

ДВНЗ «Донецький Національний Технічний Університет»
(повне найменування вищого навчального закладу)

Факультет «Гірничий»
(повне найменування інституту, назва факультету)

Кафедра «Розробки 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: «Розробка комплексу заходів спрямованих на зниження зольності рядового вугілля пласта h_{10} на шахті «Центральна» ДП «Мирноградвугілля»

Виконала: студентка 2 курсу, групи РККзм-19

напряму підготовки (спеціальності) 184 «Гірництво», спеціалізація «Розробки родовищ корисних копалин»
(шифр і назва напряму підготовки, спеціальності)

Козирева Г.В. _____
(прізвище та ініціали) (підпис)

Керівник проф. каф. РРКК, д.т.н., Сахно І.Г. _____
(посада, наук. ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали) (підпис)

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

*Засвідчую, що у цій кваліфікаційній
роботі немає запозичень з праць інших авторів без відповідних посилань.
Студентка Козирева Г.В. _____
(підпис)*

Покровськ – 2021

ДВНЗ «Донецький Національний Технічний Університет»

Факультет Гірничий

Кафедра Розробка родовищ корисних копалин

Освітньо-кваліфікаційний рівень (освітній ступінь) магістр

Напрямок підготовки (спеціальність) 184 «Гірництво»

З А Т В Е Р Д Ж У Ю

Завідувач кафедри

/Єфремов І.О./

“ ” 2021 року

З А В Д А Н Н Я

НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРУ

Козирева Ганна Володимирівна

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи: Розробка комплексу заходів спрямованих на зниження зольності рядового вугілля пласта h_{10} на шахті «Центральна» ДП «Мирноградвугілля»

керівник роботи Сахно Іван Георгійович, д.т.н.,

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

затверджені наказом № від “ ” 2021 року

2. Строк подання студентом роботи 15 травня 2021 року

3. Вихідні дані до роботи матеріали переддипломної практики

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити: загальна характеристика шахти «Центральна», аналіз сучасного стану шахти, аналіз причин високої зольності на підприємстві, розробка варіантів зниження зольності, аналіз результатів

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

викопіювання з плану гірничих виробок, результати розрахунків, паспорт кріплення і управління покрівлею в лаві, результати порівняльного аналізу

6. Консультанти розділів роботи

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

7. Дата видачі завдання 10 березня 2021 року

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ n/n	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи	Примітка
1	СТИСЛА ХАРАКТЕРИСТИКА Ш. «ЦЕНТРАЛЬНА» ДП «МИРНОГРАДВУГІЛЛЯ»		
2	ВИЯВЛЕННЯ ПРИЧИН ВИСОКОЇ ЗОЛЬНОСТІ ВУГІЛЛЯ НА ПІДПРИЄМСТВІ		
3	АНАЛІЗ НАЙБЛИЖЧИХ ПЕРСПЕКТИВ ДОРОБКИ ПЛАСТА h_{10}^1 І ПРОГНОЗ МОЖЛИВОЇ ЗОЛЬНОСТІ		
4	РОЗРОБКА КОМПЛЕКСУ ЗАХОДІВ ЩОДО ЗНИЖЕННЯ ЗОЛЬНОСТІ РЯДОВОГО ВУГІЛЛЯ		
5	Оформлення роботи і підготовка до захисту		

Студент

_____ Козирева Г.В.
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник роботи

_____ Сахно І.Г.
(підпис) (прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Козирева Г.В. Розробка комплексу заходів спрямованих на зниження зольності рядового вугілля пласта h_{10} на шахті «Центральна» ДП «Мирноградвугілля» / Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «магістр» за спеціальністю 184 «Гірництво». – ДВНЗ ДонНТУ, Покровськ, 2021.

Магістерська робота присвячена вирішенню актуального завдання обґрунтування комплексу заходів, спрямованих на зниження зольності рядового вугілля при забезпеченні сталої роботи підприємства за рахунок власних технологічних можливостей.

Після аналізу технологічного циклу видобутку вугілля було встановлено, що підприємство видобуває менше вугілля ніж може за ресурсною базою. Аналіз показників якості вугілля свідчив, що зольність товарної продукції становила більше 41%. При цьому в якості засобу боротьби з підвищеною зольністю використовували породовиборку в ручному режимі. Це не давало суттєвого результату підвищення якості вугілля.

Аналіз перспективного плану розвитку шахти «Центральна», розробленого підприємством вказує, що основна увага в ньому приділена підвищенню рівня видобутку вугілля, при цьому показники якості вугілля становляться ще гірші ніж по факту, що пов'язано з характеристикою обраного обладнання. Проведений аналіз причин підвищення зольності дозволив сформулювати два перспективні напрямки боротьби з цим явищем: заміну техніки виймання вугілля і проведення заходів з зміцнення несправжньої покрівлі.

Обрано механізований комплекс 1МКД-90 з комбайном 1КА-90, що може працювати без присічки порід. Обрано спосіб зміцнення порід покрівлі смолами, запропонована технологія ведення робіт і розраховані параметри технологічної схеми. Розрахункова величина зниження зольності становить 16,3%. Розрахунок підтвердив економічну ефективність запропонованих заходів, вигода від впровадження заходів становить 257 грн/т.

Ключові слова: лава, вугілля, розробка, шахта, зольність.

ABSTRACT

Kozyreva G.V. Development of a set of measures aimed at reducing the ash content of ordinary coal layer h_{10} at the mine "Centralnaya" SE "Mirnogradugol"/ Graduation qualifying work for obtaining an educational degree «Master» specialty 184 "Mining". - SHEI DonNTU, Pokrovsk, 2021.

The master's thesis is devoted to solving the urgent problem of substantiating a set of measures aimed at reducing the ash content of ordinary coal while ensuring the sustainable operation of the enterprise due to its own technological capabilities.

After analyzing the technological cycle of coal production, it was found that the company produces less coal than it can on the resource base.

Analysis of coal quality indicators showed that the ash content of marketable products was more than 41%. In this case, as a means of combating high ash content used rock sampling in manual mode. This did not give a significant result in improving the quality of coal. The analysis of the long-term development plan of the Central mine, developed by the company, indicates that the main attention is paid to increasing the level of coal production, while the quality of coal becomes even worse than the fact due to the characteristics of the selected equipment.

The analysis of the reasons for the increase in ash content allowed to form two promising areas to combat this phenomenon: the replacement of coal mining techniques and additional measures to strengthen the false roof. The mechanized complex 1MKD-90 with the combine 1KA-90 which can work without cutting of breeds is chosen.

The method of strengthening of roof rocks by resins is chosen, the technology of conducting works is offered and parameters of the technological scheme are calculated. The estimated value of ash reduction is 16.3%. The calculation confirmed the economic efficiency of the proposed measures, the benefit from the implementation of measures is 257 UAH / t.

Key words: longwall, coal, development, mine, ash content.

ЗМІСТ

	ВСТУП	6
1	СТИСЛА ХАРАКТЕРИСТИКА Ш. «ЦЕНТРАЛЬНА» ДП «МИРНОГРАДВУГІЛЛЯ»	8
	1.1 Коротка характеристика вугільної шахти	8
	1.2 Коротка геологічна характеристика	10
2	ВИЯВЛЕННЯ ПРИЧИН ВИСОКОЇ ЗОЛЬНОСТІ ВУГІЛЛЯ НА ПІДПРИЄМСТВІ	15
	2.1 Якість вугілля на шахті «Центральна»	15
	2.2 Технологія робіт по транспортуванню гірничої маси і відванта- ження її в залізнично-дорожні вагони	18
	2.3 Аналіз шахтної технології очисних робіт	20
3	АНАЛІЗ НАЙБЛИЖЧИХ ПЕРСПЕКТИВ ДОРОБКИ ПЛАСТА h_{10}^1 І ПРОГНОЗ МОЖЛИВОЇ ЗОЛЬНОСТІ	31
4	РОЗРОБКА КОМПЛЕКСУ ЗАХОДІВ ЩОДО ЗНИЖЕННЯ ЗОЛЬНОСТІ РЯДОВОГО ВУГІЛЛЯ	40
	4.1 Основні напрямки покращення якості вугілля на шахті «Центра- льна»	40
	4.2 Існуючі способи зміцнення порід в очисному вибої	40
	4.3 Засоби виймання вугілля з тонких і надтонких пластів	50
	4.4 Розрахунок технічних і технологічних засобів виймання вугілля без присічки порід в умовах шахти «Центральна»	53
	4.5 Заходи щодо зниження експлуатаційної зольності викликаної за- сміченням вугілля породою від обвалення помилкової покрівлі	64
	4.6 Розрахунок експлуатаційної зольності після застосування запро- понованих заходів	72
	ВИСНОВКИ	77
	СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	78

ВСТУП

Магістерська робота виконана для умов шахти «Центральна» ДП «Мирноградвугілля». Підприємство, що розглядається в роботі є збитковим і знаходиться в державній власності. Видобуток вугілля в поточному році ведеться в одному очисному вибої. Шахта видобуває якісне коксівне вугілля з пласта h_{10} , проте характеристики рядового вугілля не задовільні. Основною проблемою, що знижує ціну товарної продукції, і, відповідно, знижує прибуток з реалізації, а відповідно і рентабельність виробництва, є висока зольність.

Тому основним завданням, що вирішується в магістерській роботі є обґрунтування заходів, спрямованих на зниження зольності рядового вугілля. При цьому має бути забезпечена стала робота підприємства і не залучені сторонні технологічні ланцюги і підприємства.

Рішення поставленого завдання ґрунтується на детальному аналізі причин, що призводять до засмічення вугілля породою, огляді технологічних процесів і виявленні можливих шляхів удосконалення технологічних ланок з метою зниження зольності товарної продукції.

Пропонується комплекс заходів, що реалізуються в очисному вибої і організаційні прийоми, які дозволяють вирішити поставлене завдання.

Мета роботи: обґрунтування заходів, що потенційно знижують зольність товарного вугілля, яке видобувається з пласта h_{10} на шахті «Центральна» ДП «Мирноградвугілля».

Завдання:

1. Аналіз гірничо-геологічних і техніко-технологічних умов в яких працює підприємство.
2. Виявлення причин високої зольності вугілля і розробка пропозицій щодо варіантів її зниження.
3. Вибір заходів зниження зольності, розрахунок їх параметрів і доведення їх ефективності.

Методи дослідження. Під час написання магістерської роботи були використані загальноновживані методи аналізу і синтезу, а також метод інженерних розрахунків.

Структура та обсяг роботи. Робота складається зі вступу, 4 розділів, висновків, списку використаних джерел з 24 найменувань; містить 70 сторінок основного тексту, 23 рисунків, 17 таблиць, загальний обсяг роботи складає 80 сторінок.

1. СТИСЛА ХАРАКТЕРИСТИКА Ш. «ЦЕНТРАЛЬНА» ДП «МИРНОГРАДВУГІЛЛЯ»

1.1 Коротка характеристика вугільної шахти

Шахта «Центральна» введена в експлуатацію в 1911 році. Виробнича потужність на 2020 рік - 70 тис. тон, проектна - 700 тис. тон. Остання реконструкція шахти була проведена в 1959-1964 р. р.

Шахта надкатегорійна, загрозна за викидами вугілля та газу. Абсолютна метанообільність - $1,05 \text{ м}^3/\text{хв.}$, відносна $43,82 \text{ м}^3/\text{т.}$

Розміри шахтного поля шахти «Центральна»: по простяганню 5,7 - 6,6 км; по падінню 3,4 - 4,0 км; площа - 24 км^2 . Шахтне поле розкрите шістьма вертикальними стволами і капітальними квершлагами на горизонтах 400 м і 622 м (пласти Алмазної і Каменської світ).

Горизонти 400 м і 622 м розкриті скіп-клітьовим стволом №2, скіповим стволом №2 біс, північним вентиляційним стволом і стволом №3.

Навколостовбурний двір горизонту 400 м використовується для вентиляції. Навколостовбурний двір горизонту 622 м служить для видачі вугілля, породи і виконання допоміжних операцій з приймання та відправлення матеріалів і устаткування. У дворі розташавано: комплекс головного водовідливу, ЦПП, депо акумуляторних електровозів з преосвітними підстанціями, склад ВМ, вироблення чистки зумпфів стволом №2 і №2 біс, вугільні перекидачі, а також камери очікування і медпункту. Раніше від працюваний горизонт 217 м розкритий стволами №1 і №1 біс. У приствольному дворі горизонту 217 м розташовується комплекс перекачувальних водовідливу.

Стовбур №1 біс круглого перетину (діаметром 5,2 м) пройдений до глибини 217 м, служить для видачі вихідного струменя повітря. Скіповий ствол №2 біс круглого перетину (діаметр - 6,0 м) пройдено до глибини 691 м з

зумпфом. Стівбур обладнаний двома вугільними скипами, служить для видачі вихідного струменя повітря, сходових відділенням запасного виходу.

Стівбур №2 круглого перетину (діаметр 6,0 м), пройдений до глибини 650м з зумпфом. Обладнаний грузолюдским і породним підйомами, служить для подачі в шахту свіжого струменя повітря.

Стівбур №1 круглого перетину (діаметром 4,2м) пройдено до глибини 219м. Устя стівбура перекрито глухим залізобетонним полком. Північний вентиляційний ствол круглого перетину (діаметром 5,0м) пройдено до глибини 400м. Зупинено 23.08.2009 року. Устя стівбура перекрито глухим залізобетонним перекриттям, відрізано від існуючих виробок глухими перемичками.

Стівбур №3 круглого перетину (діаметр - 6,0 м), пройдений до глибини 645м з зумпфом. Устя стівбура перекрито глухим залізобетонним полком, відрізано від існуючих виробок-ток глухими перемичками.

Схема підготовки шахтного поля - панельна. У затверджених межах шахтного поля пласти Алмазної і Каменської звити відпрацьовуються на відкаточний горизонт 622м в бремсбергових і ухил полях, які розділені по простяганню на три панелі: північну, центральну і південну. Підготовка панелей здійснена трьома похилими виробками (ухил або бремсберг, людським і вантажним ходками).

Розтин виконаний вертикальними стівбурами і капітальними квершлагами на гор. 400м і 622 м. Схема підготовки шахтного поля - панельна, система розробки – довгими стівпами по простяганню.

Програмою розвитку на 2021 рік передбачається забезпечення об'єму видобутку з двох лав:

- бремсбергової лави пласта h'_{10} - 46,0 тис. тон з геологічною потужністю 0,80м та «несправжньою» покрівлею - 0,06 м, що обвалюється вслід за вийманням вугілля та безпосередньою покрівлею - 0,14 м, яка, представлена алевролітом, тріщинуватим з рештками рослин та вугілля, яка частково має тенденцію до обвалювання. Лава обладнана: індивідуальне де

рев'яне кріплення, стійки клинові КСТ, очисний комбайн ІК-101 та конвеєр СП-250. Відпрацювання лави проводиться по стовповій системі розробки на прямий хід. Об'єм підготовчих робіт для відпрацювання лави складає 460м. Вибой будуть проводитися вслід за лавою за допомогою відбійних молотків;

- 2 південної лави пласта h'_{10} - 24,0 тис. тон з геологічною потужністю 0,80м та «несправжньою» покрівлею - 0,06 м, що обвалюється вслід, за вийманням вугілля та безпосередньою покрівлею - 0,14м, яка представлена алевролітом, тріщинуватим з рештками рослин та вугілля, яка частково має тенденцію до обвалювання. Лаву планується оснастити у складі механізоване кріплення ІКД-90, очисний комбайн УКД 200-250 та конвеєр СП-251. Відпрацювання лави буде проводитися по стовповій системі розробки на прямий хід. Об'єм підготовчих робіт для відпрацювання лави 750 м. Вибой будуть проводитися за допомогою прохідницького комбайна.

Транспортування гірничої маси з бремсбергової лави пласта h'_{10} здійснюється скребковим, конвеєром ОП-250, по конвеєрному хіднику бремсбергової лави пласта h'_{10} скребковим конвеєром СП-202 і далі по конвеєрному квершлагу пл. h'_{10} стрічковими конвеєрами до ствола №2 «біс»:

Транспортування гірничої маси з 2 південної лави пласта h'_{10} буде здійснюватися скребковим конвеєром СП-251, по конвеєрному штреку пласта h'_{10} , по конвеєрному хіднику, південному основному конвеєрному штреку пл. h'_{10} та по конвеєрному квершлагі на пл. h'_{10} стрічковими конвеєрами до ствола №2 біс.

Стволи №2 і №2 «біс» пройдені до горизонту 622 м. Свіжий струмінь повітря поступає по стволу №2, випуск витікаючого струменя проводиться вентиляційними стволами №1 «біс», №2 «біс».

Кількість транспортних ступенів від основного горизонту по доставці вугілля, породи, допоміжних матеріалів і людей - одна.

1.2 Коротка геологічна характеристика

На балансі шахти «Центральна» ДП «Мирноградвугілля» п'ять вугільних пластів. Марки вугілля по цих пластам:

$$l_7 - \Gamma_k + \Gamma_{ЖОк},$$

$$l_3 - \Gamma_k,$$

$$l_1 - \Gamma_k,$$

$$k_7 - \Gamma_k,$$

$$h_{10}^1 - \Gamma_P.$$

Для гірничо-геологічного аналізу пласта h_{10}^1 використовувалися матеріали документації по геологорозвідувальним свердловинам № К-1422, К-1876.

Вугільний пласт h_{10}^1 на ділянці, що відпрацьовується складної двохпачечної будови, витриманий по потужності. Залягання пласта слабкохвилясте, пологого падіння $10-14^0$, марки ЖК. Вугільні пачки пласта аналогічні і представлені вугіллям чорним, напівблискучим, шаруватим, тонкополосчатим, плитчастий, простежуються прошарку фюзена і вітрена, середньої міцності 1,5.

Фізико-механічні властивості вугільного пласта h_{10}^1 і бічних порід представлені в таблиці 1.1.

Потужність верхньої пачки 0,40-0,60 м, нижньої - 0,20-0,38 м. Пачки розділені породним прошарком аргіліту грудкуватої текстури з прошарками вугілля потужністю 0,02-0,03 м, міцністю 2-3. Вище очікується залягання «помилкової покрівлі» - аргіліт інтенсивно перем'ятий, тріщинуватий, вельми нестійкий Б1, схильний руйнуватися слідом за виїмкою вугілля, міцністю 2-3, потужністю 0,07-0,10м.

Загальна геологічна потужність вугільного пласта становить 0,79-0,90м. Контакти вугільного пласта з бічними породами чіткі, зчеплення слабке. Безпосередня покрівля представлена малостійким Б3 алевролітом потужністю 0,80- 5,20 м, слабо тріщинуватим, з включенням сідеритових включень, середньої міцності 4-5. Основна покрівля - піщаник світлосірий, середньозернистий кварцовий на глинистому цементі, слабководоносний,

середньообрушаємий А2, потужністю 5,5-12,3 м, міцністю 6-7. Капіж з покрівлі очікується незначний до $0,5\text{м}^3 / \text{год}$.

Таблиця 1.1 – Фізико-механічні властивості вугільного пласта h_{10}^1

Марка вугілля	Об'ємна вага т/м^3	Кут падіння пласта, град.	δ сж. і кріп. вуг. пл. по Прогод.	Природ. газонос. $\text{м}^3/\text{т.с.б.м}$	Небезпека по			Схильн, до самовозгоран.	Опір вугілля різан кг/см .	Абразивність вугілля мг/км
					взривам. пилу	горним ударам	раптовим викидам			
Жк	1,34	10-14 ⁰	15МПа f-1,5	20	Небезпечний по пилу	Безпечний	Загрозливий з глибини 400м	Не схильний	В зоні неовіджатій. 154-221	62

Безпосередньо в підшві пласта в нижній частині ходка залягає алевроліт сірий дрібнозернистий, слюдистий, горизонтальношаруватий, Середньостійкий ПЗ, міцністю 4-5, потужністю 0,20- 9,7 м. У верхній частині аргіліт слабкий, грудкуватої текстури, з дзеркалами ковзання, при намоканні схильний до пучіння, малостійкий П2, міцністю 3-4, потужністю 0,00-1,60м. Виділення води по підшві очікується до $1-3\text{м}^3 / \text{год}$.

