

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
_____/ Ігор ЄФРЕМОВ./
“ ____ ” _____ 2023 року

Випускна кваліфікаційна робота

магістр
(освітньо-кваліфікаційний рівень)

на тему: Удосконалення технології ведення очисних робіт з метою збільшення добового навантаження на очисний вибій на прикладі відробки пласта І₁ в умовах блока №3 ВП «Шахта «Капітальна» ДП Мирноградвугілля

Виконав: студент 2 курсу, групи РККм-22

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

Олексій ЯВТУШЕНКО

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Керівник д-р. техн. наук, проф. Ігор ЄФРЕМОВ

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

(підпис)

Рецензент _____

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

(підпис)

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

Студент _____ Олексій ЯВТУШЕНКО
(підпис)

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»

Факультет Гірничий

Кафедра Розробка родовищ корисних копалин

Освітньо-кваліфікаційний рівень (освітній ступінь) магістр

Напрямок підготовки (спеціальність) 184«Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

/ Ігор ЄФРЕМОВ/ “

_____” _____2023року

ЗАВДАННЯ

НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРУ

Явтушенку Олексію Юрійовичу

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи: Удосконалення технології ведення очисних робіт з метою збільшення добового навантаження на очисний вибій на прикладі відробки пласта l₁ в умовах блока №3 ВП «Шахта «Капітальна» ДП Мирноградвугілля керівник роботи д-р. техн. наук, проф. Ігор Єфремов
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом № _____ від _____ 2023року
2. Строк подання магістрантом роботи _____
3. Вихідні дані до роботи матеріали практики: матеріали переддипломної практики
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити: характеристика ВП «Шахта «Капітальна»; дослідження гірничо-геологічних умов відпрацювання виймальної ділянки, аналіз існуючих технологій виймання вугілля, вибір видобувного обладнання, розрахунок навантаження на очисний вибій, складання графіка організації робіт.
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): викопіювання з плану гірничих виробок, паспорт кріплення та управління покрівлею в очисному вибою, результати порівняння

6. Консультанти розділів роботи

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

7. Дата видачі завдання: _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи	Примітка
1	Характеристика ВП «Шахта «Капітальна»	01.11.23	виконано
2	Дослідження гірничо-геологічних умов	15.11.23	виконано
3	Вибір технології ведення очисних робіт	15.11.23	виконано
4	Розрахунок показників запропонованої технології	9.12.23	виконано
5	Оформлення роботи та підготовка до захисту	15.12.23	виконано

Студент _____ Олексій ЯВТУШЕНКО
 (підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник роботи _____ Ігор ЄФРЕМОВ
 (підпис) (прізвище та ініціали)

АННОТАЦІЯ

Явтушенко О.Ю. Удосконалення технології ведення очисних робіт з метою збільшення добового навантаження на очисний вибій на прикладі відробки пласта l₁ в умовах блока №3 ВП «Шахта «Капітальна» ДП Мирноградвугілля/Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «магістр» за спеціальністю 184 «Гірництво» (спеціалізація «Розробка родовищ та видобування корисних копалин»). ДВНЗ ДонНТ, Луцьк, 2023.

В магістерській роботі було проведено аналіз технології ведення очисних робіт на підприємстві, проаналізовано гірничо-геологічні та гірничо-технічні умови відпрацювання вугільного пласта l₁ південної корінної лави, виявлені недоліки існуючої технології. Проведено аналіз та вибір виймального устаткування ведення видобувних робіт, для якого розраховане нормативне навантаження, навантаження за можливістю виймального обладнання, навантаження за газовим чинником, виявлена необхідність дегазаційних заходів для збільшення видобутку вугілля в порівнянні із нормативним на 24%.

Розрахований графік організації робіт в лаві, спроектований паспорт кріплення та управління покрівлею в очисному вибої, прорахований ефект від впровадження запропонованої технології ведення очисних робіт.

Зроблені висновки.

Ключові слова: виїмкова діляниця, устаткування, комбайн, навантаження, продуктивність праці.

ABSTRACT

Yavtushkno O.Yu. Improvement of the technology of conducting cleaning works with the aim of increasing the daily load on the cleaning outcrop on the example of working out the 11 layer in the conditions of block #3 of the PE "Kapitalna mine" of the SE Myrnogradvugillia/Graduation qualification work for obtaining the educational degree "master" in the specialty 184 "Mining" (specialization "Development of deposits and extraction of minerals"). State Technical University DonNT, Lutsk, 2023.

In the master's work, an analysis of the technology of conducting cleaning works at the enterprise was carried out, the mining-geological and mining-technical conditions of working out the coal seam 11 of the southern root lava were analyzed, the shortcomings of the existing technology were revealed. The analysis and selection of extraction equipment for conducting mining operations was carried out, for which the standard load, load according to the possibility of extraction equipment, load according to the gas factor was calculated, the need for degassing measures to increase coal production compared to the standard by 24% was revealed.

The calculated schedule for the organization of work in the pit, the designed passport for fixing and managing the roof in the cleaning pit, the calculated effect of the implementation of the proposed technology for conducting cleaning work.

Conclusions made.

Key words: harvesting site, equipment, harvester, load, labor productivity.

ЗМІСТ

1 ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ШАХТУ

2 АНАЛІЗ УМОВ ВІДПРАЦЮВАННЯ ПЛАСТА

2.1 Загальні умови відпрацювання

2.2 Характеристика вугільного пласта у межах південної корінної лави пл. *л1*.

2.3 Виймальне обладнання, що застосовується

2.4 Технологія та організація робіт з виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибої

2.5 Охорона прилеглих до лави виробок

3 ДОСЛІДЖЕННЯ СУЧАСНИХ ТЕХНОЛОГІЙ ВЕДЕННЯ ОЧИСНИХ НА ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТАХ

4 ВИБІР ОЧИСНОГО ОБЛАДНАННЯ

4.1 Загальні положення

4.2 Вибір типу та типорозміру механізованого кріплення

5 ВИБІР ТА ОБГРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВЕДЕННЯ ОЧИСНИХ РОБІТ

5.1 Розрахунок швидкості подачі комбайна

5.2 Розрахунок нормативного навантаження на очисний вибій

5.3 Розрахунок навантаження на очисний вибій по спроможності виїмкового обладнання

5.4 Визначення навантаження на очисний вибій за газовим

5.5 Встановлення графіка організації робіт протягом доби

5.6 Організація праці в очисному вибої при запропонованому варіанті

5.7 Організація праці в очисному вибої при шахтному варіанті

6 ОХОРОНА ПРАЦІ

ВИСНОВКИ

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1 ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ШАХТУ

ВП «Шахта «Капітальна» у промисловому відношенні безпосередньо підпорядкована державному підприємству з видобутку вугілля «Мирноградвугілля».

Шахта здана в експлуатацію в 1974 році з проектною потужністю 4 млн. тонн на рік.

На сьогодні інститутом "Донгіпрошахт" скориговано проект розвитку шахти «Викриття та підготовка ухильного поля шахти, підготовка ухильного поля пл.13(L1) блоку №4, будівництво блоку №5».

У 2010 році шахті визначено проектну потужність 2400 тон на рік.

У 2013 році шахті інститутом ДонВУГІ встановлено потужність - 1300 тис.тон на рік.

Встановлена потужність шахти на 2018 р. – 860 тис. т.

Поле шахти розташоване у центральній частині Покровського геолого-промислового району Донбасу.

Площа гірничого відведення шахти складає 8450 га (в середньому 14 км по простяганню та 4,5 км з падіння).

Шахта здана в експлуатацію у 1974 році з балансовими запасами -217,8 млн.т.

На балансі шахти числиться 4 вугільні пласти: L1, L3, L7, K5.

Середня глибина ведення гірничих робіт 1050 м, максимальна -1140 м.

Водоприток по шахті -210 м / год.

Протяжність підтримуваних гірничих виробок –106,8 км.;

Природна газоносність - 17,5-25 м³/т.с.б.м.

Абсолютна метанорясність - 29,58 м³/хв

Відносна метанорясність - 71,82м³/т

ВП «Шахта «Капітальна» віднесена до загрозливого по раптовим викидам вугілля, породи та газу.

Спосіб провітрювання – всмоктуючий, схема провітрювання – секційна, блоково – центральновіднесена.

Шахта має 4 вентиляторні установки головного провітрювання:

- вентиляційний ствол №8 - ВЦД – 47У;
- вентиляційний ствол №2 - ВРЦД - 4,5;
- вентиляційний ствол №3 - ВРЦД - 4,5;
- скіповий ствол - ВОКД-2,4.

Розрахунковою кількістю повітря шахта забезпечена.

За період експлуатації відпрацьовуються горизонти: 1136 м, 986 м, 825 м.

Усього з початку роботи шахти видобуто 74025,8 млн. т вугілля.

Найбільший обсяг видобутку досягнуто в 1988 р в обсязі – 3781,3 т.т/рік (12 очисних вибоїв)

Пройдено з початку роботи шахти -479,03 км гірничих виробок.

Шахтне поле розкрито 11 вертикальними стовбурами та погоризонтними квершлагами – гор.825, 986 та 1136м.

У роботі знаходяться 6 стволів. (див. таблицю 1.1).

Таблиця 1.1 – Характеристики робочих стволів на шахті

- Головний (скіповий стовбур)	-Видача вугілля та породи(обладнаний ВДП)
-допоміжний стовбур (клітинний)	-спуск-підйом людей, обладнання, матеріалів
- Вент. ствол № 8 - Вент. ствол № 2 - Вент. ствол № 3	-запасні виходи з шахти, обладнані вент. установками головного провітрювання
- в/п ствол № 2	-спуск-підйом людей за блоком №2

Виведено з експлуатації 5 стволів (див. таблицю 1.2).

Таблиця 1.2 – Характеристики введених в експлуатацію стволів на шахті

- Вент. ствол № 4	-Розроблено проект на ліквідацію, ведеться його засипка;
- в/п ствол № 4 - Вент. ствол № 7	-передані шахті Краснолиманська у квітні 2012 року;
- в/п ствол № 3	- переведений в режим свердловини подачі повітря
- в/п ствол № 5	-у зв'язку з відсутністю фінансування, роботи з будівництва законсервовані.

Враховуючи значні розміри шахтного поля по простяганню, прийнято блокову систему підготовки з об'єднанням блоків єдиною транспортною магістраллю. В межах блоку застосовується погоризонтна та панельна підготовка.

Нині відпрацьовуються пласт l_1 у блоках №2 та №4.

На шахті застосовується стовпова та комбінована система розробки з виїмкою стовпів по повстанню та простяганню. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Відкачування води із шахти здійснюється за двоступінчастою схемою насосами ЦНС-300×600.

Вугілля з очисних вибоїв транспортується стрічковими конвеєрами до приймальних бункерів головного ствола. При цьому використовуються конвеєри типу 1Л-80УК, 1Л-100К, 1Л-1000Д, 2Л-100У, 1Л-120, 1ЛУ-120, 2ЛУ-120. Засобами допоміжного транспорту на шахті по горизонтальних виробках є локомотивний транспорт з використанням-8. Доставка людей, матеріалів та обладнання по похилим та горизонтальним виробкам проводиться монорейковими дорогами 6ДМКУ, ДМКЛ.В окремих випадках застосовуються підйомні машини Ц2,5×2 та лебідки 1ЛГКН, ЛПК-10Б.

Рядове вугілля, що видобувається шахтою, видається на поверхню скіпами головного ствола безпосередньо на дозувально-акумуляуючі бункери ЦЗФ «Комсомольська».

До відпрацювання прийнято на шахті чотири вугільні пласти:

l_7 - Потужністю 0.58-1.5 м, марка - Р;

l_3 - Потужністю 0.7-2,3 м, марка-ГЖП;

l_1 - Потужністю 0,6-1,67 м, марка-ГЖП загрозовий по раптовим викидам вугілля і газу, крім ділянки обмеженого по падінню пласта ізогіпсою -850м, а по простяганню центральним скиданням і конвеєрним ходком, небезпечний по раптовим видавлюванням вугілля з ізогіпси-630 м від конвеєрного ходка пл. l_1 до південного технічного кордону.

K_5 потужністю 0,55-2,22 м, марка вугілля Г, Ж;

До резервних відносяться пласти k_7 і k_8 , що мають робочу потужність на обмеженій площі.

Поле шахти є центральною частиною великого тектонічного блоку між Центральним і Селидівським насувом, з амплітудами 200-500м. Блок характеризується моноклінальним заляганням порід із падінням на північний схід під кутом $7-11^\circ$.

Шахтне поле великі тектонічні порушення не перетинають, проте зустрічаються дрібні тектонічні порушення, з амплітудами, що переходяться лавами, по всьому шахтному полю.

У гідрогеологічному відношенні шахта відноситься до найпростішого типу. Значних притоків води в очисні та підготовчі вироблення не спостерігається, у поодиноких випадках спостерігається уривчаста крапля до переривчастих струменів. Загальний приплив води шахтою становить $210 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Шахта віднесена до небезпечних за раптовими викидами вугілля породи та газу. Усі шари пісковика на полі шахти віднесені до небезпечних за раптовими викидами.

Очисні роботи.

На шахті застосовується флангова схема виїмки вугілля в очисних вибоях. Комбайн працює за односторонньою та човниковою схемою.

На кінцевих ділянках лави встановлюються ніші завдовжки 0,8-2,5 м – у конвеєрної виробки та 0,8-3,5 м – у вентиляційної виробки. Вилучення вугілля здійснюється за допомогою відбійних молотків.

Для кріплення приви́бійного простору в лавах застосовується механізоване кріплення КД-90 та КДД.

Пласти (l_1 , k_5), що розробляються шахтою, є загрозливими по раптовим викидам вугілля і газу. Для оцінки викиднебезпеки застосовується метод локального прогнозу (прогноз по міцності пласта), що включає:

- розвідувальні спостереження;
- власне прогноз щодо міцності пласта;
- позачергові розвідувальні спостереження.
- сейсмопрогноз.

У викидонебезпечних зонах як заходи щодо попередження раптових викидів застосовується гідропушення вугільного пласта. Роботи у лавах виконуються добовою комплексною бригадою. Режим роботи ділянки – безперервний тиждень. У робітників – три дні роботи, а на четвертий вихідний. Протягом доби роботи ведуться у чотири зміни: перша – ремонтна, три зміни – з видобутку вугілля.

Охорона виробок, що оконтурюють очисний забій, здійснюється встановленням клітей, що викладаються з дерев'яних стійок, литою смугою.

Для зміцнення сполучення лав з виробками застосовується кріплення посилення, що складається з дерев'яних стійок під брус і на брус.

Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Підготовчі роботи.

Підготовчі та підготовчі гірничі виробки проводяться за допомогою комбайнів КСП-32. За фактором гірничогеологічних умов порід дільничні

виробки повторно не використовуються. Нові виробки проводяться в присічку до виробленого простору або в цілику.

Технологія проведення виробок комбайновим способом наступна: комбайном проводиться відбійка вугілля та порід вибою на крок установки кріплення, потім відбита гірська маса вантажиться комбайном на конвеєр забійний типу ЛТ-80. Після того, як відбита гірська маса прибрана з вибою, ланка прохідників на відстані не більше 50 м доставляє в забій вручну кріпильні матеріали і приступає до кріплення виробітку. Кріплення виробітку здійснюється вручну з ґрунту виробітку та попередньо встановленого робочого полку. Вироблення кріпляться металевим арочним кріпленням. Після того, як вироблення закріплено, цикл проведення повторюється.

Доставка матеріалів на ділянку за загальношахтними виробками здійснюється у вагонетках типу УВГ-3,3; ВДК-3,5 та на спец. майданчиках електровозами типу 2АМ-8Д. За дільничними виробками в забій матеріали та обладнання доставляються монорейковими дорогами, лебідками та надґрунтовими дорогами. Транспорт гірської маси із вибоїв здійснюється конвеєрами СП-202, ЛТ-80, Л80, Л-100.

Провітрювання виробок під час проведення здійснюється по прогумованих трубах Ø 1000мм вентиляторами типу ВМЕ-6, ВМ2-8, ВМ-10М.

Виробітки, що проводяться за пластами, що загрожують викидам вугілля і газу, проводяться з прогнозом викиднебезпечності пласта.

2 АНАЛІЗ УМОВ ВІДПРАЦЮВАННЯ ПЛАСТА

2.1 Загальні умови відпрацювання

Підготовка виїмкової ділянки південної корінної лави пласта 1 бл. №3. здійснювалася із застосуванням прохідницьких комбайнів КСП-32.

1 південний ходок похилого поля пл.ℓ1 (конвеєрне виробка) пройдено по повстанню(7-8°) по пласту з підривкою бічних порід у присічку до раніше пройденого та погашеного виробка, закріплений металевим арочним податливим кріпленням КШПУ-14,4. Розмір присічки становить 1,5 – 2м. На виробленні застосовано додаткове анкерне кріплення. Виробка призначене для транспортування гірничої маси, транспортування матеріалів та обладнання, подачі на ділянку свіжого струменя повітря.

Вентиляційний штрек південної корінної лави пл.ℓ1 бл.№3 пройдений у цілику по пласту з підривкою бічних порід, закріплений металевим арочним податливим кріпленням КШПУ-14,4, АПЗ-18.3. Служить для розміщення камери ПДК, ВМЦГ.

Конвеєрний ходок пл.ℓ1 (вентиляційна виробка) пройдено по повстанню(7-8°) в цілику раніше і закріплений металоарковим кріпленням АПЗ-13.8, АПЗ-11.2. Виробка призначена для видачі вихідного струменя повітря, транспортування матеріалів та обладнання на сполучення лави.

Підготовлена лава відпрацьовується по повстанню пласта (8-9°) по стовповій системі на зворотний хід.

З метою забезпечення дегазації виробленого простору конвеєрний ходок пл.ℓ1 бл.№3 не погашається.

Для відпрацювання запасів південної корінної лави пласта ℓ1 бл. №3, які становлять 240 тис. т (довжина лави 348-280м), прийнято механізований комплекс, до складу якого входять секції механізованого кріплення 2КД-90, 2КДД 2 комбайни КШ1-КГУ, скребковий конвеєр СП-326, підлавний конвеєр СП-202.

Управління покрівлею – повне обвалення.

Таблиця 2.1 – Проектні показники роботи видобувного вибою

Показники	Значення (характеристика) показників
Промислові запаси вугілля дільницею, тис.т.	240
Прийняте навантаження на очисний забій, т/добу	900
Система розробки	Стовпова
Напрямок руху вибою	По повстанню
Напрямок руху вибою	Зворотній хід
Спосіб керування покрівлею	Повне обвалення
Спосіб виїмки вугілля	Механізований
Спосіб доставки вугілля	Конвеєрний
Тип механізованого комплексу	2МКД-90, 2КДД
Тип виїмкової машини	КШ1-КДУ
Кількість виїмкових машин, шт.	2
Тип доставкового засобу в очисному вибої	СП-326
Спосіб виїмки ніш	Відбійними молотками
Вид транспорту вугілля з виробка, що примикає до очисного вибою	Конвеєрний
Кількість ланок транспорту від вантажного пункту під очисним вибоєм до ствола	3
Проектна довжина виїмкової ділянки (стовпа), м	430
Довжина очисного вибою, м	348-280
Потужність пласта: - геологічна, м	1,25
- середня виймальна, м	1,40
Крок пересування кріплення, м	0,63
Число днів роботи очисного вибою з видобутку на місяць, днів	30
Число циклів виїмки на добу, прим.	2,3
Подвиг очисного вибою: за цикл виїмки, м	0.6
на добу, м	1,4
на місяць, м	42

Схема провітрювання – 1-М-Н-г-пт із надходженням свіжого повітря по1 південному хіднику похилого поля пл.ℓ1 до сполучення з лавою. Далі потік свіжого повітря поділяється. Одна частина через лаву – на конвеєрний ходок пл.ℓ1. Друга частина на вентиляційний штрек південної корінної лави

пл. 1 бл. № 3 (камера ПДУ, ВМЦГ). На поєднанні вентиляційного штреку південної корінної лави пл.ℓ1 бл.№3 і конвеєрного ходка пл.ℓ1 два потоки повітря зустрічаються і по конвеєрному ходку пл.ℓ1 вихідний струмінь повітря з лави надходить у навколоствольний двір вентиляційного ствола №3.

При відпрацюванні лави застосовується ізолюваний відвід метану за допомогою ВМЦГ-7 та дегазація виробленого простору свічками за допомогою підземних дегазаційних установок ПДУ-50М.

