

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

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

Кафедра «Розробки родовищ корисних копалин»
(повна назва кафедри)

«До захисту допущено»
Завідувач кафедри
_____ /Єфремов І. О./
“ ” _____ 2021 року

Випускна кваліфікаційна робота

магістр
(освітньо-кваліфікаційний рівень)

на тему: «Дослідження та обґрунтування технологічної схеми очисних робіт по пласту d₄ в умовах ПрАТ «ШУ «Покровське», що забезпечать максимальне навантаження на очисний вибій»

Виконав: студент 2 курсу, групи РККм-20

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

(шифр і назва напряму підготовки, спеціальності)

Погребняк М.М.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Керівник проф. каф. РРКК, к.т.н., Носач О.К.

(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 ін-
ших авторів без відповідних посилань.*
Студент Погребняк М.М. _____

(підпис)

П о к р о в с ь к – 2 0 2 1

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

/Єфремов І. О./

“ ” 2021 року

ЗАВДАННЯ

НА ВИПУСКНУ КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРУ

Погребняку Максиму Максимовичу

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи: Дослідження та обґрунтування технологічної схеми очисних робіт по пласту d₄ в умовах ПрАТ «ШУ «Покровське», що забезпечать максимальне навантаження на очисний вибій

керівник роботи Носач Олександр Олександрович, к.т.н., проф., каф. РРКК

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

затверджені наказом № від “ ” 2021 року

2. Строк подання студентом роботи 15 грудня 2021 року

3. Вихідні дані до роботи матеріали переддипломної практики

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити: огляд літератури, характеристика ПрАТ «ШУ «Покровське», розрахунок параметрів стругової і комбайнової технології, техніко-економічне порівняння варіантів, обґрунтування схеми провітрювання, заходи з охорони праці

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):
паспорт кріплення управління покрівлею (лава оснащена комбайном), паспорт кріплення управління покрівлею (лава оснащена стругом), результати розрахунків, схеми вентиляції, схеми дегазації

6. Консультанти розділів роботи

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

7. Дата видачі завдання 20 вересня 2021 року

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ п/п	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи	Примітка
1	Аналіз існуючих технологічних схем виїмки вугільних пластів	11.10.2021	
2	Стан стругової і комбайнової технології і світі	02.11.2021	
3	Розрахунок варіантів оснащення лави для умов бл. 10-11 ПрАТ «ШУ «Покровське»	22.11.2021	
4	Охорона праці	08.12.2021	
5	Оформлення роботи і підготовка до захисту	14.12.2021	

Студент

(підпис) Погребняк М.М.
(прізвище та ініціали)

Керівник роботи

(підпис) Носач О.К.
(прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Погребняк М.М. Дослідження та обґрунтування технологічної схеми очисних робіт по пласту d₄ в умовах ПрАТ «ШУ «Покровське», що забезпечать максимальне навантаження на очисний вибій / Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «магістр» за спеціальністю 184 «Гірництво». – ДВНЗ ДонНТУ, Покровськ, 2021.

Магістерська робота присвячена вирішенню актуального завдання дослідження і вибору технологічної схеми видобутку вугілля, яка б забезпечувала максимальний видобуток вугілля в лавах блока 10 ПрАТ «ШУ «Покровське».

В результаті огляду літератури встановлено, що сучасні лави обладнуються комбайновими і струговими комплексами і забезпечують видобуток 4-8 тис. тон вугілля при потужностях пласта як ПрАТ «ШУ «Покровське».

Проаналізовано і обрано найкращу для умов підприємства схему провітрювання. Обґрунтовано необхідні засоби дегазації виїмкової ділянки. Запроектовано комплексну дегазацію при використанні стовпової системи розробки з схемою провітрювання 1М.

Було розраховано і складено два паспорти кріплення і управління покрівлею в очисному вибої. В результаті порівняння доведено, що струговий механізований комплекс фірми С а t з стругом G H H-800 має суттєві переваги над вітчизняним механізованим комплексом М К Д Д з комбайном М В - 1 2. В якості оціночних критеріїв використовувались такі фактори: добовий видобуток, собівартість 1 т вугілля, продуктивність праці. По цим трьом факторам струговий механізований комплекс краще вітчизняного комбайнового. Це дозволило стверджувати про доцільність використання стругового комплексу.

Наведено технологію робіт і вимоги охорони праці і заходи з техніки безпеки під час робіт.

Ключові слова: струг, лава, комбайн, кріплення, шахта, пласт.

ABSTRACT

Pogrebnyak M.M. Research and substantiation of the technological scheme of mining works on seam d₄ in the conditions of PJSC «Shakhtoupravlinnya «Pokrovske» which will provide the maximum load on the longwall/ Graduation qualifying work for obtaining an educational degree «Master» specialty 184 "Mining". - SHEI DonNTU, Pokrovsk, 2021.

The master's thesis is devoted to solving the urgent problem of research and choice of the technological scheme of coal production, which would ensure the maximum coal production in the ranks of block 10 of PJSC " Pokrovske ".

As a result of the literature review it was established that modern longwalls are equipped with shearer and plow complexes and provide production of 4-8 thousand tons of coal at the capacity of the reservoir as PJSC "Pokrovske".

The introduction of planes in conditions similar to the Ukrainian ones is analyzed. The best ventilation scheme for the conditions of the enterprise was analyzed and selected. Necessary means of degassing of the excavation site are substantiated. Complex degassing using a columnar development system with 1M ventilation scheme is designed.

Two passports of fastening and management of a roof in clearing face were calculated and made. As a result of comparison it is proved that the plow mechanized complex of Cat with the GHH-800 plow has significant advantages over the domestic mechanized complex MKDD with the combine MB - 12.

The following factors were used as evaluation criteria: daily production, cost 1 tons of coal, productivity. On these three factors the planed mechanized complex is better than the domestic combine. This allowed us to argue about the feasibility of using a plow complex.

The technology of works and requirements of labor protection and safety measures during works are resulted.

Key words: ploug, longwall, shearer, support, mine, coal seam.

ЗМІСТ

	ВСТУП	6
1	АНАЛІЗ ІСНУЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ВИЇМКИ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ	7
	1.1 Огляд технологічних схем виймання вугілля	7
	1.2 Аналіз сучасних технологій видобутку вугілля на пластах середньої потужності	30
2	СТАН СТРУГОВОЇ І КОМБАЙНОВОЇ ТЕХНОЛОГІЇ І СВІТІ	42
	2.1 Тенденції розвитку технологій вуглевибодутку	42
	2.2 Порівняння стругової і комбайнкової технологій	44
3	РОЗРАХУНОК ВАРІАНТІВ ОСНАЩЕННЯ ЛАВИ ДЛЯ УМОВ БЛ. 10-11 ПрАТ «ШУ «ПОКРОВСЬКЕ»	49
	3.1 Гірничо-геологічні умови проектної ділянки	49
	3.2 Розрахунок параметрів виймання вугілля при комбайновій технології	49
	3.3 Розрахунок параметрів виймання вугілля при струговій технології	73
	3.4 Розрахунок собівартості вугілля по лаві по варіантам	91
	3.4.1 Розрахунок паспорта організації робіт в лаві	91
	3.4.2 Визначення собівартості вугілля по лаві	97
4	ОХОРОНА ПРАЦІ	108
	4.1 Вимоги правил безпеки під час ведення очисних робіт	108
	4.2 Протипожежний захист	110
	4.3 Заходи проти викидів вугілля, породи і газу	111
	ВИСНОВКИ	113
	СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	114

ВСТУП

Вугільна промисловість залишається основним гравцем у світовому виробництві електроенергії. Вугілля займає друге місце за величиною після природного газу, приблизно 26%, у загальному обсязі електроенергії, виробленої у 2020 році.

Завдання зменшення попиту на вугілля все частіше змушувало вугледобувну промисловість прагнути до високої продуктивності, але за низьких витрат. Добування в лавах, безпечний і високопродуктивний метод видобутку вугілля, все частіше використовується для видобутку вугільних пластів. Розміри панелей з лавами збільшилися для досягнення більш високого видобутку вугілля. Оператори шахт також доклали значних зусиль для вдосконалення механізації та автоматизації гірничих систем з використанням передових сучасних технологій. Ці зусилля, з одного боку, можуть збільшити продуктивність операцій в лавах, але, з іншого боку, збільшена продуктивність дозволяє видобувати вугілля швидше. Більш високі темпи видобутку корисних копалин збільшують кількість метану, що виділяється з лави, що в свою чергу обмежує видобуток по газовому чиннику, а при недотриманні вимог газового балансу призводить до пожеж і вибухів метану. Для стримування цього негативного впливу і підвищення безпеки робіт слід удосконалювати схеми провітрювання, використовувати дегазацію і т.п. Таким чином вибір технологічної схеми видобутку вугілля, яка б забезпечувала максимальний видобуток є актуальним завданням, тому тема магістерської роботи є актуальною.

Робота складається зі вступу, чотирьох розділів, висновків, списку використаних джерел з 62 найменування; містить 90 сторінок основного тексту, 25 рисунків, 29 таблиць, загальний обсяг роботи складає 121 сторінку.

1 АНАЛІЗ ІСНУЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ВИЙМКИ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ

1.1 Огляд технологічних схем виймання вугілля

Технологія підземного видобутку вугілля постійно вдосконалюється. Впроваджуються прогресивні способи підготовки шахтних полів, раціональні системи розробки та їх параметри, економічні способи управління гірським тиском і ефективні засоби механізації очисних та підготовчих робіт. Рівень комбайнового і стругового виймання сьогодні в загальному видобутку вугілля наближається до 100%.

При плануванні робіт з видобутку вугілля користуються технологічними схемами очисних робіт. Технологічні схеми очисних робіт розроблені стосовно до різноманітних гірничо-геологічних умов залягання вугільних пластів, що обумовлює можливість їх широкого застосування у всіх вугільних басейнах і родовищах. Якщо відкинути морально і фізично застарілу широкозахватну техніку и ручне виймання вугілля в лавах, які нажаль, ще зрідка зустрічаються в Україні, то можна виділити 4 різних типи технологічних схем, що можуть бути потенційно актуальними для країни:

- Виймання вугілля вузькозахватними комбайнами з індивідуальним кріпленням;
- Виймання вугілля стругами з індивідуальним кріпленням;
- Виймання вугілля комбайнами з механізованими кріпленнями (комбайнові комплекси);
- Виймання вугілля стругами з механізованими кріпленнями (стругові комплекси).

У гірничо-геологічних умовах, для яких до теперішнього часу не створені механізовані комплекси, для умов різкої зміни потужності пласта в виймковому полі, для порушених геологічними порушеннями полів або коли використання механізованих комплексів з економічних міркувань не доцільно, технологічними схемами передбачається застосування

індивідуального металевих кріплення. При виборі типу індивідуального кріплення перевага віддається гідравлічним стійкам [1].

Гідравлічні привибійні стійки з металевими шарнірними верхняками і гідравлічні посадочні стійки рекомендуються для застосування на пологих пластах потужністю 0,7-2,5 м. На пологих пластах потужністю менше 0,7 м, а також на похилих рекомендується застосовувати стійки тертя постійного опору. На зазначених пологих пластах при широкозахватної виїмки рекомендується застосовувати верхняки з склопластиків РВС8.

Гідравлічні стійки ГСЛ і ГСТ призначені для кріплення очисних вибоїв на пологих пластах потужністю 0,8-2,0 м. Стійки ГСЛ випускаються двох типорозмірів, а стійки ГСТ - чотирьох типорозмірів зі змінними насадками під металевий і дерев'яний верхняки. Гідравлічні стійки ГСК призначені для кріплення очисних вибоїв на пологих пластах потужністю 1,0-2,4 м і випускаються чотирьох типорозмірів з шістьма насадками під металевий і дерев'яний верхняки [1].

Верхняки ВДУ, М71С і СВЗ призначені для кріплення очисних вибоїв пологих пластів в комплекті з металевими стійками постійного опору не більше 20 Т (ВДУ) і 35 Т (СВЗ); виготовлення серійне: ВДУ і СВЗ - Дружківським машинобудівним заводом.

Посадочні стійки ОКУМ призначені для управління покрівлею повним обваленням в лавах пологих пластів потужністю 0,65-2,0 м; серійно випускалися Дружківським машинобудівним заводом [1].

Стійки тертя постійного опору ТУ призначені для кріплення очисних вибоїв на пологих пластах потужністю 0,51-1,13 м. Випускаються серійно Дружківським машинобудівним заводом. Стійки тертя постійного опору ТТ призначені для кріплення очисних вибоїв на пологих пластах потужністю 0,5-1,4 м [1].

Для можливості подальшого вибору проаналізуємо принципово різні технологічні схеми очисних робіт для вказаних вище варіантів (рис. 1.1-1.4).

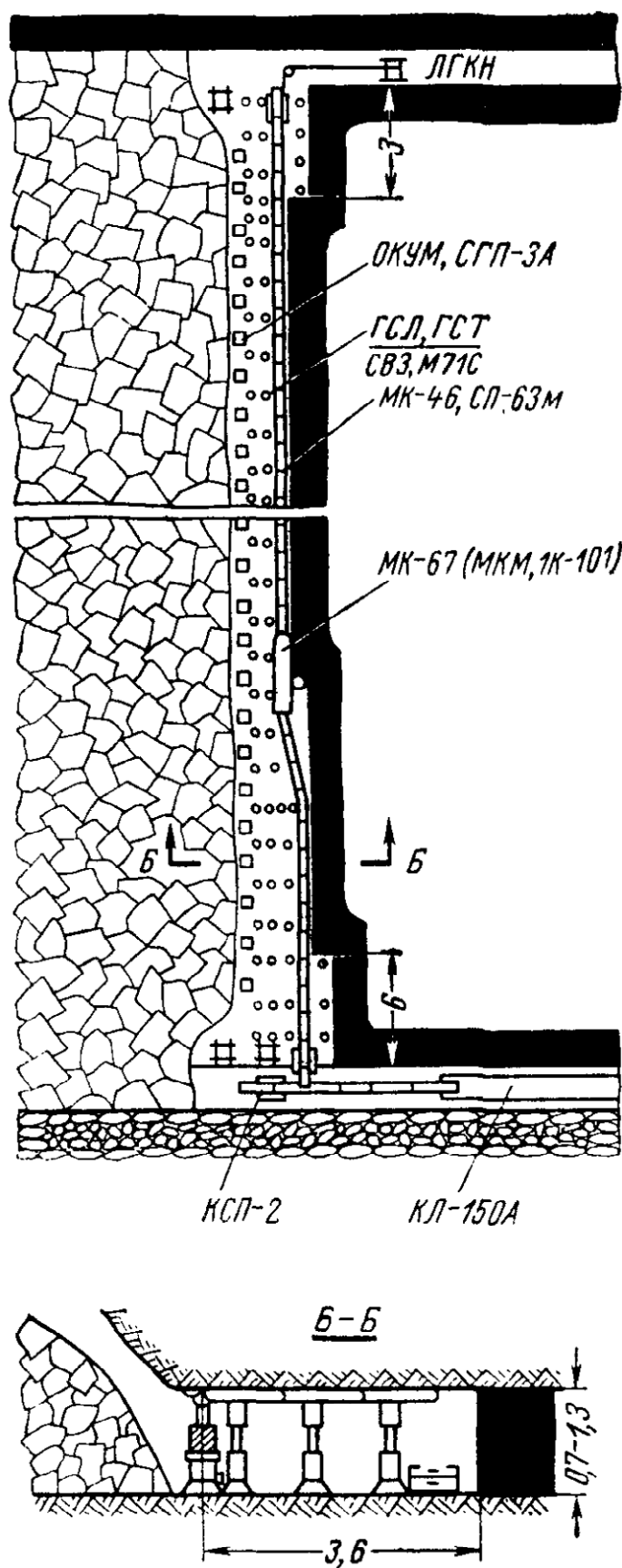


Рисунок 1.1 – ТСОР Виймання вугілля вузькозахватним комбайном з індивідуальним кріпленням (схема 4 [1])

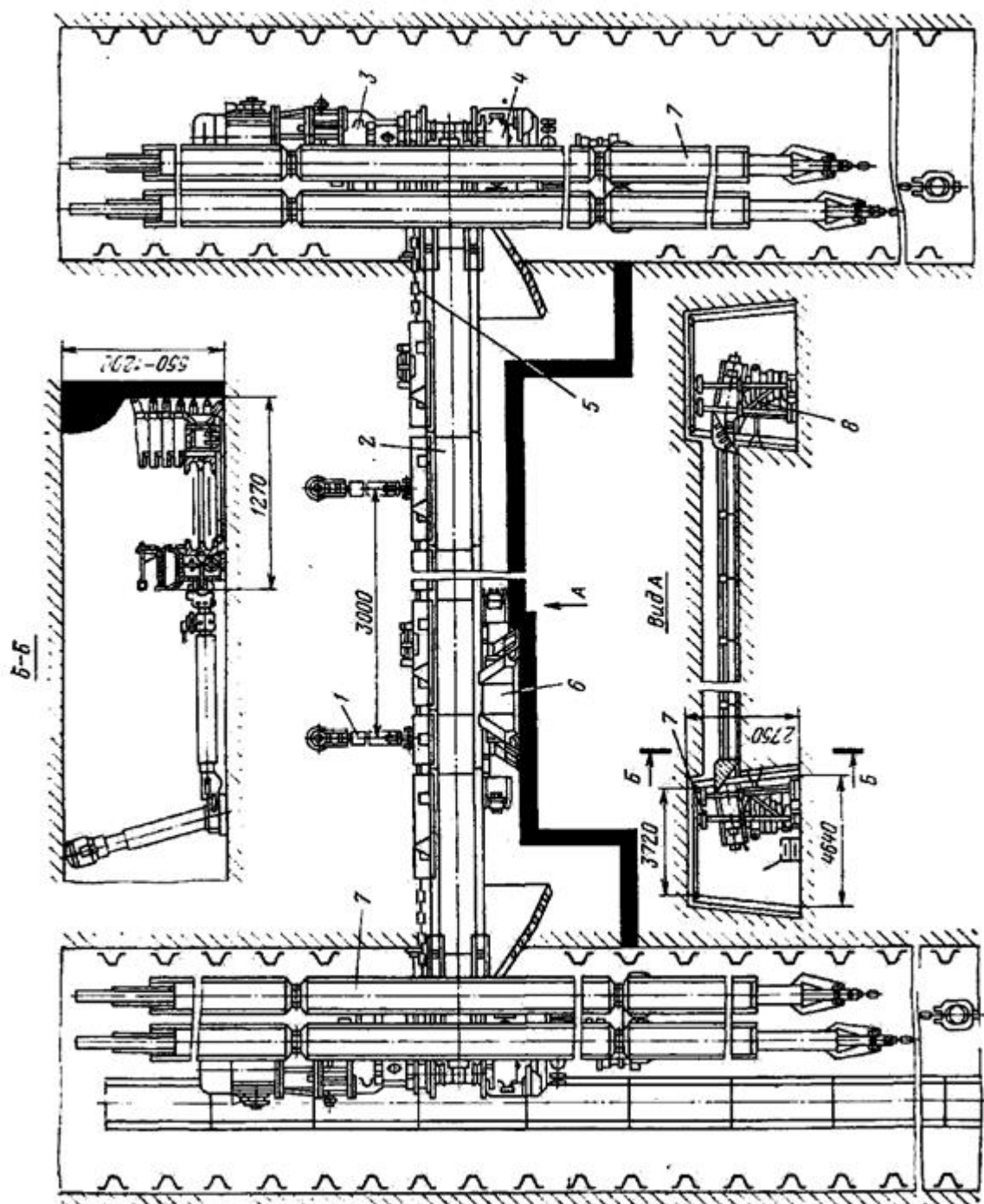


Рисунок 1.2 – ТСОР Виймання вугілля стругами з індивідуальним кріпленням (схема 3 [1])

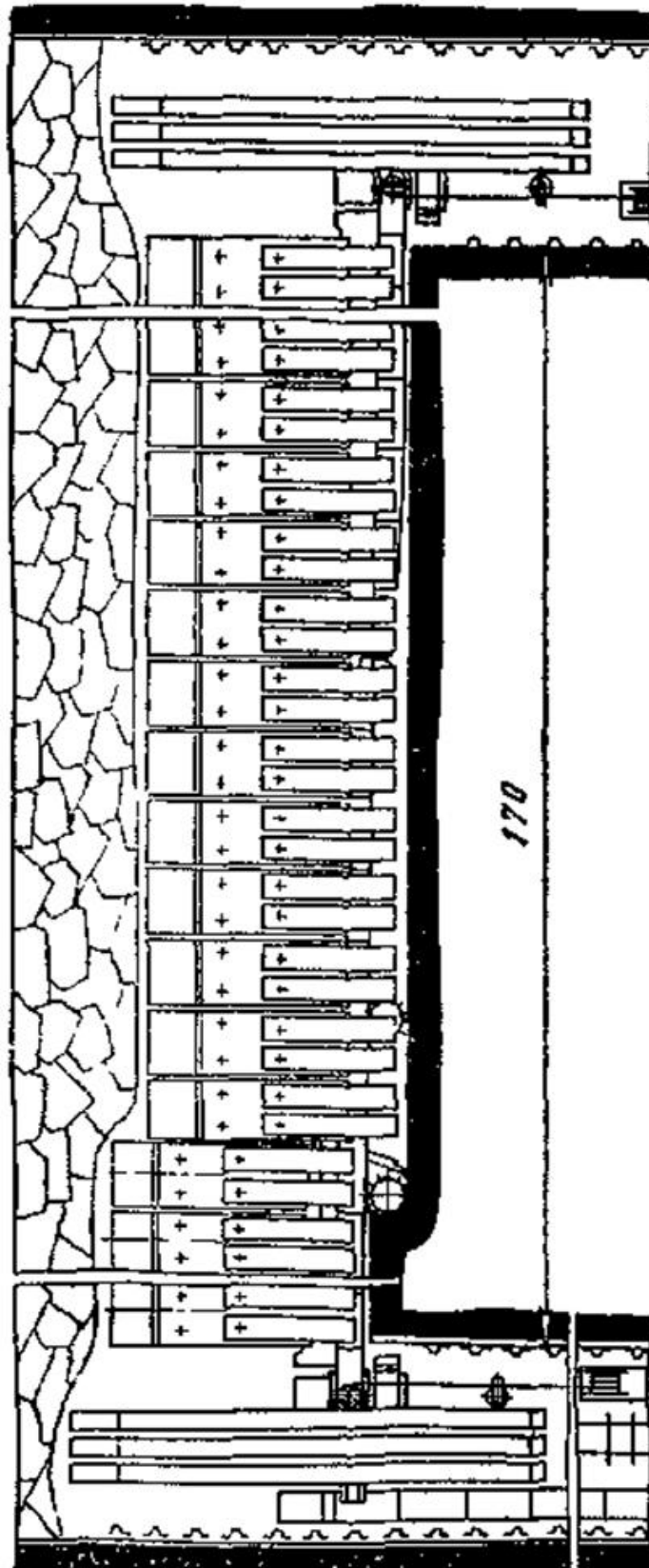


Рисунок 1.3 – ТСОР Виймання вугілля вузькозахватним комбайнами з механізованим кріпленням (схема 2 [1])

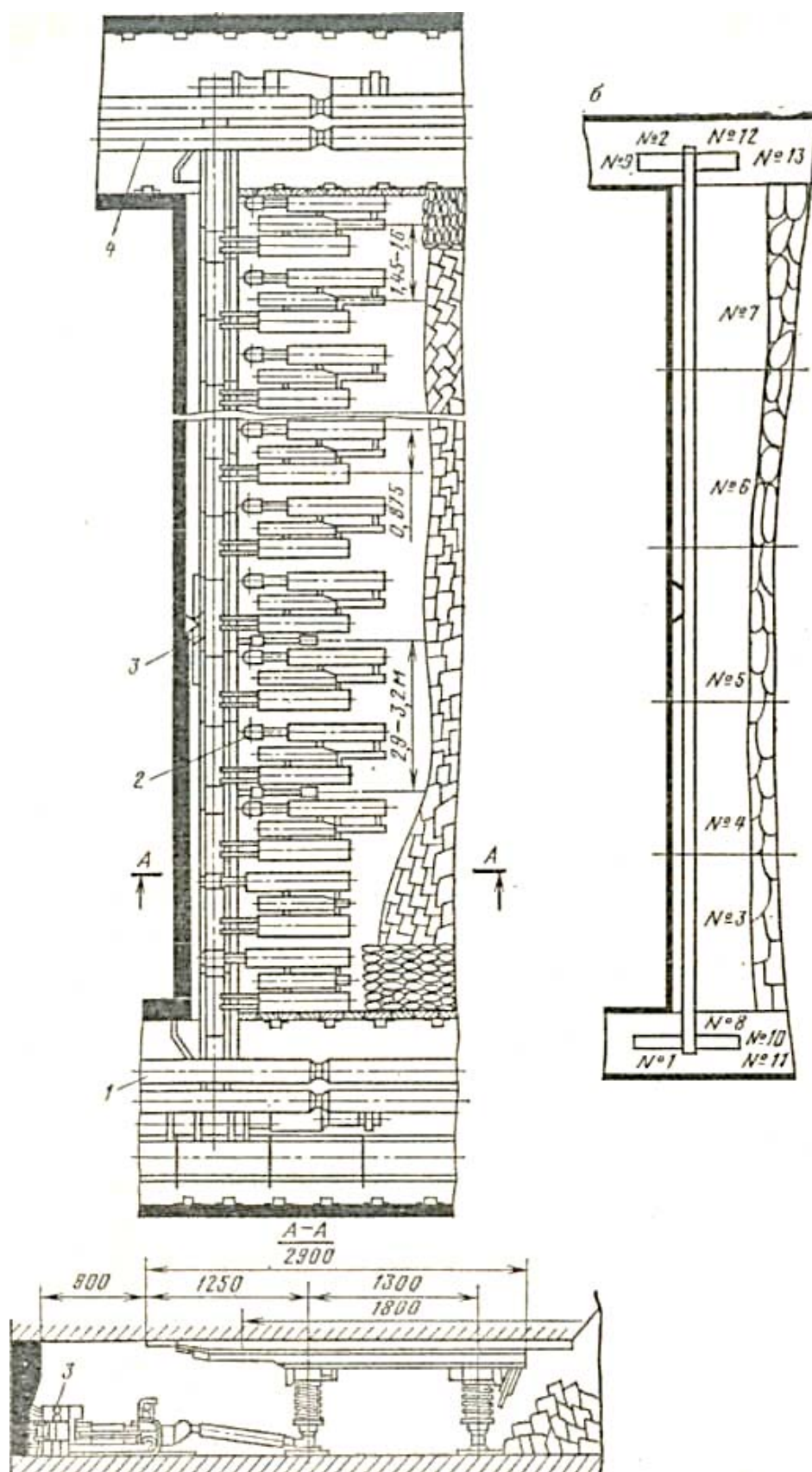


Рисунок 1.4 – ТСОР Виймання вугілля стругами з механізованими кріпленнями

Аналіз світового досвіду видобутку вугілля в довгих очисних вибіях свідчить про те, що технологічні схеми виймання вугілля з індивідуальним кріпленням є неперспективними і технологічно програють варіантам з використанням механізованого кріплення. Ці варіанти доцільно застосовувати в окремих випадках складних гірничо-геологічних умов. В лавах обладнаних механізованим кріпленням добовий видобуток в 2-5 разів більше ніж в лавах з індивідуальним кріпленням, разом з тим продуктивність праці і рівень безпеки робіт значно вище. Ці переваги свідчать, що механізовані лави однозначно краще лав з індивідуальним кріпленням.

Добування вугілля в комплексно-механізованих лавах стало частіше використовуватися в світі для видобування шарів вугілля під землею через підвищену безпеку та більш високу продуктивність [2] за рахунок покращеної механізації та автоматизації гірничих систем.

В Україні майже 100% вугілля видобувається з довгих очисних вибоїв. При цьому майже всі вони обладнані механізованими комплексами, переважно з комбайновим вийманням.

В США, де довгий час використовувалась камерно-стовпова система розробки, зараз найбільш поширеним методом підземного видобутку вугілля є видобуток з лав. Цей метод вважається кращим через його підвищену безпеку та високу продуктивність, особливо для видобутку вугільних пластів на глибинах більше 300 м, оскільки він не потребує великих ціликів, що знаходяться під час експлуатації камерної системи [2].

У звіті за 2015 рік, опублікованому Міністерством енергетики США, повідомлялося, що на видобуток з лав припадає 60% видобутку вугілля країни у 2019 році, середня продуктивність 4,65 тон на годину працівника [3], що майже вдвічі більше, ніж при камерній системі. Станом на січень 2020 року в США діяло 45 шахт, які видобували вугілля лавами [4].

Польща є великим міжнародним виробником вугілля. Основним способом видобутку вугілля на польських шахтах є видобуток з лав, що реалізується за трьома напрямками [5, 6, 7]:

- видобуток з лав з повним обваленням;
- видобуток з лав з гідравлічним закладанням;
- видобуток довгих стінок з пневматичним закладанням.

Всі лави обладнанні при цьому механізованими комплексами як комбайновими, так і струговими [6, 7].

Вугільні пласти широко поширені в більшості провінцій і регіонів Китаю [8]. Звичайні лави є основним методом видобутку по всій країні [9]. При цьому 100% очисних вибоїв повністю механізовані і автоматизовані [10, 11]. Використовується як комбайновий так і струговий спосіб виймання вугілля.

Більшість пластів Росії (69,6%) припадає на полого похилі, з яких виймається 95,4% всього обсягу видобутого підземним способом вугілля. У Росії також намітилася тенденція збільшення розмірів стовпа і довжини очисного вибою. Це стає можливим в результаті впровадження надійних і високопродуктивних очисних механізованих комплексів для видобутку вугілля в довгих забоях, при цьому проблема обмеження навантаження на лаву по газовому чиннику стає вкрай актуальною [11].

В даний час основним методом підземного видобутку вугілля в Австралії є видобуток з лав. Це є безпечніше та ефективніше інших підземних методів видобутку вугілля, і це передбачає вилучення великих прямокутних панелей вугілля. В усіх лавах Австралії використовується механізоване кріплення, при цьому виймання ведеться як комбайнами, так і стругами [12, 13].

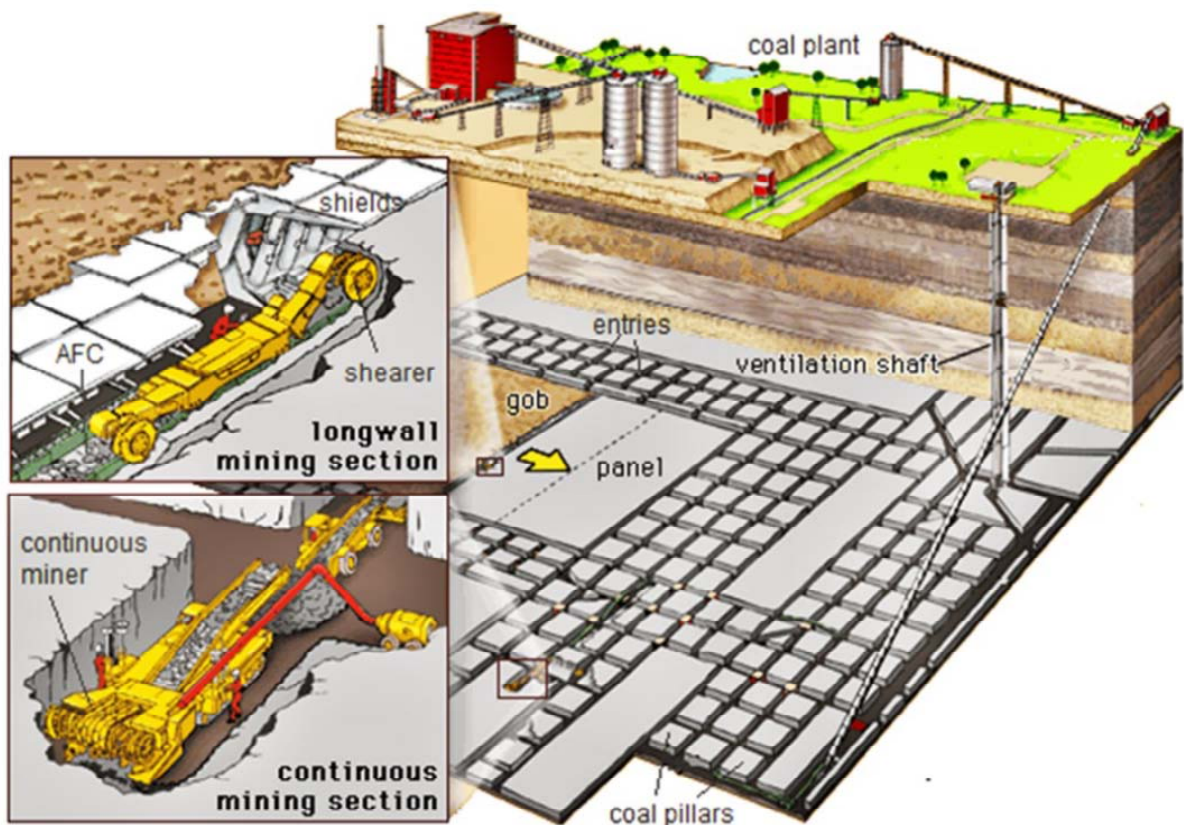
Аналогічна ситуація спостерігається і вугільній промисловості Південно Африканської Республіки. Повна механізація очисних робіт вже давно стала нормою видобутку вугілля з лав [14].

