

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

до випускної кваліфікаційної роботи
освітньо-кваліфікаційного рівня **бакалавр**

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

В умовах шахти ім. Д.Ф. Мельникова ПАТ Лисичанськвугілля розробити технологію розробки пласту k_8 на виїмковій ділянці з детальною розробкою питання щодо забезпечення безпеки робіт

Виконав студент групи ГІР-17дс	Чумак М.М. (підпис)
Керівник	Діденко М.О. (підпис)
Завідувач кафедри	Фесенко Е.В. (підпис)
Рецензент	_____ (підпис)

Севєродонецьк, 2020

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

**ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри**

_____ доц. Фесенко Е.В.

« ____ » _____ 2020 р.

**З А В Д А Н Н Я
НА ДИПЛОМНУ РОБОТУ СТУДЕНТУ**

Чумак Михайлу Миколайовичу

1. Тема роботи: В умовах шахти ім. Д.Ф. Мельникова ПАТ Лисичанськвугілля розробити технологію розробки пласту k_8 на виїмковій ділянці з детальною розробкою питання щодо забезпечення безпеки робіт.

Керівник роботи: Діденко М.О., к. т. н., доцент кафедри,
затверджено наказом закладу вищої освіти від _____ 2020 р. № _____

2. Строк подання студентом роботи: 16.06.20 р.

3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».

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

1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
2. Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею у лаві.
3. Паспорт проведення та кріплення підготовчої виробки.
4. Спеціальна частина проекту.

6. Консультанти розділів:

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

7. Дата видачі завдання 12.05.20

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Геологічна частина	15.05.2020	
2	Розкриття, підготовка і системи розробки вугільних пластів	15.05.2020	
3	Графічна частина: Схема розкриття	18.05.2020	
4	Технологія очисних робіт	21.05.2020	
5	Графічна частина: Паспорт виїмкової ділянки	26.05.2020	
6	Технологія прохідницьких робіт	01.06.2020	
7	Графічна частина: Паспорт проведення та кріплення виробки	08.06.2020	
8	Обґрунтування заходів щодо забезпечення безпеки робіт в очисному вибої	12.06.2020	
9	Графічна частина: Заходи щодо забезпечення безпеки робіт	12.06.2020	

Студент _____

Чумак М.М.

Керівник проекту _____

Діденко М.О.

РЕФЕРАТ

Дипломний проект: 69 сторінок машинописного тексту, 9 рисунків, 14 таблиць, 4 графічних листа.

Об'єм проектування – технологія гірничих робіт застосована до гірничих та геологічних умов шахти «ім. Д. Ф. Мельникова» ПАТ «Лисичанськвугілля».

Мета проекту – обґрунтувати доцільність технічного переоснащення дільниці на шахті «ім. Д. Ф. Мельникова» ПАТ «Лисичанськвугілля».

Методи проектування – методи, регламентовані нормативними документами, діючими в галузі станом на 2020 рік, програмне та методичне забезпечення, розроблене для дипломного проектування кафедрою Гірництва, СНУ ім. Володимира Даля.

ЗМІСТ

Реферат.....	03
Зміст.....	04
Вступ.....	05
1 Геологічна частина.....	06
1.1 Геологія родовища.....	06
1.2 Межі та запаси шахтного поля.....	10
2 Основна частина.....	11
2.1 Розробка основних напрямків проекту.....	11
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт виробнича потужність та режим роботи шахти.....	12
2.3 Розкриття, підготовка та система розробки вугільного пласта.....	15
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	23
2.4.1 Паспорт виймальної ділянки.....	23
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення підземної виробки.....	32
2.4.3 Енергопостачання ділянки.....	37
2.4.4 Провітрювання ділянки.....	38
2.4.5 Організація гірничо-прохідницьких робіт.....	43
2.4.6 Техніко-економічні показники.....	46
2.5 Охорона праці.....	51
2.6 Спеціальна частина.....	54
Висновки.....	67
Перелік посилань.....	68

ВСТУП

Вугільна промисловість України побудована головним чином підприємствами Донецького, Львівсько-Волинського кам'яно-вугільних та Дніпровського буровугільного басейнами. Основною базою кам'яного вугілля України як і раніше залишається Донбас.

Шахти залишаються основою паливної бази країни. Таке значення Донбасу визначається за його благонадійним географічним положенням та високою якістю вугілля та антрацитів.

Вугільна промисловість є однією з базових галузей важкої промисловості. Враховуючи високу трудомісткість, важкість природних та технологічних умов видобутку вугілля, науково – технічний прогрес в галузі має першочергове значення як основний фактор підвищення ефективності виробництва.

Подальший розвиток вугільної промисловості характеризується значним зростом видобутку вугілля та розвитком механізації і автоматизації виробничим процесом. В умовах високої забезпеченості технікою, ростом інтенсифікації будівництва, повертається відповідальність маркшейдерської служби. Нові прогресивні методи будівництва будов та споруд, високі темпи проведення гірничих виробок, зміна вимоги до точності, оперативності маркшейдерських та геодезичних робіт на підприємстві. Та в той же час вугільна галузь потребує реформування.

Дипломним проектом пропонується заміна очисного обладнання на більш прогресивне, змінення технології ведення робіт у лаві, заміна способів охорони підготовчих виробок, в цілому що приводить до збільшення добового навантаження на лави, річної продуктивності шахти, продуктивності праці робітників, змінення собівартості вугілля та збільшення рентабельності шахти.

Також у дипломному проекті передбачаються заходи щодо боротьби з пилом у виробках виймальної ділянки, які приводять до зниження концентрацій пилу у виробках, поліпшення санітарно-гігієнічних умов праці та зменшення захворювань працівників.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про родовище

Шахта ім. Д.Ф. Мельникова розташована на території Попаснянського району Луганської області. Найближчими населеними пунктами є: у центрі місто Лисичанськ, північніше місто Новодружеськ, з півдня - селище Малорязанцеве.

Адміністративно шахта ім. Д.Ф. Мельникова підпорядковується холдинговій компанії ПАТ "Лисичанськвугілля".

Межуючи шахти є: шахта "Новодружеська", та в минулому шахта "Чорноморка".

Шахта була введена в експлуатацію у 1937 році. Після війни шахта була реконструйована та поновила гірничі роботи з видобутку вугілля.

Електропостачання для шахти виробляється "Донбасенерго", водопостачання – "Лисичанськводоканал".

Поряд з ділянкою шахти проходить залізнична магістраль Дебальцево – Куп'янськ – Сватова.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія й літологія

У геологічній ланці приймає участь відкладення середнього та верхнього відділів карбону, перекритого породами мезозою, кайнозою, тріасових, верхнього крейдового, третинного та четвертинного періодів.

Промислова вугленосність розрахованої площі у межах поля шахти ім. Д.Ф. Мельникова приурочена до відкладення свит середнього карбону C_2^6 Алмазна C_2^6 (пл.Л₆, Л₄, Л₃, Л₂¹) та C_2^5 – Кам'яної (пл.К₈, К₈², К₇¹, К₇).

Четвертинні відкладення залягають на дільниці повсюдно та представлені глинами та суглинками. Потужність коливається від 0 до 6 м. Третинні відкладення представлені глиняними пісковиками, пісками з блоками Харківського ярусу. Потужність третинних відкладань досягає 30 м.

Кам'яновугільні відкладення представлені свитами середнього та верхнього відділів карбону – $(C_2)_4$, $(C_2)_5$, $(C_2)_6$, $(C_2)_7$, $(C_3)_1$ и $(C_3)_2$.

1.1.2.2 Тектоніка

Ділянка шахти ім. Д. Ф. Мельникова знаходиться у порівняно сприятливих умовах. В основному шахтне поле характеризується витриманим заляганням пластів з переважаючим кутом падіння 17°-22°. Порівняно проста складчаста структура ділянки ускладнюється повздовжнім підкиданням.

Повздовжнє підкидання є основним та єдиним великим порушенням, характеризується він значною амплітудою, порядку 10-15 м, та супроводжується мілкими порушеннями підкидного характеру, ускладнюють проведення гірничих робіт поблизу скидання.

1.1.2.3 Вугленосність

Промислова вугленосність оцінюваної площі у межах поля шахи ім. Д.Ф. Мельникова приурочена до відкладення середнього карбону.

Пласти L_5 , L_2^1 , K_8^2 и K_8^1 , K_7 не мають повсюдно розвитку, часто схильні розмивами та не є витриманими. Нижче приведена коротка характеристика розглянутих робочих пластів:

Пласт L_6 – залягає в 23 м нижче пласта L_8 . Для пласта характерна досить висока витримана потужність у межах 0,68 - 1,08 м при переважній будові 0,8 - 0,9 м та простому заляганні. На оцінюваній площі пласт є витриманим.

Пласт L_5 - залягає в 30 м нижче пласта L_6 . По гірничим виробкам та розвідувальним свердловинам пласт має витриману робочу потужність, який коливається від 0,64 до 0,97 м та проста будова. Пласт на оцінюваній площі, як за простяганням, так і за потужністю є відносно витриманим.

Пласт L_4 - залягає в 16 м нижче пласта L_5 . За даними гірничих робіт та свердловин пласт має 2-3 х пологу будову. Породний простий приурочений до верхньої частини пласта та представлений, рідше вуглекислим шаром потужність породного шару коливається від 0,05 до 0,25 м. При важкій будові сукупна потужність пласта 1,3 - 1,8 м.

Пласт L_3 - залягає в 16 м нижче пласта L_4 . За даними розвідувальних свердловин пласт, в основному, двох-полносної будови. Потужність 0,57 - 1,01 м при середньому значенні 0,85 м. В центрі блока на невеликій площі відкладається зміщенням потужності.

Пласт L_2^1 - залягає в 15 м нижче пласта L_3 . За даними геолого - розвідувальних робіт будова пласта двох поперечне рідше трьох поперечне та просте. Загальна потужність пласта 1,12 - 1,46 м, корисна 0,94 - 1,14 м. потужність породного шару коливаються від 0,05 до 0,40 м на сході, за простяганням та на південному сході за падінням, пласт розщеплюється.

Пласт K_8 - характеризується високою потужністю (до 2,3 м) на оцінюваній ділянці поширена на охоронюваних площах.

Пласт K_7^1 - залягає в 50 м нижче пласта K_8^2 . На оцінюваній площі пласт відрізняється невитриманою площею та переважно важкою 2-4 поперечною будовою. Загальна потужність пласта 0,6 – 1,09 м, корисна потужність 0,6 - 0,9 м. породний простий незначної потужності 0,02 - 0,19 м, представлені сланцями глинистими, рідше вуглистими.

Пласт K_7 - залягає в 50 м нижче пласта K_7^1 . На оцінюваній потужності пласт характеризується як невитриманий за потужністю. Загальна потужність пласта при 2-х, рідше 3 - 4 поперечною будовою коливається від 0,74 до 0,92 м, якісна від 0,68 до 0,73 м.

1.1.2.4 Якість вугілля

Газоносність вугільних пластів поля шахти поміркована та не перевищує 14.0 - 16.0 м куб/т горючої маси на горизонті – 1150 м. Розподіл газоносності за площею не рівномірно.

За кількістю метану, виділяється в гірничих виробках, шахти ім. Д.Ф. Мельникова є понад категорійною. Всі різновидності піщаників, алевролітів та деяких аргілітів містять більше 10% вільної двоокисі кремнію та являються силікозно небезпечними. Схильними до самозаймання мають пласти l_2 l_3 l_4 k_8 . Особливо небезпечними в цьому відношенні являються пласти l_2 k_8 .

По геологічному звіту до ізогіпси мінус 500 м наявність зон викид небезпечних піщаників не встановлено. На більш глибоких горизонтах виявлені випадки прогнозних зон викид небезпечних піщаників.

Потужність подібних зон піщаників в більшості випадків незначна и складає 0.2-0.5 м. По пластам горлівської свити можливість таких зон виявлена до 10 свердловин на глибині 585-1178 м.

По петрографічному составу вугілля Лисичанського району, як і всього басейну, характеризується великим одноманітністю. Основним вугле-утворюючим компонентом являється плафацірована речовина, велике вміст котрого (75-95%) дозволяє їх віднести до кларенового типу.

Переважна роль в составе вугілля належить рослинним остаткам тканинного походження и органам споро-ношення. В виключних копалинах вугілля вони сильно змінені під впливом процесів геліфікації та часткової фюзенізації.

Великий вплив на органічну речовину надає состава мінералогічних домішок. Вугілля рясно мінералізоване дисперсними включеннями піриту.

За метаморфізацією вугілля Лисичанського району відносяться до марки Д, ДГ, 1Г.

По зовнішньому виду довго-полум'яне вугілля, по порівнянням з газовими, являються більш міцними та в'язкими, з тьмяним смолянистим блиском. На фарфоровій пластині залишає темно-коричневу риску.

Газове вугілля відрізняються досить яскравим смолянистим відблиском та великою хрупкістю. Колір rischi чорний.

Таблиця 1.2.1.4 Максимальні та середні значення якісних показників вугілля

Показники якості	W_t^r % Вологість	A^d (%) Пластова зольність	$S_{обш}^d$ (%) Сірка	V^{daf} (%) Вихід летючих речовин	Q (ккал/кг) Тепло-утворюваність
Значення від - до	7,6-18,4	3,2-40,0	0,8-10,4	35,4-48,6	7220-8220
Середні	13,0	21,6	5,6	42,0	7720

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Підземні води причасні до відкладення палеогену, верхньої крейди, тріасу та карбону. У обводненні гірничих виробок родовища бере участь тільки вода кам'яно-вугільного відкладення.

Основними поверхневими водо-притоками є річка Верхня Біленька та невеликі водотоки у крупних балках Рязанцевих, Березовській та Суходол. По цим балкам є невеликі водосховища. В цілому ділянка обділена поверхневими водами та вплив на глибокі горизонти вони робити не будуть.

На ділянці шахти 4-3 чні відкладення практично не водоносні. Приплив води в шахті дають водоносні горизонти кам'яновугільних відкладень - пласти піщаників та вапняків. Водоносність обумовлюється тектонічною тріщиноватістю, котра з глибиною росте.

У обводненні шахти приймають участь водоносні горизонти, розташовані в зоні деформацій, утворюються у результаті обвалення та осаду порід під виробленим простором. Не дивлячись на число водоносних горизонтів, притоки у шахту можуть зростати, у випадку вводу в експлуатацію резервних пластів.

Значні прориви води можуть зустрітися при проведенні підготовчих робіт тектонічних порушень. Очікуваний нормальний приплив води у шахту при відробітку балансових запасів до абсолютної очистки - 1150 м може складати 200 м/год з коливанням 15-20%.

Шахтні води за хімічним складом достатньо різноманітні. Тип води переважно сульфатний - натрієвий, сульфатний – кальцієвий, хлоридний – сульфатний – натрієвий з мінералізацією 2.5 – 8 г/л. За кількістю сухого складу води змінюються від підвищеної до високої мінералізації.

За величиною загальної жорсткості води: жорсткі та дуже жорсткі. Шахтні води у більшості лужні, кислою реакцією вода переважає у виробках пласта 1₆. За складом SO₄ шахтні води мають сульфатну агресію до бетону.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Шахта не небезпечна за випадковими викидами вугілля та газу, та зі збільшенням глибини можливі викиди вугілля, газу, породи. Вугілля схильне до самозаймання, небезпечно по самозайманню пилу.

Опір вугілля різанню 210 кгс/см².

Приплив води в лаву – незначний.

Температура гірничих порід на горизонті 885 м складає 31⁰.

На оцінюваній площі схильні до самозаймання вуглі пластів: Л₄, Л₂¹, К₈, (К₈²).

На 01.01.2020 г. Шахта ім. Д.Ф. Мельникова належить до понад категорійної з газу метану, а розроблювальні пласти до небезпечних.

1.2 Межі та запаси шахтного поля

Розміри шахтного поля складають за простяганням – 5675 м, за падінням – 2360 м. Загальна площа - 13 км². Програма розвитку гірничих робіт передбачає відпрацювання до 2021 року пластів: ℓ_6 , ℓ_5 , ℓ_4 , ℓ_2 , ℓ_3 та k_8 .