Основна підшва - піщаник світло сірий, середньозернистий, потужністю 11,0-21,3м, міцний 6-7.

Вугільний пласт h_{10}^1 небезпечний по пилу, не схильний до самозаймання, природна газоносність пласта $20,0 \text{ м}^3 / \text{т.с.б.м}$.

Температура порід, що вміщують пласт h_{10}^1 - 25-26⁰.

Таблиця 1.2 – Властивості порід

Потужність, м	Колонка	δ сж. МПа	Опис порід
5,50-12,30		60-70	1. Пісковик - сірий, дрібно- і середньозернистий, слюдистий з вираженою шаруватістю, неоднорідний, з вуглистими включеннями, слабоводоносний, среднеобрушаемый А2, міцністю $f=6-7$.
1,00-5,20		40-50	2. Алевроліт - темно-сірий, дрібнозернистий, слюдистий з вираженою шаруватістю, з відбитками флори і рослинного детриту по нашаруванню, неоднорідний, малостійкий Б3, міцністю $f=4-5$.
0,00-0,11		20-30	3. Алевроліт - темно-сірий, піщано-глинистого складу, тонкошаруватий, сідеритизований, в нижній частині спостерігаються прожилки вугілля, тріщинуватий паралельно нашарування, простежується рідкісний рослинний детрит, зчеплення між шарами слабе, "помилкова" покрівля, вельми нестійка Б1, міцністю 2-3 . Контакт з вугіллям чіткий.
0,79-0,90		15	4. Вугільний пласт h_{10}^1
1,0-9,70 0,00-1,60		40-50 30-40	5. Алевроліт - темно-сірий, піщано-глинистого складу, дрібнозернистий, грудкуватої текстури з відбитками кореневищ рослин, нижче шаруватість горизонтальна, з рослинним детритом і слюдою по нашаруванню, розвинені тріщини різного генезису, міцністю 5-6, стійкий ПЗ. У верхній частині виймальних стовпа безпосередня підосва - аргіліт темно-сірий, на контакті з вугіллям грудкуватої текстури з численними дзеркалами ковзання і відбитками стигмарій, при намоканні схильний до пучіння, нижче скритошаруватий, малостійкий П2, міцність $f=3-4$.
1,00-21,3		60-70	6. Пісковик - сірий, дрібно і середньозернистий, слюдистий, на глинистому цементі з включеннями вуглистої матеріалу, середньої міцності 6-7, слабоводоносний.

На пласті існує загроза за раптовими викидами вугілля і газу з глибини 400 м. Ускладнюючими факторами при проведенні вентиляційного ходка є:

- наявність «помилкової покрівлі» потужністю 0,07-0,10м, вельми нестійка Б1, схильна руйнуватися слідом за виїмкою вугілля;

- висока метаноносності вугільного пласта h_{10}^1 , природна газоносність пласта становить $20 \text{ м}^3 / \text{т с.б.м.}$
- вугільний пласт є загрозливим за раптовими викидами вугілля і газу;
- пласти пісковика покрівлі і підшви пласта низького ступеня викиднебезпечності, наближення останніх до вугільного пласту на відстань до 1,0 м; - при проведенні підготовчих виробок очікується приплив води по підшві до $1\text{-}3 \text{ м}^3 / \text{год}$ - розмокання і пучіння підшви.

2. ВИЯВЛЕННЯ ПРИЧИН ВИСОКОЇ ЗОЛЬНОСТІ ВУГІЛЛЯ НА ПІДПРИЄМСТВІ

2.1 Якість вугілля на шахті «Центральна»

Висока зольність вугілля, в середньому 39,7 %, що видобувається на шахтах України, не може напряду використовуватися ні в енергетичному, ні в коксохімічному комплексі. Понад 90 % рядового вугілля потребує збагачення на фабриках із забезпеченням нормативної зольності для енергетичної галузі – 27 %, для коксохімічної – 8,4 %. За сучасними реаліями зольність видобутого вугілля, що надходить на збагачувальні фабрики коливається на рівні 38 – 41 % [1-3].

Не є виключенням і шахта «Центральна». За 9 місяців 2020 року зольність видобутого вугілля по шахті склала 38,4% при плані 36,9%, вміст вологи 4,7% при плані 7,8%, вміст сірки 1,8% при плані 1,9%.

Згідно з шахтними розрахунками очікувана експлуатаційна зольність у 2021 році буде 45,2%, це неприпустимо високий показник. Приклади розрахунку зольності по двом пластовим пробам наведено в табл. 2.1-2.4

Таблиця 2.1 – Розрахунок зольності по бремсб. і 2 південній лаві пл. h_{10}^1

2 південна лава h_{10}^1	27	41,3
Бремсб. лава h_{10}^1	80,4	41,5
Очисна	107	41,5
Вент. ходок. бремсб. лава. h_{10}^1		
Конв. ходок. бремсб. лава. h_{10}^1	12,6	67,1
підготовча	12,6	67,1
Всього	120	44,2

Таблиця 2.2 – Розрахунок зольності по пластовій пробі № 592 – бремсб. лава і вент. ходок пл. h_{10}^1

Беспос. покрівля	0,14	2,62	92,5
Покрівля	0,06	2,31	80,5
ПД ₁	0,07	1,43	18,3
ПД ₂	0,06	2,29	79,2
ПД ₃	0,26	1,33	5,5
ПД ₄	0,02	2,23	78,7
ПД ₅	0,39	1,37	10,2
підшва	0,005	2,44	83,1
ПД	0,80	1,45	20,3
Експлуатаційна	1,005	1,67	41,5
Гранична			49,8
ЧУП	0,72	1,36	9,4

Таблиця 2.3 – Розрахунок зольності по пластовій пробі № 591 конв. ходок бремсбергової лави h_{10}^1

Беспос. покрівля	0,17	2,62	92,8
Покрівля	0,04	2,31	80,5
ПД ₁	0,07	1,43	18,3
ПД ₂	0,06	2,29	79,2
ПД ₃	0,26	1,33	5,5
ПД ₄	0,02	2,23	78,7
ПД ₅	0,37	1,37	10,2
підшва	0,100	2,44	83,1
ПД	0,78	1,45	20,5
Експлуатаційна	1,090	1,76	48,2
Гранична			
ЧУП	0,70	1,36	9,3

Таблиця 2.4 – Розрахунок зольності по 2 південній лаві h_{10}^1

Беспос. покрівля	0,14	2,62	92,8
Покрівля	0,06	2,31	80,5
ПД ₁			
ПД ₂			

ПД ₃	0,38	1,47	21,7
ПД ₄	0,03	2,25	78,3
ПД ₅	0,39	1,37	10,6
підосва	0,005	2,57	89,9
ПД	0,80	1,45	19,9
Експлуатаційна	1,005	1,67	41,3
Гранична			49,6
ЧУП	0,77	1,42	16,3

Після аналізу стає очевидно, що не тільки фактичні, але й прогнозні показники зольності на шахті «Центральна» є неприпустимо високими.

Контроль якості вугілля, що видобувається, в шахті «Центральна» проводиться підземною службою ВТКЯВ у складі підземного майстра. Щоденний контроль здійснюється способом контрольного виміру згідно наказу Мінвуглепрому СРСР № 427 від 20.11.1984 р. У разі потреби проводиться відбір експлуатаційної проби в шахті. Щокварталу, згідно Інструкції про облік видобутку вугілля і готової вугільної продукції, затвердженого наказом Міністра вугільній промисловості України № 529 від 5 грудня 1997р. проводиться відбір проб пластів на дільниці з видобутку вугілля. У підготовчих виробках відбір проб пластів проводиться згідно ГОСТ 9815-75.

Контроль якості відвантаженого вугілля здійснюється у відповідності з вимогами ДСТУ 4096-2002 (ст. СЗВ 752-82) та проводиться службою ВТКЯВ шахти у складі 2 контрольних майстрів, 2 пробовідбірників та гірника поверхні.

Відбір проб проводиться вручну з залізнично-дорожніх вагонів. Оброблення проби проводиться в пробообробній машині МПЛ-150.

Аналіз відібраних проб проводиться центральною вуглехімічною лабораторією ВП «Стандарт» ДП «Мирноградвугілля». Таким чином, процедура відбора проб відповідає вимогам чинних нормативних документів і актів.

2.2 Технологія робіт по транспортуванню гірничої маси і відвантаження її в залізнично-дорожні вагони

Існуючий технологічний комплекс (вугільний і породний) на поверхні шахти розташовується на центральному пром. майданчику, забезпечує прийом, переробку і вантаження в залізнично-дорожні вагони вугілля, що видобувається, а також прийом і транспортування породи у відвал.

Вугільний комплекс складається з наступних вузлів:

- приймальних і вантажних бункерів;
- галерей із стрічковими конвеєрами, що зв'язують між собою технологічні будівлі і споруди;
- аварійного складу вугілля;
- завантаження в залізнично-дорожні вагони і їх зважування.

Обслуговування і ремонт вугільного комплексу проводиться робочими дільниці.

Технологічний комплекс під керівництвом нагляду дільниці: начальника дільниці, заступника і чотирьох майстрів. По факту працює 11 машиністів конвеєра (у зміну 2 машиністи конвеєра проводять ручну породовідбірку – скидають породу на малий породний конвеєр ІЛ-80).

Рядове вугілля, підняте скипами, висипається в приймальний бункер. З приймального бункеру ствола №2 «біс» гірнича маса викачується живильником КЛ-12 на колосниковий гуркіт, де вона розділяється на два класи: клас «+» 100мм - стрічковим конвеєром піднімається у вертикальний колодязь.

На цьому конвеєрі два машиністи конвеєра проводять ручну породовибірку - скидають породу на малий породний конвеєр ІЛ-80.

Гірнича маса класу «-» 100мм по жолобу самопливом рухається на конвеєр ІЛ-1200.

Конвеєром ІЛ-1200 (позиція 568, далі позиція 568) рядове вугілля транспортується на похилий конвеєр ІЛ-1200 (далі позиція «Головний конвеєр») і піднімається до третього поверху сортування.

Накопичене в бункерах вугілля живильниками КЛ-8 подається на стрічковий конвеєр і транспортується на перевантажувальний конвеєр, встановлений так, що повне заповнення ж.д. вагонів по 7-му путі до допустимої вантажопідйомності проводиться безпосередньо на платформі 100-тонних залізнично-дорожніх вагів.

Заповнення акумулюючих бункерів проводиться по наступній схемі: з «Головного конвеєра» гірнича маса по жолобу скидається на стрічковий конвеєр (позиція «Головний»), за допомогою якого транспортується на конвеєр №5, який встановлений над бункерами. На конвеєрі №5 встановлені скидачі. При опусканні будь-якого з них на конвеєр, відбувається скидання вугілля в заповнюваний бункер.

На випадок відсутності порожніх вагонів гірнича маса з «Головного конвеєра» по жолобу самоплив потрапляє на конвеєр КЛ-150 і транспортується на аварійний вугільний склад.

Гірничу масу, що накопичилася на вугільному складі, за допомогою бульдозера через бункер живильником КЛ-10 вивантажується на конвеєр КЛ-150 (позиція 35) і транспортується через перевантаження на конвеєр КЛ-10 (позиція 36). Цим конвеєром (позиція 36) рядове вугілля скидається в бункер №5 з подальшим відвантаженням в залізнично-дорожні вагони на 7-му путі.

Порода ручної породовибірки по жолобах скидається на конвеєр Л-80 і несеться стрічкою на великий породний конвеєр. Цим конвеєром по галереї порода транспортується за допомогою інших конвеєрів в породний бункер ствола №2. Цей породний ланцюжок стрічкових конвеєрів передбачає подачу рядового вугілля в бункери котлів котельної № 1 і №2, розташований на пром. майданчику шахти.

Аналіз вказує, що зміна наведеної технології є недоцільною, оскільки не дозволить істотно вплинути на показники якості вугілля, тому залишаємо цю технологічну ланку незмінною.

2.3 Аналіз шахтної технології очисних робіт

Виїмка вугілля.

Виїмка вугілля в лаві ведеться вручну за допомогою відбійних молотків заходками по простяганню, шириною 0,9м. Забійники і ГРОЗ в заходках працюють по двоє людей. Перед початком роботи робітники зобов'язані оглянути стан бічних порід і кріплення, усунути виявлені порушення, а потім приступити до виконання наряду. Дозвіл на проведення робіт дає гірничий майстер дільниці після перевірки їм робочого місця.

Запас лісу розміщується за третім кріпленням. Порядок виїмки і кріплення:

1. виїмка вугілля на 0,5 м по повстанню і 0,9 м по простяганню пласта;
2. установка тимчасового кріплення (розпил довжиною 1,1 м і двох стійок, підбитих під його край);
3. виїмка вугілля ще на 0,5 м по повстанню і 0,9 м по простяганню пласта;
4. установка постійного забійного кріплення (один розпил довжиною 1,1 м і 2-3 зтяжок по покрівлі, 2 стойки).

Відбите вугілля навалюється в ручну лопатами на рештачний став конвеєра СК-38. Виїмка вугілля виробляється відбійними молотками від низу до верху. Один виробляє виїмку вугілля, другий перекидає вугілля на рештак.

Управління покрівлею, охорона і підтримка підготовчих виробок. Керуючись «Указанием по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок в угольных шахтах», ВНИМИ, 1985г [4], «Технологическими схемами проведения, крепления и охраны выработок, сохраняемых позади очистного забоя на пологих и наклонных пластах

Донбасса», ДонУГИ, Донецк, 1984 г. [5] «Руководству управления кровлей и крепления в очистных забоях на угольных пласта с углом падения до 350» СОУ – П 10.1 – 00185790 – 020:2012 [6], приймаємо такі технологічні параметри:

1. До первинної посадки основної покрівлі - управління покрівлею повне обвалення з залишенням кострів у виробленому просторі. Костри викладаються в міру посування очисного забою (рис. 2.1).

2. Після первинної посадки - управління покрівлею повне обвалення (рис. 2.2).

Для охорони і підтримки сполучення вентиляційного ходка бремсберговой лави пл. h_{10}^B і конвеєрного ходка бремсберговой лави пл. h_{10}^B встановлюються непереносні костри позаду лави у виробленому просторі, бутова смуга по простяганню пласта, органний ряд, посилення рамного кріплення штреку дерев'яними стійками.

Нижній привід встановлюється на сполученні лави з конвеєрним ходком, закріплюється упорними стійками від можливого входу за простиранням. Верхній привід встановлюється на рівні зменшення лави з вентиляційним ходом.

Перенос конвеєра здійснюється в наступному порядку:

Вибивається середня стійка під розпилом 2,0 м. Розкріплюється і переноситься натяжна головка. Після передвижки головки на 1,0 м встановлюється демонстрована стійка. Після встановлення та кріплення натяжної головки, демонструються вручну ланцюги та складаються на третій стійці від забою лави, на друге кріплення переносяться та складаються рештаки. Після настилки рештачного ставу та переноски ланцюгів, розкріплюється і передвигається приводна головка і кріпиться упорними стійками аналогічно нижній головці. Упорні стійки ставляться в лунки по глибині не менше 0,2 м. Коли встановлена приводна головка, переноситься холостий ланцюг за допомогою приводної головки та з'єднується в кільця.

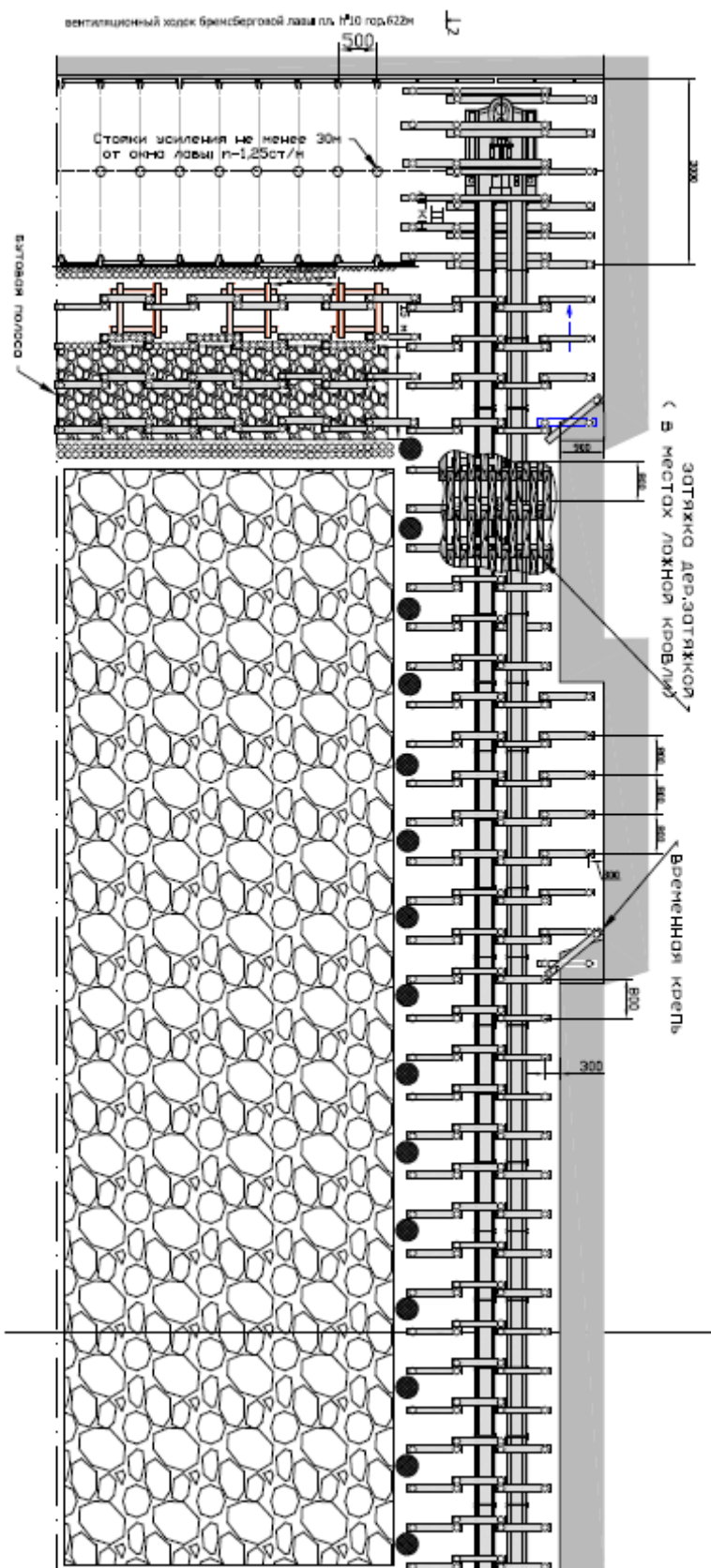


Рисунок 2.2 – План лавы після первинної посадки основної покрівлі

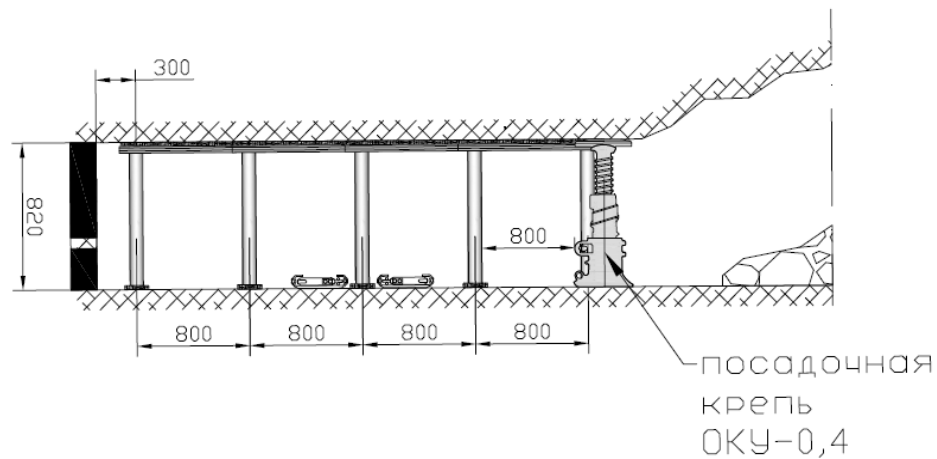


Рисунок 2.3 – Перетин очисного вибою

Натяжіння ланцюга виробляється за допомогою натяжного пристрою на нижній головці вручну. Поєднання - роз'єднання та натягування лагцюга виробляється тільки при вимкненому та обесточеному приводі конвейєра.