2.2 Характеристика вугільного пласта у межах південної корінної лави пл.ℓ1.

Вугільний пласт ℓ1 у межах виїмкової ділянки складної будови, двох пачечний, з одним розділяючим породним прошарком, представленим глинистим сланцем потужністю від 0,04м до 0,10м. Вугільні пачки аналогічні за характеристикою і представлені вугіллям блискучим, тонкосмуговим, з одиничними включеннями піриту у вигляді лінз, з тонкими лінзами фюзену по нашарування, в'язкий. Контакти вугілля з бічними породами чіткі, слабе зчеплення. Потужність верхньої вугільної пачки коливається від 0,85 до 0,93 м, потужність нижньої - від 0,26 до 0,31 м, міцністю $f = 1,5$. Загальна потужність вугільного пласта по стовпу виїмки коливається від 1,05 до 1,42м, середня - 1,25м.

Характеристика пласта

Марка вугілля	- Г _{до}
Вихід летких	- 36,5%
Зольність	- 16,5%
Сірка	- 2,39%
Волога	- 1,8%
Кут падіння пласта	- 7°

Об'ємна вага вугілля (щільність) - $1,30 \text{ т/м}^3$

Температура порід, що вміщують – $36,5\text{-}36,8^\circ\text{C}$

За раптовими викидами вугілля та газу – не небезпечний

За раптовим видавлюванням – небезпечний

По пилу - Небезпечний

До самозаймання - Не схильний

Природна газонасиченість - $23,5\text{-}24,4 \text{ м}^3/\text{т с.б. м.}$

Залягання вугільного пласта – пологохвилясте

Потужність пласта середня – $1,25\text{м}$

Глибина ведення робіт – $970\text{-}907\text{м}$

Безпосередня покрівля вугільного пласта – сланець темно-сірий, шаруватий, щільний, з лінзами за нашаруванням та відбитками обвугленої флори. Фортеця $f = 3\text{-}5$, потужність - $0,8\text{-}2,05 \text{ м}$, малостійкий - БЗ.

Основна покрівля – на сланці глинистому безпосередньої покрівлі залягає товща порід, що перешаровуються, представлених:

- сланцем піщаним потужністю $1,05 - 3,5\text{м}$ міцністю $f=4\text{-}6$, середньообрушуваним – А2;
- пісковиком полевошпатовокварцевим, водоносним, викиднебезпечним, міцністю $f=7\text{-}9$, потужністю $m=6,0\text{-}11,0\text{м}$;
- вище залягає вугільний пласт ℓ_2 потужністю $0,30\text{-}0,50\text{м}$;
- над ним залягає сланець глинистий потужністю $3,3\text{-}3,90 \text{ м}$, міцністю $f=4$.

Контакти шарів чіткі, зчеплення слабке. У цілому нині товща порід середньообвалювальна – А2.

Підосва вугільного пласта – повсюдно представлений сланцем глинистим темно-сірим комковатим з обвугленими переплетеними залишками рослин, «кучерявчиком» з дрібними площинами притирання потужністю $0,75\text{-}1,50\text{м}$, міцністю $f=3$, середньостійким – П2-3. Під ним із чітким контактом залягає сланець піщаний потужністю $0,75\text{-}1,5\text{м}$, міцністю

$f=5-6$. Нижче залягає викидонебезпечний пісковик L1S l_1 потужністю 23,9-25,1 м, міцністю $f=7-9$.

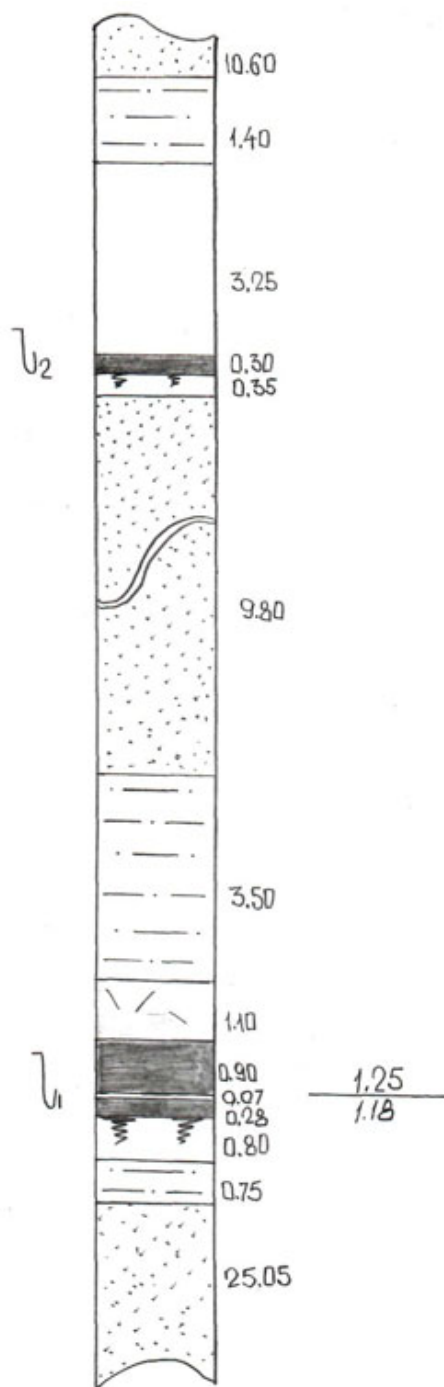


Рисунок 2.1 – Структурна колона\ка пласта l_1

Таблиця 2.2 –Гірничо-геологічна характеристика виїмкової ділянки

Показники	Значення показників
Марка вугілля	Гк
Категорія порід основної покрівлі	A2
Категорія стійкості	
- безпосередньої покрівлі	Б3 у зонах ЗПГД – Б3-2
- ґрунти	П2-3
Потужність, м	
- основної покрівлі	9,6-11,2
- безпосередньої покрівлі	1,0-2,75
- підосви	0,65-1,5
- «хибною» покрівлі	-
Наявність геологічних порушень	ні
Небезпека пласта:	
- по пилу	небезпечний
- по гірських ударах	не небезпечний
- по раптовим викидам	не небезпечний
- схильний до самозаймання	не схильний
- по раптовим видавлюванням	небезпечний
Кут падіння шару, град.	7°
Потужність пласта, м	
- загальна	1,25
- Виймається	1,40
- в т.ч. потужність породних прошарків	0,07
Коефіцієнт міцності породних прошарків	3-4
Крок обвалення, м	
- основної покрівлі	25-30
- безпосередньої покрівлі	1-3
Опірність вугілля різанню, кг/см	189
Глибина розробки (горизонт конвеєрного штреку), м	971,2
Зольність вугілля, %	38,4
Щільність вугілля, т/м ³	1,30
Обводненість пласта, м ³ /год.	до 1

2.3 Виймальне обладнання, що застосовується

Для відпрацювання вугільного пласта застосовується наявний на шахті, механізований комплекс 2МКД90 в комплекті з механізованим кріпленням 2КД-90 і комплекс 2МКДД в комплекті з механізованим кріпленням 2КДД підтримувально-огороджувального типу і можливістю пересування машин з активним підпором коефіцієнт затяжки покрівлі 0,9, що є на шахті очисними комбайнами КШ1-КГУ(одношнековими) та скребковим конвеєром СП-326.

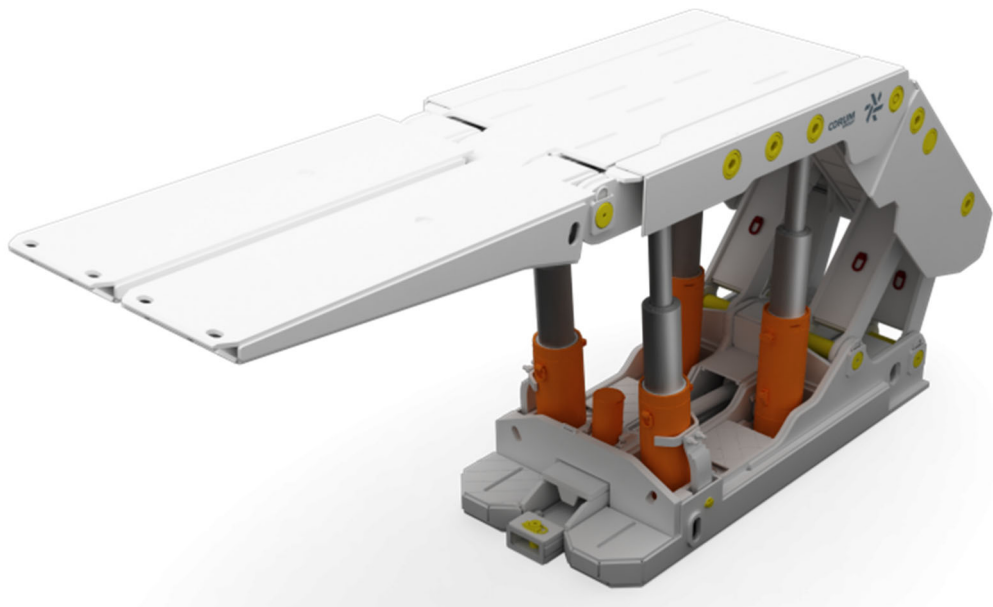


Рисунок 2.2 – Загальний вигляд секції механізованого кріплення КД-90

Згідно з керівництвом «Управління покрівлею та кріпленням в очисних вибоях на вугільних пластах з кутом падіння до 350. Керівництво», розробленого ДонУГІ, породи безпосередньої покрівлі з міцністю $f=4$ можна віднести до малостійких – БЗ . Тому при кріпленні ніш застосовуємо суцільну затяжку покрівлі деревом, для підвищення стійкості шару застосовувати випереджальне штангове кріплення в місцях незначного вивалу порід по лаві.

Так як у верхньому шарі підшви залягають малостійкі породи категорії П2-3 і при пересуванні секцій кріплення можливе вдавлювання

основи в підшву, необхідно перед пересуванням секцій проводити підйом їх основи за допомогою дерев'яних стійок $d=14\text{см}$, що встановлюються на ґрунт під перекриття секції.



Рисунок 2.3 – Загальний вигляд секції механізованого кріплення КДД

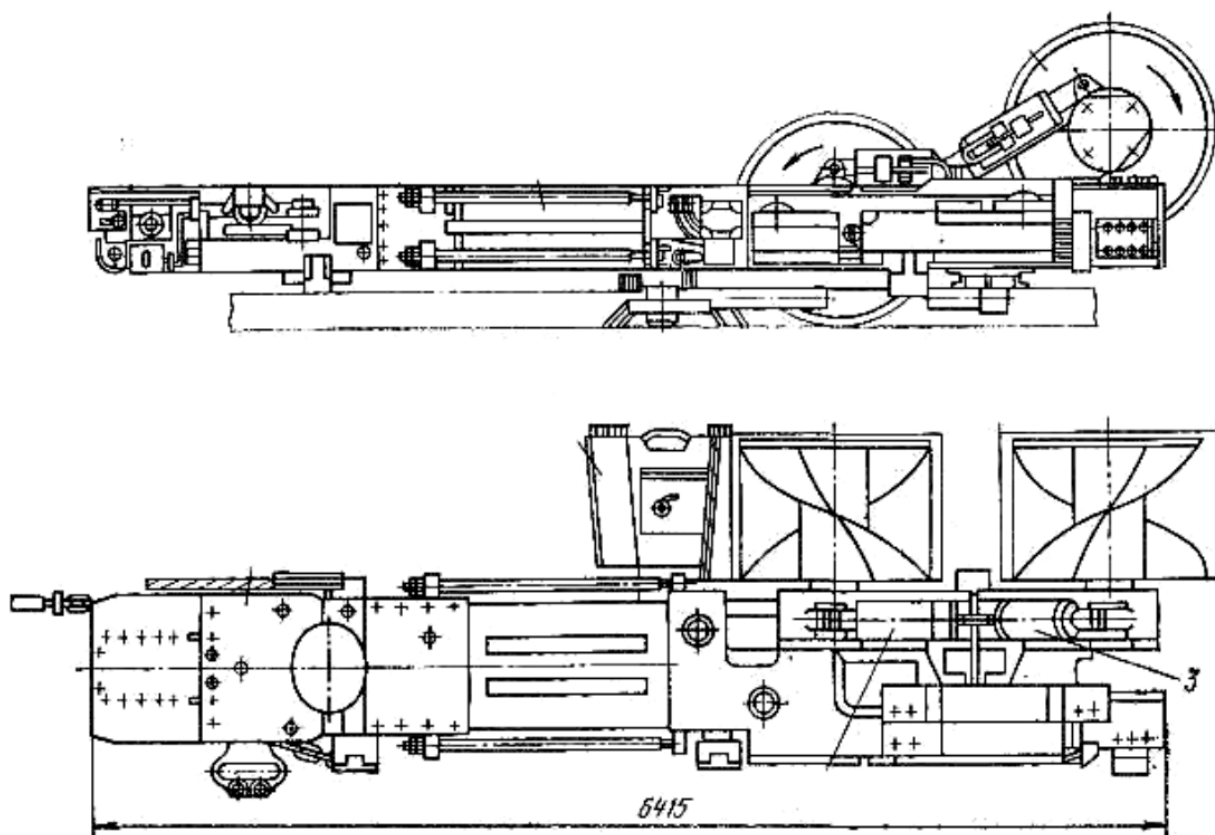


Рисунок 2.4 – Компоновочна схемаї очисного комбайна КШ1-КГУ

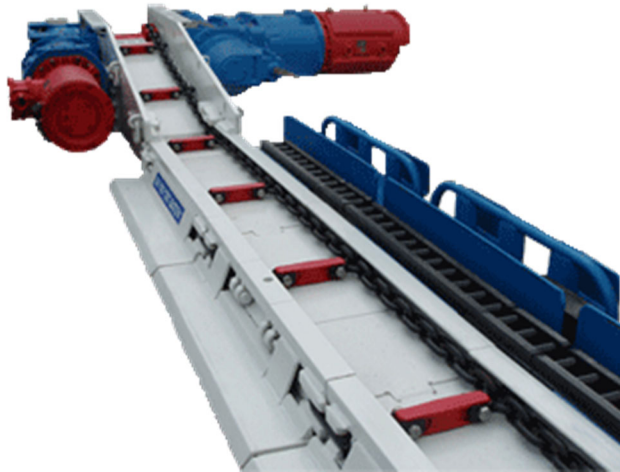


Рисунок 2.5 – Загальний вигляд конвеєра СП-326.

Вугільний пласт в умовах стовпа виїмки складної двопачечної будови з розділяючим породним прошарком потужністю 0,07м. Потужність вугільного пласта – 1,25м.

Покрівля вугільного пласта – сланець глинистий, малостійкий БЗ потужністю $m=1,0-2,75$ м. міцністю $f=3-4$.

Підосва вугільного пласта – сланець глинистий «кучерявчик», середньостійкий П2-3, $m=0,65-1,50$ м, $f=3$.

Відпрацювання запасів буде ускладнене наявністю зон ПГД від гірничих робіт по пл.1 та 17.

Мінімальна потужність пласта, що виймається, в південній корінній лаві пл. 11 бл. №3 приймається 1,4 м. Присікання порід складе – 0,15м.

На кожній кінцевій ділянці лави на довжині 10 м потужність пласта, що виймається, збільшується до 1,50 м для забезпечення можливості обслуговування та ремонту комбайна.

Для недопущення появи «ступенів» на кінцевих ділянках лави перед ними передбачаються перехідні ділянки завдовжки також 10 м.

Вугільний пласт не небезпечний по раптовим викидам вугілля та газу, до самозаймання не схильний, по пилу небезпечний, небезпечний по раптовому видавлюванню.

Природна газоносність - 235-244 м³/т с.б. м

Щільність вугілля масивом 1,3 т/м³

Щільність гірничої маси з урахуванням присічок 1,4 т/м³

2.4 Технологія та організація робіт з виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибої

Усі роботи у лаві виконуються добовою комплексною бригадою. До її складу входять 5 ланок: 4 ланки зайняті видобутком вугілля, 1 ланка – ремонтно-підготовча зміна. Режим роботи на ділянці – безперервний тиждень.

Чергування змін роботи та відпочинку між видобувними змінами – 3 дні робітники, 4-й вихідний. У ремонтно-підготовчу зміну чергування змін роботи та відпочинку між робітниками проводиться за ковзним графіком. Система оплати праці бригаді – відрядно-преміальна за кінцевий результат роботи. Розподіл зарплати проводиться з урахуванням відпрацьованих виходів та коефіцієнта трудової участі.

Протягом доби роботи у лаві ведуться у чотири зміни: одна – ремонтно-підготовча, три зміни з видобутку вугілля. Тривалість кожної зміни становить 6 годин.

Роботи з ремонту та підготовки комплексу до роботи, як правило, проводиться в ремонтно-підготовчу зміну.

Організація робіт у ремонтно-підготовчу зміну

Для забезпечення роботи механізованого комплексу щодобово в ремонтну зміну проводиться профілактика та поточний ремонт усіх машин та механізмів, комплексу, ремонт гірничих виробок. Для виконання ремонтних робіт у лаві організовується ремонтна ланка у складі 67 осіб. З метою якіснішого ремонту, а також для встановлення персональної відповідальності все обладнання закріплене за окремими робітниками.

У вихідному положенні комбайн КШ-1КГУ розташований на одній із кінцевих ділянок лави. Вибійний конвеєр розташований прямолінійно після пересування, під вибоєм лави. Домкрати пересування секцій кріплення висунуті на повний хід 0,63 м. Секції хутра. кріпи, висунуті на повний хід – 0,63 м. Секції хутра. кріпи, відстоять своїми підставами від навісного обладнання забійного конвеєра на 0,63 м, а консолі їх перекриттів відстоять від вибою лави на 0,3 м. Верхня приводна та нижня кінцева головки забійного конвеєра СП-326 після пересування закріплені спеціальним гідравлічним розпирним пристроєм. На сполученнях лави після пересування крайніх секцій хутро. кріплення пробито органне кріплення, викладено литу смугу, кліті, що відстали бруси інвентарного кріплення висунуті вперед.

Технологія ведення під час вилучення вугілля двома комбайнами КШ-1КГУ

Один комбайн (основний) №1 розташований виконавчим органом у бік 1 південного ходка похилого поля пл.1₁ та виймає вугілля на довжині 318 м від 1 південного ходка похилого поля пл.1₁. Другий комбайн (допоміжний) №2 розташований виконавчим органом у бік конвеєрного ходка пл.1₁ та здійснює виїмку вугілля на довжині 30 м від нього. Обидва комбайни мають безцепную систему подачі (обладнані гідравлічним дисковим гальмом) і переміщаються по рейці, закріпленої на обладнанні вивісного забійного конвеєра.

Комбайни електрично заблоковані та працюють лише по черзі.

Схема роботи комбайнів

ПОЛОЖЕННЯ 1. Допоміжний комбайн знаходиться на приводі приводу забійного конвеєра біля конвеєрного ходка пл.1₁, шнеком зарубаний у забій на величину захоплення 0,63 м.