Промислові запаси, які залишилися у цілому по шахті на 01.01.2020 складають 47494 тис. тон, у тому числі на горизонті 730 м – 8990 тисяч тон, горизонт 820 м – 3676 тисяч тон, горизонт 885 м – 5599 тисяч тон, нижче горизонту 885 м – 29269 тисяч тон. Промислові запаси по пласту k_8 (прийнятого у проекті) складають 4389 тисяч тон.

Промислові запаси підраховувалися по рядовому вугіллю з урахуванням втрат у ціликах під промислові майданчики, бар'єрних ціликах, у тектонічних порушень, втрат з гірничо-технічних умов та експлуатаційних втрат. Загальні шахтні втрати складають 14409 тис. тон.

Загальна кількість балансових запасів на 1.01.2020 року у межах існуючих згідно геологічної форми 5-ГР складають 61943 тис. тон, з них категорії А+Б – 27984 тис. тон, категорії С1 – 35651 тис. тон. Вуглі віднесені до марок Г (15704 тис. тон), ДГ (4187 тис. тон). Запаси А + Б склали 40% від загальних запасів.

Промислові запаси вугілля по шахті = 48209 тис. тон

Балансові запаси вугілля по шахті = 61943 тис. тон

Промислові запаси вугілля по пласту k_8 = 3823 тис. тон

Балансові запаси вугілля по пласту k_8 = 6280 тис. тон

Таблиця 1.2 Промислові запаси по "шахта ім. Д. Ф. Мельникова"

Індекс пласта	Марка вугілля	Геологічна потужність пласта, м	Промислові запаси, тис. т		
			Загалом	Розкриті	Підготовлені до виїмки
ℓ_6	Д+ДГ	0,85	9172	0	0
ℓ_5	Д+ДГ+Г	0,85	8028	400	0
ℓ_4	ДГ+Г	1,35	8279	499	163
ℓ_3	ДГ+Г	0,77	6741	640	0
ℓ_2	ДГ	1,30	6671	515	0
K_8^B	ДГ	0,80	1309	657	585
K_8^H	ДГ	1,30	2514	713	0
K_7^1	ДГ	0,8	2493	0	0
K_7	ДГ	1,00	3002	0	0
УСЬОГО	Д+ДГ+Г	1,05	48209	3424	748

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Основні техніко-економічні показники роботи на діючій шахті:

планова виробнича потужність	- 2000 т/доб
фактична виробнича потужність	- 1100 т/доб
планова собівартість 1 т вугілля	- 895 грн/т
фактична собівартість 1 т вугілля	- 895 грн/т
планова продуктивність праці робітника на вихід і місячна	- 26 т/вих /312 т/міс
фактична продуктивність праці робітника на вихід і місячна	- 24 т/вих /288 т/міс
планова чисельність трудящих	- 1220 чол
фактична чисельність трудящих	- 1022 чол
нормативне навантаження на лави	- 1200 т/доб
фактичні навантаження на лави	- 1100 т/доб
нормативна швидкість проведення виробок	- 100 м/міс
фактичне навантаження на пласт	- 2000 т/доб

Основні показники пласта k_8^H на виїмковій ділянці:

Потужність пласта – 1,1 м
Кут падіння – 18°
Марка вугілля – ДГ
Об'ємна вага вугілля – 1,36 т/м ³
Газоносність пласту – 9,0 м ³ /т. с. д.
Водоносність пласту – 0,3 м ³ /год
Категорія подошви за стійкістю – П ₃
Категорія покрівлі за обвальністю – А ₁
Категорія покрівлі за стійкістю – Б ₂
Глибина ведення робіт – 885 м
Пласт не небезпечний за викидами вугілля
Пласт не схильний до самозаймання вугілля
Пласт небезпечний за вугільним пилом
Пластова зольність - 12,2 %
Пластова вологість - 8 %
Вихід летючих речовин – 40 %

Основною метою дипломного проекту, у межах розробки пласта k_8^H на виїмковій ділянці визначаємо забезпечення кращої механізації робіт, зниження собівартості вугілля, підтримку навантаження на лаву та вдосконалення методів безпеки гірничих робіт.

2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність і режим роботи шахти

Виходячи з гірничо-геологічних умов у якості засобів комплексної механізації очисних робіт можливо застосування наступних комплексів: 2МКД-90 та 1КМТ з вузькозахватними комбайнами.

Для вибору комплексу, забезпечує максимальне навантаження на забій, розрахуємо навантаження за організаційно-технічним фактором:

Розрахуємо навантаження на забій за організаційно-технічним фактором - для очисного забою, обладнаного вузькозахватним комбайном:

$$A = \frac{n \cdot [T - (T_{пз} + T_{п} + T_{о})] \cdot k_{н} \cdot L \cdot r \cdot m \cdot \gamma \cdot c}{L_{м} \cdot \left(\frac{1}{v_{р}} + \frac{1}{v_{м}} + t_{в} \right) + t}, \text{ Т/сут} \quad (1)$$

де n – число змін по видобутку на добу;

T – тривалість зміни, 360 хв;

$T_{пз}$ – час на підготовчі заключні операції, 15-25 хв;

$T_{п}$ – час врахованих технологічних перерв простою/зміну, 25 хв;

$T_{о}$ – час на відпочинок, 15 хв;

L – довжина лави, м (приймаємо рівну довжині комплексу в поставці);

r – ширина захвату виконавчого органу виїмкової машини, м;

m – виїмкова потужність пласта, м;

γ – щільність вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт виїмки вугілля в лаві;

$L_{м}$ – довжина машинної частини лави, м;

$v_{р}$ – робоча швидкість подачі комбайна, м/хв;

Робочу швидкість подачі комбайна приймаємо c урахуванням фактичної опірності вугілля різанню:

$$A_{ф} = A \cdot k_{відж} = 200 \cdot 0,85 = 170 \text{ кН/м} \quad (2)$$

де A – опірність вугілля різанню, кН/м (ДГ = 200);

$k_{відж}$ – коефіцієнт віджим вугілля в при забойній зоні пласта;

$$k_{відж} = 0,48 + \frac{r-0,1}{r+m} = 0,48 + \frac{0,8-0,1}{0,8+1,1} = 0,85 \quad (3)$$

$v_{м}$ – маневрова швидкість подачі комбайна при зачистці лави, м/хв;

$t_{в}$ – час на операції, віднесені до 1 м довжини машинної частини лави, хв;

t – тривалість операцій для підготовки лави до наступного циклу, хв;

$k_{н}$ – коефіцієнт надійності механізованого комплексу та засобів транспорту на виїмковій ділянці;

$$k_{н} = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{k_{к}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{k_{кр}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{k_{кл}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{k_{п}} - 1 \right) + n_{к} \cdot \left(\frac{1}{k_{лк}} - 1 \right)} \quad (4)$$

$$k_{н} = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{0,94} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0,93} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0,94} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0,94} - 1 \right) + 1 \cdot \left(\frac{1}{0,97} - 1 \right)} = 0,77$$

де k_k – коефіцієнт готовності комбайна (0,94);

$k_{кр}$ – коефіцієнт готовності механізованого кріплення (0,93)

$k_{кл}$ – коефіцієнт готовності конвеєра лави (0,94);

$k_{п}$ – коефіцієнт готовності сполучення с перевантажувачем (0,94);

n_k – число конвеєрів на транспортної виробки;

$k_{лк}$ – коефіцієнт готовності конвеєра на транспортної виробки (0,97).

Комплекс 2МКД 90:

$$A = \frac{3 \cdot [360 - (15 + 25 + 20)] \cdot 0,77 \cdot 200 \cdot 0,8 \cdot 1,1 \cdot 1,36 \cdot 0,99}{200 \cdot \left(\frac{1}{1,8} + \frac{1}{0} + 0,1\right) + 10} = 1164 \text{ т/доб}$$

Комплекс 1КМТ:

$$A = \frac{3 \cdot [360 - (10 + 25 + 20)] \cdot 0,77 \cdot 200 \cdot 0,8 \cdot 1,1 \cdot 1,36 \cdot 0,99}{200 \cdot \left(\frac{1}{1,6} + \frac{1}{0} + 0,1\right) + 10} = 1077 \text{ т/доб}$$

Отримане навантаження на очисний забій за організаційно-технічному фактору оцінимо, зрівняючи її з нормативним навантаженням:

$$A_n = \left(A_0 + \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} \cdot (A_1 - A_0)\right) \cdot \frac{\gamma}{1,4} \text{ т/сут} \quad (5)$$

де A_0, A_1 – нормативне (табличне) навантаження на очисний забій, т/доб [2];

γ – фактична щільність вугілля, т/м³.

m_1, m_2 – відповідно найближче менше та більше табличне значення виїмкової потужності пласта, м [2];

A_1, A_2 – табличні значення нормативних навантажень, т/доб [2].

Комплекс 2МКД 90:

$$A_n = 1120 + \frac{1,1 - 1,1}{1,5 - 1,1} \cdot (1280 - 1120) \cdot \frac{1,36}{1,4} = 1120 \text{ т/доб}$$

Комплекс 1КМТ:

$$A_n = 850 + \frac{1,1 - 1,1}{1,3 - 1,1} \cdot (1090 - 850) \cdot \frac{1,36}{1,4} = 850 \text{ т/доб}$$

З отриманих розрахунків видно, що найбільше навантаження як за організаційно-технічному фактору так і нормативна, досягається при застосуванні комплексу 2МКД90 с комбайном РКУ 10.

До складу комплексу входить: вузькозахватний комбайн РКУ-10, механізоване кріплення 2КД 90, скребковий конвеєр СПЦ 162, кабельний укладальник 2КЦ 200, комплекс керування та діагностики УДМК, телескопічний стрічковий конвеєр ЛТ80.

Максимально допустиме навантаження на очисний забій за газовим фактором:

$$A_{\max} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \cdot [Q_p \cdot (C - C_0) / 194]^{1,93} \text{ т/сут} \quad (6)$$

$$A_{\max} = 1164 \cdot 7,27^{-1,67} \cdot [1110 \cdot (1,0 - 0,05) / 194]^{1,93} = 1112 \text{ т/доб}$$

де I_p и A_p – абсолютна метановість (м³/хв) та навантаження на лаву (т/доб) при якій була визначена метановість;

C – допустима по ПБ концентрація метану в вихідному струменю повітря, %;

C_0 – концентрація метану що потрапляє в струмені повітря, %;

Q_p – максимальний витрата повітря в лаві, м³/хв:

$$Q_p = Q_{\max} \cdot k_{O_2} = 60 \cdot S_{\text{оч.мін}} \cdot v_{\max} \cdot k_{O_2} = 60 \cdot 3,7 \cdot 4 \cdot 1,25 = 1110 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (7)$$

де $S_{\text{оч.мін}}$ – мінімальна площа перетину при забійного простору лави, м²;

v_{\max} – максимально допустима швидкість руху повітря по лаві, м/с;

k_{O_2} – коефіцієнт, рух повітря по частині виробленого простору;

$$I_p = \frac{q_{\text{оч}} \cdot A_p}{1440} = \frac{9,0 \cdot 1164}{1440} = 7,27 \text{ м/хв} \quad (8)$$

де $q_{\text{оч}}$ – відносна метановість лави, м³/хв;

A_p – навантаження на лаву, т/доб;

Так як навантаження за газовим фактором являється обмежувальним, але в даних умовах заходиться в допустимих значеннях, заходи з дегазації не проводяться.

До подальших розрахунків приймаємо навантаження 1164 т/доб.

Кількість циклів в сутки:

$$n_{\text{ц}} = \frac{A_{\text{сут}}}{A_{\text{ц}}} = \frac{1164}{235} = 5 \text{ циклів} \quad (9)$$

де $A_{\text{ц}}$ – видобуток з циклу.

$$A_{\text{ц}} = L \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c = 200 \cdot 1,1 \cdot 0,8 \cdot 1,36 \cdot 0,98 = 235 \text{ т/цикл} \quad (10)$$

Вибір допоміжного та транспортного обладнання:

З лави вугілля транспортується на стрічковий конвеєр ЛТ-80. Доставка допоміжних матеріалів здійснюється в вагонетках ВГ-1,6 за допомогою лебідок ЛВД-34.

В состав комплексу входить кріплення сполучення КСД 90, застосування яких дозволяє здійснювати виніс приводних головок конвеєра в підготовчі виробки, а також здійснювати без нішеву виїмку на кінцевих ділянках лави.

Виробнича потужність шахти на 01.01.2020 складає 600 тисяч тон. Робота шахти, в тому числі дільниці: 4(3+1) зміни, тривалість зміни – 6 годин. 1 зміна – ремонтна, з випробуванням машин та механізмів під навантаженням, та видобутком вугілля не менш 10% від добового плану. 2-3-4 зміна – робота з видобутку вугілля та проведенню гірничих виробок. Середня та субота - дні високої продуктивності праці. У році в середньому – 300 робочих днів.

Термін служби шахти у дійсних межах гірського відводу виходячи з продуктивної потужності та залишку балансових запасів складає 76 років.

2.3 Розкриття, підготовка та системи розробки вугільного пласта

2.3.1 Розкриття шахтного поля

Розкриття шахтного поля проводилось двома вертикальними центрально-здвоєними стволами головним та допоміжним, поверховими квершлагами на основному відкаточному горизонті 518 м, з якого було відроблено бремсбергове поле та ведуться відробітка похилого поля.

Розкриття гор.820 м було передбачено проходкою нових допоміжного та головного стволів. Існуючі стволи зберігаються на перший час для відробки на них запасів гор. 820 м і 1 ярусу уклонного поля, до вводу в дію нових стволів і технічного комплексу на поверхні.

Шахтне поле має розміри за простяганням 5675 м, по падінню 2360 м. Характеризується спокійним заляганням порід з витриманими кутами падіння по 17 - 22° за простяганням майже 6 км, західної центральної частини поля.

Для відробки запасів 1 ярусу ухилого поля до вводу в експлуатацію нового скіпового ствола та технічних комплексів на поверхні між існуючими конвеєрними вугільним та породним ухилами та знову які проходять з гор. 820 м передбачається проходка з'єднаних конвеєрних виробок.

2.3.2 Капітальні гірничі виробки, стволи

Розкриття пластів на ярусах передбачається проходкою польового відкаточного штреку та промислового квершлагів.

Запаси уклонного поля гор. 820 м розкриваються 2-ма ухилами які проходять з гор. 820 м, конвеєрним вугільним та породним, і двома ходками: вантажним та людським.

Новий допоміжний ствол пройдений діаметром 8 м, закріплений бетоном та залізобетоном.

Ствол призначений для спуска підйому людей, виконання допоміжних операцій та видачі породи от будівництва ухилого поля. По стволу в шахту подається свіже повітря. Ствол пройдений в повному об'ємі до гор. 820 м та ведуться роботи по його оснащенню постійним підйомом.

Новий головний ствол, призначений для видачі гірничої маси та породи, обладнається двох-скіповим вугільним та одно-скіповим породним підйомами. Діаметр ствола 7 м, кріплення бетоном, залізобетоном.

Стволи розташовані по падінню - поблизу виходу пластів; за простяганням – приблизно в центрі спокійного залягання прийнятого до відробки ділянки.