Таким чином, враховуючі вітчизняний і закордонний досвід і тенденції розвитку вугільної промисловості, вважаю доцільним для подальшого розгляду обмежитись варіантами обладнання вибою механізованими комплексами з комбайнами і стругами.

Порівняння різних технологічних схем виймання вугілля в лавах дозволяє виділити серед них дві великі групи:

- технологічні схеми, які передбачають залишення ціликів;
- безціликові технології.

Найчастіше американські лави використовують двох або трьох штрекову розробку панелей. Підготовка виїмкових стовпів двома штреками часто використовується при великих глибинах розробки для досягнення кращої стійкості виробок. Типова для американських шахт схема показана на рисунку 1.5.



(Source: <https://www.britannica.com/technology/coal-mining>, last accessed 03/20/2017)

Рисунок 1.5 – Схема розробки вугілля типова для американських шахт

Стовпова система розробки з погашенням виробок за лавою широко використовується в США та Австралії. За допомогою цього методу видобуток вугілля не розпочинається, поки елементи панелі не будуть

розроблені до кінця панелі; як тільки розробка буде завершена, видобуток вугілля продовжується від задньої частини панелі до магістральних виробок. Використовуються майже завжди повне обвалення, при цьому вироблений простір розглядається при розрахунках навантаження на лаву за газовим чинником як пористе середовище [15]. Незважаючи на те, що немає даних польових даних, загальновизнано, що породи в виробленому просторі стають консолідованими та ущільненими з плином часу через зміну режимів навантажень, а також через вагу порід. Завдяки цьому ущільненню, що знаходиться далі від лави, вона менш проникна, ніж область за мехкріпленням. Ця характеристика контролює потік рідини і стає вирішальним параметром у розрахунку навантаження на лаву за газовим чинником [15].

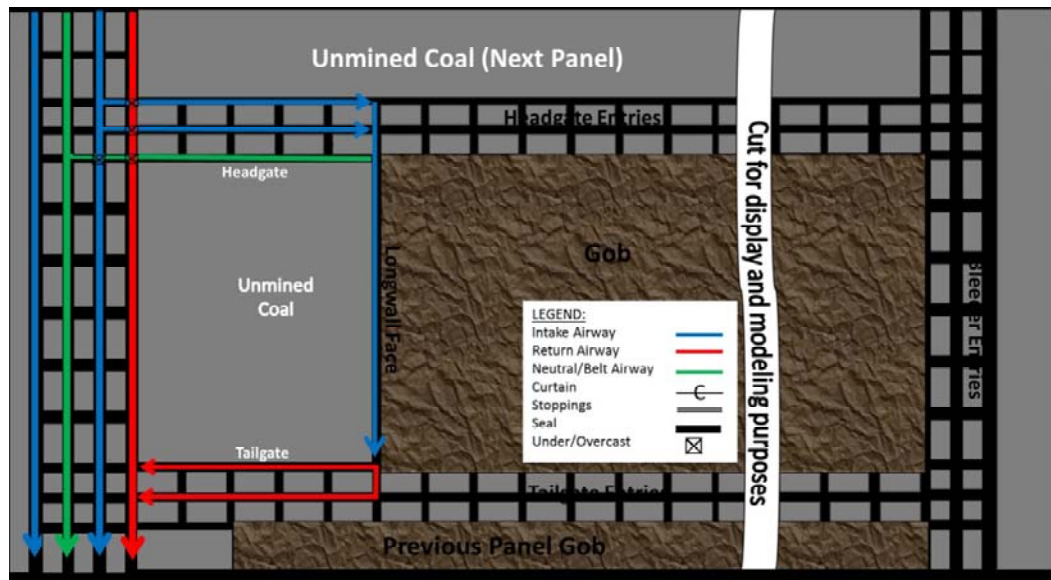
Схожі рішення прийняті в австралійській вугільній промисловості. Майже всюду використовується ціликові способи розробки вугілля з двох і трьохштрековою підготовкою. При цьому використовуються дві схеми провітрювання: зворотноточна (рис. 1.6 а) і прямоточна (рис. 1,6 б).

При таких схемах свіжий струмінь повітря подається по трьом виробкам. Ширина штреків становить близько 6 м, а висота 3-3,4 м.

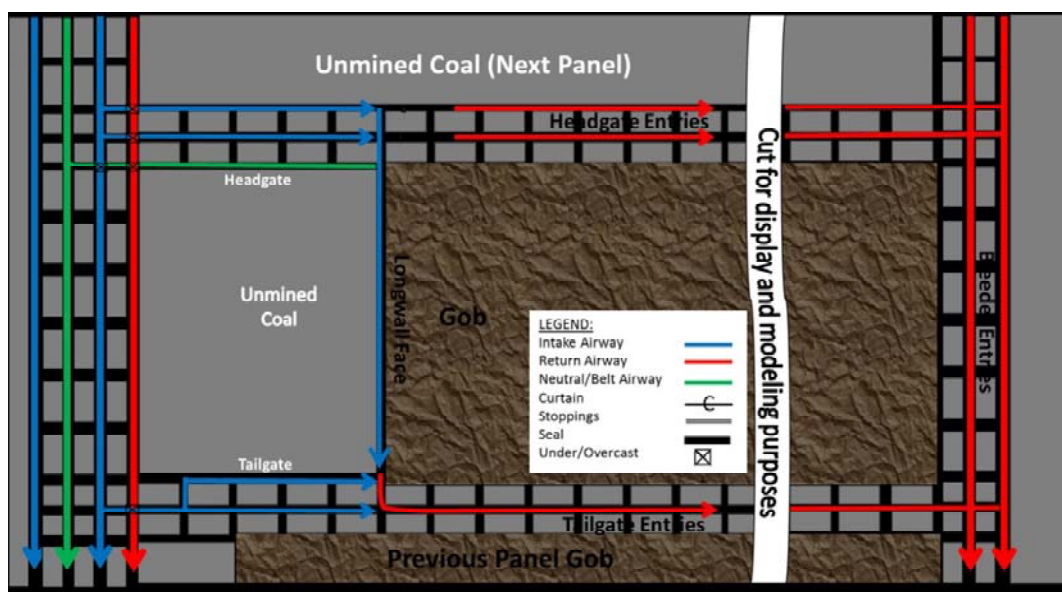
Більша частина свіжого повітря при зворотноточній схемі спрямовується до вибою, а решта використовується для розрідження пилу та метану у вході в сполучення. Обидві вентиляційні виробки використовуються для видалення вихідного струменя повітря.

Прямоточна схема (рис. 1.6 а). є кращою для вугільних шахт, які мають вугілля з високою схильністю до самозаймання, оскільки вона обмежує потрапляння повітря в вироблений простір. В даний час використання такої системи провітрювання, яка не передбачає підсвиживання обмежено у Сполучених Штатах, якщо пласти не є схильними до самозаймання (30 CFR § 75.334). Основним недоліком цієї системи є те, що в газових шахтах метан може накопичуватися в виробленому просторі.

Більшість шахт в Сполучених Штатах і Австралії використовують вентиляційну систему прямооточного типу, яка передбачає підсвиживіння (рис. 1.6 б) [16].



а)



б)

Рисунок 1.6 – Схеми провітрювання виїмкових панелей при трьохштрековій підготовці: а – зворотноточна; б - прямоточна

На рисунку 1.7 показані методи дегазації, які найчастіше використовуються в США для зменшення накопичення метану. Дегазація

пласта включає горизонтальні та вертикальні свердловини; після видобутку метан відкачується з виробленого простору [16].

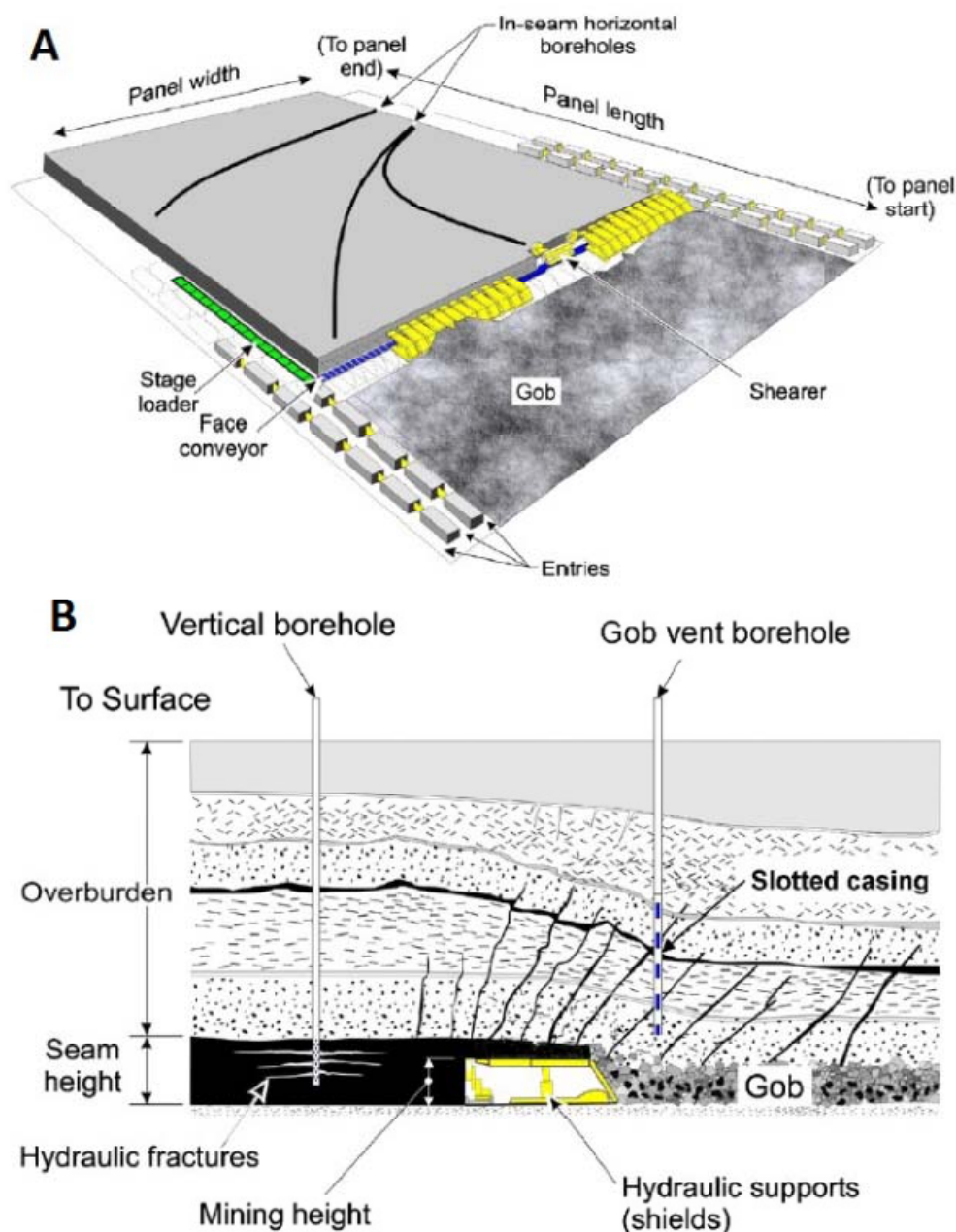


Рисунок 1.7 – План дегазації (А) лави та вид у поперечному розрізі (Б)
[16]

Китайські вугільні шахти також переважно працюють за технологічними схемами, які передбачають залишення ціликів. Проте

використовують одноштрекову підготовку, коли на кожну виїмкову панель проводиться одна повітряпостачальна і одна вентиляційна виробка (рис. 1.8).

При цьому майже завжди використовується зворотноточна схема провітрювання (рис. 1.9).

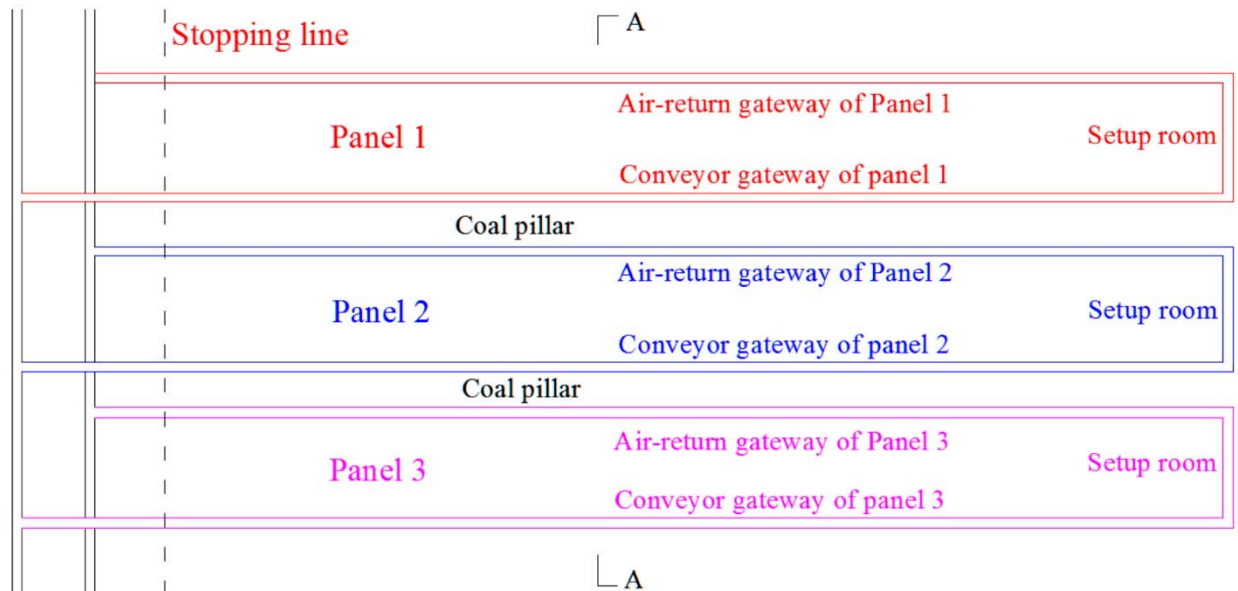


Рисунок 1.8 – Схеми планування виїмкових панелей при ціликовій підготовці у Китаї [17]

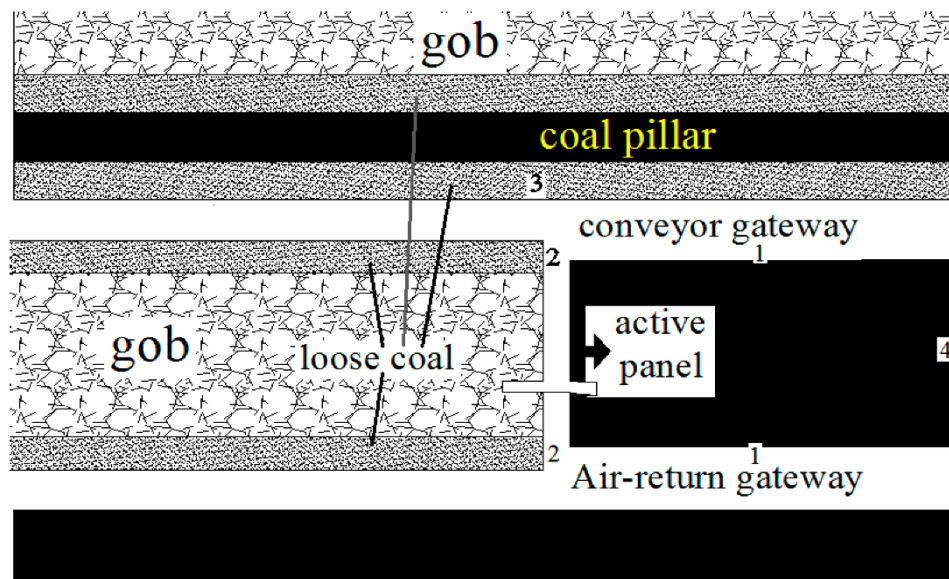


Рисунок 1.9 – Схема виїмкової дільниці, поширена у Китаї [17]

Шахти Кузбасса відрізняються високим рівнем небезпеки за факторами метану. На території діють 34 шахти, небезпечні за вибухом вугля і газу та надкатегорійні. При цьому абсолютно всі шахти небезпечні по газу. Високий рівень небезпеки в залежності від факторів, що відрізняють шахти Північного регіону Росії, де рівень шахти з високим рівнем газової небезпеки становить майже 100%. В умовах діючих вугільних шахт Росії проблема зниження газоносності вирішується за рахунок поточної дегазації вугільних пластів, що розробляються через свердловини, пробурені з підземних виробок [18].

При цьому більшість лав працюють за стовповою системою розробки з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору. Схема провітрювання при цьому зворотноточна (рис. 1.10)

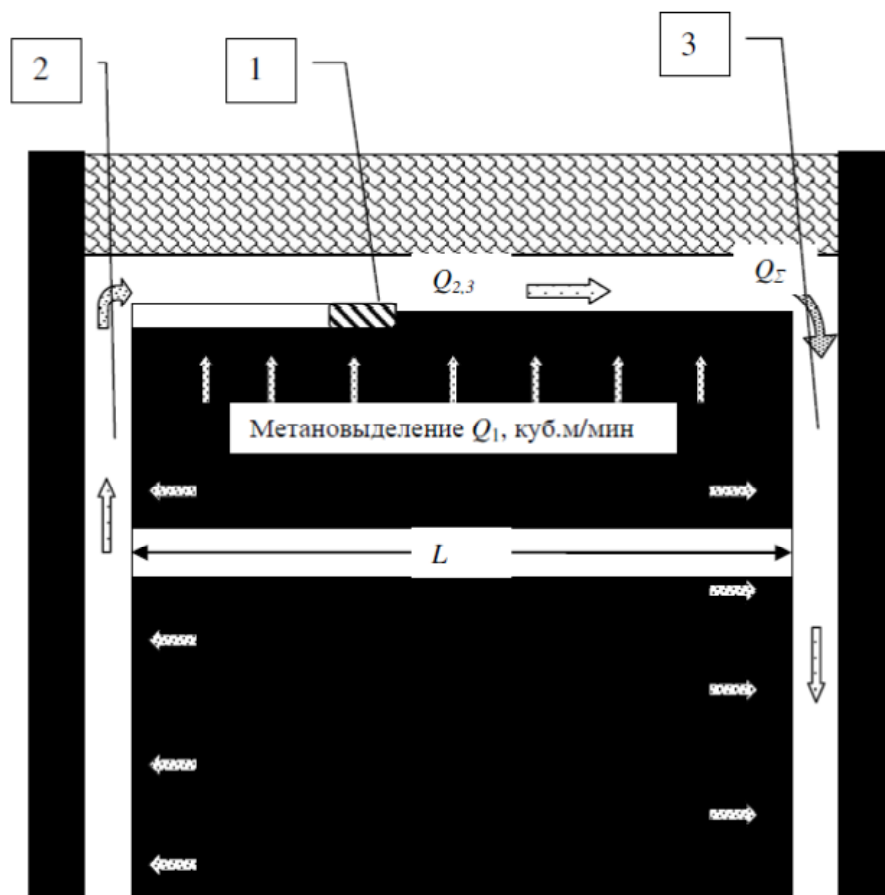


Рисунок 1.10 – Схема лави з позначенням притоків метана в лаву за даними Каркашадзе Г.Г. [11]

1 - очисний комбайн; 2 - вентиляційний штрек; 3 - відкаточний штрек

Схожа статистика спостерігається на шахтах Польщі [19]. Переважна більшість очисних вибоїв у Польщі працюють з присічкою виробленого простору. Проте одним з перспективних напрямків удосконалення технології виймання очисних робіт є поступовий перехід на повторне використання виробок. При цьому в першому випадку переважно використовують зворотноточне провітрювання (рис. 1.11), у другому прямоточне (рис. 1.12).

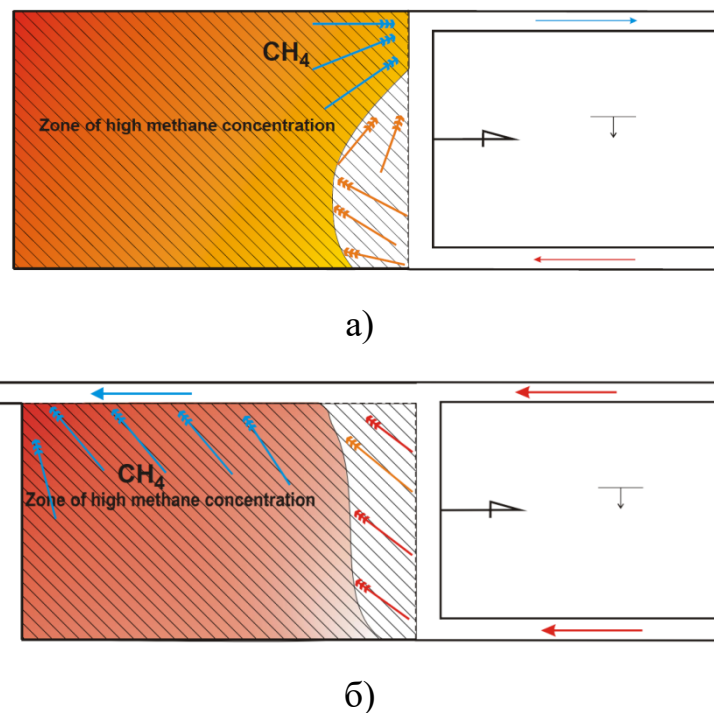
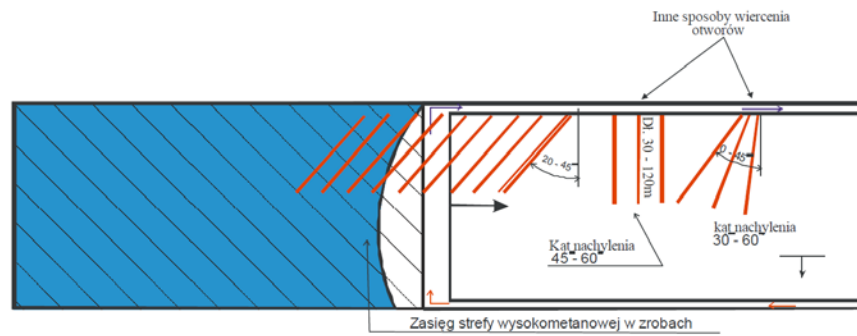
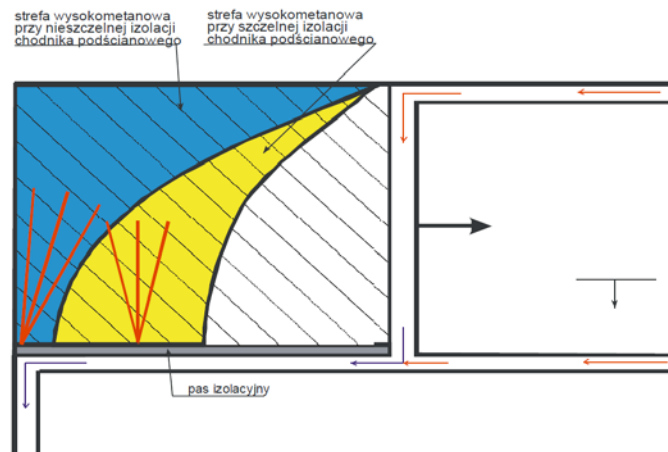


Рисунок 1.11 – Схеми провітрювання виїмкових панелей при традиційній підготовці в Польщі: а – зворотноточна; б – прямоточна

Для зменшення кількості метану при безціликових схемах підготовки використовують дегазацію пласта і дегазацію виробленого простору. Дегазація пласта ведеться через свердловини пробурені в площині пласта або з поверхні, як і при технологічних схемах з охороною виробок ціликами (рис. 1.12).



a)



б)

Рисунок 1.12 – Способи дегазації виїмкових дільниць на польських шахтах [19]: а) дегазація пласта; б) дегазація виробленого простору

Як видно з наведеного аналізу український досвід експлуатації вугільних родовищ найбільш близький до досвіду Польщі і Росії. Технологічні схеми видобутку вугілля з використанням механізованих комплексів у світі, хоч і мають багато спільного, проте відрізняються підготовкою виїмкових панелей. Поширені в США і Австралії технологічні схеми з двоштрековою і трьохштрековою підготовкою не можуть бути використані в умовах України, оскільки вони розраховані на розробку пластів з потужністю не менше 3,0м, тому, що всі підготовчі виробки при такій підготовці проводяться по пласту без присічки породи. В той же час залишення ціликів між виїмковими полями, як це робиться на шахтах Китаю, призводить до втрат корисних копалин і тому не використовується вже давно в країнах колишнього СРСР. Досвід європейських країн свідчить, що

безціликові системи розробки є перспективними і не гірші ніж ціликові. Про це свідчать показники видобутку вугілля в Польщі.

Способи провітрювання і дегазації при цьому істотно не відрізняються від тих, що прийняті в Україні. Це свідчить, що технологічні схеми видобутку вугілля механізованими комплексами, що використовуються в Україні є сучасними і відповідають сьогоdnішньому світовому рівню.

Окрім того вчені в Україні вже давно зазначають, що найбільш прогресивною для Донбасу є комбінована система розробки з прямоточним провітрюванням і повторним використанням виробок. Так Зборщик [20] вважає, що «у Донбасі найбільш прогресивна і ефективна комбінована система розробки: запаси підготовлених стовпів відпрацьовують високонанавантаженими лавами; повторно використовують конвеєрні штреки; застосовують прямоточне проветрівання виробок виїмкової ділянки. При цьому навіть в складних природних умовах приблизно на 50-60% зменшуються витрати на проведення і підтримання дільничних виробок». Такої ж думки дотримується Ільяшов [21]. Підземна виїмкова ділянка-основна ланка гірського господарства шахти. В межах ділянки резерв зниження витрат полягає в ефективному використанні трьох взаємопов'язаний них напрямків:

- істотного збільшення видобутку вугілля високонанавантажених лавами. Механізовані комплекси забезпечують надійну виїмку вугілля в лавах довжиною до 250-300 м. Збільшення видобутку вугілля виїмковими ділянками - вихідна основа досягнення високої концентрації робіт у межах всієї шахти;

- повторного використання конвеєрного штреку замість проведення присічного до початку відпрацювання запасів другого стовпа (нижнього по падінню). На одну лаву в 2 рази зменшується протяжність проведення дільничних підготовчих виробок. Це гарантує своєчасне введення в експлуатацію нової лави замість тієї, що вибуває, що рухається зі швидкістю

80-100 м / міс і більше. Крім того, усуваються технологічні складнощі при проведенні присічного штреку: від флангової похилої виробки або від центральних виробок назустріч рухаються лави. Навіть в складних природних умовах на пластах потужністю понад 1,5 м повторне використання конвеєрних штреків зменшує прямі витрати в середньому на 55-65% [20];

- максимального зменшення витрат на підтримання дільничних виробок протягом терміну їх експлуатації. Головне-виключити небезпечні і трудомісткі роботи по заміні постійного кріплення [22].

Практичний досвід повторного використання штреків був і в умовах ш/у Покровське, для умов якого виконується магістерська робота [23]. Однак збільшення глибини відпрацювання пласта d_4 привело до неможливості збереження штреків для повторного використання навіть за допомогою якісних литих смуг.

Спроба вирішити проблему виїмки малопотужних пластів, використовуючи традиційні технічні рішення, не дала очікуваних результатів. У зв'язку з цим, була прийнята орієнтація створення методів і засобів безлюдної виїмки вугілля, зокрема з урахуванням бурошнекової технології без кріплення привибійного простору. Внаслідок промислової експлуатації ряду бурошнекових машин, встановлено [24], що їх застосування забезпечує, порівняно з існуючими струговими та комбайновими технологіями при виїмці малопотужних пластів, наступні переваги:

- зменшення витрат на видобуток 1 т вугілля в 1,5 раза;
- підвищення продуктивності праці робітників у 2 - 2,5 рази;
- зменшення витрати лісу, металу приблизно в 10 разів;
- підвищення комфортності праці та рівня безпеки робіт.

Сучасний бурошнековий комплекс це пристрій, що містить дві гілки секційного спареного шнекового ставу з ріжучими органами, розміщеними у вибої свердловини. Шнекові стави розташовані з боків центрального ставу та з'єднані з приводами подачі та обертання, встановленими у штреку. При

включенні приводів ріжучі органи починають руйнувати пласт вугілля, а шнекові стави, що при цьому обертаються, підхоплюють відбите вугілля і транспортують його по всій довжині свердловини до відкатної виробки, де він перевантажується на конвеєр. Для провітрювання вибою свердловини, по центральному ставу, що обертається, у вибій нагнітається повітря.

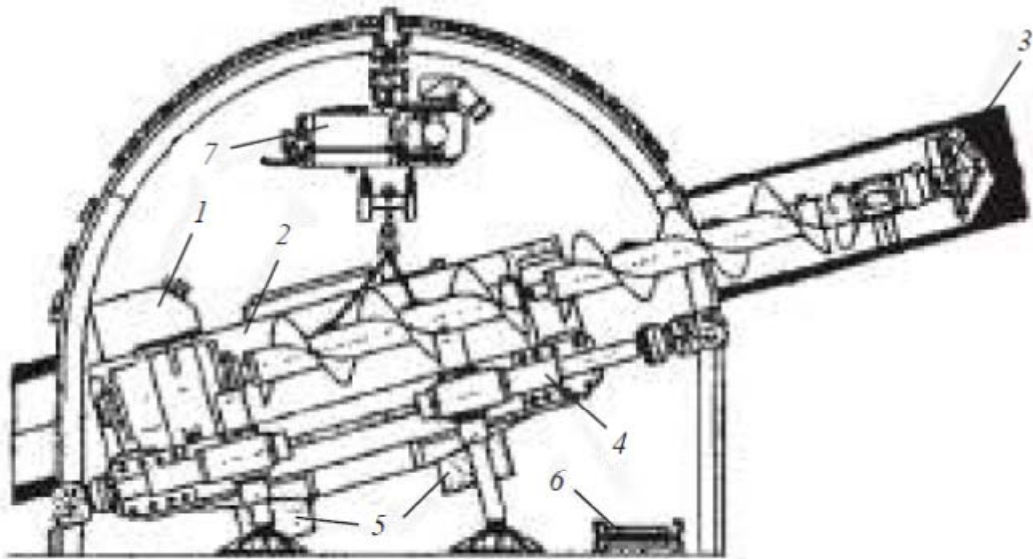


Рисунок 1.13 – Бурошнекова установка

1 – пульт управління; 2 – секція шнекового бура; 3 – бурова коронка; 4 - Розпірні гідродомкрати; 5 – гусеничні траки ходової частини машини; 6 – конвеєр; 7 – монорейковий гідравлічний підйомник

Виїмка відбувається шляхом послідовного буріння свердловин (діаметром дещо меншим, ніж потужність пласта), відокремлених одна від одної вугільними цілими, невитягуваними або частково вилученими. Нарізається стовп вугілля шириною 100-300 м. Буріння може здійснюватися з конвеєрного штреку при односторонньому способі, з конвеєрного та вентиляційного одночасно назустріч один одному. Також можливе вибурювання з конвеєрного штреку в обидві сторони. Діаметр бурових коронок може досягати 800 мм і більше.

