

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»
(повне найменування вищого навчального закладу)

Факультет «Гірничий»

(повне найменування інституту, назва факультету)

Кафедра «Розробка родовищ корисних копалин»

(повна назва кафедри)

«До захисту допущено»

Завідувач кафедри

_____/Єфремов І.О./

“ ____ ” _____ 2021 року

Випускна кваліфікаційна робота

магістр

(освітньо-кваліфікаційний рівень)

на тему: Вдосконалення технології ведення гірничих робіт на обводнених ділянках шахтного поля шахти «Україна» ДП «Селидіввугілля»

Виконав: студент 2 курсу, групи РРКм-20

напряму підготовки (спеціальності) 184 «Гірництво», спеціалізація «Розробка родовищ та видобування корисних копалин»

(шифр і назва напряму підготовки, спеціальності)

Жарко В.В.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Керівник доц. каф. РРКК, к.т.н., Негрій С.Г.

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

(підпис)

Рецензент _____

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

(підпис)

Засвідчую, що у цьому дипломному проекті немає запозичень з праць інших авторів без відповідних посилань.

Студент Жарко В.В.

(підпис)

Покровськ – 2021

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»

Факультет Гірничий

Кафедра Розробка родовищ корисних копалин

Освітньо-кваліфікаційний рівень (освітній ступінь) магістр

Спеціальність 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

_____/Єфремов І.О./

“ ____ ” _____ 2021 року

З А В Д А Н Н Я НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРУ

Жарко Вадим Володимирович

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи: Вдосконалення технології ведення гірничих робіт на обводнених ділянках шахтного поля шахти «Україна» ДП «Селидіввугілля»

керівник роботи Негрій С.Г. к.т.н., доц.

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом № _____ від “ ____ ” _____ 2021 року

2. Строк подання студентом роботи 10 грудня 2021 року

3. Вихідні дані до роботи: Матеріали переддипломної практики

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити: 1 Загальні відомості про підприємство, аналіз технологічної схеми шахти та виявлення проблеми; 2 Аналіз досвіду розробки вугільних пластів в умовах обводненості вміщуючих порід; 3 Аналіз гідрогеологічних умов шахтного поля та виявлення джерел водопритоків; 4 Вибір та обґрунтування заходів щодо припливу води у гірничі виробки; 5 Визначення ефективності застосування запропонованих рішень; 6 Охорона праці

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):

1. Викопіювання з плану гірничих виробок по пласту l_2 ; 2. Аналіз досвіду розробки вугільних пластів в умовах обводненості вміщуючих порід; 3. Схема з позначенням місць проривів води по пласту l_2 ; 4. Вибір та обґрунтування заходів щодо припливу води у гірничі виробки; 5. Визначення ефективності застосування запропонованих рішень

6. Консультанти розділів роботи

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

7. Дата видачі завдання 01 жовтня 2021 року

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ п/п	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи	Примітка
1	Загальні відомості про підприємство, аналіз технологічної схеми шахти та виявлення проблеми	10.10.21	виконано
2	Аналіз досвіду розробки вугільних пластів в умовах обводненості вміщуючих порід	12.10.21	виконано
3	Аналіз гідрогеологічних умов шахтного поля та виявлення джерел водопритоків	13.10.21	виконано
4	Вибір та обґрунтування заходів щодо припливу води у гірничі виробки	20.10.21	виконано
5	Визначення ефективності застосування запропонованих рішень	10.11.21	виконано
6	Охорона праці	28.11.21	виконано
8	Оформлення роботи і підготовка до захисту	10.12.21	виконано

Студент

_____ Жарко В.В.
 (підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник роботи

_____ Негрій С.Г.
 (підпис) (прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Жарко В.В. Вдосконалення технології ведення гірничих робіт на обводнених ділянках шахтного поля шахти «Україна» ДП «Селидіввугілля». Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «магістр» за спеціальністю 184 «Гірництво» (спеціалізація «Розробка родовищ та видобування корисних копалин»). – ДВНЗ ДонНТУ, Покровськ, 2021.

Проведений аналіз гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов обводнених ділянок шахтного поля шахти «Україна». Обґрунтовано необхідність вдосконалення заходів щодо ведення гірничих робіт на обводнених ділянках шахтного поля шахти «Україна». Визначено проблеми щодо припливу води у гірничі виробки та запропоновані такі заходи як водознижувальні колодязі, буріння водоспускних свердловин та залишення бар'єрного цілика.

Для оцінки ефективності пропонованих заходів здійснено прогноз зміщень порід на контурі підготовчих виробок в умовах пласта l_2 та наведено результати на графіку. Встановлено, що в виробки що плануються доцільним буде встановлення водознижувальних колодязів, буріння водоспускних свердловин та залишення бар'єрного цілика.

Ключові слова: водоприток, обводненість виробки, прориви води, технічне рішення, графіки, осушення порід

ABSTRACT

Zharko V.V. In accordance with the technology of conducting mine work on the watered mine field of the mine "Ukraine" DP "Selidivvugilya" - DVNZ DonNTU, Pokrovsk, 2020.

The analysis of mining-geological and mining conditions of flooded areas of the mine field of the mine "Ukraine" is carried out. The necessity of improvement of measures on conducting mining works on the flooded areas of the mine field of the mine "Ukraine" is substantiated. Problems with the inflow of water into the workings have been identified and measures such as lowering wells, drilling of drainage wells and leaving the barrier pole have been proposed.

To assess the effectiveness of the proposed measures, the forecast of rock displacements on the contour of the preparatory workings in the conditions of formation l2` was performed and the results are shown in the graph. It has been established that it will be expedient to install water-reducing wells, drill drainage wells and leave the barrier pole in the planned workings.

Keywords: water inflow, water content of production, water breakthroughs, technical solution, schedules, rock drainage

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ПІДПРИЄМСТВО, АНАЛІЗ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ШАХТИ ТА ВИЯВЛЕННЯ ПРОБЛЕМИ.....	8
1.1 Загальні відомості про шахту.....	8
1.2 Характеристика шахти. Загальні дані.....	9
1.3 Стисла геологічна характеристика пластів вугілля.....	9
1.4 Розкриття та підготовка шахтного поля.....	15
1.5 Механізація та організація очисних робіт.....	17
1.6 Механізація та організація підготовчих робіт.....	20
1.7 Автоматизація виробничих процесів.....	21
1.8 Охорона навколишнього середовища та природних ресурсів.....	22
1.9 Гідрогеологічна характеристика шахтного поля та виявлення проблем відпрацювання вугільних пластів.....	23
2 АНАЛІЗ ДОСВІДУ РОЗРОБКИ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ В УМОВАХ ОБВОДНЕНOSTІ ВМІЩУЮЧИХ ПОРІД.....	25
3 АНАЛІЗ ГІДРОГЕОЛОГІЧНИХ УМОВ ШАХТНОГО ПОЛЯ ТА ВИЯВЛЕННЯ ДЖЕРЕЛ ВОДОПРИТОКІВ.....	45
4 ВИБІР ТА ОБГРУНТУВАННЯ ЗАХОДІВ ЩОДО ПРИПЛИВУ ВОДИ У ГІРНИЧІ ВИРОБКИ.....	53
5 ВИЗНАЧЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ ЗАПРОПОНОВАНИХ РІШЕНЬ.....	70
6 ОХОРОНА ПРАЦІ.....	81
ВИСНОВКИ.....	87
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	88

ВСТУП

Відпрацювання вугільних пластів в умовах обводнених порід є актуальним, оскільки такі умови відносяться до більшості діючих шахт. Багатофакторний аналіз зв'язків дозволяє визначити вплив окремих факторів на вирішення проблеми на стадії планування та прийняття рішення щодо забезпечення безпечного ведення гірничих робіт у обводнених виробок. Але, як правило, стандартні рішення не завжди дають очікуваний результат, тому вони потребують удосконалення для конкретних умов.

Тому метою роботи є вдосконалення технології ведення гірничих робіт на обводнених ділянках шахтного поля шахти «Україна» ДП «Селидіввугілля».

Ідея роботи: на основі результатів спостережень запропонувати технічні рішення щодо вдосконалення існуючих заходів технологій ведення гірничих робіт на обводнених ділянках, обґрунтувати найбільш доцільні для конкретних умов.

Об'єктом дослідження є обводнені виробки, а предметом – заходи щодо зниження водопритоку.

Задачі дослідження:

- загальні відомості про підприємство, аналіз технологічної схеми шахти та виявлення проблеми;
- аналіз досвіду розробки вугільних пластів в умовах обводненості вміщуючих порід;
- аналіз гідрогеологічних умов шахтного поля та виявлення джерел водопритоків;
- вибір та обґрунтування заходів щодо припливу води у гірничі виробки;
- визначення ефективності застосування запропонованих рішень.

Практичне значення: результати роботи можуть бути використані при відпрацюванні пласта l_2 шахти «Україна».

1 ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ПІДПРИЄМСТВО, АНАЛІЗ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ШАХТИ ТА ВИЯВЛЕННЯ ПРОБЛЕМИ

1.1 Загальні відомості про шахту

Поле чинного ВП Шахта «Україна» ДП «Селидіввугілля» розташоване в південно-східній частині Червоноармійського гірсько-промислового району Донбасу. По адміністративному розподілі входить у Покровський район Донецької області. На території шахтного поля розташоване місто Українськ. У 9 км північніше знаходиться місто Селидове. Районний центр місто Покровськ розташований у 25 км на північний-захід. У межах шахтного поля і поблизу нього розташовані дрібні інші населені пункти: селище Лісовка, село Мемрик, село Котляревка, селище Цукурине.

Технічні межі шахтного поля підприємства: на півночі межею є лінія на відстані 3,4 км від стволів(єдина з шахтою «Котляревська»); на півдні – лінія на відстані 3км(єдина з шахтою «Курахівська») ; на сході – ізогіпса пластів з відміткою – 650м, на заході – вихід пластів на поверхню карбону та Селидівський надвиг. Площа проекції гірничого відводу становить 49,2км². Резервний блок шахти «Україна» розташований з ізогіпси -650м до ізогіпси - 800м. В 4км на південний захід від шахти проходить автомобільний шлях Т-05-25 Михайлівка-Селидове-Курахове територіального значення у Донецькій області; в 15км від центру шахтного поля проходить основна залізнична магістраль Ясинувата-Дніпро, з якою шахта «Україна» зв'язана під'їзними залізничними коліями через станцію Гродівка. На території проммайданчику шахти знаходиться ПрАТ «ЦЗФ «Україна». Розташовані поблизу гірничопромислові підприємства: шахта «Курахівська», шахта «Котляревська»; реструктуризовані шахта «Селидівська» та шахта ім. Коротченко. Основний постачальник електроенергії ВП «Шахта «Україна» та міста Українськ Курахівська ТЕС.

1.2 Характеристика шахти. Загальні дані

Шахта «Україна» побудована згідно з проектом інституту «Дніпродіпрошахт» та введена в експлуатацію у 1963 році з проектною потужністю 1800 тис. тон вугілля на рік. На теперішній час виробнича потужність шахти, встановлена Міністерством енергетики, становить 400 тис. т на рік. На ВП "Шахта «Україна» нараховується в існуючих межах станом на 01.01.2021 року : балансові запаси 81201 тис. т.; позабалансові запаси – 83150 тис. т.; промислові запаси кам'яного вугілля – 62053 тис. т. Розміри шахтного поля (згідно протоколу №9063 від 15.09.1982р.) - по простяганню 7,0 км, в хрест простягання 7,02 км, площа – 49,2 км². Глибина залягання вугільних пластів на 01.01.2017р. дорівнює 750 м. На балансі шахти перебуває 9 вугільних пластів з кондиційною потужністю: m_6^1 , m_3 , m_2 , l_7 , l_4 , l_3 , l_2^1 , l_1 , k_8 . В даний час найвигіднішими до відпрацювання є 3, а саме l_1 , l_2^1 (рис. 1.1), k_8 . Породи залягають практично моноклінально, з кутом падіння від 5 до 16°. Марка вугілля – ДГ. Шахта відноситься до I категорії по газу, небезпечна по вибуху пилу, всі вугільні пласти викидобезпечні, пісковики - від викидобезпечних низької ступені до викидобезпечних середньої ступені. Шахтний водоприток становить 178,8 м³/год., водоприток за рік 1571,1 тис. м³. Мінералізація води становить 3774-4000 мг/дм². Температура вміщуючих порід від -500 до -800 м становить +25-+34°C. Зольність при видобутку 149752 тис. т. у 2021 році становить 45,7%, вихід концентрату 85562 тис. т. із зольністю 22 % станом на 01.01.2017р.

1.3 Стисла геологічна характеристика пластів вугілля

В геологічній будові шахти приймають участь відкладення світ (табл. 1.1):

- Горлівська світа C_2^7 в яку входять вугільні пласти m_6' , m_3 , m_2 ;
- Алмазна світа C_2^6 в яку входять вугільні пласти l_8' , l_8 , l_7^n , l_4 , l_3 , l_2' , l_1 ;

- Каменська світа C_2^5 в яку входять вугільні пласти k_8, k_6, k_5, k_3 ;
- Несвітаєвська світа C_2^4 в яку входить вугільний пласт l_3 .

Світи складені породами середнього та верхнього карбону. Гірничо - геологічні умови відпрацювання пластів на полі шахта «Україна»: Шахта відноситься до першої категорії по газу; всі пласти безпечні по раптовим викидам газу та вугілля; всі пласти окрім l_7^n не схильні до самозаймання, але вибухонебезпечні по вугільному пилу; пісковики $m_7Sm_6^1$; l_6Sl_7 ; l_5Sl_5' ; l_1Sl_2' мають середню та низьку схильність до викидів. Літологічні вугленосні відкладення представлені чередуванням аргілітів, алевролітів, пісковиків, з включеннями малопотужних вугільних пластів та вапняків. Покрівля вугільних пластів в основному складенні аргілітами нестійкими (B_1) та алевролітами малостійкими (B_2); по обвалюванню відносяться до легкообвалювальних (A_1); рідкопісковиками – середньообвалювальними (A_2); вапняками схильними до плавного прогину (A_4). Підшва пластів – від малостійких до стійких (P_1-P_3) які складені аргілітами та алевролітами. Найбільше перспективними до відпрацювання запасів є пласти l_2' , l_1 і k_8 із потужністю 0,89 - 1,06 м. Породи покрівлі і підшви вугільних пластів подані в основному аргілітами та алевролітами, рідше пісковиками і вапняками.

Пласт l_2' простої будівлі, не витриманий по потужності. Зменшення потужності пласту пов'язано з розмивами пласта і заміщеннями його частково або на повну потужність. По класифікації ДонВУГІ породи пласта l_2' віднесені до хитливих - (B_2), на ділянках розмивів і заміщень пласта - до дуже хитливих (B_1). Категорія порід основної покрівлі по обвалюванню - легкообвалювана (A_1). У підшві пласту залягає аргіліт темно сірий, шаруватий, на початку прошарку грудкуватий "кучерявчик", хвилястий, середньої стійкості (P_2).

Пласт l_1 має просту будову. Покрівля пласта подана дуже обводненим

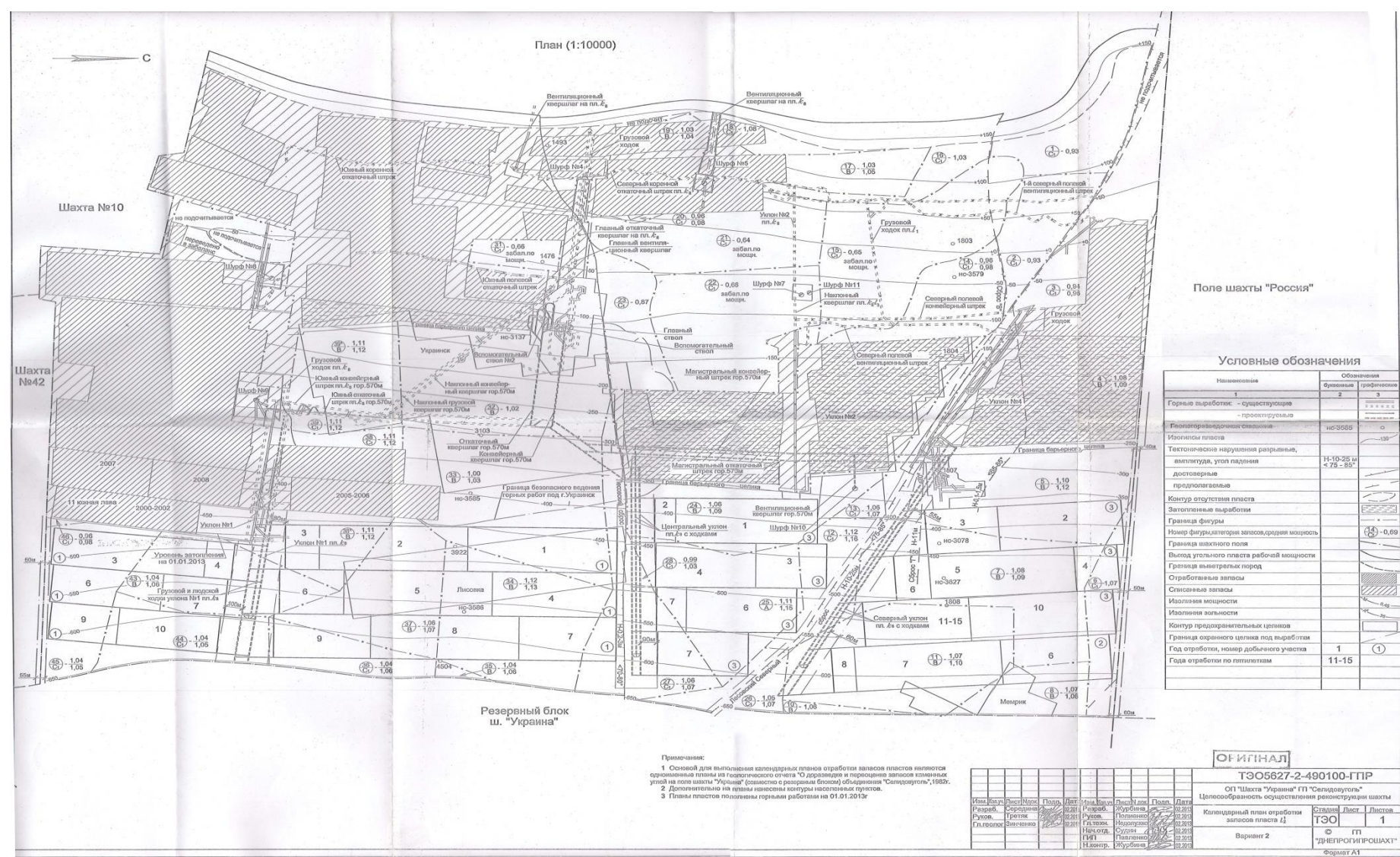


Рисунок 1.1 – Календарный план відробки запасів пласта l₂

Таблиця 1.1 - Геологічна характеристика пластів вугілля

Символи світи	Символи вугільних пластів	Потужність пласта		Щільність , т/м ³		Продуктивність пласта, т /м ²	Відстань до нижележачого пласта по нормам, м	Кут падіння пласта, град.	Будова пласта (проста, складна, кількість пачок)	Витриманість пласта
		загальна	корисна							
		<u>від-до</u> , м середн.	<u>від-до</u> , м середн.	вугільних пачок	на общу потужність					
C ₂ ⁷	m ₃	<u>0,64-1,50</u> 1,12	<u>0,64-1,49</u> 1,10	1,29	1,31	1,467	16	6-16	Проста, рідше 2-х пачкове	Невитриманий
C ₂ ⁷	m ₃	<u>0,70-1,07</u> 0,81	<u>0,60-0,90</u> 0,78	1,30	1,32	1,069	51	8-14	Проста, рідше 2-х пачкове	Невитриманий
C ₂ ⁶	l ₈ ¹	<u>0,72-1,51</u> 0,90	<u>0,72-1,27</u> 0,88	1,37	1,40	1,260	44	10-14	Проста, рідше 2-х пачкове	Невитриманий
C ₂ ⁶	l ₇ ^н	<u>0,70-1,43</u> 0,84	<u>0,56-1,08</u> 0,81	1,33	1,35	1,334	65	5-15	Проста, рідше 2-х пачкове	Невитриманий
C ₂ ⁶	l ₃	<u>0,66-1,58</u> 0,80	<u>0,58-1,30</u> 0,74	1,35	1,40	1,120	5	5-15	Проста, рідше 2-х пачкове	Невитриманий
C ₂ ⁶	l ₂ ¹	<u>0,70-1,39</u> 1,08	<u>0,70-1,39</u> 1,06	1,35	1,36	1,468	28	3-16	Проста, рідше 2-х пачкове	Відносно витриманий
C ₂ ⁶	l ₁	<u>0,70-1,58</u> 0,90	<u>0,70-1,58</u> 0,90	1,35	1,35	1,215	30	7-17	Проста	Витриманий
C ₂ ⁶	k ₈ +k ₈ ^в	<u>0,74-1,22</u> 1,01	<u>0,60-1,02</u> 0,89	1,37	1,45	1,465	-	9-16	Складна	Відносно витриманий

пісковиком $l_1Sl_2^1$ потужністю від 24,0 до 27,0 м. Пісковик безпосередньої й основної покрівлі грубозернистий або середньозернистий. Ці пісковики відносяться до хитливих (B_2), по обвалюванню - до середньообвалювальних - (A_2). Безпосередня підосва - аргіліт потужністю від 0,0 до 6,6 м або алевроліт потужністю від 0,0 до 0,4 м. При обводнюванні підосва пласта спучується, стає важкою, рухливою. Категорія порід підосви - хитливі ($П_1$), схильні до розмокання при зволоженні – висока ймовірність, до їх повної втрати несучої спроможності.

Пласт k_8 складної будівлі, складається з трьох-чотирьох вугільних пачок, розділених прошарками слабкого аргіліту ($f=2-3$), темно-сірого, грудкуватого, слабкої усталеності, потужністю 0,01-0,08 м. Вугілля чорне, що полу блищить, тонкополосчате, тріщинувате, із включенням сірчаного колчеданна у вигляді лінз, гнізд розміром 3х4 см у діаметру. Гіпсометрія пласту різко вовниста, падіння на схід під кутом 10-15 градусів. Безпосередня, вона ж основна, покрівля пласту подана міцним, тріщинуватим, мілко кристалічним вапняком потужністю до 4-х метрів, схильним до коржіння і завалення прошарками потужністю 0,1-0,4 м. Часто між пластами і вапняком зустрічаються лінзоподібні включення глинистого сланцю потужністю від 0,1 до 2,0 метра, представляючи типову «хибну» покрівлю, що при виїмці вугілля комбайном вивалюється слідом за його вийманням. У підосві пласту залягає сірий алевроліт, шаруватий, слюдистий, потужністю від 0,0 до 2,8 м, середньостійкий, $f=4$. Всі вугільні пласти (крім l_1) до глибини 900 м (ізогіпса мінус 700 м) знаходяться в зоні газового вивітрювання.

Вугільний пласт l_1 цілком знаходиться в зоні газового вивітрювання. Температура гірських порід на межі, що проходить по ізогіпсі мінус 800 м, буде 36,2 град., а на глибині з оцінкою 580 м очікується 30 градусів. У дійсний час шахта розробляє вугільний пласт k_8 (у підготовці l_2' , l_1).

Марка вугілля що видобувається Д, ДГ. Вугілля збагачується на ЦОФ «Україна». Концентрація +13 мм із зольністю 9% відправляється для потреб

населення через торгуючі організації. Незбагачений відсів із зольністю 37,5% відправляється на електростанції. На шахті встановлені такі норми: золи: середня - 40,0%, гранична - 52, 0%, по волозі: середня - 10,5%, гранична - 12,0%; по сірці: середня - 3,2%, гранична - 3,7%; теплотворна спроможність: вища - 7750 кал., нижча - 4350 кал., вихід летючих - 45%.

Якісні характеристики вугілля з пластів, що розробляються наведені у таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 - Якісні характеристики вугільних пластів

Геологічний символ пласта	Потужність пласта	Марка вугілля	Якісна характеристика				
			Зольність	Зміст сірки	Вологість	Вихід летючих речовин, %	Теплота згоряння, ккал/кг
			%	%	%		
m ₆ '	0,48-0,60	Д	7,4-21,5	1,5-6,1	9,4	--	--
m ₃	0,63-1,33	Д	1,7-20,3	0,8-7,7	5,6	40,5-40,8	7987
m ₂	0,51-1,18	Д	5,1-28,5	1,0-7,2	10,3	38,5-45,6	7895
l ₈ '	0,49-1,39	Д; ДГ	5,9-22,4	1,0-7,9	9,0	36,2-46,0	7840
l ₈	0,47-0,58	Д	1,6-36,7	0,7-5,7	8,4	36,6-44,6	--
l ₇ ⁿ	0,65-1,14	Д	2,0-16,1	0,6-6,2	9,1	35,6-42,7	7188
l ₄	0,48-0,51	Д	8,1-29,8	0,7-4,2	8,5	--	--
l ₃	0,58-0,71	Д	4,2-22,5	1,1-4,2	7,8	37,0-38,7	8122
l ₂ '	0,88-1,40	ДГ	11,2-18,2	1,8-5,3	7,3	41,1-47,7	7700-8680
l ₁	0,7-1,22	ДГ	13,9-26,0	2,7-7,3	7,8	39,3-45,1	7732-8159
8	0,6-1,20	ДГ	9,8-19,1	2,8-5,2	7,6	39,9-47,1	7762-8583
k ₆	0,44-0,68	ДГ	12,5-30,4	2,8-7,1	--	43,2-46,5	--
k ₅	0,59-0,7	ДГ	6,6-12,1	0,5-3,7	--	35,4-39,0	--
k ₃	0,45-1,15	ДГ	1,21-25,3	0,6-3,1	--	--	--
l ₃	0,45-0,59	Д; ДГ	5,3-17,0	1,9-5,2	--	--	--

1.4 Розкриття та підготовка шахтного поля

Розкриття шахтного поля здійснено двома вертикальними центрально-здвоєними стволами (головним і допоміжним), пройденими до гор.210 м, і квершлагами: головним вентиляційним і головним відкаточним (рис. 1.2). З горизонту 210 м пройдені похилі конвеєрний і вантажний квершлаг на горизонт 570 м.