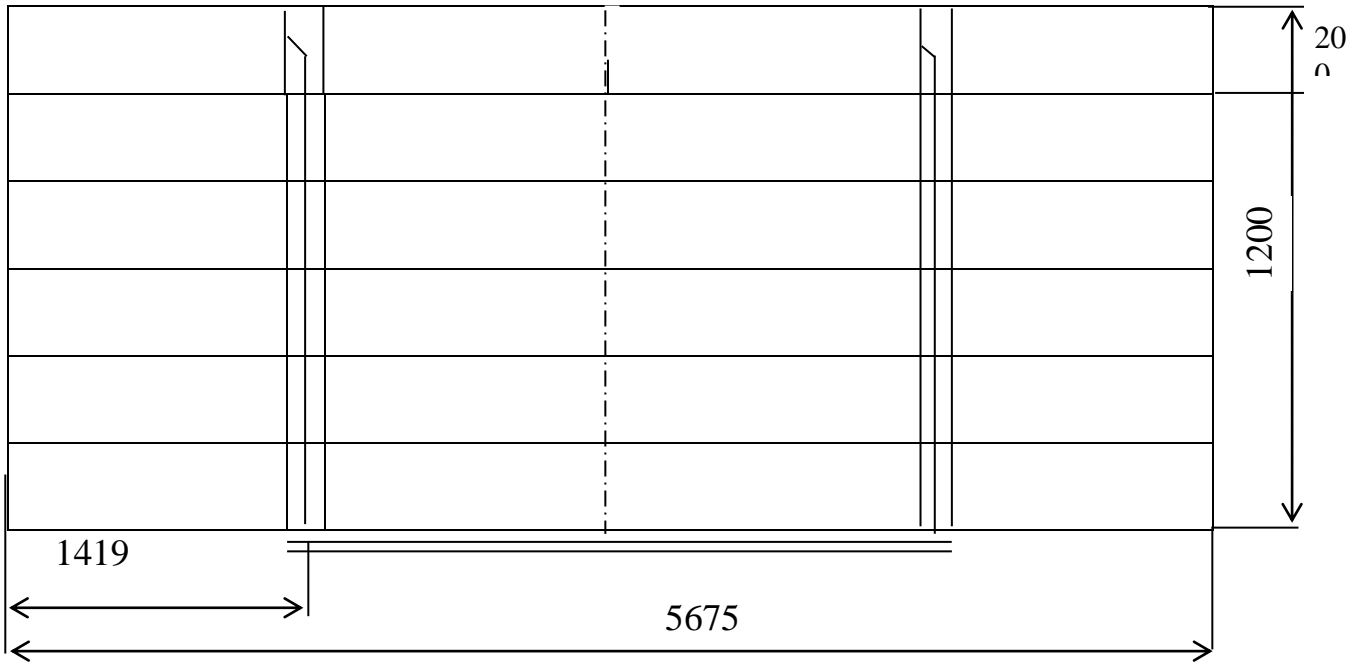


Рисунок 2.3.3 (а) – Панельний спосіб підготовки

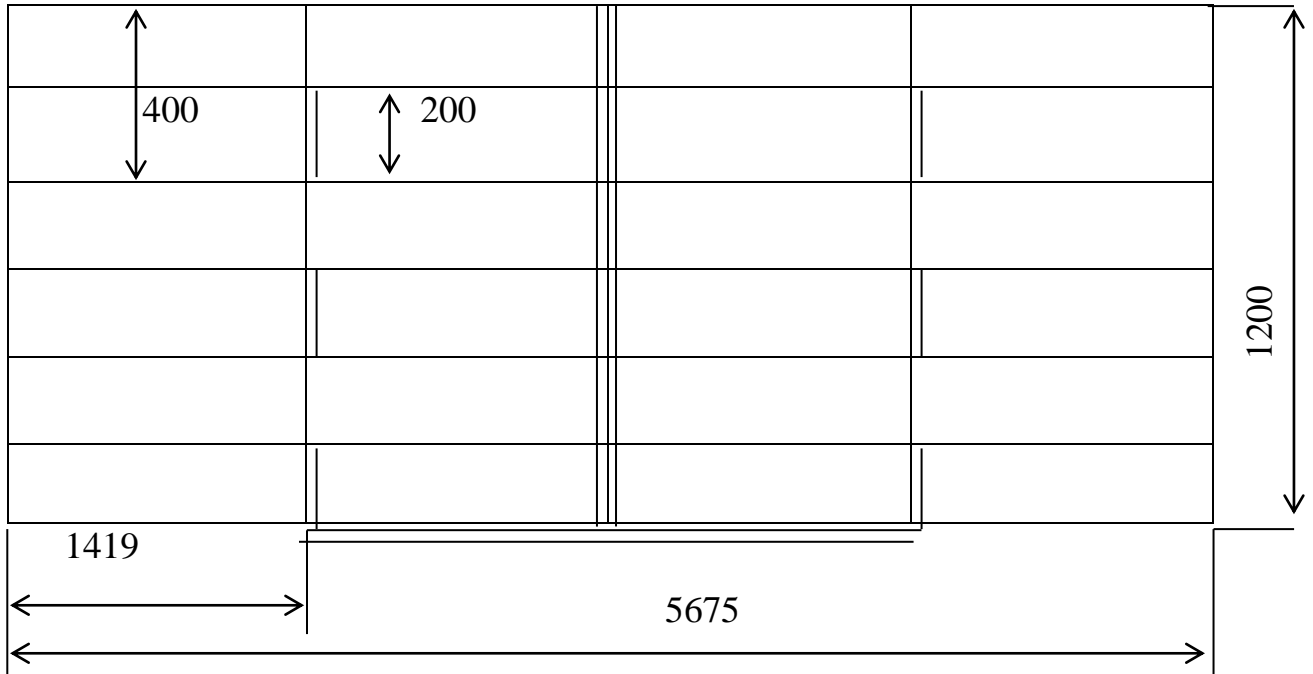


Рисунок 2.3.3 (б) – Поверховий спосіб підготовки з поділом на під поверх

2.3.3 Підготовка шахтного поля та обґрунтування прийнятої системи розробки

В даних гірничо-геологічних умовах ($\alpha = 18^\circ$; розміри шахтного поля за простяганням $S = 5675$ м, по падінню $H = 2360$ м) підходять два способи підготовки: поверховий та панельний.

Розрахуємо питому протяжність які проводились (а, отже підтримуючих) виробок на 1 т підготовчих запасів.

Питома протяжність виробок при панельній підготовці:

$$L_{\text{пан}} = n_{\text{гл.ш}} \cdot l_{\text{гл.ш}} + n_{\text{яр.ш}} \cdot l_{\text{яр.ш}} + n_{\text{х}} \cdot l_{\text{х}} + n_{\text{б}} \cdot l_{\text{б}} / Z_{\text{в.гор}} \quad (11)$$
$$L_{\text{пан}} = 3 \cdot 2837 + 28 \cdot 1419 + 4 \cdot 1200 + 2 \cdot 1000 / 10188 = 5,39 \text{ м/тис. т}$$

Питома протяжність виробок при поверховій підготовці:

$$L_{\text{пов}} = n_{\text{гл.ш}} \cdot l_{\text{гл.ш}} + n_{\text{б.к}} \cdot l_{\text{б.к}} + n_{\text{э.ш}} \cdot l_{\text{э.ш}} + n_{\text{х.п}} \cdot l_{\text{х.п}} + n_{\text{б.п}} \cdot l_{\text{б.п}} + n_{\text{х.л}} \cdot l_{\text{х.л}} / Z_{\text{в.гор}} \quad (12)$$
$$L_{\text{пов}} = 3 \cdot 2837 + 1 \cdot 1000 + 28 \cdot 1419 + 6 \cdot 400 + 6 \cdot 200 + 2 \cdot 1200 / 10188 = 5,42 \text{ м/тис. т}$$

Запаси виймального горизонту:

$$Z_{\text{в.гор}} = S \cdot H \cdot m \cdot \gamma = 5675 \cdot 1200 \cdot 1,1 \cdot 1,36 = 10188 \text{ тис. т} \quad (13)$$

де $n_{\text{гл.ш}}$ – кількість головних штреків;

$l_{\text{гл.ш}}$ – довжина головного штреку, м;

$n_{\text{яр.ш}}$ – кількість ярусних штреків;

$l_{\text{яр.ш}}$ – довжина ярусного штреку, м;

$n_{\text{х}}$ – кількість ходків;

$l_{\text{х}}$ – довжина ходка, м;

$n_{\text{б}}$ – кількість бремсбергів;

$l_{\text{б}}$ – довжина бремсберга, м;

$Z_{\text{в.гор}}$ – запаси виймального горизонту, т;

Згідно питомій протяжності виробок економніше вигідніше застосувати панельний спосіб підготовки.

Відробку виймкових стовпів проводимо за простяганням, так як водо-приплив в лаву складає $0,3 \text{ м}^3/\text{час}$, а метановість шахти $9,0 \text{ м}^3/\text{т. с. д.}$

Кількість робочих лав на пласте:

$$n_{\text{л}} = A_{\text{пл}} / A_{\text{л}} = 2000 / 1164 = 1,7 \sim 2 \text{ лави} \quad (14)$$

де $A_{\text{пл}}$ – навантаження на пласт, т/доб;

$A_{\text{л}}$ – навантаження на лаву, т/доб.

Конструювання варіантів систем розробки:

Система розробки довгими стовпами за простяганням з повторним використанням виробки:

Переваги: відсутні втрати вугілля в ціликах; висока надійність роботи очисного забою; відсутні витрати на підтримку ходка позаду лави; проста, а отже, більш надійна схема підземного транспорту; можливість забезпечення прямої схеми провітрювання з загальною подачею повітря до міст виокремлення метану.

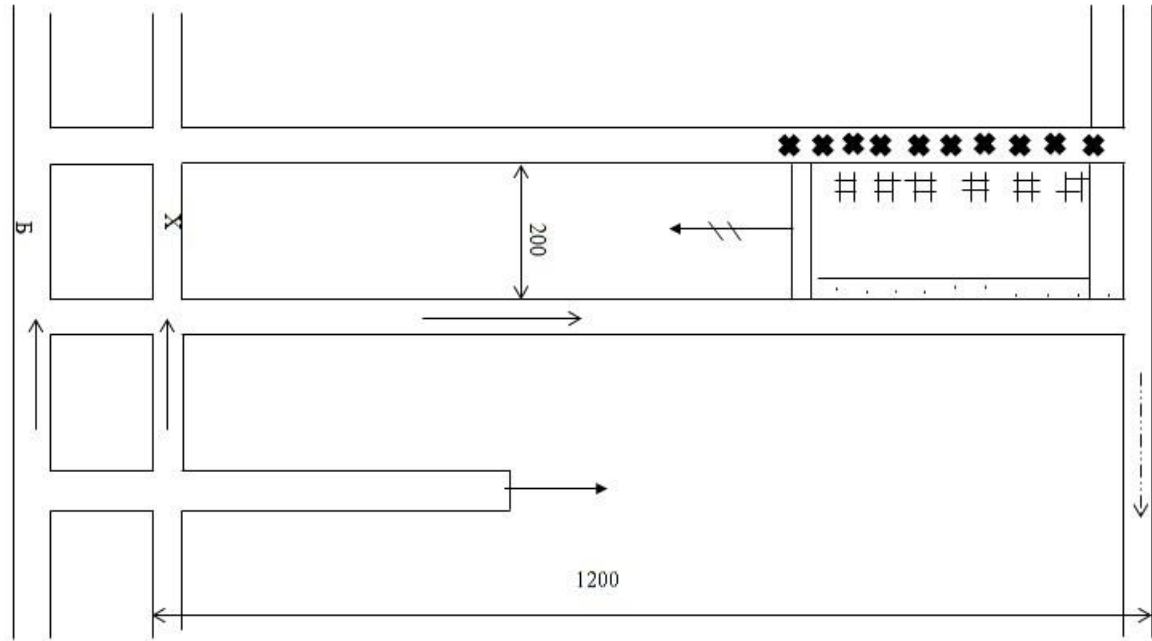


Рисунок 2.3.3 (в) Система розробки довгими стовпами за простяганням з повторним використанням виробки

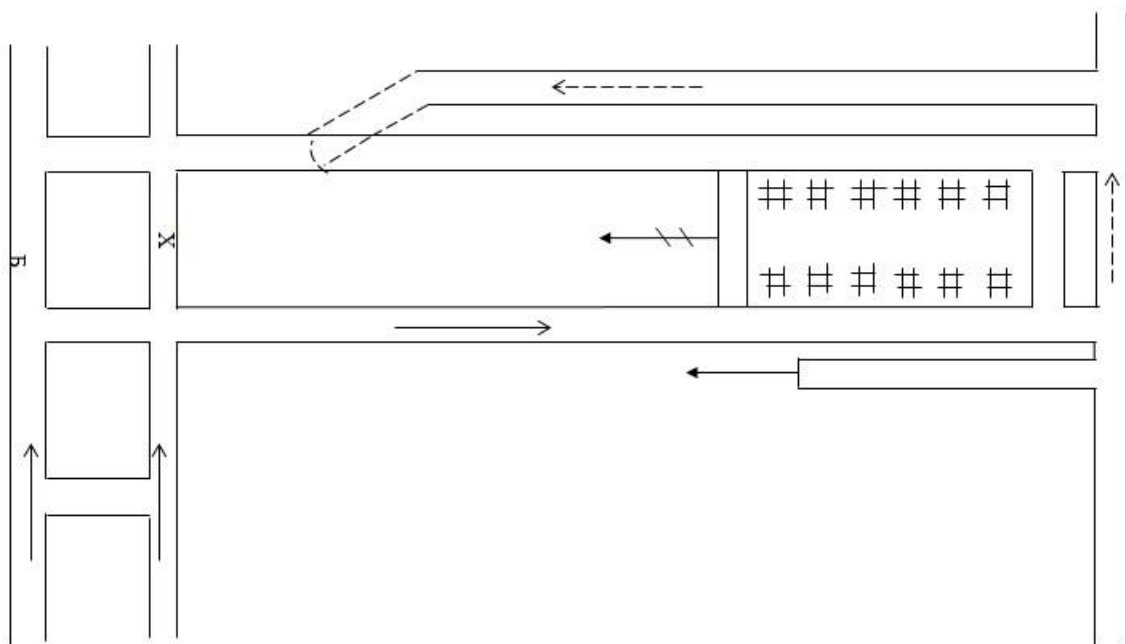


Рисунок 2.3.3 (г) Система розробки довгими стовпами за простяганням з проведенням штреку слідом за лавою та прямоочною схемою провітрювання

Недоліки: послідовна відробітка виїмкових стовпів передбачає низьку концентрацію гірничих робіт в межах пласта; необхідність підтримки у виробленому просторі транспортного штреку; важкість провітрювання підготовчих виробок при відробітку бремсбергових полів, коли вони проводяться зверху вниз.

Система розробки довгими стовпами за простяганням з проведенням ходка слідом за лавою в присічку:

Переваги: покращена схема провітрювання;

Недоліки: важке проведення виробок в присічку до обваленим породам за відсутності засобів механізації процесів; необхідність підтримки у виробленому просторі вентиляційного штреку.

Комбінована система розробки:

Необхідність використання комбінованих систем розробки називається прагненням використовувати переваги як суцільної, так і стовпової систем розробки та усунути чи згладити деякі з властивих їм недоліків. В ряду випадків вони являються та єдино можливими для ефективною відробки пластів. Отже, в конкретних гірничо-геологічних та промислових умовах комбіновані системи розробки повинні забезпечити певний ефект.

Так як потужність пласта складає 1,1 м и пласт не небезпечний за раптовими викидами вугілля та газу, але небезпечний по вугільному пилу, та не небезпечний за викидами породи, покрівля пласта схильна до пучення, вибираємо систему розробки довгими стовпами за простяганням з повторним використанням виробки та стовпову систему розробки с проведенням штреку слідом за лавою.

Для остаточного вибору проведемо техніко-економічне порівняння двох вибраних систем розробки:

В якості способу керування покрівлею приймаємо повне повалення.

Охорону підготовчих виробок приймаємо:

1 система (система розробки довгими стовпами за простяганням з повторним використанням виробки):

Конвеєрний штрек – БЗБТ.

Вентиляційний штрек – один ряд дерев'яних кострів.

2 система (система розробки довгими стовпами за простяганням з проведенням ходка слідом за лавою в присічку):

Конвеєрний штрек – два ряди дерев'яних кострів.

Вентиляційний штрек – один ряд дерев'яних кострів.