Також в літературі зустрічаються установка КГРП [25]. На жаль, описані конструкції засобів механізації в силу малої продуктивності знаходять застосування лише у поодиноких варіантах. У промислових масштабах ця ідея застосовується у комплексах типу КГРП та їх різновидах. Комплекси типу The Thin Seam Miner [26] працюють за принципом буріння-вигукання. Випущено 85 комплектів, що успішно працюють у Росії, Індії, Індонезії. Сучасні моделі РТП розраховані на відпрацювання вугільних пластів потужністю 1,11-4,8 м з кутами залягання пласта до 25 °, а також пластів більшої потужності з кутами залягання 50 ° -90 °. Ріжучий модуль комплексу врізається в глиб пласта на відстань до 300 м. Комплекс КГРП переміщається по траншеї на гусеничних візках, стріла, що нарощується - вона ж шнековий конвеєр - транспортує вугілля до місця перевантаження. Можливе завантаження безпосередньо у транспортний засіб вертикальним конвеєром. Секції стріли завдовжки 6,1 м. Установка працює від дизельного чи електричного приводу. Управління покрівлею за допомогою утримання на ціликах. Продуктивність комплексу – 600 тис. т на рік. Загальний обсяг видобутку вугілля із застосуванням РТП у США у 2015 р. становив 30 млн т на рік. Комплекс КГРП успішно працює на шахті "Распадська" [26, 27].

Для вирішення проблеми безлюдного видобутку вугілля з тонких та надтонких пластів проф. Г.Г. Литвинським запропоновано агрегат фронтальної шнекової виїмки пластів АФШВ [28]. Він має робочий орган і транспортний пристрій (рис. 1.14), виконане з послідовно розташованих уздовж вибою лави 1 шнекових секцій (ШС) 2 з валом 3, на лопастях 4 яких встановлені шарошки 5. На зовнішній стороні кожної секції закріплено за допомогою тяг 6 щитове огороження 7, яке закінчується напрямними лемешами - верхнім 8 і нижнім 9. Агрегат містить пристрій для створення зусиль натиску на забій і переміщення агрегату у вигляді приводного валу 10 з розташованими напірними котками 11, які спираються на підшву пласта 12 і з'єднані розпирними стрижнями 6 з валом 3 ШС 2. Шарошки 5 на лопатях 4 секцій 2 виробляють ефективне фронтальне руйнування вугілля в пласті

глибиною 20-40 мм, одночасно забезпечуючи малий опір обертанню за рахунок обкатування по вибою та ґрунту (ефект підшипника кочення), що значно знижує потужність приводу для видобутку вугілля. Наявність щитового огородження 7 з лемешами 8 і 9 сприяє транспортуванню вугілля та усуває його втрати по лаві. Привід агрегату (дизель і насосна станція) винесений у підготовчий виробіток. Швидкість фронтального переміщення агрегату коливається не більше 0,05–2 мм/с. Оскільки агрегат наполовину входить у пласт вугілля і робочий простір мінімально – близько половини потужності пласта – немає потреби у потужному механізованому кріпленні, а достатнім є легке огородження покрівлі щитовою огорожею. Присутність людей у лаві повністю виключена, а у провітрюванні немає потреби.

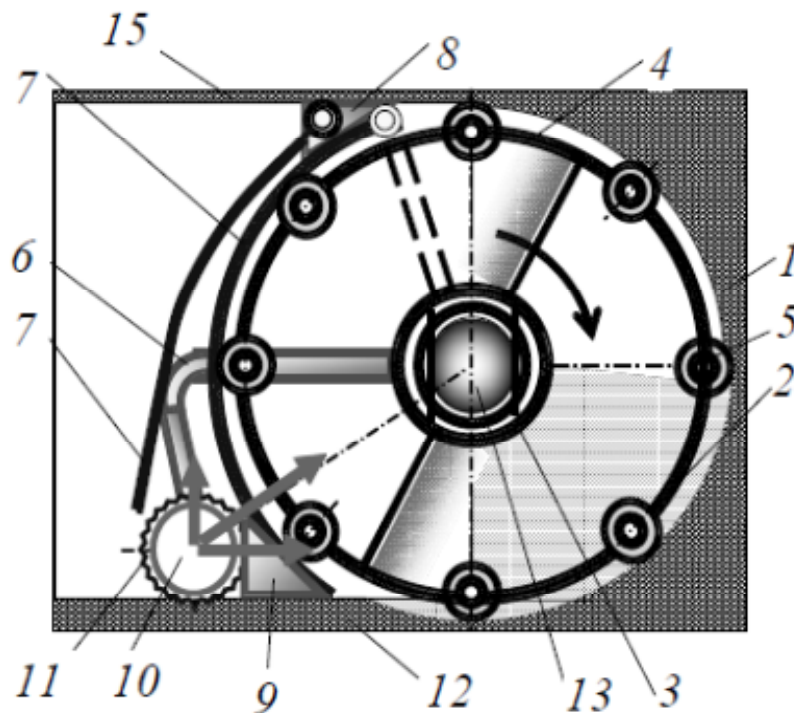


Рисунок 1.14 – Агрегат фронтальної шнекової виїмки АФШВ

До переваг АФШВ за думкою авторів [29] відносяться: універсальність та широка сфера застосування, простота та низька вартість конструкції агрегату, безлюдний видобуток вугілля з тонких та надтонких пластів від 0,4 м з кутами падіння від 0 до 40–50 градусів, потоковість технології робіт та їх повна автоматизація, висока продуктивність 4–6

кт/добу вугілля з лави (1 кт = 1 тис. т), виключення кінцевих та допоміжних операцій у лаві, робота в нейтральному газовому середовищі, що знімає «газовий бар'єр». Вартість обладнання лави знижується у 3-5 разів, термін окупності агрегату менше 0,5-1 міс. Застосування агрегату АФШВ дозволяє відмовитися від випуску багатотипного традиційного обладнання для виїмки (комбайни, струги, забійні конвеєри, механізовані комплекси та ін.), перейти на уніфіковану схему оснащення лав. За щорічного видобутку вугілля 100 млн. т для України необхідно випускати 150–200 агрегатів АФШВ на рік [29].

Інші резерви успішного вирішення завдань виїмки тонких і надтонких пластів криються в розширенні підземної гідравлічної відбійки вугілля, техніко-економічні показники якої вищі, ніж за традиційної технології. При гідравлічному способі відбивання корисних копалин, особливо у разі застосування високонапірних імпульсних струменів, витрати енергії на 1 т відбитого вугілля можна довести до рівня кращих показників при механічному руйнуванні (0,5–1,0 кВтг/т), а продуктивність праці робітника з видобутку збільшити в 1,5 рази та більше у порівнянні з показниками механізованих вибоїв. Гідравлічні технології та засоби їх реалізації успішно застосовуються як у країнах СНД, так і за кордоном (у Японії, КНР, Австрії, Канаді, Німеччині) [30].

Домогшись значних успіхів при розробці середніх та потужних пластів, гідромеханізація має скромніші досягнення при відпрацюванні тонких пластів. Світовий науковий досвід свідчить, що найважливішими позитивними якостями, характеризуються виїмкові машини з гідроімпульсними виконавчими органами [31]. Вони при малих габаритних розмірах і масі, виробляючи руйнування вугільного масиву імпульсним струменем води, забезпечать гарантовану вибухобезпеку, майже повне пилоподавлення і хорошу пристосованість до гіпсометрії пласта, що змінюється.

Результатом багаторічної роботи співробітників Донецького національного технічного університету в галузі розробки гідроімпульсних пристроїв, які забезпечують прийняту для шахт звичайну технологію відбойки вугілля, стало створення генератора імпульсних струменів (ГІС). Забезпечує перетворення маловитратного (до $0,0015 \text{ м}^3/\text{с}$) стаціонарного потоку робочої рідини високого тиску (до $12,0 \text{ МПа}$) в імпульсний підвищених миттєвих витрат (до $0,025 \text{ м}^3/\text{с}$) того ж тиску. У схему ГІС входять струмеформуючий стовбур з робочим насадком, баластовий гідропневмоакумулятор, розподільник (головний клапан), поршневий накопичувач, робочий гідропневмоакумулятор і клапан, що управляє.

Робота ГІС полягає в тому, що розподільник періодично підключає до робочого акумулятора через накопичувач або насосну установку з баластним акумулятором (фаза накопичення), або ствол, що струмеформує, з робочим насадком (фаза пострілу). На початку здійснюється накопичення в поршневому накопичувачі деякого об'єму води (близько $300\text{--}350 \text{ мл}$), що направляється від високонапірного насоса живлення маловитратним потоком. У фазу пострілу через насадок діаметром $10\text{--}12 \text{ мм}$ закінчується імпульсний потік (частота слідування $2\text{--}7 \text{ Гц}$) майже того ж тиску, який і руйнує гірський масив. Потужність потоку під час пострілу води становить близько $500\text{--}700 \text{ кВт}$. Саме велика потужність потоку забезпечує значну руйнівну здатність струменя. Генератор імпульсних струменів був покладений в основу ряду гідроімпульсних установок, призначених для виконання різних технологічних процесів в умовах шахт.

Підведення робочої рідини до виконавчого органу від високонапірної насосної установки, що живиться від протипожежно-зрошувальної мережі, здійснюється по гнучких рукавах із внутрішнім діаметром $12\text{--}20 \text{ мм}$. Як живильну установку при роботі ГІУВМ-1 використовували серійно випускається ВАТ «Новгородський машзавод» триплунжерний насос СНТ.01.010, що приводиться в рух пневмомотором К-75 [32].

Відповідно до класифікації Правил Технічної Експлуатації України вугільні пласти по потужності поділяються на наступні категорії:

- до 0,7 м – надтонкі;
- 0,7-1,2 – тонкі;
- 1,21-3,5 – середньої потужності;
- більше 3,5 м – потужні.

Вугільний пласт d_4 в умовах ПрАТ «ШУ «Покровське» переважно середньої потужності, а по куту падіння він відноситься до пологих. Середньодинамічна потужність пласта в блоці 10 ПрАТ «ШУ «Покровське» 1,47 м. В зв'язку з цим частина технологій перелічених вище не може бути використана в умовах підприємства. З наведеного аналізу витікає, що в гірничо-геологічних умовах, притаманних ПрАТ «ШУ «Покровське», найбільшу перспективу мають механізовані комплекси обладнання комбайнами і стругами. Тому проаналізуємо світовий досвід використання саме цих технологій видобутку і показники рівня видобутку, що досягаються лавами в різних країнах.

1.2 Аналіз сучасних технологій видобутку вугілля на пластах середньої потужності

Для розуміння досягнень вугільників в Російській Федерації проаналізуємо спочатку одну з найкращих шахт Кузбасу. Аналіз технологічного процесу видобутку вугілля на виїмковій ділянці на шахті Полісаївська АТ «СУЕК - Кузбас» було здійснено спостереження за режимами технологічного процесу та хронометраж роботи комплексно-механізованого вибою. В лаві працює один з найпотужніших у світі комбайнів Eickhoff SL -300, що розроблений для виймання пластів потужністю 1,6-4,0 м і кріплення DBT (рис. 1.15). Максимальна швидкість подачі машини 40 м/хв. Аналіз відомостей про номінальні параметри електрообладнання виїмкової ділянки шахти «Полісаївська» (табл. 1.1)

показали, що продуктивність виїмкового комбайна завищена по відношенню до номінального параметра засобів транспортування на 33%.

Таблиця 1.1 – Відомості про номінальні параметри виїмкової ділянки

Назва обладнання	Рівень напруги живлення, В	Номінальна потужність, кВт	Номінальна продуктивність, т/год
Eickhoff SL -300 комбайн	3000 (3300)	1138	2800
FFC-9 лавний конвейер	1140 (1200)	1500	1800
Механізоване кріплення DBT	-	-	-
FS L-9 перевантажувач	1140 (1200)	500	1800
FBL-10G дробарка	1140 (1200)	200	1800

Виїмкова ділянка No 17-49 пласта Бріївський шахти Полисаївська АТ «СУЕК-Кузбас». Основні параметри виїмкової ділянки такі: потужність пласта середня 1,74, потужність пласта 1,74, що виймається, кут падіння 12 - 17°, опір різання 140 кг/см², об'ємна вага вугілля 1,29 т/м³, довжина лави 304 м, кількість секцій кріплення 177; видобуток за цикл 740 тонн.

Провітрювання виїмкової ділянки здійснюється через вентиляційну збійку, віддалену від лави на 220 метрів. Тобто, потік свіжого повітря захоплює метан, що виділяється з відбитого вугілля, розташованого на частині стрічкового конвеєра (від лави до збійки), перевантажувачі, дробарки та скребковому конвеєрі, і проносить його вздовж лави до верхнього штреку.

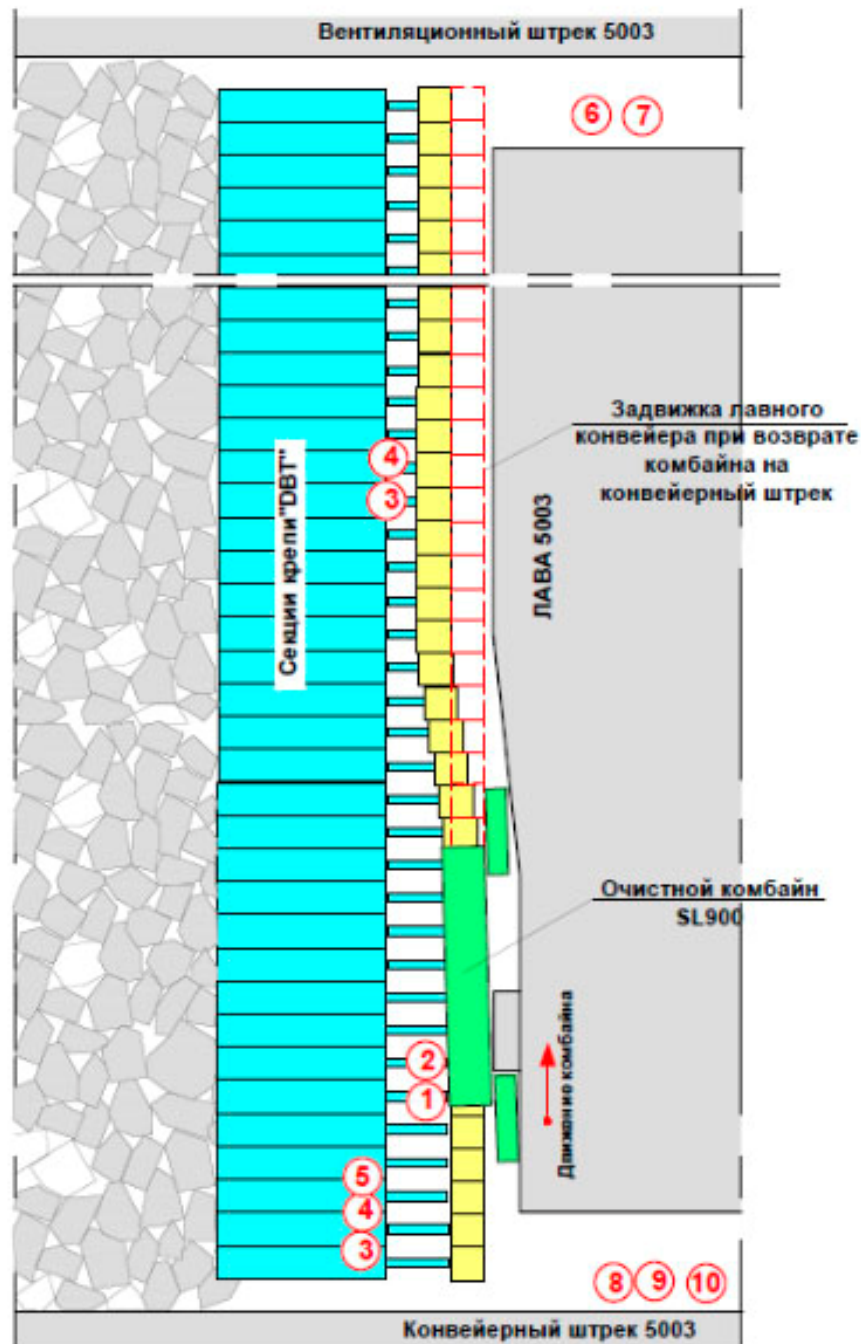


Рисунок 1.15 – Схема лави з розстановкою гірників [33]

1, 2 машиніст комбайна, 3, 4, 5 гірники очисного вибою, зайняті в пересуванні секцій кріплення та скребкового конвеєра, 6, 7 гірники очисного вибою, зайняті приводної головки, кінцевих секцій, перевантажувача, стрічкового перевантажувача, скорочення ставу конвеєра, 10 гірник очисного вибою, зайнятий керуванням стрічковим перевантажувачем, зачисткою штрекового перевантажувача

Таким чином, для контролю метану в лаві необхідно враховувати газовиділення з відбитого вугілля, розташованого на частині стрічкового конвеєра (від лави до збійки), перевантажувачі, дробарки та скребковому конвеєрі [33, 34].

Відповідно до технічних рішень, прийнятих у проектній документації «Технічне переозброєння шахти АТ «СУЕК-Кузбас» шахтоуправління Комсомолець Виробничої Одиниці - шахти «Полисаєвська», навантаження на очисний вибій при відпрацюванні на ділянках поза зон поширення тектонічних порушень за сприятливих умов становить до 10 000 т/добу. Аналіз номінальної продуктивності виїмкового комбайна з урахуванням продуктивності системи транспортування показав, що добовий план поза зонами поширення тектонічних порушень за сприятливих умов можливо за 5,5 годин без врахування простоїв і технологічних перерв. Тобто фактичний коефіцієнт машинного часу становив 0,305, що співпадає з середніми показниками цього коефіцієнту по методиці курсового проекту з ППГР ДонНТУ. Розстановка гірників в лаві така сама як і в українських шахтах, зокрема на ПРАТ ш/у Покровське.

В даний час ціла низка вугільних шахт РФ вийшли на світовий рівень середньодобового навантаження на очисний вибій, до яких слід зарахувати: – ВАТ «СУЕК»:

- шахти "ім. С.М. Кірова", "Ім. 7 листопада" – понад 3-4 тис. т/добу;
- ш/в Котинське, шахти "Талдинська-Західна"; "Талдинська-Західна 2" – понад 5 тис. т/добу;
- ВАТ «Шахта Зарічна» - понад 5 тис. т/добу;
- ТОВ «УК Єрунаківська», шахта "Киргайська" – понад 4 тис. т/добу,
- ЗАТ «УК Південкузбасвугілля»: шахти "Абашевська", "Тайжина", "Томусинська" - понад 3 тис. т/добу;
- ВАТ «Шахта Полосухінська» – понад 3 тис. т/добу,
- ВАТ «Ш/в Інтинська КК» шахта "Східна" – понад 3 тис. т/добу.

Дуже високий середньодобовий видобуток вугілля реалізується на шахті "Котинська", де навантаження на очисний вибій сягає 25 тис. т/добу. Рекорд з середньомісячний видобуток вугілля належить колективу цієї ж шахти у 2010 року, де із пласта потужністю пласта 4,0...4,6 м, обладнаної комплексом DBT, комбайном SL-500, видобуто 707,2 тис. Тонн вугілля. При цьому окремі періоди навантаження на очисний вибій становило понад 30 тис.т/добу.

При цьому виїмка вугілля в лавах вказаних шахт ведеться з такими оптимальними параметрами:

- довжина лави 150-350 м;
- довжина стовпа виїмки 1000-4500 м;
- підготовка виїмкових ділянок – спареними або трьома виробітками;
- комбайни: SL-500; 7LS;
- конвеєр: A38(34); AFC; PF
- кріплення: Joy; DBT; Tagor; M138/2; МКЮ [35-37].

За даними російських вчених з 137 очисних вибоїв, які перебували в роботі 53 були обладнані комплексами імпортного виробництва. В основному це комплекси фірм України, Польщі, Німеччини, США та Китаю. Ще більш високо присутність (80,6%) техніки зарубіжного виробництва у парку очисних комбайнів. Так само, як і в попередньому випадку, вони представлені в основному комбайнами фірм України, Польщі, Німеччини та США [38]. При цьому гірничі машини України стоять в одному ряду з гірничим обладнанням передових вуглевидобувних країн.

Світові лідери механізованого вуглевидобутку на сучасних комплексах пост третього покоління дуже велику увагу приділяють автоматизації процесу підземного видобутку вугілля [39, 40]. Необхідність автоматизувати процес випливає з двох основних причин: підвищення безпеки та підвищення економічної ефективності. Перспектива підвищення безпеки є неоціненною, де кінцева мета – використовувати якомога менше людської праці, щоб уникнути травм і потрапляння шахтарів у небезпечне,

галасливе та запылене середовище. Підвищення економічної ефективності також вийшло на перший план, оскільки автоматизація спрощує та прискорює весь процес гірничих робіт.

Напівавтоматичний забій – концепція, що почала розвиток з 2000-х років по теперішній час. Це система, яка найчастіше використовується в шахтах США (рис. 1.16). Він складається з наступного обладнання:

(1). Система SISA. Комбайно-ініційоване просування кріплення (SISA). Ця система працює з встановленням зв'язку між очисним комбайном і автоматизованими кріпленнями для створення системи автоматизації лави. У цій системі автоматизації лави на першому етапі, коли комбайн проходить повз, мехсекцію за ним автоматично просуваються кріплення одна за одною, а потім автоматично проштовхуватися конвеєр. Системі потрібен датчик розташування комбайна, який визначає розташування комбайна, щоб комп'ютер на пульті керування знав, де знаходиться комбайн, і видав команди певній секції за ним, щоб почати цикл передвижки.

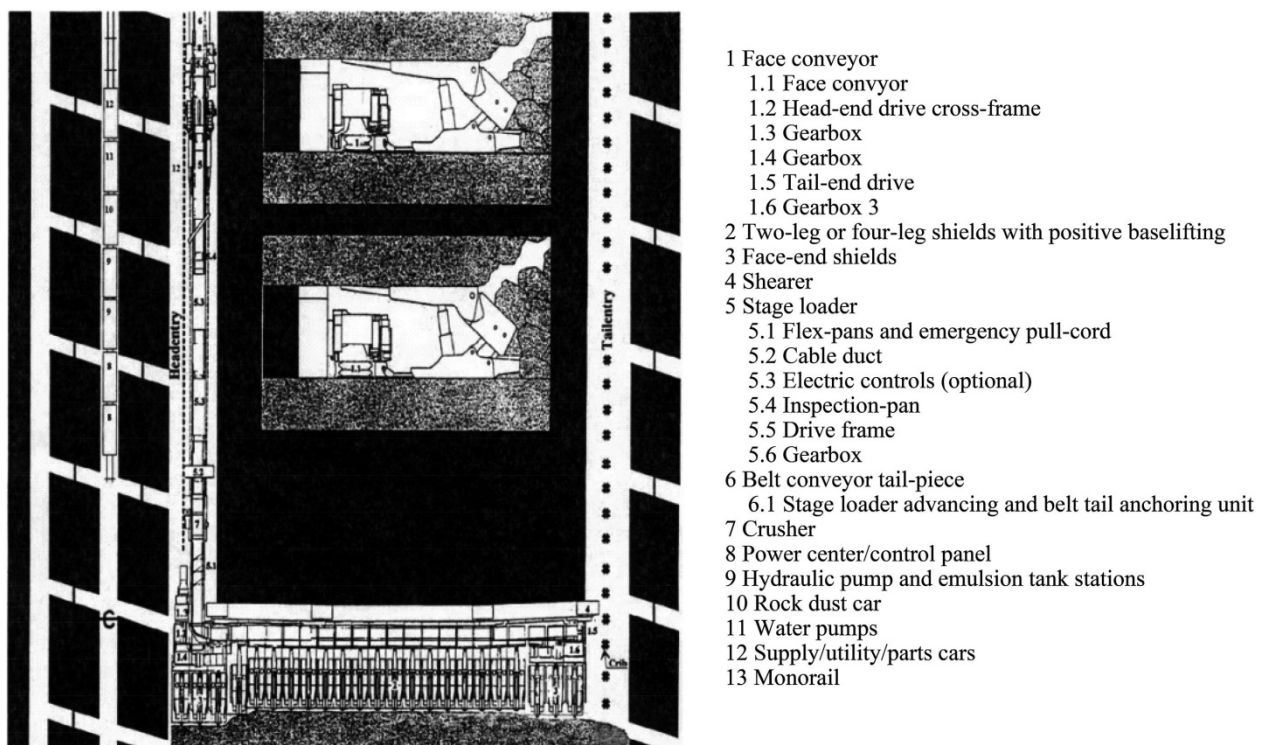


Рисунок 1.16 – Типове сучасне компонування лави США [41]

(2). Комбайн з системами ASA (розширена автоматизація комбайна) і DCM (управління динамічним ланцюгом) з (наразі лише однією гранню) або без системи INS CSIRO: ASA- датчики тангажу та крену, клінометр діапазону, послідовний або кодер для точного розташування комбайна; DCM - натяг ланцюга, навантаження на AFC; і INS (Інерційна навігаційна система) австралійської CSIRO. Стрілка працює в режимі різання пам'яті: першим зрізом керує оператор. Записані дані (висота барабана, датчики кроку та крену в кожному місці зсуву) зберігаються в комп'ютері. Ці дані відкликаються для виконання 2-го та наступних скорочень. Вона набагато точніша і надійніша, ніж початкова система, розроблена в 1980-х і 1990-х роках. Профіль різання може бути відрегульований в будь-який час оператором комбайна. Системі все ще потрібно 4–8 ГРОВ у вибої залежно від гірничодобувної практики та гірничо-геологічних умов:

- 1–2 оператора комбайна,
- 1–3 ГРОВ на мехкріпленні,
- 1 електрик-механік,
- 1 бригадир.

З 2012 року потужний розвиток має дистанційне керування комбайнами. Це почалося у 2012 році на вугільній шахті в Нью-Мексико, щоб підвищити безпеку і виробництво вугільних шахтарів [42], оператор комбайна був переміщений на контрольний пункт біля сполучення і дистанційно керував виїмкою комбайна від в лаві. У серпні 2016 року у США норма пилу, що вдихається, була знижена з 2 мг/м^3 до $1,5 \text{ мг/м}^3$. Щоб відповідати стандарту, вугільна шахта WV застосувала подібний метод різання. У цих двох системах дистанційного керування [43]: (1). 6–8 відеокамер встановлені на комбайні в стратегічних місцях, звернених в різні сторони, так що всі основні види забою в режимі реального часу можуть бути видимими для оператора комбайна з дистанційним керуванням. 0–4 камери розташовані на головному і хвостовому приводах AFC. (2). Панель керування

в довжину встановлюється біля Т-подібної перехрестя або в поїзді мулів, де номери в реальному часі всіх контрольованих параметрів для всіх датчиків доступні на пов'язаних екранах. Щоразу, коли оператор виявить відхилення, спеціалісти з обслуговування негайно сповіщаються для перевірки. На поверхні також встановлено центр керування поверхнею з аналогічними функціями.

Технологічні схеми видобутку США мають такі параметри:

- довжина лави 200-350 м;
- довжина стовпа виїмки 1500-5000 м;
- підготовка виїмкових ділянок — трьохштрекова;
- комбайни: CAT, Joy, Eickhoff, SL-900; 7LS;
- конвеєр: A38(34); AFC; PF
- кріплення: CAT, Joy; DBT.

КНР видобуває з лав близько 1 млрд. т. вугілля. Довжина лав 150-260 м, довжина панелей 1,5-3 км. Основна концепція планування лав в КНР — 1 млн тон з лави на рік. Усі вугільні шахти Китаю орієнтовані на збільшення продуктивності з лави для зниження витрат на видобуток та підвищення економічної ефективності роботи. Для досягнення цієї мети більшість китайських вугільних шахт застосовували виробничу модель, відому як одна лава — одна шахта [44]. За цих умов основними технічними підходами для максимізації виходу є збільшення довжини лави [45] і прискорення швидкості просування [46].

На вугільних родовищах з неглибокими пластами довжина повністю механізованого вибою перевищує 300 м [47]; на вугільних родовищах із глибокими пластами довжина лави зазвичай перевищує 240 м [48].

Термін «наддовга лава» був запропонований для опису очисних вибоїв довжиною понад 240 м [49] у Китаї. Для підтримки цих довгих робочих вибоїв із швидкими темпами просування потрібне потужне гірничодобувне обладнання [50]. Це легко досягти на новозбудованих

шахтах, але не є хорошим вибором для старих шахт через низьку віддачу від високих інвестицій через обмежені ресурси, що залишилися. Таким чином, для старіючих шахт важко значно збільшити свою одиничну продуктивність за допомогою наявного гірничого обладнання. Для рішення цієї проблеми використовується рішення виймання двома комбайнами (LFMWF) для досягнення підвищеної продуктивності лави.

Легко зрозуміти, що повністю механізоване видобуток за допомогою двох комбайнів (LFMMTS) може збільшити продуктивність комплексу за рахунок прискорення швидкості просування; однак це також посилює труднощі підбору гірничого обладнання та ризики аварій на виробництві. Niu [51] теоретично визначив, що продуктивність лави може бути збільшена на 600 т/год за допомогою двох комбайнів у лав довжиною 400 м. Zhang та ін. [52] запропонували та довели доцільність концепції під назвою «забій для видобутку вугілля за допомогою комбінованої технології видобутку вугілля з кількома вугільними комбайнами». Wu and Zhang [9] показали, що використання LFMMTS збільшило вихід і швидкість просування LFMWF 11502 на шахті Юшущин, Китай.

Останні дослідження показали, що застосування двох комбайнів може підвищити продуктивність і ефективність робочого вибою; однак використання LFMMTS також посилює труднощі узгодження гірничого обладнання, наприклад, якщо потужність конвеєра AFC не відповідає загальній потужності двох комбайнів. Існують також ризики виробничих нещасних випадків, наприклад розрив ланцюгів та стиснення AFC, коли працівники штовхають AFC до вугільної стіни та лобове зіткнення двох комбайнів, які рухаються в протилежних напрямках.

На основі поточного гірничого обладнання в LFMWF 9303 на шахті № 2 Цзінін, Китай, було вивчено процес видобутку, узгодження та модифікація обладнання, а також розподіл завдань на вирубка вугілля для кожного комбайна (рис. 1.17).