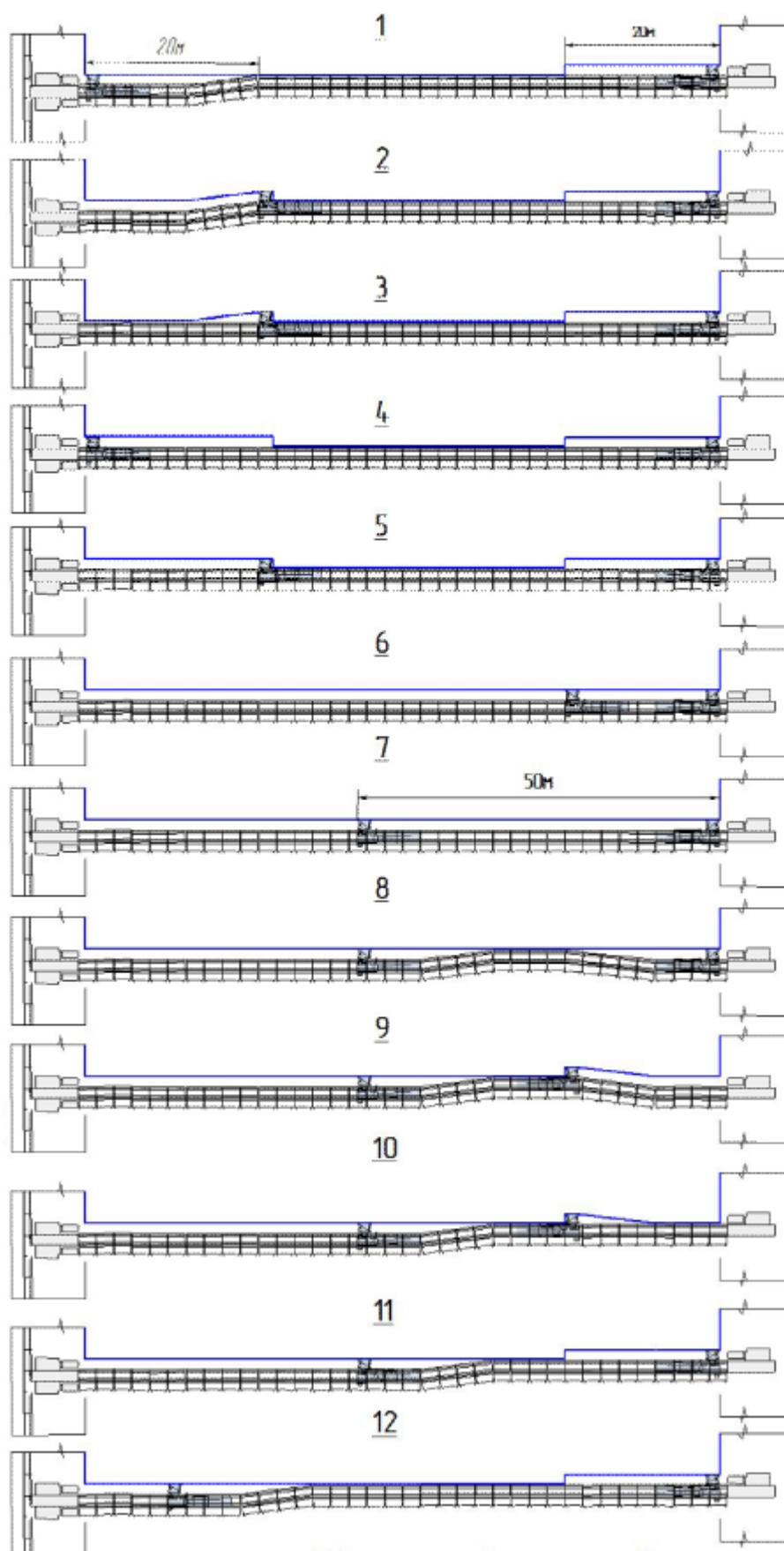


Рисунок 2.6 – Схема роботи 2-х комбайнів з самозарубкою косими заїздами при хвильовій засувці забійного конвеєра

Скребковий конвеєр на основній довжині лави засунутий. Крім ділянки довжиною 20 м біля 1 південного ходка похилого поля пл.11. Основний комбайн після виїмки вугілля по зачистці знаходиться у 1 південного ходка похилого поля пл.11 на не засунутій ділянці забійного конвеєра.

ПОЛОЖЕННЯ 2-3. Основний комбайн, рухаючись у бік конвеєрного ходка пл.11 на криволінійній ділянці конвеєра забійного –20 м, зарубується в забій на величину захоплення шнеків 0,63 м. Після виїмкою вугілля комбайном проводиться засувка секцій хутро. кріпи. Виготовляється засувка кінцевої головки та прилеглої до неї ділянки конвеєра, нарощується металева балка інвентарного кріплення, пробивається органка, зводиться лита смуга.

ПОЛОЖЕННЯ 4. Після хвильової засувки забійного скребкового конвеєра основний комбайн, рухаючись у бік 1 південного ходка похилого поля пл.11, зарубується в забій на величину захоплення шнеків 0,63 м і виходить шнеком у нішу.

ПОЛОЖЕННЯ 5-6. Основний комбайн, рухаючись у бік конвеєрного ходка пл.11, виймає вугілля до уступу, залишеного допоміжним комбайном 20 м від ніші конвеєрного ходка пл.11. Після виїмкою вугілля комбайном проводиться засувка секцій хутро. кріпи на основній довжині лави. Після виходу шнеком за уступ комбайн зупиняється.

ПОЛОЖЕННЯ 7-8 Основний комбайн, що рухається по зачистці у бік 1 південного ходка похилого поля пл.11, за ним засувається конвеєр. Зупиняється за 50 метрів від ніші конвеєрного ходка пл.11 .

Комбайнер разом із ланкою гірників очисного вибою переходить до допоміжного комбайна.

ПОЛОЖЕННЯ 9-10. Допоміжний комбайн, рухаючись у бік 1 південного ходка похилого поля пл.11 на криволінійній ділянці конвеєра зарубується в забій на величину захоплення шнека 0,63 м. Виконується засувка приводу та прилеглої ділянки конвеєра. На сполученні лави з конвеєрного ходка пл.11 проводиться кріплення кінцевої ділянки лави.

ПОЛОЖЕННЯ 11. Допоміжний комбайн, рухаючись у бік конвеєрного ходка пл.11 на криволінійній ділянці вибою, зарубується у вибій на величину захоплення шнека 0,63 м і зупиняється в 10 м від нього. Комбайнер та ГРОВ переходять до основного комбайна.

ПОЛОЖЕННЯ 12. Основний комбайн, рухаючись у бік 1 південного ходка похилого поля пл.11, робить зачистку лави, У слід за комбайном проводиться хвильова засувка забійного конвеєра. При підході комбайна до ніші комбайн зупиняється. Надалі цикл повторюється.

Пересування секцій механізованого кріплення виконується послідовно, одна за одною.

За наявності нестійкої покрівлі відставання секцій хутро. кріплення від комбайна не допускається. Пересування секцій хутро. кріплення виробляється з відставанням від комбайна не більше 3,0 м, крок пересування секцій 0,63 м.

2.5 Охорона прилеглих до лави виробок

Охорона 1 південного ходка ухильного поля пл.11 здійснюється наступним чином:

1. Встановлюється додаткове анкерне кріплення з випередженням попереду лави не менше 100м.
2. Встановлюється підсилювальне кріплення з дерев'яних стійок під кожен раму кріплення з випередженням попереду лави не менше 30м, і відставанням не менше 30м за лавою.
3. Встановлюється інвентарне кріплення з відрізків СВП-27 над приводом лавного конвеєра.
4. У ніші за проходом лави встановлюється лита смуга із суміші «ТЕК-ХАРД».
5. Відновлюються ніжки кріплення після пересування приводу лавного конвеєра.

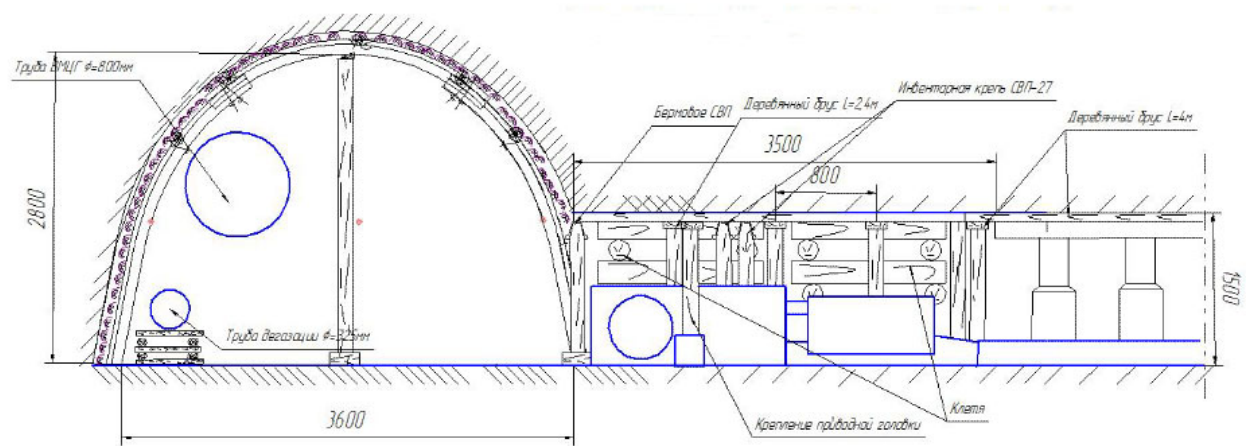


Рисунок 2.8 – Перетин сполучення лави із конвеєрним хідником

Як видно із перетинів сполучень (рис. 2.7 та рис. 2.8) на кінцевих ділянках лави організовані ніші, загальною довжиною майже 6 метри. Це концентрація ручної праці та небезпеки ведення робіт із організації цих ніш. Також це сповільнює швидкість ведення видобувних робіт в лаві.

3 ДОСЛІДЖЕННЯ СУЧАСНИХ ТЕХНОЛОГІЙ ВЕДЕННЯ ОЧИСНИХ НА ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТАХ

Вугільна промисловість – це механізована галузь виробництва.

Як відомо, на вугільних шахтах найбільш трудомісткими у всьому технологічному циклі є процеси, пов'язані з виїмкою вугілля в очисних вибоях, де залучена значна кількість робітників.

Видобуток вугілля складається з низки процесів та операцій, взаємопов'язаних у часі та просторі, сукупність яких є технологією вугільного виробництва.

Сучасна технологія видобутку вугілля характеризується тривалістю загального технологічного процесу при обов'язковій його безперервності, різноманітністю операцій, що входять у цей процес, що тягне за собою різноманітність застосовуваних машин і механізмів і несприятливими умовами для роботи обладнання (рухливість робочого місця, стисненість робочого простору, вологість і запиленість), повітря, газоносність середовища, відсутність денного світла тощо).

Всі ці особливості видобутку вугілля підземним методом зумовлюють величезні труднощі як у здійсненні окремих процесів, так і в організації виробництва в цілому. При багатоопераційності технологічного процесу видобутку вугілля та обов'язкової його безперервності в основному взаємна ув'язка окремих операцій відбувається за рахунок суто організаційних заходів, і домогтися її не завжди вдається. Відомо, наприклад, що нерідко на шахтах не вдається досягти чіткої ув'язки між роботою очисного вибою та підземного транспорту.

Значне підвищення продуктивності праці у вугільній промисловості, вимагає докорінного вдосконалення існуючої та створення нової технології видобутку вугілля, що забезпечують:

- 1) мінімальну кількість технічно різноманітних, взаємопов'язаних у часі та просторі операцій та переходів від однієї операції до іншої;

2) можливість виділення максимального числа операцій в окрему групу, не пов'язану з основними і не впливає на їх виконання, що полегшує створення найбільш ефективних умов для організації потокової роботи;

3) використання найбільш ефективних, простих та надійних в експлуатації машин;

4) швидке просування очисних вибоїв;

5) безпечні умови праці;

6) автоматизацію робіт та різке скорочення зайнятих робітників аж до виведення їх з вибою;

7) високі техніко-економічні показники.

У міру розвитку та вдосконалення технічних засобів видобутку вугілля були запропоновані рішення для виїмки без кріплення очисного вибою. Така технологія виїмки вважалась прогресивним напрямом. Вона дозволяє вивести людей з очисного вибою, де найважчі умови роботи та зосереджені основні трудомісткі операції. Крім того, виїмка без кріплення очисного вибою різко скорочує витрату кріпильних матеріалів по шахті (дерев'яних, металевих або інших), оскільки найбільша витрата їх посідає очисні вибої.

До виїмки без кріплення очисного вибою можуть бути віднесені:

1. Механізована:

а) бурова;

б) комбайнами з дистанційним керуванням;

в) пилкоподібними та струговими агрегатами;

г) агрегатом із клиновим робочим органом.

2. Гідравлічна:

а) без попереднього розпушування;

б) із попереднім розпушуванням;

г) механо-гідравлічна.

3. Вибухова.

При підземній розробці вугільних родовищ вибір способу виїмки залежить від властивостей пласта і порід, що вміщують, а також від вимог, що

висуваються до якості вугілля. Застосовуються такі способи виїмки: ручний, буровибуховий, механічний, гідравлічний, геотехнологічний, а також комбіновані способи: механогідравлічний, вибухогідравлічний та механопідривний.

При буровибуховому способі для здійснення основного процесу – відбивання певної частини гірської породи від її тіла використовуються вибухові речовини (ВВ). Спочатку бурять спеціальні (випереджальні забій) вироблення - шпури. Для руйнування гірської породи застосовують механічний, гідравлічний, динамічний, електричний, електрогідравлічний та термічний способи буріння. Останні три способи використовуються для магматичних та скельних порід, а для пісковиків, глинистих та піщанистих сланців, вапняків та інших осадових порід невеликої фортеці – механічні способи буріння. На вугільних шахтах застосовують амоніти (аміачно-селітрени ВР), динаміти (нітрогліцеринові) та победити (суміш аміачно-селітрених ВР з нітрогліцериновими). Найбільш поширене електричне підривання заряду. При цьому патрони поміщають у поліетиленову оболонку, наповнену водою, яка гасить полум'я під час вибуху і одночасно пригнічує пил. Глухий виробіток, загазовану продуктами вибуху, інтенсивно провентильовують за допомогою вентиляторів [2].

Найбільш поширений механічний спосіб виїмки, коли пласт вугілля руйнується за допомогою комбайнів, стругів, скреперостругів, конвеєростругів, бурошнекових або врубових машин і т.д. При механічній виїмці вугілля системи розробки родовищ класифікуються за кількома ознаками:

- по розподілу пласта на шари: системи з розподілом і без нього;
- по довжині очисного вибою: системи з довжинами (лави) та короткими (камери) вибоями;
- за напрямом переміщення очисного вибою у виїмковому полі по відношенню до залягання пласта: системи з порухом вибою по простяганню, падінню, повстанню пласта та діагональному напрямі;

- за способом підтримки виробленого простору в період виїмки: системи з природною та штучною підтримкою виробленого простору та системи з обваленням вугілля та вміщуючих порід;
- залежно від порядку проведення підготовчих виробок у виїмковому полі стосовно очисного вибою: суцільні, стовпові та комбіновані системи розробки.

Підготовку виробки роблять за допомогою буровибухових робіт або прохідницькими комбайнами [3, 4]. При цьому використовують прохідницькі комбайни легкого типу [4–6].

Використання комбайнів легкого типу передбачає проведення підготовчих виробок перетином до 22 м² з руйнуванням гірничих порід міцністю до 6 одиниць за шкалою М.М. Протод'яконова з подолання ділянок міцністю до 8 од. До зазначеного типу прохідних комбайнів належать комбайни П-110, 1ГПКС, 1ГПКС-04, КП-25, ДПК-8, КСП-22.

Комбайни важкого типу (П-220, КСП-32, КСП-33, УПП-2, УПП-2М) дозволяють проводити виробки перетином до 30 м² і вище з руйнуванням порід міцністю понад 6 од. за шкалою М.М. Протодияконова з подолання ділянок міцністю до 10-12 од. Комбайни КСП-32, П-110 та П-220 відповідають світовому рівню і дозволяють різко підвищити темпи проведення виробок [7]. За своїми параметрами та технічними характеристиками комбайн П-110 конкурентоспроможний, а за компоновальними рішеннями – перевищує іноземні аналоги КН-22 та МК-2В (Великобританія), АМ-65 (Австрія), ЕТ-10 (Німеччина), які використовуються в різних вугледобувних країнах. Серед нових базових моделей можна виділити комбайни легкого класу - КПД, важкого класу - КПА і комплекс КПА для виробок з анкерним кріпленням [5].

Основним напрямком комплексної механізації очисних робіт є впровадження механізованих комплексів (КМД90, КДД, КДТ, ДМ) та розширення сфери їх застосування. У комплект обладнання комплексу входять вузькозахватний комбайн, скребковий конвеєр, що згинається, гідродомкрати пересування конвеєра та індивідуальне металеве кріплення.

Ефективна робота комплексів (особливо нового технічного рівня) забезпечується при навантаженні на забій 1000 т/добу на пластах потужністю 1 м, 1500-2000 т/добу. - потужністю 1,5 м, 2000-3000 т/добу. – потужністю 2 м. Втім, менше половини з введених в експлуатацію механізованих комплексів досягли зазначених навантажень, оскільки високопродуктивна техніка використовувалася на непідготовлених до цього шахтах, де не були вчасно ліквідовані "вузькі" місця у технологічних ланках, особливо в роботі транспорту та стаціонарного обладнання. Комплекси нового технічного рівня дорожчі за старі, проте вони мають значно менші експлуатаційні витрати і більшість з них експлуатується у двох-трьох вибоях без підйому на поверхню для капремонту [3, 8].

В останні роки розроблені та освоєні промисловістю більш сучасні комплекси МКДД, МДМ, МДТ (призначені для вугільних пластів потужністю 0,8–2,5 м та з кутом падіння до 35°) з розрахунковим ресурсом 15–40 тис. годин (втричі більшим, ніж у попередніх аналогів) та терміном служби без капітального ремонту не менше 8 років за загального терміну експлуатації до 15 років. Очисний комбайновий комплекс МДМА призначений для відпрацювання пологих та похилих пластів потужністю 0,85–1,5 м із бічними породами до нестійких включно. Деякі типи комплексів мають до 30 варіантів комплектації [7, 9].

Останнім часом в Україні було розроблено новий очисний комбайн УКД300 з підвищеною вдвічі-втричі надійністю приводів виконавчих органів, двома механізмами безсчіпної системи подачі, частотно-регульованим електроприводом та сучасними системами управління, діагностики та контролю. Комбайн може працювати на пластах з кутом падіння до 35°С при подвиганні вибою по простяганню і до 10°С при подвиганні по падінню або повстанню [9]. Технічні характеристики комбайна УКД300 у порівнянні з традиційними конструкціями та двома комбайнами виробництва Німеччини наведені в табл. 3.1.

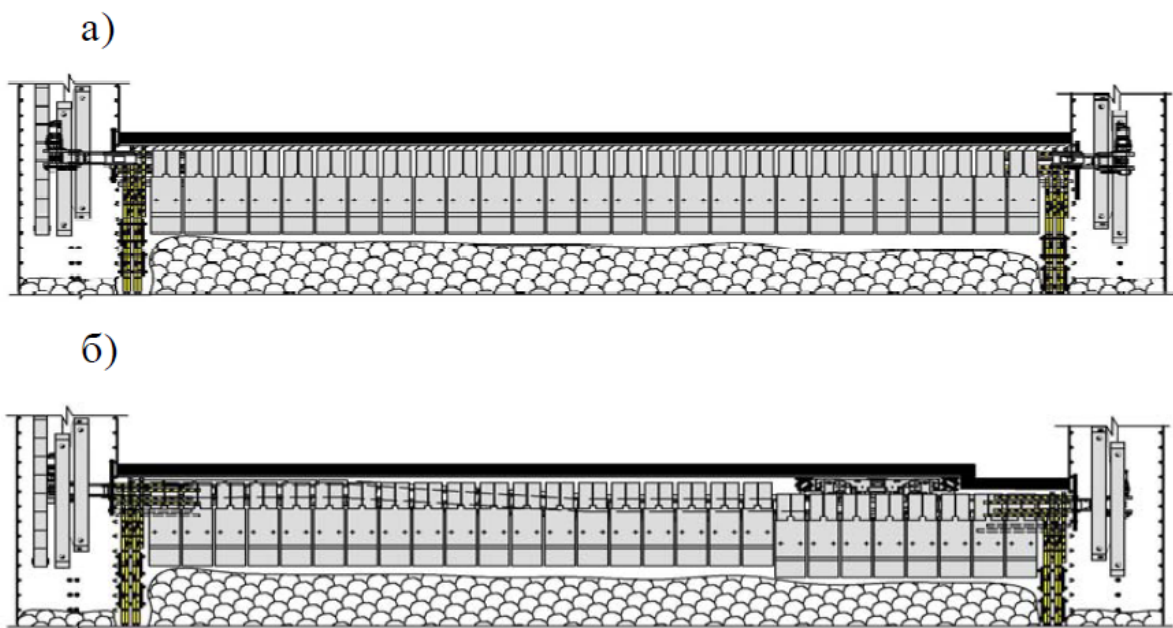
Таблиця 3.1 – Технічні характеристики вузькозахватних вугільних комбайнів

Параметри	Марка комбайна						
	УКД300	К103М	1К101У	1К101УД	КЛ80	EDW-170LN	EDW-300LN
Продуктивність, т/хв	4,0-10,0	2,0-3,2	до 2,6	2,7-4,5	2,2-3,3		
Застосовність за потужністю пласта, м	0,85-1,3	0,70-1,40	0,95-1,30	0,95-1,30	0,85-1,20	0,90-1,20	1,10-1,70
Сумарна потужність приводу, кВт, в т.ч.-Приводу виконавчого органу	360 2х150	290 2х90	110 110	290 180	290 180	170 170	335 300
Діаметр виконавчого органу, мм	800; 900; 1000	710; 800	800	800	950	750; 1050	1000
Номінальна ширина захвату, м	0,7	0,8	0,63; 0,8	0,8	0,8	0,75	0,8
Максимальна швидкість подачі, м/хв	13	5	4,4	5	5	4,8/2,4	5,4/8,6
Максимальне тягове зусилля подачі, кН	300	200	200	200	200	192/384	280/180
Довжина по осях виконавчих органів, м	6,7; 7,3	4,66		5,4	5,9		
Висота корпусу в зоні кріплення, мм	620-720	420-636	740	740	520	605-800	740
Маса, т	18,5	17,5	11	18,5	17,5	24	24

Багаторічний вітчизняний та зарубіжний досвід показує [9], що одним з найбільш ефективних способів відпрацювання тонких пластів є стругова виїмка, де відділення вугілля від масиву шляхом його сколу (зняття стружки). Ця технологія має такі переваги перед комбайновим виїмкою:

- суттєве зниження зольності за рахунок усунення присічки порід, що вміщують, покращує якість видобутого вугілля, підвищує вихід велико-середніх сортів і збільшує термін служби очисного обладнання;
- досягаються вищі навантаження на очисні вибої (до 15–20 тис. т/доб. на пластах потужністю 1-1,5 м);
- руйнування вугілля стругом у віджатій зоні і з малою глибиною захвату забезпечує мінімальну енергоємність процесу;

- підвищується безпека відпрацювання вибросонебезпечних пластів, оскільки пласт при вузькому захопленні (до 0,1 м) встигає дегазуватися під час " пробігу " струга вздовж забою;
- пилоутворення в кілька разів менше, ніж при комбайновій виїмці;
- знижуються витрати на кінцеві та допо-гальні операції;
- конструкція, принцип роботи та компонування дозволяють працювати без постійної наявності людей у вибої.