Поперечний переріз виробок умовно приймаємо:

1 система: конвеєрний штрек, вентиляційний штрек – 12,2 м²

2 система: конвеєрний штрек, вентиляційний штрек – 11,2 м², флангова виробка – 9,2 м²

Ширина ціликів вугілля для охорони головних штреків:

$$b_{ц} \geq 30 + ((H - 300) / 300) \cdot 10 - ((\sigma - 30) / 30) \cdot 10 \quad (15)$$

$$b_{ц} \geq 30 + ((885 - 300) / 300) \cdot 10 - ((50 - 30) / 30) \cdot 10 = 43 \text{ м}$$

Техніко-економічне порівняння двох систем розробки:

Промислові запаси ділянки складуть:

$$Z_{\text{пр}} = m \cdot \gamma \cdot L_{\text{л}} \cdot L_{\text{ст}} \cdot c = 1,1 \cdot 1,36 \cdot 200 \cdot 1200 \cdot 0,98 = 351859 \text{ т} \quad (16)$$

Економіко-математична модель:

$$1 \text{ система: } C_1 = \frac{K_x \cdot L + R_{\delta} + R_x}{Z_{\text{пр}}}, \text{ грн/т} \quad 2 \text{ система: } C_2 = \frac{K_{\delta} \cdot L + R_{\delta} + R_x}{Z_{\text{пр}}}, \text{ грн/т} \quad (17)$$

де K_{δ} , K_x – затрати на проведення конвеєрного та вентиляційного штреків, грн/м;

R_{δ} , R_x – затрати на підтримку конвеєрного та вентиляційного штреків, грн;

L – довжина виробки (конвеєрного чи вентиляційного штреків), м.

Повна вартість проведення 1 м гірничої виробки:

$$K = [(C_1 + C_2 \cdot F - C_3 \cdot \eta \cdot F) \cdot f_{\text{п}} + K_{\text{р}} \cdot n] \cdot \rho \quad (18)$$

де C_1 - коефіцієнт вартості проведення виробки, який враховує витрати, на 1 м та не залежні від площі поперечного перерізу, грн/м;

C_2 - коефіцієнт вартості проведення виробки на 1 м³, грн/м³;

C_3 - коефіцієнт, зменшення вартості проведення виробки змішаним забоєм чи за порівнянням з вартістю проведення її по породі, грн/м³.

F - площа перерізу виробки в світлі кріплення, м²;

η - відношення площі забою по вугіллю до повної площі перерізу виробки в світлі кріплення;

ρ - коефіцієнт, який враховує період будівництва чи роботи шахти, протягом якого проводиться виробка;

$K_{\text{р}}$ - вартість укладки одного рельсового шляху грн/м;

n - кількість рельсових путей в виробки.

$f_{\text{п}}$ - поправний коефіцієнт, який враховує глибину робіт, обводнення та викидна небезпечність забою, довжину транспортування гірничої маси, на зміну вартості проведення:

$$f_{\text{п}} = k_{\text{н}} \cdot k_{0,3} \cdot k_{\text{в}} \cdot k_1 = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,29 = 1,42 \quad (19)$$

де $k_{\text{н}}$ - коефіцієнт глибини робіт:

$$k_{\text{н}} = 0,99 + 0,12 \cdot H = 0,99 + 0,12 \cdot 0,88 = 1,10 \quad (20)$$

де H - середня глибина розташування виробки, км;

$k_{0,3}$ - коефіцієнт обводнення забою;

$k_{\text{в}}$ - коефіцієнт викидної небезпечності забою;

k_1 - коефіцієнт впливу довжини транспортування гірничої маси:

$$k_1 = 0,99 + 0,12 \cdot l = 0,99 + 0,12 \cdot 2,5 = 1,29 \quad (21)$$

де l - середня довжина транспортування від забою до ствола, км;

Затрати на підтримку гірничої виробки за весь термін її служби:

- штреки, гашені слідом за лавою, при стовповій системи розробки:

$$R = \frac{r_1 \cdot l^2}{2 \cdot v_0} + (r_2 + r_3) \cdot l \quad (22)$$

$$r_1 = r_1' \cdot F \cdot k_{1k} \cdot k_{1H} \cdot k_y = 0,55 \cdot 11,2 \cdot 1 \cdot 2,2 \cdot 1 = 13,55$$

$$r_2 = r_2' F k_{2k} k_{2H} k_y k_m k_v = 0,30 \cdot 11,2 \cdot 1 \cdot 3,76 \cdot 1 \cdot 1,2 \cdot 0,44 = 6,67$$

$$r_3 = r_3' F k_{3k} k_{3H} k_y k_m k_v k_0 k_l = 6,1 \cdot 11,2 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,2 \cdot 0,44 \cdot 1 \cdot 1,38 = 49,78$$

- штреки, які підтримуються позаду забою лави для повторного використання:

$$R = \frac{r_1 \cdot l^2}{2 \cdot v_0} + (r_2 + r_3) \cdot l + \frac{r_4 \cdot l^2}{2 \cdot v_0} \quad (23)$$

$$r_1 = r_1' \cdot F \cdot k_{1k} \cdot k_{1H} \cdot k_y = 0,55 \cdot 12,2 \cdot 1 \cdot 2,2 \cdot 1 = 14,76$$

$$r_2 = r_2' F k_{2k} k_{2H} k_y k_m k_v = 0,30 \cdot 12,2 \cdot 1 \cdot 3,76 \cdot 1 \cdot 1,2 \cdot 0,44 = 7,27$$

$$r_3 = r_3' F k_{3k} k_{3H} k_y k_m k_v k_0 k_l = 6,1 \cdot 12,2 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,2 \cdot 0,44 \cdot 1 \cdot 1,38 = 54,22$$

$$r_4 = r_4' \cdot F \cdot k_{4k} \cdot k_{4H} \cdot k_y = 1,1 \cdot 12,2 \cdot 1 \cdot 2,75 \cdot 1 = 36,90$$

Визначимо витрати по системам:

- 1 система:

$$K_x = [(37,3 + 6,65 \cdot 12,2 - 0 \cdot 5,6 \cdot 12,2) \cdot 1,42 + 22 \cdot 1] \cdot 1,17 = 222,50 \text{ грн/м} \quad (24)$$

$$R_x = \frac{14,76 \cdot 1200^2}{2 \cdot 1134} + (7,27 + 54,22) \cdot 1200 + \frac{36,90 \cdot 1200^2}{2 \cdot 1134} = 106588 \text{ грн}$$

$$R_6 = \frac{14,76 \cdot 1200^2}{2 \cdot 1200} + (7,27 + 54,22) \cdot 1200 + \frac{36,90 \cdot 1200^2}{2 \cdot 1200} = 104784 \text{ грн}$$

$$C_1 = \frac{222,50 \cdot 1200 + 106588 + 104784}{351859} = 1,36 \text{ грн/т}$$

$$C_1 = 100 \%$$

- 2 система:

$$K_6 = [(37,3 + 6,65 \cdot 11,2 - 0 \cdot 5,6 \cdot 11,2) \cdot 1,42 + 22 \cdot 1] \cdot 1,17 = 211,45 \text{ грн/м} \quad (25)$$

$$K_\phi = [(37,3 + 6,65 \cdot 9,2 - 0 \cdot 5,6 \cdot 9,2) \cdot 1,42 + 22 \cdot 1] \cdot 1,17 = 189,35 \text{ грн/м}$$

$$R_x = \frac{13,55 \cdot 1200^2}{2 \cdot 1134} + (6,67 + 49,78) \cdot 1200 = 76343 \text{ грн}$$

$$R_6 = \frac{13,55 \cdot 1200^2}{2 \cdot 1200} + (6,67 + 49,78) \cdot 1200 = 75870 \text{ грн}$$

$$C_2 = \frac{(211,45 + 189,35) \cdot 1200 + 76343 + 75870}{351859} = 1,80 \text{ грн/т}$$

$$C_2 = 132 \%$$

Перевагу відаємо більш досконалої як в технічному відношенні, так і в затратах – стовповій системі розробки з повторним використовуванням виробок. Розрахуємо оптимальне співвідношення між очисними та підготовчими забоями.

$$T_{\text{під}} = t_{\text{ш}} + t_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} = \frac{L_{\text{ш}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}} \quad (26)$$

Знайдемо час відробітку що залишився частині стовпа довжиною x (м):

$$T_{\text{оч}} = \frac{x}{V_{\text{оч}}} \quad (27)$$

$$V_{\text{оч}} = n_{\text{ц}} \cdot n_{\text{міс}} \cdot r = 6 \cdot 25 \cdot 0,8 = 120 \text{ м} \quad (28)$$

Підставим отримані вираження для $T_{\text{підг}}$ та $T_{\text{оч}}$ у формулу*:

$$\frac{L_{\text{ш}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}} = \frac{x}{V_{\text{оч}}} \quad (29)$$

$$x = V_{\text{оч}} \cdot \left(\frac{L_{\text{ш}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}} \right) \quad (30)$$

$$x = 120 \cdot \left(\frac{1200}{220} + \frac{200}{250} + 1 + 1 \right) = 990 \text{ м}$$

Отже, підготовку нового стовпу необхідно почати тоді, коли в чинному стовпі залишиться відробити 990 м.

Запаси виїмкового стовпа:

$$z_{\text{ст}} = \left[L_k - \left(\frac{b_{\text{бр}}}{2} + b_x + l_{\text{бр}} + l_x \right) \right] \cdot L_{\text{л}} \cdot m \cdot \gamma = L_{\text{ст}} \cdot L_{\text{л}} \cdot m \cdot \gamma \quad (31)$$

$$z_{\text{ст}} = \left[1419 - \left(\frac{5}{2} + 5 + 25 + 25 \right) \right] \cdot 200 \cdot 1,1 \cdot 1,36 = 407,36 \text{ тис. тон}$$

де L_k – довжина крила шахтного поля (панелі, ступеню, горизонту), м;

$b_{\text{бр}}$ – ширина бремсберга, м;

b_x – ширина ходка, м;

$l_{\text{бр}}$ – ширина цілика бремсберга, м;

l_x – ширина цілика ходка, м;

$L_{\text{л}}$ – довжина очисного забою, м;

$L_{\text{ст}}$ – довжина виїмкового стовпа, м;

m – потужність пласта, м;

Добова потужність посування очисного забою:

$$V_{\text{оз}} = \frac{A_{\text{оч}}}{L_{\text{л}} \cdot m \cdot \gamma} = \frac{1164}{200 \cdot 1,1 \cdot 1,36} = 3,9 \text{ м/доб} \quad (32)$$

де $A_{\text{оч}}$ – добове навантаження на очисний забій, т/доб.

Річна та квартальна потужності посування очисного забою м/рік та м/квартал пов'язані з кількістю робочих днів в рік (300) та в кварталі (75).

Час відробітку виїмкового стовпа в очисному забої:

$$T_{\text{р}} = \frac{L_{\text{ст}}}{V_{\text{р}}} = \frac{1362}{1170} = 1,16 \text{ року} \quad (33)$$

річна потужність очисного забою : $V_{\text{р}} = V_{\text{оз}} \cdot 300 = 3,9 \cdot 300 = 1170 \text{ м/рік}$

місячна швидкість очисного забою : $V_{\text{м}} = V_{\text{р}}/12 = 1170/12 = 97,5 \text{ м/міс}$

$1,16 \cdot 12 = 13,9 / 3 = 4,6$ $z_{\text{кв}} = 407,36 / 4,6 = 88,55 \text{ тис. тон/квартал}$

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймальної ділянки

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Середня потужність вугільного пласта складає 1,1 м коливання потужності пласта – 10 %. Виймкова потужність пласта – 1,1 м (виймка вугілля здійснюється з підривкою верхнього шару покрівлі на 0,1 м котрий представлений піщаником, коефіцієнт кріпості рівний 4 за шкалою проф. М. М. Протодьяконова).

Опірність вугілля різанню – 200 кН/м, марка вугілля – ДГ. Пласт не має твердих включень та не схильний до самозаймання.

Структурна колонка пласта и бокових порід представлена на рис. 2.4.1

Згідно з класифікацією Дон УГІ бокових порід вугільних пластів, за даними умовами встановлені категорії обвальності масиву порід покрівлі (А1 – А4), стійкості її нижнього слою (Б1 – Б5) та верхнього слою подошви (П1 – П3).

Категорія стійкості нижнього слою покрівлі визначена по коефіцієнту кріпості нижнього слою покрівлі пласта, який за умовою рівний 2,67 та відстанню між природними тріщинами порід нижнього слою покрівлі (0,3 м), - Б₂. Очікувані якісні значення гео-механічних критеріїв для отриманої категорії порід покрівлі приведені нижче:

$$B = 0,05-0,3 \text{ м}; \Gamma = 0,1-0,4 \text{ м}; D \leq 0,1 \text{ м};$$

B – висота нижнього шару безпосередньої покрівлі, м;

Г – відстань між тріщинами в нижньому шарі покрівлі, м;

Д – зависання покрівлі, м.

Категорія порід покрівлі за обвальністю визначається виходячи з виймкової потужності пласта, рівній 0,8 м та середній кріпості порід покрівлі:

$$f_{\text{ср}} = \frac{f_1 h_1 + f_2 h_2 + \dots + f_n h_n}{h_1 + h_2 + \dots + h_n} = \frac{2,67 \cdot 4,5 + 2,65 \cdot 5,0}{5,0 + 4,5} = 2,66 \text{ м} \quad (34)$$

де $f_1 f_2 \dots f_n$ – коефіцієнти кріпості порід покрівлі у межах восьмикратної потужності пласта;

$h_1 h_2 \dots h_n$ – потужність шарів порід покрівлі у межах восьмикратної потужності пласта, м;

По таблиці визначена категорія покрівлі за обвальністю А₁. Очікувані кількісні значення гео-механічних параметрів відповідної категорії

$$\alpha = 0,004; K < 15 \%; \text{Ш}_0 \leq 10 \text{ м}; \text{Ш}_n \leq 0 \text{ м};$$

де α – конвергенція (середня відносна величина прирощування опускання покрівлі) на 1 м ширини при забійного простору в долях від одиниці;

K – коефіцієнт варіації (мінливості) величин конвергенції;

Ш_0 – крок первинної осадки масиву порід, м;

Ш_n – крок послідуєчих осадок масиву порід, м.



Рис. 2.4.1 Структурна колонка пласта k_8^H та сусідніх порід

Стійкість верхнього слою підошви визначається по таблиці, виходячи з кріпості порід верхнього слою підошви. Згідно вихідних даних кріпость порід підошви пласта $f > 2,5$ тому категорія верхнього слою підошви за стійкістю – П₃.

Виходячи з вихідних даних, а саме – потужності та кута падіння пласта, та особливостей гірничого обладнання – області застосування вузькозахватних комбайнів, приймається виїмка вугільного пласта за простяганням.

2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виїмання вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному забою

Для правильного вибору виїмкової машини визначається мінімальна (m_{min}) та максимальна (m_{max}) виїмкова потужність пласта по формулам:

$$m_{min} = m - m \cdot \tau + m_k = 1,1 - 1,1 \cdot 0,1 = 1,0 \text{ м} \quad (35)$$

$$m_{max} = m + m \cdot \tau + m_k = 1,1 + 1,1 \cdot 0,1 = 1,2 \text{ м} \quad (36)$$

де m – середня геологічна потужність пласта, м;

τ – коливання потужності пласта, в долях від одиниці;

m_k – потужність хибної покрівлі, м.

Згідно коливань виїмкової потужності відпрацьованого пласта (1,0 – 1,2 м), його кута падіння (18°), прийнятої системи розробки пласта, марки виїмкового вугілля (ДГ), опірності вугілля різанню (200 кН/м), стійкості нижнього слою покрівлі (Б₂), приймаючи до уваги відсутність твердих включень в пласт, та виходячи, перш всього, з технічних характеристик виїмкових машин, представлених в каталогах довідниках [4], у якості виїмкової машини прийнятий очисний комбайн РКУ10.