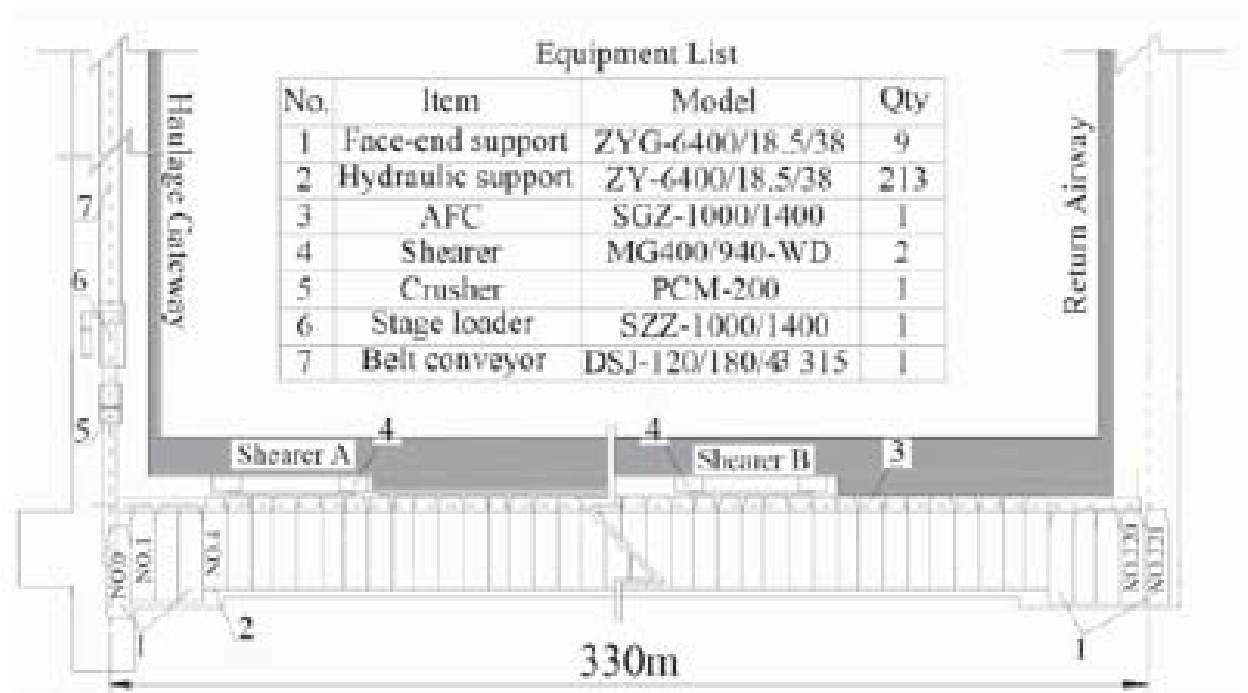


Рисунок 1.17 – Схема лави з двохкомбайновою виїмкою в КНР

Показано, що LFMMTS може досягти безпечного та високоефективного виробництва. Цей приклад може стати посиланням на нову технічну схему для безпечної та ефективного видобутку вугільних пластів із подібними умовами

Китайська вугільна промисловість випускає аналоги гірничої техніки світових брендів. В КНР рідко використовується техніка світових лідерів виробництва гірничих машин. Проте видобуток лав є таким, що можна порівняти з США і Австралією – в середньому 8-10 тис. тон вугілля в добу.

Таким чином, проведений аналіз дозволяє зробити висновок, що найкращі вугільні вибої світу видобувають 6-10 тис. тон вугілля з лави при розробці пластів потужністю 1,6-2,3 м, тобто в умовах схожих з вітчизняними. Більшість шахт працює з комбайновими механізованими комплексами, що принципово не відрізняються від вітчизняних. Українські механізовані комплекси третього покоління не програють у кінематичних і силових характеристиках закордонним аналогам, проте значно програють у автоматизації.

Для зручності подальшого аналізу узагальнимо описане обладнання і показники продуктивності лав по різним країнам у вигляді таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 – Зведена таблиця технічних засобів і параметрів виїмкових ділень

Країна/шахта	Довжина лави, м	Потужність пласта, м	Типи комбайнів/стругів	Типи конвеєрів	Мех. кріплення	Дробарки	Фактичний видобуток, т/добу
РФ, АТ «СУЕК-Кузбас» ш. Полисаєвська	304	1,74	Eickhoff SL -300	FFC-9	DBT	FBL-10G	8000-10000
РФ, ВАТ «СУЕК»: – шахти "ім. С.М. Кірова"	285	1,68	SL	A34	МКЮ	-	3000-4000
РФ, ВАТ «Шахта Зарічна»	308	2,4	Joy	AFC	Joy	SFB-29	5000
Китай, шахта № 2 Цзінін	330	2,0	SGZ 1000	MG 400/9 40 WD	ZY 6400 /18.5 /38	PCM 200	8000
США, шахта WV	350	1,78	Joy	AFC	Joy	SFB-29	10000
Польща, ш. Bogdanka, лава 4/П/385	313,5	1,75	Cat	PF	Cat	-	33612
Польща, ш Budryk	280	2,07	KSW-460NE	FFC-7	Glini k-12/2 3-POz	Glini k 800 (FRC -8)	5300
Австралія, Moolarben Coal Mines Pty Ltd	302	1,9	Cat EL3000	Cat PF6	Cat	-	16018
Австралія, ш. Beltana		2,4	MG	AFC	TG	BSL	31834

З наведеної таблиці 1.2 витікає, що на підприємствах вугільної галузі світу, що видобувають пласти в гірничо-геологічних умовах близьких до ПРАТ ш/у Покровське, видобуток знаходиться в діапазоні 5-10 тис. тон вугілля в добу, при цьому рекордні показники видобутку з лав сягають 30 і більше тон вугілля. При цьому показники видобутку за 30 тис. тон /добу зареєстровані як на комбайнових, так і на стругових лавах з механізованими комплексами. Тому в магістерській роботі слід провести порівняння комбайнового і стругового варіанта виймання вугілля в умовах ПРАТ ш/у Покровське.

2 СТАН СТРУГОВОЇ І КОМБАЙНОВОЇ ТЕХНОЛОГІЇ І СВІТІ

2.1 Тенденції розвитку технологій вуглевидобутку

З наведеного у 1 розділі аналізу витікає, що для виймання пластів середньої потужності, до яких відноситься пласт d₄ ПРАТ «ш/у Покровське» в сучасних умовах доцільно використовувати механізовані комплекси обладнані сучасними комбайнами і стругами. Аналіз вказує, що з одной лави сучасні комплекси видобувають в 4-5 тис. тон в добу, а лави – рекордсмени - не менше 10-15 тис тон в добу.

Удосконалення технологічних схем очисних робіт зосереджені на підвищення рівня видобутку з одного вибою, концентрації гірничих робіт, зниженню долі ручної праці, підвищенні трудомісткості робіт. Ці задачі реалізується в першу чергу за рахунок використання високопродуктивної сучасної техніки – комбайнів, механізованих кріплень і конвеєрів, а також відповідної технології, що виключає ніши, використовує системи розробки, що не обмежують навантаження на лаву по газовому чиннику, заходи з дегазації пластів і виробленого простору.

Якщо порівнювати комбайнові і стругові вибої по продуктивності праці гірників, то стругова технологія суттєво випереджає традиційну комбайнову. Перспективною стругова технологія є в першу чергу через те, що «ШУ «Покровське» виймає пласти до 2,0 м, тобто такі, що потенційно привабливі для використання стругів. В схожих умовах було поставлено рекорд з видобутку вугілля [53].

16 лютого 2012 року польська вуглевидобувна компанія Lubelski Węgiel Bogdanka S.A. побила світовий рекорд видобутку з обладнаної стругом лави, з видобуванням 24 400 тонн вугілля з одного забою при потужності пласта 1,63 метра [53]. Шахта Lubelski Węgiel Bogdanka S.A. знаходиться на сході Польщі, на межі з Україною [53].

Протягом шести місяців шахта підвищила рівень видобутку до майже 17 000 тонн вугілля на добу. На шахті працює струговий комплекс Caterpillar з автоматизованою системою стругової установки. Плановий видобуток складає 10 000 тонн. Досягнення таких показників стали можливі за рахунок розвитку систем приводу, управління та трансмісії - завдяки більш потужним двигунам, міцнішим струговим ланцюгам, більш швидким стругам, більшим поперечним зусиллям штовхання, точному контролю глибини стружки та вдосконаленням плужних різців - означає, що струги Caterpillar можна використовувати для великих обсягів виробництва при будь-якій твердості вугілля [53].

Струги Caterpillar мають найбільші в світі потужності різання - 1600 кВт. Розроблені для високої продуктивності в кам'яному вугіллі, ці струги для пластів потужністю до 2,3 метрів. Стругова система Gleithobel GH 1600, має $2 \times 210/630$ кВт встановленої потужності для струга та 2×800 кВт для лавного конвеєра (AFC), оснащеного інтелектуальною системою приводу CST. Кожна з 173 секцій кріплення - з діапазоном стійок 950–2000 мм - обладнана власним електрогідравлічним управлінням секції PMC-R. Інші блоки з сімейства програмованих гірничих робіт Caterpillar використовуються для загальної автоматизації лави та візуалізації, а також для управління приводом. Лава оснащена перевантажувачем PF4 / 1032, та дробаркою SK 1111. Caterpillar також забезпечив обладнання електроживлення та насосних станцій [53].

На сучасних стругах застосовується фіксована товщина стружки, що означає, що струг ріже на точно визначену глибину, встановлену як функцію твердості вугілля, незалежно від структури пласта або дефектів. Глибина різання задається в електронному вигляді за допомогою датчиків ходу та спец алгоритму [53].

За своїми характеристиками шахта Lubelski Węgiel Bogdanka S.A. схожа на ш/у Покровське в Україні. Польська гірничодобувна промисловість як і українська відмовилася від стругової технології в 1990-х

роках через низьку продуктивність на той час, коли системи були малопотужними і не мали автоматизації. Однак сьогодні успіх стругових комплексів нового покоління Caterpillar викликає відродження стругової технології [53].

В Україні був досвід використання стругових комплексів. Ви - користання стругів Катерпилер починалися в ПРАТ ш/у Покровське і ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» в 2010-2012 рр.

На шахті «Степова» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», в 161-ій лаві гор. 3 3 0 м і 163-ій лаві гор. 4 90 м на пласті 1,45м. В ПрАТ «ШУ «Покровське» в 2 - 3 - 4 лавах центральної панелі блоку 8 за допомогою стругового комплексу DBT.

У перелічених лавах був впроваджений німецький струговий комплекс, стругова установка і лавний конвеєр фірми DBT - акції якого були згодом викуплені компанією C a t.

Проте активного впровадження сучасних стругів на вітчизняних шахтах не сталося. Внаслідок як технічних помилок, так і з організаційних недосконалостей. Однак в зараз у ПрАТ «ШУ «Покровське» це питання знов стає гострим.

2.2 Порівняння стругової і комбайнової технологій

Визначення більш досконалого і економічного способу виймання вугілля з пластів середньої потужності є актуальним завданням. За останні роки струги зробили значно більший крок в розвитку ніж комбайни, які фактично не змінилися в останнє десятиріччя.

Приклади лав обладнаних струговим комплексом і комбайновим наведено на рис.2.1.



а)



б)

Рисунок 2.1 – Приклади стругового (а) і комбайнового (б) комплексу

В 90 ті роки минулого століття було вирішено найбільшу проблему стругів – управління глибиною різання. Це дозволило струговій технології

стати найпродуктивнішим способом видобутку пластів потужністю менше 1,8 метрів. Цей технологічний крок відбувся від попередника Caterpillar Westfalia Lünen, який також винайшов РМ4 - першу систему управління, достатньо міцну, щоб протистояти гірничому середовищу [54].

Принцип стругового виймання простий: сталевий корпус струга, оснащений розміщеними за спеціальною схемою ріжучими зубками, тягнеться вздовж лавного конвеєра від одного кінця лави до іншого безперервним ланцюговим органом, що приводиться в дію приводами, розташованими на кінцях лави [54].

Глибина різання сучасних стругів контролюється електронним шляхом, штовхаючи конвеєр до забою з попередньо встановленим кроком після проходження струга. Висоту корпусу струга можна регулювати в межах певного діапазону, встановлюючи або видаляючи додаткові різцеві блоки [54].

Обидва налаштування можна виконати швидко і легко з боку секції. Корпус струга складається з механічних компонентів, а всі зношувані деталі замінюються під землею. Секції можна розташувати так, щоб вони найкраще відповідали геології лав, і, як правило, автоматично просувуються разом із ріжучою дією струга. В лаві не потрібно жодного МГВМ або ГРОВ. Роботою можна керувати з центральної станції управління або під землею – наприклад, біля сполучення лави - або на поверхні [54]. Як результат, МГВМ не зазнають складних умов праці. Натомість їх можна розташувати на безпечній відстані в місці, де немає бруду та пилу. Система керування аутригером забезпечує вертикальний контроль горизонту. Рульове управління, як правило, управляється вручну, але може бути автоматизованим. У минулому виробництво було обмежене міцністю та хвилеподібністю вугільного пласту; але струги нового покоління дозволяють досягти найкращої у своєму класі продуктивності на тонких пластах будь-якої форми та міцності [54].

Раніше застосування стругів для видобутку було обмежено опором вугілля різанню. Удосконалення систем приводу, управління та трансмі-

сії – завдяки більш потужним двигунам, міцнішому струговому ланцюгу, збільшеній швидкості струга, вищій силі просування, що забезпечується секціями, точному контролю глибини різання та вдосконаленню конструкції струга - все це разом робить стругове виймання кращим способом на пластах невеликої потужності [54]..

Аналітичний огляд сучасної комбайнової і стругової технології для загального розуміння стану проблеми зроблено авторами публікації [55]. Для порівняння показників комбайнових та стругових вибоїв на середніх вугільних пластах автори здійснили комплексний розгляд технічних, процедурних та фінансових аспектів видобутку лав. Автори порівняли комбайни та струги за десятками факторів, таких як потужність пласта, твердість вугілля, кут залягання, хвилеподібність та розмір необробленого вугілля.

Автори [55] вивчали використання, швидкість виймання та транспортування та оцінювали економічні аспекти, такі як капітальні витрати, необхідне допоміжне обладнання, термін служби обладнання та виробничі витрати.

Оцінюючи комбайни та струги, які вважаються високопродуктивними, вони зробили наступні висновки [55]:

- нижче потужності пласта 1,8 метра найкращим вибором є система стругів;

- від 1,8 до 2,3 метра вибір залежить від конкретних геологічних та гірничих умов лави.

- у лавах потужністю понад 2,3 метра комбайни стають найбільш підходящою технікою виймання вугілля.

- здатність до успішного видобутку в пластах малої потужності буде і надалі набувати дедалі більшого значення, оскільки вугілля в пластах великої потужності в світі вичерпується, і існує потреба отримати доступ до численних запасів високоякісного вугілля, що залишається в тонких пластах.

Автори [55] повідомляють, що лише в німецькому окрузі Рур приблизно 80 відсотків родовищ знаходиться в пластах, менших ніж 1,5

метра. Запаси корисних копалин, розташовані на відстані менше 1500 метрів під поверхнею пластів від 0,6 метрів до 1,5 метрів, становлять 60 відсотків усіх родовищ вугілля.

Як вже зазначалось ПрАТ «ШУ «Покровське» виймає вугілля в діапазоні потужності, що визначена авторами статті [55], як більш ефективні для стругового виймання, тому проведемо порівняння шахтної комбайнової технології з струговою.

3 РОЗРАХУНОК ВАРІАНТІВ ОСНАЩЕННЯ ЛАВИ ДЛЯ УМОВ БЛ. 10-11 ПрАТ «ШУ «ПОКРОВСЬКЕ»

3.1 Гірничо-геологічні умови проектної ділянки

Ділянка – південна частину блоку 10, виїмкове поле 14 південної лави блоку 10. Геологічна потужність пласта, знаходиться в діапазоні 1,4 - 1,75 м, середньодинамічна потужність - 1,47 м. Опір вугілля різанню становить 150 кН/см². Дільнична метаносність становить 15 - 20 м³/т.с.б.м.

Вугільний пласт d₄ не схильний до самозагоряння вугілля, загрозливий за раптовими викидами, небезпечний за пилом, безпечний за горними ударами.

Таблиця 3.1 – Характеристика бічних порід

Назва показника	Характеристика порід
Породи безпосередньої покрівлі	
Літологічний склад	алевроліт
Потужність порід, м	0,0 – 6,2
Міцність порід	2,8 – 5,2
Категорія за стійкістю	Б ₃ – малостійкий Б ₄ – середньої стійкості
Породи основної покрівлі	
Літологічний склад	Пісковик
Потужність порід, м	2,7 – 23,45
Міцність порід	8,0 – 12,0
Категорія за поваленням	A ₂ - середньоповалюємий
Породи підосви	
Літологічний склад	Пісковик, середньої стійкості
Потужність порід, м	6,0 – 9,65
Міцність порід	5,4 – 7,9

3.2 Розрахунок параметрів виймання вугілля при комбайновій технології

Враховуючи категорії порід (по ДонВУГІ) покрівлі A₂, вибираємо управ - ління покрівлею повним обваленням.

Схема роботи комбайна може бути односторонньою або човниковою. При односторонній схемі роботи виїмка вугілля проводиться тільки при русі комбайна уздовж лави в одному напрямку, при русі комбайна в протилежному напрямку проводиться зачистка підшви, тобто холостий перегін. При човниковій схемі, комбайн виймає вугілля при русі в обох напрямках. Човникова схема збільшує час роботи комбайна з виїмки і відповідно підвищує навантаження на лаву. Одностороння схема роботи виключає перебування працівників між забоєм і конвеєром, що підвищує безпеку робіт; при цій схемі знижується трудомісткість робіт по зачистці підшви [57].

Враховуючі умови роботи, і викиднебезпечність пласта приймаємо односторонню схему [57]. При виборі типу виїмкових машин будемо віддавати перевагу комбайнам з підвищеною потужністю двигуна, меншою довжиною корпусу, двостороннім розташуванням виконавчого органу і т. ін. [57].

В ПРАТ ш/у Покровське експлуатуються мехкріплення 3КД90 і ДМ вибоях. З огляду на середню потужність пласта 1,47 м на ділянці, приймемо до розгляду механізовані кріплення 1КДД, 2КМТ, 3КД90Т, 1КДТ, КМ138, 1УКП70 [58]. Характеристика механізованих комплексів, котрі можна застосувати в наших умовах приведена в табл. 3.1.

Після порівняння кріплення 3КД90, 1КДД підходять за умовами. Для подальшого розрахунку приймаємо 3КД90 (експлуатується на шахті) і 1КДД.

Перевіримо правильність вибору типорозміру кріплень [58] по потужності.

Визначимо мінімально необхідну потужність пласта m_{1min} , при якій забезпечується нормальне функціонування виїмкових машин в зоні її проходу над кріпленням [58]:

$$m_{1min} = (H_k + B_1 + t_k + t_i + h_y + h_r + h_3) / 1000 (1 - 0,05 R_1), \quad (3.1)$$

H_k – висота корпусу струга від підшви пласта, мм [58];

B_1 – товщина перекриття секцій кріплення в зоні проходу струга, мм [58];

Таблиця 3.1 – Технічні характеристики механізованих кріплень, котрі можуть застосовуватися в гірничо-геологічних умовах ділянки, що проектується [58]

Показник	Типи комплексів						
	3МКД 90	2МКД 90	1КДД	2КМТ	1КДТ	КМ138	1УКП70
Мінімальна висота секцій h_{min} , м	1,0	0,71	0,74	0,99	0,88	1,0	1,2
Максимально можлива потужність пласта, що виймається m'_{max} , м	2,0	1,5	1,6	2,0	1,8	2,35	2,5
Кут падіння пласта α' не більше, град при вийманні: по простяганню; при вийманні по падінню-повстанню	35 10	35 10	35 10	35 10	35 10	30 10	30 10
Опірність пласта різанню $A'p$ не більше, кН/м	300	300	300	300	300	300	300
Категорія порід покрівлі по обвалюваності	A1, A2	A1, A2	A1, A2	A2, A3	A1, A2, A3	A1, A2, A3	A1, A2
Опірність частини кріплення P' , МПа	0,6	0,6	0,9	1,0	1,0	1,0	1,0
Опірність посадочного ряду кріплення P'_{pos} , МН/м	1,17	1,17	1,6	2,05	2,5	2,5	2,5
Категорія порід по стійкості нижнього шару покрівлі	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б4, Б5	Б3, Б4, Б5	Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5
Шаг встановлення секцій $l'c$, м	1,5	1,5	1,5	1,266	1,5	1,5	1,1
Шаг передвижки кріплення, м	0,8	0,8	0,8	0,63	0,8	0,8	0,63
Спосіб передвижки секцій	3 підпором	3 підпором	3 підпором	3 підпором	3 підпором	3 підпором	Без підпора
Коефіцієнт затяжки покрівлі	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,92	0,92
Міцність порід підосви на вдавлювання σ'_{vd} не менш ніж, МПа	2,0	2,0	3,0	2,6	1,2	2,5	1,2
Система розробки	Стовбова	Стовбова	Стовбова	Стовбова	Стовбова	Стовбова	Стовбова
Довжина комплексу в постановці, м	200	200	200	200	200	200	100

t_k – величина підштибовки боковини конвеєра [58];

t_i – висота породної подушки на перекритті секції, мм [58];

h_y – величина вільного простору для керування стругом, мм [58];

h_r – величина вільного простору для проходу струга під кріплення [58];

h_3 – запас для проходу струга під кріпленням, 50мм [58];

h_3 – запас для проходу струга під кріпленням, 50мм [58];

R_1 – відстань від вибою до найбільш віддаленої від нього частини струга, м [19].

Розрахунок для ЗКД90, а для кріплення 1КДД - в таблиці 3.6 [58].

$$m_{1min} = (950+100+30+0+35+55+50)/1000 (1 - 0,05 \cdot 1,825) = 1,34 \text{ м}$$

Необхідна мінімальна потужність пласта для забезпечення проходу людей під кріпленням [58]:

$$m_{2min} = (B_0+B_2+H_{\text{л}}+t_0+t_2)/1000 (1 - 0,05 R_2), \quad (3.2)$$

B_0, B_2 – товщина основи і верхнього перекриття секції кріплення, мм [58];

$H_{\text{л}}$ – мінімальна висота проходу для людей під кріпленням, 500 мм [58];

t_0, t_2 – висота штибової і породної подушки відповідно, мм [58];

R_2 – відстань від вибою до середини проходу для людей [58], м,

$$m_{2min} = (108+90+500+25+25)/1000 (1 - 0,05 \cdot 3,31) = 0,896 \text{ м}$$

Необхідна мінімальна потужність пласта, м, при якій забезпечується робота кріплення без вичерпання її податливості [58]:

$$m_{3min} = (H_{\text{min}}+h_p)/1000 (0,9 - 0,05 R_3), \quad (3.3)$$

H_{min} – мінімальна висота кріплення в здвигнутому положенні, мм [58];

h_p – запас гідророздвіжності для розвантаження кріплення, мм, 50мм [58];

R_3 – відстань від вибою до заднього ряду стійок [58], м.

Необхідна мінімальна конструктивна висота кріплення [58]

$$m_{3\min} = (1000+50)/1000 (1 - 0,05 \cdot 3,81) = 1,30 \text{ м}$$

З розрахованих значень виберемо найбільшу $m_{\min}$

$$m_{\text{нmin}} = 1,30 \text{ м} = m_{1\min}$$

Перевіримо, чи задовольняє наш комплекс умові [58]

$$m''_{\max} \geq m_{\max} \quad (3.4)$$

$$m_{\text{нmin}} \leq m_{\min}$$

Таблиця 3.6 – Мінімальна висота секцій кріплення і потужність пласта [58]

№ п/п	Тип кріплення	$m_{1\min}$, мм	$m_{2\min}$, мм	$m_{3\min}$, мм	$H_{\min.к}$, мм	$H_{\max.к}$, мм	$m_{\min}$, мм	$m_{\max}$, мм
1	ЗКД-90	1,34	0,896	1,30	1000	2030	1290	1530
2	1КДД	0,92	-	0,88	740	1600	1290	1530

ЗКД-90 не підходить по $m_{\min}$, прийняти другий типорозмір не можна, бо він не підходить по $m_{\max}$. Для 1КДД умови виконуються тому 1КДД – наш вибір.

Вибір типу виїмкових машин і розрахунок параметрів її роботи.

В ш/у Покровське експлуатується комбайни МВ-12 - в 4 лавах, МВ-630 - в 1 лаві, JOY - в одній лаві. Це сучасні потужні дуже гарні комбайни від лідерів світового гірничошахтного обладнання.

Вибираємо МВ-12, який експлуатується на шахті.

Т.ч. з урахуванням потужності, викиднебезпечності пласта і опірності вугілля різанню передбачаємо виїмку вугілля в лаві в безпечних і небезпечних за викидами зонах в ЗПГД і поза ЗПГД здійснювати комбайном МВ-12 с шириною захвату 0,63 м по односторонній схемі і «косими заїздами» на кінцевій ділянці [57].

Швидкість подачі комбайна [59]:

Опірність вугілля різанню в приви́бійній частині пласта $\text{кН} / \text{см}^2$

$$A_{p\phi} = A_p \cdot K_{от}, \quad (3.5)$$

A_p - опірність вугілля різанню в не віджатому масиві, 193 кН/см [59];

K_{om} - коефіцієнт віджиму вугілля [59],

$$K_{om} = 0,48 + \frac{r - 0,1m}{r + m}, \quad (3.6)$$

r - ширина захвату комбайна, 0,63 м [59].

m - середня потужність пласта, що виймається 1,47м [59].

$$K_{om} = 0,48 + \frac{0,63 - 0,1 \cdot 1,47}{0,63 + 1,47} = 0,71$$

$$A_{p\phi} = 193 \cdot 0,71 = 137,03 \text{ кН/см}$$

Можлива швидкість подачі комбайна по потужності привода [59]

$$V_{ппр} = V_{ппр1} - \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (V_{ппр1} - V_{ппр2}), \quad (3.7)$$

$V_{ппр'}$, $V_{ппр''}$ - швидкість подачі відповідно $A_{p\phi}'$ и $A_{p\phi}''$ [59];

m - середня потужність пласта, що виймається 1,47м [59];

m_1, m_2 - мінімальне і максимальне значення потужності пласта для даного типа комбайна 1,1 – 2,5 відповідно [59];

$V_{ппр1}$, $V_{ппр2}$ – табл. значення швидкості подачі комбайна відповідно m_1 и m_2 [59].

$$V'_{ппр} = 10 - \frac{1,47 - 1,1}{2,5 - 1,1} (10 - 10) = 10 \text{ м/хв}$$

$$V''_{ппр} = 10 - \frac{1,47 - 1,1}{2,5 - 1,1} (10 - 8,2) = 9,52 \text{ м/хв}$$

При фактичній опірності вугілля різанню $A_{p\phi}$, можлива швидкість подачі комбайна по потужності привоу визначається наступним чином [59]:

$$V_{ппр} = [V'_{ппр} - \frac{A_{p\phi} - A'_{p\phi}}{A''_{p\phi} - A'_{p\phi}} (V'_{ппр} - V''_{ппр})] K_{пк}, \quad (3.8)$$

$k_{\text{пк}}$ – коефіцієнт збільшення швидкості подачі комбайна для крихкого і достатньо крихкого вугілля, у нас вугілля в'язке, тому $k_{\text{пк}} = 1,0$ [59].

$$V_{\text{ппр}} = \left[10 - \frac{1.37 - 1}{2 - 1} (10 - 9.52) \right] \cdot 1 = 9.82 \text{ м/хв},$$

Складова сили різання в напрямку подачі комбайна F_n , кН [59].

$$F_n = F_n' - \frac{A_{p\phi} - A_p'}{A_p'' - A_p'} (F_n' - F_n''), \quad (3.9)$$

F_n' , F_n'' - відповідно сили різання в напрямку подачі комбайна, відповідно A_p' и A_p'' ; $F_n' = 52$ кН; $F_n'' = 76$ кН [59];

$$F_n = \left[52 - \frac{1.37 - 1}{2 - 1} (52 - 76) \right] = 60.88 \quad \text{кН}.$$

Можлива швидкість подачі комбайна по допустимому тяговому зусиллю [59]:

$$V_{\text{птяг}} = \frac{V_{\text{нпр}}}{F_n} [0.1 F_m - 1.4 G (0.2 + 0.016 \alpha)], \quad (3.10)$$

F_m – тягове зусилля частини комбайна, що подає, 250 кН [59];

G – маса комбайна, 17 т [59];

α – кут падіння пласта [59].

$$V_{\text{птяг}} = \frac{9.82}{60.88} \cdot [250 - 1.4 \cdot 17 \cdot (0.2 + 0.016 \cdot 3)] = 39.3 \text{ м/хв}$$

$V_{\text{птяг}} > V_{\text{доп}}$, тому повторимо всі вичислення при $F_m = 150$ кН

$$V_{\text{птяг}} = \frac{9.82}{60.88} \cdot [150 - 1.4 \cdot 17 \cdot (0.2 + 0.016 \cdot 3)] = 23.24$$

Приймаємо $V_{\text{птяг}} = V_{\text{доп}} = 10$ м/хв.

Розрахунок обсягу добового видобутку вугілля в лаві

Застосування обраного очисного обладнання для видобутку вугілля економічно доцільно тільки в тому випадку, якщо добовий видобуток в очисному вибої не менш нормативного [59].

Величину нормативного добового навантаження на очисний вибій при заданих гірничо-геологічних умовах і вибраних засобах механізації очисних робіт визначимо за формулою [59]:

$$A_n = (A_0 + a \Delta l_{oz}) \frac{n_{cm} \cdot T_{cm}}{1080} \cdot \frac{\gamma}{1,3} \cdot \kappa_z \cdot \kappa_n \cdot \kappa_o, \quad (3.11)$$

де A_0 - норматив навантаження на очисний вибій, т/добу [59];

a - поправка до нормативу навантаження при зміні довжини очисного вибою на 1 м; т/добу [59];

Δl_{oz} - різниця довжин очисного вибою (прийнятої і нормативної), м [59];

n_{cm} - число змін по видобутку вугілля за добу [59];

T_{cm} - тривалість зміни, хв. [59];

κ_z - поправочний коефіцієнт, що враховують гірничо-геологічні умови $\kappa_z = 0.9$ [59];

κ_n - поправочний коефіцієнт, який вводиться при використанні двох комбайнів [59];

κ_o - коефіцієнт, який враховує строк експлуатації комплексу, $\kappa_o = 0.85$ [59].

$$A_n = (1550 + 5,6 \cdot 30) \frac{2 \cdot 360}{1080} \cdot \frac{1,33}{1,3} \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 0,85 = 896 \text{ т/добу},$$

Середньодобове навантаження на очисний вибій, яке розраховується по гірничій масі [59]

$$A_{сут} = A_{cm} \cdot n_{cm} \cdot k_{гн} \quad (3.12)$$

A_{cm} – середньозмінне навантаження на очисний вибій, т/см [59];

n_{cm} – число робочих змін по видобутку вугілля [59];

$k_{гн}$ – коефіцієнт зменшення навантаження при роботі очисного вибою в складних гірничо-геологічних умовах [59].