У кінці кожної зміни здійснюється огляд кріплення натяжної та приводної головок, а також огляд стану настилки рештатного ставу.

У місцях установки приводної і натяжної головок в комплектах кріплення по покрівлі в якості верхняка використовується брус $3,0 * 0,05 * 0,14$ м і встановлюються внахлест поруч один з одним так, щоб перекривали простір над головками і при перенесенні головок на нове місце установки при демонтажі стійок кріплення "верхняк" утримувався не менше ніж двома стійками. В кінці кожної зміни необхідно вимикати пускові кнопки конвеєра і блокувати їх від можливості самовключення.

При перенесенні конвеєра рештаки потрібно пересувати і настилати обережно, уважно стежити за тим, щоб запобігти пошкодженню кабелів і не заподіяти ударів знаходяться поруч робочим. Під час перенесення конвеєра забороняється приєднувати і від'єднувати кабелі, розкривати і вимикати електродвигуни та їх пускачі. Під час перенесення конвеєра необхідно уважно стежити за станом кріплення, підосви, покрівлі та в разі необхідності встановлювати додаткову кріплення. Забороняється вибивати кріплення без дозволу особи технічного нагляду.

Конвеєр необхідно настилати прямолінійно, натягну і приводную головки кріпити відповідно до паспорта. Перед перенесенням верхньої головки конвеєра робочий зобов'язаний випробувати покрівлю, де буде встановлюватися головка: роботи по пересуванні головок конвеєра повинні проводитися під безпосереднім керівництвом особи технічного нагляду.

Основні технічні показники очисного вибою наведені в таблиці 2.5.

Таблиця 2.5 – Технічні показники відпрацювання виїмкових ділянок бремсбергової лави пл. h_{10}^1

№ п/п	Показник	Значення
1.	Система розробки	Суцільна система розробки (прямий хід) місце розташування та межі виїмкової ділянки передбачають відпрацювання вугільного цілика між виробками що готують - вентиляційним хідником бремсбергової лави пл. h_{10} гор. 622м і конвеєрним ходком бремсбергової лави пл. h_{10}^1
2.	Довжина лави, м	140
3.	Довжина виїмкового поля, м	1000
4.	Глибина работ, м	622
5.	Кут падіння пласта, град.	12-14
6.	Потужність пласта, м:	
	геологічна	0,82
	що виймається	0,82
7.	Небезпека пласта:	
	по пилу	небезпечний
	по ГДЯ	небезпечний
	Схильність до самозаймання	не схильний
8.	Спосіб керування	повне обвалення

№ п/п	Показник	Значення
	покрівлею	
9.	Категорія бічних порід:	
	безпосередня покрівля	малостійка Б ₃
	основна покрівля	середнього обвалення А ₂
	підшви	стійка П ₃
10.	Тип кріплення	Індивідуальна
11.	Виймання вугілля	МО-2Б
12.	Тип конвеєра лави	СК-38
13.	Кріплення сполучення	інвентарне
14.	Напрямок виймання вугілля	Знизу-вверх
15.	Ширина заходки, м	0,9
16.	Число змін з видобутку	3
17.	Швидкість посування вибою, м/добу	1,4
18.	Схема провітрювання:	1-В-Н-Г-ВТ
19.	Навантаження на лаву, т/добу:	
	нормативне	229
	тах по газовому чиннику	
	запланована	229
20.	Використання гірських виробок	вентиляційний ходок бремсбергової лави пл. h_{10}^1 гор.622м - у міру посування лави конвеєрний ходок бремсбергової лави пл. h_{10}^1 гор.622м - у міру посування лави буде проводитися з випередженням.
21.	Форма і розміри поперечного перерізу:	
	Перетин в світлі, м ²	3,25(4,1)
	Ширина в світлі, м	4,64(5,0)
	Висота в світлі, м	0,7(0,82)
	Затягування боків і покрівлі	дерев'янна затяжка
	Щільність кріплення, рам /м	1,25

№ п/п	Показник	Значення
22.	Доставка матеріалів	1Л-80, 1Л-100 лебідки ЛГКН, ЛШВ доставочний посуд «волокуша»
23.	Транспорт вугілля:	
	по дільничним виробкам	Скребкові конвеєри СП202№1 (L-100 м) 1Л-80№1, 1Л-100 №2
	до скіпового ствола	1Л-100

Таблиця 2.6 – Опис паспорта кріплення і управління покрівлею після посадки основної покрівлі

Технологічна зона	Тип схеми, модуля	Матеріали і обладнання
Лава		
I	бу.Д з.д. П _{об.} л.	індивідуальне кріплення: 1. стойки КСТ або дерев'яні стойки Ø=100-140мм 2. шпальний брус – 1,0м
II	У ₂	1.посадочне кріплення «Супутник» 2. шпальний брус – 1,0м
Конвеєрний штрек		
IV, V	бу.Д л, з.д.	індивідуальне кріплення: 1.стойки КСТ або дерев'яні стойки Ø=100-140мм 2.шпальний брус –1,0 і 3,0м
VI	О ₁ , К _к ⁴ Б _р	1. дерев'яні стойки Ø=100мм 2. шпальний брус – 1,0м 3. бутова полоса зводиться вручну
VII, VIII, IX	схема №6, л.	1. дерев'яні стойки Ø=180-200мм 2. лежні з відрізків шпального бруса
Вентиляційний штрек		
IV, V	бу.Д л, з.д.	бу.Д л, з.д.
VI	О ₁ , К _к ⁴ Б _р	О ₁ , К _к ⁴ Б _р
VII, VIII, IX	схема №6, л	схема №6, л
Умовні позначки:		

бу. Д	узкозахватная технологія виїмки - 0,9м, засоби кріплення: стійки тертя, дерев'яні стійки $\varnothing = 100\text{мм}$
П _{об}	управління покрівлею повне обвалення з залишенням рідкісних багать у виробленому просторі
У ₂	технологічна схема управління покрівлею з посиленням останнього ряду кріплення на кордоні робочого простору
п.к.	присічки підшви
з.д.	затяжка покрівлі деревом в місцях помилкової покрівлі
л.	установка стійок на дерев'яні лежні
О ₁	органний ряд

При відпрацюванні запасів вугілля бремсбергової лави пласта h_{10}^1 гор. 622 м використовують вентиляційний ходок бремсбергової лави пласта h_{10}^1 гор. 622 м для випуску вихідного струменя повітря і конвеєрний ходок бремсбергової лави пласта h_{10}^1 гор. 622 м для транспортування гірської маси (рис. 2.4).

Кріплення конвеєрного ходка бремсбергової лави пласта h_{10}^1 гор. 622 м, здійснюють металевим арочним кріпленням КМП-А3 перетином в проходці $S_{пр} = 17,9 \text{ м}^2$, перетином у світлі $S_{св.} = 15,5 \text{ м}^2$ із затягуванням покрівлі та боків виробки дерев'яним затягуванням (рис. 2.5).

Щільність установки рам кріплення - 2 рам./п.м. Кріплення вентиляційного ходка бремсбергової лави пласта h_{10}^1 гор. 622 м.

Кріплення - металеве, за формою відноситься до арочного. Щільність установки рам кріплення - 2 рам./п.м.; перетином в проходці $S_{пр} = 12,7 \text{ м}^2$, перетином у світлі $S_{св.} = 11,2 \text{ м}^2$.

При відпрацюванні лави. Проведення вентиляційного ходка бремсбергової лави пласта h_{10}^1 гор. 622 м, при відпрацюванні здійснюється паралельно веденню очисних робіт в лаві. Проведення вентиляційного ходка бремсбергової лави пласта h_{10}^1 гір. 622 м передбачено по породному забою. При цьому спочатку виймається вугільний пласт.

Проведення вентиляційного ходка бремсбергової лави пласта h_{10}^1 гор. 622 м здійснюється за допомогою БПР або відбійних молотків МО з перекиданням 12 м відбитої гірничої маси в бутову смугу. Бутова смуга 15 м по простяганню пласта.

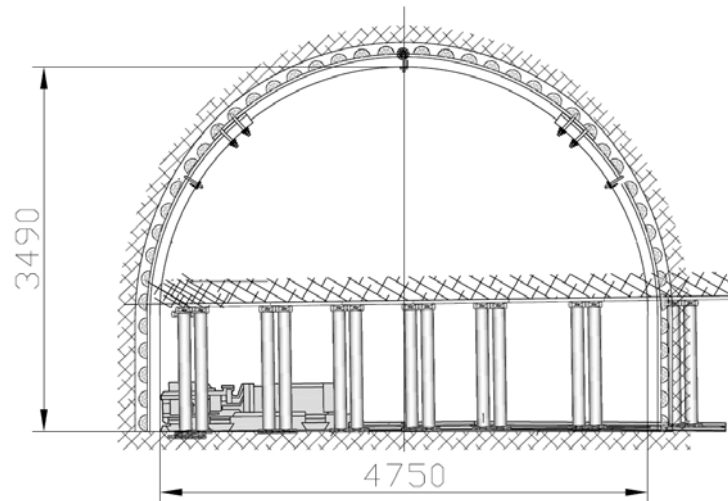


Рисунок 2.4 – Перетин вентиляційного хідника

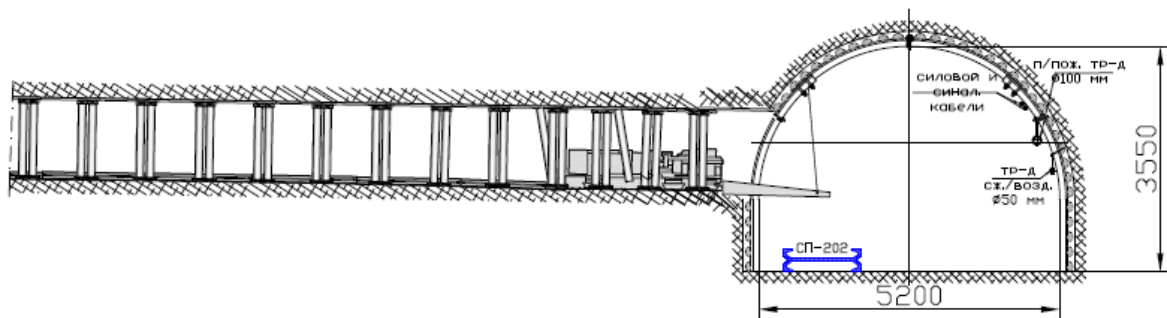


Рисунок 2.5 – Перетин конвеєрного хідника

Проведений аналіз технологічної схеми очисних робіт дозволяє дійти висновку, що з точки зору прийнятих технологічних рішень (в умовах обмеженого фінансування) паспорт кріплення і управління покрівлею відповідає вимогам нормативних документів. Штучна присічка порід в процесі видобутку не передбачена паспортом, тобто антропогенний і техногенний фактори не впливають на високу зольність.

Відносно існуючого паспорту кріплення і управління покрівлею можуть бути запропоновані більш сучасні технічні машини і технологічні рішення (довжина лави, система розробки тощо), однак всі ці рішення вимагатимуть інвестицій, які для підприємства є маловірогідними.

Проведений детальний аналіз поточної технології видобутку вугілля дозволив дійти висновку, що факторами, потенційно підвищуючими зольність при видобутку вугілля є:

1. Наявність «несправжньої покрівлі» - аргіліту дуже нестійкого Б1 , який обвалюється слідом за виїмкою вугілля потужністю 0,04-0,115м.
2. В лаві вугільний пласт h_{10}^1 складної будови. Вугілля чорне, напівблискуче, тріщинувате, тонкошарувате, середньої міцності = 1,5.
3. У бремсберговій лаві пл. h_{10}^1 вугільні пачки розділені двома породними прошарками - алевролітом, потужність першого 0,06-0,08 м, другого 0,02-0,04 м.
4. Спільне транспортування гірничої маси з підготовчих вибоїв пласта h_{10}^1 , які проводяться на випередження весь час відпрацювання лав пласта h_{10}^1 .

3. АНАЛІЗ НАЙБЛИЖЧИХ ПЕРСПЕКТИВ ДОРОБКИ ПЛАСТА h_{10}^1 І ПРОГНОЗ МОЖЛИВОЇ ЗОЛЬНОСТІ

Найближча перспектива шахти пов'язана з роботою 2 лав: бремсбергової лави і 2 південної лави.

Викопіювання з планів гірничих виробок для вказаних лав наведено на рис. 3.1, 3.2.

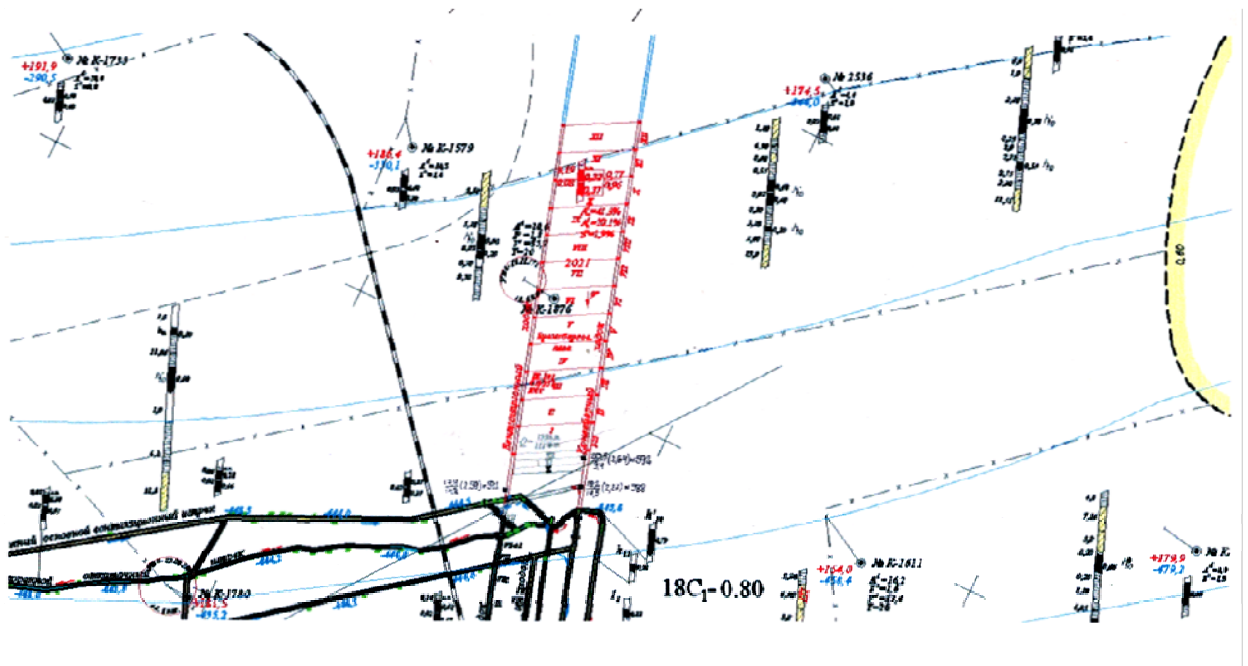


Рисунок 3.1 – Викопіювання з плану гірничих виробок пласта h_{10}^1 для бремсбергової лави

В бремсберговій лаві видобуток вівся в 2020 році і ведеться зараз. Як зазначалось в попередньому розділі в лаві використовується ручна виїмка, відбійними молотками. Проектом шахти передбачається переобладнання лави, впровадження комбайну - 1К-101 і заміна конвеєра на СП-250, оскільки комбайн не може працювати з рами конвеєра, що використовується зараз на шахті. Проте індивідуальне кріплення відповідно до наведеного в попередньому розділі паспорту залишається.

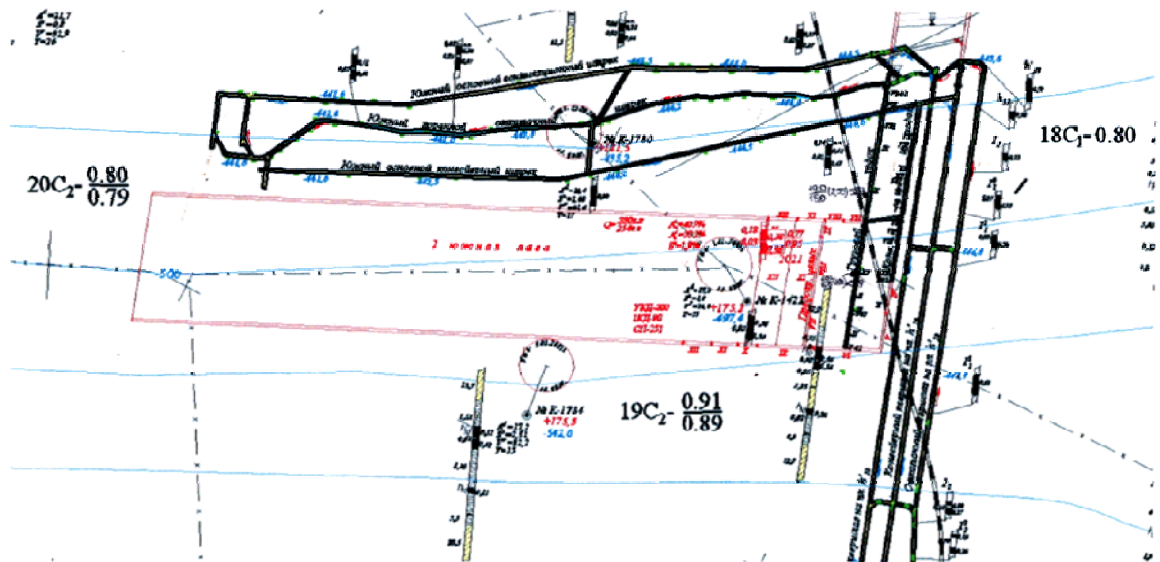


Рисунок 3.2 – Викопіювання з плану гірничих виробок пласта h_{10}^1 для 2 південної лави

2 південна лава запроектована до введення в разі наявності відповідних інвестиційних надходжень. Планується обладнати лаву комбайном -УКД-200/250, конвеєром СП-251, мех. комплексом - 1КД-90. При цьому можливий перехід на стовпову систему розробки, хоча попередній план, зображений на викопіюванні має суцільну систему.

Визначення середньої величини «несправжньої» та безпосередньої покрівлі у бремсберговій та 2 південній лав пласта h_{10}^1 , які плануються до відпрацювання у 2021 року по ВП «Шахта «Центральна» ДП «Мирноградвугілля»

Очікувана потужність «несправжньої покрівлі» на 2021 рік по бремсберговій лаві пл. h_{10}^1 спостерігається повсюдно на середню потужність 0,06м.

Очікувана потужність «несправжньої покрівлі» на 2021 рік по бремсберговій лаві пл. h_{10}^1 спостерігається повсюдно на середню потужність 0,06м.

$$m_{cp} = \frac{0,06 + 0,07 + 0,04 + 0,07 + 0,05 + 0,08}{6} = 0,06\text{м}$$

Вся величина «несправжньої покрівлі» буде обвалюватися слідом за вийманням вугілля, так як представлена дуже нестійким Б1 аргілітом на переважній частині площі лави, що призведе до засмічення вугілля.