Вибраний комбайн повністю відповідає гірничо-геологічним умовам та може робити по односторонній чи човниковій схемі, як у складі механізованих комплексів, так і з індивідуальним кріпленням з рами забійних конвеєрів. Переміщення комбайна здійснюється по цепі, розтягнутій уздовж забою та закріпленої на приводах конвеєра СПЦ-162 за допомогою компенсаторів витяжки цепі.

Для навантаження залишкового вугілля після проходу комбайна передбачений вантажний щит. При роботі комбайна без вантажного щита вивантаження залишкового на ґрунті вугілля здійснюється шнеками при зворотній ході комбайна.

Приймаємо односторонню виїмку пласта при посадці покрівлі у зворотній напрям (згідно [5]). Після виїмки вугілля комбайном, в час його перегону, необхідно робити передвижку конвеєра. Закріплення незакріпленого простору лави може здійснюватися тільки після перегонки комбайна на вихідну позицію.

Виходячи з прийнятої схеми виїмки пласта приводну головку конвеєра розташуємо в очисній виробці. Вибираєм без нішеву систему виїмки, комбайн починає з косоного заїзду.

Приймаючи до уваги потужність відпрацьованого пласта, його кут падіння та кріпость порід покрівлі та підшви, приймається арочна форма перерізу конвеєрного штрека, по якому транспортується вугілля.

На основі категорії стійкості нижнього слою покрівлі (Б₂) та згідно рекомендаціям [6] прийнята схема кріплення лави – бу.

Гірничо-геологічні умови застосування схеми:

- виїмкової потужності пласта, $m = 1,0-1,2$;
- стійкість нижнього шару безпосередньої покрівлі = нестійкі породи Б₂;
- покрівля обвальності = легко обвальні породи А₁;
- стійкість підшви = стійкі породи П₃.

Для кріплення при забійного простору прийняті гідравлічні стойки типу СУГМ та довгі дерев'яні верхняки.

Типорозмір стоек при забійного кріплення визначається на основі розрахунку необхідної максимальної та мінімальної висоти при забійних стойок:

$$H'_{max} = m_{max} - h_g - \alpha \cdot m_{max} \cdot a_0, \text{ м} \quad (37)$$

$$H'_{min} = m_{min} - h_g - \alpha \cdot m_{min} \cdot R_k - Q, \text{ м} \quad (38)$$

де m_{max}, m_{min} – максимальна и мінімальна виїмкова потужність пласта, м;

h_g – висота верхняка, м;

α – конвергенція на 1 м ширини при забійного простору в долях від потужності пласта;

a_0 – ширина машинної дороги, м (визначається виходячи з вибраної технологічної схеми кріплення);

R_k – максимальна ширина при забійного простору, м (приймається згідно прийнятої технологічної схеми);

Q – величина запасу на розвантаження стойки, м ($0,81 < m < 1,2 = 0,04$).

$$H'_{max} = 1,2 - 0,08 - 0,025 \cdot 1,2 \cdot 1,4 = 1,08 \text{ м}$$

$$H'_{min} = 1,0 - 0,08 - 0,025 \cdot 1,0 \cdot 3 - 0,04 = 0,81 \text{ м}$$

Крок установки стоек при забійного кріплення приймається рівним ширині захвату комбайна 0,8 м. Відстань між рамками кріплення за довжиною лави 0,8 м.

Типорозмір стоек спеціального кріплення визначається за формулою:

$$H''_{max} = m_{max} - \alpha \cdot m_{max} \cdot R_0, \text{ м} \quad (39)$$

$$H''_{min} = m_{min} - \alpha \cdot m_{min} \cdot R_k - Q, \text{ м} \quad (40)$$

де R_0 – мінімальна ширина при забійного простору, м.

$$H''_{max} = 1,2 - 0,025 \cdot 1,2 \cdot 2,2 = 1,13 \text{ м}$$

$$H''_{min} = 1,0 - 0,025 \cdot 1,0 \cdot 3 - 0,04 = 0,89 \text{ м}$$

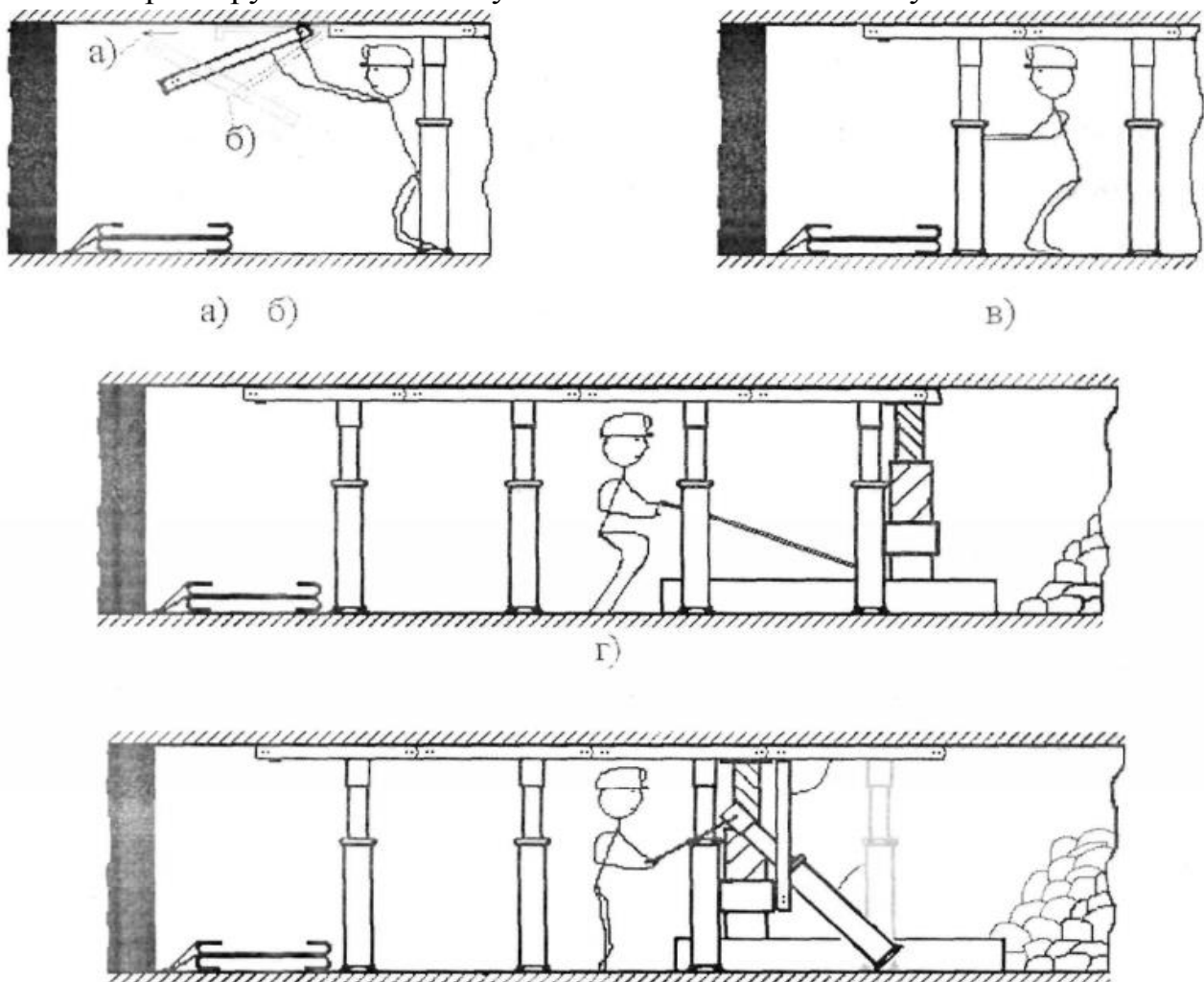
Кріплення приводів скребкового конвеєра передбачається робити гідравлічними стойками СУГМ під дерев'яний верхняк. Нижня бровка кріпиться двома рядами дерев'яних стоек під брус, довжиною 5 м, крок установки стоек – 0,8 м.

Підтримка підготовчої виробки на сполученні та поблизу сполучення її з лавою напряму залежить від стійкості нижнього слою покрівлі та верхнього слою підшови та має немаловажне значення для без перебівної роботи лави. Згідно з цим стойки посилення встановлюємо під кожну раму кріплення як в транспортній, так і в підготовчій виробці; крок встановлення рам кріплення орієнтовно приймаємо рівним захвату комбайна (0,8).

Згідно з категорією обвальності масиву порід покрівлі (A_1), приймаємо спосіб керування покрівлею – повне обвалення. Виходячи з прийнятої типової технологічної схеми керування покрівлею та кріплення очисного забою, встановлені наступні параметри установки спеціального кріплення. Посадочні стойки встановлюються по одній між стойками останнього ряду при забійного кріплення з інтервалом 1,8 м.

На малюнку графічно зображені робочі операції по кріпленню та керуванню покрівлею в лаві, згідно прийнятій схемі.

Враховуючи стійкість покрівлі, в час виїмки вугілля комбайном слід за комбайном гірник висуває консольне перекриття, інші операції по кріпленню при забійного простору в час виїмки вугілля комбайном не виконуються.



Передвижка конвеєра до забою здійснюється після виїмки комбайном черговий полоси вугілля та начала перегону комбайна на вихідну позицію з відставанням від комбайна 12-15 м. Гірник спочатку очищує гідродократи передвижки конвеєра от вугілля и породи, потім за допомогою рукоятки блока керування гідросистемою здійснює висування штоків и передвижку конвеєрної лінії.

З відставанням 2-3 м гірник очисного забою розвантажує стойку кріплення резерву та перекидає резервний дерев'яний верхняк до місця навіски. Кріплення лави и посадка покрівлі ведеться послідовно (згідно [5]). Установив «резервну» стойку з незначним розпором на колишньому місті, підносить зтяжки до місця кріплення.

Одночасно навіску дерев'яних верхняків робить другий гірник очисного забою. Попередньо оглянувши та постукавши покрівлю, обібрав вугілля и породу, яка заважає навіску верхняка, гірник вибиває клин опори та укладає знову навішує верхняк одним кінцем на її скобу, висуває його до забою та з'єднує штирем с верхняком попереднього ряду (рис. б). Робоче підтискання верхняка попередньої рамки робиться клином опори за допомогою обушка.

Навіску дерев'яних верхняків та установку стоек постійного кріплення проводять послідовно (рис. в). Попередньо розчистив дорогу для стойки кріплення від вугілля та породи, гірник встановлює дерев'яний брус, що запобігає сповзання гідро-стоек посадочного кріплення при їх пересуванні. Потім за допомогою крюка довжиною коло 1 м проводиться розвантаження гідро-стойки, її передвижка и розпір на новому місці (рис. г).

Розвантаження та витяг стоек і верхняків проводиться робочими, що знаходяться в закріпленому просторі (рис. д). Спочатку вибивається штир, з'єднуючий верхняки, а потім за допомогою крюка довжиною коло 1 м розвантажується стойка останнього ряду та підтягується до нового місця її установки. Слідом за стойкою виймається верхняк.

Виходячи з розміру виїмкового стовпа – 1419 м та в зв'язку з цим, необхідність в тривалому підтриманні підготовчих виробок, прийнята охорона конвеєрного штреку за допомогою ж/б тумб. Залізобетоні тумби встановлюються в 2 ряди. Розмір тумб 0,5x0,4x0,15 м. Число рядів тумб по висоті, з урахуванням коливання потужності пласта, – $7 \div 8$.

Охорона вентиляційного штрека складається у викладенні 1 ряду дерев'яних кострів.

Кріплення підготовчих виробок робиться ааточно трьох-звінним кріпленням. Крок встановлення рам – 0,8 м. Спереду та позаду очисного забою передбачене кріплення посилення.

2.4.1.3 Організація очисних робіт та основні техніко-економічні показники

Об'єм робіт по монтажу вугільного комбайна – 1 комбайн;

Об'єм робіт по монтажу секцій рештатного ставу скребкового конвеєра:

$$V_{mk} = l_n \cdot l_p = 200 : 1,35 = 148 \text{ шт} \quad (41)$$

де l_n - довжина лаво комплекту, м;

l_p - довжина рештатної секцій скребкового конвеєра, м.

Об'єм робіт по монтажу секцій кріплення:

$$V_{mk} = l_n \cdot l_{ш} = 200 : 1,50 = 134 \text{ шт} \quad (42)$$

де $l_{ш}$ – крок встановлення секцій кріплення, м

Визначаємо трудомісткість монтажних робіт по кожному виду по формулі:

$$T_{im} = V_{im} \cdot H_{im} \cdot K_3, \text{ чол.-год} \quad (43)$$

де H_{im} - норма часу на монтаж одиниці обладнання, чол.-год;

K_3 - коефіцієнт, враховуючий затримку при монтажі.

$$T_{mk} = 1 \cdot 69 \cdot 1,5 = 103,5 \text{ чол.-год}$$

$$T_{mp} = 148 \cdot 4,8 \cdot 1,5 = 1065,6 \text{ чол.-год}$$

$$T_{ms} = 134 \cdot 7,2 \cdot 1,5 = 1447,2 \text{ чол.-год}$$

Загальна трудомісткість робіт необхідних для монтажу всього комплексу:

$$\sum T_{mm} = \sum T_{im} / 6 = 103,5 + 1065,6 + 1447,2 / 6 = 436 \text{ чол.-год} \quad (44)$$

Кількість встановлених стоек в лаві за цикл:

$$N_{ст} = \frac{l_{уст}}{d_{ст}} n_{ст} = \frac{0,80}{0,20} \cdot 2 = 8 \text{ шт} \quad (45)$$

де $d_{ст}$ – діаметр стойки, м

$l_{уст}$ – крок установки рами кріплення, м

$n_{ст}$ – кількість стоек в рамці.

Кількість стоек для органного кріплення на цикл :

$$N_{орг} = \frac{r}{d_{ст}} n_{ряд} = \frac{0,80}{0,20} \cdot 2 = 8 \text{ шт} \quad (46)$$

де r – ширина захвату виконавчого органу, м

$d_{ст}$ – діаметр стойки, м

$n_{ряд}$ – кількість рядів органного кріплення.

Кількість БЗБТ на цикл :

$$n_{бзбт} = \frac{m - b_{дер}}{b_{бзбт}} n_{ряд} = \frac{1,1 - 0,15}{0,5} \cdot 2 = 4 \text{ шт} \quad (47)$$

де $b_{дер}$ – висота дерев'яної прокладки, м

$b_{бзбт}$ – товщина БЗБТ, м

$n_{ряд}$ – кількість рядів БЗБТ.

Кількість пересунутого за цикл кріплення сполучення:

$$N_{кр} = \frac{l_{кр}}{r} = \frac{1,50}{0,80} = 2 \text{ шт} \quad (48)$$

Викладення кострів з шпального бруса довжиною 1,2 м, товщиною 0,2 м, відстань між кострами 2,4 м - $0,8 : 1,2 = 0,7$ костра на цикл.

Видобувна ділянка працює цілодобово в чотири зміни. Кількість робочих днів на місяць – 25. Бригада – комплексна. Розрахунок обсягу роботи виробляється на цикл. Виходячи з прийнятого навантаження на механізований комплекс 1164 т/доб приймаємо групу робочих швидкостей VX (швидкість 2,73 м/хв.)

- трудомісткість обслуговування комплексу:

$$T_{\text{ком}} = \frac{T_{\text{табл}}}{K_{\text{ц}}} = \frac{6,027}{1,761} = 3,422 \text{ чол} - \text{год} \quad (49)$$

де $T_{\text{табл}}$ – табличне значення трудомісткості на обслуговування комплексу, чол-змін
 $K_{\text{ц}}$ – коефіцієнт циклічності.

$$K_{\text{ц}} = \frac{N_{\text{вст}}}{D_{\text{к}}} = \frac{413,77}{235,00} = 1,761 \quad (50)$$

де $N_{\text{вст}}$ – встановлена змінна норма виробітки на виймання вугілля у конкретних умовах (з урахуванням виправних коефіцієнтів), т;

$D_{\text{к}}$ – комбайновий видобуток вугілля за цикл, т.

$$N_{\text{вст}} = N_{\text{табл}} \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot \dots \cdot k_n = 361 \cdot 0,95 \cdot 1,27 \cdot 0,95 = 413,77 \text{ т} \quad (51)$$

де $N_{\text{табл}}$ – таблична норма виробки на виймання вугілля комплексом, т;

k_1 – виправний коефіцієнт на глибину ведення гірничих робіт.

k_2 – виправний коефіцієнт на ширину захвату комбайна.

k_3 – виправний коефіцієнт на кут падіння пласта.