При нестійкій покрівлі і організацією кріплення з переміщенням робочих за комбайном [59]:

$$A_{см} = T_{см} \cdot q \cdot k_m, \text{ т/см}, \quad (3.13)$$

де $T_{см}$ – тривалість робочої зміни, хв

q – середня продуктивність комбайна, т/хв

k_m – змінний коефіцієнт машинного часу комбайна по вийманню вугілля [59];

$$q = \begin{cases} q^*, \text{ якщо } q^* < 1.2q_{кр} \\ 1.2q_{кр}, \text{ якщо } q^* \geq 1.2q_{кр} \end{cases} \quad (3.14)$$

де q^* – продуктивність комбайна, розрахована як [59]

$$q = \min \{ q_n \cdot \kappa_{nc}; Q_M; q_{кл}^{кр} \}, \text{ т/хв} \quad (3.15)$$

$q_{кр}$ – продуктивність комбайна розрахована по швидкості кріплення [59]

$$q_{кр} = m \cdot \gamma \cdot r \cdot k_\epsilon \cdot V_{кр} \text{ т/хв} \quad (3.16)$$

$V_{кр}$ – швидкість кріплення, м/хв. [59]

$$V_{кр} = V'_{кр} \cdot k_{сх} \cdot k_{уп} \cdot k_{уст} \quad (3.17)$$

$V_{кр}^1$ – швидкість кріплення при послідовній схемі передвижки секцій, м/хв. [59]

$k_{сх}$ – коефіцієнт схеми передвижки кріплення, кріплення пересуваються двома машиністами кріплення, кожен пересуває секції через одну тому приймаємо $k_{сх} = 2$ [59];

$k_{уп}$ – коефіцієнт зниження швидкості зі збільшенням кута падіння пласта при роботі по простяганню і куті рівному $3 \text{ град} = 1$;

$k_{уст}$ – коефіцієнт стійкості бокових порід, [59]

$$k_{ycm} = \frac{1}{\frac{1}{k_n} + \frac{1}{k_{kp}} + \frac{1}{k_{от}} - 2} \quad (3.18)$$

k_n – коефіцієнт зниження швидкості кріплення при недостатній несучій здатності підошви [59];

$$k_n = 0,5(1 + k_n^*) = 0,5(1 + 0,9) = 0,95$$

Величина визначається в залежності від питомого тиску опорної поверхні кріплення на підошву (визначається по табл. А.10) [59] і несучої здатності підошви.

k_{kp} - коефіцієнт зниження швидкості кріплення в залежності від площі покрівлі підлягає затягуванню, n і числа гірників, зайнятих на кріпленні n_p [59];

$$k_{kp} = \frac{1}{1 + 0,0036 \frac{V'_{kp} \cdot n}{n_p}} \quad (3.19)$$

$$k_{kp} = \frac{1}{1 + 0,0036 \frac{3 \cdot 40}{4}} = 0,902$$

$k_{от}$ – коефіцієнт зниження швидкості кріплення в зв'язку з необхідністю кріплення оголеною покрівлі через вивали вугілля з верхніх пачок пласта внаслідок інтенсивного віджиму, дорівнює 1 [59].

$$k_{ycm} = \frac{1}{0,95 + \frac{1}{0,902} + \frac{1}{1} - 2} = 0,944$$

$$V_{kp} = 3 \cdot 2 \cdot 1 \cdot 0,944 = 5,66 \text{ м/хв}$$

$$q_{kp} = 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,63 \cdot 0,93 \cdot 5,66 = 6,48 \text{ т/хв}$$

q_n – продуктивність комбайна, розрахована по швидкості подачі [59]:

$$q_n = m \cdot \gamma \cdot r \cdot k_r \cdot V_n, \text{ т/хв}, \quad (3.20)$$

де V_n – швидкість подачі комбайна, м/хв. [59].

$$V_n = \min(V_{np}; V_{тяг}) k_{gn}, \text{ м/хв.}$$

k_{gn} – коефіцієнт збільшення швидкості подачі, в залежності від марки вугілля [59];

$$V_n = \min(9,72; 10) = 9,72 \text{ м/хв}$$

$$q_n = 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,63 \cdot 0,93 \cdot 9,72 = 11,13 \text{ т/хв}$$

$q_n > 1,2q_{кр}$, тому

$$q = q_{кр} = 6,48 \text{ т/хв.}$$

Розрахунок навантаження по продуктивності комбайна [59]

$$A_{cm} = T_{cm} \cdot n_{cm} \cdot q \cdot k_m$$

k_m – змінний коефіцієнт машинного часу комбайна по вийманню вугілля (без урахування додаткових простоїв в кінці циклу через очікування закінчення кріплення лави) [59]:

$$k_m = \left[\frac{1}{\mu_I} + \left(\frac{1}{\mu_{II}} - 1 \right) \left(1 + \frac{\frac{1}{\mu_I} - 1}{\frac{1}{\kappa \mu_{II}} + 1} \right) \right]^{-1}, \quad (3.21)$$

де μ_I – коефіцієнт готовності очисного вибою по групі послідовних перерв [59];

μ_{II} – коефіцієнт готовності очисного вибою по групі паралельних перерв [59];

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

Коефіцієнт готовності очисного вибою по групі послідовних перерв μ_I визначається по формулі [59]:

$$\mu_I = \frac{1}{\left[1 + \frac{q \cdot T_{техн}}{m \cdot \gamma \cdot r \cdot k_r \cdot l_{\text{л}}} + \left(\frac{1}{\mu_{\kappa}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{\kappa p}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{\kappa.у.}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{\text{п.кр}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{\text{о.л.}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{\text{п.л.}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{\text{п.р}}} - 1 \right) \right]} \quad (3.22)$$

q – середня продуктивність комбайна, т/хв. [59];

$T_{\text{техн}}$ – сумарні нормативні витрати часу на технологічні перерви, що не перекриваються, припадають на 1 цикл роботи комбайна, хв. Визначаються за результатами хронометражних спостережень або рекомендацій ДонВУГІ [59].

З урахуванням конкретної технології [59]:

$$T_{\text{техн}} = (t_{\text{всп}} + t_{\text{обм}}) * l_{\text{л}} + t_{\text{взр}} + \Theta_{\text{зач}} + \Theta_{\text{пор}} + \Theta_{\text{к.о.}}, \text{ хв}, \quad (3.23)$$

де $t_{\text{всп}}$ – нормативні витрати часу на допоміжні операції, хв/м [59];

$t_{\text{обм}}$ – нормативні витрати часу на обмін партії вагонеток, хв/м [59];

$t_{\text{взр}}$ – нормативні витрати часу на заряджання і підривання шпурів в нішах и провітрювання лави, хв. [59].

Значення $t_{\text{всп}}$, $t_{\text{обм}}$, $t_{\text{взр}}$ визначимо по табл. А.6, А.7 и А.8 [59].

$\Theta_{\text{зач}}$ – витати часу на зачистку лави при односторонній роботі комбайна [59]

$$\Theta_{\text{зач}} = \frac{l_{\text{л}}}{0,85 \cdot V_{\text{п.дон}}}, \text{ хв}, \quad (3.24)$$

$$\Theta_{\text{зач}} = \frac{200}{0,85 \cdot 10} = 24 \text{ хв}$$

$\Theta_{пор}$ - витрати часу на виймання породного прошарку (при селективній виїмці), хв. [59];

$\Theta_{к.о.}$ - середня тривалість підготовки комбайна до виймання наступної смуги, хв [59].

В загальному випадку тривалість кінцевих операцій може бути визначена на основі регресійних залежностей, встановлених ДонВУГІ в результаті великого числа спостережень [59].

Тривалість кінцевих операцій на сполученні лави з пройденої (той, що проводиться) в масиві вугілля виробкою і при наявності ніш [59]:

$$\Theta_{кол} = 55,5 - 13 \ln h - 1,7 \ln m - 12,8 \ln l_n, \text{ хв.} \quad (3.25)$$

де h – потужність порід безпосередньої покрівлі, м. За відсутністю точних даних можливе орієнтовно приймати [59] $h = (3,5 \div 4,0)m$;

m – потужність пласта, м [59];

l_n – довжина ніші, м [59].

$$\Theta_{кол} = 55.5 - 13 \cdot \ln(7.12) - 1.7 \cdot \ln(1.47) - 12.8 \cdot \ln(0.7) = 33.89 \text{ хв}$$

Застосовуємо в розрахунках довжину лави, яка дорівнює довжині комплексу в поставці, і рівній 200 м [59].

$$T_{техн} = (0,04 + 0) \cdot 200 + 0 + 24 + 0 + 60 = 92, \text{ хв,}$$

μ_k – середньогалузевий коефіцієнт готовності комбайна [59];

$\mu_{кр}$ – середньогалузевий коефіцієнт готовності мехкріплення [59].

Коефіцієнти готовності комбайна і мехкріплення в конкретних умовах визначаються по формулам, наведеним в табл. А.9 [59].

$$\mu_k = \frac{1}{1 + 0,6 \left(\frac{1}{\mu_k^*} - 1 \right)} \quad (3.26)$$

$$\mu_{кр} = \mu_{кр}^* \quad (3.27)$$

μ_k^* - середньогалузевий коефіцієнт готовності комбайна 0,87 (см. табл. А.1 [59]);

$\mu_{кр}^*$ - середньогалузевий коефіцієнт готовності кріплення (см. табл. А.10 [59]); Для КДД – 0,95

$$\mu_k = \frac{1}{1 + 0,6 \left(\frac{1}{0,87} - 1 \right)} = 0,917$$

$$\mu_{кр} = \mu_{кр}^* = 0,95$$

$\mu_{ку}$ - коефіцієнт готовності ділянкової конвеєрної лінії, починаючи з головного скребкового конвеєра і включає всі конвеєри (стрічкові і скребкові) на промштреках, просіках, печах, дільничних транспортних виробках до першого збірного конвеєра, на який вуглепоток надходить з декількох очисних вибоїв [59]:

$$\mu_{ку} = \frac{1}{1 + \sum_{m=1}^{n_{л,к}} \left(\frac{1}{\mu_m} - 1 \right) + \sum_{l=1}^{n_{ск}} \left(\frac{1}{\mu_l} - 1 \right)}, \quad (3.28)$$

де $n_{л,к}$ – число стрічкових конвеєрів в ділянковій транспортній ланці [59];

μ_m – коефіцієнт готовності m-го стрічкового конвеєра, приймається рівним 0,95 [59];

$n_{ск}$ – число скребкових конвеєрів в ділянковій транспортній лінії [59];

μ_l – коефіцієнт готовності l-го скребкового конвеєра; визначається в залежності від умов експлуатації згідно табл. А.9 [59];

$$\mu_{ку} = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{0,95} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0,94} - 1 \right)} = 0,9$$

$\mu_{пкр}$ - коефіцієнт готовності очисного вибою по процесу кріплення за комбайном; визначається по рис. 2 [59] в залежності від коефіцієнта резерву

швидкості кріплення $k_p^{кр}$ і коефіцієнта резерву оголення покрівлі за комбайном $k_p^{об}$ [59].

$$k_p^{кр} = \frac{q_{кр}}{q} \quad (3.29)$$

$$k_p^{кр} = \frac{8,06}{8,19} = 0,98$$

$$k_p^{об} = \frac{l}{\left(\frac{1}{k_{уст}} - 1\right) \cdot l_{\kappa}} \quad (3.30)$$

$$l = l_y - l_{\varepsilon} \quad (3.31)$$

l_y – максимальне відставання кріплення від комбайна по стійкості оголення покрівлі [59], м

l_{ε} - мінімально допустима відстань від міста знаходження робочих до працюючого комбайна (15м при односторонній схемі роботи) [59].

l_{κ} - параметр, який характеризує мінливість стійкості покрівлі по довжині лави, для Донбасу 30м [59].

$$l_y = 0,5 \cdot V_{кр} \cdot t_y \cdot k_{y\varepsilon} \quad (3.32)$$

t_y – мінімальний час стійкості нижніх шарів порід покрівлі, незакріпленої у вибою, хв. [59];

$k_{y\varepsilon}$ – коефіцієнт, який враховує зміну стійкості покрівлі в залежності від кута зустрічі [59]

$$k_{y\varepsilon} = a + b \sin \beta$$

$$k_{y\varepsilon} = 0,42 + 1,36 \sin 30 = 1,1$$

$$l_y = 0,5 \cdot 5,66 \cdot 20 \cdot 1,1 = 62,26$$

$$l = 62,26 - 15 = 47,26 \text{ м}$$

$$k_p^{об} = \frac{47,26}{\left(\frac{0,98}{0,902} - 1\right) \cdot 30} = 18,25 \text{ приймаємо рівним } 5$$

$$\mu_{пкр} = 1$$

$\mu_{оп}$ – коефіцієнт готовності системи магістрального локомотивного транспорту [59];

$\mu_{пш}$ – коефіцієнт готовності навантажувального пункту при навантаженні вугілля в вагонетки [59];

$\mu_{пр}$ – коефіцієнт готовності очисного вибою по процесу провітрювання; 0,93 [59];

$$\mu_I = \frac{1}{\left[1 + \frac{6.48 \cdot 92}{1.47 \cdot 1.33 \cdot 0.63 \cdot 0.93 \cdot 200} + \left(\frac{1}{0.917} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0.95} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0.9} - 1 \right) + \left(\frac{1}{1} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0.93} - 1 \right) \right]} = 0.254$$

μ_{II} – коефіцієнт готовності очисного комбайну по групі паралельних перерв [59];

$$\mu_{II} = \left(0.88 - \frac{T_{пз}}{T_{см}} \right) \cdot \mu_{сэ} \cdot \mu_{ск} \cdot \mu_{сс} \cdot \mu_{св} \cdot \mu_{сб} \cdot \mu_{кб} \quad (3.33)$$

$T_{пз}$ – сумарні нормативні витрати часу на виконання підготовчо-заклучних операцій, 17 хв [59];

$\mu_{сэ}$ – коефіцієнт готовності системи електропостачання, 0,965 [59];

$\mu_{ск}$, $\mu_{сс}$, $\mu_{св}$ – коефіцієнти готовності сполучень очисної виробки з транспортною середньою і вентиляційною виробками [59];

$$\mu_c = \mu_{эс} \left[1 - (1 - \mu_{эс}) \sum_{i=1}^n k_i \right] \quad (3.34)$$

$\mu_{эс}$ – коефіцієнт готовності еталонного сполучення, 0,98 [59];

k_i – коефіцієнт збільшення часу простоїв очисного вибою під час дії і-го фактора, що ускладнює підтримку сполучення [59];

$$\mu_c = \mu_{эс} = 0.98$$

$\mu_{сб}$ – коефіцієнти готовності очисного вибою по фактору «відкази на збірних транспортних лініях» [59];

$\mu_{\text{кб}}$ - коефіцієнти готовності очисного вибою по фактору «переповнення капітального бункера» [59].

$$\mu_{\text{II}} = \left(0,88 - \frac{17}{360}\right) \cdot 0,965 \cdot 0,98 \cdot 1 \cdot 0,97 \cdot 1 \cdot 1 = 0,764$$

$$K = \frac{\frac{1}{0,764} - 1}{\frac{1}{0,254} - 1} = 0,105$$

$$k_{\text{м}} = \left[\frac{1}{0,254} + \left(\frac{1}{0,764} - 1 \right) \cdot \left(1 + \frac{\frac{1}{0,254} - 1}{\frac{1}{0,105 \cdot 0,254 + 1}} \right) \right]^{-1} = 0,254$$

$$A_{\text{см}} = 360 \cdot 2 \cdot 6,48 \cdot 0,254 = 1185 \text{ т/добу}$$

Оскільки пласт небезпечний по викидам, то керуючись п. 1.6.6. НПАОП 10.0-5.25-89 «Інструкція з безпечного ведення гірничих робіт на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля, породи та газу», де вказано що «На шахтах, небезпечних за раптовими викидами вугілля, породи та газу, встановлюють чотиризмінний режим роботи з виділенням спеціальної зміни для виконання локальних способів запобігання раптовим викидам вугілля та газу», та п. 1.16. Норм технологічного проектування вугільних і сланцевих шахт ВНТП 1-86, де зазначено, що «Режим роботи шахт слід приймати: число робочих днів на рік – 300; Кількість робочих змін в очисних та підготовчих вибоях: а) з особливо шкідливими та важкими умовами праці: що розробляють пласти, небезпечні за раптовими викидами, а також пласти крутого та крутопохилого падіння, що вимагають проведення заходів з пилоподавлення, - дві робочі, одна для проведення спеціальних заходів та одна - ремонтно-підготовча» приймаємо дві зміни з видобутку вугілля в лаві.

$A_{\text{н}} = 896 \text{ т/добу}$, $A_{\text{л}}^{\text{м}} = 1185 \text{ т/добу}$. Ще необхідно провести перевірку за навантаженням по газовому чиннику $A_{\text{л}}^{\text{г}}$. Для цього розрахунку будемо користуватись нормативним документом «Руководство по проектированию

вентиляции угольных шахт» [60]. Розрахунок проведемо за лавою аналогом, що розташована в сусідньому полі до 14 південної лави блоку 10.

Максимальне навантаження на очисний вибій визначається за формулою [60]:

$$A_{\max} = A * I_{p.}^{-1,67} \cdot \left[\frac{Q_p * (C - C_0)}{194} \right]^{1,93} \left(\frac{l_{Oч.p.}}{l_{Oч.}} \right)^{-0,67}; \quad (3.35)$$

де A – навантаження на лаву-аналог 4682 т/добу (12 південна лави блоку 10.)

Очікуване середнє метановиділення в очисній виробці ($\bar{I}_{оч.}$, $м^3/хв.$) та на виймальній ділянці ($\bar{I}_{уч.}$, $м^3/хв.$) визначимо за формулами, приведеними в [60]:

$$\bar{I}_{оч} = \bar{I}_{оч.ф} \left(\frac{l_{оч.p}}{l_{оч.ф}} \right)^{0,4} * \left(\frac{A_p}{A_{ф}} \right)^{0,6} * k_{с.p.} * k_{з.p.} \quad (3.36)$$

$$\bar{I}_{уч} = \bar{I}_{уч.ф} \left(\frac{l_{оч.p}}{l_{оч.ф}} \right)^{0,4} * \left(\frac{A_p}{A_{ф}} \right)^{0,6} * k_{с.p.} * k_{з.p.}, \quad (3.37)$$

де $I_{уч.ф.}$ – фактичне метановиділення на виймальній ділянці [60], $м^3/хв$;

$I_{уч.ф.}$ – 27,27 $м^3/хв$;

$I_{оч.ф.}$ – фактичне метановиділення у очисну виробку [60], $м^3/хв$;

$I_{оч.ф.}$ – 4,02 $м^3/хв$;

$l_{оч.p}$ – довжина очисної виробки, для якої розраховується очікуване метановиділення (поки не проводили уточнення, приймемо рівною довжині лави-аналога на шахті – 300 м), м [60];

$l_{оч.ф}$ – 300 м – довжина очисної виробки, для якої визначено фактичне метановиділення, м [60];

A_p – 1185 т/добу – запланований видобуток вугілля, т/добу [60];

$A_{ф}$ – 4682 т/добу – видобуток вугілля, при якому визначалося фактичне метановиділення [60];

$k_{с.p.}$ – коефіцієнт, який враховує зміну системи розробки [60].

На шахті при відпрацювання лави-аналога використовувалась стовпова система розробки. Схема провітрювання 1М. При цьому використовувалась комплексна дегазація виробленого простору, за традиційною для шахти схемою.

Вибір системи розробки є дуже важливим моментом, оскільки сильно впливає на рівень навантаження на лаву по газовому чиннику. Основні схеми провітрювання зображені на рис. 3.1.

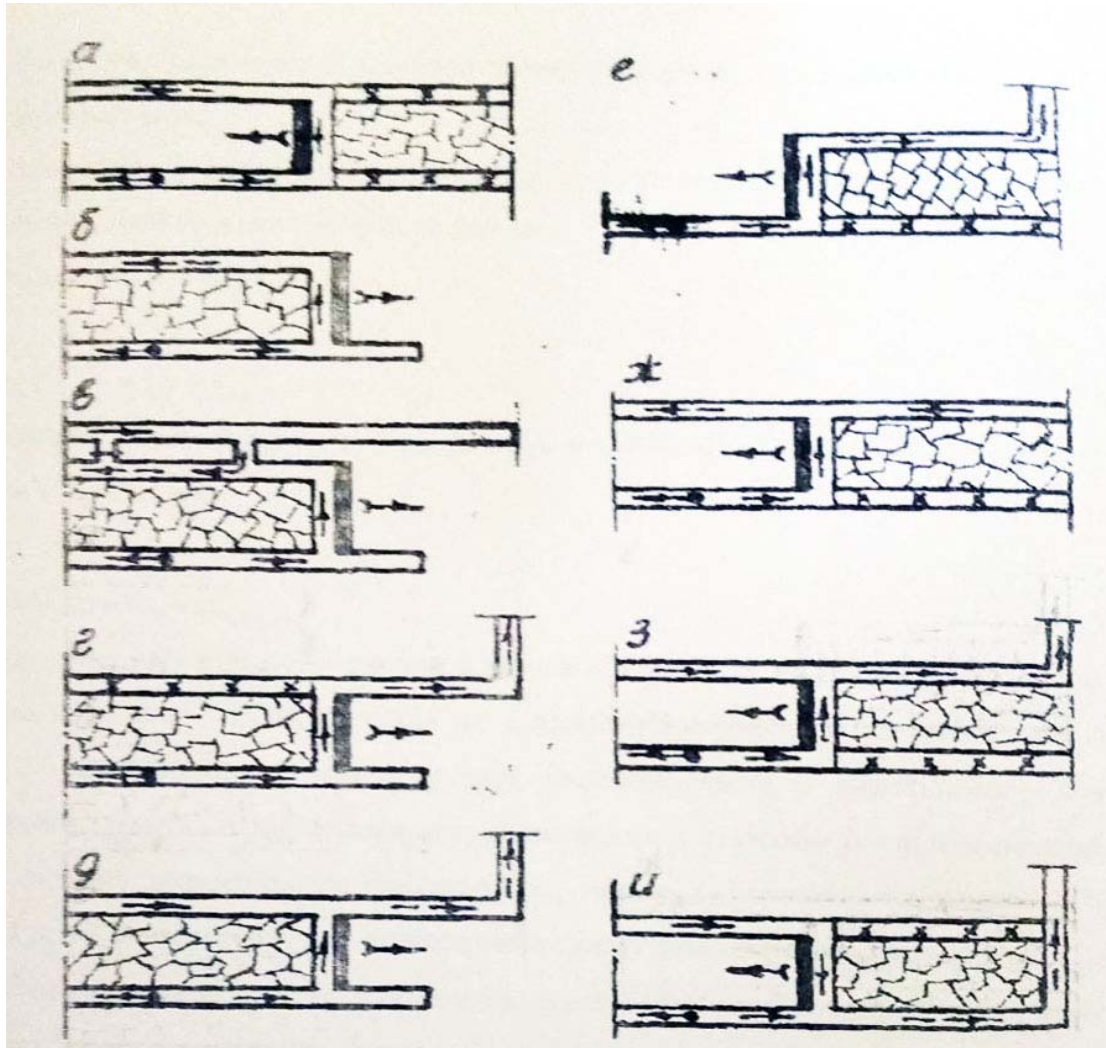


Рисунок 3.1 Схеми провітрювання виїмкових ділянок [60]

Суцільні системи розробки і комбіновані системи, що передбачають проведення хоч однієї з підготовчих виробок за лавою для умов ПрАТ «ШУ «Покровське» при завданні максимального збільшення навантаження на лаву є неприйнятними, оскільки викликають поміхи і затримки на ділянках сполучення лави через одночасне проведення виробки і очисні роботи. Тому доцільними є

системи розробки рис. 3.1 а, ж, з, и. Шахтний варіант стовпової системи розробки (провітрювання 1М) зображено на рис. 3.1 а. Він є найменш сприятливий з точки зору обмеження навантаження на лаву, оскільки метан що виділяється з усіх джерел не розбавляється а послідовно потрапляє у вентиляційний струмінь. Всі інші варіанти передбачають часткове (рис. 3.1 ж (провітрювання 2М), рис. 3.1 з (провітрювання 2В)), або повне (рис. 3.1 и (провітрювання 3В)) розбавлення шкідливостей по джерелам виділення.

Коефіцієнт системи розробки визначається по формулах:

- для очистного вибоя

$$k_{cp} = \frac{\left[k_1 \frac{k_{плр}(1 - k_{дпр})}{k_{пл}(1 - k_{дп})} + k_2 k_{впр} \frac{(1 - k_{дср})}{(1 - k_{дс})} \right]}{(k_1 + k_2 k_{вп})} \quad (3.38)$$

- для виїмкової ділянки

$$k_{cp} = k_1 \frac{k_{нпр}(1 - k_{дпр})}{k_{нл}(1 - k_{дн})} + k_2 \frac{(1 - k_{дср})}{(1 - k_{дс})} \quad (3.39)$$

де k_1 і k_2 – частка метановиділення відповідно з розроблювального шару й виробленого простору в метановиділенні на виїмковій ділянці, частки од. [60];

$k_{пл}$, $k_{плр}$ – коефіцієнти, що враховують вплив системи розробки на метановиділення з розроблювального шару, відповідно для очистного вибою - аналога (ділянки-аналога) і для планованого очистного вибоя (виїмкової ділянки) [60];

$k_{дп}$, $k_{дпр}$ – коефіцієнти ефективності дегазації виробленого шару відповідно для лави аналога (ділянки-аналога) і для планованої лави (ділянки), частки од. [60];

$k_{дс}$, $k_{дср}$ – коефіцієнт ефективності дегазації суміжних шарів-супутників (виробленого простору) відповідно в умовах лави-аналога (ділянки-аналога) і планованої лави (ділянки), частки од. [60];

$k_{вп}$ и $k_{впр}$ – коефіцієнти, що враховують надходження метану з виробленого простору відповідно в приви́бійний простір лави-аналога (ділянки-аналога) і в плановану лаву (ділянку), частки од [60].

Для схеми провітрювання 1М $k_{ср}$ приймається рівний 1.

Для схеми провітрювання 3В (рис. 3.2)

$$k_{ср} = \frac{\left[0,5 \frac{(1-0)}{(1-0)} + 0,5 \cdot 0 \frac{(1-0,3)}{(1-0,3)} \right]}{(0,5 + 0,5 \cdot 1)} = 0,5$$

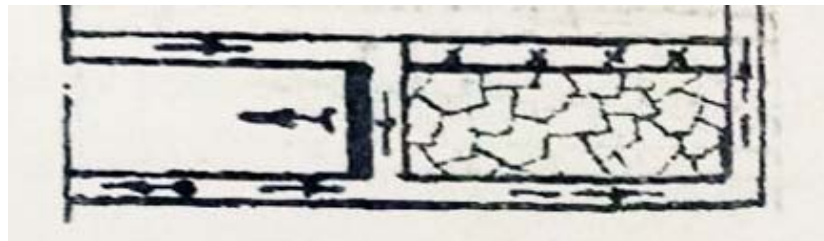


Рисунок 3.2 – Схема провітрювання 3В

Для інших систем провітрювання результати розрахунків зведемо в таблицю 3.7

В якості прикладу проведемо подальші розрахунки для схеми провітрювання 1М, а для інших варіантів зведемо результати в таблицю 3.7.

$K_{г.р.}$ – коефіцієнт, який враховує зміну метанообільності виробок з глибиною. Кут падіння 3-4 градуси, тому глибина майже не змінюється, тому згідно [60], $k_{г.р.} = 1$.

Виконаємо розрахунки за формулами (3.36) та (3.37):

$$\bar{I}_{оч} = 4,02 * \left(\frac{300}{300} \right)^{0,4} * \left(\frac{1185}{4682} \right)^{0,6} * 1 * 1 = 1,76 \text{ м}^3 / \text{хв};$$

$$\bar{I}_{уч} = 27,27 * \left(\frac{300}{300} \right)^{0,4} * \left(\frac{1185}{4682} \right)^{0,6} * 1 * 1 = 6,89 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

Розрахунок витрат повітря по виділенню метану [60]:

$$Q_{оч.} = \frac{100 \cdot I_{оч.} \cdot K_H}{C - C_o} \text{ м}^3/\text{хв.}; \quad (3.38)$$

K_H - коефіцієнт нерівномірності газовиділення [60];

$$K_H = 1,94 \cdot I^{-0,14}; \quad (3.39)$$

$$K_H = 1,94 \cdot 1,76^{-0,14} = 1,79;$$

$$Q_{оч.} = \frac{100 \cdot 1,76 \cdot 1,79}{1 - 0,05} = 331 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

Кількість повітря, що максимально може бути у очисній виробці [60]:

$$Q_{оч.} = Q_{оч. \max} \cdot K_{O3} = 60 \cdot S_{оч. \min} \cdot V_{\max} \cdot K_{O3}; \quad (3.40)$$

K_{O3} - коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що прилягає до при вибійного [60];

$$K_{O3} = 1,25$$

$$Q_{оч.} = 60 \cdot 2,6 \cdot 4 \cdot 1,25 = 780 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

Витрата повітря по кількості людей [60]:

$$Q_{оч.} = 6 \cdot n_{чел.} \cdot K_{O3}; \quad (3.41)$$

$n_{чел.}$ - число людей одночасно працюючих у виробці [60];

$$Q_{оч.} = 6 \cdot 30 \cdot 1,25 = 225 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

Витрата повітря по пиловому фактору[60]:

$$Q_{оч.} = 60 \cdot S_{оч. \min} \cdot V_{опт} \cdot K_{O3}; \quad (3.42)$$

$V_{опт} = 1,6 \text{ м/с}$ – оптимальна швидкість повітря[60];

$$Q_{оч.} = 60 \cdot 2,6 \cdot 1,6 \cdot 1,25 = 312 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

Приймаємо $Q_{оч.} = 331 \text{ м}^3/\text{хв.};$

Перевіримо отриманий результат.

- по максимальній швидкості повітря:

$$Q_{оч.} \leq Q_{оч. \max} \cdot K_{O3}; \quad (3.43)$$

$$3310 \text{ м}^3/\text{хв.} < 60 \cdot 2,6 \cdot 4 \cdot 1,25 \text{ м}^3/\text{хв.} - \text{умова виконується.}$$

$$331 \text{ м}^3/\text{хв.} < 780 \text{ м}^3/\text{хв.} - \text{умова виконується.}$$

- по мінімальній швидкості повітря:

$$Q_{оч.} \geq Q_{оч. \min} \cdot K_{O3}; \quad (3.44)$$

$$331 \text{ м}^3/\text{хв} > 60 \cdot 2,6 \cdot 0,25 \cdot 1,25 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$331 \text{ м}^3/\text{хв} > 49 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря для ділянки в цілому [60]:

$$Q_{уч.} = \frac{100 \cdot I_{уч.} \cdot K_H}{C - C_O}; \quad (3.45)$$

$$Q_{уч.} = \frac{100 \cdot 2,15 \cdot 1,74}{1 - 0,05} = 394 \text{ м}^3/\text{хв};$$

Отримана величина має задовольняти вимозі:

$$Q_{уч.} \leq Q_{оч. \min} \cdot K_{УТВ}; \quad (3.46)$$

$$Q_{уч.} \leq 60 \cdot S_{оч. \max} \cdot V_{\max} \cdot K_{УТВ}; \quad (3.47)$$

$$394 < 60 \cdot 4,3 \cdot 4 \cdot 1,85$$

$$394 \text{ м}^3/\text{хв} < 1909 \text{ м}^3/\text{хв}. \text{ — умова виконується.}$$

$$Q_p = Q_{оч. \max} \cdot k_{ут.в.} \quad (3.48)$$

$Q_{оч. \max}$ - подача повітря, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$$Q_{оч. \max} = 60 \cdot S_{оч. \min} \cdot V_{\max}; \quad (3.49)$$

де: $S_{оч. \min}$ - мінімальна площа перетину очисного вибою, м^2 ;

$V_{\max}$ - максимальна швидкість руху повітря у лаві, $\text{м}/\text{с}$; $V_{\max} = 4 \text{ м}/\text{с}$;

$$Q_p = 60 \cdot 2,6 \cdot 4 \cdot 1,85 = 1154,4 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

$K_{УТВ}$ - коефіцієнт, що враховує витоки повітря через вироблений простір [60];

C - допустима за ПБ концентрація метану у вихідному струменю [60], %;

C_O - допустима концентрація метану у свіжому струменю [60], %;

$$C_O = 0,05\%;$$

Виконаємо розрахунки за формулою (3.35)

$$A_{\max} = 1185 * 6,89^{-1,67} \cdot \left[\frac{1154 * (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} \left(\frac{300}{300} \right)^{-0,67} = 1335 \text{ т/добу}$$

$$A_{\max} = 1335 \text{ т/добу}$$

Таблиця 3.7 – Результати розрахунків при різних схемах провітрювання

Схема провітрювання	$k_{\text{ср}}$	$\bar{I}_{\text{оч}}, \text{м}^3/\text{хв}$	$\bar{I}_{\text{уч}}, \text{м}^3/\text{хв}$	$A_{\max}, \text{т/добу}$
1М (рис. 3.1а)	1	1,76	6,89	1335
2М (рис. 3.1ж)	0,82	1,44	5,65	1859
2В (рис. 3.1з)	0,82	1,44	5,65	1859
3В (рис. 3.1и)	0,5	0,88	4,33	2899

Перевіримо відповідність $\min(A_n^c, A_n^m) = \min(1185, 1335) = A_n$ величині нормативного навантаження.

