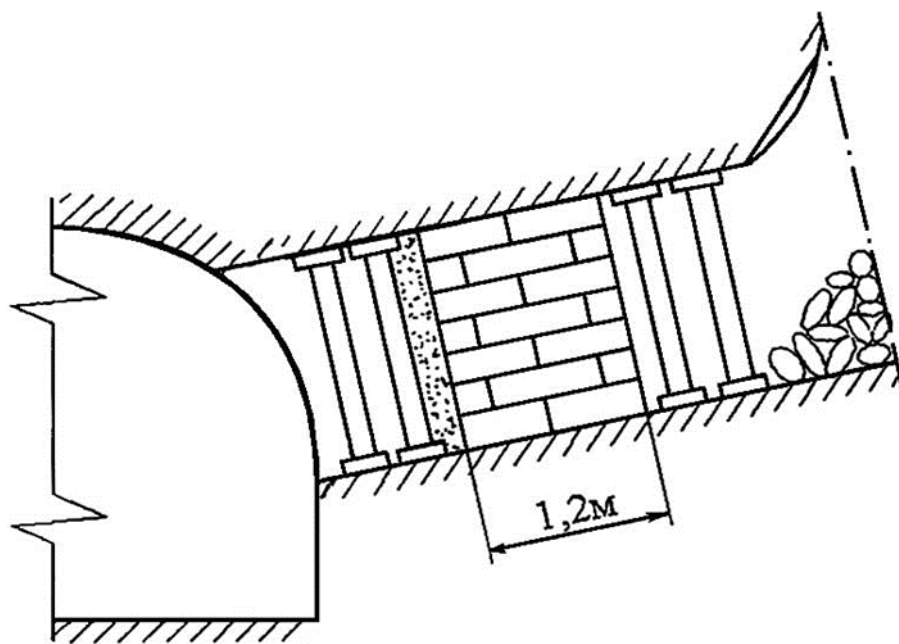
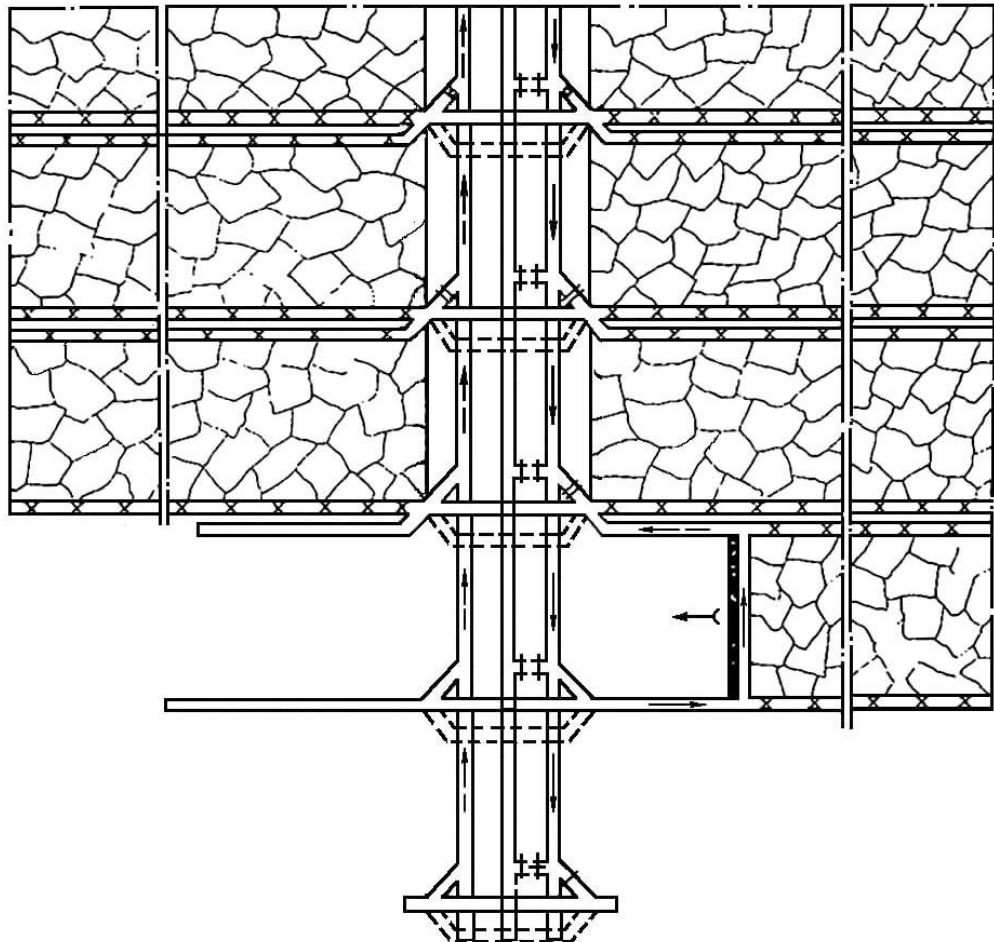