- трудомісткість машиніста-механіка виймальної машини:

$$T_{\text{мгвм}} = \frac{1}{K_{\text{ц}}} = \frac{1}{1,761} = 0,568 \text{ чол} - \text{зм} \quad (52)$$

- трудомісткість ГРОВ:

$$T_{\text{гров}} = T_{\text{ком}} - T_{\text{мгвм}} = 3,422 - 0,568 = 2,854 \text{ чол} - \text{зм} \quad (53)$$

- комплексна норма виробітки на одного робочого бригади:

$$N_{\text{вир}} = \frac{D_{\text{ц}}}{\sum T} = \frac{235,00}{5,845} = 40,21 \frac{\text{т}}{\text{чол-зм}} \quad (54)$$

- комплексна відрядна розцінка на виймання 1 т вугілля

$$P_{\text{к}} = \frac{\sum \text{ЗП}}{D_{\text{ц}}} = \frac{2190,94}{235,00} = 9,32 \frac{\text{грн}}{\text{т}} \quad (55)$$

де $\sum \text{ЗП}$ – сума прямої заробітної плати на виконання всіх робочих процесів, включених до комплексу, грн.

Тривалість циклу:

$$t_{\text{ц}} = \frac{n_{\text{см}}(T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{о}})}{n_{\text{ц}}} = \frac{3 \cdot (360 - 20 - 15)}{6} = 162 \text{ хв} \quad (56)$$

де $T_{\text{пз}}$ – тривалість підготовчо-заклучних операцій, хв;

$T_{\text{о}}$ – час перерви протягом зміни, хв.

Таблиця 2.4.1 – Розрахунок комплексних норм виробки та розцінки

№ п/п	Види робіт	Од. вимірюв	Обсяг робіт	Норма виробки			Трудомісткість, чол-зм	Тарифна ставка, грн	Сума прямої заробітної плати, грн	Обґрунтування для прийняття норми виробітки
				за збірником	коефіцієнт	встановл.				
1	Виймання вугілля комплексом	т	235	361	0,95 1,27 0,95	413,77				ЄНВ-2006 §1, табл.4, пункт 18в
	МГВМ						0,568	428,92	243,63	
	ГРОВ						2,854	369,02	1053,18	
2	Встановлення стійок	шт	8	49	1,15 0,85	47,90	0,167	369,02	61,63	ЄНВ-2006 §31 табл.54 пункт 6в
3	Пересування кріплення сполучення	шт	2	2,07	0,90	1,86	1,075	369,02	396,70	ЄНВ-2006 §52 табл.65 пункт 7а
4	Викладання кострів	шт	0,5	10,6	0,90	9,54	0,052	369,02	19,19	ЄНВ-2006 §40 табл.67 пункт 11б
5	Встановлення органного кріплення	шт	8	81	1	81	0,132	369,02	48,71	ЄНВ-2006 §38 табл.65 пункт 6а
6	Викладання тумб з БЗБТ	шт	4	4,72	1	4,72	0,847	369,02	312,56	ЄНВ-2006 §42 табл.69 пункт 2б
7	Доставка стійок для кострів впродовж лави	шт	5	130	1	130	0,038	369,02	14,02	ЄНВ-1999 табл.8 пункт 6а
8	Доставка стійок для органного кріплення впродовж лави	шт	5	110	1	110	0,045	369,02	16,60	ЄНВ-1999 табл.9 пункт 8а
9	Доставка бруса на верх та низ лави	шт	10	150	1	150	0,067	369,02	24,72	ЄНВ-1999 табл.10 пункт 8а
	Разом						5,845		2190,94	

При виїмці вугілля комбайном робочі виконують такі процеси:

- 1,2 – керування комбайном;
- 3 – встановлення верхняка;
- 4 – контроль за перевантаженням вугілля;
- 6 – висунення консолей.

При перегоні комбайном, робочі виконують наступні процеси:

- 1,2 – керування комбайном;
- 4,5 – передвижка конвеєра;
- 6,7 – перестановка стійок;
- 8,9 – керування покрівлю;
- 10 – зведення охоронної виробки.

Явочна щільність ГРОВ на видобувній ділянці:

$$N_{\text{гров}} = \frac{D_{\text{сут}}}{H_{\text{вир}}} = \frac{1164}{40,21} = 29 \text{ чол.} \quad (57)$$

2.4.2 Паспорт проведення та кріплення підготовчої виробки

2.4.2.1 Вибір форми, визначення розмірів поперечного перетину виробки

Конвеєрний штрек необхідно провести на глибині 885 м. В даному проекті прийнята стовпова система розробки. Виробка проводиться в породах середньої стійкості. Строк служби виробки приблизно 2 роки, так як вона повторно використовується для відробки нового виймального стовпа в якості вентиляційного штреку.

Визначаємо розміри поперечного перерізу виробки з арочною сталлюю піддатливістю кріплення на прямолінійній ділянці яка обладнана конвеєром ЛТП80 ($A_1 = 1450$ мм, $h = 1240$ мм) та колією 600 мм ($A_1 = 850$ мм, $h = 1200$ мм).

Виробка розташована в зоні встановленого гірничого тиску.

Розміри проходу для людей та зазори між конвеєром та кріпленням на рівні проходу для людей визначаються по формулам:

$$n = n_{min} + (h_{л} - h - h_p)tg\alpha = 0,70 + (1,8 - 1,24 - 0,16) \cdot tg13^\circ = 0,79 \text{ м} \quad (58)$$

$$m = m_{min} + (h_{л} - h - h_p)tg\alpha = 0,25 + (1,8 - 1,24 - 0,16) \cdot tg13^\circ = 0,34 \text{ м} \quad (59)$$

де $h_{л}$ – висота проходу для людей від рівня баласту;

n_{min} та m_{min} – мінімальний зазор між обладнанням та рамним кріпленням, гранична величина проходу для людей (ПБ);

α – кут переходу прямої частини стойки в криволінійну, 10-20°.

Ширину виробки в світлі визначаємо на висоті верхньої кромки конвеєра:

$$B = m + A_1 + p + A_2 + n = 0,34 + 1,45 + 0,40 + 0,85 + 0,79 = 3,83 \text{ м} \quad (60)$$

Для подальших будов вихідними параметрами є: висота прямолінійної частини стойки h_c , величина зміщення центра радіуса дуги стойки від осі виробки $c_{ц}$, а також центральний кут дуги стойки β_0 , котрі приймаємо з таблиці 8 (метод. вказівок) в залежності від типу кріплення.

Далі графічно чи шляхом розрахунку за формулами, з розрахункової схеми зсунення арочного металевого кріплення, визначаємо радіус дуги стойки:

$$R = \sqrt{(h_{л} + h_{б} + \Delta h_{л} - h_c)^2 + (b_{л} + c_{ц})^2} \quad (61)$$

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,19 + 0,1 - 1,0)^2 + (1,82 + 0,018)^2} = 2,14 \text{ м}$$

де $b_{л}$ – ширина від осі виробки до габариту вільного проходу для людей:

$$b_{л} = \frac{(B + \Delta b_c + c_{ц})^2 + (h + h_{б} - h_c)^2 - (h_{л} + h_{б} + \Delta h_{л} - h_c)^2 - c_{ц}^2}{2 \cdot (B + \Delta b_c + 2c_{ц})} \quad (62)$$

$$b_{л} = \frac{(3,83 + 0,075 + 0,018) + (1,24 + 0,19 - 1,0) - (1,8 + 0,19 + 0,1 - 1,0) - 0,018^2}{2 \cdot (3,83 + 0,075 + 2 \cdot 0,018)} = 1,82 \text{ м}$$

$\Delta h_{л}$ – величина вертикального зміщення кріплення до рівня проходу людей, приймаючи для попереднього визначення типорозміру кріплення в зоні встановленого гірничого тиску, 100 мм;

Δb_c – величина горизонтального зміщення кріплення на рівні рухомого состава, приймається для попереднього визначення типорозміру кріплення в зоні встановленого гірничого тиску, 75 мм.

Радіус дуги верхняка визначаємо за формулою:

$$r = R - \frac{c_{\text{ц}}}{\cos\beta_0} + h_{\text{фл}} = 2,14 - \frac{0,018}{\cos 49^\circ} + 0,026 = 2,09 \text{ м} \quad (63)$$

де $h_{\text{фл}}$ – висота фланця профіля СВП-22.

Висоту від підшви виробки до центра радіуса дуги верхняка та центральний кут дуги верхняка визначається за формулами:

$$h_{\text{ц}} = h_c + c_{\text{ц}} \cdot \text{tg}\beta_0 = 1,0 + 0,018 \cdot 1,150 = 1,02 \text{ м} \quad (64)$$

$$\alpha_0 = 180^\circ - 2\beta_0 = 82^\circ 00' \quad (65)$$

Ширина виробки в світлі від рівня підшви рівна:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_{\text{ц}}) = 2 \cdot (2,14 - 0,018) = 4,24 \text{ м} \quad (66)$$

Висота виробки в світлі від рівня підшви рівна:

$$H = h_{\text{ц}} + r + h_{\text{п}} = 1,02 + 2,09 = 3,11 \text{ м} \quad (67)$$

де $h_{\text{п}}$ – вертикальна піддатливість в нижніх замках п'яти ланковому кріпленні.

Площа поперечного перерізу виробки в світлі до та після осадки:

$$S'_{\text{св}} = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_c - h_{\text{с}}) - c_{\text{ц}}^2 \quad (68)$$

$$S'_{\text{св}} = 0,785 \cdot (2,14^2 + 2,09^2) + 4,24 \cdot (1,0 - 0,19) - 0,018^2 = 13,17 \text{ м}^2$$

$$S_{\text{св}} = (0,94 \div 0,96) \cdot S'_{\text{св}} = 0,95 \cdot 13,17 = 12,51 \text{ м}^2 \quad (69)$$

Периметр виробки в світлі:

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + 2 \cdot (h_c - h_{\text{с}}) + B_1 \quad (70)$$

$$P = 1,57 \cdot (2,14 + 2,09) + 2 \cdot (1,0 - 0,19) + 4,24 = 12,50 \text{ м}$$

Ширина виробки в черні на рівні рухомого состава буде рівна:

$$B' = B + 2 \cdot (h_{\text{сп}} + h_{\text{зт}} + \Delta b) \quad (71)$$

$$B' = 3,83 + 2 \cdot (0,110 + 0,05 + 0,075) = 4,3 \text{ м}$$

де $h_{\text{сп}}$ – висота профіля СВП-22;

$h_{\text{зт}}$ – товщина одинарної залізобетонної затяжки;

Δb – горизонтальне переміщення порід в боках виробки, яке розраховується при попередньому визначенні перерізу виробки параметр може бути прийнятий в зоні встановленого гірничого тиску.

Висота виробки в черні складе:

$$H' = H + h_{\text{сп}} + \Delta h = 3,11 + 0,110 + 0,1 = 3,32 \text{ м} \quad (72)$$

де Δh – вертикальне зміщення порід, в зоні встановленого гірничого тиску.

Площа поперечного перерізу виробки в черні з достатньою точністю:

$$S_{\text{вч}} = S_{\text{св}} + (P - B_1) \cdot (h_{\text{сп}} + h_{\text{зт}} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}) \quad (73)$$

$$S_{\text{вч}} = 12,51 + (12,50 - 4,24) \cdot \left(0,110 + 0,05 + \frac{0,075 + 0,1}{2} \right) = 14,55 \text{ м}^2$$

2.4.2.2 Розрахунок проявів гірничого тиску, вибір типу кріплення

Площа поперечного перерізу в проходці враховує бутовий шар:

$$S_{\text{пр}} = \mu \cdot S_{\text{вч}} = 1,08 \cdot 14,55 = 15,71 \text{ м}^2 \quad (74)$$

де μ – коефіцієнт лишку перерізу, приймаємо в залежності від $S_{\text{вч}}$ та кріпості.

Пластова виробка проводиться комбайновим способом за простяганням на глибині 885 м. Кут падіння порід – 18° . Ширина в проходці $b = 3,83$ м, висота $h = 3,11$ м. Площа поперечного перерізу виробки в світлі $S_{\text{св}} = 12,5 \text{ м}^2$.

Розрахована щільність $k_c = 0,9$. Тоді середньозважене опір порід стисканню $R_{\text{с.ср}} = 61$ Мпа. (грунт 71 Мпа, покрівля 62 Мпа, бокові 41 Мпа)

Визначаємо зміщення порід покрівлі, ґрунту та боків в період існування виробки поза зоною впливу очисних робіт за формулами:

$$U_{\text{о.кр}} = U_{\text{т.кр}} \cdot k_\alpha \cdot k_{\text{ш}} \cdot k_{\text{в}} \cdot k_t = 140 \cdot 1 \cdot 0,57 \cdot 1 \cdot 1 = 80 \text{ мм} \quad (75)$$

$$U_{\text{о.б}} = U_{\text{т.б}} \cdot k_\alpha \cdot k_\theta \cdot k_{\text{ш}} \cdot k_{\text{в}} \cdot k_t = 320 \cdot 1 \cdot 0,35 \cdot 0,42 \cdot 1 \cdot 1 = 47 \text{ мм} \quad (76)$$

$$U_{\text{о.пч}} = U_{\text{т.пч}} \cdot k_\alpha \cdot k_{\text{ш}} \cdot k_{\text{в}} \cdot k_t = 80 \cdot 1 \cdot 0,57 \cdot 1 \cdot 1 = 45 \text{ мм} \quad (77)$$

де $U_{\text{т.кр}} = U_{\text{т.пч}} = U_{\text{т.бок}}$ – зміщення порід, прийняті за типові та які визначити.

k_α – коефіцієнт впливу кута залягання порід та направлення проходки виробки відносно напластування порід;

$k_{\text{в}}$ – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

k_θ – коефіцієнт, який характеризує напрям зміщення порід який приймають, для бокових зміщень;

$k_{\text{ш}}$ – коефіцієнт впливу ширини виробки, який визначається згідно для покрівлі та ґрунту:

$$k_{\text{ш}} = 0,2 \cdot (b - 1) = 0,2 \cdot (3,83 - 1) = 0,57 \quad (78)$$

$$k_{\text{ш}} = 0,2 \cdot (h - 1) = 0,2 \cdot (3,11 - 1) = 0,42 \quad (79)$$

де b, h – відповідно ширина та висота виробки в проходці, м;

У якості основного кріплення приймаємо арочне металеве кріплення.

Навантаження на 1 м виробки визначаємо за зміщенням порід покрівлі:

$$P = P_{\text{н}} \cdot k_n \cdot k_{\text{пр}} \cdot b = 50 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 3,83 = 192 \text{ кН} \quad (80)$$

де b – ширина виробки в проходці;

$P_{\text{н}}$ – нормативне питоме навантаження (КПа),;

k_n – коефіцієнт перевантаження та ступінь надійності виробки ;

$k_{\text{пр}}$ – коефіцієнт впливу способу проведення виробок.

Остаточо вибираємо металеве арочне піддатливе кріплення КМП – А3 з СВП – 22 з замком ЗПК зі супротивом у піддатливому режимі $N_s = 230$ кН и конструктивній піддатливістю $\Delta = 400$ мм.

Визначаємо щільність установки рам кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s} = \frac{192}{230} = 0,8 \text{ рам/м} \quad (81)$$

Приймаємо паспортну щільність встановлення $n = 0,8$ рам/м.

Перевіряємо кріплення з піддатливості згідно умови: $400 \text{ мм} \geq 80 \text{ мм}$.