Оскільки $A_n > A_n$ ($1185 > 896$) то ні газовий фактор, ні застосовувані очисні машини не обмежують навантаження на лаву. Газовий фактор навіть для найменш ефективної з точки зору провітрювання схеми 1М (стовпова система розробки з зворотноточним провітрюванням, як і в шахтному варіанті) не стримує значення видобутку, отримана величина видобутку (1185 т/добу) більше нормативної (896 т/добу) для цих умов, а це значить, що застосовувати вибране обладнання в заданих умовах раціонально.

Таким чином при комбайновій технології змінювати систему розробки не доцільно, оскільки навіть без використання дегазації, обмеження по газовому чиннику при навантаженні 1185 т/добу немає.

Уточнення довжини лави і параметрів циклу виїмки вугілля [59]

Кількість циклів по виїмці вугілля за добу визначається з виразу [59]:

$$n_{\text{ц}} = \frac{A_{\text{сум.}}}{l_{\text{л}} m r \gamma c} \quad (3.50)$$

$$n_{\text{ц}} = \frac{1185}{200 \cdot 1.47 \cdot 0.63 \cdot 1.33 \cdot 0.96} = 5.011 \text{ циклів.}$$

Прийmemo 5 циклів

$$l_{\text{л}} = \frac{A_{\text{сум.}}}{n_{\text{ц}} m r \gamma c} \quad (3.51)$$

$$l_{\text{л}} = \frac{1185}{5 \cdot 1.47 \cdot 0.63 \cdot 1.33 \cdot 0.96} = 200.4 \text{ м}$$

Тривалість циклу при виїмці вугілля комбайнами [59]:

$$T_{\text{ц}} = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{пз}}) \cdot n_{\text{см}}}{\Pi_{\text{ц}}}, \text{ хв};$$

$$T_{\text{ц}} = (360 - 20) \cdot 2 / 5 = 136 \text{ хв}$$

Тривалість виймання вугілля комбайном протягом циклу [59]:

$$t_{\text{в}} = T_{\text{ц}} - y t_{\text{зач}} - t_{\text{к}}, \text{ хв};$$

де у-параметр, який приймає значення у=0 при човниковій схемі роботи комбайну і у=1-при односторонній [59];

$$t_{\text{в}} = 136 - 35 - 33,9 = 64,1 \text{ хв}$$

3.3 Розрахунок параметрів виймання вугілля при струговій технології

Аналіз стругів вітчизняного і російського виробництва дозволяє зробити висновок, що вони не мають системи відстежування і регулювання глибини різання, яка впроваджена на німецьких стругових комплексах компанії DBT (яка зараз входить до концерну Caterpillar). Також вказана автоматизація відсутня на стругах чеського і польського виробництва. Це пояснюється виключними правами інтелектуальної власності на систему РН4, котрі належать Caterpillar. За рахунок цього стругові установки інших виробників програють німецьким. Характеристики деяких стругових установок наведено в таблиці 3.8.

Таблиця 3.8 – Характеристики стругових установок

Параметр	Тип струга, країна виробник							
	CH96	CO90Y	CH75	ЗСКП	RH	GH	SRH 2000	KHS
	Росія				Німеччина			
Потужність пласта, м								
min/max	0,7/1,5	0,7/1,5	0,65/1,2	0,8/1,4	0,62/1,5	0,8/1,6	0,75/1,5	0,9/1,5
Опір різанню, кН/см	300 (150)	250 (125)	250 (125)	300 (150)	350 (180)	350 (180)	350 (180)	350 (180)
Продуктив ність, т/хв	5,3	5,2	4,6	5,3	н/д	н/д	н/д	н/д
Швидкість руху, м/с	0,7/1,7	0,7/1,7	0,77/ 1,72	0,86/ 1,216	0,574/ 1,77	0,574/ 1,77	1,76/ 0,44	1,77/ 0,574
Товщина зрізу, мм	н/д	н/д	н/д	н/д	80	80	80	80
Потужність приводів, кВт	320	320	220	500	2х400	2х400	2х85/ 250	2х85/ 250

Аналіз стругових комплексів що випускаються зараз компанією Caterpillar приходимо до висновку що серед них для умов ПрАТ ШУ «Покровське» підходять струги GHH800 (Гляйтхакенхобель) і RHH800 (Райсхакенхобель). Відрізняються вони наявністю підконвеєрної плити. RHH800 має підконвеєрну плиту. В якості стругової установки будемо розглядати струг без підконвеєрної плити GHH800 від компанії Caterpillar (який використовувався на шахті), що дозволяє виймати вугілля без постійної присутності людей в лаві.

Розрахунок параметрів стругового виймання

Товщину стружки по опірності пласта різанню h_c , м для всіх значень висоти струга H_c , м, розраховують за формулою [57]:

$$h_c = 0.01(a_1 - a_2 \cdot A_p - a_3 \cdot H_c) \quad (3.52)$$

де a_1 , a_2 , a_3 – коефіцієнти, значення яких дорівнюють 13,3; 2,3; 5,62 відповідно [57];

A_p – опірність пласта різанню у невіджатому масиві, 180кН/см² [58];

H_C – висота струга, м (0,660; 0,820; 0,980) [58]. Величини H_C і значення h_c , отримані по формулі (3.52), записані в таблицю 3.7.

$$h_c = 0.01(13.3 - 2.3 \cdot 1.8 - 5.62 \cdot 0.66) = 0.055 \text{ м}$$

$$h_c = 0.01(13.3 - 2.3 \cdot 1.8 - 5.62 \cdot 0.82) = 0.046 \text{ м}$$

$$h_c = 0.01(13.3 - 2.3 \cdot 1.8 - 5.62 \cdot 0.98) = 0.037 \text{ м}$$

Товщина стружки (ширина захвата) по приймальній здатності лавного конвеєра h_k , м [58].

Товщина стружки по приймальній здатності конвеєра h_k м, при роботі стругової установки в режимі (V_c – швидкість руху струга, м/с, V_k – швидкість руху ланцюга лавного конвеєра, м/с) для всіх значень висоти струга H_c з виразу [58]:

$$h_k = 0.5(h_{кв} + h_{кп}) \quad (3.53)$$

де $h_{кв}$ – товщина стружки по приймальній здатності конвеєра при зустрічному ході струга (назустріч руху ланцюга лавного конвеєра), м; визначається за формулою [58]:

$$h_{кв} = \frac{S_k (V_k + V_c)}{m \cdot \psi \cdot V_c} \quad (3.54)$$

де $S_k=0,12; 0,16; 0,20$ – площа завантажувального перетину конвеєра, м², при висоті струга $H_C = 0,66; 0,820; 0,980$ відповідно [58];

V_k – швидкість руху лавного конвеєра [58], 2,16 м/с;

V_c – швидкість руху струга [58], 1,24 м/с;

m - потужність пласта [58], 1,47 м;

ψ - коефіцієнт розшарування вугілля [58]:

$$\psi = \frac{\gamma}{\gamma'} \quad (3.55)$$

де γ - щільність вугілля в пласті [58], 1,33 т/м³;

γ' - щільність вугілля після руйнування [58], 1,05 т/м³,

$$\psi = \frac{1,33}{1,05} = 1,27$$

$$\text{при } H_C = 0,660 \quad h_{\kappa\theta} = \frac{0,12(2,16 + 1,24)}{1,47 \cdot 1,27 \cdot 1,24} = 0,176 \text{ М}$$

$$\text{при } H_C = 0,820 \quad h_{\kappa\theta} = \frac{0,16(2,16 + 1,24)}{1,47 \cdot 1,27 \cdot 1,24} = 0,235 \text{ М}$$

$$\text{при } H_C = 0,980 \quad h_{\kappa\theta} = \frac{0,20(2,16 + 1,24)}{1,47 \cdot 1,27 \cdot 1,24} = 0,294 \text{ М}$$

Товщина стружки по приймальній здатності лавного конвеєра при попутному русі струга, м, визначається за формулою [58]:

$$h_{\kappa\pi} = \frac{S_k(V_k - V_c)}{m \cdot \psi \cdot V_c} \quad (3.56)$$

$$\text{при } H_C = 0,660 \quad h_{\kappa\theta} = \frac{0,12(2,16 - 1,24)}{1,47 \cdot 1,27 \cdot 1,24} = 0,048 \text{ М}$$

$$\text{при } H_C = 0,820 \quad h_{\kappa\theta} = \frac{0,16(2,16 - 1,24)}{1,47 \cdot 1,27 \cdot 1,24} = 0,064 \text{ М}$$

$$\text{при } H_C = 0,980 \quad h_{\kappa\theta} = \frac{0,20(2,16 - 1,24)}{1,47 \cdot 1,27 \cdot 1,24} = 0,079 \text{ М}$$

Визначимо h_k

$$\text{при } H_C = 0,660 \quad h_k = 0,5 \cdot (0,176 + 0,048) = 0,112 \text{ М}$$

$$\text{при } H_C = 0,820 \quad h_k = 0,5 \cdot (0,235 + 0,064) = 0,15 \text{ М}$$

$$\text{при } H_C = 0,980 \quad h_k = 0,5 \cdot (0,294 + 0,079) = 0,187 \text{ М}$$

Значення h_k , зведені в табл. 3.7.

Встановлюється товщина стружки по приймальній здатності конвеєра h_k , м, при роботі струга для всіх значень висоти струга H_c з виразу [58]:

$$h_k = \frac{S_k(V_c^2 - V_k^2)}{m \cdot \psi \cdot V_c (3V_c - V_k)} \quad (3.57)$$

Значення параметрів $V_k=1,08$ м/с, $V_c=2,88$ м/с.

при $H_c=0,660$	$h_k = \frac{0.12(2.88^2 - 1.08^2)}{1.47 \cdot 1.27 \cdot 2.88(3 \cdot 2.88 - 1.08)} = 0.021$ М
при $H_c=0,820$	$h_k = \frac{0.16(2.88^2 - 1.08^2)}{1.47 \cdot 1.27 \cdot 2.88(3 \cdot 2.88 - 1.08)} = 0.028$ М
при $H_c=0,980$	$h_k = \frac{0.20(2.88^2 - 1.08^2)}{1.47 \cdot 1.27 \cdot 2.88(3 \cdot 2.88 - 1.08)} = 0.035$ М

Величини h_k , отримані за формулою (3.58), запишемо в табл. 3.7.

Визначається товщина стружки по приймальній здатності конвеєра h_k , м, при роботі стругової установки в режимі (з паузою перед реверсом для часткового розвантаження конвеєра) для всіх значень висоти струга з виразу (3.53). Величина $h_{кв}$ визначається за формулою (3.54), а $h_{кп}$ - за формулою [58]:

$$h_{кп} = \frac{S_k(V_c - V_k)}{m \cdot \psi \cdot V_c} \quad (3.58)$$

при $H_c=0,660$	$h_{кп} = \frac{0.12(2.88 - 2.16)}{1.47 \cdot 1.27 \cdot 2.88} = 0.016$ М
при $H_c=0,820$	$h_{кп} = \frac{0.16(2.88 - 2.16)}{1.47 \cdot 1.27 \cdot 2.88} = 0.021$ М
при $H_c=0,980$	$h_{кп} = \frac{0.20(2.88 - 2.16)}{1.47 \cdot 1.27 \cdot 2.88} = 0.027$ М
при $H_c=0,660$	$h_{кв} = \frac{0.12(2.88 + 2.16)}{1.47 \cdot 1.27 \cdot 2.88} = 0.111$ М
при $H_c=0,820$	$h_{кв} = \frac{0.16(2.88 + 2.16)}{1.47 \cdot 1.27 \cdot 2.88} = 0.15$ М
при $H_c=0,980$	$h_{кв} = \frac{0.20(2.88 + 2.16)}{1.47 \cdot 1.27 \cdot 2.88} = 0.187$ М

Визначимо h_k

$$\begin{aligned} \text{при } H_C = 0,660 \quad h_k &= 0.5 \cdot (0.016 + 0.111) = 0.064 \text{ м} \\ \text{при } H_C = 0,820 \quad h_k &= 0.5 \cdot (0.021 + 0.15) = 0.086 \text{ м} \\ \text{при } H_C = 0,980 \quad h_k &= 0.5 \cdot (0.027 + 0.187) = 0.107 \text{ м} \end{aligned}$$

Значення параметрів $V_k = 2,16$ м/с, $V_c = 2,88$ м/с. Отримані величини h_k запишемо в табл. 3.9.

Таблиця 3.9 – Значення товщини стружки по опірності пласта різанню і по приймальній здатності конвеєра [58]

Висота струга H_C , м	Товщина стружки по опірності пласта різанню h_c , м	Товщина стружки по приймальній здатності конвеєра h_k , м, при роботі стругової установки в режимах		
		$V_c < V_k$	$2V_k < V_c < 3V_k$ ($V_c \approx 3V_k$)	$V_k < V_c < 2V_k$
0,660	0,055	0,112	0,021	0,064
0,820	0,046	0,15	0,028	0,086
0,980	0,037	0,187	0,035	0,107

Визначимо значення теоретичної продуктивності стругової установки по опірності пласта різанню g_c , т/хв, і по приймальній здатності конвеєра g_k , т/хв. [58]. Встановимо величини теоретичної продуктивності стругової установки по опірності пласта різанню g_c , т/хв, і по приймальній здатності конвеєра g_k , т/хв, при її роботі в режимах і для всіх значень висоти струга H_c , м, за формулами [58]:

$$g_c = 60m\gamma h_c V_c, \quad (3.59)$$

$$g_k = 60m\gamma h_k V_c, \quad (3.60)$$

Значення h_c і h_k представлені в табл. 3.7. Значення висоти струга H_c , а також відповідні їм теоретичні продуктивності стругової установки по опірності пласта різанню g_c і по приймальній здатності конвеєра g_k , для зазначених вище режимів роботи [58], запишемо в табл. 3.9.

режим роботи

$$\text{при } H_C = 0,660 \quad g_c = 60 \cdot 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,055 \cdot 1,24 = 8 \text{ Т/ХВ}$$

$$\text{при } H_C = 0,820 \quad g_c = 60 \cdot 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,046 \cdot 1,24 = 6,691 \text{ Т/ХВ}$$

$$\text{при } H_C = 0,980 \quad g_c = 60 \cdot 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,037 \cdot 1,24 = 5,382 \text{ Т/ХВ}$$

режим роботи $2V_k < V_c < 3V_k$ ($V_c \approx 3V_k$)

$$\text{при } H_C = 0,660 \quad g_c = 60 \cdot 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,055 \cdot 2,88 = 18,58 \text{ Т/ХВ}$$

$$\text{при } H_C = 0,820 \quad g_c = 60 \cdot 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,046 \cdot 2,88 = 15,54 \text{ Т/ХВ}$$

$$\text{при } H_C = 0,980 \quad g_c = 60 \cdot 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,037 \cdot 2,88 = 12,5 \text{ Т/ХВ}$$

режим роботи $V_c < V_k$

$$\text{при } H_C = 0,660 \quad g_k = 60 \cdot 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,112 \cdot 1,24 = 16,26 \text{ Т/ХВ}$$

$$\text{при } H_C = 0,820 \quad g_k = 60 \cdot 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,15 \cdot 1,24 = 21,819 \text{ Т/ХВ}$$

$$\text{при } H_C = 0,980 \quad g_k = 60 \cdot 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,187 \cdot 1,24 = 27,26 \text{ Т/ХВ}$$

режим роботи $2V_k < V_c < 3V_k$ ($V_c \approx 3V_k$)

$$\text{при } H_C = 0,660 \quad g_k = 60 \cdot 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,021 \cdot 2,88 = 7,092 \text{ Т/ХВ}$$

$$\text{при } H_C = 0,820 \quad g_k = 60 \cdot 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,028 \cdot 2,88 = 9,46 \text{ Т/ХВ}$$

$$\text{при } H_C = 0,980 \quad g_k = 60 \cdot 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,035 \cdot 2,88 = 11,82 \text{ Т/ХВ.}$$

Знайдемо значення теоретичної продуктивності стругової установки по опірності пласта різанню g_c , т/хв, і по приймальній здатності конвеєра g_k , т/хв, при її роботі в режимі (з паузою перед реверсом для часткового розвантаження конвеєра) для всіх значень висоти струга H_c , м, з виразів [58]:

$$g_c = 60m\gamma h_c V_c^{cp}, \quad (3.61)$$

$$g_k = 60m\gamma h_k V_k^{cp}, \quad (3.62)$$

де V_c^{cp} - середня швидкість руху струга з урахуванням паузи перед реверсом, м/с; необхідно приймати [58]:

$$V_c^{cp} = V_k \quad (3.63)$$

$$\text{при } H_C = 0,660 \quad g_c = 60 \cdot 1,47 \cdot 1,33 \cdot 0,055 \cdot 2,16 = 13,92 \text{ Т/ХВ}$$

при $H_C=0,820$	$g_c = 60 \cdot 1.47 \cdot 1.33 \cdot 0.046 \cdot 2.16 = 11.65 \text{ Т/ХВ}$
при $H_C=0,980$	$g_c = 60 \cdot 1.47 \cdot 1.33 \cdot 0.037 \cdot 2.16 = 9.37 \text{ Т/ХВ}$
при $H_C=0,660$	$g_k = 60 \cdot 1.47 \cdot 1.33 \cdot 0.064 \cdot 2.16 = 16.21 \text{ Т/ХВ}$
при $H_C=0,820$	$g_k = 60 \cdot 1.47 \cdot 1.33 \cdot 0.086 \cdot 2.16 = 21.79 \text{ Т/ХВ}$
при $H_C=0,980$	$g_k = 60 \cdot 1.47 \cdot 1.33 \cdot 0.107 \cdot 2.16 = 27.11 \text{ Т/ХВ}$

Значення h_c і h_k наведені в табл. 3.7. Значення висоти струга H_c , а також відповідні їм теоретичні продуктивності стругової установки по опірності пласта різанню g_c і по приймальній здатності конвеєра g_k , отримані за формулами (3.61) і (3.62) [58] для зазначеного вище режиму роботи, запишемо в табл. 3.10.

Таблиця 3.10 - Теоретична продуктивність стругової установки по опірності пласта різанню і по приймальній здатності конвеєра при різних режимах її роботи [58]

Висота струга, м	Значення теоретичної продуктивності стругової установки	
	по опірності пласта різанню g_c , Т/ХВ	по приймальній здатності конвеєра g_k , Т/ХВ
Режим роботи $V_c < V_k$		
0,660	8,00	16,25
0,820	6,68	21,82
0,980	5,38	27,20
Режим роботи $2V_k < V_c < 3V_k$ ($V_c \approx 3V_k$)		
0,660	18,58	7,09
0,820	15,54	9,46
0,980	12,5	11,82
Режим роботи $V_k < V_c < 2V_k$		
0,660	13,93	16,2
0,820	11,65	21,79
0,980	9,37	27,12

Визначимо раціональні технічні і технологічні параметри стругової установки GHH800.

За табл. 3.8 установимо:

- найбільше значення теоретичної продуктивності GHH800 по опірності пласта різанню $g_{\text{сmax,т/хв}}$ (яке не обмежується прийнятною здатністю конвеєра $g_{\text{к,т/хв}}$) і приймається в якості теоретичної продуктивності стругової установки $g_{\text{т/хв}}$. [58], тобто

$$g = g_c^{\text{max}} \leq g_{\text{к}} \quad (3.64)$$

$$g = 13,93 \text{ т/хв}$$

- режим роботи стругової установки $V_k < V_c < 2V_k$ і висота струга $H_c = 0,660 \text{ м}$.

Для встановленого режиму роботи стругової установки швидкість руху струга $V_c = 2,88 \text{ м/с}$, а скребкового ланцюга конвеєра [58], $V_k = 2,16 \text{ м/с}$.

По табл. 3.7 для встановленої висоти струга H_c , м, знаходимо, товщину стружки (по опірності пласта різанню) [58] $h_c = 0,055 \text{ м}$.

Вибір типу і типорозміру кріплення в очисному вибої

Оскільки з обраним стругом може використовуватись лише механізоване кріплення фірми Caterpillar доцільність його застосування очевидна.

Перевірка типорозміру механізованого кріплення.

Перевіримо вибір типорозміру кріплень [58] по потужності.

Визначимо мінімально необхідну потужність пласта m_{min} , при якій забезпечується нормальне функціонування стругу в зоні її проходу над кріпленням [58]:

$$m_{\text{min}} = (H_k + B_1 + t_k + t_i + h_y + h_r + h_3) / 1000 (1 - 0,05 R_1), \quad (3.65)$$

H_k – висота корпусу струга від підшви пласта [58], мм;

B_1 – товщина перекриття секції кріплення в зоні проходу стругу [58], мм;

t_k – величина подштибовкі боковини конвеєра [58];

t_i – висота породної подушки на перекритті секції [58], мм;

h_y – величина вільного простору для керування стругом [58], мм;

h_r – величина вільного простору для проходу стругу під кріпленням [58];

h_3 – запас для проходу струга під кріпленням [58], 50мм;

h_3 – запас для проходу стругу під кріпленням [58], 50мм;

R_1 – відстань від вибою до найбільш віддаленої від нього частини струга м[58].

$$m_{1min} = (660+100+30+0+35+55+50)/1000 (1 - 0,05 \cdot 1,25) = 0,992 \text{ м}$$

Необхідна мінімальна потужність пласта, м, при якій забезпечується робота кріплення без вичерпання її податливості [58]:

$$m_{3min} = (H_{min}+h_p)/1000 (0,9 - 0,05 R_3), \quad (3.66)$$

H_{min} – мінімальна висота кріплення в здвинутому положенні [58], мм;

h_p – запас гідророздвижності для навантаження кріплення, мм [58], 50мм;

R_3 – відстань від вибою до заднього ряду стійок, м [58].

Необхідна мінімальна конструктивна висота кріплення [58]:

$$m_{3min} = (550+50)/1000 (1,0 - 0,05 \cdot 3,3) = 0,718 \text{ м}$$

З розрахованих значень виберемо найбільшу m_{min} [58]:

$$m_{nmin} = 0,992 \text{ м} = m_{1min}$$

Перевіримо, чи задовольняє наш комплекс умові [58]:

$$m''_{max} \geq m_{max} \quad (3.67)$$

$$m_{nmin} \leq m_{min} \quad (3.68)$$

$$1,6 > 1,53$$

$$0,992 \leq 1,29$$

Таблиця 3.11 – Мінімальна висота секцій кріплення і потужність пласта

№ п/п	Тип кріплення	m_{1min} , мм	m_{2min} , мм	m_{3min} , мм	$H_{min.k}$, мм	$H_{max.k}$, мм	m_{min} , мм	m_{max} , мм
1	Cat	992	-	718	550	1650	1290	1530

Умова виконується, тобто кріплення Cat обрано вірно.

Розрахунок добового видобутку вугілля в лаві

Нормативний добовий видобуток [59]:

$$A_H = (A_0 + \alpha * \Delta l_{oz}) * \frac{n_{cm} * T_{zm}}{1080} * \frac{\gamma}{1.3} * K_z * K_n * K_3 \quad (3.69)$$

A_0 – норматив навантаження на очисний вибій, т/добу. Прийmemo норматив навантаження $A_0 = 1400$ т/добу. Для $l_n = 150$ м порід стійких [59];

Різниця довжин очисних вибоїв [59]:

$$\Delta l_{oz} = 200 - 150 = 50 \text{ м}$$

α – поправка до нормативу навантаження, $\alpha = 1,0$ м [59];

n_{zm} – кількість змін по видобутку, $n_{zm} = 2$ [59];

T_{zm} – тривалість зміни = 360 хв [59];

K_r – коефіцієнт гірничо-геологічних умов $K_r = 0,9$ [59];

K_n – коефіцієнт, що враховує роботу двох комбайнів, $K_n = 1.0$ так як у нас один комбайн, [59];

$K_3 = 0.85$ – коефіцієнт експлуатації комплексу [59]:

$$A_H = (1800 + 2 \cdot 50) \cdot \frac{2 \cdot 360}{1080} \cdot \frac{1.33}{1.3} \cdot 0.9 \cdot 1.0 \cdot 0.9 = 1026 \text{ т/добу}$$

Розрахунок навантаження по тривалості стругової установки [58]:

$$A_{cm} = T_{cm} \cdot n_{cm} \cdot q \cdot k_m$$

q – продуктивність стругової установки, т/хв. [59];

k_m – змінний коефіцієнт машинного часу [59], $k_m = 0,4-0,45$.

$$A_{cm} = 360 \cdot 2 \cdot 13.93 \cdot 0.43 = 4313 \text{ т/добу}$$

Розрахуємо навантаження на лаву при струговому вийманні, за наведеними попередньому підрозділі формулами. Розрахунки приведемо для схеми 1М, для інших схем провітрювання зведемо до таблиці 3.11.

$$\bar{I}_{yч} = 27,27 * \left(\frac{300}{300}\right)^{0,4} * \left(\frac{4313}{4682}\right)^{0,6} * 1 * 1 = 25,95 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

$$Q_p = 60 * 3 * 4 * 1,85 = 1332 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Виконаємо розрахунки за формулою (3.35)

$$A_{\max} = 4313 * 25,95^{-1,67} * \left[\frac{1332 * (1 - 0,05)}{194}\right]^{1,93} \left(\frac{300}{300}\right)^{-0,67} = 699,86 \text{ т / добу}$$

Таблиця 3.11 – Результати розрахунків при різних схемах провітрювання

Схема провітрювання	k_{cp}	$\bar{I}_{оч}, \text{м}^3/\text{хв}$	$\bar{I}_{yч}, \text{м}^3/\text{хв}$	$A_{\max}, \text{т/добу}$
1М (рис. 3.1а)	1	3,96	25,95	699,86
2М (рис. 3.1ж)	0,82	3,24	21,27	975,54
2В (рис. 3.1з)	0,82	3,24	21,27	975,54
3В (рис. 3.1и)	0,5	1,98	12,97	2228,49

З наведених розрахунків видно, що без використання дегазації при всіх схемах провітрювання, навантаження на лаву по технічній можливості струга 4313 буде обмежуватись газовим чинником. При цьому найкращим варіантом є схема провітрювання 3В, при якій навантаження обмежується рівнем 2228т/добу.

Для зняття такого обмеження необхідно використовувати дегазацію.

Різні джерела надходження метану дегазуються за різними способами.

Метан, що міститься у зближених пластах, виділяється в вироблений простір з відставанням від лави. Дегазація відбувається свердловинами, котрі перетинають пласт, в зоні розгрузки [61]. Підвищення ефекту дегазації досягається проведенням з вент. виробки через кожні 15 м 3груп свердловин, в бік виробленого простору (рис.3.3).

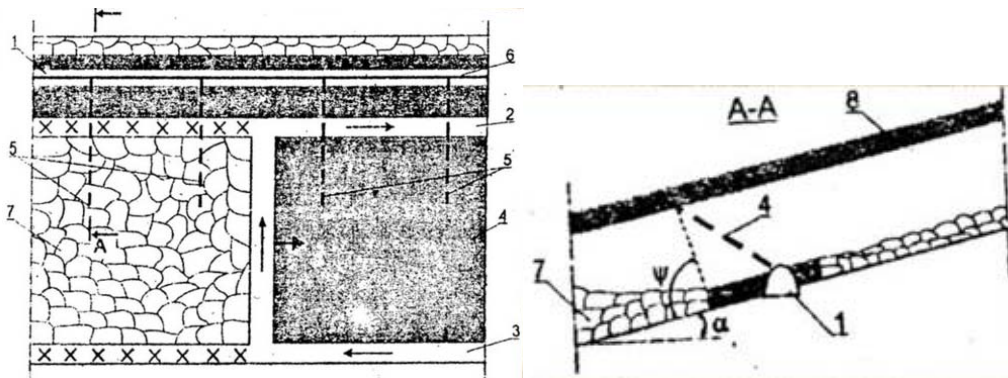


Рисунок 3.3 – Схема дегазації зближених пластів [61] 1 – дег.штрек; 2 – вентштрек; 3 – транспортний штрек; 4 – пласт; 5 –свердловина; 6 – газогон; 7 – вироблений простір; 8 – зближений пропласток

Ефект дегазації залежить від діаметра свердловин(112-132 мм). При швидкості посування лави 4,5 м/добу на буріння втрачається менше доби. Таким же чином дегазують тріщинуваті зони і антикліналі [61]. Коефіцієнт дегазації при використанні цього способу коливається від 0,25 до 0,4.

Дегазацію пластів проводять свердловинами з виїмкових виробок діаметром до 112 мм. Свердловини проводяться перпендикулярно до лави або повернуто до лави (рис. 3.4) [61].

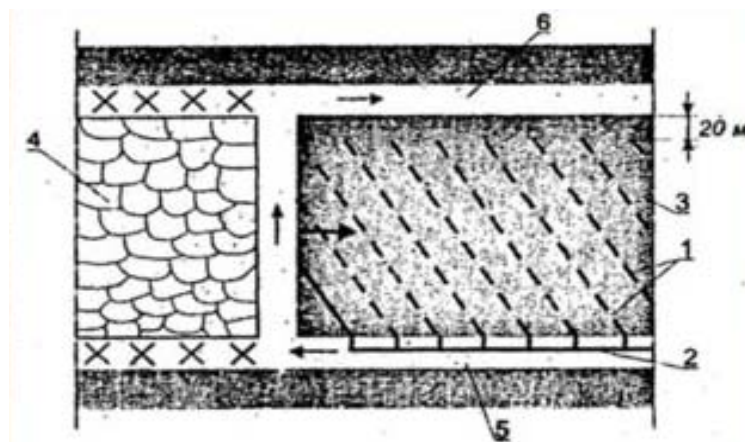


Рисунок 3.4 – Схема дегазації пласта [61]

1 –дегазаційні свердловини; 2 – газогон; 3 –пласт; 4 – вироблений простір; 5,6 – штреки

Підвищення ефективності дегазації пластів також роблять за рахунок гідророзриву. Без гідророзриву ефективність дегазації нерозвантажених пластів вкрай низька, близько 0,05-0,1. До того ж виділення метану з пластів відбуваються

тільки з невеликої зони навколо свердловини, внаслідок чого надходження метану з пласта при відпрацюванні лави має періодичний характер. Оскільки в умовах ПрАТ «ШУ «Покровське» відпрацьовується лише один пласт, то його попереднє розвантаження підробкою або надробкою для підвищення ефективності дегазації неможливе. Тому дегазувати пласт в умовах підприємства не доцільно.

Дегазія вироблених просторів, через свердловини, пробурені все частіше використовуються на практиці. Схема наведена на рис. 3.5.

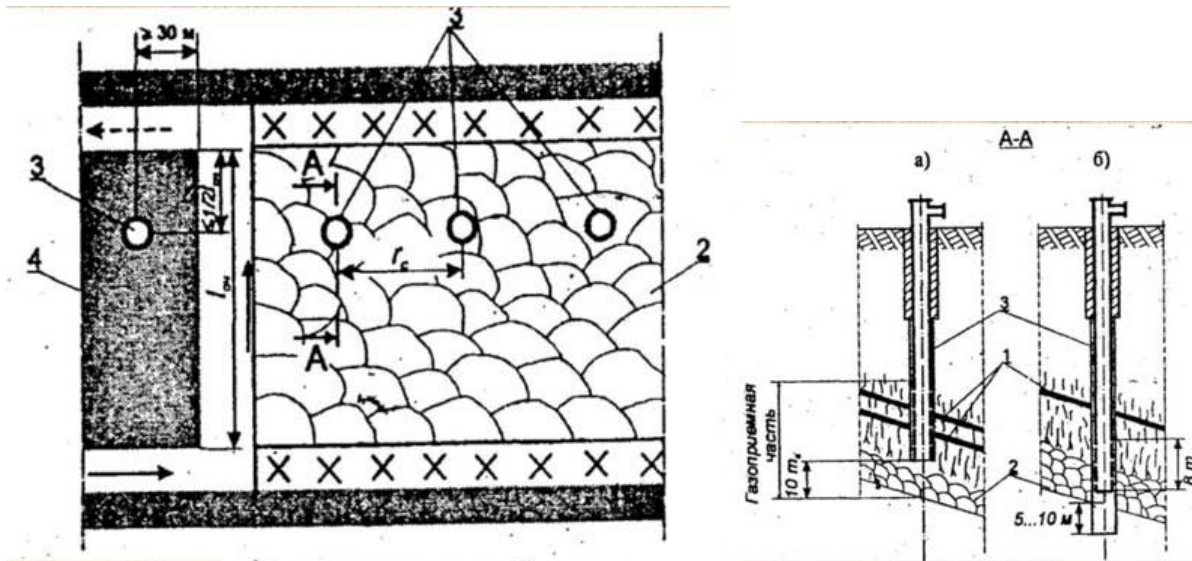


Рисунок 3.5 – Схема дегазації з поверхні [61]

1 – пласт, що розробляється; 2 – вироблений простір; 3 – дегазаційна свердловина; 4 – пласти, що підробляються

Коефіцієнт дегазації при використанні цього способу коливається від 0,2 до 0,25.