а) – фронтальна, б) – флангова

Рисунок 3.1 – Схеми виймання вугілля комбайнами

Технічні характеристики деяких стругових та скреперостругових установок наведено у табл. 3.2 [10].

Найбільший економічний ефект від впровадження стругової технології завдяки поліпшення сортності можуть мати шахти, видобувні антрацити. У той же час стругова технологія виїмки не рекомендується до застосування за наявності несправжньої або несаморушної покрівлі, міцного вугілля або міцних прошарків у зоні роботи струга, а також при відпрацюванні пластів з високим ступенем викидобезпеки. Тому сфера застосування стругової виїмки

становить не більше 20% від загального числа пластів потужністю до 1,6 м. Останнім часом промисловістю освоєно очисний струговий комплекс МДМС, розроблений Донгіпроуглемашем, для механізованої виїмки вугілля на пластах потужністю 0,85-1,35 м при довжині лави до 300 м.

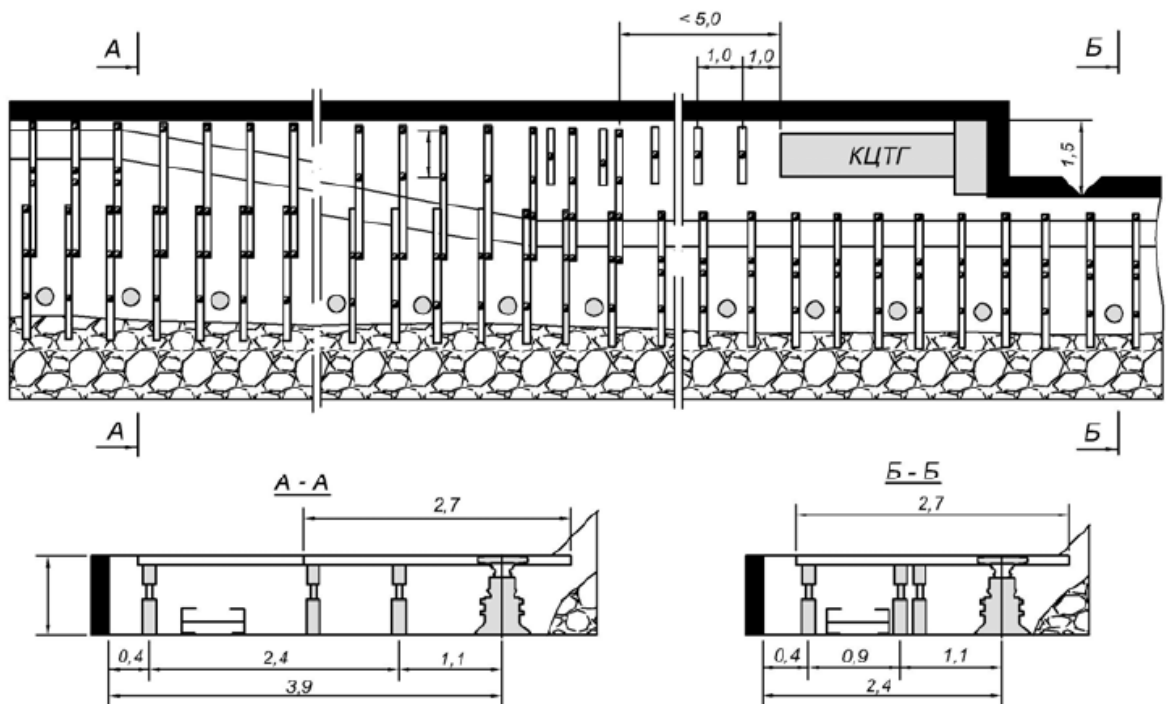


Рисунок 3.2 – Схема роботи широкозахватного комбайна 2КЦТГ

Дослідження та опрацювання, виконані в “ШахтНДІУ”, показали можливість розробки стругово-комбайнової технології [11], що дозволяє підвищити ефективність виїмки вугільних пластів потужністю 0,9–1,6 м із складними гірничо-геологічними умовами. Суть цієї технології полягає в тому, що виїмка в очисному вибої ведеться двома виїмковими машинами: 20-30% потужності пласта виймається щеленарізним комбайном, а більшість вугільного пласта - струговою установкою. Модернізована стругова установка з потужністю приводів струга та конвеєра по 500–800 кВт має напрямні, якими пересувається щеленарізний комбайн. Він обладнаний одним виконавчим органом з вертикальною віссю обертання, що служить для виїмки щілини глибиною 0,7-0,9 м. Висота щілини, що нарізається комбайном, може

поступово змінюватися від 0,2 до 0,5 м. Виконавчий орган стругової установки продуктивністю до 5,5 м²/хв має можливість проходити під виконавчим органом щілинного комбайна. Вилучення вугілля стружками постійної товщини 5–6 см значно підвищує сортність вугілля, що видобувається.

Таблиця 3.2 – Технічні характеристики стругових та скреперостругових установок

Параметри	Нові стругові та скреперостругові установки				Серійні стругові та скреперостругові установки			
	УСТ26	УСМ3	УСТ30	УВТ	УСТ2М	СО75	УСТ4	УС3
Завод-виробник	Червонолучський машзавод	Луганськ-тепловоз	Червонолучський машзавод	Луганськ-вугілля-ремонт	Харківський завод «Світло шахтаря»	Шахтинський машзавод	Горлівський машзавод	Горлівський машзавод
Потужність пласта, м	0,55-1	0,55-1,2	0,55-1,2	0,4-0,8	0,55-1	0,6-1,2	0,55-1,2	0,4-0,8
Кут падіння шару, град.	до 25	до 25	до 25	0-90	до 25	до 25	до 25	0-90
Опірність вугілля різанню, кН/м	до 250	до 300	до 250	230	до 200	до 200	до 250	200
Потужність приводу, кВт:								
– струга	2x110	2x160	2x160	1x160	4x55	2x110	2x110	1x160
– конвеєра	2x110	2x110	2x160		4x55	2x110	2x110	
Швидкість руху ланцюгів, м/с:								
– струга	0,58; 1,16	0,62; 1,55	0,58; 1,16	1,75	0,65; 1,48	0,71; 1,73	0,58; 1,3	1,62
– конвеєра	0,4; 1,03	1,0	0,4; 1,03		0,54; 1,07	0,56; 1,38	0,54; 1,07	
Калібр:								
– струга	26x92	30x108	30x108	26x72	24x86	26x92	26x92	26x92
– конвеєра	18x64	24x86	24x86		18x64	18x64	24x86	
Тип ланцюга	рознесена	здвоєна	рознесена		рознесена	рознесена	здвоєна	
Ресурс до кап. ремонту, тис. т	500	650	800	200	200	250	600	150
Середньодобова продуктивність, т	480	650	750	150	320	550	650	120

У Центральному Донбасі основним засобом комплексної механізації вуглевидобутку на крутих пластах, особливо викиднебезпечних, протягом останніх років є щитові агрегати, які відпрацьовують широкий пласт падіння [9, 12, 13]. В даний час налагоджено серійне виробництво щитових агрегатів 1АНЩ та 2АНЩ. Використання щитових агрегатів дозволяє механізувати

видобуток вугілля, кріплення та управління гірським тиском на крутих пластах потужністю 1,2–2,2 м, у три-чотири рази скоротити витрати лісоматеріалів, підвищити безпеку робіт та покращити техніко-економічні показники видобувних ділянок [14].

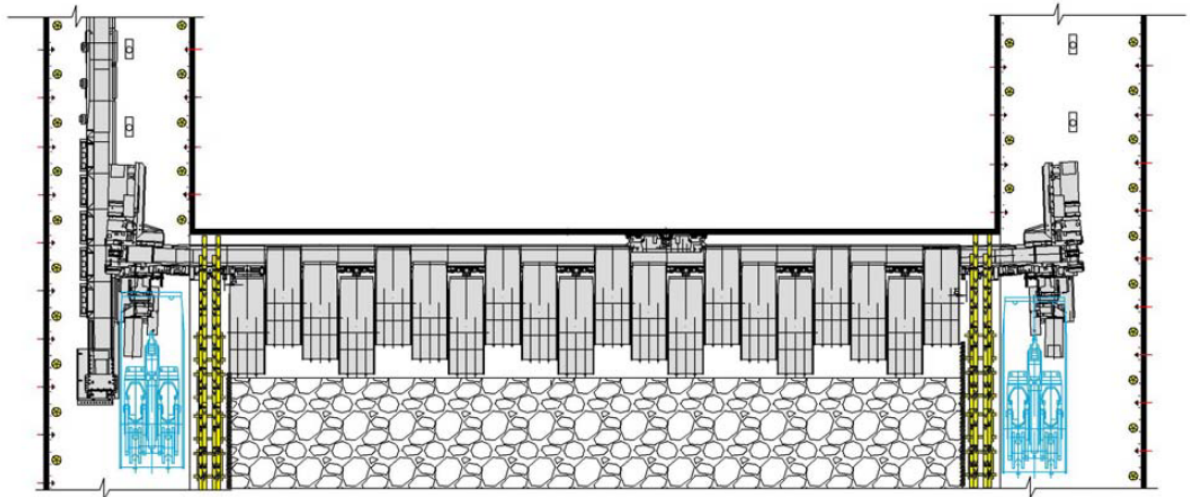


Рисунок 3.3 – Загальний вигляд стругового устаткування

Для підшвоуступної виїмки вугілля вузькими смужками за падінням пласта був створений щитовий агрегат АЩУ для пластів потужністю 0,75–1,3 м із кутами залягання 36–85°, включаючи викиднебезпечні, при опірності різанню до 300 кН/м. Технологічна схема виїмки вугілля за допомогою АЩУ передбачає підтримку виробленого простору індивідуальним кріпленням ззаду агрегату з падіння пласта з відставанням не більше 2 м. Агрегат АЩУ передбачає два виконання: з пневмоприводом (потужністю 45 кВт) та електроприводом (потужністю 90 кВт) два типорозміри: для пластів потужністю 0,75–1,3 та 1,2–1,8 м. Використання агрегату АЩУ може забезпечити підвищення продуктивності праці при видобуванні вугілля на крутих пластах у 1,5–2 рази порівняно з продуктивністю у діючих механізованих вибоях, зниження трудомісткості робіт при виїмці вугілля, кріпленні виробленого простору, монтажі та перемонтажі агрегату в 1,8–2,3 рази [15].

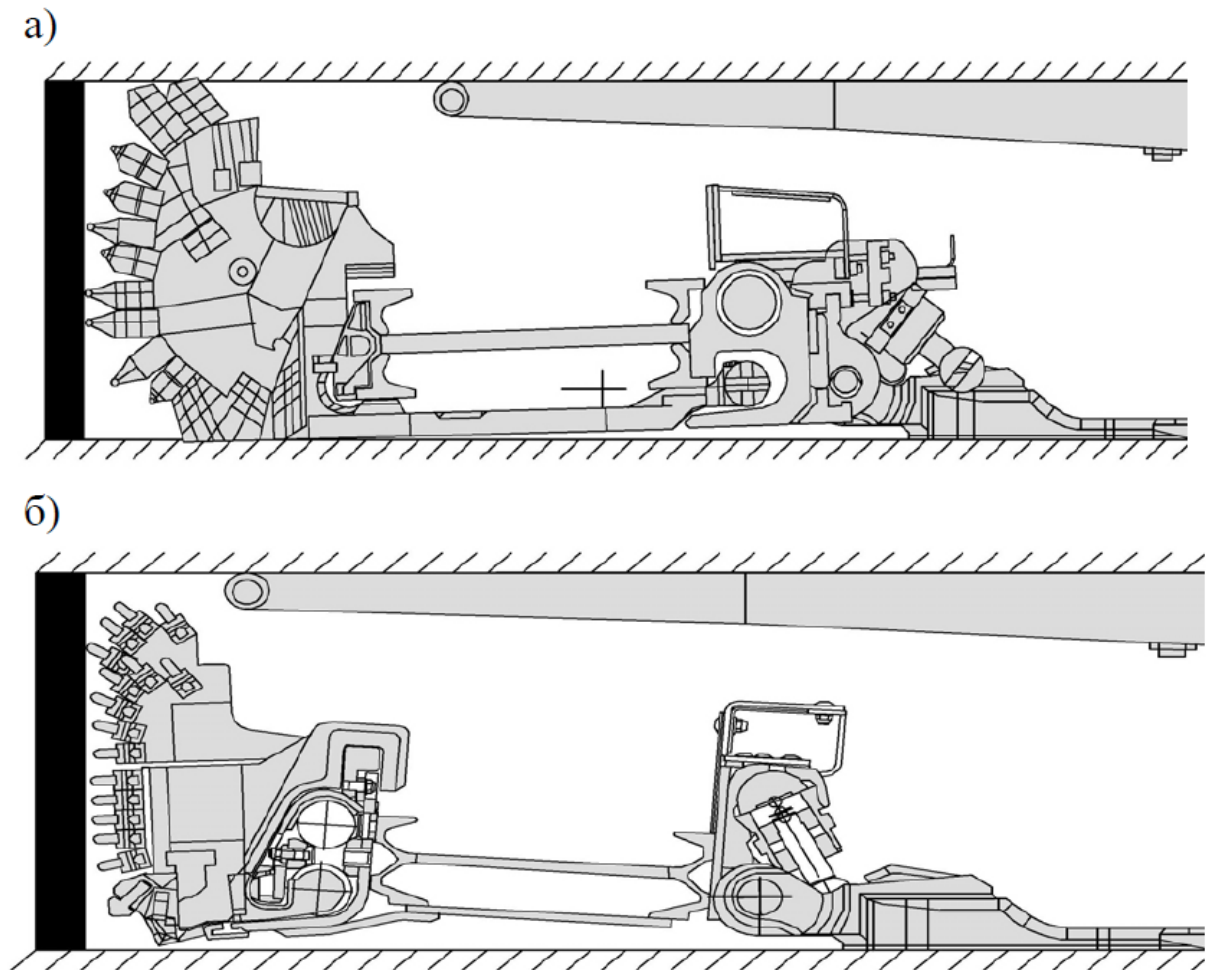


Рисунок 3.4 – Принципові конструктивні складові струга

Перспективним є використання багатостругової установки МСУ на пластах потужністю 0,4–0,9 м з кутами залягання 40–90°, яка успішно пройшла промислову експлуатацію на шахті [16].

Деякі фахівці [17, 18] вважають неперспективним створення та використання комплексів обладнання з механізованим кріпленням та керуванням покрівлею повним обваленням та комплексів безлюдної виїмки з поступовим опусканням покрівлі. Вони не відповідають умовам розробки крутих пластів і не забезпечують вирішення комплексної задачі механізації очисних вибоїв.

Гідравлічний спосіб видобутку вугілля успішно застосовувався на шахтах Донбасу у 60–80-х роках минулого століття. Гідравлічна технологія використовується в наступному діапазоні гірничо-геологічних умов:

потужність пластів - від 0,9 до 20 м; кут падіння – від 5 до 80°; міцність вугілля - від дуже міцних і в'язких до дуже слабких; газорясність шахт – від негазових до надкатегорійних та небезпечних через раптові викиди вугілля та газу; глибина розробки – до 800 м [19, 20].

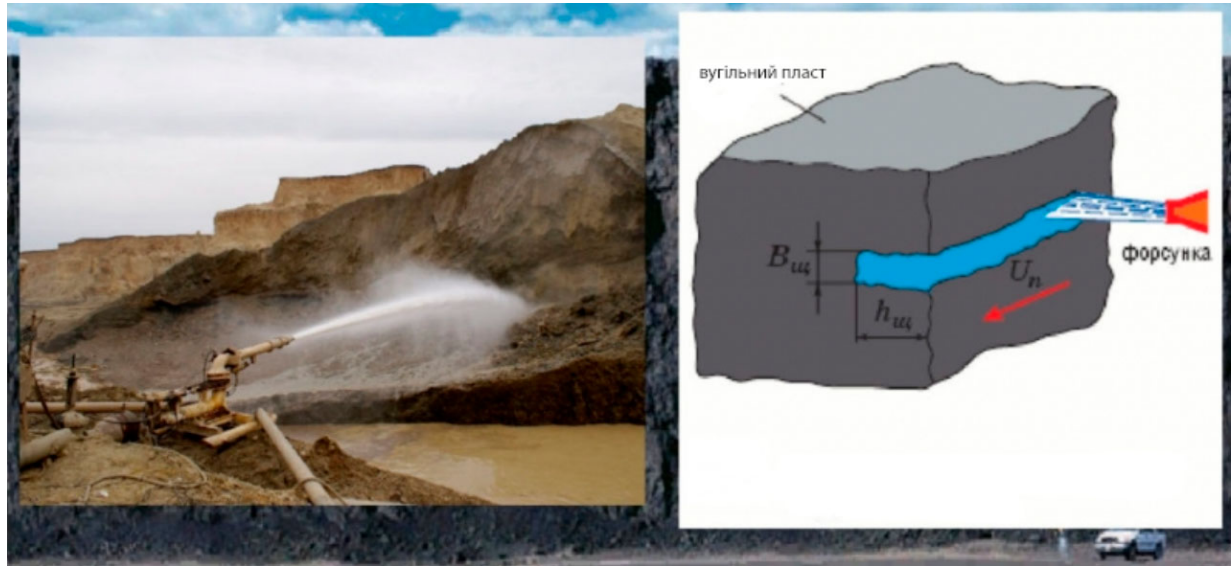


Рисунок 3.5 – Схема руйнування вугільного пласта струєю води

Оригінальний варіант гідротехнології заснований на використанні тонких струменів води високого тиску і призначений для обробки тонких і дуже тонких пластів, а також запасів, що залишаються в надрах під час закриття шахт [19, 20]. Струмені є інструментом для руйнування вугілля, а згодом вода використовується як транспортне середовище для переміщення сипучої маси з вибоїв до місця зневоднення. Технологія, побудована на застосуванні маловитратних струменів, суттєво відрізняється від традиційного гідровидобування. Діаметр тонких струменів зазвичай становить 0,25-5 мм. Дослідження показали, що ефективне різання та руйнування вугілля досягається при тиску води 20–30 МПа, для створення якого існує нагнітальне обладнання – агрегат АГБ. За потреби прискореного відпрацювання ціликів та підвищення обсягу видобутку можна застосовувати два і більше агрегати АГБ: один – для попереднього проведення свердловин; інший – для гідравлічної виїмки. Істотно, що використання водяного струменя

як руйнівного масив інструменту може бути основою для створення нових технологій безлюдної виїмки.