Рисунок 3.9 - Охорона виробок газобетонним кріпленням

Питома вага газобетону (пісок кварцовий, портландцемент, вапно, алюмінієва пудра-спінювач) - $0,7 \text{ т/м}^3$, а це одна з головних його переваг при спорудженні на пластах значної потужності. Нижній ряд укладається на очищений ґрунт широкої гранню ($0,6 \times 0,3$). Другий і наступний ряд укладається в порядку, що забезпечує перев'язку вертикальних і поздовжніх швів в газобетонній



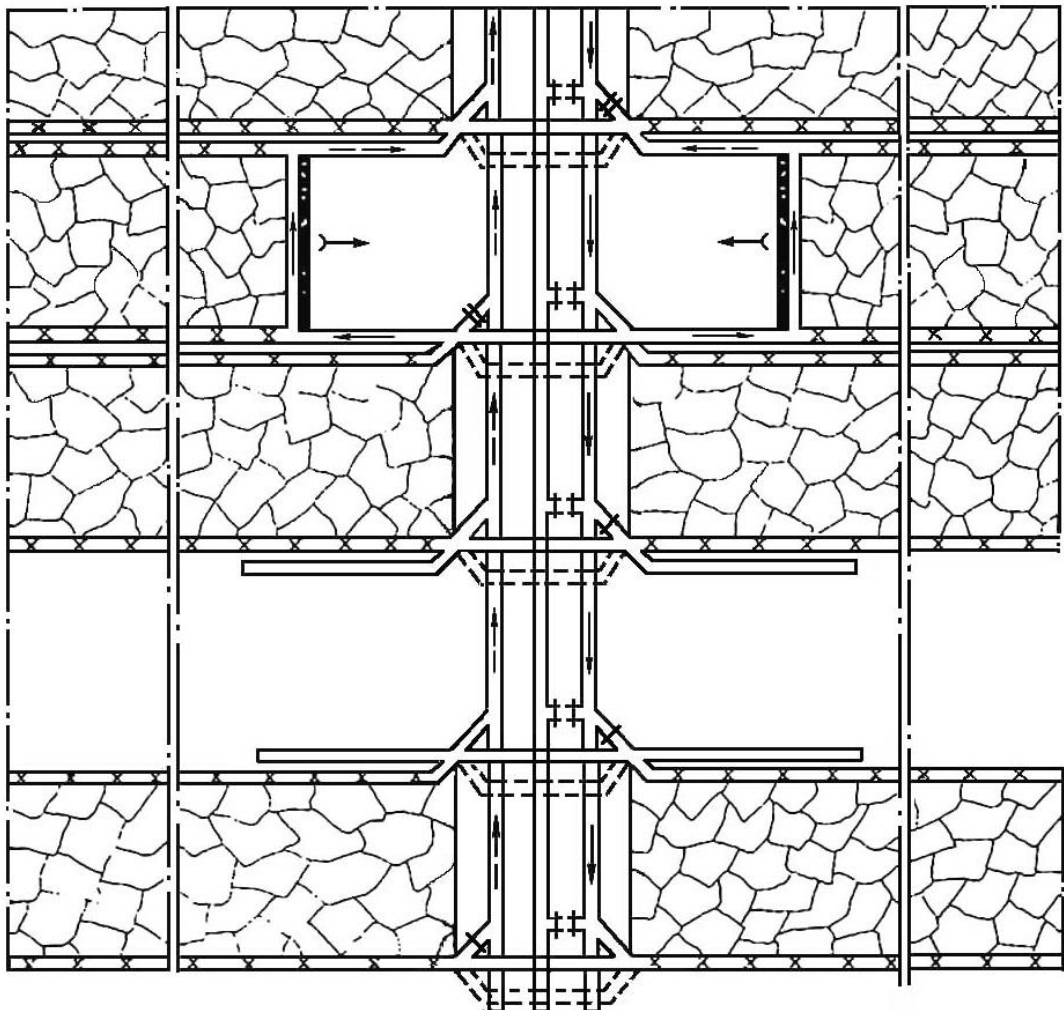
тумбі. Цей спосіб охорони прийнятний в умовах пласта l_3 за винятком тих ділянок, які сильно обводнені, особливо агресивними водами. У місцях зі стійкою і середньої стійкості безпосередньої покрівлею, основною покрівлею будь-якої обвалюваності і ґрунтом з $R_c > 30 \text{ МПа}$ можливе застосування литих смуг з швидкотверднучого матеріалу (суміш на цементній, гіпсовій, фосфогіпсовій, ангідритовій основі). Для цього способу охорони потужність пласта в $2,13 \text{ м}$ не є перешкодою, а технологія зведення - прийнятна.