Для усунення місцевих скупчень метану і підвищення ефективності дегазації найбільш ефективним способом є відведення метано - повітряної суміші через відростки трубопроводу, що залишаються в охоронній литій смузі. Одним з технологічних рішень організації видачі МПС за даною технологією є спорудження, з поверхні флангової газотранспортної системи. Як джерело розрядження передбачається використовувати вакуум - компресорну станцію [61]. Такий досвід і обладнання для використання цього способу є на шахті (рис. 3.6). Коефіцієнт дегазації при використанні цього способу коливається від 0,5 до 0,6.

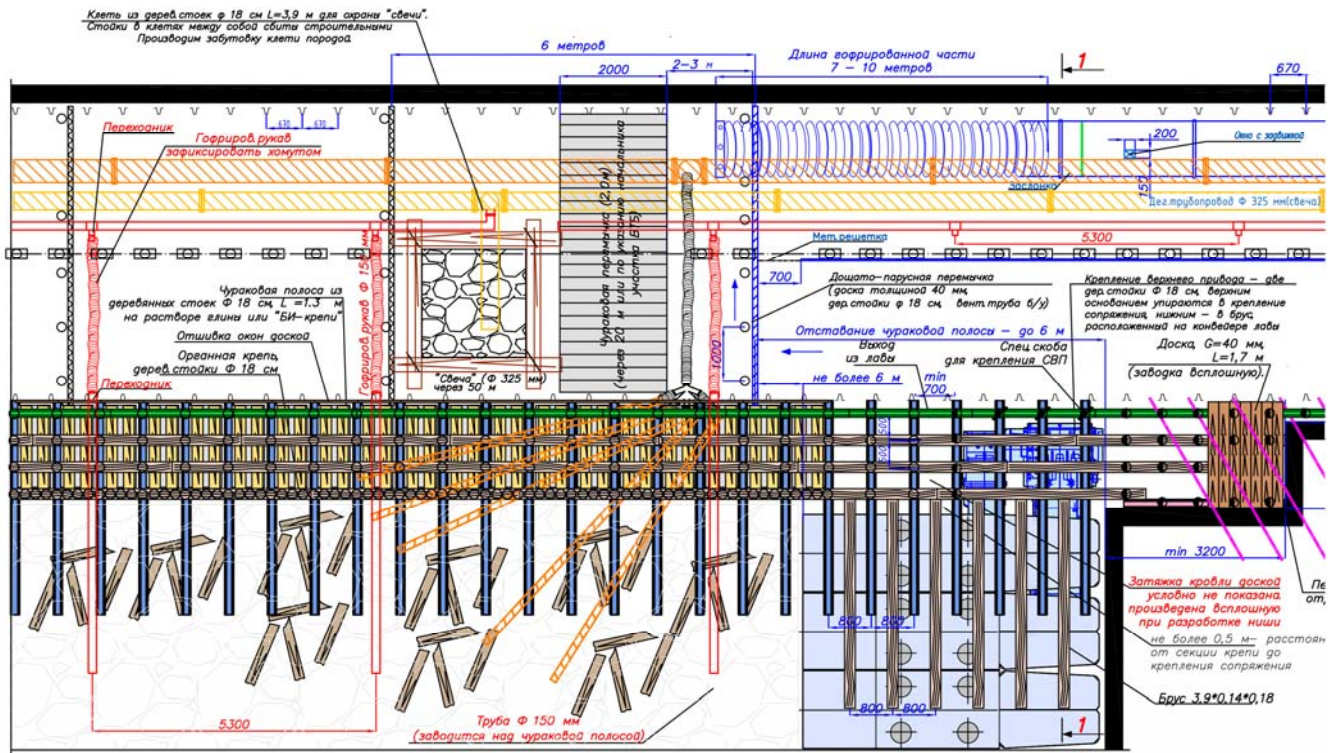


Рисунок 3.6 – Схема дегазації виробленого простору через відростки трубопроводу вакуум - компресорною станцією

Перерахуємо показники видобутку при використанні вентиляції. Для цього спочатку слід перерахувати величини метановиділення після впровадження дегазаційних заходів. Проведемо відповідні розрахунки для кожної системи провітрювання. В розрахунках будемо враховувати проведення кожного з наведених вище способів і їх комбінацій. З метою визначення необхідного набору дегазаційних заходів для комплексної дегазації, яка буде забезпечувати роботу стругового механізованого комплексу без обмеження по газовому чиннику.

Результати представлені в таблицях 3.12-3.13.

В таблиці 3.13 кольором виділено варіант дегазації при якому відсутнє обмеження по газовому чиннику.

Таблиця 3.12 – Результати розрахунків метановиділення $I_{yч}$ при різних способах дегазації

Схема провітрювання	$I_{yч}$, т/добу при дегазації супутників, $k_{д.кр.} = 0,4$	$I_{yч}$, т/добу при дегазації виробленого простору відгалуженнями трубопроводу $k_{д.в.п.} = 0,6$	При $I_{yч}$, т/добу використанні дегазації супутників і виробленого простору,	$I_{yч}$, т/добу при дегазації з поверхні $k_{п.с.} = 0,2$	При використанні всіх трьох способів дегазації, $I_{yч}$, т/добу
1М (рис. 3.1а)	17,13	12,72	9,19	21,54	8,13
2М (рис. 3.1ж)	14,04	10,42	7,53	17,65	6,66
2В (рис. 3.1з)	14,04	10,42	7,53	17,65	6,66
3В (рис. 3.1и)	8,56	6,36	4,59	10,77	4,06

Таблиця 3.13 – Результати розрахунків видобутку при різних способах дегазації

Схема провітрювання	A_{max} , т/добу при дегазації супутників, $k_{д.кр.} = 0,4$	A_{max} , т/добу при дегазації виробленого простору відгалуженнями трубопроводу $k_{д.в.п.} = 0,6$	При A_{max} , т/добу використанні дегазації супутників і виробленого простору,	A_{max} , т/добу при дегазації з поверхні $k_{п.с.} = 0,2$	При використанні всіх трьох способів дегазації, A_{max} , т/добу
1М (рис. 3.1а)	1400,79	2303,48	3964,40	955,33	4863,96
2М (рис. 3.1ж)	1952,59	3210,87	5526,05	1331,65	6779,97
2В (рис. 3.1з)	1952,59	3210,87	5526,05	1331,65	6779,97
3В (рис. 3.1и)	4460,40	7334,74	12623,41	3041,95	15487,80

Для схеми провітрювання 3В достатньо дегазувати супутники або відводити метан з виробленого простору по трубопроводам щоб забезпечити стабільну роботу стругового комплексу без обмеження по газовому чиннику. Для схем 2М і 2В необхідно одночасно використовувати і перший і другий способи дегазації, тільки в цьому випадку обмеження видобутку відсутнє. Для схеми провітрювання 1М (шахтний варіант) обмеження по газовому чиннику відсутнє тільки тоді, коли одночасно використовуються всі три способи дегазації.

Таким чином слід прийняти рішення, або змінювати схему провітрювання на 3В, а систему розробки на комбіновану стовпової з суцільною і прямоточним провітрюванням і одночасно з цим використовувати один з способів підземної дегазації, або залишити систему розробки стовпову і схему провітрювання 1М, при цьому використовувати комплексну дегазіцію з трьох складових. Враховуючі досвід відпрацювання вугілля в 10 блоці ПрАТ ШУ Покровське вважаю, що змінювати систему розробки не доцільно, оскільки практика вказує, що перейти на комбіновану систему розробки з підсвіжінням і схемою провітрювання 3В в блоці 10 практично неможливо, через занадто великі витрати на підтримання конвеєрного штреку за лавою для повторного використання. До того ж без дегазації це все одно не можливо.

При застосуванні на виймальній ділянці комплексної дегазації підземними свердловинами пластів – супутників, виробленого простору відгалуженнями трубопроводу, а також виробленого простору свердловинами, що пробурені з поверхні, з ефективністю відповідно: $k_{д.кр.} = 0,4$, $k_{д.в.п.} = 0,6$ и $k_{п.с.} = 0,2$, метановиділення у вихідному струмені повітря складе:

$$\bar{I}_{уч.исх.} = \bar{I}_{уч.} \left((1 - k_{в.п.у}) + k_{в.п.у} (1 - k_{д.кр.}) (1 - k_{д.в.п.}) (1 - k_{п.с.}) \right) =$$

$$25,95 * ((1 - 0,85) + 0,85(1 - 0,4)(1 - 0,6)(1 - 0,2)) = 8,13 \quad м^3 / хв$$

$$Q_p = 60 * 3 * 4 * 1,85 = 1332 \quad м^3 / хв.$$

$$A_{max} = 4313 * 8,13^{-1,67} \cdot \left[\frac{1332 * (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} \left(\frac{300}{300} \right)^{-0,67} = 4863,96 \quad т / добу$$

$$A_{\max} = 5004 \text{ т/добу}$$

Перевіримо відповідність $\min(A_L^c, A_L^m) = \min(4313, 4863) = A_L$ величині нормативного навантаження.

Оскільки $A_L > A_H$ ($4313 > 1026$) то ні газовий фактор, ні застосовувані очисні машини не обмежують навантаження на лаву. Газовий фактор не стримує значення видобутку, отримана величина видобутку (4313 т/добу) більше нормативної (1026 т/добу) для цих умов, а це значить, що застосовувати вибране обладнання в заданих умовах раціонально.

Уточнення довжини лави і параметрів циклу виїмки [58]:

$$n_{\text{ц}} = \frac{A_{\text{доб}}}{l_L * m * \gamma * r * C} \quad (3.70)$$

$$n_{\text{ц}} = \frac{4313}{200 \cdot 1.47 \cdot 1.33 \cdot 0.8 \cdot 0.96} = 14.362$$

Приймаємо $n_{\text{ц}} = 14$.

Уточнимо довжину лави [58]:

$$n_{\text{ц}} = \frac{4313}{14 \cdot 1.47 \cdot 1.33 \cdot 0.8 \cdot 0.96} = 205.173$$

Визначимо тривалість циклу по виїманню і його складові [58]

$$T_{\text{ц}} = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{пз}}) * n_{\text{см}}}{n_{\text{ц}}} \quad (3.71)$$

$$T_{\text{ц}} = \frac{(360 - 25) \cdot 2}{14} = 47.857 \text{ хв}$$

Таким чином, після проведених розрахунків маємо два варіанта обладнання лави, наведені в таблиці 3.14.

Таблиця 3.14 – Варіанти обладнання лави

№ вар-та	Механізоване кріплення	Виймальна машина	Конвеєр	Розрахований добовий видобуток, т/добу
1	1КДД	Комбайн МВ-12	СПЦ-230	1185
2	Caterpillar	GHH-800	PF-3	4313

Хоч струговий комплекс Caterpillar і забезпечує більш високе навантаження, зробити висновок про його переваги для підприємства неможливо. Тому, що кращим варіантом буде той, в якому собівартість 1 т вугілля буде нижче. Оскільки закордонне обладнання значно перевищує в ціні вітчизняне для остаточного рішення необхідно провести розрахунок собівартості вугілля по очисному вибою.

3.4 Розрахунок собівартості вугілля по лаві по варіантам

3.4.1 Розрахунок паспорта організації робіт в лаві

Фактори, котрі впливають на рівень норм виробки, представлено в таблиці 3.15 [61].

До нормованих трудових процесів відноситься: виймання вугілля стругом, кріплення сполучення лави зі штреком, скорочення конвеєра на штреку, технічне обслуговування [58].

Розрахункова норма виробки по кожному процесу [61]

$$H_{\text{в}}^{\text{уст.}} = H_{\text{в}}^{\text{табл.}} \times k, \quad (3.72)$$

де $H_{\text{в}}^{\text{уст.}}$ – розрахункова норма виробки, нат. од. [61];

k – загальний поправочний коефіцієнт по табличному значенню норми виробки (дорівнює видобутку поправочних коефіцієнтів, наведених в ЄНВ для певних умов) [58].

Таблиця 3.15 – Фактор, що впливає на норми виробки [61]

Фактори	Характеристика факторів	Поправочний коефіцієнт до норми виробітку	Підстава для встановлення поправочного коефіцієнта
<i>I</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>
Довжина лави, м	200	1	
Потужність пласта, що виймається м	1,47		
Кут падіння пласта, град.	15		
Глибина робіт, м.	800	0,8	ЄНВ, стор.6
Температура повітря, °С	28	0,95	ЄНВ, стор.6
Наявність в пласті крупних включень колчедану у сидериту	немає		
Небезпечність пласта по раптовим викидам вугілля і газу	небезпечний	0,9	ЄНВ, п.10,с.5
Характеристика бокових порід	не стійкі	0,85	ЄНВ, п.48,с.221
Наявність «хибної» покрівлі	немає		
Гіпсометрія підшви пласта	рівна		
Наявність води на підшві і капежу з покрівлі	немає	0,95	ЄНВ, п.8,с.4
Категорія вугілля по відбійності	II		
Категорія вугілля по буримости	V		
Категорія порід безпосередньої підшви по відбійності	VIII		
Щільність гірничої маси, т/м ³	1,3	1,0	ЄНВ, п.9,с.4
Марка механізму, що виймається	RHH	1,1	
Навантаження відбитого вугілля в лаві	самонавалка за допомогою лемешків конвеєра	1,15	ЄНВ, § 1, п.7 стор. 31
Спосіб транспортування вугілля по лаві	конвеєр		

Для процесу «Виймання стругом» коефіцієнт дорівнює [61]:

$$k = 0.8 \cdot 0.95 \cdot 0.9 \cdot 0.85 \cdot 0.95 \cdot 1.15 \cdot 1.1 \cdot 1.10 \cdot 0.95 = 0.73$$

тоді

$$H_{в.к}^{уст.} = 598 \cdot 0.73 = 436,54 \text{ т.}$$

Видобуток з циклу з виразу [61]:

$$Q = L_{\text{л}} m r \gamma c . \quad (3.73)$$

$$Q = 200 \cdot 1.47 \cdot 0.8 \cdot 1.33 \cdot 0.96 = 300.30 \text{ т}$$

Норми другим процесам представлено в табл. 3.16.

Коефіцієнт циклічності [61]:

$$k_{\text{ц}} = \frac{H_{\text{в.к.}}^{\text{уст.}}}{Q} . \quad (3.74)$$

Тоді

$$k_{\text{ц}} = \frac{436,54}{300,3} = 1,45$$

Норма обслуговування струга [61]: $H_{\text{об}} = 2 \text{ л.} - 3 \text{ м.}$

Норма обслуговування струга, зведена до циклу [61]:

$$H_{\text{об}} = \frac{H_{\text{об}}}{k_{\text{ц}}} . \quad (3.75)$$

Звідки

$$H_{\text{об}} = \frac{2}{1,45} = 1,37 \text{ л.} - 3 \text{ м.}$$

В тому числі, за професіями робочих [61]:

– М Г В М [58]:

$$H_{\text{мгвм}} = \frac{1}{k_{\text{ц}}} = \frac{1}{1.37} = 0,73 \text{ л.} - 3 \text{ м}$$

– гірник очисного забоя (пом.М Г В М) [61]:

$$H_{\text{гроз}} = H_{\text{об}} - H_{\text{мгвм}} = 1,37 - 0,73 = 0,64 \text{ л.} - 3 \text{ м}$$

..

Таблиця 3.16 – Розрахунок комплексної норми виробітку і розцінки [61]

Вид роботи	Одиниці виміру	Укрупнена комплексна норма виробітку і розцінка (грн.-коп.)			Объем робіт на цикл	Необхідна кількість чол.-змін по нормі	Тарифная ставка, грн.-коп.	Сума витрат, грн.	Підстави для встановлення норми
		За збірником	Поправочний коефіцієнт	З урахування поправочного					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Виймання вугілля стругом		598	0,73	436,54	300,3	1,38			
МГВМ	т			0		0,73	229,4	166,74	
ГРОЗ	т			0		0,65	197,28	128,03	
Оформлення бровки	т	13,99	0,422	5,90378	1,72	0,29	197,28	57,62	
Кріплення кінц. ділянок лав ГС	компл из 1ст	99,2	0,617	61,2064	2,52	0,04	197,28	8,12	ЄНВ, табл. 63п. 2г
Оформлення вибою	т	130	0,73	94,9	56	0,59	197,28	116,41	
Викладка кострів	костр	18,4	0,617	11,3528	0,26	0,02	197,28	4,52	ЄНВ Табл. 68п.2
Встановлення дерев'яної стійки	компл из 1 ст	45	0,617	27,765	2,52	0,09	197,28	17,91	ЄНВ, табл. 65п.5а
Пробивка органного ряду	стійок	58	0,62	35,96	4,2	0,12	197,28	23,04	ЄНВ Табл.72п.4а
Пересування головок: приводної		2,55	0,62	1,581	1	0,63	197,28	124,78	ЄНВ табл.38
натяжної	шт.	4,97	0,62	3,0814	1	0,32	197,28	64,02	
Кріплення лави (зادвигання кріплення і	передв.	115	0,62	71,3	133	1,87	197,28	368,00	
Скорочення скребкового конв-ру	решт.	4,64	0,9	4,176	0,53	0,13	172,28	21,87	Доп. УК НВ, т.75
Доставка лісоматеріалів	т.	1,63	0,95	1,5485	0,92	0,59	172,28	102,36	ЄНВ, т.223 п.96
Технічне обслуговування								0	ЄНІР
МГВМ						0,36	229,4	82,584	
ГРОЗ						1,84	197,28	363	
ВСЬОГО						8,27		1649	

Трудоємкість попроцесно визначається за формулою [61]:

$$TP = Q_n / H_{\epsilon}^{уст} \quad (3.76)$$

де Q_n - осяг робіт на цикл по типу робіт;

$H_{\epsilon}^{уст}$ - встановлена норма виробки [61].

Кількість робітників з техобслуговування і ремонту устаткування лави в ремонтну зміну 6, з яких М Г В М- 1, Г Р О В - 5 [61].

Трудомісткість техобслуговування і ремонту [61]:

$$TP_{\text{ОБСЛ.}}^{\text{МГВМ}} = \chi^{\text{МГВМ}} \cdot Q_{\text{ц}} / A_n, \quad (3.77)$$

$$TP_{\text{ОБСЛ.}}^{\text{ГРОЗ}} = \chi^{\text{ГРОЗ}} \cdot Q_{\text{ц}} / A_n, \quad (3.78)$$

де A_n - нормативне навантаження [61], т/зм .

$$TP_{\text{ОБСЛ.}}^{\text{МГВМ}} = 1 \cdot 308,2 / 2158 = 0,125 \text{ л. - зм,}$$

$$TP_{\text{ОБСЛ.}}^{\text{ГРОЗ}} = 7 \cdot 308,2 / 2158 = 1,0 \text{ л. - зм.}$$

Комплексна норма [61]:

$$H_k = Q_{\text{ц}} / \Sigma n_{\text{ч-см}}, \quad (3.79)$$

де $\Sigma n_{\text{ч-см}}$ - необхідне чмсло чол.- зм на цикл [61].

$$H_k = 308,2 / 8,27 = 37,26 \text{ т / л.- зм.}$$

Комплексна розцінка 1 т [61]:

$$P_k = \Sigma Z_{\text{пл.}} / Q_{\text{ц}}, \quad (3.80)$$

де $\Sigma Z_{\text{пл.}}$ - зарплата на цикл [58], грн.

$$P_k = 15,35 \text{ грн. / т.}$$

Продуктивність праці [61]

$$Пм_{\text{вых.}}^{\text{раб.}} = A_{\text{сут.}} / (\chi_{\text{яв.}} \cdot k_{\text{вн.}}), \quad (3.81)$$

де $\chi_{\text{яв.}}$ - явочна чисельність, [61]

$$Q_{яв.}^{ГРОЗ} = Q_{ц} \cdot n_{ц} / (H_{к.} \cdot k_{вн.}), \quad (3.82)$$

де $k_{вн.}$ – коефіцієнт виконання норми [61].

$$Q_{яв.}^{ГРОЗ} = 308,2 \cdot 7 / (37,26 \cdot 1,1) = 53 \text{ л.}$$

У видобувну зміну виходять: по одному черговому електрослюсарю, по три М П У для обслуговування пересипу, а в ремонтно-підготовчу зміну - п'ять електрослюсарів, один М Г ВМ, і п'ять Г Р О В [61].

$$\begin{aligned} \text{Тому} \quad Q_{яв.} &= 53 + 2 + 6 + 5 + 1 + 5 = 72 \text{ л.} \\ \text{Отримаємо} \quad Пм_{вих.}^{раб.} &= 2158 / (37,26 \cdot 1,1) = 52,65 \text{ т / л.} \end{aligned}$$

Місячна продуктивність праці по виїмковій ділянці [61]

$$Пм_{мес.}^{раб.} = A_{мес.} / Q_{сп.}, \quad (3.83)$$

де $Q_{сп.}$ – списочна кількість, чол., [61]

$$Q_{сп.} = Q_{яв.} \cdot k_{сп.}, \quad (3.84)$$

де $k_{сп.}$ – коефіцієнт списочний [61]

$$k_{сп.} = T_{раб.} / (T_{год} - T_{отп.} - T_{вых} - T_{пр.}) \cdot 0,96, \quad (3.85)$$

де $T_{раб.}, T_{год}, T_{отп.}, T_{вых}, T_{пр.}$ – число днів відповідно робочих, у році, відпустки, вихідні, свята [61].

$$k_{сп.} = 300 / (365 - 62 - 104 - 8) \cdot 0,96 = 1,73$$

$$Q_{сп.} = 72 \cdot 1,73 = 124 \text{ л.}$$

Списочна чисельність І Т Р ділянки приймемо 11 чол.

Місячна продуктивність праці [61]:

$$Пм_{мес.}^{труд.} = A_{мес.} / Q_{сп.}^{труд.} \quad (3.86)$$

$$Пм_{мес.}^{труд.} = 53950/135 = 399,6 \text{ т / л.}$$

$$Пм_{мес.}^{раб.} = 53950/124 = 435,08 \text{ т / л.}$$

Для комбайнового комплексу : $H_k = 22,05 \text{ т / л. - з м.}$, $P_k = 16,5 \text{ грн. / т}$, $Ч_{яв} = 96 \text{ л}$, $Ч_{сп} = 166 \text{ л}$, $Пм_{мес} = 281,47 \text{ т / л.}$

3.4.2 Визначення собівартості вугілля по лаві

Собівартість видобутку вугілля по ділянці розраховується за 4 елемента - ми витрат: зарплатні, матеріалами, амортизації, електричній енергії [61].

Фонд зарплатні [61].

Премія від прямої зарплатні при 100% виконанні плану: Г Р О В(V_p) - 35 %; ел. слюсарі - 35 %; Г Р П (III і IV р) - 25 %; М П У (III р) – 25 %; І Т П - 35 %.

Доплата за нічні години – 40 %. Доплата за піше пересування до робочого місця. Додаткова зарплата 20 % від основної [61].

Доплата за нічні [61]

$$D_n = TC_{час.} \cdot 0,4 \cdot n_{p.д.} \cdot n_{ноч.} \cdot n_{чел.}, \quad (3.87)$$

де D_n - доплата за роботу в нічні години, грн. [61];

$TC_{час.}$ – часова тарифна ставка робочих, грн. [61];

$n_{p.д.}$ – кількість робочих днів [61];

$n_{ноч.}$ – нічна робота робочого (с 22.00 до 6.00) [61];

$n_{чел.}$ – кількість людей, котрим проводиться доплата за нічну роботу [61].

$$D_{н.мзвм} = \frac{229.41}{6} \cdot 0,4 \cdot 30 \cdot 4 \cdot 2 = 3670.56 \text{ грн.}$$

$$D_{н.гроз} = \frac{197.28}{6} \cdot 0,4 \cdot 30 \cdot 4 \cdot 34 = 53660.1 \text{ грн.}$$

$$D_{эл.сл} = \frac{172.18}{6} \cdot 0,4 \cdot 30 \cdot 4 \cdot 2 = 2754.8 \text{ грн.}$$

$$D_{мпу} = \frac{153.11}{6} \cdot 0,4 \cdot 30 \cdot 4 \cdot 6 = 7349.28 \text{ грн.}$$

$$D_{зм} = 32.88 \cdot 0,4 \cdot 30 \cdot 4 \cdot 2 = 3156.48 \text{ грн.}$$

Таблиця 3.17– Розрахунок фонду зарплатні по ділянці з струговим комплексом Caterpillar [61]

Найменування бригади, професій, посади.	Чисельність			Об'єм роботи або число виходів за місяць	Комплексна розцінка /тарифна ставка (оклад)	Місячний фонд оплати праці, грн.					
	Я в о ч н а, ч о л.	Коефіцієнт за состава списком	За списком. чол.			О с н о в н а				Д о д а т к о в а	В с ь о г о
						П р я м а	Д о п л а т и				
							П р е м і я	за роботу в нічний час	за керівництво		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
М Г В М VI	4	1,73	7	4144,74	15,35	63621,76	22267,62	3670,56		17911,99	107471,92
Г Р О В V (видобувна зміна)	48	1,73	83	52105,3	15,35	799816,36	279935,72	53660,1	2059,04	227094,24	1362565,46
Г Р О В V (рем. зміна)	5	1,73	9	176	355,10	62498,30	21874,41			16874,54	101247,25
Ел. слюс. деж (IV)	2	1,73	4	110	309,92	34091,64	11932,07	2754,88		9755,72	58534,31
Ел. слюс. рем (V)	5	1,73	9	182	355,10	64628,93	1895,71			13304,93	79829,57
М П У III	6	1,73	10	352	275,58	97004,16	24251,04	7349,28		25720,90	154325,38
Гірн.маст.	4	1,73	7	154	7812	54684,00	19139,40	3156,48		15395,98	92375,86
Нач. діл	1	1	1	21	10589,4	10589,40	3706,29	713,12		3001,76	18010,57
Пом. нач/діл	1	1	1	21	8299,8	8299,80	2904,93	1229,53		2486,85	14921,11
Зам. нач/діл	1	1	1	21	9082,8	9082,80	3178,98	1346		2721,56	16329,34

Продовження таблиці 3.17

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Механик діл	1	1	1	21	9082,8	9082,80	3178,98	672,84		2586,92	15521,54
В С Ь О Г О:										2021132,31	

Таблиця 3.18– Результати розрахунку місячного фонду заробітної плати по ділянці для комплексу К Д Д [61]

Найменування бригади, професій, посади.	Чисельність			Об'єм роботи або число виходів за місяць	Комплексна розцінка або тарифна ставка (оклад)	Місячний фонд оплати праці, грн.					
	Я в о ч н а, чол.	Коефіцієнт за складом	за списком. чол.			О с н о в н а				Д о д а т к о в а	В с ь о г о
						П р я м а	Д о п л а т и				
							П р е м і я	за роботу в нічний час	за керівництво		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
М Г В М VI	4	1,73	7	2182,89	16,50	36017,76	12606,22	3670,56		10458,91	62753,45
Г Р О В V (видобувна зміна)	51	1,73	88	27442,1	16,50	452794,74	158478,16	53660,1	2059,04	133398,41	800390,44
Г Р О В V (рем. зміна)	5	1,73	9	176	355,10	62498,30	21874,41	0		16874,54	101247,25
Ел. слюс. деж (IV)	2	1,73	4	110	309,92	34091,64	11932,07	2754,88		9755,72	58534,31
Ел. слюс. рем (V)	5	1,73	9	182	355,10	64628,93	1895,71	0		13304,93	79829,57
М П У III	6	1,73	10	352	275,58	97004,16	24251,04	7349,28		25720,90	154325,38
Гірн.маст.	4	1,73	7	154	7812,00	54684,00	19139,40	3156,48		15395,98	92375,86

Продовження таблиці 3.18

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Нач. діл	1	1	1	21	10589,40	10589,40	3706,29	713,12		3001,76	18010,57
Пом. нач/діл	1	1	1	21	8299,80	8299,80	2904,93	1229,53		2486,85	14921,11
Зам. нач/діл	1	1	1	21	9082,80	9082,80	3178,98	1346		2721,56	16329,34
В С Ь О Г О:										1414238,82	

$$D_{zn} = 38.23 \cdot 0.4 \cdot 22 \cdot 4 \cdot 1 = 1.346 \times 1 \text{ грн.}$$

$$D_{nn} = 34.93 \cdot 0.4 \cdot 11 \cdot 4 \cdot 2 = 1229.53 \text{ грн}$$

$$D_{mex} = 38.23 \cdot 0.4 \cdot 11 \cdot 4 \cdot 1 = 672.848 \text{ грн}$$

$$D_{ny} = 44.57 \cdot 0.4 \cdot 10 \cdot 4 \cdot 1 = 713.12 \text{ грн}$$

Доплата бригадирам 15 % [61]:

$$D_{pb} = TC_{VI} \cdot 22 \cdot 0.15 = 229.41 \cdot 22 \cdot 0.15 = 757.0 \text{ грн.}$$

Доплата ланковим 7,5 % денної ставки

$$D_{pb} = TC_V \cdot 22 \cdot 4 \cdot 0.075 = 197.28 \cdot 22 \cdot 4 \cdot 0.075 = 1302.04 \text{ грн.}$$

Результати визначення місячного фонду зарплати представлено в таблицях 3.17-3.18. Собівартість 1 т по «зарплатні» [61]:

$$C_{3П} = \frac{\Sigma 3П}{A_{мес.}} \quad (3.88)$$

де $A_{мес.}$ – місячна добича з лави, т/міс [61].

для Caterpillar $C_{3П} = 2021132,31 / 107825 = 18,74 \text{ грн / т}$

для К Д Д $C_{3П} = 1414238,82 / 29625 = 47,73 \text{ грн / т}$

Собівартість по елементу "матеріали" розбиваються на дві групи [61]: матеріали разового і тривалого користування. Результати розрахунку зведені в таблиці 3.19 - 3.22.