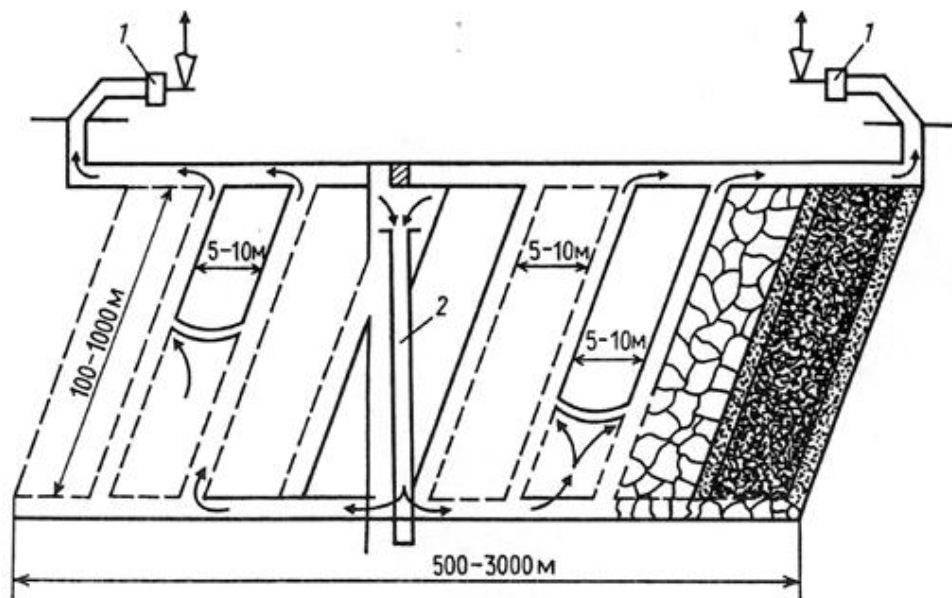
До переваг гідротехнології очисних робіт відносяться:

- швидка адаптація очисного виїмки до зміни гірничо-геологічних умов залягання пласта (за кутом падіння – від 5 до 85°, за потужністю – до 0,35 м);
- дистанційне керування установками (до 100-200 м);
- збігу часі та просторі процесів руйнування вугілля у вибої та його самоточного (у вигляді гідросуміші) транспортування по ґрунту пласта (або по жолобах) з відпрацьованою водою;
- суттєве підвищення безпеки робіт у порівнянні з механічним способом виїмки (особливо при застосуванні тонких струменів високого тиску). У цьому випадку відбувається тонкодисперсне зволоження повітря в вибої, метан, що виділяється, більш рівномірно розподіляється за перерізом вироблення (запобігає його скупченню під покрівлею), а вугільний пил зволожується. Спостерігається також ефект випереджальної дегазації за рахунок високої розчинності метану у вологому повітрі (у 4–6 разів більше, ніж у воді), що призводить до усунення причин шахтних катастроф від вибухів пилометаноповітряної суміші.
- Разом з тим спосіб має й недоліки: великі втрати вугілля, сильне його подрібнення, у багатьох випадках необхідність попередженого розпушування пласта та ін.

Можливості та перспективи використання техніки та технології видобутку вугілля на великих глибинах, що застосовуються нині, потребують глибокого аналізу та переосмислення з метою істотної зміни ситуації в галузі. Одним із можливих альтернативних рішень може бути перехід на більш ефективні нетрадиційні геотехнологічні способи відпрацьовування вугільних родовищ (підземна газифікація, гідрогенізація, пластифікація, гідровидобування за допомогою свердловин) із земної поверхні або з горизонтів глибоких шахт, що діють.

Геотехнологічні (безшахтні) способи видобутку засновані на переведенні корисного викопного в рухомий стан за допомогою здійснення на місці його залягання теплових, масообмінних, хімічних або гідродинамічних процесів. В даний час застосовуються три види геотехнологічних способів видобутку вугілля: підземна газифікація; пряме отримання електроенергії з хімічної енергії вугілля в надрах; переведення вугілля в надрах у рухомий стан та вилучення його на поверхню через свердловини.

Підземна газифікація вугілля в природному заляганні є термохімічним процесом перетворення вугілля на горючий газ, придатний для енергетичних або технологічних цілей. Ця технологія може стати одним із найдієвіших та екологічно чистих способів видобутку [21], проте вона має й серйозні недоліки: високі втрати енергії у надрах (понад 30% тепла витрачається на розігрів порід); низька теплота згоряння одержуваного газу (3–5 МДж/м³ на повітряному дутті); труднощі управління процесом горіння і, як наслідок, нестабільні характеристики видобутого газу.



1 – шурфи; 2 – повітряподавальний ствол

Рисунок 3.6 – Принципова схема підземної газифікації вугільного пласта

Недоліки способу підземної газифікації диктують необхідність розробки альтернативної технології підземної термохімічної переробки

вугілля. Подібна технологія була розроблена у 2004–2006 роках Донбаським державним технічним університетом [22, 23]. Її основним моментом є керування процесами горіння та теплообміну при переробці вугілля в місці залягання.

Ділянку пласта оконтурюють виробками, формуючи задані розміри енергетичного блоку (ЕБ). З цих виробок у ґрунт пласту пробурюють свердловини, в яких розміщують сталеві труби, пов'язані з вхідною та вихідною магістралями. З поверхні до ЕБ бурять повітряподаючу та газовідвідну свердловини, пов'язані з каналами в пласті. У підземній камері розміщуються електрогенеруючі агрегати. Тепло, що виділяється при горінні (газифікації) вугілля в ЕБ, витрачається на нагрівання води в сталевих трубах, що забезпечує роботу електрогенеруючих агрегатів (наприклад, модульних геотермальних агрегатів "Туман-2", працюючих на воді з температурою $\sim 200^{\circ}\text{C}$).

Розрахунки показують, що при розмірах ЕБ 300-100 м та потужності пласта 0,8 м додатково до продуктів газифікації можна отримати до 30 млн. кВт/год електроенергії. Істотною перевагою цієї технології є також підвищення теплотворної здатності пального газу, так як у замкнутому блоці можливе ефективне регулювання параметрів процесу газифікації (температури, тиску, швидко-ти подачі дуття і т. д.) [23].

Ще один перспективний геотехнологічний спосіб виїмки— це свердловинне гідровидобування вугілля, тобто, перетворення вугілля на місці залягання на гідросуміш та її відкачування на поверхню. Гідросуміш можна відкачувати ерліфтом, гідроелеватором, занурювальним насосом і т.д.

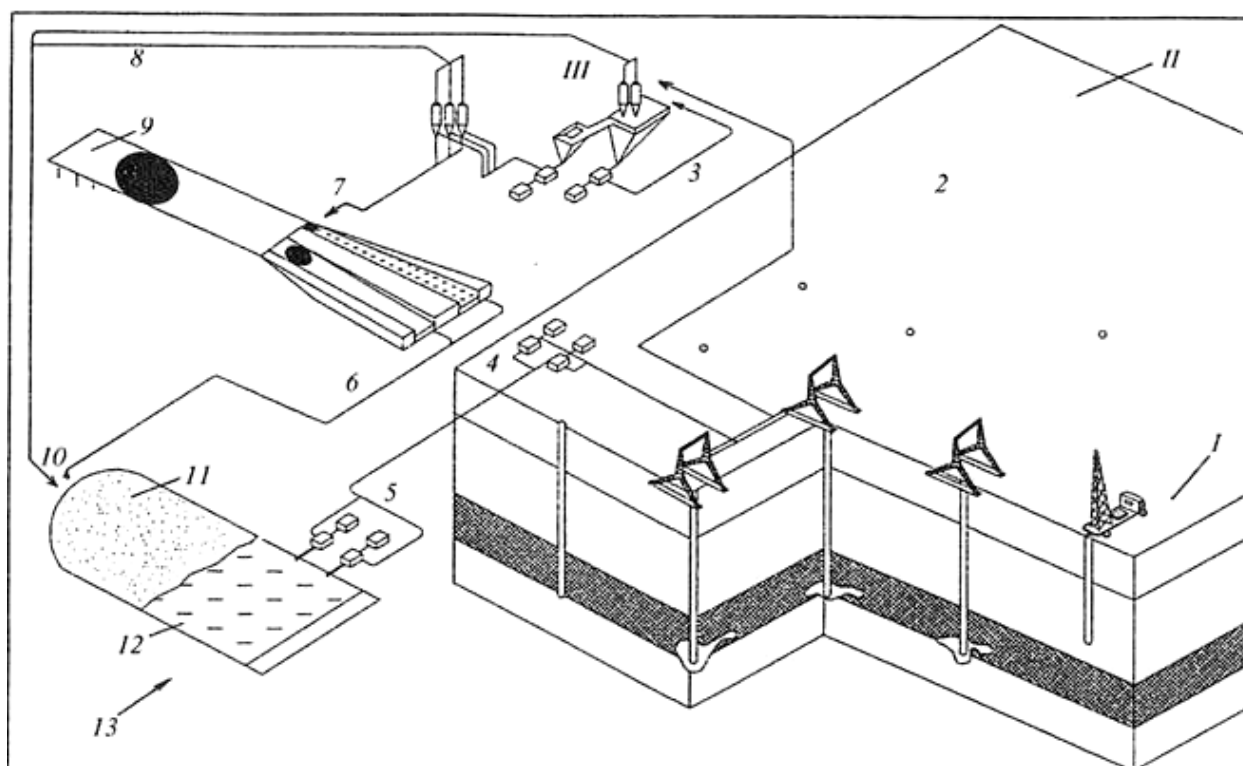


Рисунок 3.7 – Принципова технологічна схема свердловинного гідродобування

4 ВИБІР ОЧИСНОГО ОБЛАДНАННЯ

4.1 Загальні положення

Отже, спираючись на проведені дослідження технологічних схем виймання вугільного пласта в цілому, та в межах шахти, аналізуючи технологію ведення очисних робіт на шахти, можна стверджувати, що так як досвіду роботи по видобутку вугілля за допомогою стругів на підприємстві немає, геотехнології видобування на шахті ніхто не використовував то залишається технологія виймання вугілля за допомогою вузькозахватних очисних комбайнів під захистом механізованого кріплення.

Тому для подальшого будемо розглядати саме цю технологію видобутку.

4.2 Вибір типу та типорозміру механізованого кріплення

На підприємстві використовують механізоване кріплення типу 2КД90 та 2КДД, яке є досить сучасним варіантом механізованих кріплень, також на підприємстві є досвід як експлуатації так і поточного ремонту цього обладнання. Отже, перевіримо доцільність його використання.

Таблиця 4.1 – Порівняльні характеристики кріплення, що використовується на шахті

Показники	Фактичні показники по лаві	Паспортні показники для роботи комплексу 2 КД-90	Паспортні показники для роботи комплексу 2 КДД
$m_{\min} - m_{\max}$ (м)	1,05-1,42	1,1 -1,5	1,35-2,4
$\alpha_{\min}-\alpha_{\max}$ (град)	7 (по повстанню)	До 10	До 10

Розрахунок виконується згідно з «Методичними положеннями щодо розробки проектів підготовки та відпрацювання полів (ділянок) новими механізованими комплексами та проведення виробок новою прохідницькою технікою. Донецьк.2001 р.»

Мінімальна потужність пласта, при якій забезпечується нормальне функціонування машини в зоні проходу виїмкової машини під кріпленням (відстань до найбільш віддаленої від вибою частини корпусу комбайна) визначається за формулою:

$$m_1 = \frac{H_k + e_1 + t_1 + h_y + h_z + h_3}{1000(1 - 0,05R_1)}, \text{ м}$$

де: H_k - габаритна висота корпусу комбайна від ґрунту пласта, мм
 $H_k = 930$ мм

B_1 - товщина консолі перекриття секції кріплення в зоні проходу виїмкової машини під кріпленням, мм
 $B_1 = 120$ мм

t_k - величина підштибування завальної боковини конвеєра, мм
 $t_k = 30$ мм

t_1 - величина породної подушки на консолі перекриття секції кріплення в зоні проходу виїмкової машини під кріпленням, мм
 $t_1 = 30$ мм

h_y - величина вільного простору для управління комбайном по простяганню пласта, мм
 $h_y = 50$ мм

h_r - величина вільного простору для проходу виїмкової машини під кріпленням, мм
 $h_r = 50$ мм

h_z - запас вільного простору для проходу виїмкової машини під кріпленням, мм
 $h_z = 50$ мм

0,05 - коефіцієнт, що враховує властивості бічних порід, 1/м

R_1 - відстань від вибою до найбільш віддаленої частини корпусу комбайна, м $R_1 = 2,0$ м

$$m_1 = \frac{930 + 120 + 30 + 30 + 50 + 50 + 50}{1000(1 - 0,05 \cdot 2,0)} = 1,4 \text{ м}$$

Мінімальна потужність пласта m_2 , при якій забезпечується мінімальна висота проходу для людей під механізованим кріпленням при роботі комплексу (перетин від вибою до середини проходу для людей) визначається за формулою:

$$m_2 = \frac{B_o + B_2 + H_{\text{л}} + t_o + t_2}{1000(1 - 0,05 R_2)}, \text{ м}$$

де B_o, B_2 - відповідно товщини основи та перекриття секції кріплення, мм
 $Y = 130 \text{ мм}, B_2 = 120 \text{ мм}$

$H_{\text{л}}$ - мінімальна висота проходу для людей під кріпленням при роботі комплексу, мм
 $H_{\text{л}} = 500 \text{ мм}$

t_o, t_2 - відповідно товщина підштибування подушки під основою секції кріплення та породної подушки на перекритті, мм
 $t_o = 30 \text{ мм}, t_2 = 30 \text{ мм}$

R_2 - відстань від вибою до середини проходу для людей, м $R_2 = 2,5 \text{ м}$

$$m_2 = \frac{130 + 120 + 500 + 30 + 30}{1000(1 - 0,05 \cdot 2,5)} = 0,93 \text{ м}$$

Мінімальна потужність пласта, при якій забезпечується робота механізованого кріплення комплексу без посадки за секцією на «жорстку» базу при вторинних осадах покрівлі, визначається з урахуванням підвищеного опускання покрівлі за формулою:

$$m_3 = \frac{H_{\text{vin}} + h_p}{1000(0,9 - 0,05 \cdot R_3)}, \text{ м}$$

де H_{min} - мінімальна конструктивна висота кріплення по задньому ряду стійок, мм, $H_{\text{min}} = 990 \text{ мм}$

h_p - запас гідравлічної розсувності стійок на розсuvку кріплення від тиску, мм $h_p = 50$ мм

R_3 - відстань від вибою до заднього ряду стійок кріплення, $mR_3 = 2,9$ м

$$m_3 = \frac{990 + 50}{1000(0,9 - 0,05 \cdot 2,9)} = 1,35 \text{ м}$$

Таким чином, за мінімальну потужність пласта, що виймається, в південній корінній лаві пл. l_1 бл. №3 приймається найбільше розрахункове значення, тобто 1,4 м. Присікання порід складе – 0,15м

На кожній кінцевій ділянці лави на довжині 10 м потужність пласта, що виймається, збільшується до 1,50м для забезпечення можливості обслуговування та ремонту комбайна.

Для недопущення появи «ступенів» на кінцевих ділянках лави перед ними передбачаються перехідні ділянки завдовжки також 10 м.

Середня потужність, що виймається, на перехідних ділянках складе:

$$m_{вп} = (m_{вл} + m_{вк}) / 2 = (1,4 + 1,5) / 2 = 1,45 \text{ м}$$

Визначаємо середню потужність, що виймається, по лаві з урахуванням кінцевих і перехідних ділянок визначається як:

$$m_{вср} = (m_{влл} + m_{вклк} + m_{впп}) / L$$

$$m_{вср} = (1,4 * 308 + 1,5 * 20 + 1,45 * 20) / 348 = 1,41 \text{ м}$$

Розрахунки показують необхідність присікання бічних порід на 0,15м при використанні механізованого кріплення 2КД90 та 2КДД.

Це говорить про те, що другий типорозмір цього механізованого кріплення для пласта із потужністю 1,25м не є доцільним так як воно завелике для цього пласта (див. таблицю 4.1), що впливає на необхідність присікання

бічних порід і тим саме збільшуючи зольність, а вона в свою чергу сприяє знеціненню ринкової вартості такого вугілля без збагачення, скорішому зносу зубків на виконавчому органі комбайну, збільшення енерговитрат на видобуток 1 т вугілля.

Згідно із таблиці 4.1 механізоване кріплення 2КДД не відповідає умовам його використання по мінімальній потужності пласта, тому потрібно розглянути перший типорозмір (1КДД) цього кріплення для можливості його застосування в цих умовах.

$$m_1 = \frac{800 + 80 + 40 + 35 + 50 + 55 + 50}{1000(1 - 0,05 \cdot 1,825)} = 1,17 \text{ м}$$

$$m_3 = \frac{740 + 55}{1000(0,9 - 0,05 \cdot 3,73)} = 0,97 \text{ м}$$

Отже, мехкріплення 1КДД розміщується в перетину пласта потужністю 1,25м без присікання бічних порід, тому доцільно залишити його для використання в лаві для механізації процесів видобутку та кріплення в лаві.

В якості видобувного механізму підприємство використовує комбайн КШ-1КГУ, котрий не витримує ніякої критики, дуже сильно швидкість його пересування по лаві при видобутку вугілля віз супротиву пласта різанню, в той час як сучасні вузькозахватні комбайни від цього фактору майже не залежать.

В якості виїмкового устаткування обираємо вузькозахватний комбайн вітчизняного виробник УКД200-250, котре застосовується разом із обраним механічним кріпленням (1КДД) на пластах із потужністю 0,85-1,3м, опору різанню до 360кН/м, має ширину захвату 0,63м, 0,7м, та 0,8м, винесену систему подачі та максимальну маневрову швидкість 5м/хв. Отже, для умов відпрацювання лави пласта 1₁ бл. №3.

В якості засобу транспортування обираємо скребковий лавний конвеєр по типу СП326, котрий в змозі працювати як із обраним кріпленням, так із очисним комбайном.

Так як пласт не викиднебезпечний, обираємо човникову схему роботи комбайна, та ширину захвату 0,8м. Виймальна потужність пласта складає 1,25м, щільність вугілля 1,30т/м³.

Необхідний робочий опір мех.кріплення проводиться за формулами (15), (16) «Керівництва...» з вибором більшого значення отриманих величин.