Головний ствол діаметром 7 м використовується для видавання вугілля, допоміжний стволом №1 діаметром 7 м призначений для видавання породи і виконання всіх допоміжних операцій, по стволу надходить у шахту свіже повітря. Для забезпечення провітрювання шахти використовується шурф №9, допоміжний ствол №1. Вентиляційна свердловина N10 пробурена на повну глибину і буде введена в експлуатацію найближчим часом. Розкриття гор.570 м здійснено за допомогою поглиблення головного ствола і проходженням допоміжного ствола №2, а також похилими конвеєрним і відкатним квершлагами з гор.210 м на гор.570 м. Проектом передбачається будівництво пристволового двора біля допоміжного ствола №2. Після запровадження пристволового двора гор.570м в експлуатацію всі операції по доставці матеріалів, устаткування, спуску-підйому людей і видачі породи будуть виконуватися клітьовими підйомами допоміжного ствола №2. На даний час ведуться роботи по розкриттю центральної панелі, проводяться магістральні відкатний та конвеєрні штреки гор.570м пл.к₈.

На шахті прийнятий панельний спосіб підготовки. В 2020 році очисні роботи ведуться в південній (похил №1) панелі пласта к₈ із видачею вугілля на гор. 210 м. Розміри панелей по простяганню 2100 м, по падінню 750-900 м. Панелі по падінню діляться на яруси, похила довжина яких відповідає довжині лави 150-200 м. Пласт к₈ нижче гор. 570 м відпрацьовується на похил №1 пл. к₈, пройдені в стійких породах підошви шару к₈, а далі на південній конвеєрний штрек гор.570м. На даний час пройдено ярусний квершлаг №1 пластів к₈ - l₂ по

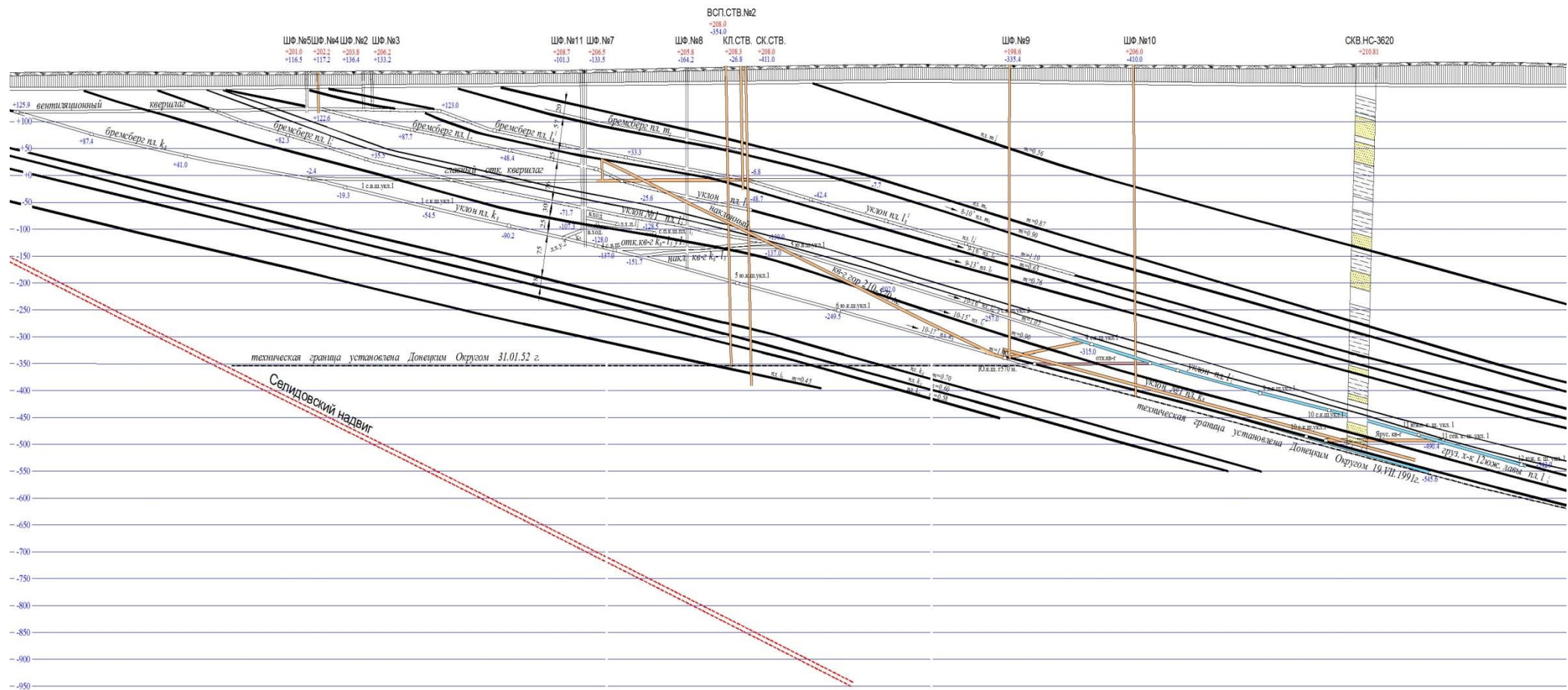


Рисунок 1.2 – Схема розкриття шахтного поля шахти «Україна»

ньому видається вугілля з 11-ї північної лави пл. l_2' на похил №1 пл. k_8 .

1.5 Механізація та організація очисних робіт

У 2020 році на шахті передбачене відпрацювання пластів: l_2' і k_8 . На шахті застосовується в основному стовпова система розробки. За станом на 01.01.20 р. у роботі знаходиться один очисний вибій, розташований на пласті l_2' : 11-та північна лава (рис. 1.3) відпрацюється стовпвою системою розробки (табл. 1.3). У 2018-2020рр. видобуток з 11-ї північної лави пл. l_2' складав 250-500 т/доб. В даний час по пласту l_2' ведуться роботи з підготовки 12-ї південної лави похилу №1, яка буде відпрацьовуватися стовпвою системою розробки. 12-та південна лава буде відпрацьовуватися за допомогою мех. кріплення КД-90, комбайна УКД-200-250, конвеєр СП-26У. На даний час демонтується 10-а південна лава пл. k_8 похилу №1 яка відпрацьовувалася стовпвою системою розробки. Виймання вугілля проводилось за допомогою комбайна К-103, кріплення за допомогою гідравлічного кріплення «Супутник» КПГС-01, скребковий конвеєр СП-26У. Для відпрацювання пластів проходяться вентиляційний і конвеєрний штреки. При відпрацюванні пластів зворотним ходом вентиляційний і конвеєрний штреки гасяться слідом за підвиганням лави. Між конвеєрним штреком верхнього ярусу і вентиляційним штреком нижнього ярусу залишається цілик 5-20м. При суцільній схемі розробки штреки зберігаються на весь час відпрацювання лави.

Організація робіт в очисному вибої. При роботі комбайнів типа 1К101-У в комплексі з усім обладнанням, організація роботи в лаві передбачає 2-4 цикли, які забезпечують пересування вибою на 1.26-2.52м. Перша зміна - ремонтно-підготовча, на решті змін провадяться всі основні операції по вийманню вугілля (виймання вугілля комбайном, пересування кріплення, пересування вибійного конвеєра, БВР або відбійними молотками по вийманню ніш).

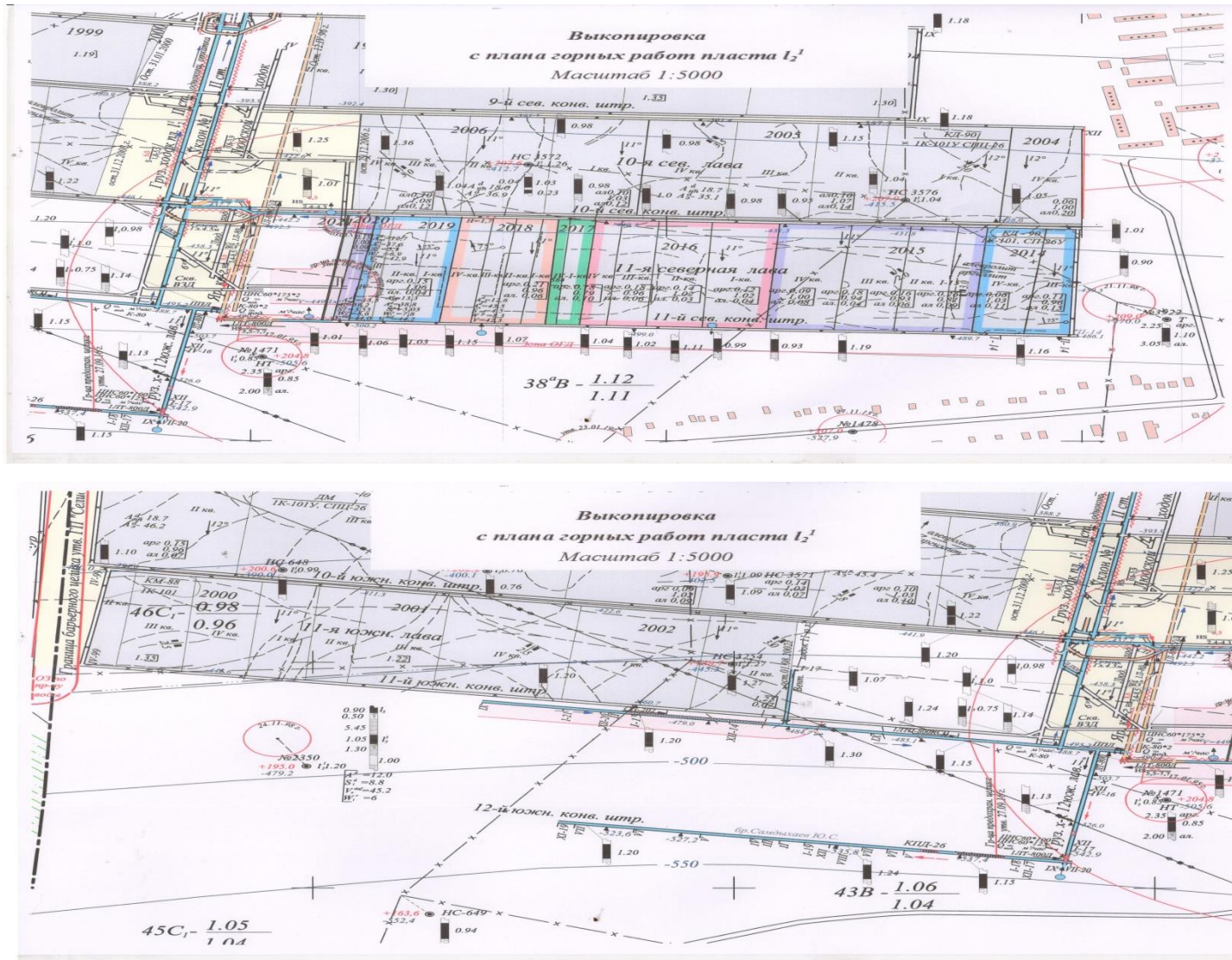


Рисунок 1.3 - Выкопировка с плана гірничих робіт пласта I₂

Транспортування вугілля з лави по схемі:

- по лаві – конвеєром СП-26У;
- по конвеєрному штреку - стрічковим конвеєром 1ЛТ-80 КСП;
- по похилу №1 пласта k_8 - конвеєрами 1Л-80, 3Л-100У;
- по південному конвеєрному штреку гор.570м пл. k_8 – конвеєром 1Л100К;
- по похилому конвеєрному квершлягу – конвейерами 3Л100У №2, 3Л100У №3, 1Л1000КСП№1 в бункер-накопичувач $V=1000\text{м}^3$;
- по головному відкатному квершлягу гор.210м з бункера-накопичувача через живильник КЛ-10 вугілля надходить на конвеєр 1Л-100К, яким транспортується до опрокидувача в завантажувальний пристрій головного ствола та скіпами видається на поверхню.

Доставка допоміжних грузів:

- від допоміжного ствола по виробкам руд. двора гор.210м до верхньої приймального майданчика похилого вантажного квершлягу з гор.210м на гор.570м –в вагонах УВГ-3.3-900 або на платформах контактними електровозами 14-КР;
- по похилому вантажному квершлягу підйомною машиною Ц-3х2.2-АР в вагонах;
- по південному відкатному штреку гор.570м пл. k_8 – в вагонах контактними електровозами;
- по вантажному хіднику пл. k_8 - в вагонах лебідкою ЛВ-25;
- по вентиляційному штреку – лебідками ЛВ-25;
- по конвеєрному штреку – в вагонах або на площадках при допомозі ДКН;

Доставка людей до робочих місць:

- по вертикальному стволу в одноповерхових клітках;
- по руд. двору пішки до верхньої приймальної площадки вантажного похилого квершлягу;
- по вантажному похилому квершлягу в людських вагонетках ВЛН-3/15 однокінцевим підйомом;

- по відкатному штреку гор.570м – пішки;
- по вантажному хіднику похила №1 пласта k_8 – пішки;
- по ярусним штрекам до вибою лави - пішки;

Таблиця 1.3 - Показники 11-ї північної лави пласта l_2' пох.1

Найменування показника	Од. вим.	Значення показників
Середня потужність пласта яка виймається	м	1.15
Потужність пласта геологічна	м	0.8-1.01
Промислові запаси вугілля	тис. т	330
Кут падіння пласта	град	12
Глибина захвата комбайна	м	0.63
Кількість циклів на добу	од.	3
Довжина лави	м	250
Проектна довжина виймальної ділянки	м	332
Середньодобовий видобуток	тон	254
Супротив вугілля різанню	кГс/см	250

1.6 Механізація та організація підготовчих робіт

На даний час ведуться роботи по проведенню 12-го південного конвеєрного штреку похилу №1 пл. l_2' за допомогою прохідницького комбайну КПД, а також по проведенню 12-го південного вентиляційного штреку похилу №1 пл. l_2' за допомогою прохідницького комбайну КПД. Кріплення виробки - металеве піддатливе кріплення КМП-А3 (АП-11.2). Шаг встановлення - 0.8м. Січення виробки : у світлі – 10.3 м², у чорні – 13.0 м². Навантаження гірничої маси відбувається на конвеєр за допомогою перевантажувача комбайна , або

скреперним устаткуванням. Доставка обладнання відбувається за допомогою лебідок ЛВД-24, або за допомогою доріжки ДКН. Провітрювання – за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання ВМ-5м. При проведенні виробок за допомогою БВР темпи проведення складають приблизно 20-50 м/міс, при проведенні комбайнами – 100-120 м/міс.

1.7 Автоматизація виробничих процесів

На шахті «Україна» автоматизовані такі процеси:

- обмін вагонеток допоміжного ствола №1 на гор.210м;
- підйомні установки головного та допоміжного стволів;
- конвеєрний транспорт в шахті;
- підземні підйомні установки грузові та людські;
- обмін вагонеток в надшахтному приміщенні допоміжного ствола №1;
- насосні установки на поверхні;
- вентиляційна установка шурфу №9;
- насосні установки на горизонтах.

Для цих цілей використовуються набори апаратури управління в виконанні РВ від заводів-виготовлювачів. На конвеєрному транспорті використовується комплект апаратури управління АУК-1М. На підйомній установці допоміжного ствола спосіб управління автоматизований АМЗ, комплект обладнання поставлений заводом що виготовляє. Водовідливні установки на горизонтах мають автоматичний спосіб управління АМЧ, комплект апаратури управління ВАВ.1М. Вентиляційна установка шурфа №9 керується диспетчером шахти, комплект апаратури УКАВ-2М. Допоміжний транспорт на шахті керується оператором апаратурою УМД.

1.8 Охорона навколишнього середовища та природних ресурсів

Шахта «Україна» та інші підприємства вугільної промисловості повинні комплексно використовувати природні ресурси, проводити утилізацію усіх видів промислових відходів, такі міри відіграють велику роль по охороні навколишнього середовища. Завдяки цьому різко знижується забруднення навколишнього середовища повітря, водоймів, зменшується площа сільськогосподарських земель, які використовуються під відвали. Проблема промислових відходів може бути вирішена якщо їх використовувати як вторинні ресурси – пористе заповнення бетону, а також як добавка при виготовленні цегли. Або використовуючи пневмозакладні комплекси ПЗК і ПЗП які забезпечують подрібнення породи та транспортування її стислим повітрям по трубопроводу на відстань до 1.5км. Для очистки стічних вод від забруднюючих відходів використовуються відстійники. Забруднення атмосферного повітря на шахті за рахунок організованих джерел, якими є промислові і комунальні котельні, та неорганізовані джерела, до яких відносяться транспорт, породні відвали, вугільні склади. Для захисту об'єктів від впливу гірничих робіт виконуються наступні міри: - будови та спорудження розташовані на промисловій площадці які охороняються ціликами вугілля. Вертикальні свердловини будівлі підйомних машин охороняються ціликами. З ціллю скорочення викидів передбачаються наступні міри: оснащення котлів котелень мокрими пиловловлювачами; зменшення викидів вентиляторами головного провітрювання за рахунок обмивки стінок виробок водою, зв'язування пилу туманоутворюючими завісами, гасіння, зволоження, вапнякування, озеленення відвалів.

1.9 Гідрогеологічна характеристика шахтного поля та виявлення проблем відпрацювання вугільних пластів

Підземні води в межах шахтного поля приурочені до четвертинних, неогенових та кам'яновугільних відкладень. Основним джерелом обводнення оцінюваних пластів є підземні води кам'яновугільних відкладень, укладені в тріщинуватих пісковиках і вапняках. При відпрацюванні пластів шахтні води характеризуватимуться хлоридно-гідрокарбонатно або хлоридно-натрієво-магнієвим складом з мінералізацією близько 4 г/л. За вмістом сульфатів води агресивна до бетонів, вона також агресивна до металевих конструкцій. Гідрогеологічні умови розробки вугільних пластів відносно несприятливі і шахтне поле відноситься до II групи складності з гідрогеологічних умов. Нормальний приплив води при повному відпрацюванні запасів до нижньої технічної границі шахти складе $1150 \text{ м}^3/\text{год}$, а максимальний досягне $1355 \text{ м}^3/\text{год}$. Розкриття зон підвищеної тріщинуватості порід і тектонічних порушень, що перетинають потужні водо обводненні горизонти, слід проводити з випереджальним бурінням для попередження проривів, середня величина яких можлива з пісковику в кількості $20\text{-}25 \text{ м}^3/\text{год}$, а з вапняків $40\text{-}50 \text{ м}^3/\text{год}$. Відпрацювання запасів по всіх пластах у старих затоплених виробок, а також у межі безпечного ведення гірничих робіт під пливунами необхідно проводити з дотриманням заходів безпеки-з залишенням бар'єрних ціликів.

Підробіток неякісно затампованих розвідувальних свердловин рекомендується проводити після проведення повторного тампонажу або з залишенням бар'єрних ціликів. Притоки води у добичні виробки становитимуть $5\text{-}8 \text{ м}^3/\text{год}$, а в окремих випадках до $30\text{-}40 \text{ м}^3/\text{год}$. Водопріток становить $178,8 \text{ м}^3/\text{год}$., водо приток за рік складає $1571,1 \text{ тис. м}^3$ це є ускладнюючим фактором при веденні гірничих робіт. За результатами проведеного аналізу гірничо-технологічних та гірничо-геологічних умов шахтного поля шахти «Україна» було встановлено що вузьким місцем в роботі підприємства, в роботі очисних

та підготовчих вибоїв є робота в умовах обводненості вугільних пластів, у зв'язку з цим виникає необхідність у розробці щодо зменшення обводненості порід та покращення техніко-економічних показників роботи шахти.

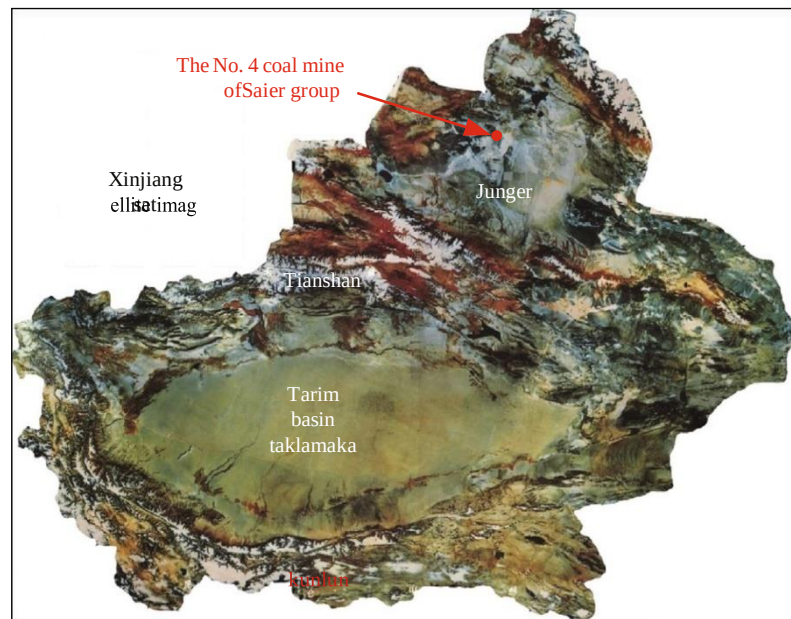
2 АНАЛІЗ ДОСВІДУ РОЗРОБКИ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ В УМОВАХ ОБВОДНЕНOSTІ ВМІЩУЮЧИХ ПОРІД

За результатами проведеного аналізу гірничо-технологічних та гірничо-геологічних умов шахтного поля шахти «Україна» було встановлено що вузьким місцем в роботі підприємства, в роботі очисних та підготовчих вибоїв є робота в умовах обводненості вугільних пластів, у зв'язку з цим виникає необхідність у розробці щодо зменшення обводненості порід та покращення техніко-економічних показників роботи шахти. Для цього вкрай необхідним є вивчення досвіду розробки вугільних пластів в умовах обводненості порід.

Наприклад в умовах шахти № 4 компанії Saier Group [1] розташованої на північному заході Сіньцзянського автономного району (Китай), були проблеми з відпрацюванням вугільного пласта 10# в умовах обводненості. Як показано на рисунку 2.1(а), вугільна шахта № 4 компанії Saier Group розташована на північному заході Сіньцзянського автономного району, Китай. Транспортна виробка В1002 шахти №4 проведена у вугільному пласті 10# загальною довжиною 1200 м і середньою глибиною 321 м. Крім того, в транспортній виробці використовуються як стрічкові конвеєра , так і рейковий шлях. Детальне облаштування проїжджої частини показано на рисунку 2.1(б). Поперечний переріз виробки мав прямокутну форму, шириною 5 м. і висотою 3.6 м (рис. 2.2). Бічні породи транспортної виробки в основному складаються з аргіліту та пісковика. Аргіліт був нестійким та з поганим ефектом цементування. Шар пісковика знаходився від підосви пласту до покрівлі на відстані 5,0 м і 3,2 м. Для кріплення виробки використовувалось анкерне кріплення. В результаті припливу води в дану виробку аргіліт який залягав поблизу виробки розмокав внаслідок чого втрачав свою міцність. В результаті втрати міцності вміщуючих порід середнє осідання покрівлі та підосви 0.45 м, 0.42 м. На окремих ділянках перевищення деформації була в 1,2-1,4 рази більше ніж у даній ділянці, а максимальна конвергенція досягла величини 1.4 м, тому

втрата перетину виробки склала 65%. Крім того, через вплив води на аргіліт, міцність гірської маси поступово зменшувалася з часом, а деформація навколишньої породи продовжувалася тривалий період, що призвело до надзвичайно поганої стійкості виробки.

а)



б)

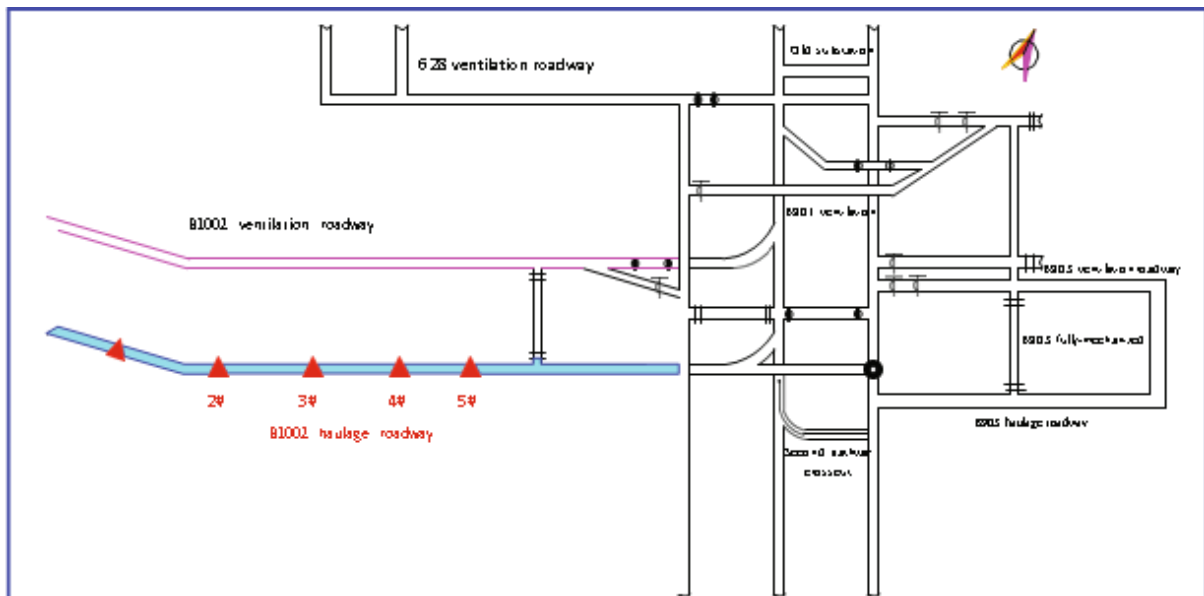


Рисунок 2.1 – Розташування вугільної шахти № 4 компанії Saier Group (а).
Схема транспортної виробки В1002 у вугільній шахті №4 (б) [1].