Таблиця 3.19 – Результати розрахунку вартості матеріалів разового користування С а т [61]

Найменування матеріалів	Одиниця виміру	Витрати за місяць	Ціна одиниці, грн.			Загальна вартість матеріалів, грн.
			О п т о в а	транспортні витрати	П о в н а	
Ліс / матеріали	м ²	107,62	1296	64,8	1360,80	146449,30
Бі / кріплення	м ³	140	7110	355,5	7465,50	1045170,00
Ножи для струга	шт.	10	486	24,3	510,30	5103,00
Ремкомплект			0			5000,00
Мастило	кг.	120	104,76	5,238	110,00	13199,76
Присадка SOLSENIK GM20	л	25	432	21,6	453,60	11340,00
І н ш і						106847,28
В С Ь О Г О:						1333109,33

Таблиця 3.20 – Розрахунок вартості матеріалів довготривалого користування С а т [61]

Найменування матеріалів	Один. виміру	Кількість в роботі	Ціна матеріалів, грн.		Остаточна вартість, грн.	Строк служби, мес.	Сума погашення матеріалів, грн./мес.
			за одиницю	загальна			
Рештак конв. Р F -3	шт.	134,00	5760,00	771840,00	23155,20	24,00	31195,20
Ланцюг Р F -3	м	400,00	522,00	208800,00	6264,00	24,00	8439,00
Шланг орошення	м	800,00	100,80	80640,00	2419,20	12,00	3259,20
Кабель живлення	м	420,00	131,40	55188,00	1655,64	24,00	2230,52
В С Ь О Г О:							45123,92

$$\text{для С а т С}_{\text{мат}} = (1333109,33 + 45123,92) / 107825 = 12,78 \text{ грн. / т.}$$

$$\text{для К Д Д С}_{\text{мат}} = (797880,72 + 38804) / 29625 = 28,24 \text{ грн. / т.}$$

Таблиця 3.21 – Результати розрахунку вартості матеріалів разового користування К Д Д [61]

Найменування матеріалів	Одиниця виміру	Витрати за місяць	Ціна одиниці, грн.			Загальна вартість матеріалів, грн.
			О п т о в а	транспортні витрати	П о в н а	
Ліс / матеріали	м ²	76,87	1296	64,8	1360,80	104606,64
Бі / кріплення	м ³	78,75	7110	355,5	7465,50	587908,13
Різці для М В – 1 2	шт.	118	51,1	2,555	53,66	6331,29
Ремкомплект						5000,00
Мастило	кг.	650	34,56	1,728	36,29	23587,20
Присадка SOLSENİK GM20	л	18	432	21,6	453,60	8164,80
І н ш і						62282,66
В С Ь О Г О:						797880,72

Таблиця 3.22 – Розрахунок вартості матеріалів довготривалого користування К Д Д [61]

Найменування матеріалів	Один. виміру	Кількість в роботі	Ціна матеріалів, грн.		Остаточна вартість, грн.	Строк служби, мес.	Сума погашення матеріалів, грн./мес.
			за одиницю	загальна			
Рештак СПЦ-230	шт.	134	4834,8	647863	19435,9	24	26184
Лвнцюги СПЦ-230	м	400	441	176400	5292	24	7129,5
Шланги	м	800	100,80	80640	2419,2	12	3259,2
Кабель живлення	м	420	131,4	55188	1655,64	24	2230,5
В С Ь О Г О:							38804

Собівартість 1 т по «Електроенергії» [61]:

$$C_{\text{эл.}} = \frac{\Sigma \mathcal{E}}{A_{\text{мес.}}} \quad (3.89)$$

Вартість ел.енергії:

Таблиця 3.24 – Розрахунок витрат за спожиту ел.енергію для К Д Д [61]

Найменування споживачів енергії	Загальна потужність, кВт		Час роботи споживача		Коефіцієнт завантаження	Тариф за грн. / кВт.	Витрати електроенергії, кВт	Вартість електроенергії, грн.
	од.	загальна	за добу	за міс.				
М В - 1 2	250	500	10	250	0,8	0,952	100000	95200
Конвеєр С П Ц – 2 3 0	250	250	11	275	0,8	0,952	55000	52360
Конвеєр П Т К-1	110	110	11	275	0,8	0,952	24200	23038
Стрічковий конв. 1 Л 100 У	110	220	11	275	0,8	0,952	48400	46077
Насосна станція С Н Т -4 2	38	76	10	250	0,8	0,952	15200	14470
Лебідка Л В -2 5	17	34	5	125	0,8	0,952	3400	3236,8
В С Ь О Г О:								234382

Амортизаційні відрахування [61] (табл. 3.25-3.26):

$$A = B_a \cdot H_a / 100, \quad (3.91)$$

Таблиця 3.25 – Розрахунок амортизаційних відрахувань для С а т [61]

Наймен. обладнання	Кіл-ть один.	Оптова ціна, грн.	Транспортні витрати, грн.	Витрати на монтаж, грн	Загальна балансова вартість, грн.	Норма амортиз., %		Місячна сума амортизації, грн
						рік	місяць	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Струг Г Н Н- 800	1	9000000	450000,00	900000,00	10350000,00	32,00	2,67	276345,00
Кріплення С а т	135	182157,7	9107,89	18215,77	28279982,93	20,00	1,67	472275,71
Конвеєр лави Р F - 3	1	4990428	249521,40	499042,80	5738992,20	22,00	1,83	105023,56
Перевантажувач Р F - 4	1	3144312	157215,60	314431,20	3615958,80	22,00	1,83	66172,05
1 Л -1 0 0 У	2	1816714,8	90835,74	181671,48	4178444,04	20,00	1,67	69780,02
Лебідка 1ЛГКНМ-1Э	2	138987	6949,35	13898,70	319670,10	23,00	1,92	6137,67
Фільтраційна станція	4	40000	2000,00	4000,00	184000,00	23,00	1,92	3532,80

Продовження табл.3.25

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Насосна станція 3х Е Н Р -3 К 125/50	2	160000	8000,00	16000,00	368000,00	23,00	1,92	7065,60
Насос А П С 18/40	3	18000	900,00	1800,00	62100,00	32,00	2,67	1658,07
П В И-250МВ	5	15000	750,00	1500,00	86250,00	32,00	2,67	1656,00
П В И-80МР	3	11228	561,40	1122,80	38736,60	32,00	2,67	743,74
П В И-125М	5	10668	533,40	1066,80	61341,00	32,00	2,67	1177,75
А У К-1М (5 бл)	1	145430	7271,50	14543,00	167244,50	32,00	2,67	4465,43
А Д - 180	3	16430	821,50	1643,00	56683,50	32,00	2,67	1513,45
А П Ш -1	2	12652	632,60	1265,20	29099,60	32,00	2,67	776,96
Т С В П	6	101675,92	5083,80	10167,59	701563,85	25,00	2,08	14592,53
Молоток відбойний	2	2840	142,00	284,00	6532,00	25,00	2,08	135,87
В С Ї О Г О:								1033052,19

Таблиця 3.26 – Розрахунок амортизаційних відрахувань по К Д Д [61]

Найменування обладнання	Кіл-ть один.	Оптова ціна, грн.	Транспортні витрати, грн.	Витрати на монтаж, грн	Загальна балансова вартість, грн.	Норма амортиз., %		Місячна сума амортизації, грн
						рік	місяць	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
М В – 1 2	1	3800000,00	190000,00	380000,00	4370000,00	32,00	2,67	116679,00
Кріплення К Д Д	134	51078,85	2553,94	5107,89	7871250,79	20,00	1,67	131449,89
Конвеєр С П Ц -250	1	1295214,00	64760,70	129521,40	1489496,10	22,00	1,83	27257,78
Конвеєр С П - 202	1	672156,00	33607,80	67215,60	772979,40	22,00	1,83	14145,52
1 Л -1 0 0 У	2	949286,00	47464,30	94928,60	2183357,80	20,00	1,67	36462,08
Лебідка 1ЛГКНМ-1Э	2	57215,00	2860,75	5721,50	131594,50	23,00	1,92	2526,61
Насосна станція С Н Т - 42	2	54537,00	2726,85	5453,70	125435,10	23,00	1,92	2408,35
Насос А П С 18/40	3	7000,00	350,00	700,00	24150,00	32,00	2,67	644,81
Пускач П В И-250МВ	5	6592,00	329,60	659,20	37904,00	32,00	2,67	0,00

Продовження табл.3.26

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Пускач П В И-80МР	3	4614,00	230,70	461,40	15918,30	32,00	2,67	0,00
Пускач ПВИ- 125М	5	5334,00	266,70	533,40	30670,50	32,00	2,67	588,87
А У К - 1М (5 бл)	1	72715,00	3635,75	7271,50	83622,25	32,00	2,67	2232,71
А Д-180	3	8215,00	410,75	821,50	28341,75	32,00	2,67	756,72
А П Ш-1	2	6326,00	316,30	632,60	14549,80	32,00	2,67	388,48
Т С ВП	6	48837,96	2441,90	4883,80	336981,92	25,00	2,08	7009,22
Молоток відб. МО-3-Б	2	1320,00	66,00	132,00	3036,00	25,00	2,08	63,15
В С Ь О Г О:								342613,20

де A – місячна сума амортизаційних відрахувань по об'єкту, грн.;

B_a – балансова вартість обладнання, грн.;

H_a – місячна норма амортизації, %.

Собівартість по «Амортизації» C_{at} :

$$C_{\text{зп}} = 1033052,19 / 107825 = 9,58 \text{ грн / т}$$

$$\text{К Д Д} \quad C_{\text{зп}} = 342613,20 / 29625 = 11,56 \text{ грн / т}$$

Таким чином, загальна собівартість 1 т вугілля в таблиці 3.27.

Таблиця 3.27 - Собівартість 1 т вугілля по лаві [61]

Елементи	С у м а витрат в місяць, грн		Собівартість 1т, грн		Питома вага в %	
	К Д Д	С а t	К Д Д	С а t	К Д Д	С а t
Зар.плата	1 414 238,82	2 021 132,31	47,74	18,74	108,32	42,53
Матеріали	836 684,40	1 378 233,25	28,24	12,78	64,08	29,00
Ел. енергія	234 382,40	319 776,80	7,91	2,97	17,95	6,73
Амортизація	342 613,20	1 033 052,19	11,57	9,58	26,24	21,74
В С Ь О Г О:	2 827 918,82	4 752 194,55	95,46	44,07	216,59	100,00

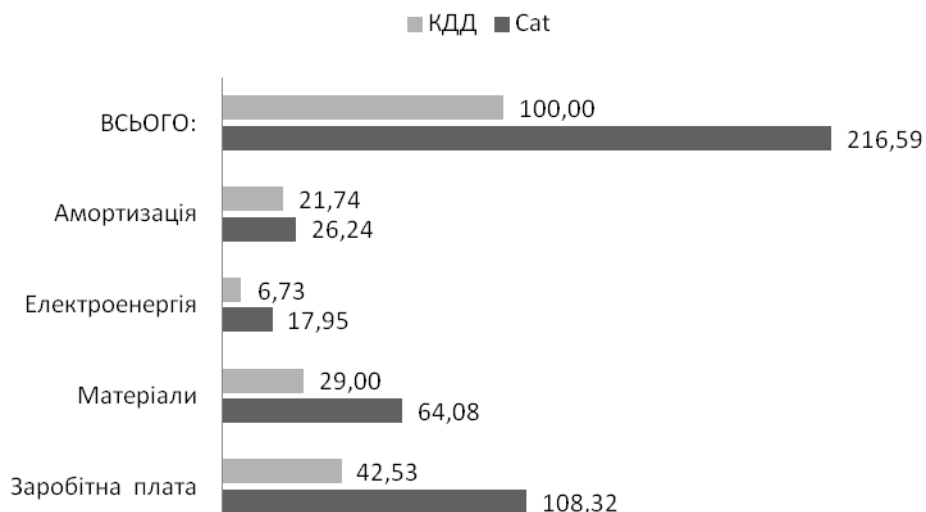


Рисунок 3.7 – Графік відносної собівартості по варіантам

З таблиці 3.27 випливає, що варіант обладнання лави струговим мехкомплексом C a t на 1,9 млн грн дорожче, тобто практично в 2 рази більше ніж у вітчизняного комбайнового комплексу К Д Д, однак рівень щодобового видобутку в 4 рази вище. Собівартість 1 т вугілля по лаві при варіанті використання стругового мехкомплексу C a t на 116,59% менше, тому цей мехкомплекс більш вигідний.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ

4.1 Вимоги правил безпеки під час очисних робіт

Відповідно до вимог Правил безпеки у вугільних і сланцевих шахтах розроблено заходи з техніки безпеки і охорони праці при роботі в очисному вибої і на дільниці [62].

Перед початком виймання вугілля комбайном або стругом подається попереджувальний двосекундний звуковий сигнал, через встановлені по лаві селектори.

Передвижка секцій мехкріплення відбувається за комбайном при цьому ГРОВ здійснюють пересувку секції з-під сусідньої, попередньо пересунутої, секції [62].

Контроль за вмістом газу метану в шахтній атмосфері ведеться без перервно працюючими стаціонарними приладами автоматичного контролю метану і переносними приладами контролю метану епізодичної дії. Допустима концентрація метану повинна відповідати таким вимогам:

- у вихідному з лави струмені повітря, не більше - 1% без АГЗ і 1,3% при роботі АГЗ;
- у вихідному струмені повітря з крила шахти, не більше 0,75%,
- у повітрі, що надходить на виїмкову ділянку не більше 0,5%,
- місцеве скупчення не більше 2% [62].

Так як пласт схильний до самозаймання, необхідно стежити за якістю зачистки вугілля в лаві, щоб в завалі не залишалися шматки вугілля і інші горючі матеріали [62].

На робочих місцях, біля енергопоїздів, на вентиляційній виробці обладнані спеціальні пункти, укомплектовані засобами пожежогасіння [62].

При веденні робіт в очисному вибої необхідно [62]:

- застосовувати індивідуальні засоби захисту респіратори і захисні окуляри [62];

- забороняється одночасне виймання комбайном і доставка матеріалів по лаві за допомогою конвеєра лави [62];

- на комбайні повинна підтримуватись в робочому стані і працювати під час виймання і холостого перегону система орошення [62];

- всі роботи в лаві ведуться з закріпленого простору [62];

- на кінцевих ділянках лави робочий простір має бути закріплено тимчасовим кріпленням [62];

- для знепилювання повітря застосовується ряд заходів, що включає зрошення при роботі виїмкового механізму і в місцях пересипу вугілля, а в нішах проводиться зрошення площини вибою і відбитого вугілля перед навантаженням його на конвеєр ручним зрошувачем, який приєднується до загального водопроводу [62];

- місця пересипів у виробках, якими транспортується вугілля, повинні регулярно омиватися;

- при зрошенні місць інтенсивного пилоутворення в воду повинні додаватися сполуки, що знижують поверхневий натяг води [62].

Заходи з провітрювання ділянки [62]:

- контроль вмісту метану забезпечується шляхом установки датчиків контролю метану на вихідній струї із вибою і на свіжій струї [62];

- забезпечення індивідуальними сигналізаторами метану ТМРК і Сигнал-2 МГВМ, ГРОВ, гірників на перевантажному пункті і пересипах [62];

- датчики контролю метану на стаціонарних установках забезпечують автоматичне відключення ел.енергії при перевищенні допустимої концентрації метану [62];

- застосування автоматичних датчиків що не дозволяють роботу виїмкових машин і стрічкових конвеєрів при невідповідності вимогам тиску води в пожежному трубопроводі [62].

В лаві необхідно [62]:

- оснащувати обладнання автоматичними засобами виявлення пожежі, застосування автоматичних датчиків, що не дозволяють роботу виїмкових машин і

стрічкових конвеєрів при невідповідності вимогам тиску води в пожежному трубопроводі;

- приводні станції стрічкових конвеєрів повинні бути оснащені датчиками пробуксовки стрічки [62].

Виробки і місця роботи людей повинні бути оснащені засобами пожежогасіння (вогнегасники, джерела і засоби подавання води та ін.) [62].

4.2 Протипожежний захист

Відповідно до «Інструкції з протипожежного захисту вугільних і сланцевих шахт», мережа пожежно-зрошувального трубопроводу повинна складатися з магістральних і дільничних ліній, діаметр яких незалежно від розрахунку на пропускну спроможність повинний бути не менше 100 мм [62].

За вимогами ПБ передбачається таке розташування засобів пожежогасіння [62]:

а) біля пересувних насосних маслостанцій 2 порошкових і 2 пінних ручних вогнегасника, 1 пінний або порошковий пересувний вогнегасник [62];

б) на сполученні вентиляційного штреку з лавою 1 порошковий і 1 пінний вогнегасник [62];

в) у навантажувального пункту лави 1 лопата, 1 пінний і 1 порошковий вогнегасник, 0,2 м³ піску або інертної пилюки в ящику [62];

г) на вентиляційному штреку в 50÷100 м від лави встановлюються переносні водяні завіси, які приводяться в дію автоматично (для виїмкових ділянок, обладнаних гідрофікованими комплексами) [62];

д) у тупикових виробітках довжиною більш 500 м, обладнують через кожні 50 м пожежними кранами і двома порошковими вогнегасниками, а в забої в пожежного крана, ящик із 2-ма рукавами довжиною по 20 м і пожежними стволами [62];

е) у виробках, обладнаних стрічковими конвеєрами – через кожні 50 м пожежні крани і додатково по обох боках приводної голівки конвеєра, у 10 м від

її – 2 пожежних крани. Поруч із ними повинний знаходитися пожежний ствол і рукав довжиною 20 м. Через кожні 100 м обладнують розподільні пункти з 1 пінним і порошковим вогнегасником, ящик із піском 0,2 м³, одна лопата (також обладнують натяжні голівки). Біля приводних голівок конвейерів встановлюються стаціонарні автоматичні водяні завіси [62];

ж) у надшахтних спорудах установлюється не менше 3-х пожежних кранів діаметром не менше 75 мм, 7 порошкових і 2 пінних вогнегасника [62];

з) в устяж усіх вертикальних стволів повинний бути улаштований кільцевий трубопровід із зрошувачами, а в самому стволі пожежнозрошувальний трубопровід [62].

4.3 Заходи проти викидів вугілля, породи і газу

До підготовчих й очисних робіт є наступні вимоги [62]:

- перед початком робіт повинен бути складений і затверджений у встановленому порядку комплекс заходів по боротьбі з викидами;
- розробка незахищених пластів повинна проводитись стовповими системами розробки, або системами, що передбачають першочергове проведення підготовчих виробок;
- польові виробки повинні проектуватись на відстані не менше 5 м від пласта;
- для проведення противикидових заходів мають виділятися спеціальні зміни;
- при кутах залягання пластів падіння більше 10 град виробки повинні проводитися в напрямку зверху-вниз, із застосуванням проти викидних заходів;
- проведення виробок в напрямку знизу-вгору у захищених зонах допускається, після дотримки відповідних правил;
- виймання вугілля повинно проводитись в лавах вузькозахватними комбайнами або стругами;

- керування покрівлею може проводитись тільки повним обваленням або повною закладкою.

Для ведення поточного прогнозу викиднебезпечності й контролю ефективності противикидних заходів шахті застосовується наступне обладнання:

- газові вимірювачі витрати П Г-2 М А;
- газові затвори З Г -1
- вимірювачі міцності П К -1

ВИСНОВКИ

В результаті виконання магістерської роботи проведено порівняльну оцінку комбайнового і стругового виймання вугілля в довгих очисних вибоях блока 10 ПрАТ «ШУ«Покровське». В результаті техніко-економічного порівняння встановлено, що впровадження стругового комплексу компанії Caterpillar дозволить суттєво підвищити видобуток, а собівартість видобутку вугілля по лаві знизиться.

В результаті огляду літератури встановлено, що сучасні лави обладнуються комбайновими і струговими комплексами і забезпечують видобуток 4-8 тис. тон вугілля при потужностях пласта як ПрАТ «ШУ«Покровське». Рекорд вуглевидобутку встановлено на струговій лаві. Проаналізовано впровадження стругів в умовах схожих з українськими.

Проаналізовано і обрано найкращу для умов підприємства схему провітрювання. Обґрунтовано необхідні засоби дегазації виїмкової ділянки. Запроектовано комплексну дегазацію при використанні стовпової системи розробки з схемою провітрювання 1М.

Було розраховано і складено два паспорти кріплення і управління покрівлею в очисному вибої. В результаті порівняння доведено, що струговий механізований комплекс фірми С а t з стругом G H H-800 має суттєві переваги над вітчизняним механізованим комплексом М К Д Д з комбайном М В - 1 2. В якості оціночних критеріїв використовувались такі фактори: добовий видобуток, собівартість 1 т вугілля, продуктивність праці. По цим трьом факторам струговий механізований комплекс краще вітчизняного комбайнового. Це дозволило стверджувати про доцільність використання стругового комплексу. Техніко економічне порівняння варіантів механізованого виймання вугільного пласта струговим і комбайновим способом дозволило оцінити перспективність цього рішення.

Наведено технологію робіт і техніку безпеки під час виконання основних операцій.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Технологические схемы очистных и подготовительных работ на угольных шахтах. Части I и II. Институт горного дела им. А.А. Скочинского, Недра, 1971, 289 с.
2. Energy and Minerals Field Institute (EMFI). *Coal Mining Methods – EMFI Summary*. Colorado School of Mines: Golden, 2010.
3. U.S. Energy Information Administration. *Annual Coal Report 2015 – Independent Statistics and Analysis*. U.S. Department of Energy, Washington, DC. 2016.
4. Fiscor, S. U.S. Longwall Operators Scale Back Production, U.S. Longwall Census. *Coal Age* Vol. 121 No. 2 (2016): 18-22.
5. Statistic Research Report: Poland (1990-2015), International Energy Agency, Retrieved from: <http://www.iea.org/statistics/statisticssearch/report/?year=1990&country=POLAND&product=Coal>
6. Kaczorowski, P., & Gajewski, P. (2008). Górnictwo węgla kamiennego w Polsce w okresie transformacji, *Acta Universitatis Lodzensis, Folia Oeconomica* 219.
7. Korski, J. (2015). Polskie Górnictwo Węglowe 2015 – wprowadzenie do debaty, Presentation given in Bractwo Gwarków Związku Górnośląskiego, 11.03.2015. Available at: <http://www.gwarkowie.pl/pliki/polskie-gornictwoweglowe-2015-jkorski-debata-11032015-r-685.pdf>
8. Zhao, J.L. New Discussion on Whole Coal Seam Mining Techniques; China Coal Industry Publishing House: Beijing, China, 2004. (In Chinese).
9. Du, J.P.; Meng, X.R. Mining Technology; University of Mining and Technology Press: Xuzhou, China, 2009. (In Chinese).
10. Annual Report 2020 China Coal Energy Company, 2020, 264 p.
11. Каркашадзе Г.Г., Ермак Г.П., Ютяев Е.П. Безопасная отработка газоносных угольных пластов по газовому фактору на основе учета свойств углепородного массива и параметров системы разработки/ Г.Г. Каркашадзе,

- //Горный информационно-аналитический бюллетень. Издательство «Горная книга». № 5, 2014. С. 152-156.
12. Australian Government (forthcoming) Subsidence from coal mining activities. Background Review. Australian Government Department of the Environment, Canberra.
 13. iesc.environment.gov.au/system/files/resources/ee2d0b2a-e642-4b9c-8a42-ae760c3b6a97/files/fact-sheet-subsidence-longwall-coal-mining.pdf.
 14. Ground Control In South African Coal Mines - A U.S. Perspective Export Citation Mark, Christopher Organization: International Conference on Ground Control in Mining Pages: 8 Publication Date.
 15. Peng, S.S. Longwall Mining 2nd Ed. Department of Mining Engineering, West Virginia University: Morgantown, WV, 2006.
 16. Karacan, C.Ö. “Degasification system selection for US Longwall Mines using an Expert Classification System.” Computers & Geosciences 35 (2008): 515-526.
 17. Zhao JL, Wang PF and Su Y (2017) An innovative longwall mining technology in Tangshan coalmine, China. Minerals 7(1): 14.
 18. Забурдяев В.С. Особенности разгрузки и дегазации сближенных угольных пластов / Безопасность труда в промышленности.-М.: Научнотехнический центр исследований проблем промышленной безопасности. 2013.- № 11.- С. 45-48.
 19. Krause E Overview of Ventilation Characteristics, Practices, and Regulations in Poland Central Mining Institute, Experimental Mine „Barbara” 2018.
 20. Зборщик М. П. Повторное использование участковых выработок — неотложная задача угольных шахт / М. П. Зборщик // Уголь Украины. — 2011. — № 1. — С. 17–21.
 21. Ильяшов М. А. Повторное использование участковых выработок — эффективный резерв повышения конкурентоспособности шахтного фонда / М. А. Ильяшов // Уголь Украины. — 2011. — № 1. — С. 23–27.

22. Зборщик М.П., Сахно И.Г. Повторное использование выработок высоконагруженных лав - крупный резерв снижения производственных затрат // Уголь Украины. - 2013. - № 8. - С. 6-12.
23. Байсаров Л. В. Охрана штреков литыми полосами при разработке пологих пластов средней мощности / Л. В. Байсаров, А. И. Демченко, М. А. Ильяшов и др. // Уголь Украины. — 2001. — № 9. — С. 3–6.
24. Курченко Э.П., Манжула И.Т., Сушко И.Л. Технология и средства механизации для эффективной и безопасной выемки весьма тонких и тонких пластов// Технология очистных работ на угольных шахтах: Сб. науч. тр. ДоНУГИ. - Донецк. - С. 88-101.
25. Перспективы и возможности безлюдной выемки угля / Д. Е. Махно, А. Н. Авдеев, В. А. Перфильев. - Текст: непосредственный // Известия вузов. Горный журнал. - 2018. - № 7. - С. 14-20.
26. Махно Д. Е. Горные машины и оборудование (для подземных работ). Иркутск: ИрГТУ, 2004. 240 с. 4.
27. Перспективы развития средств комплексной механизации очистных работ на пластах крутого падения / Д. Е. Махно. - Текст : непосредственный // Известия вузов. Горный журнал. - 2015. - № 7. - С. 4-8.
28. Литвинский Г.Г. Агрегат для безлюдной выемки тонких пластов угля. – Уголь Украины. – 2006. – № 3. – С. 16–19.
29. Литвинский Г. Г. Новая научная доктрина развития горной техники и технологии / Г. Г. Литвинский // Физико-технические проблемы горного производства. – 2008. – № 11. – С. 136–147.
30. Коломиец В. С. Создание гидроимпульсного органа разрушения выемочной машины для шахт обычной технологии: Автореф. дис. канд. техн. наук. – Донецк, 1984. – 23 с.
31. Нетрадиционные технологические процессы добычи угля /В. Н. Потураев, С. А. Полуянский и др. – Киев: Техника, 1986. – 214 С.

32. Жуков В. В., Малюга М. Ф., Лунев С. Г. Концепция формирования нового направления выемки крутых пластов // Уголь Украины, 1993. – №11. – С. 3–5.
33. Томас Банк Автоматизация EICKOFF гарантирует безопасность и качество – в России ввели в эксплуатацию первую лаву, работающую в автоматическом режиме. Журнал «Уголь» № 10 2015г. С. 22 –23.
34. Рубан А.Д., Артемьев В.Б., Забурдяев В.С., Забурдяев Г.С. Руденко Ю.Ф. Проблемы обеспечения высокой производительности очистных забоев в метанообильных шахтах. – М.: Издательство ООО «Московский издательский дом», 2009г. – 396 с.
35. Семькин Ю.А. Опыт ведения работы высокопроизводительной лавы №808 шахты. ISBN: 0236-1493//Горный информационно-аналитический бюллетень. Отдельный выпуск № 2. Сборник научно-технических работ горных инженеров СУЭК. – 2013. - С.296-299.
36. Линник Ю.Н. Мерзляков В.Г., Линник В.Ю. Прогнозная оценка русловий безопасности ведения горных работ на шахтах в период до 2030 года. // Маркшейдерский вестник, – М.: ФГУП «Гипроцветмет», 2010. - № 4. С. 38-44. (6/4,5 с.)
37. Линник В.Ю. Сравнительный анализ технического уровня и эффективности применения очистного оборудования угольных шахт. Горное оборудование и электромеханика. – М.: Новые технологии, 2012. № 1. С.2-8.
38. Линник В.Ю. Сравнительный анализ эффективности применения очистного оборудования угольных шахт. // Уголь. – М.: МГГУ, 2011. - № 7. С. 16-20.(4 с.).
39. K. Nienhaus, F. Mavroudis, and B. Hackelborger: Shearer Loader Automation and Communication A Guide to the Autonomous Shearer Loader. AIMS 2009
40. K. Nienhaus, and F. Mavroudis: Automation and Process Monitoring in the Mining Industry by Infrared Sensor Technology and Industrial Image Processing. MPES 2009.

41. S.S. Peng Longwall mining (2nd ed.), S.S.Peng, Morgantown (2006)
42. A. Zamora, J. Trackemas Longwall automation: making mining safer through technology Proceedings of 2013 Longwall USA Conference & Exhibit. Pittsburgh, PA (2013), pp. 8-13.
43. S. Fiscor Improved Safety and Productivity through Advanced Shearer Automation COAL AGE, 22 (7) (2017), pp. 16-23.
44. Hu, X.J., Meng, X.R., and Zhu, J.M. 2008. Geological condition evaluation system of high yield and high efficiency mines. Coal Mining Technology, vol. 26. pp. 947-953.
45. Qu, Q.D., Xu, J.L., and Xue, S. 2009. Improving methane extraction ratio in highly gassy coal seam group by increasing longwall panel width. Procedia Earth & Planetary Science, vol. 1, no. 1. pp. 390-395.
46. Robbins, R.J. 2000. Mechanization of underground mining: a quick look backward and forward. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, vol. 37, no. 1. pp. 413-421.
47. Ju, J., Xu, J., and Zhu, W. 2015. Longwall chock sudden closure incident below coal pillar of adjacent upper mined coal seam under shallow cover in the Shendong Coalfield. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, vol. 77. pp. 192-201.
48. Liu, Y., Zhou, F., Geng, X., Chang, L., Kang, J., Cui, G., and Zhang, S. 2016. A prediction model and numerical simulation of the location of the longwall face during the highest possible failure period of gob gas ventholes. Journal of Natural Gas Science & Engineering, vol. 37. pp.178-192.
49. Zhao, Y.H., and Song, X.M. 2016. Stability analysis and numerical simulation of hinged arch structure for fractured beam in super-long mining workface under shallow seam. Rock & Soil Mechanics, vol. 37, no. 1. pp. 203-209.
50. Mishra, D.P., Sugla, M., and Singha, P. 2013. Productivity improvement in underground coal mines - a case study. Journal of Sustainable Mining, vol. 12, no. 3. pp. 48-53.

51. Niu, X.Y. 2009. Feasibility analysis of coal mining with double shearers in extended working face. Shaanxi Coal, vol. 28, no. 1. pp. 29-30.
52. Zhang, Y., Wan, Z.J., Li, G.W., and Wang, C. 2009. Idea on combined coal mining technology with multi coal shearers for longwall coal mining face. Coal Engineering, vol. 10. pp. 8-11.
53. Polish Bogdanka Mine sets production world record with Cat® Plow Longwall <https://www.mining.com/polish-bogdanka-mine-sets-production-world-record-with-cat-plow-longwall/> (дата звернення 20.11.2020).
54. Plows-vs-shearers <http://viewpointmining.com/article/plows-vs-shearers> (дата звернення 24.11.2020).
55. Myszkowski M., Paschedag U. Longwall Mining in Seams of Medium Thickness Comparison of Plow and Shearer Performance under Comparable Conditions 2013.
56. Паспорт кріплення і управління покрівлю 14 південної лави блоку 10 ПРАТ «ш/у Покровське», Покровськ.
57. Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт /И.Ф. Ярембаш, В.Д. Мороз, И.С. Костюк, В.И. Пилюгин. – Донецк, РИА ДонГТУ, 2007. – 120 с.
58. Практикум по курсу «Процессы подземных горных работ» для студентов специальности 7.090301.02 всех форм обучения / под редакцией докт. техн. наук проф. Ярембаша И.Ф., изд. 2-е, дополненное – Донецк: ДонНТУ, 2004, – 118 с.
59. Пособие по решению практических задач в курсе «Процессы подземных горных работ» / И. Г. Ворхлик, В. И. Стрельников, И. С. Костюк, В. Д. Мороз. Под редакцией И. Ф. Ярембаша. – Донецк, РИА ДонНТУ, 2000. – 125с.;
- 60.Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – ДНАТО – К.: Основа,1994. –186с.
- 61.Методичні вказівки до виконання розрахункової роботи з дисципліни «Організація та планування гірничого виробництва» (для студентів ОС

«Бакалавр», напрям підготовки 6.050301 «Гірництво») [Електронний ресурс] / уклад. : Т.О. Негрій, Р.М. Шепеленко, Ю.В. Волкова. – Покровськ : ДонНТУ, 2020. – 58 с.

62.Правила безопасности в угольных шахтах: НПАОП 10.0-1.01–10. – К., 2010. – 432 с.