Необхідний робочий опір механізованого кріплення за умовою руйнування покрівлі визначається за формулою:

$$Q_{реж} \geq 0,6\gamma \frac{f_{н.к}^2}{f_{ср}^2} (S + R_x)^2, \text{ кН}, (15)$$

де R_x - відстань від вибою до місця встановлення ряду стійок, м.
 $R_x = 4,37$ м;

Необхідний робочий опір механізованого кріплення за умовою підтримки покрівлі визначається за такою формулою:

$$Q_{под} \geq \frac{\gamma \pi^2}{6 f_{ср}^2} [(L_{np} + S)^3 - S^3], \text{ кН}, (16)$$

де - об'ємна вага породи - 24 кН/м³;

$f_{нк}$ — показник вугільної міцності порід безпосередньої покрівлі 4,3;

$f_{ср}$ — показник питомої міцності порід покрівлі — 4,0 м;

S — розмір зони зруйнованого вугілля, м

$$S = \frac{m}{2 \times \lambda \times tg \times P} \times \ln \left[\frac{(\partial_0 - 2 \times c \times \sqrt{\lambda}) \times tg P}{c \times (2 \sqrt{\lambda} \times tg P + 1)} + 1 \right], \text{ м} (11)$$

де, m - потужність пласта, м ($m = 1,25$ м);

$tg P$ - тангенс кута внутрішнього тертя для вугілля, $tg P = 0,35$;

λ — коефіцієнт бічного розпору, $\lambda = 2,0$;

d_0 — найбільший тиск на пласт, кН/м²

$$\partial_0 = \gamma \times H \times \left(1 + 2,22 \times \frac{\ell}{H} + 1,40 \times \frac{\ell^2}{H^2} \right), \quad (10)$$

$$\text{де } \ell = \ell_{\max} = f_{cp} \sqrt{H} = 4 \times \sqrt{970} = 124,6 \quad (7)$$

H – глибина розробки (970 м)

$$\partial_0 = 24 \times 970 \times \left(1 + 2,22 \times \frac{124,6}{970} + 1,40 \times \frac{124,6^2}{970^2} \right) = 30457 \text{ кН/м}^2$$

c – зчеплення вугілля, кН/м² $c=600$ кН/м² (табл. Б.2)

$$S = \frac{1,25}{2 \times 2 \times 0,35} \times \ln \left[\frac{(30457 - 2 \times 600 \times \sqrt{2}) \times 0,35}{600 \times (2 \times \sqrt{2} \times 0,35 + 1)} + 1 \right] = 1,007 \times \ln 9,4 = 2,24 \text{ м}$$

$$Q_{\text{рез}} \geq 0,6 \times 24 \times \frac{4,3^2}{4,0^2} \times (2,24 + 4,37)^2 = 727 \text{ кН}$$

Необхідний робочий опір механізованого кріплення за умови підтримки покрівлі в момент генерального осаду визначається за такою формулою:

$$Q_{\text{под}} \geq \frac{\gamma \pi^2}{6 f_{cp}^2} [(L_{np} + S)^3 - S^3], \text{ кН} \quad (16)$$

де L_{np} - мінімально необхідна ширина простору, що підтримується, при якій відбувається повна підготовка виробленого простору розпушеною породою.

$$L_{np} \geq \frac{2\sqrt{2}}{\pi} \times \frac{f_{cp} \times \sqrt{m}}{\sqrt{k_p} - 1} - \frac{m}{(k_p - 1) \times \operatorname{tg} \frac{\pi}{3}} - S, \quad (14)$$

де k_p - середній коефіцієнт розпушування порід у зоні безладного обвалення.

$$k_p = F \times \left(\frac{\sqrt{m}}{f_{cp}} \right) \quad (13)$$

$$\frac{\sqrt{m}}{f_{cp}} = \frac{\sqrt{1,25}}{4,0} = 0,3$$

$k_p = 1,2$ за графіком функції від $\frac{\sqrt{m}}{f_{cp}}$ [25].

$$L_{np} \geq \frac{2 \times \sqrt{2}}{3,14} \times \frac{4,0 \times \sqrt{1,25}}{\sqrt{1,2-1}} - \frac{1,25}{(1,2-1) \times \operatorname{tg} \frac{3,14}{3}} - 2,24 = 4,32$$

$$Q_{nod} \geq \frac{24 \times 3,14^2}{6 \times 4^2} \times [(4,32 + 2,24)^3 - 2,24^3] = 0,76 \times [1095,9 - 85,8] = 1670 \text{ кН}$$

Паспортний робочий опір секції механізованого кріплення: 1КДД-2600-3010кН.

За результатами розрахунків маємо відповідність використання комплексу 1МКДД гірничо-геологічним та гірничотехнічним умовам у південній корінній лаві пл. №1 бл.№3.

Породи основної покрівлі пласта ІІ по обвалювальності відносяться до категорії А₂. На підставі «Керівництва...» у південній корінній лаві пл. №1 бл.№3 приймається спосіб керування покрівлею - повне обвалення.

5 ВИБІР ТА ОБГРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВЕДЕННЯ ОЧИСНИХ РОБІТ

5.1 Розрахунок швидкості подачі комбайна

Розраховується опір вугілля різанню $A_{рф}$, кН/см, з урахуванням віджиму вугілля в його привибійній частині за формулою:

$$A_{рф} = A_p \cdot K_{от},$$

де $K_{от}$ – коефіцієнт віджиму вугілля, що визначається за формулою

$$K_{от} = 0,48 + \frac{r - 0,1 \cdot m}{r + m}$$

де r – ширина захвату комбайна, м;

m – потужність пласта, що виймається, м.

$$K_{от} = 0,48 + \frac{0,8 - 0,1 \cdot 1,25}{0,8 + 1,25} = 0,81$$

$$A_{рф} = 1,89 \cdot 0,81 = 1,53 \text{ кН/см}$$

Визначаю двічі можливу швидкість подачі комбайна $V_{1ппр}$ та $V_{11ппр}$ при найближчих до $A_{рф}$ табличних значеннях опірності вугілля різанню за формулою

$$V_{ппр}^1 (V_{ппр}^{11}) = V_{ппр1} - \frac{m - m_1}{m_2 + m_1} \cdot (V_{ппр1} - V_{ппр2}),$$

де m - Виймається потужність пласта, прийнята в проекті, м;

m_1 , m_2 – відповідно мінімальне та максимальне значення потужності пласта для даного типу комбайна, м;

$V_{ппр1}$, $V_{ппр2}$ – значення швидкості подачі комбайна відповідні m_1 та m_2 , м/хв.

$$V_{ппр}^1 = 5,0 - \frac{1,25 - 0,85}{1,3 - 0,85} (5,0 - 5,0) = 5 \text{ м/хв}$$

$$V_{np}^2 = 5,0 - \frac{1,25 - 0,85}{1,3 - 0,85} (5,0 - 4,4) = 4,5 \text{ м/хв}$$

Остаточно за A_{pf} , можлива швидкість подачі комбайна визначаю за формулою

$$V_{np} = \left[V_{np}^1 - \frac{A_{p\phi} - A_p^1}{A_p^{11} - A_p^1} (V_{np}^1 - V_{np}^{11}) \right] \cdot k_{nk},$$

де k_{nk} – коефіцієнт збільшення швидкості подачі комбайна при виїмці в'язкого вугілля, для крихкого вугілля $k_{nk} = 1,00$ так як щільність вугілля в масиві дорівнює $1,3 \text{ т/м}^3$ [1].

$$V_{np} = \left[5 - \frac{1,53 - 1,0}{2,0 - 1,0} \cdot (5 - 4,5) \right] \cdot 1,00 = 4,7 \text{ м/хв}$$

Визначаю складові сили різання у напрямку подачі комбайна

$$F_n = F_n^1 - \frac{A_{p\phi} - A_p^1}{A_p^{11} - A_p^1} \cdot (F_n^1 - F_n^{11}),$$

де F_n^1 та F_n^{11} – складові сили різання у напрямку подачі комбайна, кН.

$$F_n = 36 - \frac{1,53 - 1,0}{2,0 - 1,0} \cdot (36 - 62) = 49,8 \text{ кН}$$

Можлива швидкість подачі комбайна за допустимим тяговим зусиллям його механізму подачі $V_{тяг}$ (м/хв) визначаю за формулою

$$V_{тяг} = \frac{V_{np}}{0,1 \cdot F_n} \cdot (0,1 \cdot F_T - 1,4 \cdot G \cdot (0,2 + 0,016 \cdot \alpha)),$$

де F_T - тягове зусилля частини комбайна, що подає, кН;

G – маса комбайна, т;

α – кут падіння пласта, град.

$$V_{\text{тяг}} = \frac{4,7}{0,1 \cdot 49,8} \cdot (0,1 \cdot 250 - 1,4 \cdot 14,8 \cdot (0,2 + 0,016 \cdot 5)) = 18,12 \text{ м/хв}$$

Так як $V_{\text{тяг}} = 18,12 \text{ м/хв} > V_{\text{доп}} = 5,0 \text{ м/хв}$, то приймаю $V_{\text{тяг}} = 5,0 \text{ м/хв}$.

Можлива швидкість подачі комбайна, обумовлена швидкістю кріплення комплексно-механізованої лави (м/хв)

$$V_{\text{кр}} = V_{\text{крт}} \cdot k_{\text{сх}} \cdot k_{\text{уп}} \cdot k_{\text{уст}},$$

де $V_{\text{крт}}$ – швидкість кріплення при послідовно схемі пересування кріплення та стійких бічних породах, м/хв;

$k_{\text{сх}}$ - коефіцієнт враховує схему пересування кріплення;

$k_{\text{уп}}$ - коефіцієнт зниження швидкості кріплення зі збільшенням кута падіння;

$k_{\text{уст}}$ – коефіцієнт, що враховує стійкість та обводненість порід покрівлі та ґрунту.

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

Остаточна швидкість подачі комбайна при виїмці вугілля приймаю з умови

$$V_{\text{п}} = \min(V_{\text{ппр}}, V_{\text{тяг}}, V_{\text{кр}}),$$

$$V_{\text{п}} = \min(4,7; 5; 3,0),$$

$$V_{\text{п}} = 3,0 \text{ м/хв},$$

Виходячи з розрахунків, вироблених за формулою, приймаємо швидкість подачі комбайна $V_{п}=3,0\text{м/хв.}$

5.2 Розрахунок нормативного навантаження на очисний вибій

Нормативне навантаження на очисний вибій визначається за такою формулою:

$$A_n = A_o * \frac{N_{33} * T_{3M}}{1080} * \gamma / 1,4 * k_k * k_{дог} * k_{гп} * k_{сс} = \text{т/добу}$$

Де: A_0 – табличний норматив навантаження на видобуток;

N_{3M} - кількість змін з видобутку вугілля за добу;

T_{3M} – тривалість зміни, хв;

γ - щільність гірської маси, що виймається в масиві, т/м³;

k_k – коефіцієнт, працювати двома комбайнами;

$k_{дв}$ – коефіцієнт, на фактичну довжину очисного вибою;

$k_{гп}$ - коефіцієнт, що враховує складні гірничо-геологічні умови ведення очисних робіт;

$$k_{гп} = k_1 * k_2 * k_3 ;$$

де:

k_1 – коефіцієнт, що враховує наявність геологічних порушень;

k_2 - коефіцієнт, що враховує наявність «хибної» та нестійкої покрівлі, а також зменшення пласта;

k_3 - коефіцієнт, що враховує надходження води в очисний вибій;

$k_{сс}$ -коефіцієнт, що враховує термін служби обладнання для застарілих конструкцій.

Визначаємо табличний норматив навантаження на добувний вибій:

$$A_0 = A_1 + \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (A_2 - A_1), \text{ т/добу}$$

де: m - виймальна потужність пласта, що відпрацьовується, м;

m_1 і m_2 - відповідно нижня і верхня межі застосування виїмкової машини за потужністю пласта, м;

A_1 і A_2 - нормативні (табличні) навантаження відповідні нижньому та верхньому межах застосування виїмкової машини за потужністю пласта, т/добу;

Для нижньої (0,9м) та верхньої (1,6м) меж застосування комплексу 1МКДД з комбайном УКД 200-250 вибираємо відповідні зазначеним межах нормативні навантаження ($A_1=870$ та $A_2=1250$ т/добу).

Розраховуємо табличне навантаження на очисний вибій для конкретної виїмкової ділянки:

$$A_0 = 870 + \frac{1,25 - 0,9}{1,6 - 0,9} (1250 - 870) = 1060 \text{ т/добу}$$

Розраховуємо нормативне навантаження на очисний вибій для конкретної виїмкової ділянки:

$$A_n = 1060 * \frac{3 * 360}{1080} * 1,3 / 1,4 * 1,0 * 1,04 * 0,9 * 0,9 = 830 \text{ т/добу}$$

Де: A_0 - 1060 т/добу;

$N_{зм}$ - 3см;

$T_{зм}$ - 360 хв;

γ - 1,3т/м³;

k_k - 1,0 одночасно у роботі перебуває лише один комбайн;

$k_{дв}$ - 1,04, на фактичну середню довжину очисного вибою = 314м:

$k_{гп}$ - коефіцієнт, що враховує складні гірничо-геологічні умови ведення очисних робіт;

$$k_{гп} = k_1 * k_2 * k_3 = 1 * 0,9 * 1 = 0,9;$$

де:

k_1 - 1 на диз'юктивні порушення;

$k_2 - 0,9$ на хибну та нестійку покрівлю;

$k_3 - 1$ на обводненість вибою;

$k_{cc} - 0,9$ на термін експлуатації обладнання.

Остаточно приймаємо нормативне навантаження на рівні 830 т/сут.

5.3 Розрахунок навантаження на очисний вибій по спроможності виїмкового обладнання

Середньодобове навантаження на очисний вибій розраховується по гірничій масі

$$A_{доб}^T = A_{см} \cdot n_{см} \cdot k_{г.н}, \text{ Т / добу,}$$

де $A_{см}$ - середньозмінне навантаження на очисний вибій, т / змін;

$n_{см}$ - число робочих змін з видобутку на добу;

$k_{г.н}$ - коефіцієнт зменшення навантаження при роботі очисного забою в особливо складних гірничо-геологічних умовах.

При стійкої покрівлі та організації кріплення з переміщенням робочих за комбайном:

$$A_{см} = T_{см} \cdot \min \{ q \cdot k_m; m \cdot \gamma \cdot r \cdot k_r \cdot \mu_{кр} \cdot V_{кр} \}, \text{ Т / ЗМ,}$$

де $T_{см}$ - тривалість робочої зміни, 360 хв;

q - середня продуктивність комбайна, т / хв;

k_m - змінний коефіцієнт машинного часу комбайна з виїмки вугілля (без урахування додаткових простоїв в кінці циклу через очікування закінчення кріплення лави);

$$q = \min \{ q_n \cdot k_{н.с}; Q_m; q_{к.л}^{кр} \}, \text{ Т / хв,}$$

де q_n - продуктивність комбайна, розрахована за швидкістю подачі

$$q_n = m \cdot \gamma \cdot r \cdot k_r \cdot V_n, \text{ Т / хв,}$$

$$q_{\text{п}} = 1,25 \cdot 1,3 \cdot 0,8 \cdot 1,0 \cdot 3,0 = 3,9 \text{ т / хв},$$

$q_{\text{кр}}$ - продуктивність комбайна, розрахована за швидкістю кріплення

$$q_{\text{кр}} = m \cdot \gamma \cdot r \cdot k_r \cdot V_{\text{кр}}, \text{ т / хв},$$

$$q_{\text{кр}} = 1,25 \cdot 1,3 \cdot 0,8 \cdot 1,0 \cdot 3,0 = 3,9 \text{ т / хв},$$

$k_{\text{п.с}}$ - коефіцієнт зниження продуктивності комбайна через недостатнє резерву приймальної здатності дільничної конвеєрної лінії. Визначається за допомогою графіка залежності $k_{\text{п.с}}$ від коефіцієнта резерву приймальної здатності дільничної конвеєрної лінії $k_p^{\text{п.с}}$ (Рис. 1) [26]

$$k_p^{\text{п.с}} = \frac{q_{\text{п.с}}}{q_{\text{п}}},$$

де $q_{\text{п.с}}$ - приймальня здатність дільничної конвеєрної лінії

$$q_{\text{п.с}} = \min \left\{ \frac{Q_{\text{д}}}{60}; \gamma_{\text{н}} \cdot V_{\text{к.л}}^{\text{п.с}} \right\}, \text{ т / хв},$$

де $Q_{\text{д}}$ - продуктивність засобів доставки, 400т / ч. Визначається як мінімальна з продуктивностей послідовного ланцюга скребкових конвеєрів, встановлених в лаві, просіці, печі та перевантажувача.

$\gamma_{\text{н}}$ - насипна щільність гірської маси, т / м³;

$V_{\text{к.л}}^{\text{п.с}}$ - приймальня здатність дільничної конвеєрної лінії, м³ / хв.

$$q_{\text{п.с}} = \min \left\{ \frac{400}{60} = 6,7; 1,3 \cdot 8,4 = 10,9 \right\} = 6,7 \text{ т / хв},$$

$$k_p^{\text{п.с}} = \frac{6,7}{3,9} = 1,7$$

За графіком рис.1 [1] визначаємо $k_{n.c.}$, Який при $k_p^{n.c.} = 1,7$ буде дорівнює $k_{n.c.} = 0.98$.

$q_{к.л}^{пр}$ - пропускна здатність дільничної конвеєрної лінії, розрахована за продуктивністю конвеєрів, т / хв. Приймається рівною найменшою з пропускних спроможностей $q_{л.к}$ кожної окремої конвеєрної установки.

Пропускна здатність кожного дільничного стрічкового конвеєра, розрахована за його продуктивності, визначається за формулою

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

де P - годинна продуктивність конвеєра, т / год. Визначається за доданою до конвеєра технічної документації.

$V_{л}$ - швидкість руху конвеєрної стрічки, 2,0 м / с (табл. А.5 [26]);

$l_{до}$ - відстань між місцем надходження вугілля на конвеєр і місцем його розвантаження з конвеєра, 500 м.

$$q_{л.к} = \frac{504}{60 \left(1 + 4,66 \sqrt{\frac{2.0}{500}} \right)} = 3.97 \text{ т / хв}$$

Середня продуктивність комбайна визначається з наступних величин:

$$q = \min\{3,9 \cdot 0,98 = 3,87; \infty; 3,97\} = 3,87 \text{ т / хв.}$$

k_m - змінний коефіцієнт машинного часу комбайна з виїмки вугілля (без урахування додаткових простоїв в кінці циклу через очікування закінчення кріплення лави)

$$k_m = \left[\frac{1}{\mu_I} + \left(\frac{1}{\mu_{II}} - 1 \right) \left(1 + \frac{\frac{1}{\mu_I} - 1}{\frac{1}{k\mu_{II} + 1}} \right) \right]^{-1}$$

Так само можна прийняти k_m за графіком залежності коефіцієнта машинного часу k_m від коефіцієнтів готовності по групі послідовних (μ_I) і паралельних (μ_{II}) Перерв, наведений на малюнку 4 [26].

де μ_I - коефіцієнт готовності очисного забою по групі послідовних перерв (виникають тільки при роботі комбайна);

μ_{II} - коефіцієнт готовності очисного забою по групі паралельних перерв (що виникають з однаковою ймовірністю, як при роботі комбайна, так і при його зупинці);

Коефіцієнт готовності очисного забою по групі послідовних перерв μ_I визначається за формулою

$$\mu_I = \frac{1}{\left[1 + \frac{q \cdot T_{\text{техн}}}{m \cdot \gamma \cdot r \cdot k_r \cdot l_{\text{л}}} + \left(\frac{1}{\mu_k} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{\text{кр}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{\text{к.у}}} - 1 \right) + \dots \right] \dots \left[\left(\frac{1}{\mu_{\text{п.кр}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{\text{о.п}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{\text{п.п}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{\text{пр}}} - 1 \right) \right]},$$

де q - середня продуктивність комбайна, т / хв;

$T_{\text{техн}}$ - сумарні нормативні витрати часу на неперекриваючихся технологічні перерви, що припадають на 1 цикл роботи комбайна, хв. З урахуванням конкретної технології

$$T_{\text{техн}} = (t_{\text{всп}} + t_{\text{обм}}) \cdot l_{\text{л}} + t_{\text{взр}} + \Theta_{\text{зач}} + \Theta_{\text{пор}} + \Theta_{\text{к.о}}, \text{ мин},$$

де $t_{\text{всп}}$ - нормативні витрати часу на допоміжні операції, хв / м;

$t_{обм}$ - нормативні витрати часу на обмін партії вагонеток, хв / м (так як ми не застосовуємо вагонетки в якості транспорту вугілля, то $t_{обм} = 0$);

$t_{дор}$ - нормативні витрати часу на заряджання та підривання шпурів в нішах і провітрювання лави, хв $t_{взр} = 0$. Берми виймаються відбійними молотками.

$\Theta_{зач}$ - витрати часу на зачистку лави при односторонній роботі комбайна, $\Theta_{зач} = 0$ тому застосовується човникова схема виїмки вугілля.

$\Theta_{пир}$ - витрати часу на виїмку породного прошарка, 0 хв;

$\Theta_{к.о}$ - середня тривалість підготовки комбайна до виїмки наступної смуги, хв.