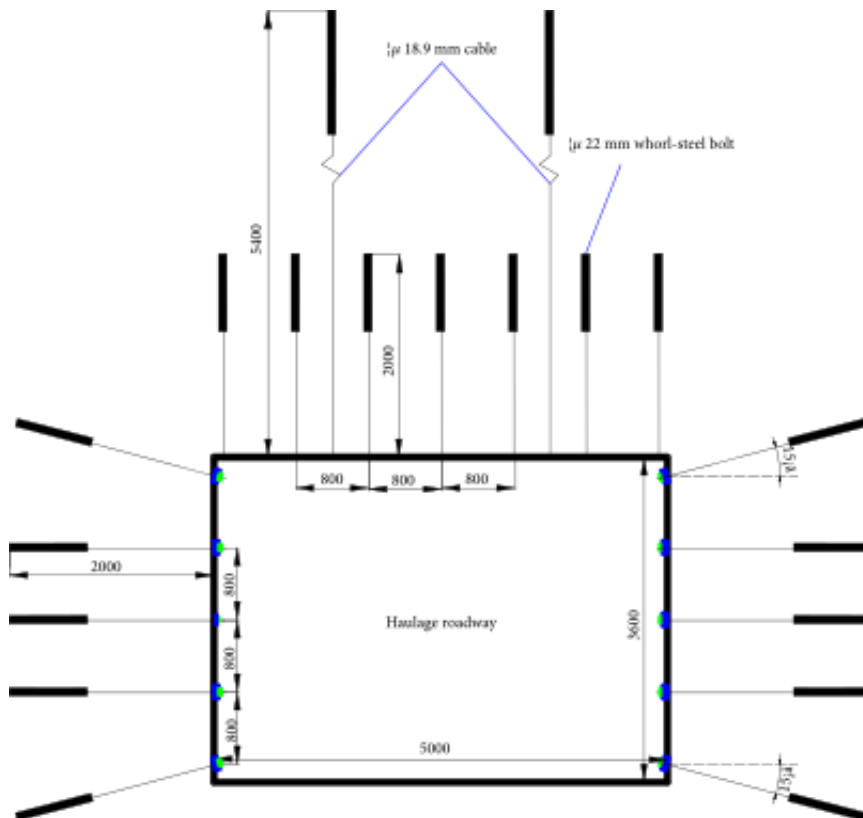
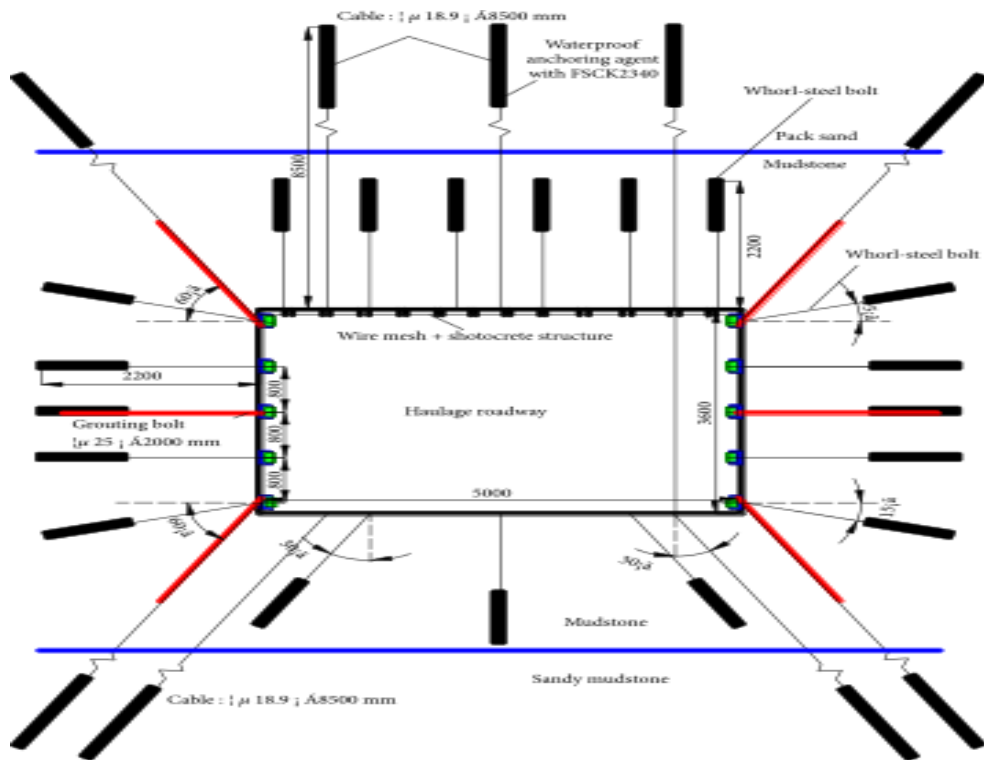


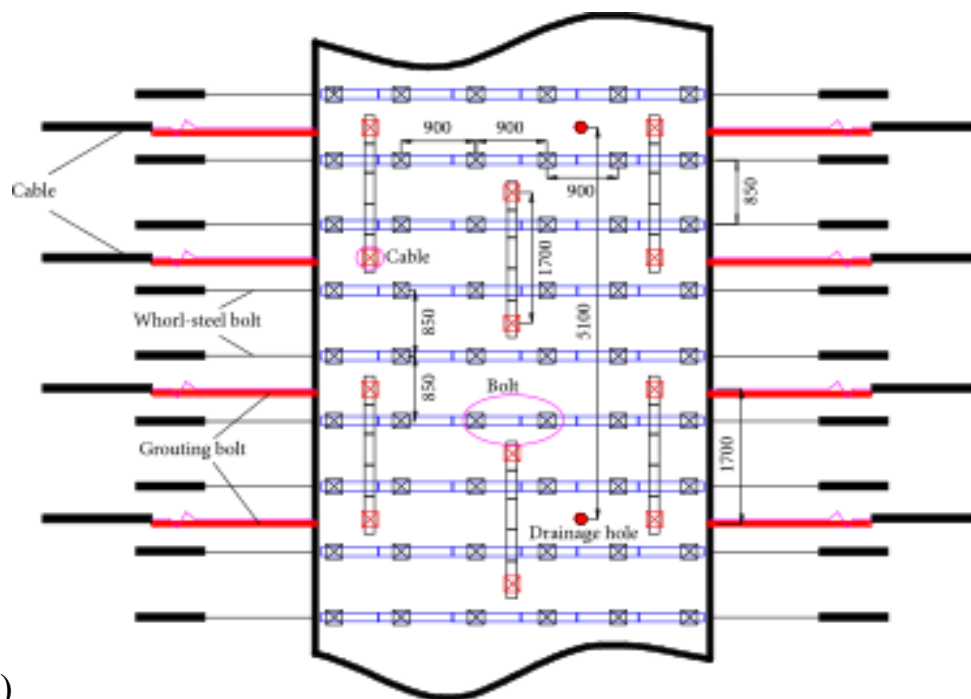
Рисунок 2.2 - Поперечний переріз виробки В1002 шахта №4 (Китай), схема кріплення даної виробки [1].

Завдяки необґрунтованим методам кріплення були обвалення покрівлі, розриви сітки та корозійне руйнування болта, а також ослаблення бічних порід. Під впливом шахтної води корозійне руйнування кріплення було більш серйозним, а міцність анкера значно зменшилася. Далі в покрівлі з'явилося видавлювання та ступінчасте зміщення, що призвело до просідання покрівлі. Нарешті, аварія з обваленням покрівлі сталася вздовж слабкої межі з серйозними вивалами бічних стін. Для вирішення цієї проблеми було використано підхід WSHSWRT який складається з болта-тросу, водонепроникного анкера, торкретбетону та дренажного отвору в покрівлі, а також шару бетонного розчину для бічних стін. Таким чином, для поліпшення механічних параметрів і зменшення руйнування бічних порід включаючи пучення підосви, слід використовувати анкерне кріплення з болтами

попереднього натягу для всієї секції. Крім того, троси покрівлі та бічних стін мають бути закріплені на шарах пісковика, щоб повністю відтворювати дію підвіски для бічних порід. Серія дренажних отворів у покрівлі влаштована так, щоб зменшити вплив шахтної води на механічні властивості бічних порід. Крім того, через високоміцний шар торкрету в покрівлі формується герметична високоміцна інтегрована опорна конструкція, завдяки чому забезпечується високий опір для контролю просідання покрівлі, а навколишня порода герметична, щоб зменшити вивітрювання неглибоких залягань аргіліту. Для зменшення впливу шахтної води слід використовувати водонепроникний анкер. Конструкція конкретних параметрів підтримки показана таким чином. Шістнадцять високоміцних болтів $\Phi 22 \text{ мм} \times 2.2 \text{ м}$ були встановлені в покрівлі і двох бортах з міжряддям і міжряддям $0.9 \text{ м} \times 0.85 \text{ м}$ і $0.8 \text{ м} \times 0.85 \text{ м}$. На підшві встановили три високоміцних болта $\Phi 22 \text{ мм} \times 2.2 \text{ м}$ з міжряддям і міжрядковим інтервалом $1.35 \text{ м} \times 0.85 \text{ м}$. Болти, встановлені у верхній і нижній частині двох сторін, були нахилені під 15° . У покрівлі з двох сторін прокладено дев'ять високоміцних кабелів $\Phi 18:9 \text{ мм} \times 8.5 \text{ м}$ розміром $1.6 \text{ м} \times 1.7 \text{ м}$. Забетоновані болти зверху та знизу були нахилені під 60° . Тиск розчину підтримували на рівні $0,6 \text{ МПа}$. Цементний розчин був прийнятий оскільки має характеристики захисту навколишнього середовища, економічність та хорошу довговічність. Розчинний матеріал в основному складався з цементу, піску, заміників води та води у співвідношенні $1 : 1 : 0,01 : 0,32$. Дані польового моніторингу показали, що анкерне кріплення може ефективно контролювати деформацію навколишньої породи та підтримувати довготривалу стабільність транспортної виробки в тому числі в умовах обводненості бічних порід (рис. 2.3). Тому для умов шахти «Україна» даний спосіб може бути розглянутий, як одне з рішень щодо ефективного та безпечного ведення гірничих робіт.



a)



б)

Рисунок 2.3 - Застосування WSHSWRT до виробки В1002 шахта №4 (Китай), виробка з використанням WSHSWRT (а); покрівля і бічне кріплення (б) [1].

На прикладі вугільної шахти Таюань [2] розташованої в Сучжоу, провінція Аньхой, Китай, були проблеми з напливом води які спричинили просідання вугільного пласта. Робочий вибій 1035 розташований на третьому етапі південного крила південного третього гірничого району. Основним вугільним пластом є вугільний пласт №10, потужність якого 2,9 м, середня глибина залягання близько 500 м. Аварія напливу води SKCC сталася у вхідній робочій виробці (EDWF) робочому вибої 1035. EDWF рухався вздовж покрівлі вугільного пласта № 10, а також використовувалися вибухові роботи та кріплення за допомогою сітки. Поперечний переріз прямокутний, ширина і висота 3,8 м і 2,8 м відповідно (рис. 2.4). Основна покрівля складена з середньо дрібного пісковика та алевроліту з аргілітом, а підлога — з щільного аргіліту, прошарового алевроліту з добре розвиненими тріщинами та вапняку з добре розвиненими тріщинами. У результаті напливу води, викликаного добичею, із замкнутого водоносного горизонту через карстову колону провалу (SKCC) є різновидом серйозної катастрофи в підземному видобутку вугілля. Карстовий колапс (КСС), який розвивається в обмеженому водоносному горизонті, широко поширений по всьому північному Китаю, він складається з таких заповнювачів, як биті породи та дрібні глинисті чи глинисті частинки, і це спричиняє осідання навколишньої гірської маси й утворення великої кількості тріщин. У процесі видобутку вугілля на цих ділянках легко утворюються канали тріщин між виробкою вугільного пласта і карстовим водоносним горизонтом (рис. 2.4), що спричиняє катастрофи напливу води, що призводить до втрати ресурсів підземних вод, економічних втрат і людських жертв. На відміну від просочування тріщинуватої породи, внутрішній простір КСС з ризиком напливу води в основному складається з розбитої породи. Як правило, порожнина КСС розбивається, напруга знімається, і навколо порожнини та в породі покрівлі з'являються тріщини, утворюючи зону впливу КСС (KCCIZ) навколо КСС (рис. 2.5). Під дією занурення у воду міцність KCCIZ низька, а ширина її розвитку загалом становить близько 5–30 м. Це дуже небезпечна зона

структурного впливу, яка відіграє важливу роль у регулюванні напливу шахтних вод.

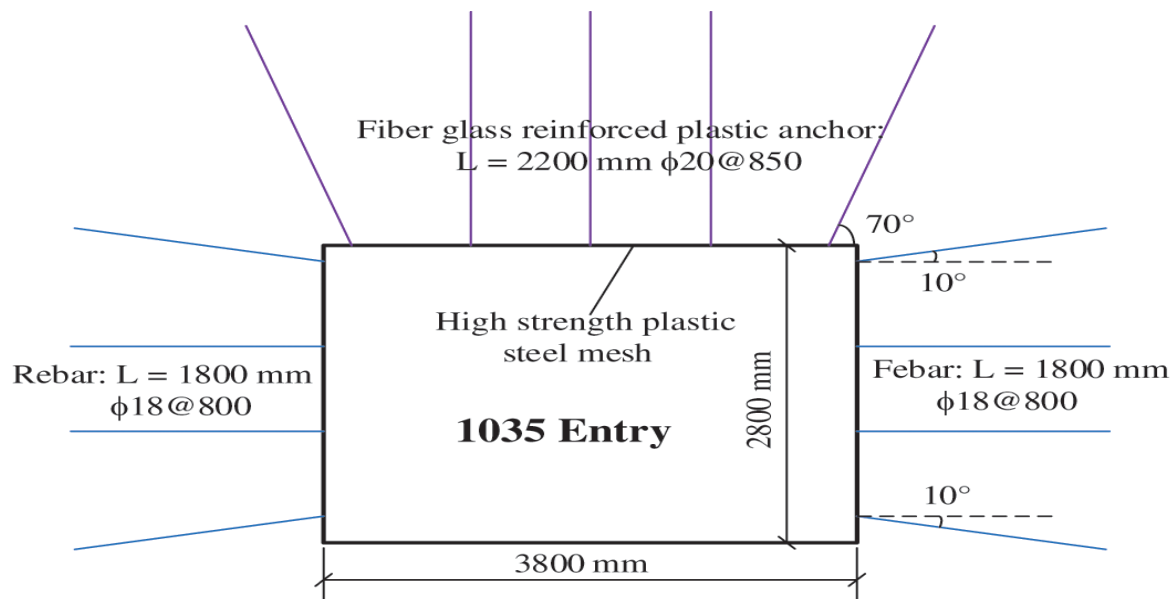


Рисунок 2.4 - Перетин виробки 1035 [2].

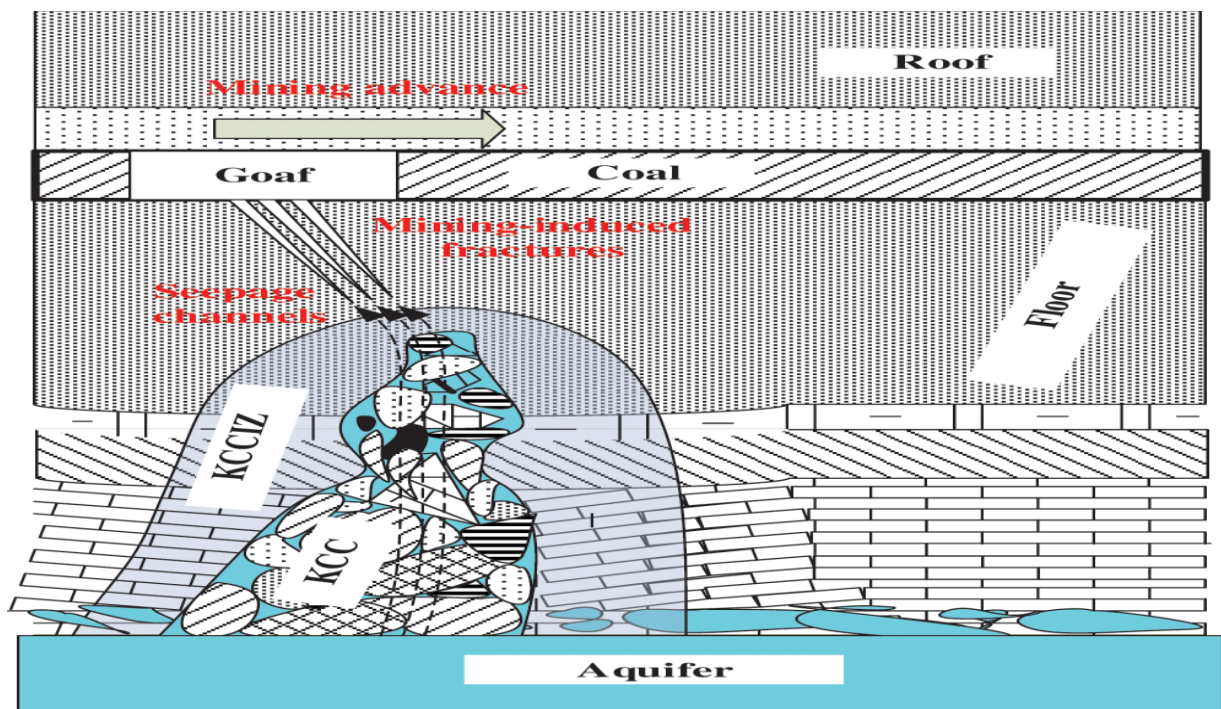


Рисунок 2.5 – Схема обводненої зони KCCIZ [2].

Вирішення даної проблеми не було знайдено, але були дані рекомендації науковцями щодо того що наплив води з СКСС у вугільній шахті Таоюань мав гістерезис, який був пов'язаний зі швидкістю зняття напруги навколишньої гірської маси при розробці. Коли відстань виробки від точки припливу води перевищить приблизно 10 м, швидкість зняття напруги досягне приблизно 100%, і станеться аварія напливу води. Для умов шахти «Україна» даний спосіб не підходить тому що вирішення проблеми не було знайдено та умови які розглядались на шахті Таоюань не співпадають з умовами шахти «Україна».

На прикладі вугільної шахти «Шахта «Дніпровська» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» [3] було виявлено ускладнення гірничо-геологічних та гідрогеологічних умов розробки відпрацювання лав пласта с_{10в}. Це зумовлено збільшенням оголення обводненого пісковика, що знаходиться в покрівлі вугільного пласта с_{10в}. Відзначено інтенсивне надходження води до гірничих виробок шахти шляхом її прямого перетікання по виробках та шляхом дренажування (фільтрації) по породах із затоплених вироблених просторів. Загальні обсяги води, що надходить у шахту, у період з 2001 по 2010 роки постійно планомірно зростали з 188 до 328 м³/год. У 2011 році середній водо приток становив 328 м³/год.

Для вирішення цієї проблеми «Шахта «Дніпровська» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» підвищила ступень прогнозованості стану масиву методом геофізичних досліджень та вжила наступні заходи:

- Для стабільної та безаварійної роботи найбільш доцільно відпрацювання лав проводити по повстанню пласта, що дозволить зменшити площу переходу порушень та ефективну роботу при водо проявах. Прийнята схема підготовки та відпрацювання вугільного пласта (по повстанню) дозволить збільшити навантаження на ділянку виїмки до 2000т/доб. Концентрація гірських робіт на одному крилі шахтного поля дозволить найефективніше використовувати основні засоби та трудові ресурси, ліквідує «вузькі» місця у провітрюванні шахти, скоротить інвестиційні вкладення. Для умов шахти «Україна» даний

спосіб може бути розглянутий, як одне з рішень щодо ефективного та безпечного ведення гірничих робіт.

На прикладі шахти ім. Сташкова «ДТЕК Павлоградвугілля» [4] при розгляді боротьби з водопритоками було проаналізовано дію анкерного кріплення (АК) на зміну водопритоку в гірничу виробку. Виділили кілька характерних ділянок з різними гірничо-геологічними умовами:

- 1) у покрівлі виробки розташований алевроліт водонепроникний потужністю $m=1,2$ м; обводнений вугільний пропласток $m=0,4$ м; алевроліт $m=0,8$ м та обводнений піщаник $m=2,0$ м (рис. 2.6 а);
- 2) у покрівлі виробки розташований алевроліт водонепроникний потужністю $m=0,15$ м; обводнений вугільний пропласток $m=0,4$ м, (рис. 2.6 б);
- 3) виробка перетинає тектонічне порушення, у покрівлі обводнений вугільний пропласток $m=0,4$ м і піщаник $m=2,0$ м (рис. 2.6 в).

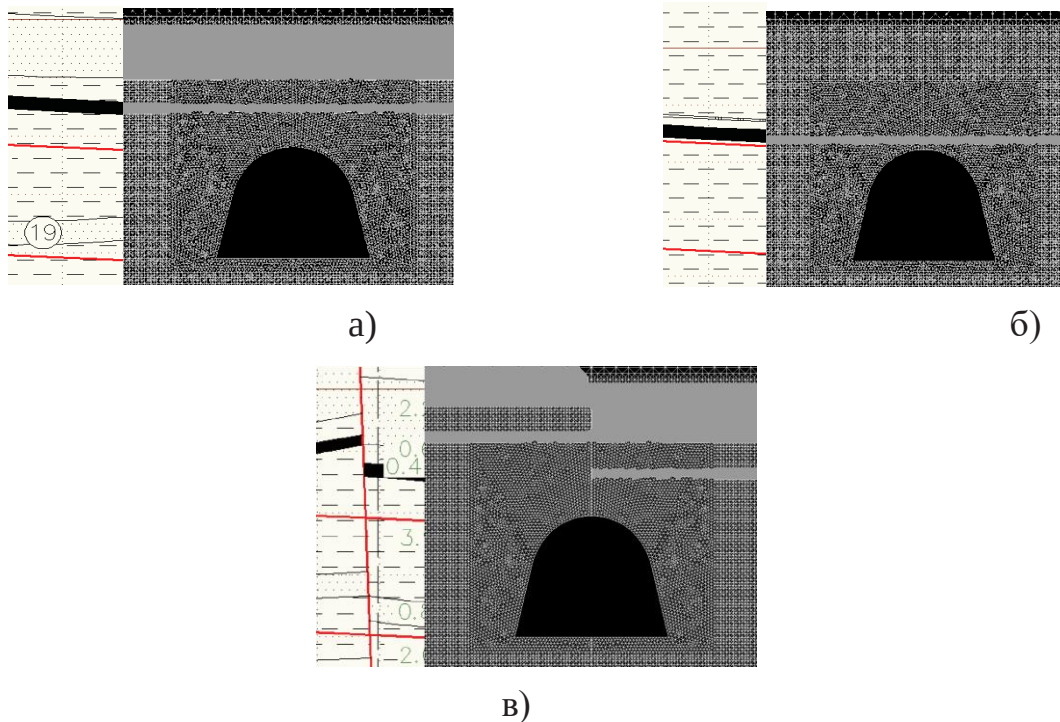


Рисунок 2.6 – Схеми ділянок з різними гірничо-геологічними умовами:

- а) ділянку з двома обводненими стволами; б) з близьким вугільним пропластком; в) ділянку із тектонічними порушеннями [4].

На рисунку 2.7 показані розподіли вологості навколо виробки з анкерним кріпленням за різних гідрогеологічних умов. У першому випадку водоприплив повністю запобігається, тому що обводнені шари знаходяться вище водо упору, збереженого анкерами. На ділянці з близьким вугільним пропластком водо приток не вдається припинити повністю так як обводнений пропласток знаходиться занадто близько до контуру виробки, але водо приплив зменшується в 2 рази. 5-6 разів залежно від виду анкерного кріплення.

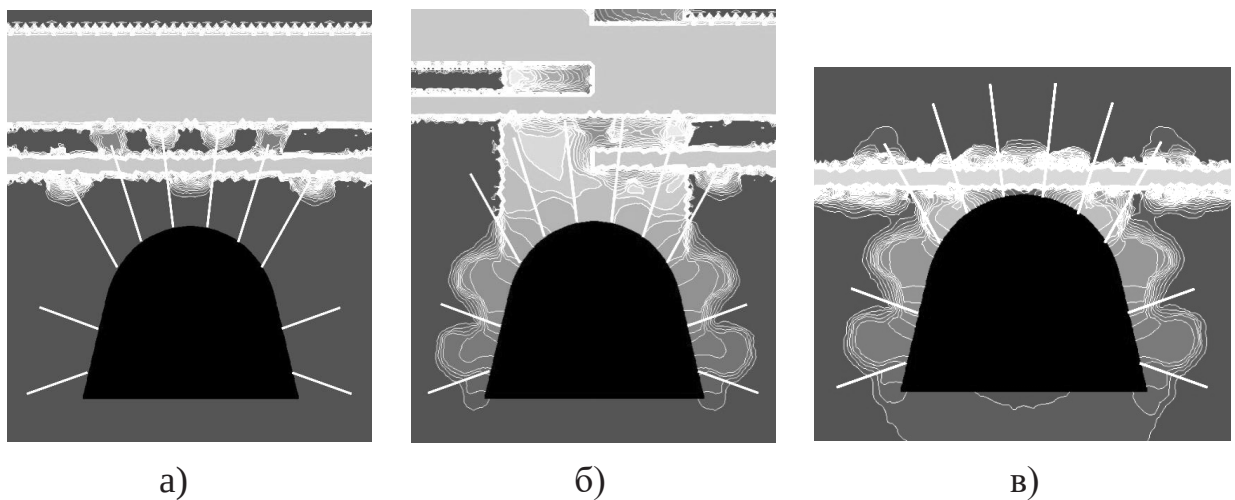


Рисунок 2.7- Розподіл значень вологості навколо виробітку:

а) ділянку з двома обводненими стволами; б) ділянку з тектонічними порушеннями; в) з близьким вугільним пропластком [4].

Показано, що анкерне кріплення стримує розвиток тріщинуватості навколо гірничої виробки, зберігає вміщуючі породи в природному, монолітному стані, внаслідок чого розміри області фільтрації навколо виробки зменшуються. В результаті аналізу результатів обчислювальних експериментів і шахтних даних показано, що застосування анкерне кріплення знижує водо приток у виробку в 1,7-6 разів у різних гірничо-гідрогеологічних умовах і тому анкерне кріплення може бути використане як технологічний засіб зниження водопритоку в напрямку гірничої виробки. Даний приклад підтверджує що

використання анкерного кріплення можливо забезпечити стійкість виробки в умовах обводненості гірських порід.