Крім того, спостерігається обвалення порід безпосередньої покрівлі середньої потужності 0,14 м.

$$m_{\text{cp}} = \frac{0,16 + 0,10 + 0,18 + 0,15 + 0,12 + 0,13}{6} = 0,14\text{м}$$

Очікувана потужність «несправжньої покрівлі» на 2021 рік у 2 південній лаві пл. h'_{10} спостерігається повсюдно на середню потужність 0,06м.

$$m_{\text{cp}} = \frac{0,05 + 0,08 + 0,06 + 0,07 + 0,03 + 0,08}{6} = 0,06\text{м}$$

Вся величина «несправжньої покрівлі» буде обвалюватися слідом за вийманням вугілля, так як подана дуже нестійким Б1 аргілітом на переважній частині площі лави, що призведе до засмічення вугілля. Крім того, спостерігається обвалення порід безпосередньої покрівлі середньої потужності (0,14м).

$$m_{\text{cp}} = \frac{0,14 + 0,12 + 0,17 + 0,16 + 0,10 + 0,15}{6} = 0,14\text{м}$$

Розрахунок експлуатаційної зольності на 2021 рік по ВП «Шахта «Центральна».

Бремсбергова лава пласта h_{10}^1

Видобуток = 46,0 тис.т

Спосіб виїмки - 1 К101

кріплення - стійки клинові КСТ, шпальний брус,

посадочне кріплення «Спутник».

$m_{\text{пл}} - 0,80 \text{ м}$	$d_{\text{пл}} - 1,45 \text{ т/м}^3$	$A_{\text{пл}}^d - 20,3\%$
$m_{\text{«неспр.» покр.}} - 0,06 \text{ м}$	$d_{\text{покр}} - 2,31 \text{ т/м}^3$	$A_{\text{покр}}^d - 80,5\%$
$m_{\text{беспос. покр.}} - 0,14 \text{ м}$	$d_{\text{покр}} - 2,62 \text{ т/м}^3$	$A_{\text{покр}}^d - 92,5\%$
$m_{\text{покр.}} - 0,20 \text{ м}$	$d_{\text{покр}} - 2,53 \text{ т/м}^3$	$A_{\text{покр}}^d - 89,2\%$
$m_{\text{тех.з.}} - 0,005 \text{ м}$	$d_{\text{тех.з.}} - 2,44 \text{ т/м}^3$	$A_{\text{тех.з.}}^d - 83,1\%$

$$A_{\text{експ.1}}^d = \frac{0,80 \cdot 1,45 \cdot 20,3 + 0,2 \cdot 2,53 \cdot 89,2 + 0,005 \cdot 2,44 \cdot 83,1}{0,8 \cdot 1,45 + 0,2 \cdot 2,53 + 0,005 \cdot 2,44} = 41,5\%$$

2 південна лава пласта h_{10}^1

Видобуток = 24,0 тис.т

$m_{\text{пл}} - 0,80 \text{ м}$	$d_{\text{пл}} - 1,42 \text{ т/м}^3$	$A_{\text{пл}}^d - 19,9\%$
$m_{\text{«неспр.» покр.}} - 0,06 \text{ м}$	$d_{\text{покр}} - 2,32 \text{ т/м}^3$	$A_{\text{покр}}^d - 80,1\%$
$m_{\text{беспос. покр.}} - 0,14 \text{ м}$	$d_{\text{покр}} - 2,61 \text{ т/м}^3$	$A_{\text{покр}}^d - 91,5\%$
$m_{\text{покр.}} - 0,20 \text{ м}$	$d_{\text{покр}} - 2,52 \text{ т/м}^3$	$A_{\text{покр}}^d - 88,3\%$
$m_{\text{тех.з.}} - 0,005 \text{ м}$	$d_{\text{тех.з.}} - 2,57 \text{ т/м}^3$	$A_{\text{тех.з.}}^d - 89,9\%$

Спосіб виїмки - УКД-200/250

кріплення - 1КД-90

$$A_{\text{експ.1}}^d = \frac{0,80 \cdot 1,42 \cdot 19,9 + 0,20 \cdot 2,52 \cdot 88,3 + 0,005 \cdot 2,57 \cdot 89,9}{0,8 \cdot 1,42 + 0,2 \cdot 2,52 + 0,005 \cdot 2,57} = 41,3\%$$

Підготовчі вибої видобуток = 10,0 т.т, $A_{\text{експл}}^d = 73,4 \%$

Експлуатаційна зольність вугілля по шахті:

$$A_e^d = \frac{D_1 \cdot A_{\text{експл1}}^d + D_2 \cdot A_{\text{експл2}}^d}{D_1 + D_2} - \Delta A_n^d$$

$$A_e^d = \frac{46 \cdot 41,5 + 24,0 \cdot 41,3 + 10,0 \cdot 73,4}{46,0 + 24,0 + 10,0} - 0,2 = 45,2\%$$

$$\Delta A_n^d = \frac{\gamma \cdot A_n^d}{100} = \frac{0,22 \cdot 90,2}{100} = 0,2\% - \text{величина зниження зольності рядового}$$

вугілля за рахунок виїмання породи більше 100 мм, визначений за результатами ситового аналізу.

$$A_{\text{пред}}^d = A_{\text{експл}}^d + 0,2 * A_{\text{експл}}^d = 45,2 + 0,2 * 45,2 = 54,2\%$$

Розрахунок норм масової частки вологи

Бремсбергова лава пл. h_{10}^1

Видобуток - 46,0 тис.т

$$W_r^t = 100 * \frac{10 * 3.0 + 40 * 1.2}{1000 + 40 * 1.2} = 7.4\%$$

2 південна лава пл. h_{10}^1

Видобуток - 24,0 тис.т

$$W_r^t = 100 * \frac{10 * 3.1 + 60 * 1.2}{1000 + 60 * 1.2} = 9.6\%$$

Підготовчі вибої по пласту h_{10}^1

Видобуток - 10,0 тис.т

$$W_r^t = 100 * \frac{10 * 3.1 + 60 * 1.2}{1000 + 60 * 1.2} = 9.6\%$$

$$W_r^{t \text{ ср.}} = \frac{46,0 * 7.4 + 24,0 * 9.6 + 10,0 * 9,6}{46,0 + 24,0 + 10,0} = 8.3\%$$

$$W_t^r \text{ пред.} = W_t^r \text{ ср.} + 0,2 * W_t^r \text{ ср.}$$

$$W_t^r \text{ пред.} = 8,3 + 0,2 * 8,3 = 10,0\%$$

Розрахунок масової частки загальної сірки по шахті.

$$S_{\text{тср.}}^d = S_{\text{тф}}^d + (S_{\text{пл(н)}} - S_{\text{исх}}) = 1,80 + (2,69 - 2,57) = 1,92\%$$

$$S_{\text{пред}} = S_{\text{тср.}}^d + 0,2 * S_{\text{тср.}}^d = 1,92 + 0,2 * 1,92 = 2,30\%$$

Розрахунок виходу летких речовин

$$V_{\text{ср.}}^{daf} = V_{\text{ф}}^{daf} + (V_{\text{пл}}^{daf} - V_{\text{ис}}^{daf}) = 36,5 + (35,2 - 35,2) = 36,5\%$$

Розрахунок вищої теплоти згорання

Вища теплота згорання - 8388 ккал/кг

Нижча теплота згорання - 4729 ккал/кг

Результати розрахунку зольності при впровадженні запланованих заходів наведено в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 Зведений розрахунок експлуатаційної зольності по шахті при реалізації шахтної концепції розвитку гірничих робіт

Символ пласта	h_{10}^1	
Лава	бремсбергова	2 південна
Техніка, що виймає	ІК-101 інд. кріплення	УКД-200/250 ІКД-90
За очисними вибоями		
Видобуток, тис. тон	27,6	0,0
Потужність пласта, м	0,80	0,80
Потужність «несправжньої» покрівлі, м	0,06	0,06
Потужність «несправжнього» підосви, м	-	-
Засмічення по покрівлі, м	-	-
Засмічення по підосви, м	0,005	0,005
Збільшення зольності експлуатаційної частини пласта за рахунок бічних порід на 1 м потужності, %	-	-
Присічка покрівлі, м	0,14	0,14
Присічка підосви, м	-	-
Пластова зольність, %	20,3	16,9
Загальна потужність, що виймається, м	1,01	1,01
Зольність експлуатаційна, %	41,5	36,5
РАЗОМ по очисним:		
Видобуток, тис. тон	27,6	
Пластова зольність, %	20,3	
Зольність експлуатаційна, %	41,5	
За підготовчими вибоями:		

Видобуток, тис. тон	2,4
Зольність, %	73,4
РАЗОМ по шахті:	
Видобуток, тис. тон	30,0
Зольність експлуатаційна, %	44,0
Зниження зольності за рахунок вибірки породи класу крупності + 100 мм, %	0,2
Зольність з урахуванням видалення породи класу крупності + 100 мм, %	43,8
Гранична зольність, %	52,6
Резерв зниження зольності за рахунок заходів поліпшення якості, %	0,5

Ці результати в цілому збігаються з розрахунками виконаними на шахті і наведеними галузевим інститутом, що погоджує ведення робіт.

Результати цих оцінок якості вугілля представлені в табл. 3.2, 3.3.

Таблиця 3.2 – Очікувані показники якості вугілля

Марка згідно з ДСТУ 3472:2015 призначення вугілля		Видобуток вугілля. тис. т	Зольність A^d , %		Загальна сірка S^d_t , %		Загальна волога, W^r_t , %		Вихід летких речовин, V^{daf} , %	Теплота згоряння, ккал/кг	
кокс.	енерг.		експл.	гранич.	сер.	гран.	сер.	гран.		вища Q^{daf}_s	нижча Q^r_i
Діючі в 2020 році											
	ГЖП	70,0	33,4	40,1	1,9	2,3	7,8	10,4	36,8	8352	4668
10.08.-31.12.2020		57,0	41,7	50,0	1,9	2,3	7,8	10,4	36,8	8352	3968
Проект на 2021 рік (по шахті)											
Ж		30,0	43,9	52,7	1,9	2,3	8,3	10,0	36,5	8388	4729
Пропозиції інституту на 2021 рік											
Ж		30,0	43,8	52,6	1,9	2,3	8,3	10,0	35,8	8388	3784

Таблиця 3.3 – Характеристика якості пластів на відпрацьованих і намічених до відпрацювання ділянках По ВП «Шахта «Центральна» ДП «Мирноградвугілля»»

Найменування забоїв	Інд. пласта	Фактичні показники за 9 місяців 2020 року													Очікувані показники на плановий 2021 рік														
		Видобуток		№ акт ів	Потужність, м		D ^d , т/м ³	W ⁱ , %	Зольність, %			S ^t _d , %	V ^d _l , %	У ^l , м	Q ^{daf} _s , ккал/кг	Видобуток		№ акт ів	Потужність, м		D ^d , т/м ³	W ⁱ , %	Зольність, %			S ^t _d , %	V ^d _l , %	У ^l , м	Q ^{daf} _s , ккал/кг
Тис .т.	%	Геол о-гічна	Вий-мальна	A ^d _{пл}	A ^d _ч _{вп}	A ^d _{ек}	Q ^r _i , ккал/кг	Тис .т	%	Геоло-гічна	Вий-мальна	A ^d _{пл}	A ^d _ч _{вп}	A ^d _{ек}	Q ^r _i , ккал/кг														
По шахті		7,0	100		0,75	0,93	1,43	3,1	17,5	14,8	38,4	2,57	35,2	21	8419 4672	30	100		0,80	1,00	1,45	3,0	20,3	9,4	44,1	2,64	35,1	21	8388 4729
																									43,9				
Оновлення Бремсбергової лави	h ₁₀	0,1	1,5	588	0,77	0,94	1,45	3,5	18,2	14,5	36,5	2,27	36,2	21	8419 4672														
Бремсбергова лава	h ₁₀	1,23	17,3	591	0,75	0,93	1,43	3,1	17,4	14,8	36,5	2,59	35,1	21	8419 4672	27,6	92	592	0,80	1,00	1,45	3,0	20,3	9,4	41,5	2,64	35,1	21	8388 4729
2 південна лава	h ₁₀																												
очисна		1,38	18,8		0,75	0,93	1,43	3,1	17,5	14,8	36,5	2,57	35,2	21	8419 4672	27,6	92,0		0,8	1,0	1,45	3,0	20,3	9,4	41,5	2,64	35,1	21	8388 4729
підготовча		5,72	81,2								38,8					2,4	8,0									73,4			

Резервом зниження експлуатаційної зольності є виконання запропонованих підприємству заходів по поліпшенню якості на 2021 рік , що дозволять покращити зольність на 0,5%.

Враховуючі показники якості вугілля і спираючись на результати проведеного аналізу вважаю, що запропоновані рішення є неефективними, оскільки таке незначне зниження зольності не вплине суттєво на економічні показники підприємства. Тому вважаю за необхідно розробити комплекс заходів, що дозволить суттєво знизити зольність рядового вугілля.

4 РОЗРОБКА КОМПЛЕКСУ ЗАХОДІВ ЩОДО ЗНИЖЕННЯ ЗОЛЬНОСТІ РЯДОВОГО ВУГІЛЛЯ

4.1 Основні напрямки покращення якості вугілля на шахті «Центральна»

Природна зольність вугілля в очисному вибої шахти достатньо висока (20,3%), табл. 3.1. Виявлені в попередньому розділі причини підвищення експлуатаційної зольності пов'язані з присічкою бічних порід (0,14м) унаслідок технічної можливості обладнання, що застосовується лаві і обвалення порід покрівлі. Обвалення включають як руйнування несправжньої покрівлі (0,06м), так і локальні вивали безпосередньої покрівлі.

Зниження зольності за рахунок виборки породи фракції +100мм не дає суттєвого результату, тому необхідно розробити технологічні засоби, що будуть попереджати потрапляння породи в загальну гірську масу.

Максимальне засмічення вугілля спостерігається за рахунок присічок бічних порід. Таким чином, шляхом правильного вибору видобувного обладнання по пласту h_{10}^1 можна забезпечити зниження експлуатаційної зольності.

З засміченням вугілля породою від обвалення помилкової покрівлі в при вибійній частині лави можна шляхом зміцнення порід помилковою і безпосередньої покрівлі.

4.2 Існуючі способи зміцнення порід в очисному вибої

Під укріпленням гірських порід в лаві розуміють комплекс мір, направлених на ріст стійкості порід над пластом або під ним. Основні групи способів наступні:

- анкерування покрівлі;
- установка штангового кріплення;

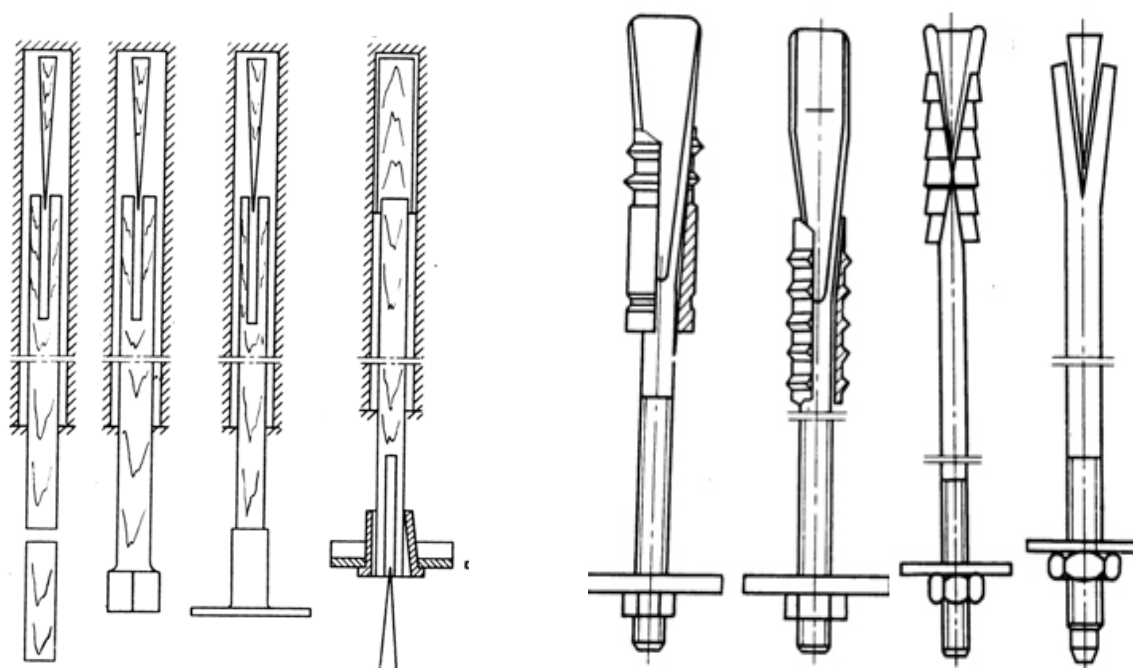
- розпилення бетонування;
- торкретування;
- ін'єкційне зміцнення смолами або іншими в'язучими.

У світі для зміцнення гірських порід в лавах найчастіше застосовують анкерне кріплення, хімічне ін'єкційне зміцнення, розпилення зміцнюючі сумішей, заповнення порожнин над кріпленням.

У виробках, що прилягають до оброблюваної поверхні та безпосередньо в лаві, найбільш розповсюджені методи хімічної фіксації анкерів за допомогою полімерних смол та впорскування зміцнюючих зміцнювальних сумішей.

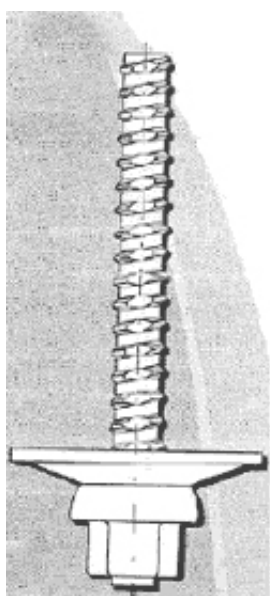
Укріплення гірських порід ще з 80-х років минулого століття використовувалось в Донбасі, що дозволяло зменшити зольність вугілля [7]. Після розпаду СРСР різке скоротився обсяг використання укріплення гірських порід.

Анкерування полягає у зв'язуванні між собою різних породних шарів. В залежності від типу анкерів може бути механічне і хімічне. Відповідно механічне анкерування може бути з попереднім натягуванням і без нього. В лавах як правило використовують анкетування без натягування, і так зване штангування. В цьому випадку стрижні анкерів не фіксуються в виробленому просторі, а просто створюються опору для утримання від обвалення порід покрівлі. Штангування використовуються при великих розмірах породних блоків що відшаровуються від покрівлі. Ці блоки зв'язуються штангами або просто спираються на них не обвалюючись в порожнину виробки. Штанги встановлюються під кутом до 15 градусів до площини нашарування, тобто майже паралельно покрівлі пласта. Довжина штанг може змінюватись від 1,0м до 2,5 м. Штанги встановлюються в шаховому порядку. Хімічне анкетування в лавах використовується лише при розробці пластів великої потужності. В нашому випадку є недоцільним. Типи анкерного кріплення, що використовується для зміцнення наведено на рис. 4.1.

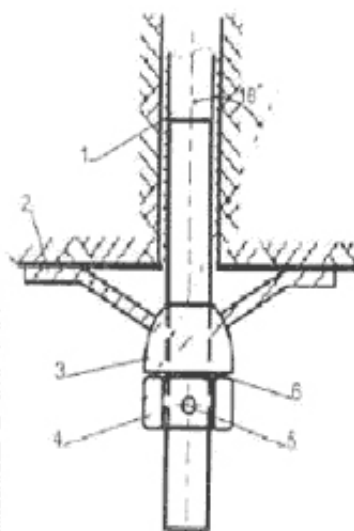


а)

б)



в)



г)



Рисунок 4.1 – Типи анкерного кріплення
а) дерев'яні анкери, б) металеві замкові розпірні анкери, в) армополімерні анкери, г) склополімерні анкери

В умовах слабких порід застосовуються також так звані «гвинтові анкери» які вкручуються в породу. Анкери мають діаметр, більший за діаметр отвору-шпуру. Перевагами цього методу є простота конструкції та механізація установки. Однак в лавах на тонких пластах такі анкери використовувати майже неможливо.

Дон ВУГі розробив метод вдосконаленого зміцнення покрівлі в лавах анкерами, закріпленими по всій довжині поліуретановими сполуками (так зване хімічне закріплення) [8].