Тривалість кінцевих операцій на сполученні лави з пройденою в масиві вугілля виробкою і наявності берм

$$\Theta'_{ко1} = 55,5 - 13 \ln h - 1,7 \ln m - 12,8 \ln l_{н1}, \text{ хв};$$

$$\Theta'_{ко2} = 60,9 + 1,7 \ln h + 24,2 \ln m - 4,9 \ln l_{н2}$$

де h - потужність порід безпосередньої покрівлі, м;

m - потужність пласта, м;

$l_{н1}$ - довжина ніші на сполученні лави з пройденої (проводиться) в масиві вугілля виробленням, м.

$$\Theta'_{ко1} = 55,5 - 13 \ln 4,5 - 1,7 \ln 1,25 - 12,8 \ln 1,5 = 30 \text{ хв};$$

$$\Theta'_{ко2} = 60,9 + 1,7 \ln 4,5 + 24,2 \ln 1,25 - 4,9 \ln 1,5 = 70 \text{ хв}$$

$$\Theta_{ко} = \frac{\Theta_{ко1} + \Theta_{ко2}}{2}, \text{ хв}$$

$$\Theta_{ко} = \frac{30 + 70}{2} = 50 \text{ хв}$$

$$T_{техн} = (0,05 + 0) 314 + 0 + 0 + 0 + 50 = 62 \text{ хв}$$

$\mu_{до}$ - коефіцієнт готовності комбайна;

$$\mu_{до} = 0,9 \mu_{до}^* = 0,9 \cdot 0,84 = 0,76$$

$\mu_{кр}$ - коефіцієнт готовності мехкріплення.

$$\mu_{кр} = 0,9 \mu_{кр}^* = 0,9 \cdot 0,95 = 0,85$$

μ_{κ}^* - середньогалузевої коефіцієнт готовності комбайна;

$\mu_{кр}^*$ - середньогалузевої коефіцієнт готовності кріплення;

$\mu_{ку}$ коефіцієнт готовності дільничної конвеєрної лінії, починаючи з лавного скребкового конвеєра і включає всі конвеєри (стрічкові і скребкові) на промштреках, просіках, печах, дільничних транспортних виробках до першого збірного конвеєра, на який углепоток надходить з декількох очисних вибоїв

$$\mu_{ку} = \frac{1}{1 + \sum_{m=1}^{n_{л.к}} \left(\frac{1}{\mu_m} - 1 \right) + \sum_{l=1}^{n_{с.к}} \left(\frac{1}{\mu_l} - 1 \right)},$$

де $n_{л.к}$ - число стрічкових конвеєрів в дільничній транспортній ланцюга;

μ_m - коефіцієнт готовності m-го стрічкового конвеєра, приймається рівним 0,95;

$n_{с.к}$ - число скребкових конвеєрів в дільничній транспортній лінії;

μ_l - коефіцієнт готовності l-го скребкового конвеєра; визначається в залежності від умов експлуатації згідно табл. А.9 [26];

$\mu_{п.кр}$ - коефіцієнт готовності очисного забою по процесу кріплення за комбайном; враховує перерви в роботі комбайна через відставання кріплення на відстань більше, ніж максимально допустимий по стійкості оголення незакріпленої безпосередньої покрівлі. Визначається тільки для середньостійких і нестійких покрівель.

$$\mu_{ку} = \frac{1}{1 + 2 \left(\frac{1}{0,95} - 1 \right) + 2 \left(\frac{1}{0,85} - 1 \right)} = 0,69$$

визначається $\mu_{п.кр}$ за графіком залежності його від коефіцієнта резерву швидкості кріплення $k_p^{кр}$ і коефіцієнта резерву оголення покрівлі за комбайном $k_p^{об}$ (Рис. 2). В свою чергу

$$k_p^{кр} = \frac{q_{кр}}{q},$$

$$k_p^{кр} = \frac{3,9}{3,87} = 1,02$$

Коефіцієнт резерву оголення покрівлі за комбайном

$$k_p^{об} = \frac{l}{\left(\frac{1,09}{k_{уст}} - 1 \right) \cdot l_k},$$

де $l = l_y$ - якщо відпрацьовується пласт безпечний за раптовими викидами вугілля і газу;

l_y - максимально припустиме відставання кріплення від комбайна по стійкості оголення покрівлі, м;

l_b - мінімально припустима відстань від місця знаходження робочих до працюючого комбайна;

$l_{до}$ - параметр, що характеризує мінливість стійкості покрівлі по довжині лави. Для Донбасу $l_k = 30$ м.

$$l_y = 0,5 V_{кр} \cdot t_y \cdot k_{y.б}, \text{ м},$$

де t_y - мінімальний час стійкості нижніх шарів порід покрівлі, незакріпленої у вибої, 30хв.

$k_{y.б}$ - коефіцієнт, що враховує зміну стійкості покрівлі в залежності від кута зустрічі

$$k_{y.б} = c \text{ при } 45^\circ < \beta \leq 70^\circ$$

Величину c приймаємо за даними табл. А.12 [26] $c = 1.4$.

$$l_B = 0,5 \cdot 2,73 \cdot 30 \cdot 1,4 = 57\text{м}$$

$k_{уст}$ - коефіцієнт зниження швидкості кріплення при нестійких породах

$$k_{уст} = \frac{1}{\frac{1}{k_{\pi}} + \frac{1}{k_{кр}} + \frac{1}{k_{от}^*} - 2}$$

де k_{π} - коефіцієнт зниження швидкості кріплення при недостатній несучій здатності ґрунту

$$k_{\pi} = 0,5(1 + k_{\pi}^*) = 0,5 (1 + 0,3) = 0,65$$

$k_{кр}$ - коефіцієнт зниження швидкості кріплення в залежності від площі покрівлі, яка підлягає затягуванню, n (у відсотках) і числа гірників (включаючи машиніста кріплення), зайнятих на кріпленні, n_p (в загальному випадку 4 чол). Розраховується за формулою

$$k_{кр} = \frac{1}{1 + 0,0036 \frac{V'_{кр} \cdot n}{n_p}} = \frac{1}{1 + 0,0036 \frac{3,0 \cdot 10}{4}} = 0.97$$

$k_{от}^*$ - коефіцієнт, що враховує зниження швидкості кріплення в зв'язку з необхідністю кріплення оголеною покрівлі через вивалам вугілля з верхніх пачок пласта внаслідок інтенсивного віджиму.

$$k_{уст} = \frac{1}{\frac{1}{0.65} + \frac{1}{0.97} + \frac{1}{0.7} - 2} = 0.50$$

$$k_p^{об} = \frac{57}{\left(\frac{1,09}{0,50} - 1\right) \cdot 30} = 1,61$$

за величинам $k_p^{об}$ і $k_p^{кр}$ по рис. 2 [26] знаходиться величина $\mu_{п.кр} = 0,65$.

де $\mu_{о.п}$ - коефіцієнт готовності системи магістрального локомотивного транспорту, 1.0.

$\mu_{п.п}$ - коефіцієнт готовності навантажувального пункту при навантаженні вугілля в вагонетки, 1.0.

$\mu_{пр}$ - коефіцієнт готовності очисного забою по процесу провітрювання.

$$\mu_I = \frac{1}{\left[1 + \frac{3,87 \cdot 62}{1,25 \cdot 1,3 \cdot 0,8 \cdot 1,0 \cdot 314} + \left(\frac{1}{0,76} - 1\right) + \left(\frac{1}{0,85} - 1\right) + \left(\frac{1}{0,69} - 1\right) + \dots + \left(\frac{1}{0,65} - 1\right) + \left(\frac{1}{1} - 1\right) + \left(\frac{1}{1} - 1\right) + \left(\frac{1}{0,93} - 1\right)\right]} = 0,32$$

Коефіцієнт готовності очисного забою по групі паралельних перерв μ_{II} розраховується за формулою

$$\mu_{II} = \left(0,88 - \frac{T_{п.з}}{T_{см}}\right) \cdot \mu_{с.э} \cdot \mu_{с.к} \cdot \mu_{с.в},$$

де 0,88 - коефіцієнт, що враховує час відпочинку (12% часу зміни);

$T_{п.з}$ - сумарні нормативні витрати часу на виконання підготовчо-заклучних операцій, хв.

$\mu_{с.э}$ - коефіцієнт готовності системи електропостачання. В середньому $\mu_{с.э} = 0,965$;

$\mu_{с.к}$, і $\mu_{с.в}$ - коефіцієнти готовності сполучень очисної виробки відповідно з транспортної (конвеєрної) і вентиляційної виробками.

Коефіцієнт готовності сполучень очисної та прилеглих (транспортної, середньої, вентиляційної) виробок

$$\mu_c = \mu_{\text{э.с}} \left[1 - (1 - \mu_{\text{э.с}}) \sum_{i=1}^n k_i \right],$$

де $\mu_{\text{э.с}}$ - коефіцієнт готовності еталонного сполучення.

Під еталонним сполученням розуміється таке, при підтримці якого відсутня дія ускладнюють технологічних факторів.

коефіцієнт $\mu_{\text{э.с}}$ приймається рівним: для нестійких покрівель - 0,97; для середньої стійкості - 0,98; для стійких - 1,0.

k_i - коефіцієнт збільшення часу простоїв очисного забою при дії i -го технологічного фактора, що ускладнює підтримку сполучення.

Коефіцієнт готовності сполучення:

з конвеєрним штреком

$$\mu_c = 0.98[1 - (1 - 1,0) \cdot 0.6] = 0.98$$

з вентиляційним штреком

$$\mu_c = 0.98[1 - (1 - 1,0) \cdot (0.6 + 0.6)] = 0.98$$

Коефіцієнт готовності очисного забою по групі паралельних перерв:

$$\mu_{\text{II}} = \left(0.88 - \frac{20}{360} \right) \cdot 0.965 \cdot 0.98 \cdot 0.98 = 0.77$$

Згідно з графіком залежності коефіцієнта машинного часу k_m від коефіцієнтів готовності по групі послідовних (μ_I) і паралельних (μ_{II}) перерв, наведений на рисунку 4 [26] при $\mu_I = 0,32$ і $\mu_{II} = 0,77$ $k_m = 0,35$.

$$A_{3M} = T_{3M} \cdot \min\{3,87 \cdot 0,35; 1,25 \cdot 1,3 \cdot 0,8 \cdot 1,0 \cdot 0,65 \cdot 3,0\} = 360 \cdot \{1,32; 2,54\} = 488 \text{ т /зМ}$$

$$A_{доб} = 488 \cdot 3 \cdot 1 = 1464 \text{ т / добу}$$

Розраховане навантаження за можливостями очисного обладнання повинно бути більшим за нормативне, так як в такому випадку є рентабельним застосування обраного виймального обладнання.

$$A_{доб} > A_n$$

$$1464 \text{ т/доб} > 830 \text{ т/доб}$$

В нашому випадку умова виконується, обладнання обране вірно.

5.4 Визначення навантаження на очисний вибій за газовим фактором

Розрахунок навантаження на очисний вибій за газовим фактором, $A_{доб.газ}$, т / добу, здійснюється за формулою:

$$A_{л}^r = A_p \left[\frac{Q_p}{194} \right]^{1,93} \cdot \left(\frac{q_p \cdot A_p}{1440} \right)^{-1,67}$$

де A_p - планована навантаження на очисний вибій, т / добу.

Q_p - максимальна витрата повітря на виїмковій ділянці, $\text{м}^3 / \text{хв}$;

q_p - використовується при розрахунку значення відносної метанообільності $\text{м}^3 / \text{т}$;

Так як прийнятий варіант системи розробки зі схемою провітрювання типу 3В, то:

$$Q_p = 60 V_{\max} F_{\text{оч}} k_{\text{утв}},$$

$$q_p = q_{\text{уч}}$$

де $V_{\max}$ - максимально допустима по ПБ швидкість руху повітря в очисному забої, м / с. Приймається 4 м / с.

$k_{\text{ут.в.}}$ - коефіцієнт що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного;

$F_{\text{оч}}$ - розрахункова площа поперечного перерізу призабойного простору, м^2 . Розрахункова площа визначається методом інтерполяції за формулою:

$$F_{\text{оч}} = S_{\text{min}} + (m - m'_{\text{min}}) \frac{S_{\text{max}} - S_{\text{min}}}{m'_{\text{max}} - m'_{\text{min}}}$$

m - потужність пласта, м ;

m'_{min} , m'_{max} мінімальна і максимальна виймається даними комплексом потужність пласта, м ;

S_{min} , S_{max} - прохідне для повітря перетин лави, відповідне виймаємо потужності m'_{min} і m'_{max} , м^2 ;

$$k_{\text{ут.в.}} = 1 + 0,13m_{\text{в.пр}} \exp(0,35f - 0,25F_{\text{оч}})$$

$$F_{\text{оч}} = 1,4 + \frac{4,1 - 1,4}{1,6 - 0,9} (1,25 - 0,9) = 3,4 \text{ м}^2$$

$$k_{\text{ут.в.}} = 1 + 0,13 \cdot 1,25 \exp(0,35 \cdot 5 - 0,25 \cdot 3,4) = 1,81$$

$$Q_p = 60 \cdot 4,0 \cdot 3,4 \cdot 1,81 = 1216 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot \bar{I}_{\text{уч}}^{-1,67} \cdot \left[\frac{(Q_{\text{уч. max}}) \cdot (C - C_0)}{194} \right]^{1,93} =$$

$$A_{\text{max}} = 1464 \cdot 12,3^{-1,67} \cdot (1480(1 - 0,95)/194)^{1,93} \cdot 1,0^{-1,67} \cdot 1,0^{-1,67} = 1120 \text{ т/добу}$$

Таким чином, видно, що навантаження по газовому фактору є найменшою з усіх розрахункових навантажень, тому для подальших розрахунків приймаємо добове навантаження на очисний вибій рівнім 1120т/добу, оскільки заходи з дегазації та їх ефективність були враховані в розрахунках.

5.5 Встановлення графіка організації робіт протягом доби

Роботи у лаві виконуються добовою комплексною бригадою. Режим роботи ділянки – безперервний тиждень. Протягом доби роботи у лаві ведуться у чотири зміни: одна – ремонтна, три – з видобутку вугілля.

Коригування кількості циклів очисного виїмки здійснюється за формулою

$$\bar{n}_{\text{ц}} = \frac{A_{\text{л}}}{l_{\text{л}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c}$$

$$\bar{n}_{\text{ц}} = \frac{1120}{314 \cdot 1,25 \cdot 0,8 \cdot 1,3 \cdot 0,98} = 2,8$$

Округлюю до $n_{\text{ц}} = 3$ циклів очисного вилучення за добу.

Коригування довжини очисного вибою за формулою

$$\bar{l}_{\text{л}} = \frac{A_{\text{л}}}{n_{\text{ц}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c} \quad (7.2)$$

$$\bar{l}_{\text{л}} = \frac{1120}{3 \cdot 1,25 \cdot 0,8 \cdot 1,3 \cdot 0,98} = 300 \text{ м}$$

Тривалість циклу перераховую за формулою

$$\bar{T}_{\text{ц}} = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{пз}}) \cdot n_{\text{см}}}{n_{\text{ц}}} \quad (7.3)$$

$$\bar{T}_{\text{ц}} = \frac{(360 - 20) \cdot 3}{3} = 340 \text{ хв}$$

Тривалість виїмки вугілля комбайном протягом циклу визначаю за формулою

$$\bar{t}_{\text{в}} = \bar{T}_{\text{ц}} - y \cdot \bar{t}_{\text{з}} - t_{\text{к}} \quad (7.4)$$

$$\bar{t}_{\text{в}} = 340 - 0 - 50 = 290 \text{ хв}$$

5.6 Організація праці в очисному вибої при запропонованому варіанті

Норми виробітку встановлюються з урахуванням основних факторів, що впливають на продуктивність праці робітників. Вплив деяких чинників,

зокрема носять непостійний характер, враховується з допомогою поправочних коефіцієнтів кожного виду робіт (процесу).

Загальні всім видів робіт поправочні коефіцієнти вводяться для таких умов:

- під час роботи у протипильних респіраторх (тільки у випадках, передбачених Правилами безпеки $K = 0,95$;

- $K = 1,15$ - у випадках, коли навантаження відбитого вугілля здійснюється самонавалкою за допомогою лемехів конвеєра при його пересуванні;

Встановлена норма виробітку визначається шляхом перемноження всіх поправочних коефіцієнтів на табличне значення норми виробітку.

Наявні види робіт, їх одиниці виміру та обсяги, що припадають на один цикл, а також поправочні коефіцієнти, табличні та встановлені значення норми виробітку заносяться в таблицю, форма якої наведена в табл. 5.1.

Встановлюємо обсяги робіт, що виконуються в очисному вибої за один виїмковий цикл та укрупнені комплексні норми виробітку на одну особу.

Визначаємо видобуток вугілля з одного циклу:

$$A_{\text{ц}} = L \cdot m \cdot r \cdot \gamma$$

$$A_{\text{ц}} = 300 \cdot 1,25 \cdot 0,8 \cdot 1,3 = 390 \text{ т}$$

Розраховуємо коефіцієнт циклічності:

$$K_{\text{ц}} = \frac{H_{\text{вуст}}}{A_{\text{ц}}}$$

$$K_{\text{ц}} = 337/390 = 0,863$$

Норма обслуговування комплексу становить: $\text{Ноб} = 6,988 \text{ чол.-див.}$

Норма обслуговування комплексу, наведена до циклу, становитиме:

$$H_{\text{обц}} = \frac{H_{\text{об}}}{K_{\text{ц}}}$$

$$\text{Ноб.ц.} = 6,988 / 0,863 = 8,097 \text{ чол.-див.}$$

В тому числі, за професіями робітників:

- машиніст гірських виїмкових машин:

$$N_{\text{мгвм}} = \frac{1}{K_{\text{ц}}} = \frac{1}{0,863} = 1,038 \text{ чел} - \text{см.}$$

- гірники очисного вибою:

$$N_{\text{гроз}} = N_{\text{обц}} - N_{\text{мгвм}}$$

$$N_{\text{гроз}} = 6,988 - 1,038 = 5,950 \text{ чел.} - \text{див.}$$

Вилучення вугілля в бровках/нішах:

$$A_{\text{ц}} = \sum l_{\text{бр}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma$$

$$A_{\text{ц}} = 1,7 \cdot 1,25 \cdot 0,8 \cdot 1,3 = 2,21 \text{ т}$$

$$N = \frac{\sum n}{H_{\text{в}}} = \frac{2,2}{38,9} = 0,057 \text{ чел} - \text{см}$$

Встановлення дерев'яних стояків «3 стійки під. верхняк»:

Кількість комплектів, що встановлюються протягом циклу, становить:

$$N_{\text{комп}} = n_{\text{нит}} \left(\frac{l_{\text{бр}}}{a_{\text{к}}} + 1 \right) \frac{r}{l_{\text{брус}} - l_{\text{нах}}}$$

$$N_{\text{комп}} = 4 \left(\frac{1,4}{0,8} + 1 \right) \frac{0,8}{1,8 - 0,8} = 8,8 \text{ к}$$

При цьому кількість робітників, зайнятих на кріпленні, становитиме:

$$N_3 = \frac{\sum n}{H_{\text{в}}} = \frac{8,8}{16,5} = 0,533 \text{ чел} - \text{см}$$

Установка дерев'яних стійок під «підлапок»:

Кількість стійок, що встановлюються протягом циклу, становить:

$\sum n = (r / l_{\text{уст}}) \cdot n_{\text{н}} = (0,8 / 0,8) \cdot 6 = 6,0$. При цьому кількість робітників, зайнятих на кріпленні, становитиме:

$$N_3 = \frac{\sum n}{H_{\text{в}}} = \frac{6,0}{45} = 0,133 \text{ чел} - \text{см}$$

Кількість органних стійок, що встановлюються в кожному ряду за цикл становить:

$$n = \frac{r}{d} = \frac{0,8}{0,15} = 5,3 \text{ стійки}$$

Загальна кількість стійок, що встановлюються протягом циклу, становить $\Sigma n = 5,3 \cdot 3 = 15,9 \text{ шт}$

Норма виробітку на зведення органного кріплення становить $H_v = 60,2$ стійок.

Кількість робітників, зайнятих на зведенні органного кріплення, становитиме:

$$N = \frac{\Sigma n}{H_v} = \frac{15,9}{60,2} = 0,264 \text{ чел} - \text{см}$$

Викладання дерев'яних багать при погашенні виробітку:

Довжина стійок для викладання кострів приймаємо 2,2 м при погашенні виробки. Крок установки кострів складе 3,2 м.