Рисунок 3.10 - Стовпова система розробки лава-ярус

Все вищевикладене дозволяє зробити висновок, що в умовах пласта l_3 можливе застосування способів охорони штреків БЖБТ (рис. 3.8), смугами з газобетонного кріплення (рис. 3.9) і литими смугами з швидкотверднучих матеріалів (рис. 3.7).

Ці способи слід розглядати як можливі і в контексті повторного використання підготовчих виробок.

Таким чином, для відпрацювання пласта l_3 проектом передбачається використовувати стовпову систему розробки з підготовкою стовпів шляхом проведення транспортних штреків вузьким забоем в масиві вугілля заново, а вентиляційних - вприсічку до виробленого простору після повного відпрацювання



крила вищерозташованого ярусу панелі (рис. 3.10).

Рисунок 3.11 - Стовпова система розробки з комбінованим відпрацюванням ярусів

Ще може бути варіант з комбінованим відпрацюванням ярусів (рис. 3.11). Сутність його полягає в тому, що під час відпрацювання лав в ярусах 1,3,5 забезпечується добре зберігання штреків, так як кожен з них охороняється з двох сторін масивом вугілля. А при підготовці стовпів у 2-му і 4-му ярусах конвеєрні та вентиляційні штреки проходять вприсічку до виробленого простору відпрацьованих лав, так само забезпечуючи досить хороші умови їх підтримки. У той же час при цьому в роботі одночасно знаходяться декілька приймальних майданчиків, що збільшує штат по їх обслуговуванню і великий початковий обсяг проведення похилих виробок в похилому полі.

Тому при появі необхідності в одночасній роботі двох лав будуть потрібні додаткові техніко-економічні розрахунки і обґрунтування. На нинішньому ж етапі відпрацювання пласта l_3 проектом приймається стовпова система розробки, представлена на рис. 3.10.

Дана система розробки дозволить вести безпечну виїмку вугільного пласта l_3 з мінімальними витратами на проведення і підтримку дільничних виробок і забезпечить ефективну технологію ведення очисних робіт.

РОЗДІЛ 4.

ТЕХНІКА БЕЗПЕКИ І ОХОРОНА ПРАЦІ ПРИ ВЕДЕННІ ГІРНИЧИХ РОБІТ

4.1 Виробничі ризики при веденні гірничих робіт і заходи щодо їх попередження

Охорона праці в підземних умовах є найважливішим напрямком боротьби з небезпеками, а пил є найбільш небезпечним чинником як джерела вибухів, так і з точки зору професійних захворювань. Отже, пилу слід приділяти значну увагу, а боротьбу з ним, нарівні з іншими небезпеками (пожежі, викиди вугілля та газу, обвали і обвалення, загазованість тощо) ставити в пріоритетні умови, що дозволить значно покращити всі показники шахт. Саме тому у розділі Охорона праці значну увагу приділено боротьбі з пилом.

Боротьба з пилом на шахті ведеться згідно з «Інструкцією за вимогами комплексного знепилювання» та реалізується за трьома, певною мірою пов'язаними, напрямками:

- зниження впливу пилоутворення;
- зменшення надходження пилу (перехід пилу, що утворюються, в зважений стан);
- очищення повітря від пилу, що знаходиться у повітрі .

Одним із заходів комплексного знепилювання є попереднє зволоження вугілля в масиві. В результаті його використання значно зменшується пилоутворення , знижується міцність вугілля, більш рівномірно розподіляються напруги в гірському масиві.

На шахті «Капітальна», до речі як і на інших шахтах, зволоження проводиться за трьома технологічними схемами, в залежності від гірничо-геологічних умов: це шпури довжиною 2-3 м, короткі свердловини завдовжки 8-12 м, свердловини довжиною 25-30 м, котрі буряться як за допомогою верстата, так і ручними свердлами. Перші буряться діаметром 55-60 мм, другі – 43-45 мм.

Також буріння та зволоження вугілля ведеться з відкатувальних виробок через свердловини довжиною до 100 м і діаметром 43-45 мм, що викликає сумнів, адже свердловини діаметром 55-60 мм якісно загерметизувати немає чим, а свердловини, які бурять зі штреку, неможливо пробурити на таку довжину, бо починаючи з 15-20 м свердловина відхиляється вбік і подальше буріння стає неможливим.

Другою мірою боротьби з пилом, який уже перейшов у зважений стан при різних технологічних процесах видобутку вугілля, виявляється зрошення.