В умовах шахти ім. «Известий» [5] ГХК «Донбасантрацит» відпрацьовувалась 5 лава за повстанням на горизонті 295 м. В умовах даної лави також були проблеми з затопленням виробок в наслідок чого було затоплено верхню частину 6-го ухилу горизонту 295 м. Затоплена частина виробки склала 769 м, перетином в чорні 13 м². Для запобігання аварії було передбачено залишення цілика між вибоями верхньої та нижньої частини ухилу, він дорівнює 13 м, та буріння водоспускних свердловин, кінцевий діаметр водоспускних свердловин дорівнював 59 мм. Об'єм води в затопленій верхній частині 6-го ухилу горизонту 295 м становить 10 тис.м³, а напір води на вибій – 18 атм. (перевищення між вибоєм затопленої верхньої частини 6-го ухилу та його гирлом дорівнює 180 м). Кут нахилу виробки від відкатного штреку до вибою змінний, від 30° до 14°, у вибої він дорівнює 11°. Розрахункова ширина бар'єрного цілика у затопленого вироблення дорівнює 36 м, фактична ширина пробки між збійками становить 13 м. На ділянці, що розглядається, в безпосередній покрівлі пласта k₇^H розташований піщаник. Відсутні диз'юнктивні порушення порід навколишньої товщі. За гідрогеологічними даними ділянка класифікується як проста, не обводнена. У геомеханічному плані навколишній масив стійкий, гірничі виробки не велися, підробітку не було. Наведені характеристики стали позитивним чинником, визначальним стійкість існуючого цілика від напору фактичного стовпа води у виробці. Основною умовою для встановлення межі небезпечної зони біля затопленої верхньої частини 6-го ухилу горизонту 295 м пласта k₇^H є достовірність вихідних даних. Обґрунтуванням варіанта на спуск води є і той фактор, що була можливість здійснювати контроль рівня води та наявності мулу в забої затопленої верхньої частини 6-го ухилу горизонту 295 м пласта k₇^H. Даний спосіб не підходить для умов шахти «Україна» за причиною того що на шахті немає аварійних ситуацій з напливом води а ймовірність їх

виникнення дуже низька.

На прикладі шахти Куйму [6], Китай були проблеми з напливом води на покрівлю. Вугільний пласт 3#, розташований у юрській товщі, в основному видобувається на глибині 576,9–600,0 м на шахті Куйму. З кутом нахилу від 3 до 6 градусів вугільний пласт 3# поділяється на дві серії панелей довжини, як 21 і 22. Робочий вибій 21301 в групі панелей 21 відступають першим. Для видобутку вугільного пласта використовується повністю механізований метод добичі, із середньою товщиною пласта 16 м у 21301 та 12 м у 21302. Розкривні шари шахти 3# складаються з аргіліту та пісковика. Утворення аргілітів (аргілітів і піщаних аргілітів) служить ключовим водоносом. Гірська маса в аргілітичному пласті слабка, але має стабільні показники водонепроникності. У крейдовій товщі знаходиться ключовий водоносний горизонт з високою міцністю і великою кількістю води, який в основному складається з грубого і середнього пісковика. Одноосьова міцність на стиск крупнозернистого та середнього пісковика у водоносному горизонті становить 17,2–26,2 МПа, в середньому 21,7 МПа, тоді як міцність на стиск при одноосному стиску водного аргіліту становить лише 7,4 МПа. Крім того, одиничний приплив і коефіцієнт проникності водоносного горизонту з крейдяної товщі становлять 0,2 л/(см) і 0,1425 м/день відповідно. Середня відстань між дахом двох робочих граней і ключовим водоносним горизонтом становить близько 170 м. Для моніторингу зміни рівнів води в ключовому водоносному горизонті, а також висоти розробки зони тріщинуватості протікання води в товщах розкривних порід, у трьох робочих вибоях облаштовано п'ять розвідних свердловин від G1 до G5. Кінцеве положення G1 і G3 знаходиться в нижній частині K11. Їх глибина становить 351,2 м і 302,8 м відповідно. Детальне розташування кожної свердловини показано на рисунку 2.7.

Науковцями був проведений аналіз який вказує на те, що поділ між верхнім водоносним горизонтом і нижнім водоносним горизонтом може існувати і постійно розширюватися завдяки підземному видобутку. Розділення пласта

забезпечує воду, що витікає з водоносного горизонту, місцем для зберігання, і ця вода може надходити в більш глибоку робочу сторону, викликаючи приплив води. Цей процес може дати гарне пояснення того факту, що наплив води на покрівлю відбувається пізніше, ніж зниження рівня води у водоносному горизонті, у зв'язку з тим, що перед видобутком вибою можна пробурити об'єднані свердловини як з поверхні, так і під землею, щоб виявити та скидати води, накопиченої та збереженої в просторі (рис. 2.8).

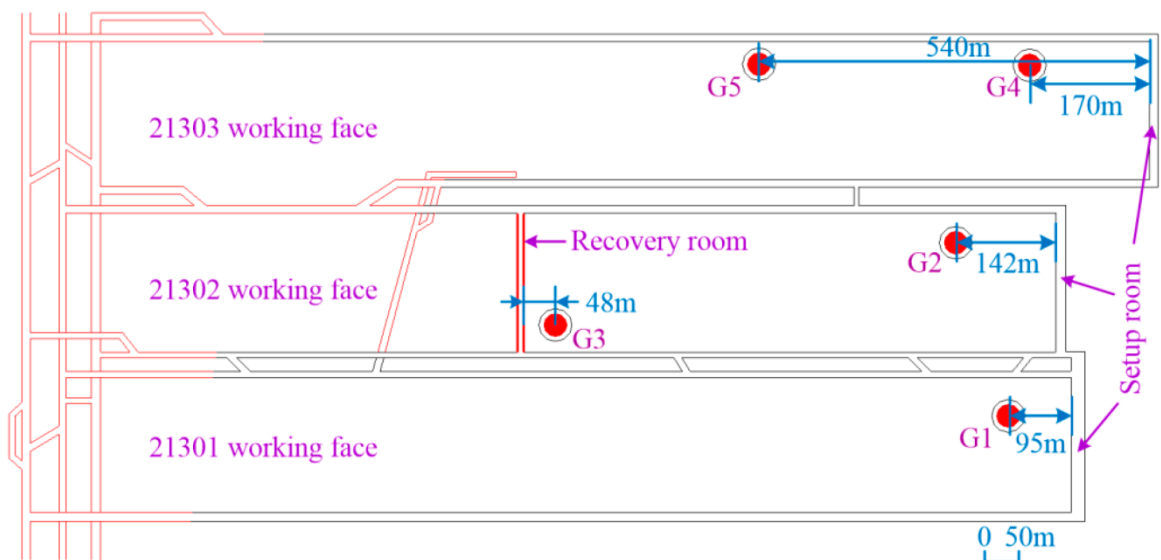


Рисунок 2.7 - Ескізна карта розташування перспективних свердловин [6].

Для вирішення цієї проблеми було запропоновано, щоб поверхневу свердловину для скидання води, що зберігається в сепарації пласта, розташувати в центрі розкривної породи, тоді як свердловину, що йде вгору, слід пробурити в розрив пласта між верхнім водоносним горизонтом і водоносним пластом. Цей метод може знизити ризик напливу води на дах шахти. Форма розташування об'єднаних свердловин показана на рисунку 2.9. Для управління напливом води на покрівлі об'єднують поверхневі вертикальні свердловини та підземні косі свердловини, щоб відвести воду, накопичену в просторі сепарації пласта перед видобутком вугілля. Аналог даного способу

застосовувався на шахті «Україна» для спуску води зі старих виробок 10-ї північної лави ухилу №1 пласта l_2' , тому даний спосіб може бути розглянутий, як одне з рішень щодо ефективного та безпечного ведення гірничих робіт.

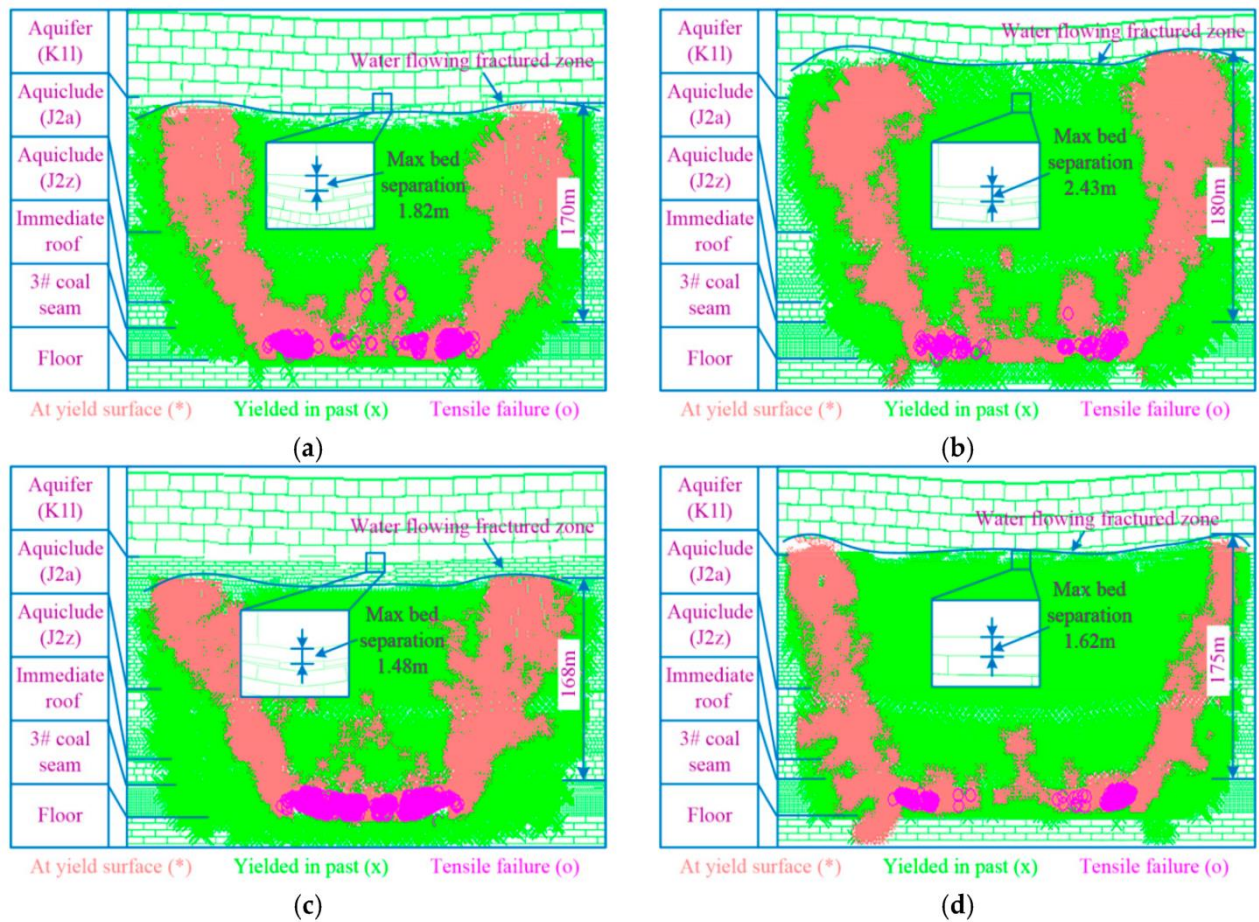


Рисунок 2.8 - Розподіл пластичної зони та характеристики руху пластів на різних дистанціях відступу: (a) робочий забій 21301 (відступ 160 м — без напливу води); (b) 21301 робочий вибій (відступ 180 м — наплив води); (c) 21302 робочий вибій (відступ 180 м — без напливу води); (d) 21302 робочий вибій (відступ 200 м — наплив води) [6].

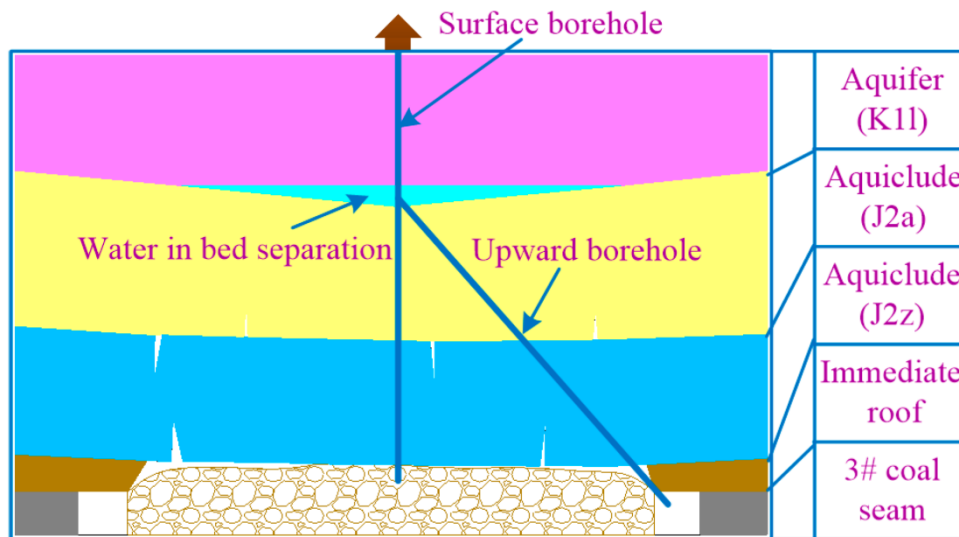


Рисунок 2.9 - Ескізна карта форми розташування об'єднаних свердловин [6].

На прикладі шахт у районі Шендун [7] в Китаї були проблеми з дефіцитом води тому для вирішення цієї проблеми була запропонована концепція підземного захисту, були зроблені підземні резервуари для захисту та використання ресурсів підземних вод. Підземний резервуар вугільної шахти є відповідним рішенням між видобутком вугілля та захистом та використанням ресурсів підземних вод. Підземне сховище вугільних шахт відіграє важливу роль у захисті та використанні підземних вод у вугільній зоні, особливо в районах, багатих вугіллям і водою, це вирішує конфлікт між охороною ресурсів води і видобутком вугілля. Гу Дачжао запропонував концепцію підземного захисту та утилізації вугілля з ядром «направлення, зберігання та використання» в багатій на вугілля та дефіцитній воді у районі Шендун в Китаї (рис. 2.10), і створив теоретичну систему для збереження підземних вод, та здійснювання переробки шахтної води у 35 вугільних шахтах. На даний момент в районі видобутку Шендун знаходиться 35 підземних резервуарів вугільних шахт ємністю приблизно $2,5 \times 10^7 \text{ м}^3$ або більше. У процесі будівництва та використання підземних резервуарів вугільних шахт визначення ємності пласта не тільки впливає на використання пласта, але й має певні ризики.

case reservoir capacity of coal mine underground reservoirs.

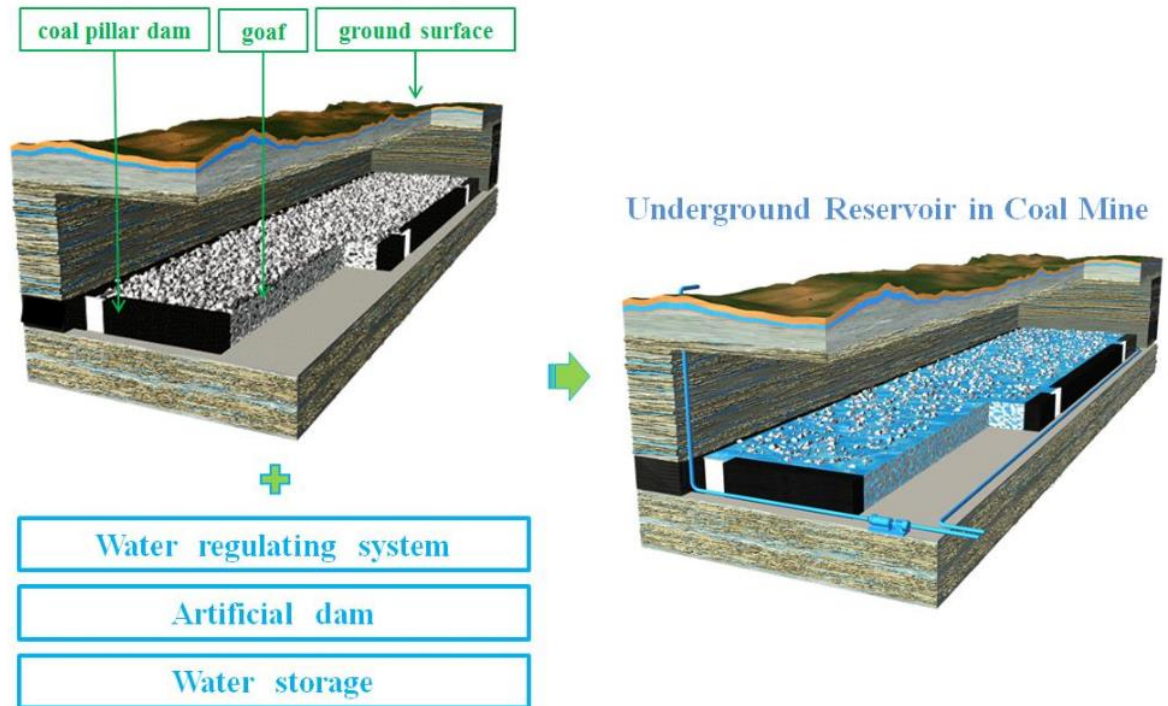


Рисунок 2.10 - Гістограма пласта типової робочої грані [7].

Фактична ємність водосховищ менша за ємність водосховища і призводить до ефективності використання підземного водосховища. Однак фактична ємність для зберігання води більше, ніж місткість водосховища, що є схильним до небезпеки проникнення вугілля в сусідній резервуар підземних вод. Ємність для зберігання підземної води є добутком об'єму накопичення води у водоймі та коефіцієнта зберігання води. З підвищенням рівня води ємність накопичувача поступово збільшується. Передбачалося, що вертикальний злом являв собою плоску гладку площину, перпендикулярну напрямку просування робочого забою, а горизонтальний перелом — горизонтальну гладку площину. Коефіцієнт запасу води може бути еквівалентним відношенню площ тріщини в зоні падіння над ковшем на ділянці вздовж напрямку видобутку (рис. 2.11(b)) Підземне сховище вугільних шахт відіграє важливу роль у захисті та використанні підземних вод у районі вугільної шахти, завдяки чому підземні води в районі гірничих робіт

отримують переробленими, особливо в районах, багатих на вугілля і воду, він вирішує конфлікт між охороною водних ресурсів і видобутком вугілля. Коефіцієнт зберігання води, отриманий з теоретичної моделі, є більш обґрунтованим і досконалим, ніж традиційний емпіричний коефіцієнт зберігання води, і має велике значення для прогнозування фактичної ємності підземного резервуара на вугільній шахті. У зв'язку з тим що у даному прикладі вода перепускалася в підземні резервуари дане рішення не підходить для умов шахти «Україна» за причиною того що вона потребує великих капітальних витрат на обладнання, підготування резервуарів, що неможливо фізично та економічно в умовах шахти «Україна».

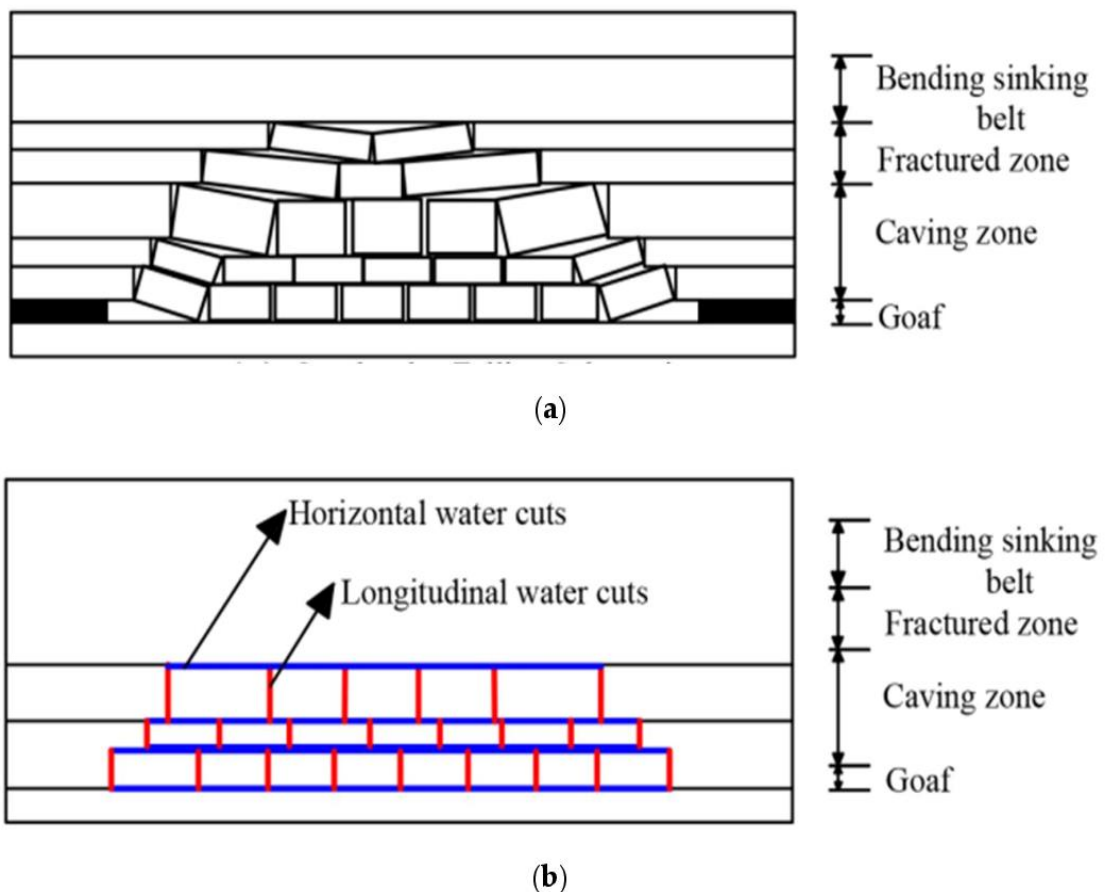


Рисунок 2.11 - Схема обриву розкривної породи та місця для зберігання води:
(а) Схема падіння розкривних порід; (б) [7].

При розгляді вугільної шахти Мейхуаджін [8] робочий вибій 112208 розташований у південному кінці із середньою кількістю води. Основним джерелом поповнення підземних вод є атмосферні опади, а потім переливне поповнення між водоносними горизонтами. Підраховано, що приплив води робочого вибою невеликий, тому для контролю надходження води робочого забою 112208 обрано спосіб дренажної свердловини покрівлі. Перед просуванням робочого забою було влаштовано 54 дренажні отвори, які в основному розташовувалися на полосі, прорізі та обмірювальній доріжці (рис. 2.12). Кут підйому свердловини становив 60° , а глибина свердловини була висотою розробки водопровідної зони розриву. Якщо глибина свердловини не досягла висоти розробки зони розриву через фактичну ситуацію на майданчику, необхідно забезпечити, щоб вертикальна глибина свердловини у водоносному горизонті III була не менше 10 м (рис. 2.13).

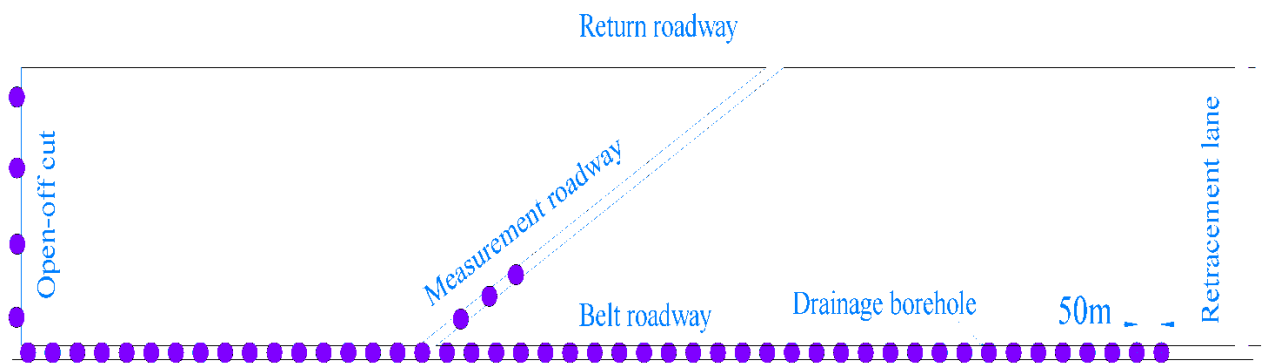


Рисунок 2.12 - Схема розташування дренажних свердловин [8].

Загальна припливна вода робочого вибою складається з води попереднього дренажу свердловини, гірничої напливної води та води нижнього кута. За складом припливу води робочого вибою 112208 значну частку займає перед дренажна свердловинна вода. Незважаючи на те, що загальна напливна вода виробки збільшується з розширенням покрівлі гірничих розривів і зон

прориву, на тенденцію коливань загальної напливної води у виробку все ще в основному впливає вода дренажної свердловини. Наприклад, згідно з аналізом тенденції зміни середньомісячної напливної води в процесі гірничих робіт виробки, загальна напливна вода виробки підвищується і падає синхронно з водою перед-дренажної свердловини. Залежно від джерела напливу води в робочий вибій значну частку займає вода попереднього дренажу свердловини. Як показано на рисунку 2.14, питома вага свердловинної води попереднього дренажу в загальному обсязі припливної води робочого вибою загалом зменшується протягом періоду обстеження, в той час як мінімум все ще становить 56,4%. Пропорція становить до 80,5% та 73,1% за два місяці початкового етапу видобутку (січень та лютий 2016 р.), що свідчить про те, що заходи перед дренажними свердловинами значно зменшують природний приплив води в процесі видобутку та ефективно контролюють гірничу воду.