Норма виробітку на викладання кострів. Кількість робітників, зайнятих на викладення кожного ряду багать, складе: $H_v = 11,60$

$$N = \frac{(r/l_k) \cdot n_{\text{ряд}}}{H_v} = \frac{(0,8/3,2) \cdot 2}{11,6} = 0,043 \text{ чел} - \text{см}$$

Вилучення та перестановка ніжок аркового кріплення:

Встановлено такі норми виробітку на вилучення та встановлення ніжок аркового кріплення:

- Вилучення ніжок: $H_v = 12,8$ ніжок;

$$N = \frac{\frac{r}{l_{\text{уст}}} \cdot n_{\text{выр}}}{H_{v \text{ изв}}} = \frac{\frac{0,8}{0,8} \cdot 2}{12,8} = 0,156 \text{ чел} - \text{см}$$

- Встановлення ніжок: $H_v = 10,5$ ніжок.

$$N = \frac{\frac{r}{l_{\text{уст}}} \cdot n_{\text{выр}}}{H_{v \text{ уст}}} = \frac{\frac{0,8}{0,8} \cdot 2}{10,5} = 0,190 \text{ чел} - \text{см}$$

Укорочування скребкового конвеєра:

Кількість залишків, що скорочуються за цикл, становить:

$$n_p = \frac{r}{l_p} = \frac{0,80}{1,35} = 0,592 \text{ шт}$$

Кількість робітників, зайнятих на скороченні, становитиме:

$$N_{\text{сокp}} = \frac{n_{\text{p.}}}{H_{\text{сокp.}}} = \frac{0.592}{8.17} = 0.072 \text{ чел} - \text{см}$$

Витяг стійки під час пересування конвеєра

$$n = \left(\frac{r}{a_{\text{ст}}} + \frac{r}{L_{\text{вер}} - L_{\text{пер}}} \right) n_{\text{ряд}}$$

$$n = \left(\frac{0,8}{0,8} + \frac{0,8}{1,8 - 0,8} \right) \cdot 4 = 6,4 \text{ ст}$$

Установка стійки після пересування конвеєра

$$n = \left(\frac{r}{a_{\text{ст}}} + \frac{r}{L_{\text{вер}} - L_{\text{пер}}} \right) n_{\text{ряд}}$$

$$n = \left(\frac{0,8}{0,8} + \frac{0,8}{1,8 - 0,8} \right) \cdot 4 = 6,4 \text{ ст}$$

Установка стійки підсилення

$$n = \frac{r}{a_{\text{усил}}} n_{\text{ряд}} = \frac{0,8}{0,8} \cdot 2.0 = 2,0 \text{ стойки}$$

Зняття стійки підсилення перед пересуванням головки конвеєра

$$n = \frac{r}{a_{\text{усил}}} n_{\text{ряд}} = \frac{0,8}{0,8} \cdot 2.0 = 2,0 \text{ стойки}$$

Установка ремонту після пересування головки конвеєра

$$n = \frac{r}{a_{\text{усил}}} n_{\text{ряд}} = \frac{0,8}{0,8} \cdot 2.0 = 2,0 \text{ стойки}$$

Таблиця 5.1 - Розрахунок трудомісткості робіт, що припадають на цикл
(запропонований варіант)

Вид праці	Одиниця виміру	Норма виробітку			Обсяг робіт, що виконується за цикл	Трудомісткість робіт на цикл, чол-см	підстава
		за збірником	поправочний коефіцієнт	встановлена			
Вилучення вугілля комплексом	т	$\frac{321}{6,988}$	1,09	337	390	5,950	УКНВ, т. 7, п. 6г
В тому числі: МГВМ VI розряду						0,863	
ГРОЗ V розряду						4,693	
Вилучення вугілля в нішах	т	38,9	1,0	38,9	2,21	0,0257	ЕНВ
Установка гідростійки під раніше встановлений верхняк	стійка	184	1,0	184	4	0,022	ЕНВ
Зняття гідростійки під час пересування конвеєра	стійка	355	1,0	355	6,4	0,018	ЕНВ
Установка дерев'яних стійок після пересування конвеєра	стійка	97,4	0,85	82,8	6,4	0,077	ЕНВ
Встановлення дерев'яних стійок під «підлапок»	стійка	45,0	1,0	45,0	6,0	0,133	ЕНВ т. 15 п. 486
Кріплення "3 стійки під верхняк"	компл	16,5	1,0	16,5	8,8	0,533	
Пересування головки конвеєра	передв.	6,8	1,0	6,8	2	0,294	УКНВ, т. 37, п. 1
Установка органного кріплення	стійок	60,2	1,0	60,2	15,9	0,264	УКНВ, т. 30, п. 116
Викладання дерев'яних клетей	кліть	11,6	1,0	11,6	0,5	0,043	УКНВ, т. 31, п. 56
Вилучення та встановлення ніжок арочного кріплення	шт.	12,8 10,5	1,0	12,8 10,5	2 2	0,156 0,190	УКНВ, §18
Укорочування скребкового конвеєра	решта	8,17	1,0	8,17	0,592	0,072	

Установка кріплення підсилення	стійка	121	1,0	121	2,0	0,028	
Зняття кріплення підсилення перед пересуванням конвеєра	стійка	198	1,0	198	2,0	0,01	
Установка ремонту після пересування конвеєра	стійка	121	1,0	121	2,0	0,028	
Зведення полоси із «ТЕК-ХАРТ»	м ³	5	1,0	5,0	1,2	0,24	
РАЗОМ						9,689	

Разом множимо кількість людей-змін на кількість циклів і отримуємо чисельність робітників з видобутку вугілля на добу - 29 людини з них 3 МГВМ і 26 ГРОВ. Встановлюємо кількість робітників у ремонтну зміну.

Кількість робітників, зайнятих протягом доби, визначаємо за формулою:

$$N_{\text{доб}} = N_{\text{ц}} \cdot n_{\text{ц}} + N_{\text{д.е}} \cdot n_{\text{см}} + N_{\text{рем}}$$

де $N_{\text{ц}}$ - сумарна трудомісткість робіт, що припадають на цикл, чол-змін;

$n_{\text{ц}}$ - кількість циклів з вилучення вугілля протягом доби;

$N_{\text{д.е}}$ - число чергових електрослюсарів у видобутку зміну;

$n_{\text{см}}$ - кількість змін з видобутку вугілля на добу;

$N_{\text{рем}}$ - число робітників, зайнятих у ремонтну зміну.

$$N_{\text{доб}} = 9,689 \cdot 3 + 3 \cdot 3 + 30 = 68 \text{чол}$$

Продуктивність праці робочого очисного вибою, т/вихід, визначаємо за такою формулою:

$$P = A_{\text{доб}} : N_{\text{доб}} = 1120 : 68 = 16,47 \text{ т/вихід.}$$

5.7 Організація праці в очисному вибої при шахтному варіанті

Усі роботи у лаві виконуються добовою комплексною бригадою. До її складу входять 5 ланок: 4 ланки зайняті видобутком вугілля, 1 ланка – ремонтно-підготовча зміна. Режим роботи на ділянці – безперервний тиждень.

Чергування змін роботи та відпочинку між видобувними змінами – 3 дні робітники, 4-й вихідний. У ремонтно-підготовчу зміну чергування змін роботи та відпочинку між робітниками проводиться за ковзним графіком. Система оплати праці бригаді – відрядно-преміальна за кінцевий результат роботи. Розподіл зарплати проводиться з урахуванням відпрацьованих виходів та коефіцієнта трудової участі.

Протягом доби роботи у лаві ведуться у чотири зміни: одна – ремонтно-підготовча, три зміни з видобутку вугілля. Тривалість кожної зміни становить 6 годин.

Роботи з ремонту та підготовки комплексу до роботи, як правило, проводиться в ремонтно-підготовчу зміну.

Організація робіт у ремонтно-підготовчу зміну.

Для забезпечення роботи механізованого комплексу щодобово в ремонтну зміну проводиться профілактика та поточний ремонт усіх машин та механізмів, комплексу, ремонт гірничих виробок. Для виконання ремонтних робіт у лаві організовується ремонтна ланка у складі 67 осіб. З метою якіснішого ремонту, а також для встановлення персональної відповідальності все обладнання закріплюють за окремими робітниками.

Розстановка робітників у ремонтну зміну така:

ЗМГВМ (6 та 5 розряд) – здійснюють профілактичний огляд та ремонт комбайнів. За 2 години до закінчення зміни здійснюють випробування комбайнів.

10 ГРОВ – проводять профілактичний огляд та поточний ремонт кріплення та гідро-

системи комплексу, вивішування основ секцій хутро. кріпи;

2 ГРОВ – обтяжка ланцюга конвеєра;

4 ГРОВ – оформлення нижнього сполучення, пробивання підсилювального кріплення;

3 ГРОВ - роблять оформлення верхнього сполучення, пересування кінцевого

приводу конвеєра, виїмку ніші у вентиляційного штреку;

3 ГРОВ - пересування головного приводу конвеєра, обробка та кріплення берми;

6 гірників зайняті на доставці матеріалів та обладнання з виробок;

2 гірників - зачистка конвеєрів;

6МПУ - обслуговування пересипів конвеєрів, управління лебідками, ВМЦГ;

15 електрослюсарів – профілактичний огляд обладнання та усунення виявлених неполадок.

Організація робіт у видобувну зміну

У видобувну зміну на роботу виходить ланка у складі 26 осіб, з них 2 чергові електрослюсарі.

На початку кожної зміни машиніст комбайна та його помічник проводять профілактичний огляд комбайна, перевіряють справність дистанційного керування, рівень мастила в редукторах, відбійні шнеки та при необхідності замінюють кулачки, стопорні пристрої та різці, усувають дрібні несправності.

2 МГВМ (6 та 5 розряд) – здійснює виїмку та зачистку вугілля комбайном КШ1-КДУ

2 ГРОЗ - зачистка гірничої маси між секціями кріплення та конвеєром перед пересуванням секцій кріплення;

4 ГРОЗ – пересування секцій кріплення за комбайном і засувка конвеєра під забій;

4 ГРОЗ – роблять виїмку та кріплення нижньої ніші; оформлення нижнього сполучення, пересування приводу конвеєра, обробку та кріплення берми;

4 ГРОЗ - роблять оформлення верхнього сполучення лави, пересування головного приводу конвеєра, обробку та кріплення берми, виїмка ніші у вентиляційного штреку;

4 гірників - кріплення, ремонт, підтримка штреків, перекріплення;

4 МПУ – обслуговування пересипів конвеєрів, керування лебідками, ВМЦГ

2 чергові електрослюсарі обслуговують дільничне електрообладнання, проводять ремонт машин і механізмів, що вийшли з ладу.

Кількість робітників, зайнятих протягом доби:

$$N_{\text{доб}} = 24 \cdot 2,3 + 2 \cdot 3 + 54 = 115 \text{люд}$$

Продуктивність праці робочого очисного вибою складе:

$$P = A_{\text{доб}} : N_{\text{доб}} = 900 : 115 = 7,83 \text{ т/вихід.}$$

6 ОХОРОНА ПРАЦІ

Під час робіт із встановлення тимчасового кріплення, розбивки породи та викладки вогнищ комбайн та конвеєр мають бути вимкнені та у лаві припиняються всі інші роботи[25].

- Проводити оборку забою, покрівлі та очищати верхняки секцій мех. кріпи можна тільки оборником завдовжки не менше 1,5 м[25].

- При виробництві розвантаження, підтягуванні та розпорі секцій мех. кріпи, робітники повинні бути під захистом сусідньої навантаженої секції мех. кріпи в її міжстоїчному просторі[25].

- Під час роботи з розбивки порід, встановлення тимчасового кріплення або обстукування порід покрівлі робітник повинен знаходитися під захистом раніше встановленого тимчасового кріплення або верхняків розпертих секцій мех. кріпи[25].

ЗАБОРОНЯЄТЬСЯ починати роботи з пересування наступної секції хутра. кріпи до закінчення всіх робіт з пересування, викладання багать, навантаження попередньої секції мех. кріпи[25].

- До робіт по закладці вивалів залучати тільки досвідчених робітників, які мають стаж роботи не менше 3-х років[25].

- Усі роботи в місцях вивалів порід покрівлі виконуються лише у присутності та під керівництвом особи технічного нагляду[25].

Техніка безпеки:

1. Розбирання затяжки за стійками кріплення виробки проводити знизу і поступово вгору [25].

2. При виїмці вугілля в ніші робітники повинні перебувати під надійно встановленим кріпленням, роботи вести у протипилових респіраторах та захисних окулярах[25].

3. Забороняється вилучення вугілля в ніші на глибину більше 0,9м[25].

4. Забороняється виконувати роботи під час роботи комбайна при виході до ходка[25].

5. Під час роботи зі сполучним матеріалом слід застосовувати засоби індивідуального захисту[25].

До них відносяться :

- робочий одяг;
- захисні рукавиці;
- захисні окуляри;
- протипилові респіратори.

У разі контакту шкіри або очей зі сполучним матеріалом слід забруднення змити водою[25].

ЗАБОРОНЯЄТЬСЯ:

- проводити пересування приводної головки не під захистом спарених відрізків СВП інвентарного кріплення. Розвантажені під час пересування стійки негайно відновити після пересування приводу;

- знаходження людей у верхній ніші попереду і вище приводу, а також у привибійному просторі приводу та частини решткового ставу під час його пересування;

- включення конвеєра або комбайна після пересування верхнього приводу вибійного конвеєра до закріплення його, а також до відновлення кріплення верхнього сполучення лави;

- виконувати одночасно роботи з кріплення кінцевих ділянок лави з пристроєм литої смуги та пересуванням секції хутра. кріпи;

- зводити литу смугу у незакріпленому просторі у незакріпленому просторі.

ВИСНОВКИ

Магістерська робота присвячена актуальній темі на гірничому підприємстві – проектування та обрання найбільш доцільного варіанту технології ведення очисних робіт в межах видобувної ділянки.

В ході роботи було проведено аналіз досвіду, що є на підприємстві, розглянуті гірничо-геологічні умови відпрацювання виїмкової ділянки, запропоновано інший варіант технології ведення очисних робіт, яка пропонує зміну механізованого устаткування, схеми роботи очисного комбайна, зміни паспорту кріплення сполучень із підготовчими виробками.

Прийняте виїмкове обладнання, надана йому оцінка з огляду на технологію ведення очисних робіт, що пропонується. Для цього обладнання розраховано видобуток вугілля за добу, перевірений за рівнем нормативного навантаження та фактором провітрювання.

Запропонована організація ведення очисних робіт по варіанту. Встановлено графік організації робіт в лаві. Розрахована трудомісткість робіт по шахтній та запропонованій технології ведення очисних робіт. Результати цих порівнянь свідчать, що запропонована технологія ведення очисних робіт краща за параметрами що порівнювались в 2,1рази, добове навантаження збільшиться в 1,34 рази у перерахуванні на чисте вугілля, позбавимось необхідності в присіканні бічних порід.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. СОУ 10.1-00185790-002-2005. Стандарт Мінвуглепрому України. Правила технічної експлуатації вугільних шахт, 2005, 354с.
2. Сорокін В.Т. Технологія та безпека вибухових робіт. - М.: Надра, 2003. - 130 с.
3. Ляшенко О.Ф., Макаров В.М. Опіт і перспективи використання техніки нового технічного рівня на вугільних шахтах України //Проблемі загальної енергетики. - 2003. - № 9. - З. 16–21.
4. Звягільський Є.Л., Грязнов В.С., Єфремов І.А. та ін. Мільйон тонн вугілля комплексом ЗКД-90 при відпрацюванні викидонебезпечного пласта на великій глибині // Вугілля України. - 2002. - №1. – С. 12–16.
5. Макаров В.М. Проблеми ведення підготовчих робіт на вугільних шахтах України та напрями їх вирішення // Проблеми загальної енергетики. - 2004. - № 10. - З. 57–62.
6. Мазін В.А. Аналіз стану та тенденцій розвитку комбайнової проходки виробок // Вугілля України. - 2003. - №9. - С. 29-32.
7. Лаптев А.Г. Інтенсифікація та концентрація виробництва - ключ до підвищення обсягів видобутку вугілля // Вугілля. - 2002.- №2. – С. 33–37.
8. Ляшенко О.Ф., Макаров В.М. Резерви підвищення ефективності роботи вугільних шахт України за рахунок технологічного оновлення виробництва // Проблеми загальної енергетики. - 2005. - №12. - С. 23-27.
9. Косарєв В.В., Стадник Н.І., Косарєв І.В. та ін. Нове гірничо-шахтне обладнання для технічного переоснащення вугільних шахт // Вугілля України. - 2007. - №2. – С. 3–11.
10. Артем'єв В.Б. Перспективи стругової виїмки вугілля // Вугілля. - 2004. - № 3. - С. 9.
11. Луганців Б.Б., Беліков В.В. Стругово-комбайнова виїмка вугілля // Вугілля. -2005. - №1. – С. 3–4.

12. Пономаренко В.В. Проблеми відпрацювання тонких пологих, похилих та крутих пластів // Вугілля України. – 2006. – №1. – С. 23–25.
13. Макаров В.М. Аналіз стану механізованої обробки крутих і крутонахилих пластів на шахтах України // Проблеми загальної енергетики. – 2004. – №11. – С. 73-76.
14. Андрєєв Г.В., Косарєв І.В., Лелека І.Т. Створення обладнання для відпрацювання крутих та крутонахильних пластів // Вугілля України. – 2003. – №9. – С. 16–19.
15. Алішев А.І., Коломіченко В.А., Литвинов Ю.Г. та ін Досвід відпрацювання крутих пластів щитовими агрегатами // Вугілля України. – 1998. – №3. – С. 9–11.
16. Півень Ю.А. Гірська техніка для крутих і крутонахильних пластів // Вугілля України. – 2004. – №11. – С. 3–6.
17. Жуков В.Є. Про одну стратегічну помилку у вирішенні проблеми розробки крутих пластів // Вугілля України. – 2001. – №7. – С. 6–10.
18. Тищенко В.О. Удосконалення технології видобутку вугілля на великій глибині // Вугілля України. – 2001. – № 1. – С. 11-13.
19. Атрушевич О.А. та ін Гідротехнологія - економічно вигідна технологія видобутку вугілля // Вугілля. – 1999. – № 10. – С. 12–15.
20. Кузнєцов А.С. та ін. Про застосування тонких струменів високого тиску для виїмки вугілля // Вугілля України. – 2005. – № 7. – С. 3-5.
21. Крейнін Є.В. Ще раз о реанімації підземний газифікації вугілля в Росії // Вугілля. – 2006. – № 7. – С. 58-59.
22. Литвинський Г.Г. Шахта ХХІ століття // Вугілля. – 2006. – №1. – С. 44-46.
23. Булат А.Ф., Чемеріс І.Ф. Перспективи створення енергетичних комплексів з урахуванням вугледобувних підприємств // Вугілля. – 2006. – №2. – С. 3–6.
24. Методичні вказівки до проведення практичних занять з курсу «ТЕХНОЛОГІЯ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ

КОПАЛИН» (для студентів ОС «Бакалавр» спеціальності 184 Гірництво) [Електронний ресурс] / уклад. С.Г. Негрій, Т.О. Негрій. Покровськ : ДонНТУ, 2020. 45 с.

25. ДНАОП 1.1.30-1.01-00. Правила безпеки у вугільних шахтах. Київ. 400с.

26. Пособие по решению практических задач в курсе «Процессы подземных горных работ»: Установление нагрузки на очистные забои при выемке угля комбайнами. Часть 1 / И.Г. Ворхлик, В.Д. Мороз, И. Стрельников, И.С. Костюк, И.Г. Сахно. Донецк: ДонНТУ. 2005. 116с.

27. СОУ 05.1.00185790.018:2012 "Нормативи навантаження на очисні вибої. Методичне керівництво". Київ: Міненерговугілля. 2012.

28. СОУ 10.1.00174088.001-2004. Дегазація вугільних шахт. Вимоги до способів та схем дегазації. Мінпаливенерго України.-Київ:2005.-163с.

29. Учебное пособие по организации работ и определению численности трудящихся в очистных забоях угольных шахт для студентов специальности 7.090301.02 всех форм обучения / И.Ф. Ярембаш, В.Д. Мороз, В.И. Стрельников, И.Г. Сахно. Под общ. ред. И.Ф. Ярембаша., изд 2-е, дополненное – Донецк: ДонНТУ, 2005, - 90с.

30. Единые нормы выработки (времени) для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. - М.: МУП СССР, 1980,-622с.

31. Практикум по курсу "Процессы подземных горных работ" (для студентов специальности 7.0903.01.02)всех форм обучения / под редакцией докт. техн. наук проф. Ярембаша И.Ф., изд. 2-е, дополненное - Донецк: ДонНТУ, 2004, - 118с.

32. Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт: Учеб. пособие для вузов / И.Ф. Ярембаш, В.Д. Мороз, И.С. Костюк, В.И. Пилюгин. Под общ. ред. И.Ф. Ярембаша - Донецк: РИАДонНТУ, 1999.- 184с.: ил.