Суть методу: у місті відвалу з даху над вугільним пластом про свердлюють два ряди шпурів, нижній під кутом 0-10 градусів, верхній - 45-60 градусів. В отвір доставляються ампули з поліуретановим складом. Далі в отвір під час обертання подається анкер, який руйнує ампули, змішує компоненти суміші. Через 40 секунд суміш піниться, збільшується в об'ємі і через 1... 3 хв застигає, щільно фіксуючи анкер за допомогою масиву. На кінець виступаючого анкера налягаються шайби, гвинтові гайки. Для закріплення анкерів хімічним складом в якості наповнювача використовують поліефір, епоксидну смолу та інші смоли з піском при співвідношенні смола / пісок - 3: 7. Величина адгезії зв'язуючого складу з гірськими породами досягає 2... 3 МПа. Анкери, закріплені хімічними сполуками, довго зберігають свою несучу здатність. Область застосування - тріщинуваті породи, відстань між тріщинами більше 0,25 м, міцність порід на стиск більше 30 МПа.

Цей спосіб також не може бути використаний для запобігання обваленню несправжньої покрівлі в умовах шахти «Центральна», тому, що використовується вже при наявному вивалі. Як варіант такий метод може бути запропонований при розвитку вивалів порід в лаві з безпосередньої покрівлі.

Приклад анкерування порід в лаві наведено на рис. 4.2.

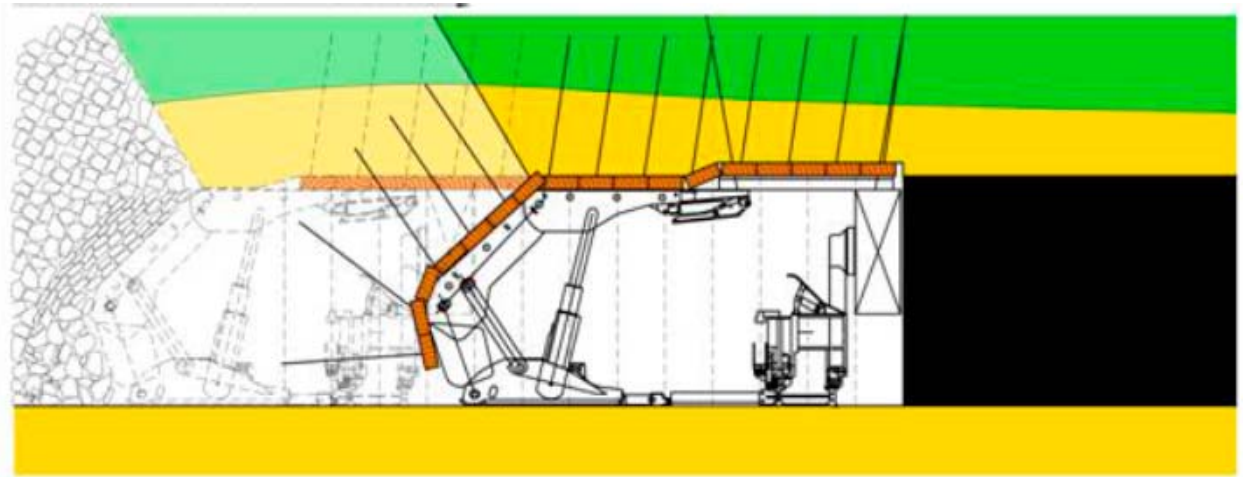


Рисунок 4.2 Анкерування порід в лаві

Суть зміцнення гірських порід хімічним складом (хімічний метод) полягає у примусовому надходженні до тріснутого масиву полімерних смол холодного твердіння, заповнення їх тріщинами та склеювання окремих блоків гірських порід в монолітну масу (рис. 4.3). Застосування хімічних сполук для зміцнення даху в лаві розпочалося також ще у 80-х р минулого століття.

Першою була розроблена та апробована технологія зміцнення карбамідними смолами. Через виявлені під час експериментальних робіт недоліки (усадка після затвердіння, виділення води, висока крихкість смоли після затвердіння, токсичність) вона була призупинена. Почалися удосконалення. Інтенсивно розробляється технологія зміцнення поліуретановими смолами. Сьогодні спостерігається значне зменшення використання цих технологій. Основні причини - недостатнє фінансування вугільних шахт в Україні, їх низька рентабельність, висока вартість сумішей для укріплення та технологічне забезпечення.

Приклад реалізації такої концепції укріплення порід в лаві наведено на рис. 4.3.

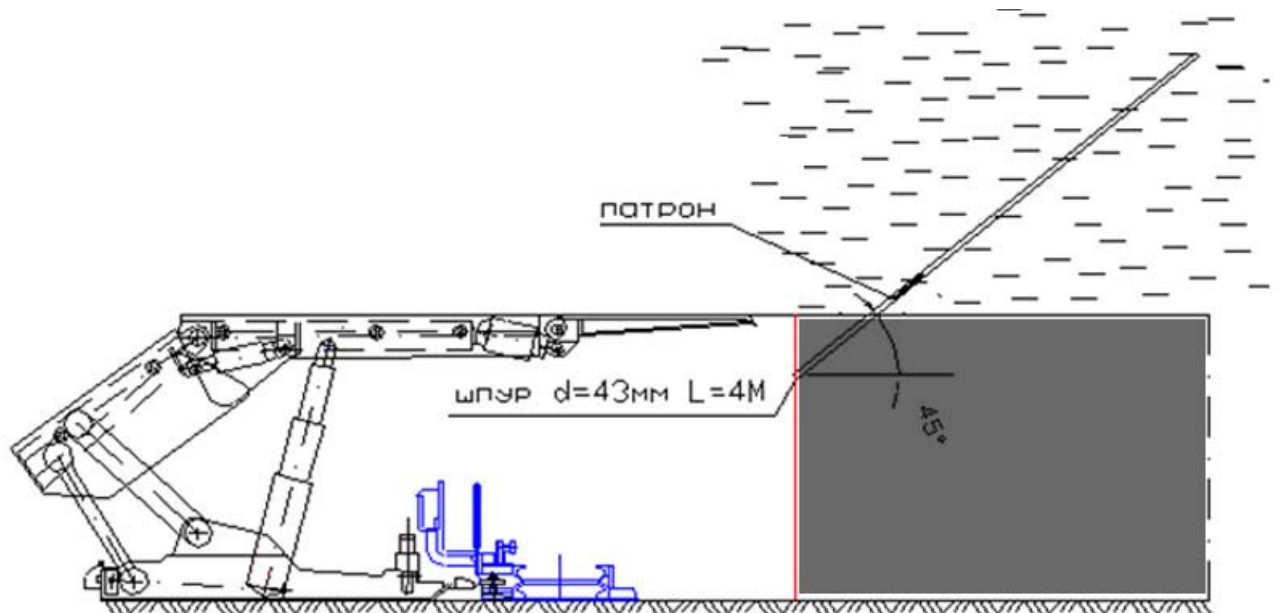


Рисунок 4.3 – Хімічне укріплення порід

На вугільних шахтах України набули поширення суміші вітчизняно виробництва ППУ-328, ППУ-329 з часом твердіння 5...30 хвилин [9]. Для зміцнення вуглепородних масивів широко використовується органо - мінеральна смола WILKIT-E фірми КарбоТехФосрок [10-11]

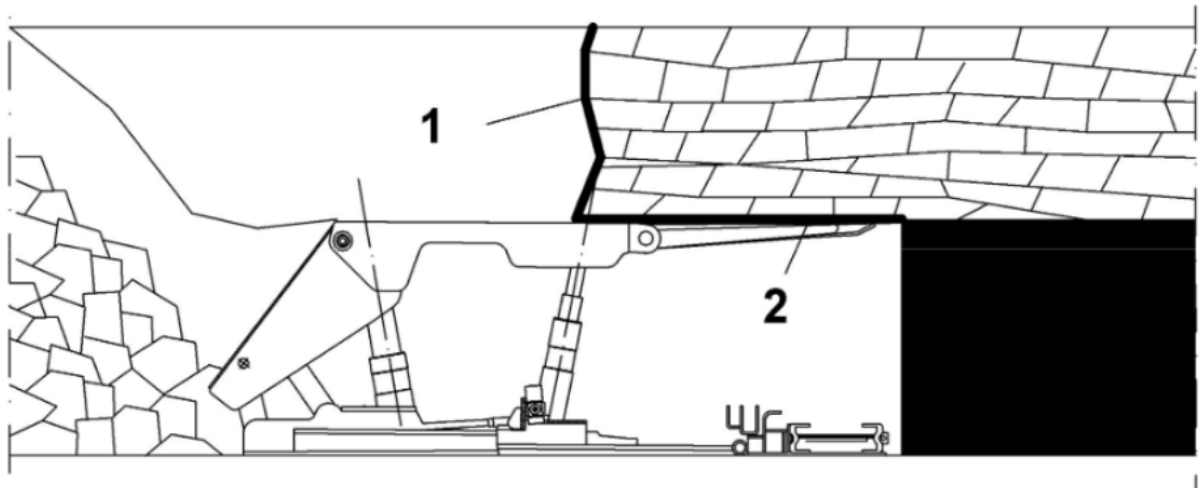
Принципово відрізняють дві різні схеми нагнітання складів в покрівлю – одно компонентна і двох компонентна. Одно компонентна схема дозволяє перемішувати компоненти більш рівномірно, забезпечуючи тим самим більш якісне твердіння. Але в зв'язку з необхідністю оперативного виконання робіт по зміцненню до початку твердіння складу ця схема на знайшла широкої популярності [11].

Основними процесами технології зміцнення є буріння шпурів – 25%, підготовка сумішей і обладнання – 50% від часу виконання циклу [12]. Область використання технології зміцнення нагнітанням сумішей – нестійка тріщинувата покрівля, межею міцності на розтягування не більше 3,0 МПа і відстанню між тріщинами не більше 0,25 м.

До недоліків технології зміцнення поліуретановими смолами відносяться висока вартість робіт необхідність придбання і обслуговування складного і габаритного обладнання для нагнітання.

Склади на основі карбамідних смол на порядок дешевше поліуретанових, мають близьку міцність, високі адгезійні властивості, але строк їх твердіння набагато довший (6-120 годин). Це необхідно враховувати при виборі технології зміцнення порід і розрахунку її параметрів.

Суть способу зміцнення приконтурного масиву порід полягає в нанесенні на поверхню вивалу полімерного шару товщиною 2-20 мм з метою зв'язування і утримання відвивалу порушених порід (рис. 4.4).



1 – скріплюючий склад на поверхні вивала, 2 – захистний слой

Рисунок 4.4 – Спосіб безшпурового зміцнення порід

Ця технологія дозволяє повністю виключити буріння шпурів. Це створює можливість суміщення робіт з зміцнення і основних процесів в очисному вибою [13].

Цей спосіб безшпурового зміцнення був випробуваний в 136лаві ш. «Пропер Ханіел» і дозволив отримати позитивний результат [14]. Для виконання торкрету використовували суміш СМ-45 і хеколит. Час твердіння 40-180с.

Скріплюючий слой на поверхні породи попереджає тріщиноутворення і розшарування, залишаючи несучу здатність масива [15].

Подальший розвиток технологій зміцнення без буріння шпурів пов'язаний з розробкою та впровадженням нових синтетичних смол: КС-П, КФЖ, КФ-МТ [16]. Параметри скріплюючого складу залежать від властивостей порід і суміші.

Найбільш прочні суміші розроблено на базі епоксидних смол. Але вони не знайшли широкого використання в сучасних лавах через велику густину, високої вартості і токсичний властивостей. Поліуретанові суміші мають гірші показники. Зчеплення цих сумішей дуже низьке з гладкою поверхнею порід [17].

Ця група способів може бути використана для запобігання подальшого розвитку вивалів, коли вже є оголена поверхня покрівлі в привибійному просторі.

Певною модифікацією цієї групи способів є використання сіток і захисних матів. В таких способах зміцнююча суміш заміняється сыткою. Прикладом можна вважати застосування шматків металевої решітки розміром близько $1\,000 \times 1\,200$ мм і осередком $1\,00 \times 1\,00$ мм, що виготовляється зі сталевих дроту діаметром 5 мм, і встановлюється рядами внахлест на сталеполімерні анкери з шайбою (рис. 4.5).

Але металеві сітки не є найкращим рішенням, оскільки їх установка трудомістка. Доставка сіток викликає також витратну частину технології.

Наступним кроком у вдосконаленні перекриттів покрівлі можна вважати застосування полімерних сітчастих матеріалів. Основними відмітними особливостями і, в той же час перевагами даного типу перекриття є:

- більш висока міцність,
- еластичність,
- нерозривність (сітка являє собою єдине полотно, що перекриває демонтажні камери по всій площі покрівлі),

менша вага (приблизно в 7 разів легше в порівнянні з металевими ґратами) і простоту монтаж.



Рисунок 4.5 – Загальний вигляд лави із застосуванням ґратчастої затяжки

Основні країни-постачальники даного типу перекриттів - Австралія і Китай, причому досвід, накопичений виробниками, дозволяє виготовити перекриття за індивідуальним замовленням з урахуванням необхідних фізико-механічних характеристик і паспорта кріплення. На рис. 4.6 зображено вибір з застосуванням полімерної сітки. Додатковим засобом при цьому є анкерне кріплення.

Така технологія на надтонких пластах також не може бути використана, так як потребує вільного простору. Окрім того цей спосіб може бути використаний для стримування вивалів безпосередньої покрівлі вже при

наявному при вибійному простору, але не для попередження обвалення несправжньої покрівлі.

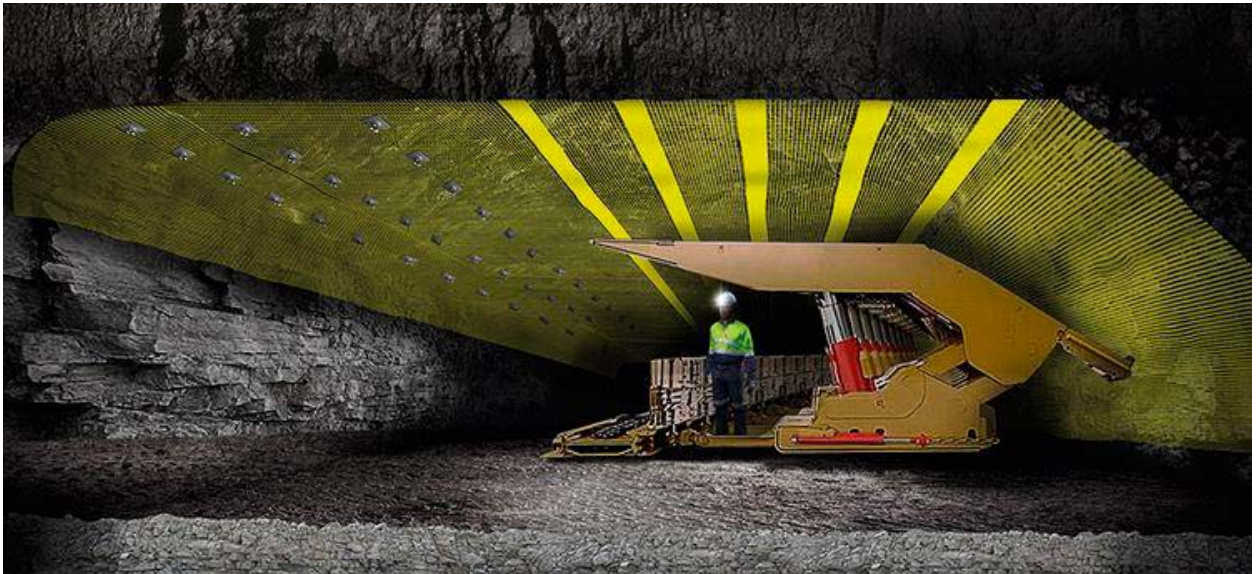


Рисунок 4.6 – Загальний вигляд лави із застосуванням полімерного покриття

Заповнення куполів в покрівлі очисного вибою виконується для забезпечення підпора секцією кріплення, виключення можливостей розшарування і вивалів з покрівлі при пересуванні секції кріплення.

Найчастіше з метою ліквідації порожнин над кріпленням для запобігання розслоєння використовується в основному викладка дерев'яних кострів. Цей процес є вкрай небезпечним і високо трудомістким. Існує досвід заповнення мішків твердіючими розчинами [18].

Окремою групою є технології з заповнення порожнин вивалів фенолформальдегідними пінопластами ВРП-1. Вони можуть збільшуватись в обсязі до 25 разів при твердінні через 3 хвилини [19]. Також використовувався пінопласт Уіларес – 1. Переваги його – короткий цикл формування пінопласта на 20-50% від ВРП-1, матеріал не дає усадки і не потребує опалубочних робіт.

Також відомі рішення зі зміцнення в яких твердіюча суміш нагнітається в спеціальні мішки на кріплення.

Ці способи використовуються як спосіб ліквідації вже існуючих вивалів і не може бути використаний для ліквідації руйнування порід і, відповідно, в наших умовах.

Таким чином єдиним раціональним способом, що дозволить попередити вивали несправжньої покрівлі в лаві залишається попереднє зміцнення покрівлі в'язкими сумішами.

Для боротьби з розвитком вивалів безпосередньої покрівлі доцільно використовувати анкерування і торкретування (безшпуровий спосіб зміцнення).

4.3 Засоби виймання вугілля з тонких і надтонких пластів

Засобами механізації відпрацювання тонких пластів, в основному є очисні вузькозахватними комбайни, що застосовуються в механізованих і рідше, в лавах з індивідуальним кріпленням. Також використовуються стругові і скреперостругові установки. На пластах потужністю менше 0,7 м виїмка ведеться в основному з присічкою бічних порід, а на деяких шахтах, що відпрацьовують такі пласти без присічки - з використанням створених понад 50 років тому широкозахватних комбайнів, що на думку авторки роботи є недоцільним в сучасних умовах. При цьому середньодобове навантаження на забій в 2,5 рази нижче, ніж в комплексно-механізованому забої, до того ж трудомісткість робіт в таких лавах надзвичайно висока.

На надтонких пластах поширення набуває комплексно-механізована узкозахватна виїмка. І, на думку фахівців, в доступному для огляду майбутньому механізовані комплекси при відпрацюванні пластів зазначеної потужності будуть перебувати поза конкуренцією. Однак механізоване кріплення має обмежену область застосування. В таблиці 4.1-4.2. наведені характеристики виїмкового обладнання для тонких пластів.