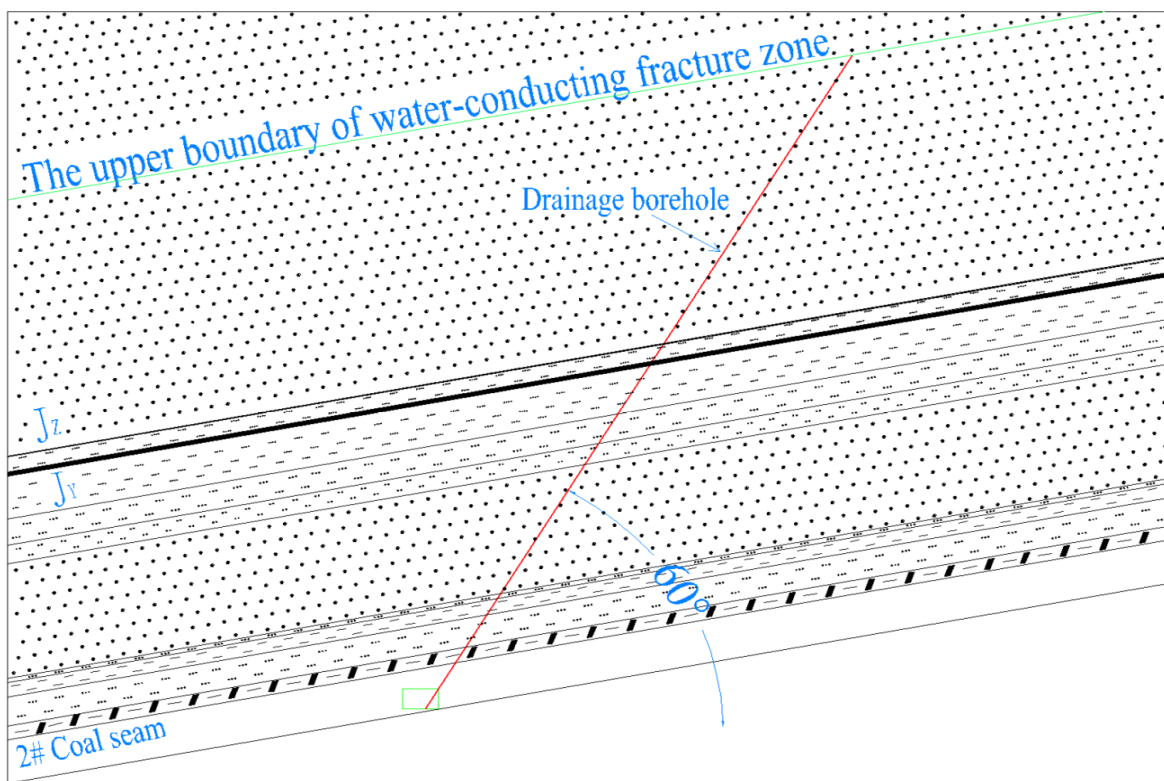


Рисунок 2.13 – Схема розташування дренажних свердловин під кутом 60° [8].

Для відведення водоносного горизонту було влаштовано 54 дренажні свердловини з кутом падіння 60° , більшість з яких влаштовано в виробці з відносно меншою висотою. Коли глибина свердловини досягає висоти розробки водопровідної зони розриву, попередній дренаж води перед видобутком може ефективно зменшити наплив гірничих вод. Для умов шахти «Україна» даний спосіб може бути розглянутий, як одне з рішень щодо ефективного та безпечного ведення гірничих робіт.

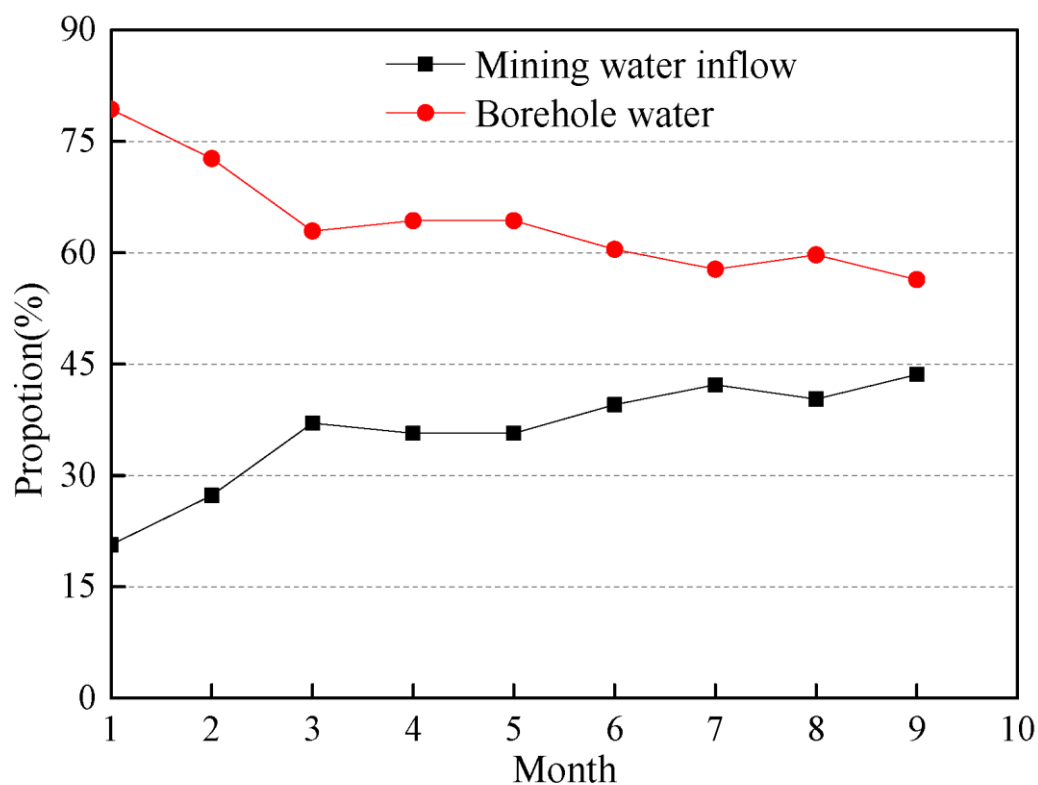


Рисунок 2.14 - Тенденція зміни середньомісячного коефіцієнта перед дренажних свердловинних і гірничих дренажних вод робочого вибою 112208 [8].

3 АНАЛІЗ ГІДРОГЕОЛОГІЧНИХ УМОВ ШАХТНОГО ПОЛЯ ТА ВИЯВЛЕННЯ ДЖЕРЕЛ ВОДОПРИТОКІВ

В умовах Покровського вугленосного району, величина притоку води у гірничі виробки шахт залежать від цілого ряду природних та штучних факторів, зокрема: особливостей геологічної будови ділянки, тектонічної порушеності порід, обсягу виробленого простору, черговості розробки вугільних пластів, глибини розробки та інших. Крім закономірної зміни притоку води зі зростанням фронту гірничих робіт у районі спостерігається епізодичні різкі його збільшення за рахунок проривів води різної величини в основному після посадки основної покрівлі. Як правило, приплив води у цих випадках швидко знижується і з часом майже припиняється. На різних стадіях відпрацювання вугільних пластів характер обводнення гірничих виробок шахт різний. Як показує досвід ведення гірничих робіт у районі, при проходженні підготовчих виробок притоки води зазвичай або відсутні, або незначні. З початку ведення очисних робіт після посадки покрівлі надходження води різко збільшується за рахунок дренування природних запасів у водоносних горизонтах, що знаходяться в зоні впливу гірничих робіт. Потім, незважаючи на збільшення площі виробленого простору, відбувається стабілізація припливу з подальшою його зміною, що пояснюється відпрацюванням основних запасів води у водоносних горизонтах.

Шахта «Україна» характеризується високою обводненістю. Нині тут розробляються три вугільні пласти l_1, l_2', k_8 . Величина середнього припливу води останніми роками становить $444 \text{ м}^3/\text{год}$, а максимальний сягає $575 \text{ м}^3/\text{год}$. Відкачування зазначених водопритоків забезпечується відповідним водовідливним устаткуванням. На шахті «Україна» є низка дільничних водозбірників, розташованих на північному та південному крилах у похилих полях пласта k_8 , в них збирається вода з діючих виробок цього пласта, а також водоперепускними свердловинами з пласта l_2' . З таких водозбірників вода перекачується до центрального водозбірника шахти, що складається з двох

гілок, ємністю 3311 м³. Водовідливне устаткування складається із 6 насосів ЦНС 300х360. Відкачування нормального припливу води здійснюється по трьох трубопроводах діаметром 250мм, що прокладено допоміжним стволом №1. Дільничні водовідливні установки в похилах пластів обладнані трьома насосами типу ЦНС 180х425. Відкачування здійснюється одним трубопроводом діаметром 150мм у водозбірники водовідливних установок гор. 210м. За результатами обстеження приливу води у виробки загальний приплив по шахті склав 306,1 м³/год. (табл. 3.1).

Шахта «Україна» нині розробляє вугільні пласти на середніх глибинах, де гідрогеологічні умови відпрацювання вугільних пластів загалом є звичайними для Донецького басейну. Винятки можуть становити зони тектонічних порушень, флексурні перегини пластів, де інтенсивно розвинена тріщинуватість гірських порід. Зокрема на північному крилі шахтного поля підвищена тріщинуватість обумовлена Лісівським Північним скидом. Таким чином, важливим фактором в оцінці гідрогеологічних умов є тектонічна будова описуваної площі. При звичайній роботі лав, навіть найбільш обводненому з пластів пл. k₈ постійні припливи води з покрівлі складають 3-8 м³/год як капежу, головним чином у нижній частині лави. Посадка основної покрівлі іноді супроводжувалася короткочасними притоками до 30-45 м³/год. Підробка гірничими виробками розвідувальних свердловин ускладнень не викликає оскільки більшість їх повторно перетампоновано. Водовиділення їх у поодиноких випадках спостерігається як розсіяного капежу, рідше переривчастих струменів. На шахтному полі є затоплені виробки по пластах l₈- (ухили №1,2 і 4) і по пласту l₂' 4 північна лава ухилу №1.

Поверхневі води в умовах шахтного поля шахти «Україна» представлені тимчасовими та постійними водотоками балок Мемрик, Холодова, Долинівка та Сахарова, що належать до басейну річки Вовча та балки Лозова, що належить до басейну річки Солона. Крім того, серією ставків у балках. Річка Солона протікає за межами ділянки. У північно-західній частині поля розташовані

відроги, ширина русла змінюється від 0.5 до 2-3 м. Русло річки звивисте, зрідка заросло луговою та болотяною рослинністю. Режим річки непостійний і залежить від пори року та кількості опадів, що випадають.

Таблиця 3.1 - Результати обстеження припливу води у виробки

Найменування виробок	Обсяг припливу води у виробки, м ³ /год.
Магістральний конв. штрек гор. 570 м.	37,8
Бремсберг №1	8
Похил I-II ст. пл. k ₈ (старий)	13,3
Шурф №9	58
9-й південний вент. штрек пл. k ₈	2
10-й південний конв. штрек пл. k ₈	31,5
Збійка №2	30
11 північна лава пл. l ₂ `	19
Вантажний хідник пох. №1	2,5
12 південний вент. штрек пл. l ₂ `	7
Вант. хідник 12 півден. лави	7,5
Пох. №1 II ст. пл. k ₈	6
10 північн. конв. штрек пл. k ₈	7
Ярусний квершлаг k ₈ - l ₂ `	2
Похилий квершлаг k ₈ - l ₂ `	0,5
По гор. 570м – 750м на 01.10.21	147
На 27.10.21 загальний приплив	162
На 29.10.21 загальний приплив	232,1
За місяць водо приплив збільшився	85,1
Загальний приплив по шахті	306,1

Річка Вовча протікає в крайній східній частині розглянутої площі. У балках Долинівка, Мемрик, Сахарова постійні водотоки утворюються за рахунок виходу підземних вод на поверхню у вигляді мочалин та джерел. Скидання шахтних вод сюди не провадиться, і тому живлення водотоків здійснюється в основному за рахунок розвантаження підземних вод. У балку Мемрик періодично скидається води, що відкачуються, з шахти «Україна» в кількості близько 1233 тис. м³/рік.

У межах шахтного поля шахти «Україна» підземні води укладено у четвертинних, неогенових та кам'яновугільних відкладах.

Підземні води в четвертинних відкладах містяться в лінзах пілуватих пісковиків, що залягають серед глин та суглинків. Вони накопичуються атмосферні опади, утворюючи водо насичений горизонт, названий «верховодний». Режим цього горизонту є непостійним і залежить від метеорологічних умов. Якість води зазвичай низька. Води дуже мінералізовані, тверді. Водоносний горизонт характеризується невисокою водообільністю та строкатим хімічним складом. Використовується для господарсько-побутового водопостачання місцевим населенням одиничними колодзями. Витрати колодязів становлять 0.5-1.5 м³/год.

Водоносний горизонт у неогенових відкладеннях приурочений до різнозернистих пісків полтавської світи і відноситься до порово-пластового типу. Поширені ці відкладення в основному на вододілах і іноді відсутні внаслідок розмиву в долинах річок та крутих балок. Загальна потужність неогенових відкладень коливається від 0 до 38 м. Піски обводнені зазвичай лише в нижній частині і утворюють безнапірний водоносний горизонт. Напрямок припливу цього горизонту на північному заході. Водовмісні породи часто мають властивості пливуну, тому прохідка їх стволами шахт можлива тільки із застосуванням спеціальних методів. Потужність обводненої частини пісків коливається від 0 до 15 м. У деяких випадках, залежно від рельєфу місцевості, неогенові піски повністю обводнені і утворюють напірний

водоносний горизонт. У межах шахтного поля водоносність відкладень полтавської світи досвідченими відкачками не випробувалася. На сусідніх ділянках та за результатами рекогносцирувальної зйомки даної ділянки, дебіт джерел та свердловин, пройдених у цих пісках, зазвичай не перевищує 0.8-3 м³/год. За даними об'єднання «Донбасгеологія» коефіцієнт фільтрації, розрахований за лабораторними даними, неогенових пісків змінюється від 0.000084 до 0.010 м/год, а за результатами досвідчених відкачувань від 0.00046 до 0.003 м/год. Дебіти свердловин за зниження рівня води становить 1.4-1.8 м³/ч. З наведених даних дослідження водопровідності пісків як досвідченим, і лабораторним шляхом, видно, що цей водоносний горизонт слабо обводнений. Живлення його здійснюється переважно за рахунок атмосферних опадів і часткового переливу води з напірних водоносних горизонтів, що знаходяться нижче. У обводнених гірських виробках води неогенових пісків безпосередньої участі не беруть, хоча повсюдно і рівноправно підживлюють водоносні горизонти кам'яновугільних відкладень. Ці води нерідко використовуються місцевим населенням для питних та господарських цілей.

У кам'яновугільних відкладеннях підземні води укладені в тріщинуватих пісковиках і вапняках. Найбільш часто зустрічається потужність вапняків яка не перевищує 2-3 м, рідко досягає 5-6 м. Середня потужність пісковиків становить в основному 10-15 м, іноді досягає 50-80 м. Основні запаси підземних вод укладені в пісковиках, а вапняки у зв'язку з їх малою потужністю грають підлеглу роль. Водоносність відкладень карбону залежить в основному від ступеня тріщинуватості та пористості порід, гранулометричного складу, глибин залягання та ряду інших факторів. Підвищеною водообільністю відрізняються породи, присвячені зоні активного вивітрювання і до зон тектонічних порушень. Потужність зони активного вивітрювання на шахтному полі, за даними геологорозвідувальних робіт, коливається в межах 100м. Слід зазначити, що у зоні вивітрювання тріщинуватість розвинена нерівномірно. Цим пояснюється дуже різна водорясність порід, яка за даними випробування

свердловин змінюється від десятих часток до десятка або кількох десятків м³/год. Водонесні горизонти у відкладах кам'яновугільної системи пластово-тріщинуватого типу, напірні. Середнє значення коефіцієнтів фільтрації пісковиків зазвичай змінюється від 0.0029 до 1.81 м/год. У зоні активного водообміну підземні води зазвичай безнапірні, тріщинно-порового типу.

Живлення горизонтів здійснюється за рахунок прихованого дренажу неогенових пісків. З глибиною, у міру занурення пластів і зниження величин відкритості тріщин у гірських породах, погіршується гідравлічний зв'язок між водонесними горизонтами, які роз'єднуються між собою водотривкими пластами і часто набувають напірного характеру. За умовами накопичення до циркуляції води цих горизонтів відносяться до тріщинно-пластових. Дослідження, проведені в об'єднанні «Укрвуглегеологія», доводять погіршення колекторських та фільтраційних властивостей порід карбону з глибиною (пористості, тріщинуватості, закарстованості), пов'язаних із загасанням відкритої тріщинуватості (табл. 3.2).

Таблиця 3.2 - Середнє значення колекторських та фільтраційних параметрів порід карбону.

Найменування параметрів	Од. виміру.	Глибини, м	
		300	600
Пористість пісковиків/вапняків	%	16/6	12/4
Коефіцієнт насичення пісковиків/вапняків	%	0.78/0.68	0.68/0.48
Розкритість тріщин у пісковиках	мм	0.80	0.39
Густота поглинання промивочної рідини у пісковиках/вапняках	%	1.5/1.0	0.95/0.50
Питомі притоки води у виробки	м ³ /год	80	120

В результаті аналізу основним джерелом обводнення оцінюваних пластів є підземні води кам'яновугільних відкладень, укладені в тріщинуватих пісковиках і вапняках, обводнення відбувається за рахунок: інфільтрації атмосферних опадів, живлення транзитними водами, що містяться у приповерхневому водоносному горизонті і за рахунок бічного притоку. На шахті є низка дільничних водозбірників, розташованих на північному та південному крилах у похилих полях пласта k_8 , в них збирається вода з діючих виробок цього пласта, а також водоперепускними свердловинами з пласта l_2' , обсяг припливу води у виробки наведений у таблиці 3.1.

Прориви води (рис. 3.1) в діючі підземні гірничі виробки становлять загрозу життю та здоров'ю гірників, а також небезпечні для рятувальників при веденні аварійно-рятувальних робіт. Вони спричиняють значні матеріальні втрати, викликані зупинками прохідницьких, скороченням видобуткових робіт та пошкодженням шахтного обладнання.

При підтопленні виробок потоком води виноситься різні матеріали, такі як спецодяг, вентиляційні труби, кріпильні деталі, пластикові ємності та ін., можуть стати причиною засмічення патрубків водовідливних насосів, що всмоктують, і викликати їхній «помпаж». Незначне надходження води призводить до підвищеного навантаження на мережу водовідливу без суттєвих наслідків. При більш інтенсивному припливі, що перевищує можливості самопливного водовідливу, відбувається підтоплення підготовчих виробок без перекриття їх перетину та порушення провітрювання. При проривах води, що перевищують можливості дільничного водовідливу (подачу насосів та місткість водозбірника) відбувається затоплення горизонту та люди можуть не встигнути евакуюватися з глухих виробок. Якщо величина та тривалість аварійного припливу води перевищують ресурс шахтного водовідливу (місткість водозбірників та подачу основних та резервних насосів), можливе затоплення шахти з катастрофічними наслідками.

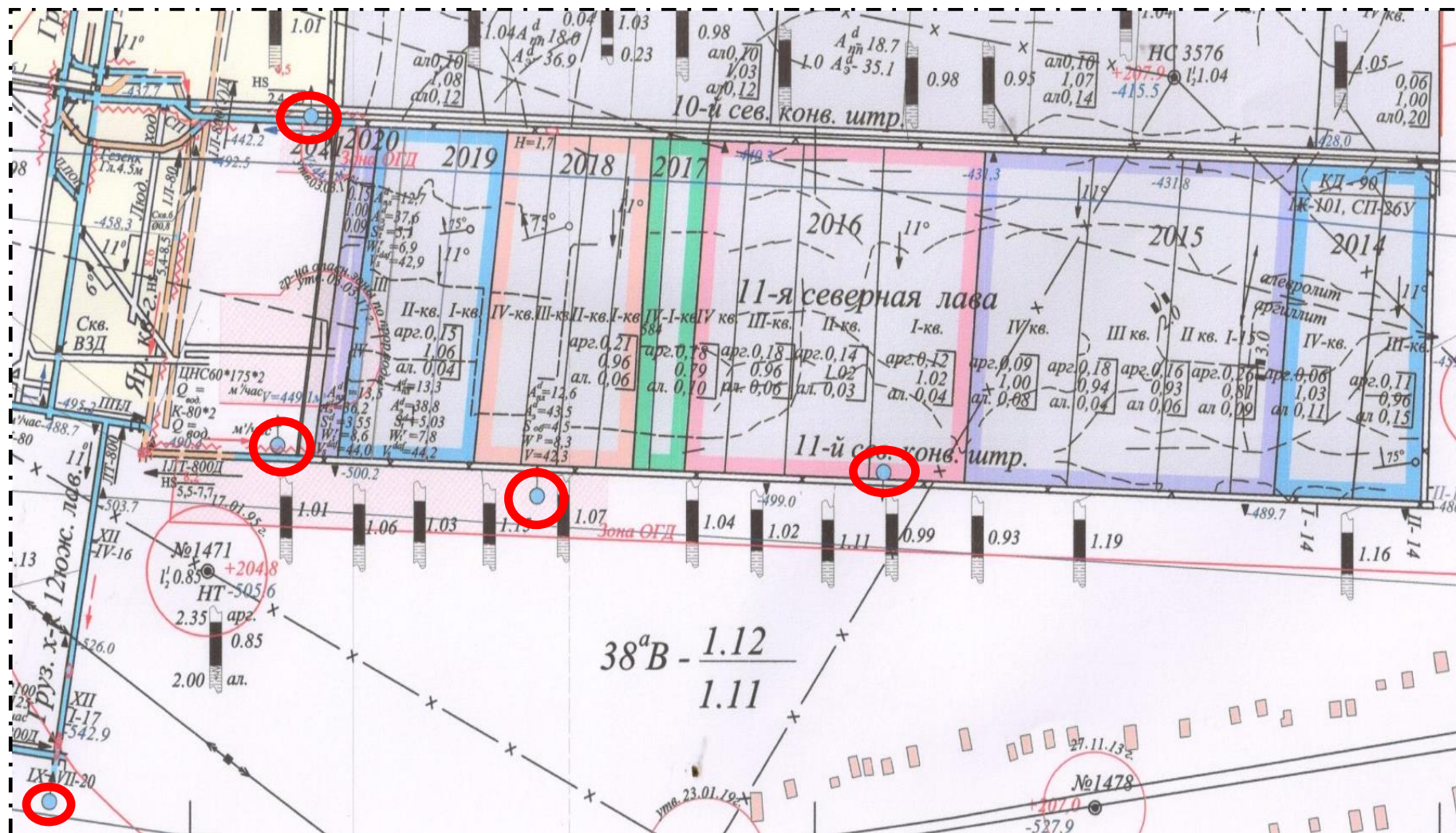


Рисунок 3.1 - Схема з позначенням місць проривів води

4 ВИБІР ТА ОБГРУНТУВАННЯ ЗАХОДІВ ЩОДО ПРИПЛИВУ ВОДИ У ГІРНИЧІ ВИРОБКИ

За результатами аналізу досвіду розробки вугільних пластів в умовах обводненості вміщуючих порід, який проведено у розділі 2, було розглянуто заходи щодо зменшення обводненості порід навколо гірничих виробок з метою покращення техніко-економічних показників роботи шахти. Було розглянуто способи, які передбачають анкерування та тампонаж навколишніх порід, їх дренаж бурінням водоспускних свердловин або обладнанням водозбірних колодязів у виробках та відкачування води з залученням обладнання системи водовідливу шахти.

Анкерне кріплення призначається для кріплення покрівлі і боків гірничих виробок підготовчих, капітальних та очисних вибоїв з метою підвищення стійкості підтримуваних порід і зменшення деформацій за рахунок збереження зав'язків між шарами. Принцип роботи анкерного кріплення заснований на збільшенні несучої здатності оточуючих виробку гірських порід шляхом скріплення окремих шарів анкерами [10]. При цьому шаруваті породи безпосередньої покрівлі або "пришиваються" до основної покрівлі, або "зшиваються" між собою. У першому випадку необхідно, щоб замок анкера закріплювався в міцних породах основної покрівлі, а при шаруватій покрівлі - в більш міцному з шарів. Таким чином, розрахунок анкерних конструкцій полягає у визначенні несучої здатності анкерів, їхньої довжини, щільності установки, анкер закріплює породи, які розташовані у межах зони можливого обвалення, до стійкої зони породного масиву навколо виробки.

Розрахунок анкерного кріплення проводиться за наступними формулами: несуча здатність залізобетонного і сталеполімерного анкерів визначається опором розриву арматурного стержня у найбільш ослабленому поперечному перерізі, міцністю його закріплення у бетонній або у полімер бетонній пробці та опором її зсуву відносно стінок шпуру.

Несуча здатність анкера по опору розриву [10]

$$P_c = F_c R_s, \text{ кН} \quad (4.1)$$

де F_c – площа найбільш ослабленого поперечного перерізу стержня, м^2 (номінальний діаметр прокату $d_n=22, 25, 28$ мм; по виступах, відповідно, $d_c=24,5, 27,5, 30,5$ мм); R_s – розрахунковий опір матеріалу анкера розтяганню для граничного стану першої групи, кПа, (для гарячекатаної арматурної круглої сталі класу А-1 - $R_s=225$ МПа (2300 кгс/см^2); для сталі класу А-3 - $R_s=365$ МПа (3750 кгс/см^2)).

З умови міцності закріплення стержня у бетоні несуча здатність анкера [10]

$$P_3 = \pi d_c l_3 \tau_a K_l, \text{ кН} \quad (4.2)$$

де d_c – діаметр стержня анкера, м ($d_c=22, 24, 26, \dots$); l_3 – глибина закладення стержня у бетоні, м (у цементному бетоні $l_3=0,35\dots0,40$ м, у полімерному $l_3=0,25\dots0,30$ м); τ_a – питомий опір зсуву стержня відносно бетону, кПа ($\tau_a=4800$ кПа); K_l – поправочний коефіцієнт на довжину закладення анкера 0.55.