4.2 Способи боротьби з пилом при різних технологічних процесах

Зрошення при очисних і підготовчих роботах

Усі видобувні і прохідницькі комбайни оснащуються зрошувальними системами. Зрошувальна система комбайна включає в себе внутрішнє і зовнішнє зрошення.

Згідно з типовою схемою 11-8 застосування засобів боротьби з пилом при роботі виїмкового комбайна 2ГШ-68 приймаємо питому витрата води на зрошення 20 л/т при тиску води у зрошувачів не менше 1,2 МПа.

Для забезпечення зазначених параметрів зрошення використовується насосна установка НУМС-200, продуктивністю 200 л/хв.

Подача води в лаву проводиться безпосередньо від протипожежно-зрошувального трубопроводу. Змочувач ДБ додається в трубопровід централізовано.

Витрата води, що використовується для зрошення, при роботі виїмкового комбайна визначається за формулою:

$$Q_2 = P_k * q_2, \quad (4.1)$$

де P_k - продуктивність комбайна, т/хв.;

q_2 - питома витрата води, л/т.

Для цих умов роботи рекомендується варіант набору зрошувачів, при якому загальна кількість одночасно працюючих на комбайні зрошувачів складе 4 шт. Безпосередньо в шнеках встановлюються 4 зрошувачі, котрі одночасно перебувають в роботі. Для установки в шнеках використовуються зрошувачі КФ-2,2-75; а на корпусі комбайна – ПФ-1,6-40Е.

Добова витрата води на зрошення складе:

$$Q_{\text{доб.}} = A * q_2, \quad (4.2)$$

де A - добовий видобуток вугілля з вибою, т;

q_2 - питома витрата води на зрошення, л/т.

Ефективність знепилювання при роботі комбайна зі зрошенням складе не

менше 85%.

Для знепилювання вентиляційного струменя і зниження пиловідкладення на вентиляційному штреку в 10-20 м від виходу з очисного вибою встановлена однорядна водяна завіса.

Витрати води завісою складе:

$$Q_3 = \omega q_3 \quad (4.3)$$

де ω - кількість повітря, що проходить через водяну завісу, м³/хв.;

q_3 - питома витрата води для очищення повітря від пилу, л/м³.

Така витрата води буде забезпечена водяною завісою типу УВЗ-2, що складається зі зрошувачів ПФ-5.0-165. Тиск води у зрошувачів, які створили водяну завісу повинен становити не менше 1,2 МПа.

Живлення завіси здійснюється від протипожежно-зрошувального трубопроводу. Добова витрата води водяною завісою визначається з виразу:

$$Q_{\text{доб.}} = Q_v T, \quad (4.4)$$

де T - тривалість роботи завіси на добу, хв.;

Q_v - витрата води в одиницю часу, л/хв.

$$T = A/P_k \quad (4.5)$$

де A - добовий видобуток з очисного вибою, т;

P - продуктивність комбайна, т/хв.

Застосування зволоження вугілля в масиві і зрошенні при роботі комбайна дозволить забезпечити залишкову запиленість повітря на рівні

$$C = 1000 * q_{пл} * v * 16,7 * K_m * K_{п} * P_k * K_d * K_c * K_v / \omega \quad (4.6)$$

де $q_{пл}$ - питома пиловиділення шахтопласта, г/т; $q_{пл} = 485$ г/т;

ω - кількість повітря, що проходить по вибою, м³/хв;

K_m - показник наведеного ступеня подрібнення; $K_m = 0,0421$;

$K_{п}$ - показник, що враховує зміну питомого пиловиділення в залежності від компонування комбайна; $K_{п} = 0,9$;

K_v - коефіцієнт, що враховує вплив швидкості руху повітря в очисному вибої; $K_v = 3,0$;

K_d - коефіцієнт, що враховує верхню межу крупності пилу; $K_d = 1,41$.

Визначаємо за формулою:

$$d = 9 (m \cdot v \cdot \eta / \gamma \cdot L)^{1/2} \quad (4.7)$$

де m - виймана потужність пласта, м;

v - швидкість руху вентиляційного струменя, м/с;

η - в'язкість пилоповітряного потоку, що дорівнює $\eta = 1,7 \cdot 10^{-6}$ кгс·с/м²;

γ - щільність вугілля, кг/м²;

L - відстань від комбайна (джерела пилоутворення), м.

$$K_c = 1 - E_1 \quad (4.8)$$

де E_1 - ефективність зрошення на комбайні, в частках;

K_c - коефіцієнт, що враховує наявність знепилюючих заходів.

Число туманоутворювачів в першій завісі визначається з розрахунку один туманоутворювач ОП-1 на кожні 100 м³/хв. або один туманоутворювач ТЗ-1 на кожні 500 м³/хв. повітря, що проходить.