Таблиця 4.1 – Основні параметри механізованих кріплень для тонких пластів [20]

Показник	Типи механізованих кріплень			
	1М 103М	1КД 90	2КД 90	ДМ
Мінімальна висота секцій $h_{\min}$, м	0,5	0,56	0,71	0,61
Максимально можлива потужність пласта, що виймається, $m'_{\max}$, М	0,95	1,25	1,5	1,5
Кут падіння пласта α' не більше, град при вийманні по простяганню; при вийманні по падінню-підняттю	35 10	35 10	35 10	35 10
Категорія порід покрівлі по обваленню	A_1, A_2, A_3	A_1, A_2	A_1, A_2	A_1, A_2
Опір підтримувальної частини кріплення P' , МПа	0,5	0,6	0,6	1,0
Опір посадкового ряду кріплення $P'_{\text{пос}}$, МН/м	1,17	1,17	1,17	2,5
Категорія порід по стійкості нижнього шару покрівлі	B_3, B_4, B_5	B_2, B_3, B_4, B_5	B_2, B_3, B_4, B_5	B_4, B_5
Крок встановлення секцій l'_z , м	1,2	1,5	1,5	1,5
Крок пересування кріплення, м	0,8	0,8	0,8	0,63;0,8
Спосіб пересування секції	3 підпором	3 підпором	3 підпором	3 підпором
Коефіцієнт затягування покрівлі	0,9	0,9	0,9	0,9
Міцність порід підосви на вдавнення $\sigma'_{\text{вд}}$ не менше, МПа	3,5	2,0	2,0	1,2
Довжина комплексу в поставці, м	170	200	200	200

Таблиця 4.2 – Технічні характеристики вузькозахватних комбайнів [20]

Тип комбайна	Ширина захвату, r , м	Потужність шару, що виймається, m , м	Маса комбайна, G , т	Можлива швидкість подачі по потужності привода V_{np} , м/хв, при опірності пласта різанню A_p , кН/см				Складова сили різання в напрямку подачі комбайна F_n , кН, при опірності пласта різанню A_p , кН/см				Технічно припустима швидкість подачі $V_{доп}$, м/хв	Тягове зусилля F_m , кН	Середньо- галузевий коефіцієнт готовності комбайна
				1,0	2,0	3,0	4,0	1,0	2,0	3,0	4,0			
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>	<i>9</i>	<i>10</i>	<i>11</i>	<i>12</i>	<i>13</i>	<i>14</i>	<i>15</i>
К103М	0,80	0,6-1,2	11,9	5,0-4,5	3,6-2,8	3,0-2,6	2, 6- 0,2	31	35	37	39	5,0	200	0,90
КА90	0,80	0,6-1,2	10,8	5,0-4,5	5,0-4,0	3,8-2,4	2,3-1,3	31	35	37	39	5,0	200	0,90
КА200	0,8	0,8-1,02	12,6	5,0-4,5	5,0-4,0	3,8-3,0	2,8-1,8	31	35	37	39	5,0	200	
УКД 200-250	0,7 0,80	0,85-1,3	14,4	5,7	4,76- 3,9	3,84-3	2,92-2	32	36	38	40	5,0	200	0,94

Вузькозахватна техніка при поточному видобутку вугілля також не має перспектив.

З наведених таблиць 4.1-4.2 можна зробити висновок, що перспективними з точки зору виймання вугілля без присічки порід є використання кріплень 1М 103М 1КД 90, і комбайнів К103М КА90. Але кріплення 1М 103М і комбайн К103М є застарілими і не випускаються сьогодні в Україні. Тому вважаю за доцільне вибрати комбайн КА90 і механізоване кріплення 1КД 90.

Але перед тим як запропонувати таке рішення необхідно провести відповідні розрахунки.

4.4 Розрахунок технічних і технологічних засобів виймання вугілля без присічки порід в умовах шахти «Центральна»

Попереднім аналізом виявлено, що найбільш перспективним є 1МКД 90 з комбайном КА-90, який повністю задовольняє наших умов. Застосування інших мехкомплексів викликає необхідність присічки порід покрівлі, що призводить до підвищення зольності, а це неприпустимовраховуючі тематику магістерської роботи. Таким чином, можна застосувати механізований комплекс 1МКД 90, який добре зарекомендував себе на шахтах України. Склад мехкомплексу наведено в табл. 4.3.

Таблиця 4.3. - Склад механізованого комплексу 1МКД 90.

Тип комплексу	Тип		
	Мех кріплення	Комбайн	Забойний конвейер
1МКД 90	1КД 90	КА 90 КМ-103М	СПЦ-162

Комбайн КА-90 має барабанний виконавчий орган, що призводить до підвищення сортності вугілля, що видобувається. Технічна характеристика комбайна КА-90 наведена в таблиці 4.4. План лави наведено на рис. 4.7, 4.8.

Таблиця 4.4 – Технічна характеристика очисного комбайна КА-90

Тип комбайна	Потужність пласта, м	Ширина захвата, м	Максимальна робоча швидкість подачі, м/хв	Опір різанню, м/хв	Механізм подачі	Довжина, м	Потужність привода, кВт
КА 90	0,6...1,25	0.8	5	400	ВСП	5,12	200

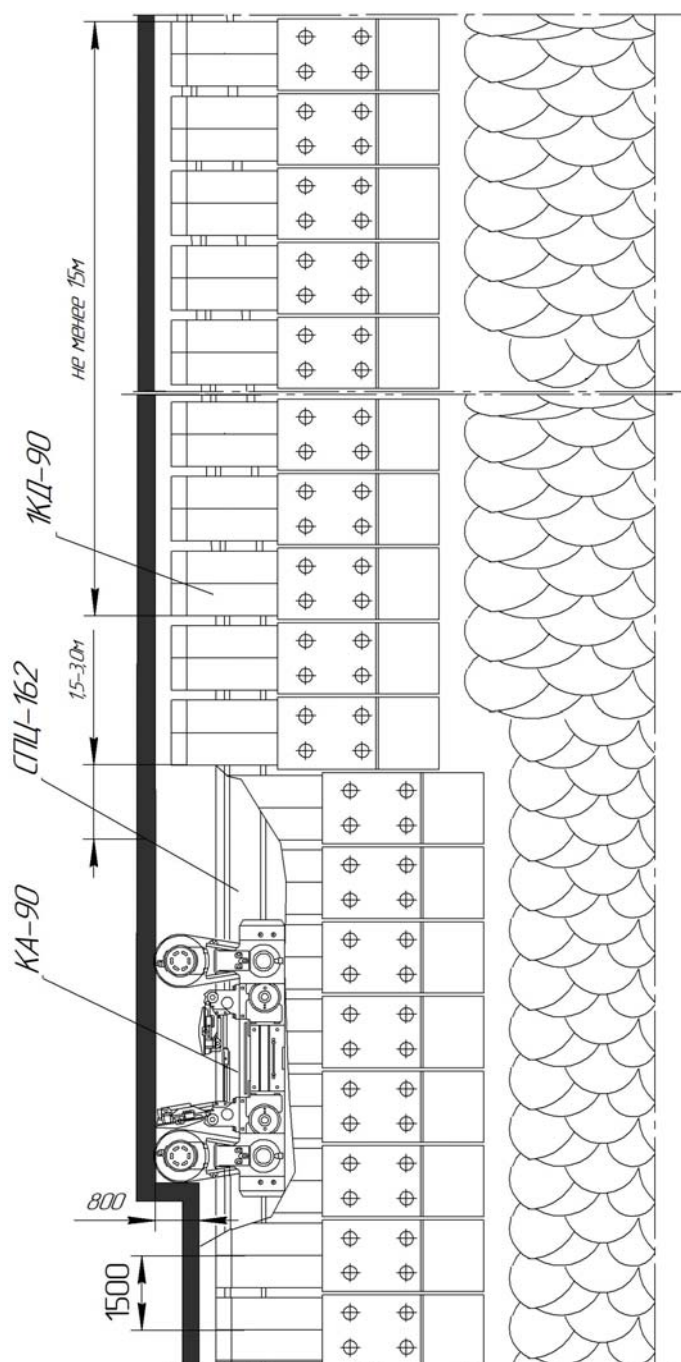


Рисунок 4.7 – План середньої частини лави

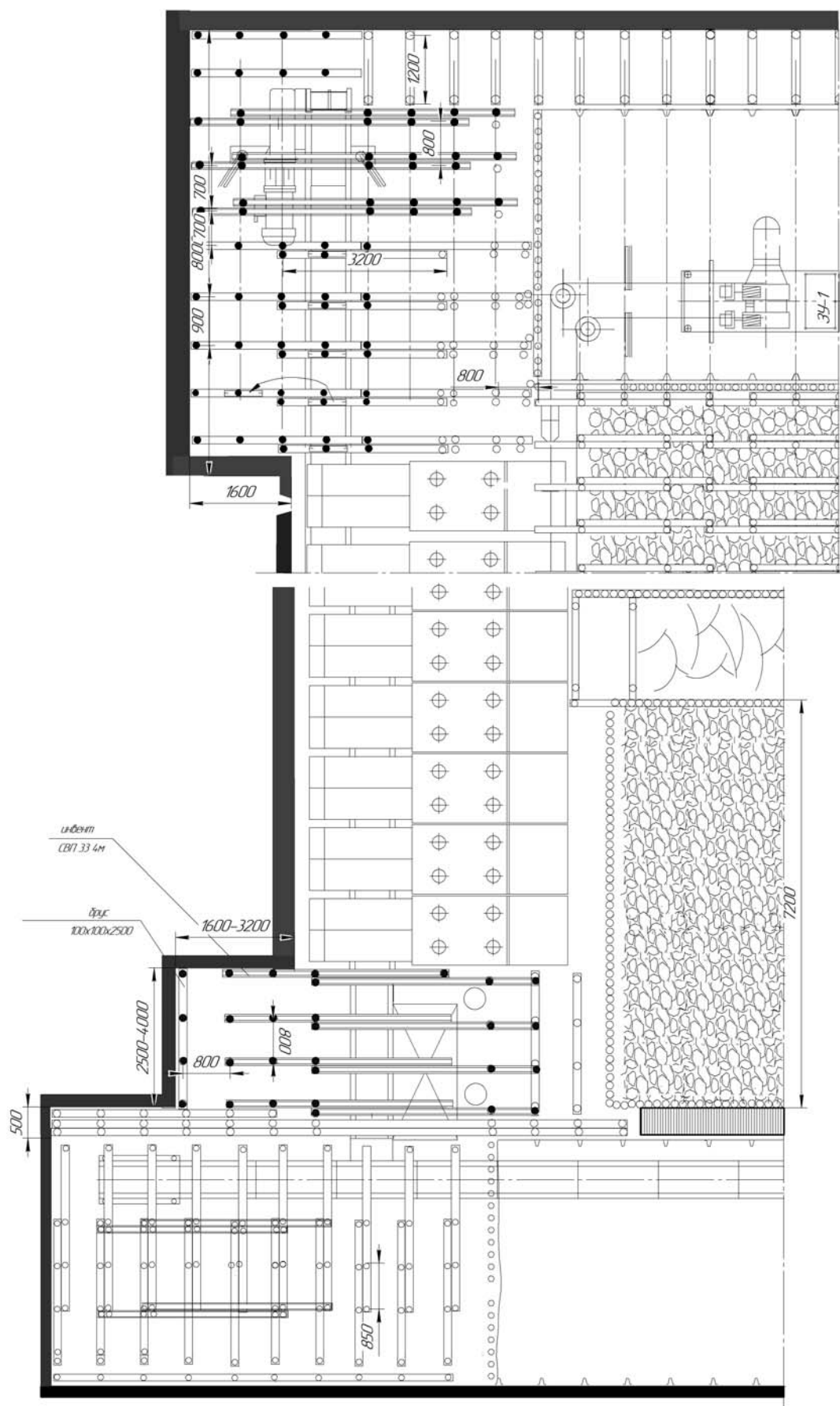


Рисунок 4.8 – План сполучень лави

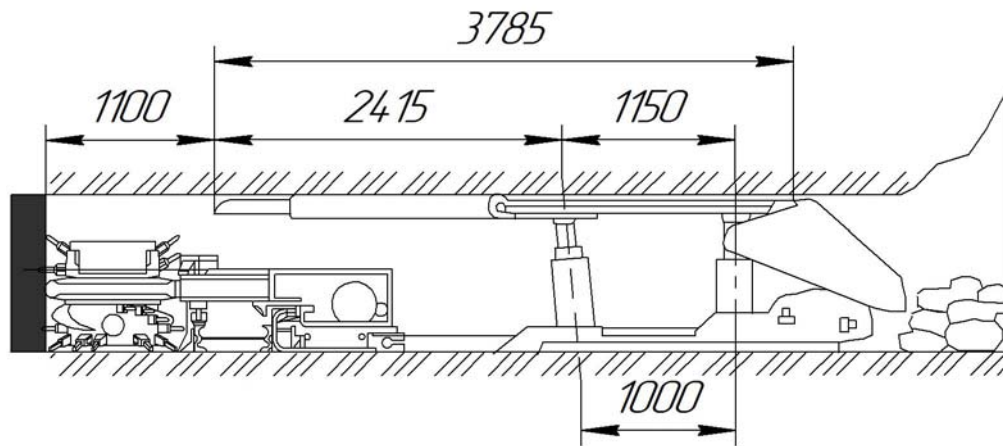


Рисунок 4.9 – Поперечний перетин лави

Розрахунок обсягу добового видобутку вугілля в лаві.

Розрахунковий добовий видобуток вугілля в лаві не повинен бути менше величини нормативного видобутку для заданих гірничотехнічних умов. Величина нормативного добового навантаження на очисний вибій при заданих гірничо-геологічних умовах і роботі мехкомплексів 1МКД90 [21].

$$A_n = ((A_0 + a \Delta l_{oz}) n_{cm} T_{cm}) / 1080 (\gamma / 1.3) K_z K_n K_s \quad (9.1)$$

де A_0 - норматив навантаження на очисний вибій при покрівлі середньої стійкості, обладнаний комплексом типу 1МКД 90; $A_0=550$ т/добу [21].

$a=2.0$ т/добу - поправка до нормативу навантаження при зміні довжини очисного вибою на 1 м [21];

$\Delta l_{oz}=30$ м - різниця довжин очисного забою (прийнятого 180м і нормативного – 150м) [21];

$n_{cm} = 3$ - число змін по видобутку вугілля в добу, тому що пласт небезпечний за викидами [21];

$T_{cm}=360$ хв - тривалість зміни [21];

$K_z=0.9$ - поправочний коефіцієнт, що враховують гірничо-геологічні умови;

$K_n=1$ - поправочний коефіцієнт, що враховує кількість працюючих комбайнів, у нас в лаві один комбайн [21];

$K_z=0.85$ - коефіцієнт, що враховує термін експлуатації комплексу - більше двох років [21].

$$A_n=(550+2 \cdot 30) \cdot 3 \cdot (360/1080) \cdot 0.9 \cdot 1 \cdot 0.85 \cdot 1.38/1.3=466\text{т/добу}$$

Середньодобовий видобуток [21]:

$$A_{cym}=A_{cm} \cdot n_{cm} \cdot k_{zn} \quad (4.1)$$

де A_{cm} – видобуток в зміну, т/см

n_{cm} – число змін по вибоббутку,

k_{zn} – коефіцієнт зменшення навантаження.

$$A_{cm}=T_{cm} \cdot q \cdot k_m, \text{ т/зм}, \quad (4.2)$$

де T_{cm} – тривалість зміни, хв

q – середня продуктивність комбайна, т/хв

k_m – коефіцієнт машинного часу [21];

$$q = \begin{cases} q^*, \text{если } q^* < 1.2q_{кр} \\ 1.2q_{кр}, \text{если } q^* \geq 1.2q_{кр} \end{cases} \quad (4.3)$$

де q^* - продуктивність комбайна

$$q = \min \{ q_n \cdot \kappa_{nc}; Q_M; q_{кл}^{кр} \}, \text{ Т/ХВ} \quad (4.4)$$

$q_{кр}$ - продуктивність комбайна по швидкості кріплення [21]

$$q_{кр} = m \cdot \gamma \cdot r \cdot k_z \cdot V_{кр} \text{ Т/ХВ.} \quad (4.5)$$

$$V_{кр} = V'_{кр} \cdot k_{cx} \cdot k_{yn} \cdot k_{ycm} \quad (4.6)$$

$$\kappa_{yn} = 1,0 - 0,013(\alpha - 9) \quad (4.7)$$

$$\kappa_{yn} = 1,0 - 0,013(11 - 9) = 0,996$$

$$k_{ycm} = \frac{1}{\frac{1}{k_n} + \frac{1}{k_{кр}} + \frac{1}{k_{om}} - 2} \quad (4.8)$$

$$k_{кр} = \frac{1}{1 + 0,0036 \frac{V'_{кр} \cdot n}{n_p}} \quad (4.9)$$

$$k_{кр} = \frac{1}{1 + 0,0036 \frac{3 \cdot 70}{4}} = 0,84$$

$$k_{ycm} = \frac{1}{1 + \frac{1}{0,84} + \frac{1}{1} - 2}$$

$$V_{кр} = 3 \cdot 1 \cdot 0,99 \cdot 0,84 = 2,49 \text{ м/хв}$$

$$q_{кр} = 0,9 \cdot 1,34 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 2,49 = 2,4 \text{ т/хв}$$

q_n – продуктивність комбайна по швидкості кріплення [21]

$$q_n = m * \gamma * r * k_r * V_n, \text{ т/хв}, \quad (4.10)$$

Опір вугілля різанню [21], кН/см

$$A_{p\phi} = A_p * K_{om}, \quad (4.11)$$

$$K_{om} = 0,48 + (r - 0,1m)/(r + m), \quad (4.12)$$

$$K_{om} = 0,48 + (0,8 - 0,1 * 0,8)/(0,8 + 0,8) = 0,803$$

$$A_{p\phi} = 0,803 * 150 = 120 \text{ кН/см}$$

Можлива швидкість подачі комбайна по потужності приводу [21]

$$V_{nnp} = V_{nnp1} - \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (V_{nnp1} - V_{nnp2}), \quad (4.13)$$

V_{nnp1} , V_{nnp2} - швидкість відповідно до $A_{p'}$ и $A_{p''}$;

m_1 , m_2 - мінімальне і максимальне значення потужності пласта для даного типу комбайна (КА-90) 0,6 – 1,2 відповідно [21];

V_{nnp1} , V_{nnp2} – швидкості комбайна відповідно m_1 и m_2 [21].

$$V'_{nnp} = 5 - \frac{0,9 - 0,6}{1,2 - 0,6} (5 - 4,5) = 4,75 \text{ м/хв}$$

$$V''_{nnp} = 5 - \frac{0,9 - 0,6}{1,2 - 0,6} (5 - 4) = 4,5 \text{ м/хв}$$

$$V_{nnp} = [V'_{nnp} - \frac{A_{p\phi} - A_p}{A''_p - A_p} (V_{nnp}' - V_{nnp}'')] * \kappa_{nk}, \quad (4.14)$$

$$V_{nnp} = [4,75 - \frac{1,2-1}{2-1} (4,75 - 4,5)] \cdot 1,0 = 4,7 \text{ м/хв},$$

Складова сили різання в напрямку подачі комбайна [21] F_n , кН.

$$F_n = F_n' - \frac{A_{p\phi} - A_p}{A''_p - A_p} (F_n' - F_n''), \quad (4.15)$$

$$F_n = 31 - \frac{1,20-1}{2-1} (31-35) = 31,8 \text{ кН}$$

$$V_{nтяг} = \frac{V_{nnp}}{0,1 * F_n} [0,1 * F_m - 1,4 * G(0,2 + 0,016\alpha)] \quad , \quad (4.16)$$

$$V_{nтяг} = \frac{4,7}{0,1 \cdot 31,8} [0,1 \cdot 200 - 1,4 \cdot 10,8 \cdot (0,2 + 0,016 \cdot 11)] = 21,15 \text{ м/хв}$$

Т.к. $V_{nтяг} > V_{дон}$, то $V_{nтяг} = V_{дон} = 5 \text{ м/хв}$.

$$V_n = \min(4, 7; 5) \cdot l = 4,7 \text{ м/хв}$$

$$q_{II} = 0,90 \cdot 1,34 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 4,7 = 4,53, \text{ т/хв}$$

$$q_{n.c.} = \min \left\{ \frac{480}{60}; 1,41 * 6,5 \right\} = \min \{8; 9,165\} = 8, \text{ т/хв}.$$

$$k_{n.c.}^p = \frac{8}{8,21} = 0,97$$

Пропускна здатність кожного стрічкового конвеєра, розрахована за його продуктивності, визначається за формулою [21]

$$q_{л.к.} = \frac{P}{60 \left(1 + 4,66 \sqrt{\frac{V_{л.к.}}{l_{к.}}} \right)}, \quad (4.17)$$