Міцність закріплення анкера з умови його нерухомості відносно стінок шпура [10]

$$P_{cd} = \pi d_{ш} \tau_{cd} l_3, \text{ кН} \quad (4.3)$$

де $d_{ш}$ – діаметр шпура, м; τ_{cd} – питомий опір зсуву бетону або полімербетона відносно стін шпура (для вапняків $\tau_{cd}=1500\dots2000$ кПа, сланців – $\tau_{cd}=1000\dots2000$ кПа, при цементному бетоні – $\tau_{cd}=3000\dots4000$ кПа, при полімербетоні – $\tau_{cd}=2000\dots2500$ кПа). Нормативне значення несучої здатності залізобетонних і сталеполімерних анкерів P_n приймається як менше із трьох

значень, отриманих з (4.1)-(4.3). Для раціонального використання матеріалу стержня анкера варто підібрати глибину закладення стержня анкера у бетоні таку, щоб забезпечити умову $R_{cd} \geq R_z \geq R_c$.

Глибина закладення замка анкера у стійку зону перевіряється з умови виривання породи по конусу, який утворює кут 45° [10]

$$l_z = 0.67 \sqrt{\frac{P_H}{R_p}} \text{ м} \quad (4.4)$$

де P_H - нормативна несуча здатність анкера, кН; R_p - розрахунковий опір породи розриву, кПа; $R_p = (0,1 \dots 0,85) R_{ct}$ (R_{ct} - розрахунковий опір породи стисненню, кПа).

При розрахунку анкерного кріплення довжина анкера [10]

$$l_c = b + l_z + l_n, \text{ м} \quad (4.5)$$

де b - глибина зони можливого обвалення порід, м; l_n - довжина виступаючої зі шпура частини анкера, що залежить від її конструкції і товщини опорно підтримуючих елементів ($l_n = 0,05 \dots 0,2$ м).

Глибина зони можливого обвалення порід може бути розрахована [10]

$$b = \frac{B}{3.2} \left(7.4 \frac{\gamma_H}{R_{ct}} - 0.25 \right), \text{ м} \quad (4.6)$$

Щільність розміщення анкерів визначається за умови навантаження на кріплення, яке дорівнює вазі відшарованих порід, з виразу [10]

$$P_a = \frac{b \gamma \Pi_n K_H}{P_H m_\gamma}, \text{ м}^2 \quad (4.7)$$

де Π_n - коефіцієнт перевантаження 1.05; K_n - коефіцієнт надійності (для головних розкривних виробок $K_n=1,1$; для інших $K_n=1,0$); m_y - коефіцієнт умов роботи ($m_y=0,8\dots 1,0$).

Відстань між анкерами визначається за формулою [10]

$$a = \frac{1}{\sqrt{\Pi_a}}, \text{ м}^2 \quad (4.8)$$

Розрахунок анкерного кріплення для виробки у пл. l_2' .

Несуча здатність анкера по опору розриву розраховується за формулою (4.1)

$$P_c = 0.0022 \cdot 2300 = 5.06, \text{ кН}$$

З умови міцності закріплення стержня у бетоні несуча здатність анкера (4.2)

$$P_3 = 3.14 \cdot 0.022 \cdot 0.040 \cdot 4800 \cdot 0.55 = 7.2, \text{ кН}$$

Міцність закріплення анкера з умови його нерухомості відносно стінок шпура (4.3)

$$P_{cd} = 3.14 \cdot 0.022 \cdot 3000 \cdot 0.040 = 8.2, \text{ кН}$$

Нормативне значення несучої здатності залізобетонних і сталеполімерних анкерів P_n приймається як менше із трьох значень, отриманих з (4.1)-(4.3), тому приймаємо $P_n = 5.06 \text{ кН}$.

Глибина закладення замка анкера у стійку зону перевіряється з умови виривання породи по конусу, який утворює кут 45° (4.4)

$$l_3 = 0.67 \sqrt{\frac{5.06}{0.85}} = 1.63 \text{ м}$$

Глибина зони можливого обвалення порід може бути розрахована (4.6)

$$b = \frac{4.78}{3.2} \left(7.4 \frac{24.2 \cdot 10^{-3} \cdot 750}{14} - 0.25 \right) = 14, \text{ м}$$

При розрахунку анкерного кріплення довжина анкера (4.5)

$$l_c = 14 + 1.63 + 0.05 = 16, \text{ м}$$

Щільність розміщення анкерів визначається за умови навантаження на кріплення, яке дорівнює вазі відшарованих порід, з виразу (4.7)

$$P_a = \frac{14 \cdot 24.2 \cdot 10^{-3} \cdot 1.05 \cdot 1}{5.06 \cdot 1} = 0.07, \text{ м}^2$$

Відстань між анкерами визначається за формулою (4.8)

$$a = \frac{1}{\sqrt{0.07}} = 3.7, \text{ м}^2$$

Для умов шахти «Україна» даний спосіб є складним у реалізації з технічної точки зору, тому від його впровадження, на нашу думку необхідно відмовитись.

Встановимо параметри способу підвищення стійкості виробок зміцненням порід, сутність якого полягає в нагнітанні в тріщинуваті породи приконтурної зони скріплюючих розчинів. Після затвердіння останніх навколо виробок утворюється оболонка зміцнених порід, яка може витримати значні навантаження з боку масиву, що деформується, тобто. виконувати функції несучого кріплення.

За методикою [10] може бути розрахований спосіб зміцнення порід на контурі гірничих виробок.

Визначаємо параметр $\gamma H/R$ [10], який складе :

$$\frac{\gamma H}{R} = \frac{(24,2 \cdot 10^{-3}) \cdot 750}{14} = 1.3 \quad (4.9)$$

де γ - щільність порід, МПа; H – глибина виробки, м; R – міцність породи, МПа, та буде перевищувати величину 0,3. Отже у випадку, що розглядається, доцільно застосовувати зміцнення порід контуру виробки для забезпечення її стійкості.

За графіками, наведеними [10], визначаємо параметри тимчасового кріплення, яке встановлюється на час поки формується зміцнюється оболонка навколо виробки в результаті тампонажу.

Піддатливість глибин складе [10]:

$$U_{\text{TM}(750 \text{ м})} = U \cdot a \text{ м} \quad (4.10)$$

де U - піддатливості кріплення , a - радіус виробки м.

Щільність встановлення рам цього кріплення на 1 м виробки для даної глибин складе [10]:

$$n_{750 \text{ м}} = \frac{P}{N_s} \text{ рам/м} \quad (4.11)$$

де P - Розрахункове навантаження на 1м виробки зі сторони боків; N_s - паспортна несуча здатність кріплення на раму.

Радіус зони інтенсивної тріщинуватості l для різних глибин складе [10]:

$$l_{(750 \text{ м})} = 1.42 \cdot a, \text{ м} \quad (4.12)$$

Витрати розчину на 1 м виробки при товщині порожнин закріпного простору 0,25 м визначається виразом та складуть [10]:

$$V = 1.15P(0.5\Delta h + 0.05b_y) \quad (4.13)$$

де b_y – ширина зони зміцнення, м; Δh – середня величина ширини закріпного простору виробки, м ($\Delta h=0,1...0,3$ м); P – периметр поверхні породного оголення виробки без урахування підосви, м.

При розрахунку зміцнення порід виробки у пл. l_2' має такі дані: ширина виробки у світлі 4,78 м; породи що вміщують представлені аргілітом міцністю – 4, алевролітом міцністю – 4, та пісковиком з міцністю – 5 МПа; щільність порід складає 2,42 т/м³.

За графіками, наведеними [10], визначаємо параметри тимчасового кріплення, яке встановлюється на час поки формується зміцнюється оболонка навколо виробки в результаті тампонажу. Тоді несуча здатність тимчасового кріплення q_{tm} для $\gamma H/R=1.39$ радіус виробки $a=4.78/2 \approx 2.39$ м складе, відповідно, $4.7 \text{ тс/м}^3 = 0,046 \text{ МПа}$. Відношення піддатливості цього кріплення до радіусу виробки U_{tm}/a за графіком [10] для глибини 750 м у породах міцністю 13.05 МПа складе, відповідно, 0,06.

Тоді піддатливість глибин складе (4.10):

$$U_{tm(750 \text{ м})} = 0.06 \cdot 2.39 = 0.14 \text{ м}$$

Для цієї величини достатньо прийняти кріплення піддатливістю 0,3 м. Тоді приймаємо трьохланкове металеве аркове кріплення КМП-А3 з профіля СВП-17 та з прямими з'єднувальними вузлами.

Щільність встановлення рам цього кріплення на 1 м виробки для даної глибин розрахуємо (4.11):

$$n_{750 \text{ м}} = \frac{120}{100} = 1.2 \approx 1.25 \text{ рам/м}$$

Радіус зони інтенсивної тріщинуватості l складе (4.12):

$$l_{(750 \text{ м})} = 1.42 \cdot 2.39 = 3.3 \text{ м}$$

Глибина зміцнення для глибини 750 складе 1.6 м. Це дозволить відновити міцність зруйнованих порід приконтурної зони. При використанні розчину на основі портландцементу марки 400 при водоцементному відношенні В:Ц=2:1 для порід міцністю 13.05 МПа коефіцієнт зміцнення ξ складе 0,37.

При встановленому ξ та параметрі $\gamma H/R=1.39$ час відставання моменту створення оболонки на контурі виробки від моменту проведення прохідницьких робіт на цьому місці має складати, відповідно, 90 діб. Зміцнення

виконується насосом НГР-250 у два етапи: на першому – здійснюється заповнення порожнин та великих тріщин приконтурної зони цементно-піщаним розчином з консистенцією Ц:П:В=1:3:2 під тиском до 0,2 МПа; на другому етапі (після 10 діб після першого етапу) у при контурний масив насосом нагнітається водоцементний розчин з В:Ц=2:1 під тиском до 1 МПа. Наприкінці нагнітання у другому етапі консистенція В:Ц може бути зменшена до 1:1 (для більш якісного заповнення тріщин).

Враховуючи, що відставання другого етапу від першого складає до 10 діб, а оболонка набирає свою міцність через 14 діб, тампонажні роботи необхідно починати через $90 - 10 - 14 = 66$ доби, після проведення виробок на глибині 750 м. Витрати розчину на 1 м виробки при товщині порожнин закріпного простору 0,25 м визначається виразом та складуть (4.13):

$$V_{750} = 1.15 \cdot 8.76(0.5 \cdot 0.25 + 0.05 \cdot 1.6) = 2.06 \text{ м}^3$$

Для виготовлення 1 м³ цементно-піщаного розчину з консистенцією Ц:П:В=1:3:2 витрати компонентів складуть: пісок 862 кг, цемент 287 кг, вода 574 л. Для консистенції В:Ц=2:1 отримаємо: цемент 430 кг, вода 840 л, для В:Ц=1:1 – цемент 760 кг та вода 760 л.

Таким чином, з результатів розрахунку випливає, що для тампонування обводненої ділянки виробки 10 м необхідно 20,6 м³ скріплюючого розчину та для закачування цього розчину необхідне залучення спеціального обладнання. Крім того, при переході даної ділянки очисними роботами будуть складності з веденням гірничих робіт на кінцевій ділянці лави. Це вказує на те, що даний спосіб є доволі витратним та складним у реалізації. Тому від його впровадження, на нашу думку необхідно відмовитись.

Водознижувальні колодязі (рис. 4.1) використовуються для пониження рівнів або зниження напорів у водоносних горизонтах, що залягають відповідно під подошвою та над покрівлею горизонтальної підземної виробки, колодязі для цього забезпечуються насосами.

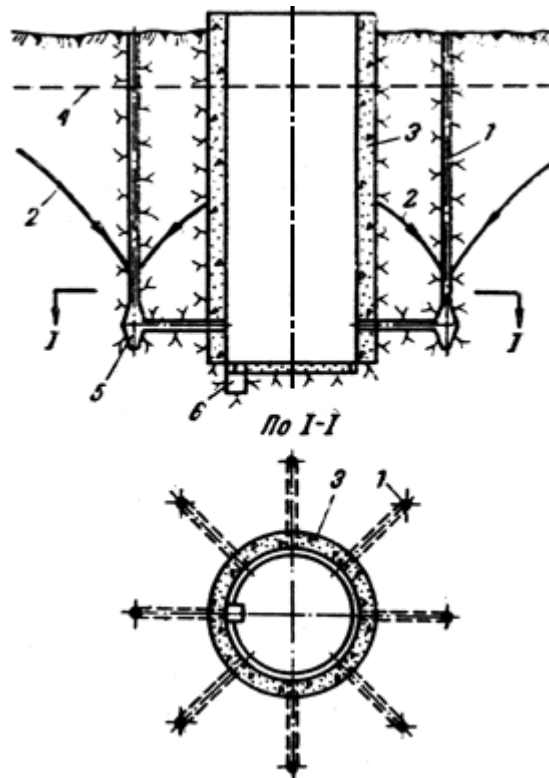


Рисунок 4.1 - Вертикальний шахтний (колодязний) кільцевий дренаж [9]:
 1 - свердловини; 2 - поверхня депресії; 3 – захисне спорудження;
 4 - рівень природних ґрунтових вод; 5 - порожнина для сполучення
 вертикальних дренажних свердловин із горизонтальними; 6 - приямок.

Планується використання насосів ЦНС 60/100 з подачею $60 \text{ м}^3/\text{год.}$; напором 100 м та водневим показником рідини (рН) – 7-8,5.

Для умов підготовчих виробок пласта l_2' , що проектуються, середній водопріток становить $7 \text{ м}^3/\text{год.}$ Для визначення кількості необхідних колодязів, у які буде надходити даний об'єм води, треба розрахувати об'єм колодязя та кількість часу на відкачку води насосом.

Тривалість часу на відкачку води, яка поступає у виробку впродовж 1 год., залежить від природнього водопритоку води та характеристик насоса, який застосовується. Вона може бути визначена за формулою

$$t = \frac{V_{\text{вир}}}{Q_{\text{нас}}} \quad (4.14)$$

де $V_{\text{вир}}$ – об’єм води, який необхідно відкачати за певний час з колодязя, м^3 ;
 $Q_{\text{нас}}$ – подача насоса, $\text{м}^3/\text{год}$.

Тоді з виразу (4.14)

$$t = \frac{7}{60} = 0.11 \cdot 60 = 6.6 \approx 7 \text{ хв.}$$

Таким чином, коефіцієнт завантаження насоса впродовж години (60 хв.)
 буде визначатися виразом

$$k = \frac{t}{60}, \quad (4.15)$$

Тобто
$$k = \frac{7}{60} = 0,11.$$

Таким чином, насос працює впродовж певного проміжку часу, залежно від водопритоку у виробку. Якщо прийняти, що водоприток буде постійним і складає $7 \text{ м}^3/\text{год.}$, як розраховувалось вище, то 89 % часу насос не працює. У цей час відбувається заповнення колодязя. Якщо прийняти, що впродовж однієї години буде відбуватися заповнення колодязя та здійснюватися відкачування води, то при існуючому водопритоці об’єм води, який надійде до колодязя визначається виразом

$$V_{\text{кол}} = q(1 - k), \quad (4.16)$$

де q – водоприток у виробку, $\text{м}^3/\text{год}$.

Тоді за формулою (4.16)

$$V_{\text{кол}} = 7 \cdot (1 - 0,11) = 6,2 \text{ м}^3.$$

Таким чином, для резервування визначеного об’єму води необхідно створити систему водовідливу у виробці зі спорудженням колодязного кільцевого дренажу з необхідним об’ємом з 10-ти відсотковим запасом.

Тоді об'єм колодязю має складати $6,2 \cdot 0,1 = 6.82 \text{ м}^3$, а його глибина при заданому радіусі визначається виразом:

$$h = \frac{V_{\text{кол}}}{\pi r^2} \quad (4.17)$$

де r – радіус колодязя м, $V_{\text{кол}}$ – об'єм колодязя м.

Тоді за формулою (4.17)

$$h = \frac{6.82}{3.14 \cdot 1} = 2.14 \text{ м}$$

Виходячи з отриманих результатів треба встановити 2 колодязі які будуть працювати по 7 хвилин в годину та відкачуватимуть 6.2 м^3 води з виробки у пласті l_2 .

Функціонування даних колодязів забезпечить відкачування природнього об'єму води, яка буде надходити з навколишніх порід, що визначено гідрогеологічним прогнозом доробки запасів шахтного поля. Але в умовах даного прогнозується, що з раніше відпрацьованих ділянок шахтного поля пласту l_2^1 буде надходити вода, оскільки за досвідом відпрацювання 11 північної лави водоприплив складав до $1014 \text{ м}^3/\text{год}$.

Для запобігання проривам води у робочий простір доцільне застосування додаткових заходів, зокрема залишення бар'єрних ціликів або буріння випереджальних свердловин, через які вода з затоплених ділянок буде відводитись у водовідливну мережу. Ці технології можуть реалізовуватись за двома варіантами:

1 варіант: якщо прийняти спосіб відкачування води за допомогою свердловин, водоприплив у робочий простір з затоплених ділянок зменшиться, але це не забезпечить ізолювання бічних порід навколо виробок від впливу води і буде ускладнюючим фактором при підтриманні підготовчих виробок. Істотного позитивного ефекту даний варіант для ведення гірничих робіт не принесе;

2 варіант: Якщо прийняти залишення бар'єрного цілика, то гірничі роботи мають бути сплановані нижче висотної відмітки (-499 м) на величину, яка дорівнює ширині цього цілика. Це дасть змогу відпрацювати запаси шахтного поля до нижньої технічної межі шахтного поля у біль-менш сприятливих умовах. За цей час за допомогою свердловин, можна буде відкачати воду з затопленого простору та на завершальному етапі здійснити виймання бар'єрного вугільного цілика очисним вибоєм. Тому вважаємо за доцільне застосування 2 варіанту.

Тим не менш, параметри способів залишення бар'єрних ціликів та буріння випереджальних свердловин необхідно визначити.

Для розрахунку параметрів даного способу скористаємося методикою [11], у відповідності з якою розрахуємо обсяг затоплення виробки, очікуваний приплив води по випереджальній свердловині та час спуску води:

Обсяг затопленої виробки складає [11]

$$V = l_{\text{вир}} * S_{\text{вир}} * 0.3 \text{ м}^3 \quad (4.18)$$

де $l_{\text{вир}}$ – довжина виробки м, $S_{\text{вир}}$ – перетин виробки м^2 , 0.3 - коефіцієнт заповнення порожнин водою, прийнятий для ведення підготовчих робіт.

Далі необхідні геологічні умови буріння. Потім йде розрахунок очікуваного припливу води по випереджальній свердловині, пробуреній для спуску води із затоплених виробок.

Розрахунок очікуваного припливу води по свердловині, пробуреній для спуску води із затоплених виробок (рис. 4.2), проводиться за формулою «Інструкції з безпечного ведення гірничих робіт у затоплених виробок», п. 2.21 [12] :

$$Q = 4 * 10^3 b^2 \sqrt{\left(\frac{Hq}{0,03L} + 1\right)} \quad (4.19)$$

де Q – очікуваний приплив води по свердловині, м³/год;

b – діаметр свердловини, що приймається по зовнішньому діаметру бурового наконечника, м;

H – висота водяного стовпа над устям свердловини, м;

q – прискорення вільного падіння (9,8 м/с²);

L – довжина свердловини від контуру до затопленого вироблення (бар'єрного цілика), м.

Час спуску води [11]:

$$T = V/Q \quad (4.20)$$

де V – обсяг води в затопленому виробленні, м³;

Q – приплив води свердловиною, м³/год.

Обсяг затопленої виробки складає (4.18)

$$V = 1300 \cdot 5.4 \cdot 0.3 = 2262 \text{ м}^3$$

Буріння випереджаючих свердловин із вибоєм пласта l_2' буде вироблятися по пласту l_2' . Пласт має просту будову, міцність $f=1,5-2$ із середньою потужністю 1,20 м. При бурінні свердловин можуть бути зустрінуті ерозійні розмиви та кластичні ін'єкції із міцністю $f=6$. Покрівля пласта представлена аргілітом темно-сірим плитчастим, потужністю від 3 до 9 м. Безпосередньою покрівлею є пласт l_3 , що лежить вище, потужністю 0,8 м. Міцність покрівлі $f=3-4$. Покрівля відноситься до малостійких B_2 , легко обвалюється A_1 . Підшва пласта – алевроліт, у верхній частині під вугільним пластом потужністю по 0,6 м – грубошаровий до комкуватого, з частими різноспрямованими площинами притирання, від чого алевроліт має лускату текстуру. Нижче алевроліт горизонтально шаруватий, загальна його потужність змінюється в межах 2,3-12

м. У міру видалення вугільного пласта алевроліт поступово заміщається дрібнозернистим на глинистому цементі пісковиком. Міцність $f=5$. Алевроліт дуже сильно схильний до пучення, легко розмокає, віднесений до середньостійких Π_2 .

На площі затопленої виробки, що розглядається, вода за хімічним складом є сульфатно-хлоридно-натрієво-кальцієвою, мінералізація якої становить 2,5-3,1 г/л. За вмістом сульфатів води агресивні, тому застосування бетонів нормальної щільності в них не допускається, стосовно металів вони є середньоагресивними.

Кінцевий діаметр водоспускних і випереджаючих свердловин при очікуваному тиску води в затоплених виробках до 0,5 МПа приймаються 76мм, а при тиску води понад 0,5 МПа - 46 мм. Перехід на кінцевий діаметр провадиться з відстані не менше 15 м від затоплених виробок. Залежно від обладнання, яким буде буритися свердловина, можливі два варіанти кінцевих діаметрів, тому розрахунок наводиться для кінцевих діаметрів свердловин 76 мм і 46 мм. Відповідно до пункту 1.4 "Інструкції з безпечного ведення гірничих робіт у затоплених виробок" [12] ширина небезпечної зони приймається (4.20).

Розрахунок очікуваного припливу води по свердловині, пробуреній для спуску води із затоплених виробок, провадиться за формулою (4.19)

$$\text{Для } d=76 \text{ мм } Q = 4 * 10^3 (0.76)^2 \sqrt{\left(\frac{\frac{4*9,8}{0,03*43}}{0,076} + 1\right)} = 34.1 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$\text{Для } d=46 \text{ мм } Q = 4 * 10^3 (0.46)^2 \sqrt{\left(\frac{\frac{4*9,8}{0,03*43}}{0,046} + 1\right)} = 9.8 \text{ м}^3/\text{год}$$

Час спуску води (4.20):

$$\text{Для } d=76 \text{ мм } T = 2262/34.1 = 66.3 \text{ год.}$$

$$\text{Для } d=46 \text{ мм } T = 2262/9.8 = 230.8 \text{ год.}$$

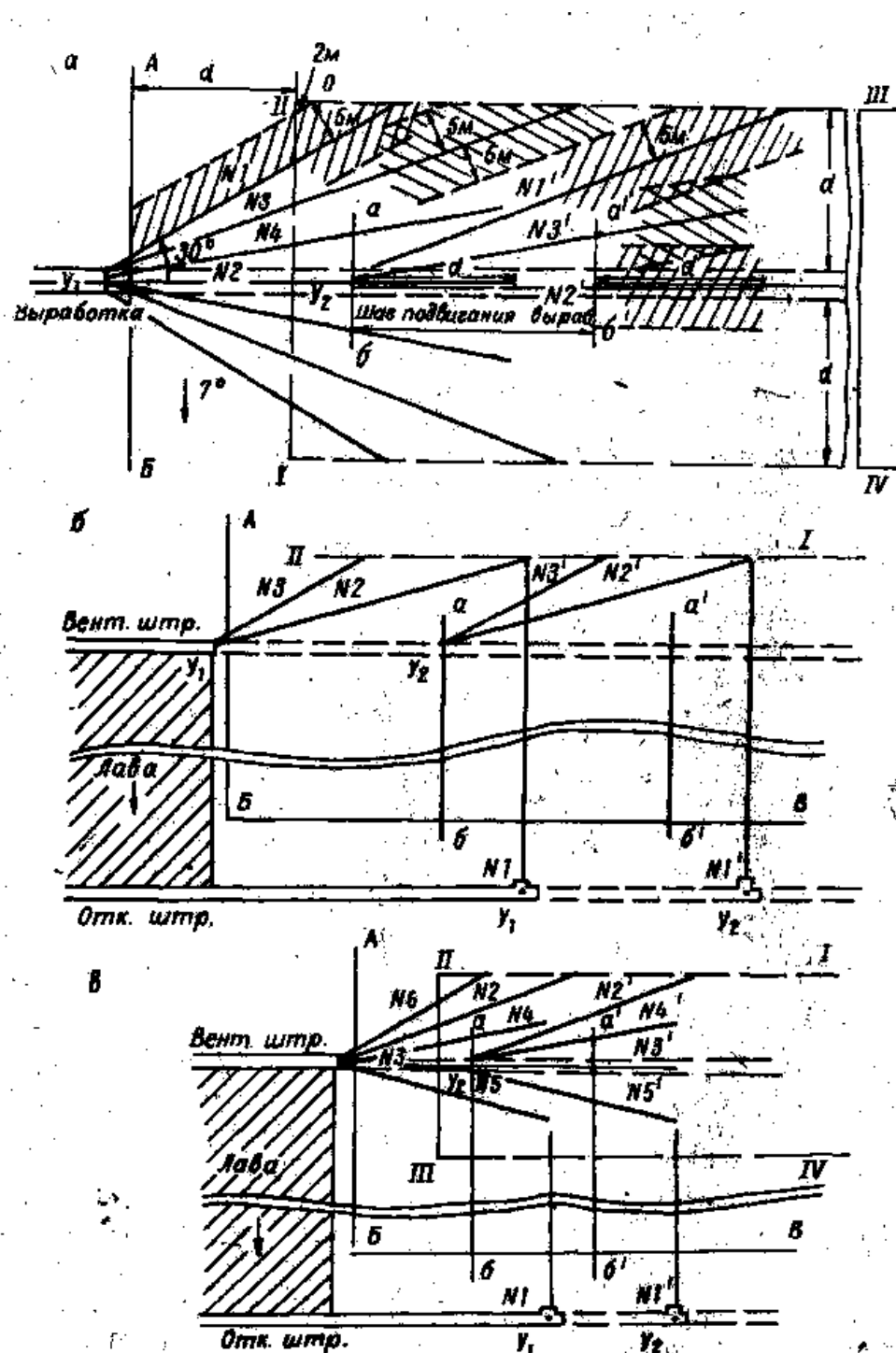


Рисунок 4.2 - Схеми розташування випереджаючих свердловин [12]

Бар'єрний цілик визначається за формулою [12]:

$$d = \frac{5}{m} + 0.05 \cdot H + 0.001 \cdot 1, \text{ м} \quad (4.20)$$

де d — ширина небезпечної зони (бар'єрного цілика), м; m — виймальна потужність пласта, м; H — відстань по вертикалі від земної поверхні до небезпечної зони, м; l — сумарна довжина підземних теодолітних ходів (рахуючи від вузлової точки або від початкових маркшейдерських точок).