Для зниження продуктивності туманоутворювач ТЗ-1 з 20 до 5 л/хв., необхідно встановити регулювальний вентиль для води. У міру посування лави туманоутворюючі завіси переносяться. Відключення туманоутворюючих завіс допускається тільки в ремонтно-підготовчі зміни.

При відсутності у виробці стисненого повітря, допускається застосування водяних завіс або жалюзійних перегородок.

Знепилювання на вантажному пункті лави

Придушення пилу, що утворюється при пересипі вугілля з вибійного конвеєра на штрековий і з штрекового в вагонетки здійснюється за допомогою конусних форсунок з кутом розчину факела 75 при тиску води близько 1,2 МПа.

Для зрошення використовуються зрошувачі типу ПФ5,0-165 при тиску води 1,2 МПа і продуктивністю 17,3 л/хв.

Для забезпечення необхідної витрати води необхідно на вантажному пункті встановити зрошувач ПФ-5,0-165.

Добова витрата води для зрошення на вантажному пункті складе:

$$Q_{\text{доб.}} = A * q \quad (4.9)$$

Знепилювання при навантаженні відбитої гірничої маси

Для боротьби з пилом при вантажно-транспортних роботах проектом передбачається:

- зрошення гірської маси (вугілля, порода);
- укриття місць інтенсивного пилоутворення (пункти навантаження з лав, місця перевантаження на конвеєр тощо).

а) Для зниження пилоутворення при роботі навантажувальних машин застосовуватися зволоження гірської маси. Зрошення проводиться зрошувачем ОК-1 через 15-20 хв. протягом всього циклу навантаження. В інших випадках зрошення при роботі навантажувальних машин здійснюється за допомогою зрошувальних пристроїв, що поставляються заводом-виробником в комплекті з машиною. Зрошувальний пристрій вантажної машини повинен складатися з

водопроводу, форсунок, фільтра, вентиля, засобів блокування та автоматизації зрошення і кіпів.

Для досягнення максимального ефекту пилопригнічення форсунки зрошувачів встановлюються ближче до осередків пилоутворення.

Воду до зрошувального пристрою вантажної машини подають від дільничного водопроводу або насосної установки. Під час навантаження вугілля повинні застосовуватися ручні зрошувачі РО-1.

б) При роботі прохідницьких комбайнів проводиться зрошення водою місць роботи навантажувальних органів комбайна, а також місця перевантаження відбитої гірської маси.

в) Пригнічення пилу при навантаженні вугілля з лав у стаціонарних і переносних пунктів здійснюється зрошенням вугілля водою зонтичними або конусними форсунками.

Число форсунок визначається потрібною витратою води. Під час навантаження вугілля питома витрата води на зрошення повинна складати $q = 5$ л/т.

Вода для зрошення надходить з додаванням змочувача - 0,2%.

Знепилювання при транспортуванні вугілля

У конвеєрних виробках з метою видалення осілого пилу необхідно систематично проводити обмивку їх стінок, конструкцій конвеєра і деталей кріплення. Обмивка проводиться протягом всіх конвеєрних виробок раз на місяць. Для підвищення ефективності боротьби з пилом вода йде з додаванням змочувача - 0,25%.

4.3 Індивідуальні засоби захисту від пилу

Індивідуальний захист органів дихання шахтарів від вугільного та породного пилу здійснюється за допомогою протипилових респіраторів типу Ф-62, котрі забезпечують очищення повітря, що вдихається, до гранично-допустимих концентрацій. Захист органів дихання буде надійним і ефективним тільки в тому випадку, якщо респіратор правильно обраний за розміром.

4.4 Техніка безпеки при пилоподавленні

1. Засоби управління зрошенням встановлюються в безпечному місці.
2. Профілактичний огляд, очищення і заміна зрошувачів на комбайні проводиться тільки при вимкненому і заблокованому пускачі.
3. Водяну завісу встановлюють таким чином, щоб виключалося потрапляння вологи на електроустаткування.
4. Ремонт вибійного водопроводу необхідно проводити тільки після зняття тиску води.
5. Періодично необхідно проводити ознайомлення робітників та ІТП діляниці із заходами по боротьбі з пилом.

4.5 Розміщення первинних засобів пожежогасіння

Розташування засобів у виробках повинно забезпечувати можливість ефективного використання їх для гасіння пожеж на початковій стадії. Засоби пожежогасіння зберігаються в спеціальних ящиках з відмінними написами «Вогнегасники», «Пісок». Вогнегасники, ящики з піском або інертним пилом, ручки пожежного інструменту повинні бути пофарбовані в червоний сигнальний колір.

Для камер з постійним чергуванням обслуговуючого персоналу, вогнегасники повинні розташовуватися біля робочого місця, а для камер з відсутністю персоналу - вогнегасники розташовуються зовні з боку свіжого струменя.