Вибираємо засоби посилення основного кріплення на основі зміщень порід покрівлі за увесь термін служби виробки:

$$U_{кр} = U_{о.кр} + U_1 \cdot k_{кр} \cdot k_s \cdot k_k \quad (82)$$
$$U_{кр} = 80 + 510 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 0,55 = 304 \text{ мм}$$

де k_s – коефіцієнт, який враховує вплив площу перерізу виробки;

k_k – коефіцієнт який характеризує долю зміщення порід покрівлі;

U_1 – зміщення порід в зоні тимчасового опорного тиску лави;

$k_{кр}$ – коефіцієнт впливу класу покрівлі з обвальності.

Визначаємо сумарне розрахункове навантаження на кріплення виробки за весь термін служби за величиною $U_{кр} = 304$ мм:

$$P_1 = P_n \cdot k_n \cdot k_{пр} \cdot b = 92 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 3,83 = 352 \text{ кН} \quad (83)$$

Визначаємо щільність установки засобів посилення:

$$n_1 \geq \frac{P_1 - n \cdot N_s}{N_{s1}} = \frac{352 - 0,8 \cdot 230}{200} \geq 0,8 \text{ шт/м} \quad (84)$$

де n – число рам/м;

N_{s1} – несуча спроможність дерев'яної стойки.

Остаточно щільність установки засобів посилення вибираємо по технологічним міркуванням та приймаємо $n_1 = 1$ шт/м, або стойку посилення встановлюємо під прогін та через раму кріплення.

Перевіряємо кріплення по піддатливості згідно з умовою:

$$\Delta \geq U_{кр} \cdot k_{oc} \cdot k_{yc} = 400 \geq 304 \cdot 0,93 \cdot 0,95 = 269 \text{ мм} \quad (85)$$

де k_{oc}, k_{yc} – коефіцієнти, залежні від щільності установки основного кріплення, застосованих засобів посилення.

Умова виконується. Остаточно приймаємо трьох-ланкове кріплення КМП – А3 із СВП – 22 з піддатливістю 400 мм, щільністю установки 0,8 рам/м. В зоні впливу очисних робіт кріплення посилюється дерев'яними стойками під прогін та кожен раму кріплення.

2.4.2.3 Вибір та обґрунтувати комплексу прохідницького обладнання

Згідно з гірничо технічними умовами обираємо: прохідницький комбайн КСП-32, перевантажувач ППЛ-1К та телескопічний стрічковий конвеєр ЛТП-80.

Для визначення коефіцієнта k_{mex} , який характеризує ступінь технічної досконалості комбайна, скористаємося залежністю в наступному вигляді:

$$k_{тех} = \left[\frac{1}{k_B} + \frac{1}{k_r} - 1 \right]^{-1} = \left[\frac{1}{0,43} + \frac{1}{0,36} - 1 \right]^{-1} = 0,24 \quad (86)$$

Коефіцієнт відносної діяльності допоміжних операцій:

$$k_B = \frac{T_o}{T_o + T_B} = \frac{43,89}{43,89 + 58,55} = 0,43 \quad (87)$$

Коефіцієнт готовності комбайна визначим, скориставшись емпіричною залежністю ІГД ім. А.А. Скочинського:

$$k_2 = 0,86 - 0,20 \cdot f = 0,86 - 0,20 \cdot [4 \cdot 0,25 + 2(1 - 0,25)] = 0,36 \quad (88)$$

Технічна продуктивність комбайна при виїмці вугілля складе:

$$Q_{mex} = 60 \cdot Q_m \cdot k_{mex} = 60 \cdot 1,0 \cdot 0,24 = 14,4 \text{ м}^3/\text{час.} \quad (89)$$

Технічна продуктивність комбайна при виїмці породи складе:

$$Q_{mex} = 60 \cdot Q_m \cdot k_{mex} = 60 \cdot 0,3 \cdot 0,24 = 4,3 \text{ м}^3/\text{час.}$$

При визначенні експлуатаційної продуктивності враховуємо також час простоїв комбайна по різних причинах, не залежних від його конструкції (по організаційним причинам):

$$Q_3 = 60 \cdot Q_m \cdot k_3 \cdot (T_{см} - T_{нзо} - T_{лн} - T_{то}) / S \quad (90)$$

Для визначення коефіцієнта використання машинного часу при експлуатації комбайна скористаємося виразом:

$$k_3 = \left[\frac{1}{k_{тех}} + \frac{1}{k_{оп}} - 1 \right]^{-1} = \left[\frac{1}{0,24} + \frac{1}{0,41} - 1 \right]^{-1} = 0,18 \quad (91)$$

Коефіцієнт, який характеризує рівень організації робіт визначимо за формулою, яка враховує час простоїв за організаційними причинами при проведенні одного метра виробки – 2,9 хв, зведення кріплення – 31,06 хв, нарощування конвеєра – 25,2 хв, навіска вентиляційних труб – 3,54 хв).

$$k_{оп} = \frac{T_o}{T_o + T_{оп}} = \frac{43,89}{43,89 + (2,9 + 31,06 + 25,2 + 3,54)} = 0,41 \quad (92)$$

З урахуванням витрат часу на підготовчі-заклучні операції, особисті потреби та техобслуговування, експлуатаційна продуктивність комбайна складе:

– при виїмці вугілля

$$Q_3 = 60 \cdot (14,4 / 6) \cdot 0,18 \cdot (6 - 0,43 - 0,16 - 0,30) / 4,7 = 28,2 \text{ м/зміну.}$$

– при виїмці породи

$$Q_3 = 60 \cdot (4,3 / 6) \cdot 0,18 \cdot (6 - 0,43 - 0,16 - 0,30) / 7,8 = 5,1 \text{ м/зміну.}$$

При встановленні рам кріплення через 0,8 м тривалість виїмки вугілля на величину кроку установки рам кріплення складе $0,8/28,2 = 0,028$ зміни $\approx 0,17$ год. Тривалість виїмки породи $0,8/5,1 = 0,157$ зміни $\approx 0,94$ год. За зміну може бути проведено $= 6 / (0,17 + 0,94) = 5,4$ м виробки

2.4.3 Вода та енергопостачання дільниці

Мережа пожежного зрошувального трубопроводу використовується для боротьби з пилом. Основним споживачем води для боротьби з пилом в підготовчому забої являється система зрошення на пунктах перевантаження гірничої маси.

Вихідними даними для розрахунку повітряного проводу стислого повітря являється його схема з вказанням типів та параметрів місцевих опір, а також витрата повітря на кожній ділянці, визначається за формулою:

$$Q = k_0 \cdot \sum V_i \cdot n_m \cdot k_n + V_{yt} \cdot L = 0,9 \cdot 8,5 \cdot 1 \cdot 1,15 + 1,5 \cdot 1400 = 2109 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (93)$$

де V_i – кількість стислого повітря, використаного 1 повітряним приемником, $\text{м}^3/\text{хв}$

n_m - число однорідних пневматичних механізмів;

k_0 – коефіцієнт одночасності роботи;

k_n - коефіцієнт зношеності механізмів

V_{yt} – допустимий витік стислого повітря на 1 м повітряного проводу, $1,5 \text{ м}^3/\text{хв}$;

L – довжина повітряного проводу, м.

Для живлення пересувних трансформаторів прийнята напруга 6000 В. Для живлення забійних механізмів необхідно передбачити прокладку від ділянкових розподільчих пунктів до забійних, в 100 м від забою, кабелів КГЭШ. Ділянка виробки до 1400 метрів, де виконують роботи прохідницького циклу, необхідно освітлювати електричними світильниками РП-100 и РП-200.

Вибір потужності трансформатора для видобувної підстанції:

$$S_{tr1} = (k_c \cdot \sum P_n) / 1,25 \cdot \cos \varphi_{cp} = (0,286 \cdot 550) / 1,25 \cdot 0,6 = 210 \text{ кВ} \cdot \text{А} \quad (94)$$

де $\sum P_n$ - сукупна потужність підключених до трансформатору приймачів

видобувна ділянка (РКУ10–200 кВт, СПЦ162–220 кВт, ЛТ80–100 кВт, РП-100)

прохідницька ділянка (КСП32–110 кВт, ППЛ1К–15 кВт, ЛТП80–55 кВт, ВМЦ8-48)

Вибір потужності трансформатора для прохідницької підстанції:

$$S_{tr2} = (k_c \cdot \sum P_n) / 1,25 \cdot \cos \varphi_{cp} = (0,346 \cdot 228) / 1,25 \cdot 0,6 = 114 \text{ кВ} \cdot \text{А}$$

де $\cos \varphi_{cp}$ – середньозважене значення коефіцієнта потужності приймачів:

$$k_c = 0,286 + 0,714 \cdot P_1 / \sum P_n = 0,286 + 0,714 \cdot 220 / 550 = 0,286 \quad (95)$$

де P_1 – найбільша потужність двигун в групі, кВт.

Приймаємо пересувну підстанцію КТПВ с трансформатором 230 та 120 кВ·А

2.4.4 Провітрювання дільниці

При комбайновій технології проведення виробок необхідна кількість повітря для провітрювання розраховується за найбільшою кількістю людей в забої:

$$Q_{з.п} = 6 \cdot n_{л} = 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (96)$$

Витрата повітря по фактору мінімальної швидкості:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot v_{\min} \cdot S = 60 \cdot 0,15 \cdot 10,35 = 93 \text{ м}^3/\text{мин} \quad (97)$$

де v_{\min} – мінімально допустима швидкість повітря в виробці, м/с.

Розрахунок максимальних витрат повітря по виділенню метану:

$$Q_{з.п} = 100 \cdot J_{зп} / C - C_o = 100 \cdot 1 / 1 - 0,05 = 105 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (98)$$

де $J_{зп}$ – метановість на при забійній ділянці, приймають до $4 \text{ м}^3/\text{хв}$

$C \leq 1 \%$ - допустима концентрація метану в вихідній з виробці струмені

C_o – концентрація метану в струмені повітря, що надходить в виробку.

Для вибору ВМП приймаємо найбільше з отриманих $Q_{з.п} = 105 \text{ м}^3/\text{хв}$ (ВМЦ-8)

Потрібна подача вентилятора, працюючого на гнучкий трубопровід:

$$Q_{в} = Q_{зп} \cdot k_{ут.тр} = 105 \cdot 2,04 = 215 \text{ м}^3/\text{мин} = 3,58 \text{ м}^3/\text{с} \quad (99)$$

Необхідний тиск вентилятора:

$$h_{в} = Q_{в}^2 \cdot R_{тр.з} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{ут.тр}} + 0,41 \right)^2 \quad (100)$$
$$h_{в} = 3,58^2 \cdot 22,8 \cdot \left(\frac{0,59}{2,04} + 0,41 \right)^2 = 142,9 \text{ кг/м}^2$$

де $R_{тр.з}$ - аеродинамічний опір гнучкого трубопроводу:

$$R_{тр.з} = r_{тр} (l_{тр} + 20 \cdot d_{тр} \cdot \Pi_1 + 10 \cdot d_{тр} \cdot \Pi_2) \quad (101)$$
$$R_{тр.з} = 0,0161(1400 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 22,8$$

де $r_{тр}$ - питоме аеродинамічний опір гнучкого трубопроводу;

$l_{тр}$ – довжина трубо проводу, м.

Π_1, Π_2 - число поворотів трубопроводу відповідно під кутом 90° та 45° .

Перевіримо площу поперечного перетину виробки в світлі після осадки за допустимої швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{св}} \leq [V] = \frac{105}{13,1} = 7,9 \text{ м/с} > [8] \text{ м/с} \quad (102)$$

Метановиділення з розробленого пласта k_8^H

При розробці кам'яного вугілля та антрацитів з об'ємним виходом летючих речовин більше $165 \text{ мл/г. с. б. м.}$ відносно метановість з розробленого пласта:

$$q_{пл} = q_{о.п} + q_{о.у} + k_{э.п}(x - x_0) = 5,3 + 0,18 + 0,03(7,2 - 1,6) = 5,6 \text{ м}^3/\text{т} \quad (103)$$

де $k_{э.п}$ - коефіцієнт, експлуатаційні втрати вугілля в межах виїмкової ділянки;

x_0 - остаточна метановість вугілля, залишеного у виробленому просторі, $\text{м}^3/\text{т}$

$$x_0 = 0,01 \cdot x_{о.г} \cdot (100 - A_3 - W_p) = 0,01 \cdot 2 \cdot (100 - 12 - 8) = 1,6 \text{ м}^3/\text{т} \quad (104)$$

де $x_{о.г}$ – остаточна метановість вугілля, $\text{м}^3/\text{т. с. б. м.}$; приймається по табл.3.1[7] в залежності від виходу летючих речовин $\text{м}^3/\text{т. с. б. м}$

A_3 - пластова зольність, %;

W_p – пластова вологість, %

$q_{о.п}$ - відносна метановість з очисного забою:

$$q_{о.п} = 0,85 \cdot x \cdot k_{пл} \cdot \exp(-n) = 0,85 \cdot 7,2 \cdot 0,89 \cdot \exp(-0,03) = 5,3 \text{ м}^3/\text{т} \quad (105)$$

де x - метановість вугілля з урахуванням зольності та вологості, $\text{м}^3/\text{т}$

$$x = 0,01 \cdot x_{г} \cdot (100 - A_3 - W_p) = 0,01 \cdot 9 \cdot (100 - 12 - 8) = 7,2 \text{ м}^3/\text{т} \quad (106)$$

$x_{г}$ – природна метановість, $\text{м}^3/\text{т. с. б. м.}$;

$k_{пл}$ - коефіцієнт, який враховує вплив системи розробки на метановість з пласта; згідно [7] для стовпової системи розробки:

$$k_{пл} = \frac{l_{оч} - 2b_{з.д}}{l_{оч}} = \frac{200 - 2 \cdot 11}{200} = 0,89 \quad (107)$$

$b_{з.д}$ - ширина умовного поясу газового дренавання вугільного масиву; приймається по табл.3.5[7] в залежності от виходу летючих речовин.

n - показник ступеню, який залежить від швидкості посування очисного забою ($v_{оч}$, м/сут), виходу летючих речовин з вугілля та глибини розробки (Н, м);

$$n = a_1 \cdot v_{оч} \cdot \exp(-0,001 \cdot H + b_1 \cdot V_{daf}) \quad (108)$$

$$n = 0,152 \cdot 3,9 \cdot \exp(-0,001 \cdot 885 - 0,051 \cdot 40) = 0,03$$

де a_1 , b_1 - коефіцієнти, значення котрих приймається в залежності від виходу летючих речовин; згідно [7] при $V_{daf} > 22\%$ $a_1 = 0.152$, $b_1 = -0.051$;

V_{daf} - вихід летючих речовин, %

Швидкість посування очисного забою визначимо виходячи з запланованого навантаження на очисний забій:

$$A_{сут} = l_{оч} \cdot v_{оч} \cdot m_{п} \cdot \gamma = 200 \cdot 3,9 \cdot 1,1 \cdot 1,36 = 1164 \text{ т/доб} \quad (109)$$

де $v_{оч}$ - швидкість посування забою:

$$v_{оч} = \frac{A_{сут}}{l_{оч} \cdot m_{п} \cdot \gamma} = \frac{1164}{200 \cdot 1,1 \cdot 1,36} = 3,9 \text{ м/сут} \quad (110)$$

Відносна метановість з відбитого вугілля ($q_{о.у}$)

$$q_{о.у} = q_{о.у}^1 + q_{о.у}^{11} = 0,11 + 0,07 = 0,18 \text{ м}^3/\text{т} \quad (111)$$

де $q_{о.у}^1$ - відносна метановість з відбитого вугілля в лаві, м³/т;

$$q_{о.у}^1 = x \cdot k_{пл} [1 - 0,85 \exp(-n)] \cdot (b_2 k_{гy} + b_3 k_{my}^1) \quad (112)$$

$$q_{о.у}^1 = 7,2 \cdot 0,89 [1 - 0,85 \exp(-0,03)] \cdot (0,6 \cdot 0,13 + 0,4 \cdot 0,1) = 0,11 \text{ м}^3/\text{т}$$

$q_{о.у}^{11}$ - відносна метановість в конвеєрному бремсбергу, м³/т

$$q_{о.у}^{11} = x \cdot k_{пл} [1 - 0,85 \exp(-n)] \cdot b_2 k_{my}^{11} \quad (113)$$

$$q_{о.у}^{11} = 7,2 \cdot 0,89 [1 - 0,85 \exp(-0,03)] \cdot 0,6 \cdot 0,13 = 0,07 \text{ м}^3/\text{т}$$

де b_2 , b_3 - коефіцієнти, які враховують долю відбитого вугілля, згідно що знаходиться на конвеєрі та залишеного на ґрунті в лаві, долі од.; значення $b_2 = 0,6$ а $b_3 = 0,4$ при двосторонній схемі виїмки вугілля в лаві;

$k_{гy}$, k_{my}^1 , k_{my}^{11} - коефіцієнти, які враховують ступінь дегазації відбитого від масиву вугілля відповідно в очисній виробці на конвеєрі ($k_{гy}$), на ґрунті в лаві (k_{my}^1), та на конвеєрі в виробці виїмкової ділянки (k_{my}^{11}), долі од. ;

$$k_{гy} = a \cdot T_{m.l}^b = 0,052 \cdot 3,7^{0,71} = 0,13 \quad (114)$$

$$k_{my}^{11} = a \cdot T_{m.k}^a - b \cdot T_{m.l}^e = 0,118 \cdot 23,6^{0,25} - 0,052 \cdot 3,7^{0,71} = 0,13 \quad (115)$$

де $T_{m.l}$ - час знаходження відбитого вугілля на конвеєрі в лаві, хв;

$$T_{m.l} = \frac{l_{оч}}{60 v_{к.л}} = \frac{200}{60 \cdot 0,91} = 3,7 \text{ мин} \quad (116)$$

де $v_{к.л}$ - швидкість транспортування вугілля в лаві, м/с; $v_{к.л} = 0.91$ м/с

$T_{m.n.l}$ - час знаходження відбитого від масиву вугілля на ґрунті в лаві, хв.