Тоді з формулою (4.20)

$$d = \frac{5}{1.15} + 0.05 \cdot 750 + 0.001 \cdot 500 = 43 \text{ м}$$

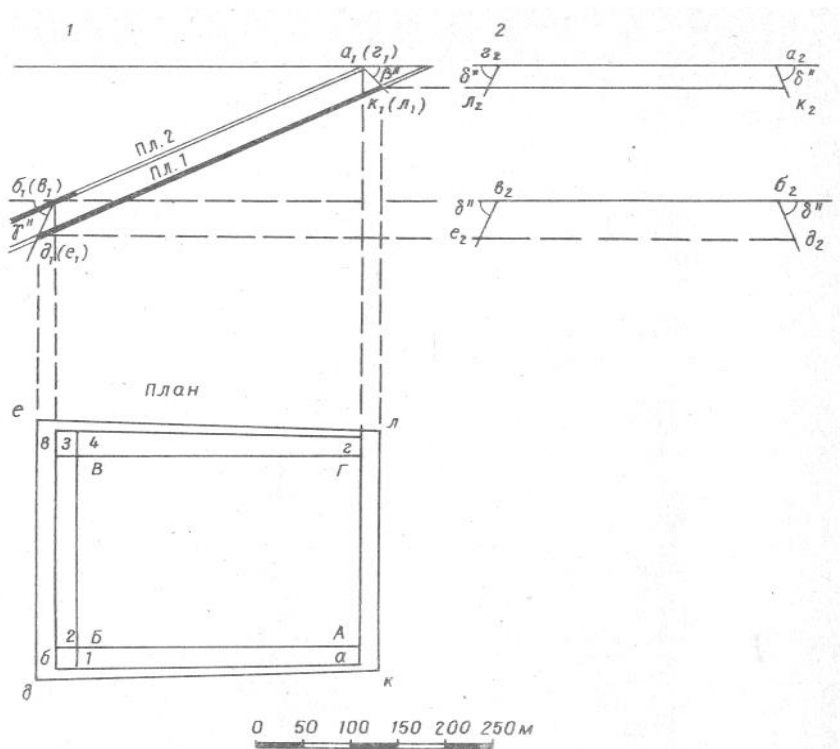


Рисунок 4.3 - Побудова небезпечних зон (бар'єрного та запобіжного ціликів) у затоплених виробок: 1 - вертикальний розріз в хрест простягання; 2 - вертикальний розріз по простягання [12]

Таким чином ми отримали цілик довжиною 43 м. його розташування показано на рисунку 4.4, також на рисунку показані місця розміщення водоспускних колодязів об'єм яких дорівнює 6.82 м³.

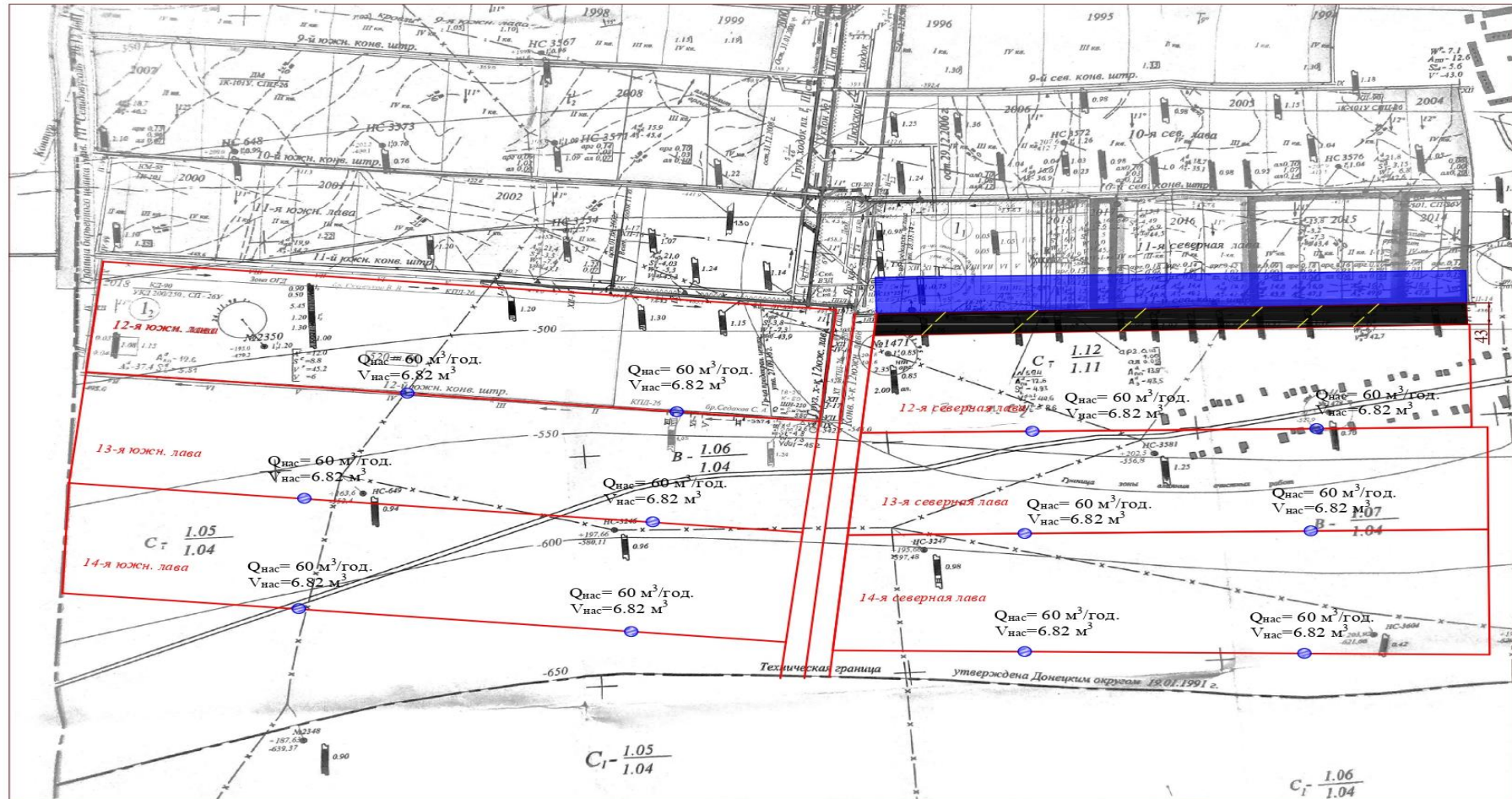


Рисунок 4.4 – Схема розташування бар'єрного цілика та водоспускних колодязів

5 ВИЗНАЧЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ ЗАПРОПОНОВАНИХ РІШЕНЬ

Для визначення впливу обводненості порід на стан підготовчих виробок необхідне визначення зміщень порід на контурі цих виробок. Для цього за методикою [13] розраховуються зміщення порід покрівлі та підшви виробки для відповідної технології ведення очисних робіт, зокрема для стовпової системи розробки, яка застосовується при відпрацюванні пласта l_2' , формули мають вигляд, відповідно:

$$U_K = K_S(K_{\text{ПР}}U_{\text{ПР}} + V_0t_0 + K_{\text{КР}}U_1)K_K \quad (5.1)$$

$$U_{\text{П}} = K_S(K_{\text{ПР}}U_{\text{ПР}} + V_0t_0 + K_{\text{КР}}U_1)(1 - K_K) \quad (5.2)$$

де K_S – коефіцієнт, враховуючий вплив площі поперечного січення виробки у світу ($S, \text{м}^2$), розраховується за формулою [13]

$$K_S = 0.33 \cdot S^{0.487} \quad (5.3)$$

$K_{\text{ПР}}$ – коефіцієнт, враховуючий спосіб проведення виробки, для комбайнового способу 1 [13].

$U_{\text{ПР}}$ – зміщення порід під впливом проведення виробки, мм. розраховується за формулою [13]:

$$U_{\text{ПР}} = 22600 \cdot \sqrt{1.34 \cdot 10^{-3} + 8.84 \cdot 10^{-5} \cdot \left(\frac{H}{R_c}\right)} - 966 \quad (5.4)$$

де H – глибина виробки, м; R_c – середньозважена міцність порід навколо виробки, МПа

V_0 – швидкість зміщення порід по за зоною впливу очисних робіт, мм/міс. розраховується за формулою [13]:

$$V_0 = 0.645 \cdot \left(\frac{H}{R_C}\right) - 2.65 \quad (5.5)$$

t_0 – час підтримки даного перетину виробки по за зоною впливу очисних робіт (до підходу лави) початкові 24, кінцеві 3, міс. [13]

U_1 – зміщення порід в зоні тимчасового опірного тиску, мм. розраховується по формулі [13]

$$U_1 = 10^{\sqrt{10 \cdot \lg \frac{H}{R_C} - 2.44 \cdot \left(\lg \frac{H}{R_C}\right)^2 - 1.1}} \quad (5.6)$$

K_{KP} - коефіцієнт, враховуючий тип основної покрівлі вугільного пласта:
 $K_{KP}=0.8$

K_K – коефіцієнт, враховуючий долю зміщень порід покрівлі виробки у загальних зміщеннях [13]

$$K_K = 0.64 \cdot \lg \left(\frac{R_{\Pi}}{R_K}\right) + 0.526 \quad (5.7)$$

Розрахунок середньозважену міцність порід навколо виробки – R_c , середньозважену міцність порід покрівлі виробки – R_K та підосви – R_{Π} [13]

$$R_c = \frac{R_K + R_{\Pi}}{2} \text{ МПа} \quad (5.8)$$

$$R_{K,\Pi} = \frac{K_c \cdot K_W \cdot \sum(R_i \cdot m_i)}{\sum m_i} \text{ МПа} \quad (5.9)$$

де R_i - міцність i -го шару породи при одновісному стисканні у зразку, МПа; m_i - потужність даного шару породи в межах розрахункової схеми та вздовж розрахункової лінії, м. K_c - коефіцієнт структурного ослаблення (тріщинами) масиву гірських порід 0.6, 0.8, 0.9; K_w - коефіцієнт, що враховує тривалу технологічну обводненість виробки. Приймається $K_w=0.5$ для аргілітів та мергелю.

Тоді R_k буде (5.9)

$$R_k = \frac{20.2 + 29.4 + 2.6 + 25.2 + 3.3 + 49.2}{10.5} = 12.4 \text{ МПа}$$

Тоді R_n буде (5.9)

$$R_n = \frac{20.2 + 25.2 + 30.4 + 16.8 + 30.3}{7.9} = 15.6 \text{ МПа}$$

Тоді R_c буде (5.8)

$$R_c = \frac{12.4 + 15.6}{2} = 14 \text{ МПа}$$

Тоді K_s розраховується за формулою (5.3)

$$K_s = 0.33 \cdot 8.2^{0.487} = 0.91$$

$U_{\text{ПР}}$ розраховується за формулою (5.4)

$$U_{\text{ПР}} = 22600 \cdot \sqrt{1.34 \cdot 10^{-3} + 8.84 \cdot 10^{-5} \cdot \left(\frac{750}{14}\right)} - 966 = 797 \text{ мм.}$$

V_0 розраховується за формулою (5.5)

$$V_0 = 0.645 \cdot \left(\frac{750}{14}\right) - 2.65 = 32 \text{ мм/міс}$$

U_1 розраховується за формулою (5.6)

$$U_1 = 10^{\sqrt{10 \cdot \lg \frac{750}{14} - 2.44 \cdot \left(\lg \frac{750}{14}\right)^2} - 1.1} = 961$$

K_k розраховується за формулою (5.7)

$$K_k = 0.64 \cdot \lg \left(\frac{15.6}{12.4}\right) + 0.526 = 0.59$$

Визначення початкових та кінцевих зміщень покрівлі та підшви виробки для коефіцієнта $K_w=0.5$ за формулами (5.1-5.2)

$$U_{\text{к.поч}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 797 + 32 \cdot 36 + 0.8 \cdot 961) \cdot 0.59 = 1457 \text{ мм}$$

$$U_{\text{п.поч}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 797 + 32 \cdot 36 + 0.8 \cdot 961) \cdot (1 - 0.59) = 1014 \text{ мм}$$

$$U_{\text{к.кін}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 797 + 32 \cdot 5 + 0.8 \cdot 961) \cdot 0.59 = 926 \text{ мм}$$

$$U_{\text{п.кін}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 797 + 32 \cdot 5 + 0.8 \cdot 961) \cdot (1 - 0.59) = 644 \text{ мм}$$

Для коефіцієнта $K_w=0.6$ за формулами (5.1-5.2)

$$U_{\text{к.поч}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 678 + 26.2 \cdot 36 + 0.8 \cdot 911) \cdot 0.59 = 1261 \text{ мм}$$

$$U_{\text{п.поч}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 678 + 26.2 \cdot 36 + 0.8 \cdot 911) \cdot (1 - 0.59) = 877 \text{ мм}$$

$$U_{\text{к.кін}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 678 + 26.2 \cdot 5 + 0.8 \cdot 911) \cdot 0.59 = 825 \text{ мм}$$

$$U_{\text{п.кін}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 678 + 26.2 \cdot 5 + 0.8 \cdot 911) \cdot (1 - 0.59) = 574 \text{ мм}$$

Для коефіцієнта $K_w=0.7$ за формулами (5.1-5.2)

$$U_{\text{к.поч}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 588 + 22.1 \cdot 36 + 0.8 \cdot 862) \cdot 0.59 = 1112 \text{ мм}$$

$$U_{\text{п.поч}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 588 + 22.1 \cdot 36 + 0.8 \cdot 862) \cdot (1 - 0.59) = 774 \text{ мм}$$

$$U_{\text{к.кін}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 588 + 22.1 \cdot 5 + 0.8 \cdot 862) \cdot 0.59 = 745 \text{ мм}$$

$$U_{\text{п.кін}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 588 + 22.1 \cdot 5 + 0.8 \cdot 862) \cdot (1 - 0.59) = 518 \text{ мм}$$

Для коефіцієнта $K_w=0.8$ за формулами (5.1-5.2)

$$U_{\text{к.поч}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 517 + 19 \cdot 36 + 0.8 \cdot 816) \cdot 0.59 = 994 \text{ мм}$$

$$U_{\text{п.поч}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 517 + 19 \cdot 36 + 0.8 \cdot 816) \cdot (1 - 0.59) = 692 \text{ мм}$$

$$U_{\text{к.кін}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 517 + 19 \cdot 5 + 0.8 \cdot 816) \cdot 0.59 = 678 \text{ мм}$$

$$U_{\text{п.кін}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 517 + 19 \cdot 5 + 0.8 \cdot 816) \cdot (1 - 0.59) = 472 \text{ мм}$$

Для коефіцієнта $K_w=0.9$ за формулами (5.1-5.2)

$$U_{\text{к.поч}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 459 + 16.6 \cdot 36 + 0.8 \cdot 772) \cdot 0.59 = 898 \text{ мм}$$

$$U_{\text{п.поч}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 459 + 16.6 \cdot 36 + 0.8 \cdot 772) \cdot (1 - 0.59) = 625 \text{ мм}$$

$$U_{\text{к.кін}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 459 + 16.6 \cdot 5 + 0.8 \cdot 772) \cdot 0.59 = 622 \text{ мм}$$

$$U_{\text{п.кін}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 459 + 16.6 \cdot 5 + 0.8 \cdot 772) \cdot (1 - 0.59) = 433 \text{ мм}$$

Для коефіцієнта $K_w=1$ за формулами (5.1-5.2)

$$U_{\text{к.поч}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 411 + 14.7 \cdot 36 + 0.8 \cdot 732) \cdot 0.59 = 818 \text{ мм}$$

$$U_{\text{п.поч}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 411 + 14.7 \cdot 36 + 0.8 \cdot 732) \cdot (1 - 0.59) = 569 \text{ мм}$$

$$U_{\text{к.кін}} = 0.91 \cdot (1 \cdot 411 + 14.7 \cdot 5 + 0.8 \cdot 732) \cdot 0.59 = 574 \text{ мм}$$

$$U_{п.кін} = 0.91 \cdot (1 \cdot 411 + 14.7 \cdot 5 + 0.8 \cdot 732) \cdot (1 - 0.59) = 399 \text{ мм}$$

За визначеними початковими та кінцевими зміщеннями побудуємо графіки залежності початкових та кінцевих зміщень покрівлі та підосви виробки по пласту l_2' від коефіцієнту K_w (рис. 5.1,5.2), та графік залежності початкових та кінцевих зміщень від довжини виробки при коефіцієнті K_w (5.3).

Згідно рисунку 5.1 для початкових зміщень виробки при коефіцієнті K_w 0.5 для підосви будуть виконані 4 підривки, при коефіцієнті K_w 0.5-0.74 будуть виконані 3 підривки, при коефіцієнті K_w 1 будуть виконані 2 підривки. Для початкових зміщень покрівлі при коефіцієнті K_w 0.5-0.64 буде потрібно 4 перекріплення виробки, при коефіцієнті K_w 0.6-0.9 буде потрібно 3 перекріплення виробки, при коефіцієнті K_w більше 0.95 буде потрібно 2 перекріплення виробки.

Згідно рисунку 5.2 для кінцевих зміщень виробки при коефіцієнті K_w 0.5-0.74 для підосви будуть виконані 2 підривки, при коефіцієнті K_w 0.74-1 буде виконана 1 підривка. Для кінцевих зміщень покрівлі при коефіцієнті K_w 0.53 буде потрібно 3 перекріплення виробки, при коефіцієнті K_w 0.95 буде потрібно 2 перекріплення виробки, при коефіцієнті K_w більше 0.95 буде потрібно 1 перекріплення виробки.

Виходячи з даних про кількість підривок та перекріплення можна розрахувати витрати на перекріплення та витрати на підривку.

Витрати на перекріплення розраховуються за формулою:

$$C_{пер} = n_{пер} \cdot L \cdot C_{пр} \text{ грн} \quad (5.10)$$

де $n_{пер}$ – кількість перекріплення, L – довжина виробки, м., $C_{пр}$ - витрати на проведення виробок (за шахтними даними), грн.

Тоді при коефіцієнті K_w 0.5 за формулою (5.10)

$$C_{пер 0.5} = 3 \cdot 1300 \cdot 0.5 \cdot 28000 + \frac{650}{1300} \cdot 0.5 \cdot 28000 = 54607000 \text{ грн}$$

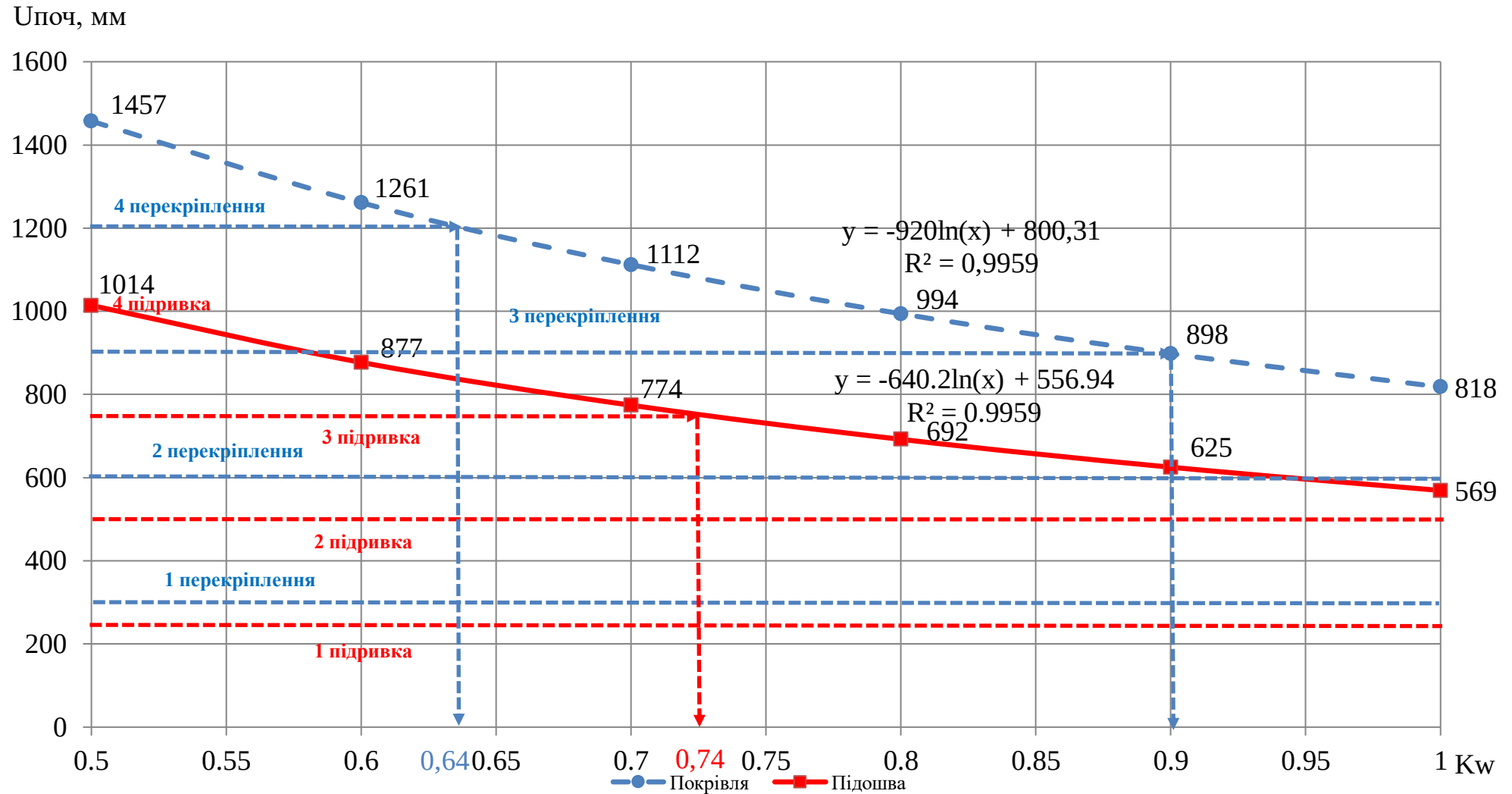


Рисунок 5.1 – Графік залежності початкових зміщень покрівлі та підошви виробки по пласту l_2' від коефіцієнту K_w , що враховує тривалу технологічну обводненість виробки

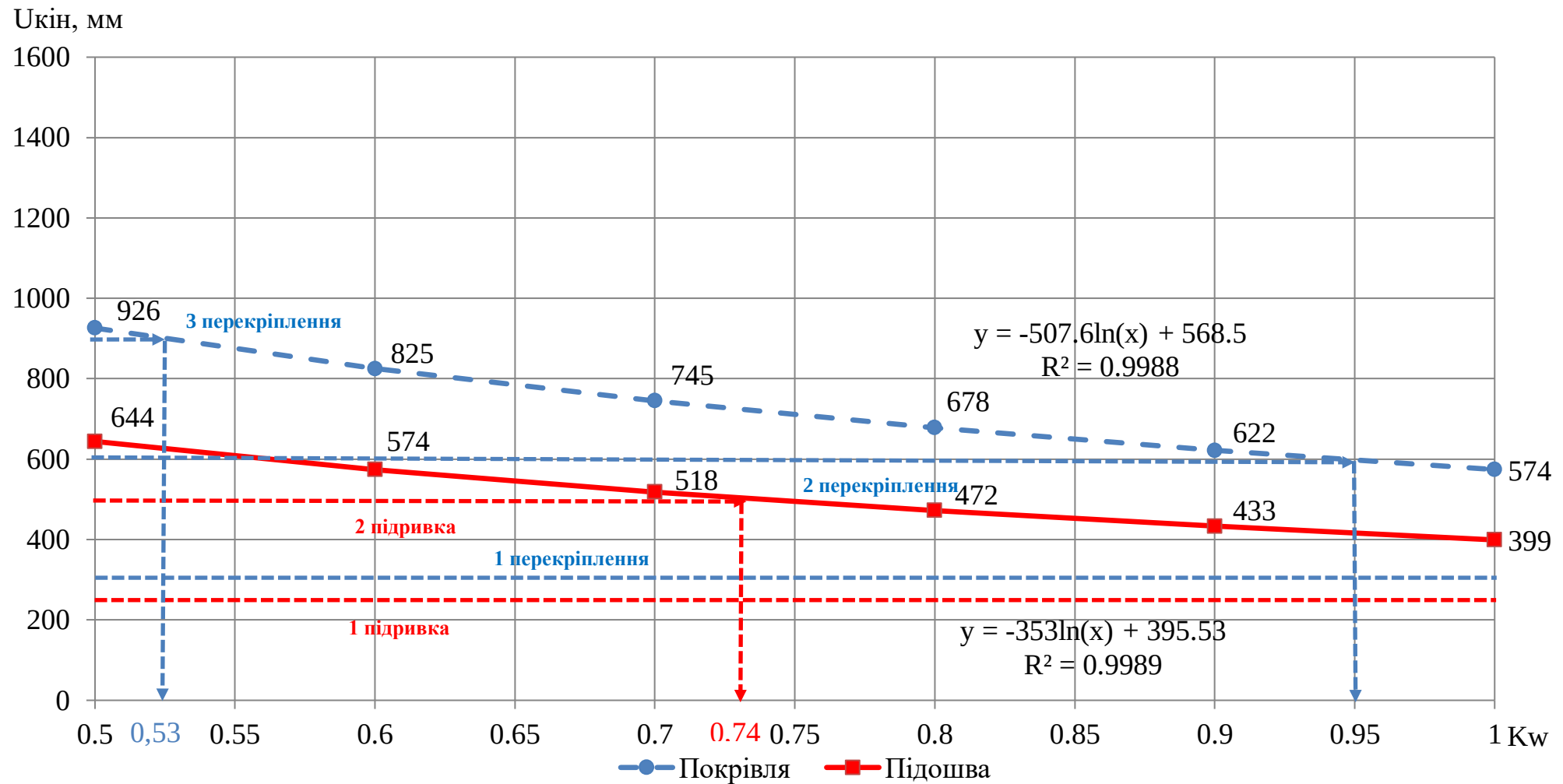


Рисунок 5.2 – Графік залежності кінцевих зміщень покрівлі та підощви виробки по пласту l_2' від коефіцієнту K_w , що враховує тривалу технологічну обводненість виробки