4.6 Розрахунок пожежно-зрошувального трубопроводу

4.6.1 Живлення водою промислового майданчика шахти

Джерелом водопостачання шахти є Карлівська водопровідна мережа.

Живлення водою промайданчика шахти здійснюється від двох незалежних трубопроводів діаметром 150 мм. Вода подається чиста - питна. Протипожежний трубопровід на поверхні шахти об'єднаний з господарсько-питним. На території промайданчика шахти встановлено 2 протипожежних резервуари ємністю по 300 м³ кожен. Вода в резервуари надходить з обох трубопроводів.

Замість протипожежних резервуарів подача води в шахту для протипожежних цілей може здійснюватися з бризкального басейну ємністю 800 м компресором по трубопроводу Ф-150 мм до ствола №2 і далі по стволу №2 по одному з резервних водовідливних ставів Ф-250 мм (до заміни протипожежного става Ф-100 мм на Ф-150 мм).

Для боротьби з пожежами і пилом в підземних виробках прокладається пожежно-зрошувальний трубопровід. Мережа пожежно-зрошувального трубопроводу повинна бути постійно заповнена водою під напором.

4.6.2 Протипожежний захист дільниці

Подача води в пожежно-зрошувальну мережу гірничих виробок здійснюється самопливом з поверхні від протипожежного резервуара ємністю 500

м³ по одному з двох, робочому і резервному, магістральному ставу зі сталевих безшовних труб діаметром 160 мм, прокладених в повітроподаючому стволі і закріплених в стволі до кріплення хомутами, опорними трубами і опорними колінами, встановленими на опорних балках.

Основним джерелом водопостачання резервуара, розташованого на промайданчику повітроподаючого ствола, є водопровід технічної води від очисних споруд, на що отримано згоду органів санепіднагляду. Резервне джерело - питний водопровід від основної промплощадки і водосховища.

Пожежно-зрошувальна мережа гірничих виробок виконана із сталевих труб Ø 150 x 4,5 мм і 114 x 4 мм.

Товщина стінки і діаметр труб вибирається відповідно до розрахункових величин максимального напору і пропускної здатності труб. Максимальна можлива годинна витрата води на протипожежні потреби складе:

$$Q_{\text{об}} = Q_3 + Q_{\text{СТ}} + Q_{\text{Т}} / 2 = 65 + 30 + \frac{1}{2} \cdot 70 = 130 \text{ м}^3/\text{год.} \quad (4.10)$$

де Q_3 - витрата води на створення водяної протипожежної завіси в стійкій виробці $Q_3 = 65 \text{ м}^3/\text{год.}$;

$Q_{\text{СТ}}$ - витрата на створення необхідної забезпеченості одного пожежного ствола; $Q_{\text{СТ}} = 30 \text{ м}^3/\text{год.}$;

$Q_{\text{Т}}$ - годинна витрата на технічні потреби в виробках, $\text{м}^3/\text{год.}$

Розрахунковий внутрішній діаметр става, що подає воду:

$$D_p = \sqrt{\frac{Q_{\text{об}}}{0,785 \cdot 3600}} = \sqrt{\frac{130}{0,785 \cdot 3600 \cdot 4}} = 0,107 \text{ м} \quad (4.11)$$

де V - максимально допустима швидкість руху води в трубопроводі, $V = 4$ м/сек.

Фактична швидкість руху води в ставі:

$$V_{\text{ср}} = \frac{Q}{0,785 \cdot D} = \frac{130}{3600 \cdot 0,785 \cdot 150^2} = 2,05 \text{ м/сек.}$$

де D - діаметр става, що подає воду.

Протипожежна витрата в підземних виробках прийнята 15 л/сек., згідно з «Тимчасовими нормами і технічними умовами проектування трубопроводів».

Максимальна часова витрата води згідно з тими ж нормами дорівнює годинній витраті на гасіння пожежі плюс половина виробничої годинної витрати:

$$Q_{\text{об}} = Q_{\text{нп}} + (Q_{\text{п}} / 2) = 54 + (58,6 / 2) = 83,4 \text{ м}^3/\text{год.}$$

де $Q_{\text{нп}}$ - витрата води для гасіння пожежі,

$$Q_{\text{нп}} = 15 \cdot 360 = 54 \text{ м}^3/\text{год.}$$

$Q_{\text{п}}$ - годинна витрата води по споживачах, $\text{м}^3/\text{год.}$

Годинну витрату води наведено в таблиці 4.1

Таблиця 4.1

Годинна витрата води по споживачах

№ з/п	Найменування споживачів	Витрата води на 1 споживача, м ³ /год.	Кількість споживачів	Коефіцієнт одночасності	Загальна часовий витрата води, м ³ /год.
1	Виїмковий комбайн	7	4	0,95	26,6
2	Нагнітання води в пласт	1,2	2	0,95	2,3
3	Зрошення на пересипах	0,3	10	0,84	2,5
4	Зрошення при навантаженні	1,8	4	0,93	6,7
5	Водяні завіси	5,4	4	0,93	20,1
РАЗОМ					58,6

Прокладку труб в гірничих виробках виконують з боку проходу людей на висоті не менше 1,8 м. Труби фарбують в помаранчевий колір. На трубопроводах встановлюються протипожежні крани з приєднувальними протипожежними головками $d = 70\text{мм}$.