Для 1ЛТ80У

$$q_{л.к.} = \frac{390}{60 \left(1 + 4,66 \sqrt{\frac{1,6}{500}} \right)} = 4,74, \text{ Т/ХВ}$$

$$\text{Т.о. } q_{к.л.}^{np} = 4,74 \text{ Т/ХВ.}$$

$$q^* = \min \{ 8,21 \cdot 0,87; 4,74 \} = 4,74, \text{ Т/ХВ}$$

$$q^* > 1,2q_{кр},$$

$$q = 1,2q_{кр} = 2,88 \text{ Т/ХВ}$$

$$k_M = \left[\frac{1}{\mu_I} + \left(\frac{1}{\mu_{II}} - 1 \right) \left(1 + \frac{\frac{1}{\mu_I} - 1}{\frac{1}{\kappa \mu_{II} + 1}} \right) \right]^{-1}, \quad (4.18)$$

$$\kappa = \frac{\frac{1}{\mu_{II}} - 1}{\frac{1}{\mu_I} - 1}.$$

Коефіцієнт готовності очисного забою [21]

$$\mu = \frac{1}{\left[1 + \frac{q T_{мехн}}{m r k_r l_{л}} + \left(\frac{1}{\mu_{\kappa}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{кр}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{к.у.}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{нкр}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{о.н.}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{н.н.}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{np}} - 1 \right) \right]}$$

$$T_{мехн} = (t_{всп} + t_{обм}) * l_{л} + t_{взр} + \Theta_{зач} + \Theta_{пор} + \Theta_{к.о.}, \text{ ХВ}, \quad (4.19)$$

$$\Theta_{кo1} = 57,5 + 10,2 \ln h - 28,8 \ln m + 10,2 \ln l_y, \text{ ХВ} \quad (4.20)$$

$$\Theta_{кo2} = 54,8 + 15,7 \ln h - 9 \ln m + 10,3 \ln l_{ynu}, \text{ ХВ.} \quad (4.21)$$

$$l_{ynu} = (1,3 \div 1,5) l_y, \text{ М}, \quad (4.22)$$

$$l_y = (0,10 \div 0,12)(12,5 + 1,6 \cdot 5 + 0,05 \cdot 1200) = 8,05 ,$$

$$l_{yни} = (1,3)8,05 = 10.4 ,$$

Для сплошной системы розробки[21]

$$\Theta_{\kappa 01} = 55.5 + 13 \cdot \ln(5) - 1.7 \cdot \ln(0.9) - 12.8 \cdot \ln(0.7) = 81.167 \quad \text{XB}$$

$$\Theta_{\kappa 02} = 60.9 + 1.7 \cdot \ln(5) + 24.2 \cdot \ln(0.9) + 4.9 \cdot \ln(8) = 71.276 \quad \text{XB}$$

$$\Theta_{\kappa 0} = (81 + 71) / 2 = 76$$

$$T_{техн} = (0,05 + 0) \cdot 200 + 0 + 0 + 0 + 76 = 86 , \text{XB.},$$

$$\mu_{\kappa} = \frac{1}{1 + 0,6 \left(\frac{1}{\mu_{\kappa}^*} - 1 \right)} \quad (4.23)$$

$$\mu_{\kappa p} = \mu_{\kappa p}^* \quad (4.24)$$

$$\mu_{\kappa} = \frac{1}{1 + 0,6 \left(\frac{1}{0,9} - 1 \right)} = 0,94$$

$$\mu_{\kappa p} = \mu_{\kappa p}^* = 0,95$$

$$k_p^{o\delta} = \frac{15.3}{\left(\frac{1}{0.84} - 1 \right) \cdot 30} = 4.109$$

$$\mu_{пкр} = 0,95,$$

Для сплошной системы розробки [21]

$$\mu_1 = \frac{1}{\left[1 + \frac{2.88 \cdot 86}{0.9 \cdot 1.34 \cdot 0.8 \cdot 0.93 \cdot 200} + \left(\frac{1}{0.94} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0.95} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0.85} - 1 \right) + \left(\frac{1}{1} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0.93} - 1 \right) \right]} = 0.364$$

$$\mu_{II} = \left(0,88 - \frac{T_{n3}}{T_{cm}}\right) \cdot \mu_{c3} \cdot \mu_{ck} \cdot \mu_{cc} \cdot \mu_{c6} \cdot \mu_{c6} \cdot \mu_{k6} \quad (4.25)$$

$$\mu_c = \mu_{3c} \left[1 - (1 - \mu_{3c}) \sum_{i=1}^n k_i \right] \quad (4.26)$$

$$\mu_{3c} = 0,97, \mu_c = \mu_{3c} = 0,97$$

$$\mu_{II} = \left(0,88 - \frac{20}{360}\right) \cdot 0,965 \cdot 0,97 \cdot 1 \cdot 0,97 \cdot 1 \cdot 1 = 0,74$$

Для сплошной системы розробки [21]

$$K = \frac{\frac{1}{0,74} - 1}{\frac{1}{0,364} - 1} = 0,201$$

$$k_m = \left[\frac{1}{0,364} + \left(\frac{1}{0,74} - 1 \right) \cdot \left(1 + \frac{\frac{1}{0,364} - 1}{\frac{1}{0,201 \cdot 0,74 + 1}} \right) \right]^{-1} = 0,263$$

$$A_{cm} = 360 \cdot 2,88 \cdot 0,263 = 272,6 \text{ т/зм},$$

$$A_{cym} = 272,6 \cdot 3 \cdot 1 = 818, \text{ т/добу}$$

Отримана величина видобутку більше нормативної, це означає, що застосовувати хутро комплекс 1МКД90 в заданих умовах доцільно.

Розрахунок допустимого навантаження на лаву по газу, наведений у розділі провітрювання шахти, показує, що газовий фактор не стримує видобуток. Уточнення довжини лави і параметрів циклу Згідно з вимогами [21] кількість циклів на добу має бути цілим. Число циклів розраховується за формулою:

$$n_{\text{ц}} = \frac{A_{\text{сум}}}{l_{\text{л}} * m * r * C * \gamma} \quad (4.27)$$

$$n_{\text{ц}} = \frac{818}{200 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot 1,35 \cdot 0,96} = 4,38$$

Скруглими $n_{\text{ц}}$ до 4

$$l_{\text{л}} = \frac{818}{4 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot 1,35 \cdot 0,96} = 220 \text{ м}$$

Скоригуємо час

$$T_{\text{ц}} = \frac{(360 - 25) \cdot 3}{4} = 251 \text{ хв}$$

Таким чином при обраному обладнанні виключається присічка порід покрівлі і суттєво збільшується добовий видобуток. Таким чином перша причина підвищеної зольності може вважатися вирішеною.

4.5 Заходи щодо зниження експлуатаційної зольності викликані засміченням вугілля породою від обвалення помилкової покрівлі

Для вирішення другої проблеми, пов'язаної з обвалення порід вище було запропоновано використання хімічного зміцнення шляхом нагнітання.

В останній час використовуються нагнітальні анкери «Irma» й нагнітально - бурові болти «Viborex» фірми Мінова, що дозволяють в одній технологічній операції суміщувати ін'єктування і анкерування, а для анкерів «Viborex» ще й процес буріння. Довжина анкерів складає 1,5; 2,0; 2,5; 3,0 м. Руйнуюче навантаження досягає 320 кН.

Перевагою технологічного рішення, що пропонується компанією Мінова є можливість укріпити породи несправжньої покрівлі перед тим як почнеться видобуток вугілля під ними. Тобто під час виймання вугілля

породи покрівлі вже будуть зміцнені, і не будуть обвалюватись після проходу комбайна. З зазначених систем вважаю найкращою систему Viborex.

Анкерна бурильно-нагнітальна система Viborex (рис. 4.10) складається з металевого полого анкерного стержня з буровою коронкою. Після буріння анкерний стрижень Viborex залишається в шпурі, забезпечуючи стійкість шпуру і подальше проведення робіт по нагнітання полімерних складів. Анкерні стержні Viborex поставляються довжиною 1.0, 1.5, 2.0 і 3.0 м.



Рисунок 4.10 – Анкерна бурильно-нагнітальна система Viborex [22]

Область застосування анкерної системи Viborex:

- гідроізоляція гірничих виробок;
- зміцнення зон порушень при веденні підготовчих і очисних робіт;
- анкерування устаткування;
- заповнення тріщин полімерними складами в порушеному масиві.

Основні переваги застосування анкерної системи Віборекс:

- низька трудомісткість робіт за рахунок поєднання технологічних операцій;

- можливість буріння шпурів і подальшого нагнітання полімерних складів в породах будь-якої міцності і порушеності;

- додаткове зміцнення гірських порід за рахунок їх анкерування.

Компоненти для бурильно-нагнітальних робіт із застосуванням анкерної системи Viborex: бурові коронки; з'єднувальні муфти; адаптер для підключення свердла; затвор шпуру; адаптер для підключення нагнетательного обладнання; куляста гайка і анкерна шайба.

Обираємо максимальну довжину стрижнів Viborex – 3,0м. Діаметр шпуру 32 мм, кут нахилу шпурів до нашарування – 10 градусів, втрати полімерної суміші до 0,32 м³ на шпур, тиск нагнітання до 16 МПа, час твердіння поліуретанової суміші від 30 с [23].

Для нагнітання пропоную поршневу насосну установку DP-40PU-03 (рис. 4.11).



Рисунок 4.11 – Поршнева насосна установка DP-40PU-03

Насосна установка типу DP 40 PU - це поршневий насос односторонньої дії з пневматичним приводом, який працює за принципом посилення тиску. Відношення площі приводного тиску до площі поршневого кільця тиску дає відношення тиску, яке становить 41: 1 у насосах типу DP 40 PU. Насос складається з пневматично приводної частини та частини високого тиску. Привідна частина і частина високого тиску пов'язані поршневим штоком. Два паралельних поршня високого тиску розташовані на кінці штока поршня і з'єднані за допомогою хомута. Таким чином, привод і деталі високого тиску ізольовані, і не допускається потрапляння середовища насоса в пневматичну частину приводу в разі витоків ущільнювача високого тиску. Поршневі штоки виготовлені з високоміцної нержавіючої сталі і мають тривалий термін служби. Сідла клапанів виготовлені із загартованої сталі, а ущільнення - зносостійкі UHMW-PE.

Застосування: Насос DP 40 PU - це надійно сконструйований інжекторний насос для високих витрат та тиску, який зазвичай використовується як трубопровідний насос. Насос може обробляти більшість матеріалів на поліуретановій основі зі співвідношенням суміші 1: 1.

Таблиця 4.5 – Технічні дані DP 40 PU

Тиск повітряного приводу	0,1-0,6 МПа
Макс. робочий тиск при входному тиску 5 бар	20,5 МПа
Коефіцієнт тиску	41:1
Об'єм ходу при подвійному ході	49 см ³
Рідина	Поліуретан - силікатна смола
Макс. швидкість потоку	бл. 25 л/ хв
Діаметр повітряного поршня	300 мм
Діаметр поршня високого тиску	33 мм
Висота	490 мм
Ширина	470 мм
Довжина	940 мм

В межах зазначених технічних характеристик (табл. 4.5) та даних про експлуатаційні характеристики, конструкція та дизайн можуть бути змінені.

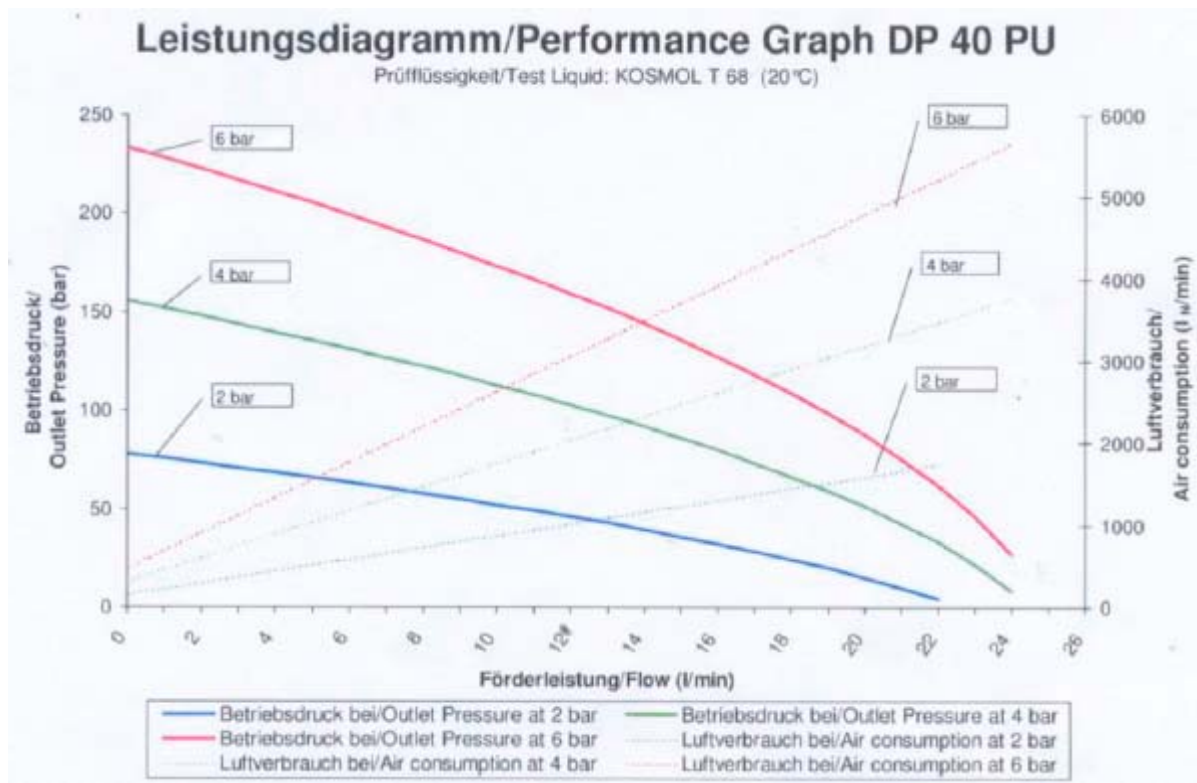


Рисунок 4.12 – Робоча характеристика DP 40 PU

Оскільки вибрано ін'єкційне обладнання і поршневі насосні системи компанії Мінова, то і полімерні зміцнюючі суміші доцільно обрати також цієї компанії. Після аналізу властивостей скріплюючі сумішей обираємо поліуретанову двокомпонентну смолу Беведол С – Беведан [24].

Область застосування:

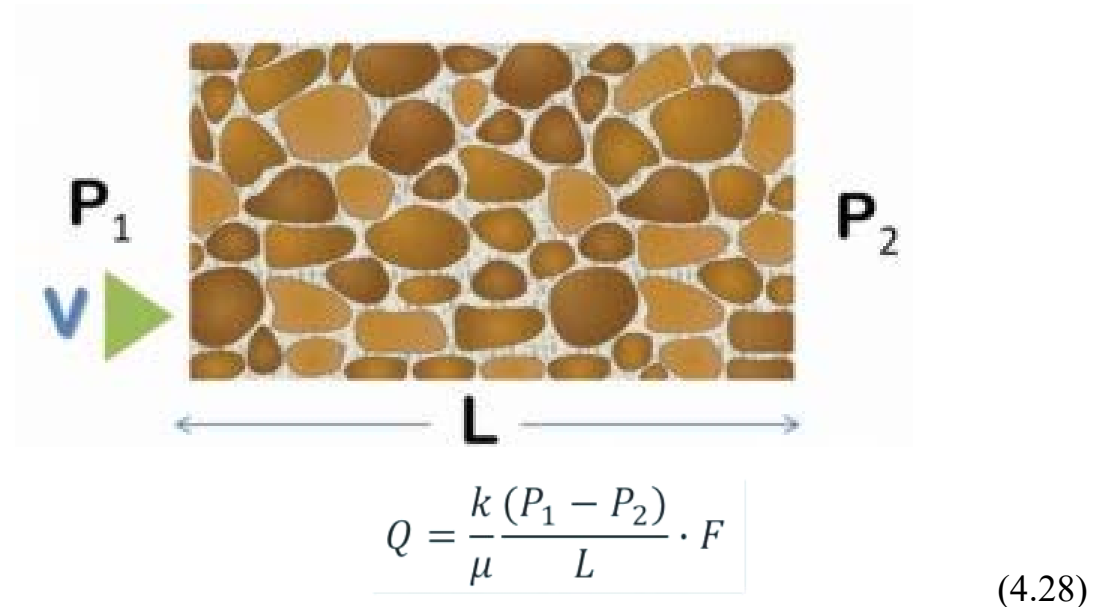
- зміцнення нестійких і порушених гірських порід;
- зміцнення порід покрівлі в очисних і підготовчих вибоях;
- тампонаж гірського масиву для зменшення газопроникності;
- анкерування гірських порід з зміцненням навколишнього масиву.

Загальна характеристика.

Поліуретанова смола Беведол С - Беведан складається з двох рідких компонентів, які в об'ємному співвідношенні 1: 1 за допомогою насоса

подаються окремо по шлангах, перемішуються в змішувачі і через анкерну систему і герметизатор нагнітаються в гірський масив під тиском 60-90 бар. Реакція полімерної суміші протікає зі збільшенням обсягу полімерного складу. Спінений склад проникає під тиском навіть в невеликі тріщини в породному масиві. В результаті в масиві формується область, зміцнена спіненим еластичним складом. Беведол С - суміш різних поліефірних поліолів і присадок. Беведан - поліізоціанат на основі діфенілметандіізоціаната. Основні переваги: за рахунок реакції спінювання полімерний склад проникає під тиском навіть в невеликі тріщини, забезпечуючи високу ступінь зміцнення і газоізоляції порід; чудова адгезія до всіх видів поверхонь [24].

Відстань між шпурами в ряду становить 2,0 м, віж рядами 1,5м, буріння ведеться в шаховому порядку. Для визначення відстані між шпурами були розраховані зони розповсюдження смоли при нагнітанні, для чого були використані параметри тріщинуватості, проникності і тиску поршневої насосної установки. В якості фізичної моделі використано лінійний закон Дарсі (рис. 4.13).



$$Q = \frac{k (P_1 - P_2)}{\mu L} \cdot F \quad (4.28)$$

Рисунок 4.13 – Модель розповсюдження смоли через породи

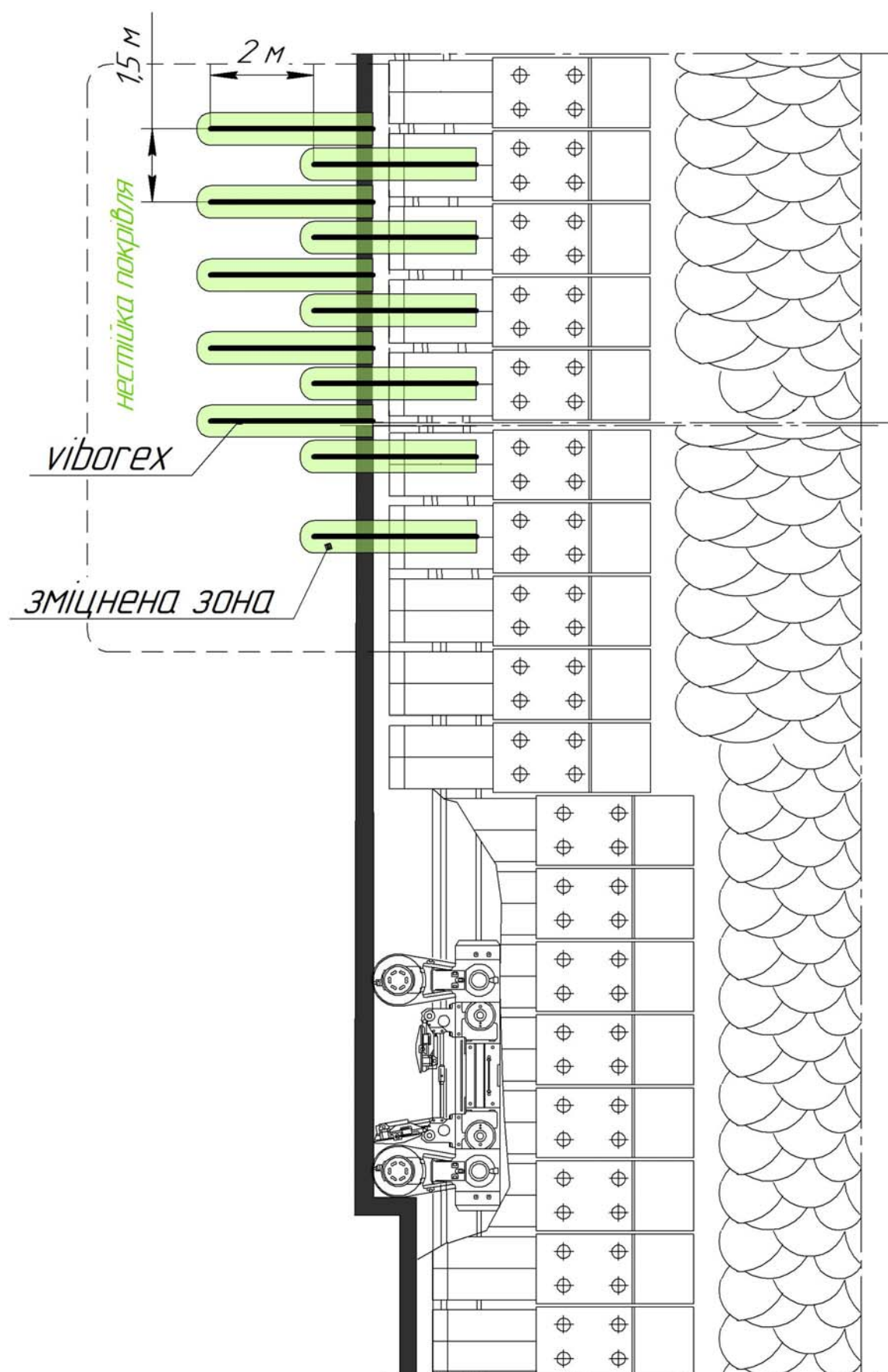


Рисунок 4.14 – Вид в плані лави з проведенням інєктування в породи покрівлі

Технологічна схема реалізації запропонованого способу наведена на рис. 4.14-4.15, де зображено розріз і вид в плані лави з проведенням заходів зі зміцнення.