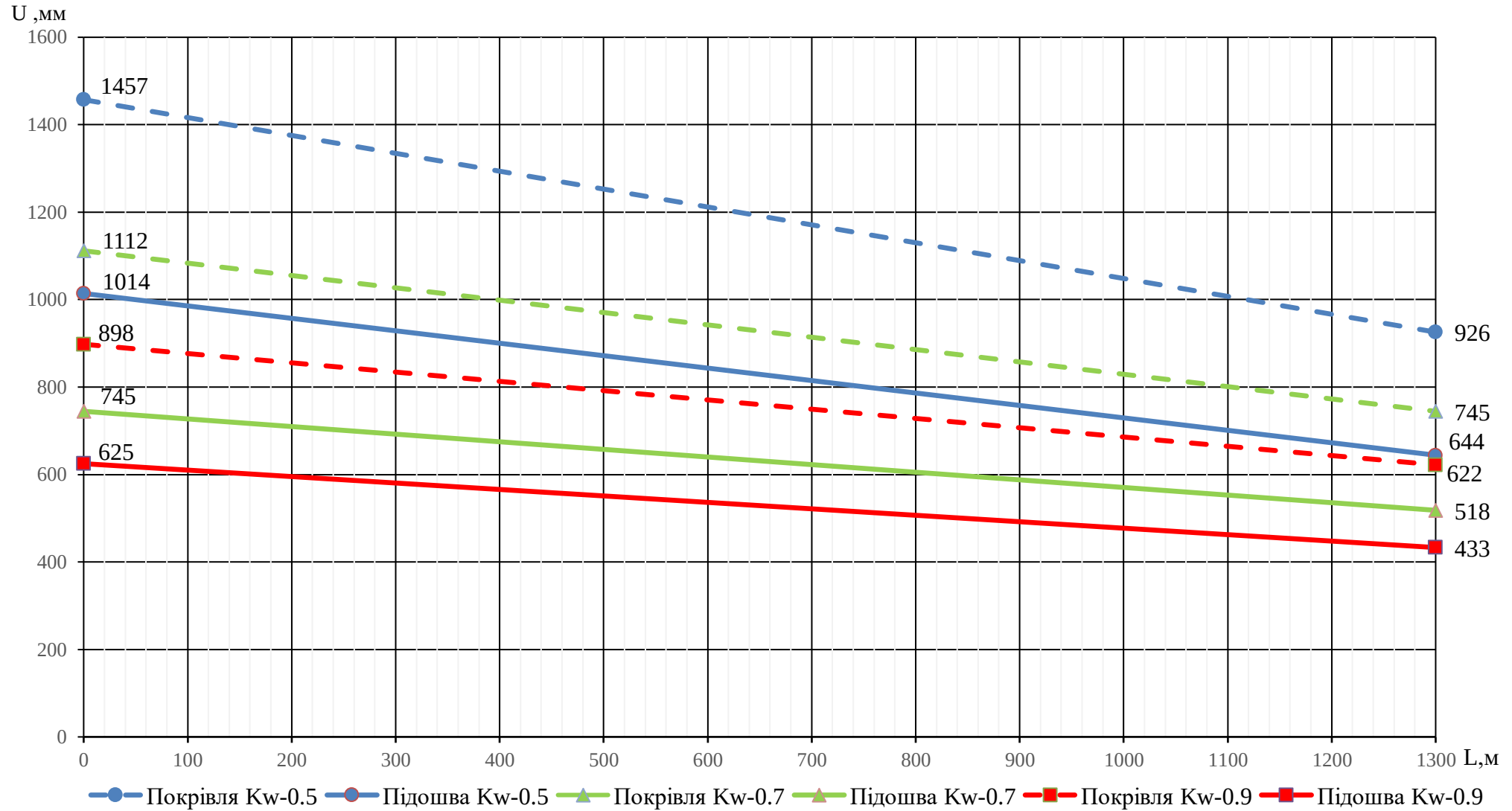


Рисунок 5.3 – Графік залежності початкових та кінцевих зміщень від довжини виробки при коефіцієнті K_w

При коефіцієнті K_w 0.7 за формулою (5.10)

$$C_{\text{пер } 0.7} = 2 \cdot 1300 \cdot 0.5 \cdot 28000 + \frac{750}{1300} \cdot 0.5 \cdot 28000 = 36408077 \text{ грн}$$

При коефіцієнті K_w 0.9 за формулою (5.10)

$$C_{\text{пер } 0.9} = 2 \cdot 1300 \cdot 0.5 \cdot 28000 = 36400000 \text{ грн}$$

Витрати на підривку розраховуються за формулою:

$$C_{\text{під}} = n_{\text{під}} \cdot L \cdot C_{\text{пр}} \text{ грн} \quad (5.11)$$

де $n_{\text{під}}$ – кількість підривок, L – довжина виробки, м., $C_{\text{пр}}$ - витрати на підривку виробок (за шахтними даними), грн.

Тоді при коефіцієнті K_w 0.5 за формулою (5.11)

$$C_{\text{під } 0.5} = 2 \cdot 1300 \cdot 1120 + \frac{950}{1300} \cdot 1300 \cdot 1120 = 3976000 \text{ грн}$$

Тоді при коефіцієнті K_w 0.7 за формулою (5.11)

$$C_{\text{під } 0.7} = 2 \cdot 1300 \cdot 1120 = 2912000 \text{ грн}$$

Тоді при коефіцієнті K_w 0.9 за формулою (5.11)

$$C_{\text{під } 0.9} = 1 \cdot 1300 \cdot 1120 + \frac{800}{1300} \cdot 1300 \cdot 1120 = 2352000 \text{ грн}$$

Виходячи з отриманих даних визначимо витрати на ремонт виробки за формулою:

$$\sum C_{\text{рем}} = C_{\text{пер}} + C_{\text{під}} \text{ грн} \quad (5.12)$$

Тоді за формулою (5.12) $C_{\text{рем}}$ для коефіцієнта K_w 0.5 складе

$$\sum C_{\text{рем } 0.5} = 54607000 + 3976000 = 58583000 \text{ грн}$$

Тоді за формулою (5.12) $C_{\text{рем}}$ для коефіцієнта K_w 0.7 складе

$$\sum C_{\text{рем } 0.7} = 36408077 + 2912000 = 39320077 \text{ грн}$$

Тоді за формулою (5.12) $C_{\text{рем}}$ для коефіцієнта K_w 0.9 складе

$$\sum C_{\text{рем } 0.9} = 36400000 + 2352000 = 38752000 \text{ грн}$$

За визначеними даними витрат на ремонт виробки побудуємо графік залежності витрат на ремонт виробок від коефіцієнту K_w (рис. 5.4).

Згідно з рисунком 5.4 економічно доцільним є коефіцієнт $K_w=0.62$ при якому може бути забезпечена економія фінансових коштів в розмірі 18018200 грн. на одну виробку. Враховуючи що збільшення коефіцієнта K_w буде лише на 24%, а заходи що пропонуються у даній роботі зможуть забезпечити осушення порід до такого показника , то вони можуть вважатися економічно доцільними, та їх можна рекомендувати до впровадження в умовах пласта l_2 шахти «Україна» (рис. 4.4).

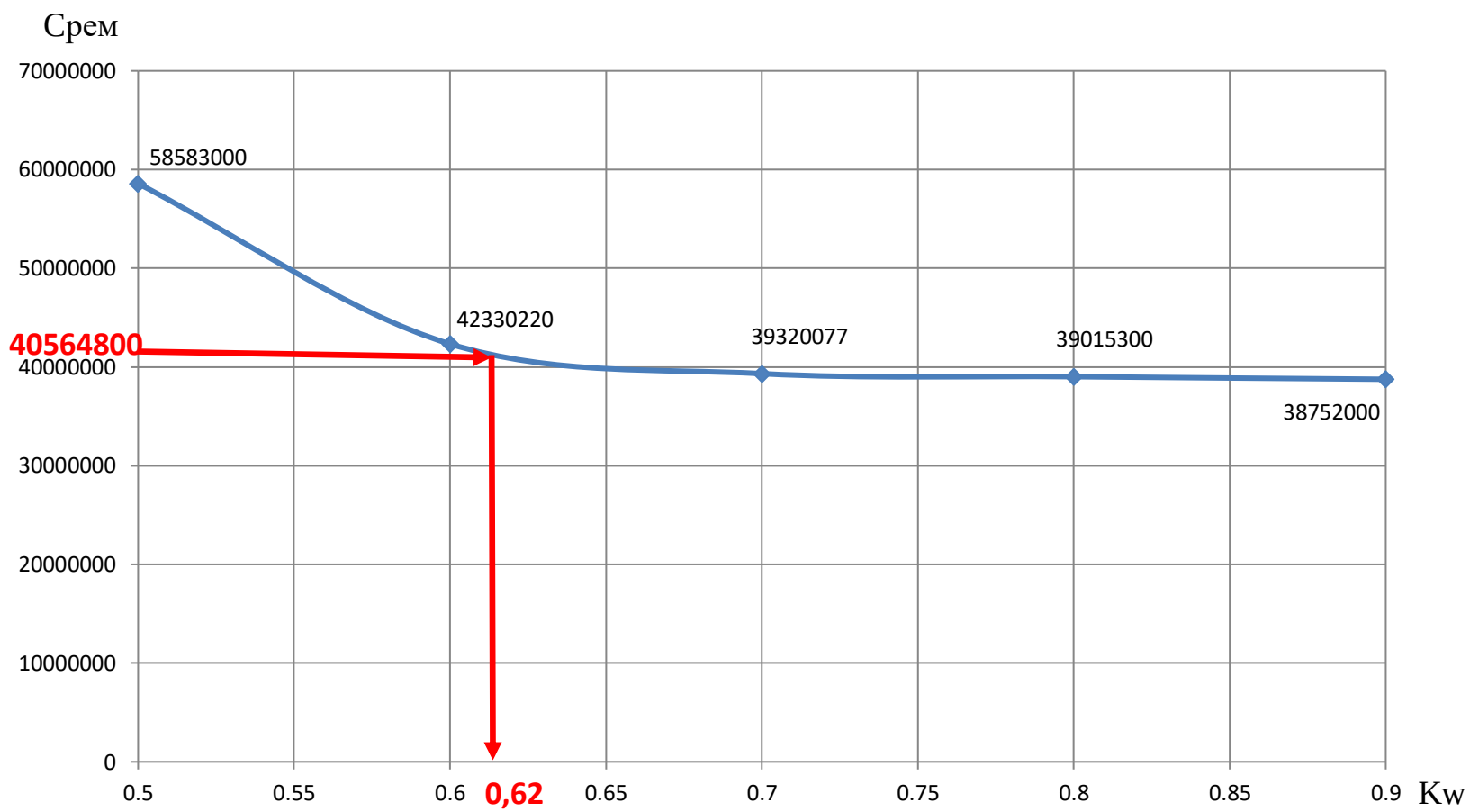


Рисунок 5.4 - Графік залежності витрат на ремонт виробок від коефіцієнту K_w

6 ОХОРОНА ПРАЦІ

На шахтах, що розробляють пласти, небезпечні за вибухами пилу, повинні здійснюватися заходи щодо попередження та локалізації вибухів вугільного пилу, основані на застосуванні інертного пилу (сланцевий пиловибухозахист), води (гідропиловибухозахист) або води та інертного пилу (комбінований пиловибухозахист), чи інші засоби пиловибухозахисту, що допущені до застосування відповідно до вимог чинного законодавства [14].

Вибой підготовчих виробок, що проводяться вугіллям чи вугіллям і породою, а також сполучення лав із штреками, розподільні пункти та інші місця групового розміщення електроустаткування в дільничних виробках захищаються автоматичними системами локалізації спалахів метану і вугільного пилу на початковій стадії їх виникнення. Впровадження автоматичних систем здійснюється за графіками та за погодженням з територіальними органами Держгірпромнагляду України.

У разі сланцевого пиловибухозахисту для попередження вибухів пилу повинні проводитися побілка та осланцювання гірничих виробок, а для локалізації вибухів повинні встановлюватися сланцеві заслони.

У випадку гідропиловибухозахисту для попередження вибухів пилу повинні застосовуватися: побілка, обмивка гірничих виробок (мокре збирання пилу), зв'язування пилу, що відклався, гігроскопічними змочувально-зв'язувальними сумішами, а також за допомогою безперервно діючих туманотвірних завіс. Для локалізації вибухів повинні встановлюватися водяні заслони.

При комбінованому пиловибухозахисті повинні застосовуватися способи та засоби попередження і локалізації вибухів пилу, основані як на застосуванні води, так і інертного пилу.

При веденні підричних робіт повинні застосовуватися заходи щодо попередження вибухів пилу, які передбачені вимогами чинного законодавства.

На кожній шахті повинні бути водовідливні установки (головні і дільничні), що забезпечують відкачування максимальних припливів води в діючі виробки.

Будівництво, обладнання та експлуатація кожної водовідливної установки повинні здійснюватися згідно з проектом, розробленим проектною організацією.

Головна водовідливна установка повинна мати водозбірник, що складається з двох і більше ізольованих одна від одної гілок; насосну камеру з хідниками, що сполучають насосну камеру зі стволом та виробками приствольного двору або горизонту.

Якщо приплив води менше ніж 50 куб.м/год, дозволяється розташування водовідливних установок без насосних камер.

Дільнична водовідливна установка за рішенням головного інженера шахти може мати водозбірник з однією гілкою.

Місткість водозбірників головного водовідливу повинна забезпечувати накопичування не менше ніж чотирьохгодинного максимального припливу води, а дільничного - не менше ніж двохгодинного максимального припливу води.

Максимальне замулення водозбірника і попереднього відстійника не повинне перевищувати 30% їх об'єму.

Головні і дільничні водовідливні установки повинні бути обладнані не менше ніж трьома насосними агрегатами, подача кожного з яких має забезпечувати відкачування добового припливу води не довше ніж за 20 годин.

Головна водовідливна установка має бути обладнана не менше ніж двома напірними трубопроводами, з яких один є резервним. Якщо кількість робочих трубопроводів більше трьох, має бути два резервні трубопроводи. Для дільничних водовідливних установок допускається мати один трубопровід.

Комутація напірних трубопроводів у насосній камері повинна забезпечувати відкачування максимального добового припливу під час ремонту

будь-якого їх елемента.

Діаметр всмоктувального трубопроводу має бути таким, щоб швидкість води в ньому не перевищувала 2 м/с, а втрата напору не перевищувала 1,5 м водяного стовпа.

Діаметр напірного трубопроводу має бути таким, щоб втрати напору не перевищували 5% від геодезичної висоти підйому води.

На діючих шахтах експлуатація трубопроводів, розміщених навпроти торцевих сторін кліті, дозволяється за умови виконання суцільної огорожі протягом усієї довжини ставу за тиску води понад 6,4 МПа.

Напірні трубопроводи головних водовідливних установок після монтажу і через кожні 5 років експлуатації повинні після діагностики проходити гідравлічне випробування на тиск, який складає 1,25 (125%) робочого тиску.

Всі автоматизовані водовідливні установки мають оглядатися щодоби працівниками, призначеними наказом директора шахти (уповноваженої особи).

Головна водовідливна установка повинна оглядатися щотижня механіком водовідливу і щомісячно головним механіком шахти.

Перед введенням в експлуатацію та надалі не рідше одного разу на рік проводяться ревізії і налагодження автоматизованої водовідливної установки суб'єктом господарювання, що має дозвіл Держгірпромнагляду України на проведення таких робіт. Результати налагоджування оформлюються актом, який затверджується головним інженером шахти.

Гірничі роботи в зонах, небезпечних за проривами води, повинні проводитися відповідно до технологічної проектної документації, що передбачає заходи щодо запобігання проривам води і газів у діючі виробки.

До небезпечних зон належать:

а) затоплені виробки;

б) будь-які інші виробки, включаючи непогашені і не обстежувані виробки, до встановлення, що в них відсутня вода, глинясті розчини або пульпа;

в) розривні тектонічні порушення або зони перем'ятих порід, що перетинають затоплені виробки, обводнені і такі, що не мають даних про їх обводненість;

г) бурові свердловини, що перетинають затоплені виробки або водоносні горизонти, і свердловини неякісного затампування;

г) масиви, що залягають під і над затопленими гірничими виробками.

Проведення підготовчих виробок у межах міжшахтного бар'єрного цілика, часткова або повна його відробка, підробка і надробка допускаються за спільною технологічною проектною документацією шахт за згодою з територіальним органом Держгірпромнагляду України.

Очисні роботи в зоні, небезпечній за проривами води, при недостовірному контурі затоплених виробок допускаються після попереднього оконтурювання ділянки, наміченої до очисної виїмки, підготовчими і нарізними виробками.

Визначення меж зон, небезпечних за проривами води із затоплених виробок, а також проектування, підготовка і ведення гірничих і бурових робіт у цих зонах повинні здійснюватися відповідно до вимог чинного законодавства.

У пластах з достовірним контуром затоплених виробок небезпечною за проривами води є зона бар'єрного цілика, а за недостовірною контуру затоплених виробок - зона між цим контуром і межею безпечного ведення гірничих робіт. У пластах, що залягають під і над пластом із затопленими виробками, небезпечними за проривами води, є зони запобіжних ціликів.

У межах бар'єрних і запобіжних ціликів очисні роботи допустимі тільки після спускання води із затоплених виробок.

У разі проведення виробок для спускання води пластом або породою в межах небезпечної зони необхідно дотримуватися таких умов:

а) виробки мають проводитися вузькими вибоями з бурінням випереджальних свердловин;

- б) діаметр випереджальних свердловин не повинен перевищувати 76 мм;
- в) на пластах з кутом падіння 25 град. і більше повинні проводитися парні виробки.

Перепускання води з верхніх горизонтів у водовідливну систему діючих виробок має здійснюватися відповідно до проекту за згодою з територіальним органом Держгірпромнагляду України.

Під час ліквідації бурових свердловин обов'язкове їх тампонування. Тампонаж має забезпечувати надійну ізоляцію водоносних горизонтів. Висновок про тампонаж свердловин має видаватися геологорозвідувальною організацією, що пробурила свердловину.

Розкриття гірничими виробками обсаджених технічних свердловин і розроблення сполучень виконуються за проектом, з урахуванням рекомендацій спеціалізованого галузевого інституту відповідно до проведених НДР та погодження з організацією, що пробурила свердловину.

Головний маркшейдер шахти зобов'язаний нанести на плани гірничих виробок затверджені межі небезпечних зон і за місяць письмово повідомити головного інженера шахти і керівника дільниці про підхід гірничих виробок до цих зон, а також про початок і закінчення гірничих робіт у небезпечній зоні.

З технологічної проектної документації проведення гірничих робіт у небезпечній зоні повинні бути ознайомлені під розпис всі особи, причетні до виконання цих робіт і контролю за забезпеченням їх безпеки. Про початок ведення гірничих робіт у небезпечній зоні головний інженер шахти зобов'язаний повідомити орган Держгірпромнагляду України.

Якщо у вибої, що наближується до зони, небезпечної за проривами води, з'являються ознаки можливого прориву води (потіння вибою, посилення капання тощо), змінний керівник робіт (гірничий майстер) або ланковий (бригадир) повинен негайно вивести працівників із цієї та з усіх інших виробок, що знаходяться під загрозою затоплення, і доповісти про появу вказаних ознак гірничому диспетчеру.

Відкачування води із затоплених виробок здійснюється за проектом, затвердженим головним інженером шахти. Під час відкачування води особлива увага має приділятися перевірці складу повітря над дзеркалом води і заходам щодо попередження прориву газів у місця перебування працівників і розташування електрообладнання.

Плановане затоплення гірничих виробок допускається тільки відповідно до проекту, затвердженого головним інженером шахти.

У разі затоплення виробок, що знаходяться на відстані, меншій за 200 м від технічної межі з суміжною шахтою, головний інженер шахти зобов'язаний письмово повідомити про це головного інженера суміжної шахти і передати йому один екземпляр проекту.

Можливість безпечної виїмки вугілля під водотоками, водоймищами, водоносними горизонтами і обводненими зонами визначається відповідно до вимог чинного законодавства. Провали на земній поверхні в балках, ярах тощо, які утворилися внаслідок гірничих розробок, мають бути засипані глиною, утрамбовані і обладнані жолобами, прокладеними руслом можливого водотоку.

Устя вертикальних і похилих шахтних стволів, шурфів і технічних свердловин мають бути обладнані так, щоб поверхневі води не могли ними потрапити до гірничих виробок. У плані ліквідації аварій мають бути передбачені позиції та заходи щодо запобігання затопленню шахт.

У тих випадках, коли внаслідок осідання земної поверхні під впливом підземних розробок устя погашених вертикальних або похилих виробок, що мають зв'язок з діючими гірничими виробками, можуть бути затоплені поверхневими водами, навколо небезпечних ділянок біля усть погашених виробок, але не більш як за 20 м від них, мають зводитися водозахисні греблі або вживатися інші заходи, що унеможливають проникнення води крізь погашені виробки до діючих.

ВИСНОВКИ

У кваліфікаційній роботі були розглянуті способи ведення гірничих робіт на обводнених ділянках шахтного поля шахти «Україна». Проведено аналіз гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов обводнених ділянок шахтного поля шахти «Україна», аналіз досвіду розробки вугільних пластів в умовах обводненості вміщуючих порід. Визначено проблеми щодо припливу води у гірничі виробки та запропоновані такі заходи як водознижувальні колодязі у кількості 2 штук та об'єм яких дорівнює 6.82 м^3 , буріння водоспускних свердловин та залишення бар'єрного цілика ширина якого дорівнює 43 м. Були розраховані витрати на ремонт виробки на основі зміщень порід покрівлі та підпошви виробки для відповідної технології ведення очисних робіт, зокрема для стовпкової системи розробки, яка застосовується при відпрацюванні пласта l_2' , та встановлено що економічно доцільним є коефіцієнт $K_w=0.62$ при якому може бути забезпечена економія фінансових коштів в розмірі 18018200 грн. на одну виробку. Враховуючи що збільшення коефіцієнта K_w буде лише на 24%, а заходи що пропонуються у даній роботі зможуть забезпечити осушення порід до такого показника, то вони можуть вважатися економічно доцільними, та їх можна рекомендувати до впровадження в умовах пласта l_2' шахти «Україна». Також розроблені заходи щодо охорони праці в зонах, небезпечних за проривами води.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Modeling and simulation of deformation mechanism of soft rock roadway considering the mine water / Y. Chen et al. *Geofluids*. 2020. Vol. 2020. P. 1–22. URL: <https://doi.org/10.1155/2020/8812470>.
2. Lin Z., Zhang B., Guo J. Analysis of a water-inrush disaster caused by coal seam subsidence karst collapse column under the action of multi-field coupling in taoyuan coal mine. *Computer modeling in engineering & sciences*. 2021. Vol. 126, no. 1. P. 311–330. URL: <https://doi.org/10.32604/cmes.2021.011556>.
3. Долгосрочная стратегия угледобычи ПСП «Шахта «Днепровская» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» на период 2011 - 2030 годы - презентация онлайн. *ppt Онлайн - смотреть презентации формата ppt онлайн*. URL: <https://ppt-online.org/304664>.
4. Ю. А. Виноградов Ю. А. В. дослідження водопритоку в гірничу виробку в залежності від способу кріплення Сучасні ресурси енерго зберігаючі технології гірничого виробництва. Випуск 1/2015(15).
5. Педченко С. В., Шиптенко А. В. Опыт ведения горных работ у затопленных выработок. *Наукові праці УкрНДМІ НАН України, № 9 (частина I), 2011*. С. 80-88.
6. An index of aquiclude destabilization for mining-induced roof water inrush forecasting: a case study / G. Fan et al. *Water*. 2019. Vol. 11, no. 10. P. 2170. URL: <https://doi.org/10.3390/w11102170>.
- 7 Fang, J. ;. He, Y. ;. Chong, S. ;. Xing, Z. ;. Feng, F. ;. Huang, J. ;. Xu, D. Study of theoretical Model and Engineering Practice of Coalmine Underground Reservoir Capacity. 2018. 14 p. (Preprint. doi: 10.20944/preprints201809.0030.v1).
8. A case study of the water abundance evaluation of roof aquifer based on the development height of water-conducting fracture zone / W. Zhai et al. *Energies*. 2020. Vol. 13, no. 16. P. 4095. URL: <https://doi.org/10.3390/en13164095>.
9. Насберг В.М., Илюшин В.Ф. Основные положения проектирования

дренажей в подземных гидротехнических сооружениях. "Гидротехническое строительство", 1970. N 12.

10. Негрей С.Г., Негрей Т.О., Чепига Д.А. Методичні вказівки до проведення практичних та самостійних занять з курсу «ОХОРОНА ГІРНИЧИХ ВИРОБОК» – Покровськ: ДонНТУ, 2020, 83 с.

11. Проект «На буріння водоспускних свердловин для спуску води зі старих виробок 10-ї північної лави ухилу №1 пласта l₂'», ш. Україна, м. Українськ – 2019, 7 с.

12. Инструкция по безопасному ведению горных работ у затопленных выработок .Л.: ВНИМИ, 1984. 66 с. Москва 1984.

13. Н.Н.Гавриш, В.И.Пилюгин. Методические указания к курсовому и дипломному проектированию по курсу “Управление состоянием породного массива” (раздел “Подготавливающие и подготовительные выработки”) для студентов специальностей 7.090301 всех форм обучения – Донецк: ДонГТУ, 2001, - 102 с.

14. Про затвердження Правил безпеки у вугільних шахтах : Наказ Держ. ком. України з пром. безпеки, охорони пр. та гірн. нагляду від 22.03.2010 р. № 62 : станом на 31 жовт. 2014 р.
URL: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z0398-10#Text>.