По мережі трубопроводу встановлюються засувки як для аварійного режиму, так і для ремонтних робіт на трубопроводі.

Дані про зрошувально-протипожежний став наведені в табл. 4.2.

Таблиця 4.2

Розстановка засобів пожежогасіння

Місця розташування	Ручні вогнегасники		Кількість піску або пилу, м ³
	Порошкові	Пінні	
Надшахтні будівлі - на кожному поверсі	5	2	-
Навколоствольний двір - біля сполучення ствола з виробками	5	2	-
Верхні і нижні приймальні майданчики похилих стволів	1	1	-
Центральна електропідстанція і зарядна камера	4	-	0,2
Електровозний гараж	5	2	0,2

Камера водовідливу	4	-	0,2
--------------------	---	---	-----

Продовження таблиці 4.2

Лебідкова камера	5	2	0,2
Виробки, обладнані стрічковими конвеєрами - на приводних і натяжних секціях, а також по довжині конвеєра через кожні 100 м	1	1	-
Сполучення вентиляційних штретів і хідників з лавами	2	1	0,2
Навантажувальні пункти лав - на відстані 3-5 м з боку свіжого струменя	1	1	-
Підготовчі вибої - не далі 20 м від місця роботи	1	1	-
Виробки з горючим кріпленням - через 300 м	1	1	-
Тупикові виробки - через 50м	2	-	-
Пересувні електропідстанції	2	-	0,2
Прохідницькі комбайни	2	-	-

4.6.3 Вибір матеріалу і товщини стінок труб

Розрахункову величину корозійного зносу визначаємо за формулою:

$$S_k = (\alpha_1 + \alpha_2) T, \quad (4.11)$$

де α_1 - швидкість корозії зовнішнього матеріалу труби, мм;

α_2 - швидкість корозії внутрішньої поверхні, мм;

T - термін служби трубопроводу, років.

Термін служби трубопроводу, прокладеного в виробках від поверхні до магістральних виробок, приймаємо 15 років, для трубопроводу магістральних виробок - 10 років і для дільничних трубопроводів - 2 роки.

$$S_{\text{к}}^{\text{м}1} = (0,15 + 0,1) \cdot 15 = 3,8\text{мм} = 4\text{мм}.$$

$$S_{\text{к}}^{\text{м}2} = (0,15 + 0,1) \cdot 10 = 2,5\text{мм} = 3\text{мм}.$$

$$S_{\text{к}}^{\text{уч}} = (0,15 + 0,1) \cdot 2 = 0,5\text{мм} = 1\text{мм}.$$

Отримані розрахункові величини $S_{\text{к}}$ по ділянках задовольняють граничним значенням корозійного зносу.

За допомогою запірного тиску визначаємо матеріал і діаметр труб (ГОСТ). Інформація про матеріали труб наведена в табл. 4.3.

Таблиця 4.3

Матеріал і діаметр труб за ГОСТом

$d_{\text{ствола}}$	219, мм; труби ГОСТ 8732-78, сталь 20
$d_{\text{гор. виробки}}$	219 мм; труби ГОСТ 10704-76, сталь Ст3
$d_{\text{ухила}}$	219, мм; труби ГОСТ 8732-78, сталь 20
$d_{\text{облік.}}$	159, мм; труби ГОСТ 10704-76, сталь Ст3

Гідравлічний розрахунок пожежо-зрошувального трубопроводу по шахті зведений в табл. 4.4.