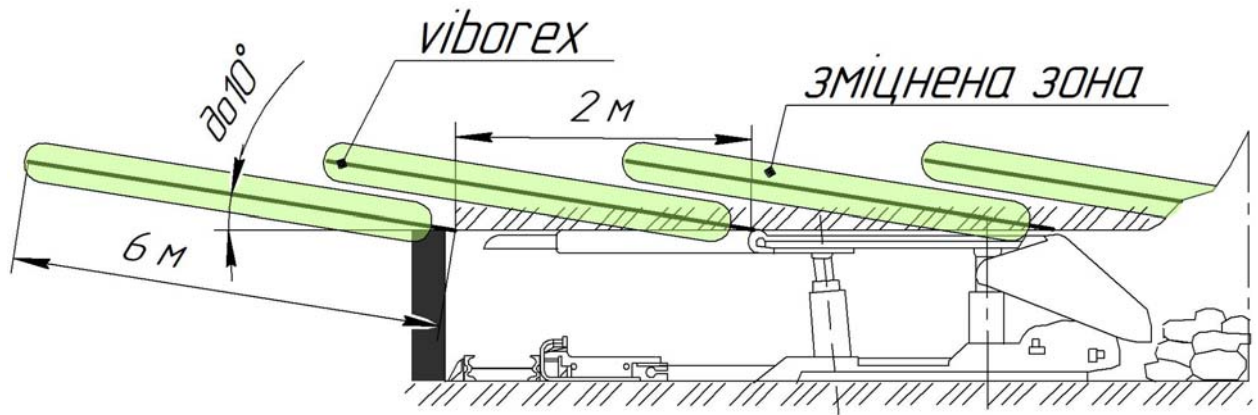


Рисунок 4.15 – Поперечний перетин лави з проведенням інєктування в породи покрівлі

F – площа фільтрації, (м^2);

P_1 – тиск на вході, (Па);

P_2 – тиск на виході, (Па);

μ – динамічна густина смоли, ($\text{Па} \cdot \text{с}$);

L – довжина зони зміцнення, (м).

Розрахуємо витрати на зміцнення порід на один цикл в 3 м.

Кількість шпурів по лаві

$$n = \frac{l_{\text{упр.пад}}}{a_{\text{шп.пад}}} \cdot \frac{l_{\text{упр.пр}}}{a_{\text{шп.пр}}}, \text{ шпурів} \quad (4.29)$$

где $l_{\text{упр.пад}}$ – довжина ділянки по падінню, 220 м;

$a_{\text{шп.пад}}$ – відстань між шпурами по падінню шара, 3 м;

$l_{\text{упр.пр}}$ – довжина ділянки зміцнення, 3 м;

$a_{\text{шп.пр}}$ – відстань між шпурами по простяганню пласта, 2 м.

$$n=220*3/3*2=110 \text{ шпура}$$

Загальні витрати складу на укріплення:

$$Q=0,03*110=3,3\text{м}^3$$

Знаючи що ціна 1 л скріпного складу дорівнює 24 грн., можемо розрахувати загальні прямі витрати на зміцнення на місяць

$$C=3,3*1000*24= 79\,200 \text{ грн.}$$

За планом це витрати на одну добу видобутку при 818 т/добу.

Додаткова вартість на одну тону вугілля складе 96,8 грн.

Розрахунок витрат на амортизацію наведений у таблиці 4.6.

Таблиця 4.6– Витрати на амортизацію DP 40 PU

Найменування встаткування	Кількість єдина.	Оптова ціна, грн.	Транспортні Витрати., грн.	Витрати на монтаж, грн	Загальна балансова вартість, грн.	Норма амортизації, %	Амортизація, грн.
DP 40 PU	1	1400000	70000	140000	1610000	3	48300

Додаткова вартість на одну тону вугілля складе 2,36 грн

Таким чином додаткова вартість зміцнення на 1 т вугілля становить $96,8+2,36=99,16$ грн.

4.6 Розрахунок експлуатаційної зольності після застосування запропонованих заходів

Розрахунок експлуатаційної зольності очисних вибоїв.

Експлуатаційну зольність вугілля очисних вибоїв, які працюють з присічкою бічних порід або з наявністю помилкової покрівлі або помилкової підосви, розраховують за формулою:

$$A_{el}^d = \frac{A_{nl}^d \times M_{nl} \times d_{nl}^d + A_{кр}^d \times M_{кр} \times d_{кр}^d + A_{почв}^d \times M_{почв} \times d_{почв}^d}{M_{nl} \times d_{nl}^d + M_{кр} \times d_{кр}^d + M_{почв} \times d_{почв}^d}, \% \quad (4.30)$$

де A_{nl}^d - зольність виймальної частини пласта, %;

M_{nl} - потужність виймальної частини пласта, м;

d_{nl}^d - дійсна густина пласта в точках відбору проб пластових, кг/м^3 ;

$A_{кр}^d$ - зольність виймальної частини порід покрівлі, %;

$M_{кр}$ - потужність помилкової покрівлі або присічкою порід покрівлі, м,

$d_{кр}^d$ - дійсна щільність порід покрівлі, кг/м^3 ;

$A_{почв}^d$ - зольність виймальної частини порід підосви, %;

$M_{почв}$ - зольність виймальної частини порід підосви, м;

$d_{почв}^d$ - дійсна щільність порід підосви, кг/м^3 ;

Експлуатаційну зольність вугілля очисних вибоїв, які працюють без присічки бічних порід, обчислюють за формулою:

$$A_{e2}^d = A_{nl}^d + \Delta A_{зм}^d \quad (4.31)$$

де $\Delta A_{зм}^d$ - допустиме мінімальне засмічення вугілля, яке обчислюється за формулою:

$$\Delta A_{\text{змз}}^d = \frac{M_{\text{бн}} \times d_{\text{бн}}^d}{M_{\text{нл}} \times d_{\text{нл}}^d + M_{\text{бн}} \times d_{\text{бн}}^d} \times (A_{\text{бн}}^d - A_{\text{нл}}^d), \% \quad (4.32)$$

де $M_{\text{бн}}$ - потужність допустимого засмічення вугілля бічними породами,

$d_{\text{бн}}^d$ - дійсна густина бічних порід, кг/м³;

$A_{\text{бн}}^d$ - зольність бічних порід, %;

Зниження зольності за рахунок застосування заходів:

$$\Delta = A_e^d - A_{e2}^d, \% \quad (4.33)$$

При роботі з присічкою і вивалами бічних порід розрахунок приведений в розділі 3. Зольність з присічкою становить 41.5%.

Оскільки виключити повністю обвалення порід після зміцнення буде важко, розрахуємо зольність при ефективності заходів зі зміцнення на рівні 50%.

Після впровадження заходів зольність становить:

$$A_{\text{експ.1}}^d = \frac{0,80 \cdot 1,42 \cdot 19,9 + (0,06 \cdot 2,52 \cdot 88,3) \cdot 0,5 + 0,005 \cdot 2,57 \cdot 89,9}{0,8 \cdot 1,42 + 0,06 \cdot 2,52 + 0,005 \cdot 2,57} = 25,3\%$$

Зниження зольності за рахунок застосування заходів:

$$\Delta = A_e^d - A_{e2}^d = 41,5 - 25,3 = 16,26\%$$

Економічну оцінку ефективності заходів щодо поліпшення якості вугілля проводять з використанням інтегрального показника якості вугілля:

$$I = \frac{D_{\text{ш}} \cdot C_p}{\sum_{i=1}^n (C_i D_i) + C_{\text{ш}} D_{\text{ш}}} - 1 \quad (4.34)$$

де $D_{\text{ш}}$ - видобуток вугілля в лаві, т;

C_p - Розрахункова оптова ціна 1 т вугілля, що видобувається на ділянці;

C_i, D_i - відповідно собівартість і видобуток на ділянці;

$C_{ш}$ Частина загально шахтної собівартості 1 т вугілля, грн / т;

Розрахункова оптова ціна 1 т вугілля, що видобувається на ділянці обчислюється за формулою:

$$C_p = C_0 \left[1 + \frac{(A_0^d - A_{zp}^d) \Delta_A + (W_0^z - W_{zp}^z) \Delta_W + (S_0^d - S_{zp}^d) \Delta_S}{100} \right], \quad (4.35)$$

де C_0, A_0^d, W_0^z, S_0^d - значення оптової ціни відповідно цін на вугілля з урахуванням зольності, вологості,

$\Delta_A, \Delta_W, \Delta_S$ - коригуючі поправки ціни на вугілля по зольності, вологості і наявності сірки.

Після поліпшення якості вугілля, збільшується також собівартість його видобутку за рахунок застосування додаткових заходів.

$$C_{дз} = C_d + C_z \quad (6.86)$$

У 2021 році ВП «Шахта Центральна» буде постачати вугілля згідно договору №20/163 у власність ПАТ «Авдіївський коксохімзавод».

Базова ціна вугілля при зольності 33,0% та вологі 5,8% становить 1500,0 грн, при зольності - 45,4% ціна - 1263,2грн, а при зольності - 45,2% ціна -1272,2 грн.

Графік залежності ціни від зольності вугілля наведено на рис. 4.16.

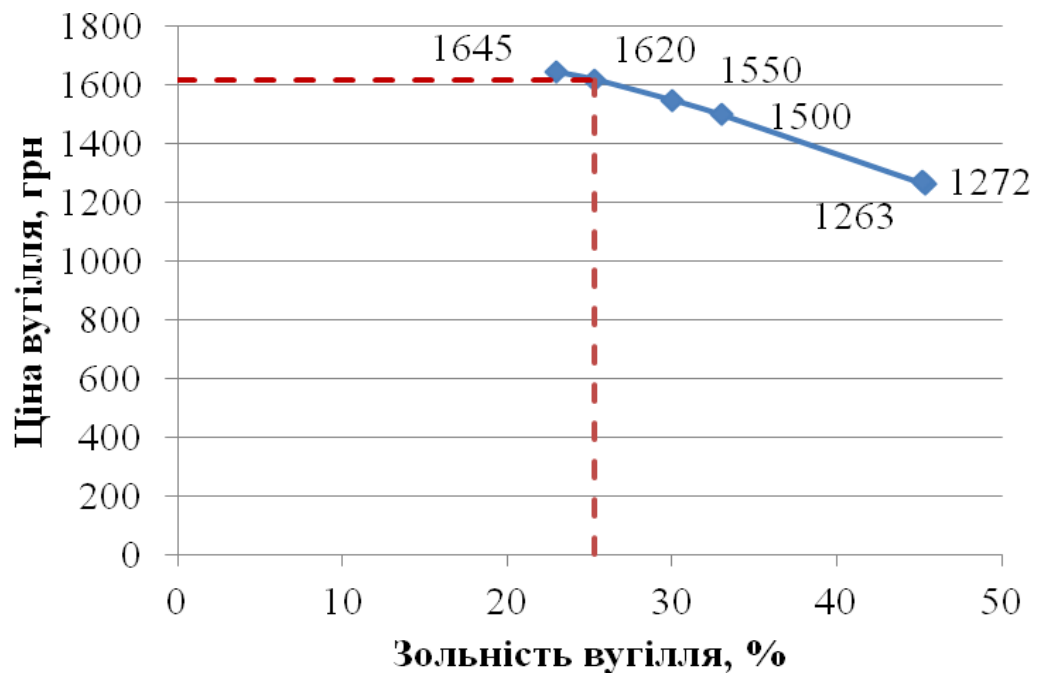


Рисунок 4.16 – Залежність ціни на вугілля від зольності

Графічним методом встановимо ціну при зольності 25,3% - точка на графіку рис. 4.16 - 1620 грн. Різниця в ціні після впровадження заходів $1263 - 1620 = 357$ грн/т.

Різниця становить 357 грн на 1 тону, а втрати на реалізацію засобу 99,16 грн/т. Тобто очевидно, що впровадження заходів вигідно. Вигода з реалізації 1 т буде становити 257,84 грн/т.

ВИСНОВКИ

При виконанні магістерської роботи вирішено актуальне завдання обґрунтування комплексу заходів, спрямованих на зниження зольності рядового вугілля при забезпеченні сталої роботи підприємства за рахунок власних технологічних можливостей.

Після аналізу технологічного циклу видобутку вугілля було встановлено, що підприємство видобуває менше вугілля ніж може за ресурсною базою. Аналіз показників якості вугілля свідчив, що зольність товарної продукції становила більше 41%. При цьому в якості засобу боротьби з підвищеною зольністю використовували породовиборку в ручному режимі. Це не давало суттєвого результату підвищення якості вугілля.

Аналіз перспективного плану розвитку шахти «Центральна», розробленого підприємством вказує, що основна увага в ньому приділена підвищенню рівня видобутку вугілля, при цьому показники якості вугілля становляться ще гірші ніж по факту, що пов'язано з характеристикою обраного обладнання.

Проведений аналіз причин підвищення зольності дозволив сформулювати два перспективні напрямки боротьби з цим явищем: заміну техніки виймання вугілля і проведення додаткових заходів з зміцнення несправжньої покрівлі.

Обрано механізований комплекс 1МКД-90 з комбайном 1КА-90, що може працювати без присічки порід. Обрано спосіб зміцнення порід покрівлі смолами, запропонована технологія ведення робіт і розраховані параметри технологічної схеми. Розрахункова величина зниження зольності становить 16,3%.

Розрахунок підтвердив економічну ефективність запропонованих заходів, вигода від впровадження заходів становить 257 грн/т.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Полулях О.Д., Нищеряков А.Д., Мехальчишин В.С., Шаварський Я.Т., Наливайко І.С., Патракєєв В.М., (2013) Технологічні дослідження зниження зольності рядового вугілля шахт ДП «Львіввугілля» на вакуумно-пневматично-трибогравітаційній установці шахти «Степова». *Збагачення корисних копалин*, 54 (95), 99-108.
2. Полулях О.Д., Шаварський Я.Т. (2013) Результати досліджень збагачення класу 6-13 мм рядового вугілля шахти «Степова» ДП «Львіввугілля» методом вакуумно-пневматичної сепарації. *Збагачення корисних копалин*. 55 (96), 67-70.
3. Полулях О.Д., Нищеряков А.Д., Берлін А.М., Шаварський Я.Т., Ількевич Ю.В. (2013) Дослідження на експериментальній вакуумно-пневматично-трибогравітаційній установці збагачення рядового вугілля шахти «Степова» ДП «Львіввугілля». *Збагачення корисних копалин*, 54 (95), 2013. 108-117.
4. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок в угольных шахтах», ВНИМИ, 1985г.
5. Технологические схемі проведения, крепления и охраны выработок, сохраняемых позади очистного забоя на пологих и наклонных пластах Донбасса», ДонУГИ, Донецк, 1984 г.
6. Руководство по управлению кровлей и креплению в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35°. СОУ – П 10.1 – 00185790 – 020:2012.
7. Васильев В.В. Упрочнение неустойчивых пород кровель лав полиуретановыми составами / В.В. Васильев, В.К. Сальников, И.С. Шакин // Уголь 1986. - №5. – С. 21-24.

8. Васильев В.В. Научные основы разработки и применения полимерных композиций в горном деле / Васильев В.В.. – Москва.: Наука, 1986. – 294 с.
9. Васильев В.В. Технология фізико-хімічного упрочнення горних порід / В.В. Васильев, В.И. Левченко. – М.: Недра, 1991. – 267 с.
10. Климчук И.В. Опыт упрочнения нарушенных участков угольных пластов органополимерной смолой W I L K I T-E в Кузбассе / И.В. Климчук, А.В. Чубриков // Глюкауф. – 2003. №1 (2). – С. 56-58.
11. Белов В.П. Упрочнение углевмещающего массива полиуретановими составами на шахтах Кузбасса / В.П. Белов, Г.И. Полтников, А.С. Белов// Уголь. – 2003. - №6. – С. 26-28.
12. Химический способ упрочнения пород в очистных забоях угольных шахт / [Бутенко И.Т., Кара В.В., Сальников В.К., Пихович И.Я.] – Киев: Техніка, 1978. – 69 с.
13. Беспупуровой способ упрочнения кровли в лаве: [монография] / Клишин Н.К., Марченко Г.А. – Алчевск: ДГМИ, 1999. – 96 с.
14. Хаерманн Х. Упрочнение нарушенной кровли при віемке тонких угольних пластов / Х. Хаерманн, К.-Х. Кох, Г. Пас // Глюкауф. – 1982. – 2. С. 3-6.
15. Заславский И.Ю. Механизм упрочняющего эффекта набрызгбетона / И.Ю. Заславский // Уголь. – 1976. - №4. – С. 45-46.
16. Авакумова Т.В. Полимерная композиция для крепления горных выработок / Т.В. Авакумова, Н.А. Вагин, А.Н. Доронин, Ю.Н. Михель // Шахтное строительство. – 1989. - №11. – С 15-16.
17. Чуйко И.Н. К вопросу предохранения неустойчивых пород кровли от вывалообразования / И.Н. Чуйко // Уголь. – 1991. - №5. С. 24-25.

18. Заявка винахід UK №1573609 E21Д11/0. Спосіб і пристрій для ремонту покрівлі. Велика Британія. - №4770. Заявл. 28. серп. 1980р, опубл. 1981, № 5 вип. 81. – С. 59.

19. Технология разработки нарушенных угольных пластов /[Киржнер Ф.М., Скуба В.Н., Козионов Е.М., Левкович П.Е.] – Якутск: Изд-во ЯФ СО АН СССР. – 1983. – 172 с.

20. Методичні вказівки до курсового проектування з дисципліни "Процеси підземних гірничих робіт" (для студентів спеціальності 184 Гірництво ОС «Бакалавр») / Укладачі: І.Г. Сахно, С.В. Сахно – Покровськ: ДонНТУ, 2019, – 40 стор.

21. Пособие по решению практических задач в курсе «Процессы подземных горных работ» / И. Г. Ворхлик, В. И. Стрельников, И. С. Костюк, В. Д. Мороз. Под редакцией И. Ф. Ярембаша. – Донецк, РИА ДонНТУ, 2000. – 125с.

22. <http://minova.kz/?p=161> Анкерная бурильно-нагнетательная система Виборекс.

23. DP 40 PU <https://pdf.directindustry.com/pdf/perforator/dp-40-pu/64632-448121.html>.

24. <https://minovaru.com> › files › Catalog_Minova_2. Каталог продукции – Minova.