Таблиця 4.4

Гідравлічний розрахунок пожежо-зрошувального трубопроводу шахти

№ початку і кінця розрахункової ділянки	Найменування розрахункової ділянки мережі	Пожежна витрата води, м³/год.	Довжина ділянки, м	Швидкість руху води, м/с	Діаметр трубопроводу, мм	Втрати напору води, кгс / см2				Вузли гідроредукторів				
						Гідравлічні	Місцеві	Від геодезичної висоти	Загальні	№ гідроредуктора	Напори води, кгс/см²			
											На виході		На вході	
											при витраті	без витрати	при витраті	без витрати
1 - 2	Клітьовий ствол	170,2	406	1,37	200	0,62	0,06	-	0,68	1	7,8	20	40	20
- "-		170,2	327	1,37	200	0,5	0,05	-	0,55					
- "-		170,2	62	1,37	200	0,1	0,01	-	0,11	2	7,8	20	40	20
2 - 3	Квершлаг	170,2	400	1,37	200	0,62	0,062	-	6,682					
3 - 4	Магістральний трансп. штрек	132,4	1060	1,07	200	1,02	0,102	-	7,122					
4 - 5	Вантажн. ходок	132,4	1020	1,07	200	0,98	0,1	-	1,1					
5 - 6	Конвеєрний штрек	80	1300	1,13	150	2,00	0,2	0	2,202					
						2			8,2					

ВИСНОВКИ

Все викладене в кваліфікаційній роботі дозволяє зробити наступні висновки:

1. В умовах пласта l_3 технічно можливими є різні модифікації суцільних, стовпових і комбінованих систем розробки.

2. Висока ефективність суцільних систем розробки не може бути забезпечена через відсутність дієвих засобів охорони гірничих виробок в умовах пласта l_3 .

3. За умовами безпеки найбільш прийнятними є варіанти комбінованих (стовпових із суцільними) систем розробки, що забезпечують розбавлення шкідливих за джерелами їх надходження і стійке провітрювання виїмкової ділянки в нормальних і аварійних ситуаціях.

4. З технічних, технологічних та організаційних можливостей кращими є стовпові і комбіновані (стовпові з суцільними) системи розробки.

5. Більше навантаження на очисний вибій за газовим фактором дозволяють мати комбіновані (стовпові з суцільними) системи розробки.

6. Менші витрати на проведення і підтримку гірничих виробок, а, отже, і питомі витрати, мають стовпові системи розробки.

7. Беручи до уваги, що стовпові системи розробки не обмежують досягнення максимально технічно можливого (по виїмковому комплексу) навантаження на очисний вибій за газовим фактором, слід вважати, що вони (стовпові системи розробки) є і найбільш ефективними в умовах відпрацювання пласта l_3 .

8. В роботі доволі повно викладені питання техніки безпеки та охорони праці, детально представлені сучасні заходи боротьби з пилом по технологічному ланцюгу видобутку та транспортування гірничої маси.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ:

1. Д.В. Дорохов, В.И. Сивохин, И.С. Костюк, А.С. Подтыкалов. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых (под общей редакцией проф. Дорохова Д.В.). Донецк, ДонГТУ, 1997 – 344 с.
2. С.А. Саратикянц, А.Ш. Зельвянский, А.А. Лещинский и др. Разработка пологих и наклонных пластов. М., «Недра», 1977. – 188с.
3. М.А. Патрушев, Б.К. Куклин, А.Г. Лепихов и др. Пути совершенствования схем проветривания вентиляционных участков в сложных условиях. Обзор (ЦНИЭИуголь), М., 1985. – 60 с.
4. Бахтин А.Ф., Батманов Ю.К., Позняков Г.Г. и др. (ДонУГИ). Бесцеликовая технология ведения горных работ на шахтах. Обзор (ЦНИЭИуголь), М., 1980. – 40 с.
5. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах: Донецк, УкрНИМИ, 2000. – 149 с.
6. екомендации по выбору паспортов охраны и крепления повторного используемых выработок. Донецк, МУП УССР. ДонУГИ, 1977. – 40 с.
7. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. Издание 4-е дополненное. – Л.: ВНИМИ, 1986. – 221 с.
8. Прогрессивные паспорта крепления, охраны и поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой технологии отработки угольных пластов. – Л.: ВНИМИ, 1985. – 112 с.
9. Бахтин А.Ф., Зельвянский М.Ш. Выбор систем разработки для условий глубоких шахт. Совершенствование технологии производства на шахтах Донбасса. ДонУГИ, Донецк, 1987, с. 16-28.
10. Алышев Н.А., Шаповал Н.А., Пивень Ю.А. и др. Способы и средства охраны подготовительных горных выработок. Донецк, 1997. – 77 с.
11. Правила безпеки у вугільних шахтах. Київ, 2010. – 258 с.

12. Подземный транспорт шахт и рудников. Справочник. (под общ. ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова). – М., Недра, 1985. – 565 с.
13. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Том 2. – К: Будівельник, 1971. – 415 с.
14. Методические указания по курсовому и дипломному проектированию «Стоимостные параметры» (2-е издание переработанное и дополненное), Донецк, ДонНТУ, 2002.
15. Руководство по борьбе с пылью в угольных шахтах. – М.: Недра. – 1979. – 319 с.
16. Борьба с угольной и породной пылью в шахтах. – М.: Недра. – 1981. – 270 с.