При двосторонній виїмці вугілля в лаві $T_{m.n.l} = 0$, тому $k_{my}^1 = 0$;

$T_{m.k}$ - час знаходження відбитого від масиву вугілля в конвеєрному бремсбергу у межах виїмкової ділянки, хв;

$$T_{m.k} = \frac{\sum_{i=1}^n l_{mi}}{60 v_{mi}} = \frac{1419}{60 \cdot 1,0} = 23,6 \text{ мин} \quad (117)$$

l_{mi} - протяжність виробки с і-м видом транспорту, м;

v_{mi} - швидкість транспортування вугілля на ділянці l_{mi} , м/с;

Для заданих способі підготовки, системі розробки та прийнятих видах транспорту $l_{mi} = 1419$ м., а $v_{mi} = 1.0$ м/с,

a , b - коефіцієнти, які характеризують газо-віддачу з відбитого вугілля; приймається при дегазації відбитого вугілля $T_y \leq 6$ хв, відповідно рівними 0.052 та 0.71, а при $T_y > 6$ хв $a = 118.0$, а $b = 0.25$

Розрахунок метановості з зближених вугільних пластів k_8^B та k_7^H

Відносна метановість із супутників визначається за формулою:

$$q_{сп} = \sum q_{сп.пi} + \sum q_{сп.нi} = 2,0 + 2,1 = 4,1 \text{ м}^3/\text{т} \quad (118)$$

Відносна метановість як з підробленого $q_{сп.пi}$, так і надробленого $q_{сп.нi}$ визначається за формулою:

$$q_{сп.пi} = 1.14 v_{оч}^{-0.4} \frac{m_{са.i}}{m_B} (x_{сп.i} - x_{0i}) * \left(1 - \frac{M_{спi}}{M_p}\right) \quad (119)$$

де $m_{сп.i}$ - сукупна потужність супутника, м;

$x_{сп.i}$ - природна метановість супутника, м³/т;

x_{0i} - остаточна метановість супутника, м³/т;

m_B - виїмкова потужність розроблюваного пласта, м;

$M_{сп.i}$ - відстань по нормалі між покрівлею розроблюваного та ґрунтом ближнього (при підроблені) пластів та між ґрунтом, м

M_p - відстань по нормалі між розроблюваним пластом та зближеними пластами, при котрому метановість з останніх практично рівно нулю, м.

Величина M_p при підробці пологих та похилих пластів:

$$M_p = 1.3 * I_{оч} * k_{у.к} * k_{л} * \sqrt{m_{в.пр}} (\cos \alpha_{пл} + 0.05 * k_{л}) \quad (120)$$

$$M_p = 1.3 * 200 * 1 * 1 * \sqrt{1,2} (\cos 18 + 0,05 * 1,0) = 285 \text{ м}$$

де $m_{в.пр}$ - виїмальна потужність пласта з урахуванням породних прошарків, м;

$k_{у.к}$ - коефіцієнт, який враховує спосіб керування покрівлею; при повному обваленні приймається - 1.0;

$k_{л}$ - коефіцієнт, який враховує вплив ступеню метаморфізму на величину зводу розгрузки; приймається по табл. 3.6 [7] в залежності від виходу летючих речовин.

При надроблені пологих та похилих пластів M_p приймається 60 м.

Визначаємо метановість з підробленого супутника k_8^B

$$q_{сп.k8} = 1.14 * 3,9^{-0.4} \frac{0,80}{1,1} (7,2 - 1,6) * \left(1 - \frac{75}{285}\right) = 2,0 \text{ м}^3/\text{т} \quad (121)$$

Визначаємо метановість з надробленого супутника k_7^H

$$q_{сп.к7} = 1.14 * 3,9^{-0,4} \frac{0,70}{1,1} (7,2 - 1,6) * \left(1 - \frac{35}{285}\right) = 2,1 \text{ м}^3/\text{Т}$$

Розрахунок метановості з вмiщаючих порiд

Згiдно [7] метановiсть з порiд визначається за формулою:

$$q_{пор} = 1,14 v_{оч}^{-0,4} (x - x_0) k_{с.п} (H - H_0) \quad (122)$$

$$q_{пор} = 1,14 * 3,9^{-0,4} (7,2 - 1,6) * 0,00106 * (885 - 335) = 2,2 \text{ м}^3/\text{Т}$$

де $k_{с.п}$ - коефiцiєнт, враховуючий спiсiб керування покрiвлею та лiтологiчний склад порiд, долi од. При повному обваленi $q_{сп} = 0.00106$.

Абсолютна метановiсть очисного забою та виiмкової дiлянки

$$I_{оч} = \frac{q_{оч} * A_{оч}}{1440} = \frac{5,5 * 1164}{1440} = 4,4 \text{ м}^3/\text{ХВ} \quad (123)$$

$$I_{уч} = \frac{q_{уч} * A_{оч}}{1440} = \frac{11,9 * 1164}{1440} = 9,6 \text{ м}^3/\text{ХВ}$$

Згiдно [7], при схемах провiтрювання типу 2-В, 3-В, вiдносна метановiсть очисного забою та виiмкової дiлянки визначається:

$$q_{оч} = (q_{о.п} + q_{о.у}) (1 - K_{д.пл}) + k_{в.п} * q_{в.п}^1 = (5,3 + 0,11) (1 - 0) + 0 * 6,47 = 5,5 \text{ м}^3/\text{Т} \quad (124)$$

$$q_{уч} = (q_{о.п} + q_{о.у}) (1 - K_{д.пл}) + q_{в.п}^1 = (5,3 + 0,18) (1 - 0) + 6,47 = 11,9 \text{ м}^3/\text{Т}$$

де $k_{в.п}$ - коефiцiєнт, враховуючий метановiсть з виробленого простору в при забiйне; для схем типу 2-В, 3-В, при примиканнi вихiдного струменю в межах виiмкової дiлянки до виробленого простору, приймається в залежностi вiд способу пiдтримки вентиляцiйної виробки. Пiдтримку вентиляцiйних бремсбергiв здiйснюємо двома рядами залiзо-бетонних тумб и поруч дерев'яних кострiв;

$q_{в.п}^1$ - очiкувана метановiсть з виробленого простору на виiмковiй дiлянцi:

$$q_{в.п}^1 = [k_{э.п} (x - x_0) (1 - k_{д.пл}) + (\sum q_{сп.п} + q_{пор}) (1 - k_{д.с.п}) + \sum q_{сп.н} (1 - k_{д.с.н})] (1 - k_{д.в.п}^1) (1 - k_{д.в.о}) \quad (125)$$

$$q_{в.п}^1 = [0,03 (7,2 - 1,6) (1 - 0) + (2,0 + 2,2) (1 - 0) + 2,1 (1 - 0)] (1 - 0) (1 - 0) = 6,47 \text{ м}^3/\text{Т}$$

Коефiцiєнти дегазацiї, у формулi, приймаємо рiвними нулю, так як необхiдностi проведення дегазацiї ще не встановлена.

Розрахунок кiлькостi повітря необхідного для провiтрювання очисного забою та виiмкової дiлянки

Згiдно [7], кiлькостi повітря необхідне для провiтрювання виiмкової дiлянки провiтрюваного по схемi типу 3-В визначається

$$Q_{уч} = \frac{100 * I_{уч} * k_H}{c - c_0} = \frac{100 * 9,6 * 1,4}{1 - 0,05} = 1415 \text{ м}^3/\text{ХВ} \quad (126)$$

Кiлькiсть повітря для провiтрювання очисного забою для схем типу 3-В

$$Q_{оч} = \frac{100 * I_{оч} * k_H}{c - c_0} = \frac{100 * 4,4 * 1,6}{1 - 0,05} = 741 \text{ м}^3/\text{ХВ}$$

Розрахунок кiлькостi повітря для провiтрювання очисного забою по газам, якi утворюються при пiдривних роботах, не проводимо, так як пiдривнi роботи в лавi не ведуться.

Розрахунок витрати повітря по числу людей за формулою:

$$Q_{оч} = 6 * n_{чол} * k_{о.з} = 6 * 30 * 1,25 = 225 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (127)$$

де $n_{чол}$ - найбільше число людей, одночасно які роблять в очисній виробці. Якщо зміна робочих здійснюється на робочих місцях, то $n_{чел} = 30$.

Витрата повітря з умови оптимальної швидкості за пиловим фактором:

$$Q_{оч} = 60 * S_{оч.мін} * V_{опт} * k_{о.з} = 60 * 2,8 * 1,6 * 1,3 = 349 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (128)$$

де $V_{опт}$ - оптимальна швидкість повітря в при забійному просторі, м/с

Остаточо, для провітрювання очисного забою приймаємо 741 м³/хв, а для провітрювання виїмкової ділянки 1415 м³/хв.

Витрата повітря на підсвіжування, вихідної з лави вентиляційного струменю

$$Q_{доп} = Q_{уч} - Q_{оч} \frac{k_{ут.в}}{k_{о.з}} = 1415 - 741 \frac{1,5}{1,3} = 560 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (129)$$

Розрахунок депресії виробок виїмкової ділянки

Депресія капітальних та підготовчих виробок:

$$h = \frac{k_{н.р.в} * \alpha * PLQ^2}{S^3} \quad (130)$$

де $k_{н.р.в}$ - коефіцієнт, який враховує не рівномірність розподілу повітря по мережі гірничих виробок; для загальношахтних виробок = 1.563, для інших виробок = 1.

α - коефіцієнт аеродинамічного опору кг*с²/м⁴;

P - периметр виробки, м; виробки закріпленні ачочним кріпленням $P = 3.86 \sqrt{S}$

S - поперечний переріз конвеєрного штреку в світлі, м². Приймаємо 12.5 м² ;

L - довжина виробки, м;

Q - витрата повітря, м³/с.

Визначимо депресію конвеєрного штреку при його максимальній довжині, коли лава буде знаходитися в нижній частині стовпа. Значення α приймаємо по табл. П.7.17 [7] $\alpha = 0.0021$ кг*с²/м⁴. Витрата повітря по штреку 1415 м³/хв, 23.58 м³/с.

$$h_{штр} = 0,0021 \frac{13,64 * 1419 * 23,58^2}{12,5^3} = 11,6 \text{ даПа}$$

Депресія лави підраховується за формулою:

$$h_{оч} = R_{оч} * Q_{оч}^2 = 0,30 * (741/60)^2 = 46 \text{ даПа} \quad (131)$$

де $R_{оч}$ - загальний аеродинамічний опір лави, кг*с²/м⁸.

Для лав обладнаних механізованими кріпленнями,

$$R_{оч} = 0,01 * r_{100} * l_{оч} + \frac{0,0612 * (\xi_{вх} + \xi_{вих})}{S_{оч}^2} \quad (132)$$

$$R = 0,01 * 0,07 * 200 + \frac{0,0612 * (2+14)}{2,5^2} = 0,30 \text{ к} \mu$$

де r_{100} - питомий аеродинамічний опір (при довжині 100 м) лав з механізованими кріпленнями, к μ приймається по табл.6.5 [7]; $r_{100} = 0.07$ к μ ;

$\xi_{вх}$, $\xi_{вих}$ - коефіцієнти місцевого опору входу та виходу лави; визначаються по табл. 9.1 [7]; $\xi_{вх} = 2$, $\xi_{вих} = 14$.

2.4.5 Організація гірничо прохідних робіт

Складемо графік організації робіт при проведенні конвеєрного штреку комбайновим способом для наступних умов: глибина ведення робіт $H = 885$ м; щільність що вміщає порід $R_n = 60$ МПа, щільність вугілля $R_y = 20$ МПа, коефіцієнт присічки $k_n = 0,7$; кут падіння порід $\alpha = 18$; форма поперечного перерізу виробки – арочна, площа в світлі $S_{cv} = 12,5$ м²; розміри в прохідці: переріз $S_{np} = 15,7$ м², висота $H = 3,11$ м, ширина $B = 3,83$ м, щільність вугільного пласта $1,1$ м; в період експлуатації виробка буде обладнана конвеєром типу ЛТП-80 та рейковою дорогою 600 мм; кріплення КМП-А3 з СВП-22, щільність установки кріплення $n = 0,8$ рам/м; затяжка дерев'яна; переріз водовідливної канавки $0,12$ м²; тип прохідницького комбайна – КСП-32, комбайн грузить гірничу масу за допомогою перевантажувача ППЛ-1К; довжина заходки $l_3 = 0,8$ м; діаметр прогумованих вентиляційних труб $0,8$ м, канавка проводиться комбайном, кріплення канавки – дерев'яні жолоби.

Встановлюємо режим роботи в забою виробки – 3 зміни тривалістю 6 годин по спорудженню виробки та одна зміна ремонтно-підготовча, число робочих днів в місяць – 25.

Визначення об'ємів робіт на зміну.

Агрегатна норма виробки для комбайна КСП-32 складає $H_{agr} = 1,7$ м та норма обслуговування $H_q = 4$ чол-зм.

Розрахуємо індивідуальну норму виробки прохідника:

$$H_{вир} = H_{agr} / H_q = 1,7 / 4 = 0,425 \text{ м/чол-зм.} \quad (133)$$

Визначимо встановлену індивідуальну норму виробки прохідника:

$$H_{вир.у} = H_{вир} \cdot k_{заг} = 0,425 \cdot 0,86 = 0,366 \text{ м/чол-зм.} \quad (134)$$

Враховані наступні поправні коефіцієнти до комплексної норми виробки:

використання дерев'яної затяжки – 0,96;

водовідвідна канавка з кріпленням – 0,975;

глибина ведення гірничих робіт – 0,95;

категорія гірничих порід з буріння – 0,97.

Тоді $k_{заг} = 0,96 \cdot 0,975 \cdot 0,95 \cdot 0,97 = 0,86$

Встановлена агрегатна норма виробки:

$$H_{agr.у} = 1,7 \cdot 0,86 = 1,45 \text{ м} \quad (135)$$

Трудомісткість проведення 1 м у відповідності з розрядами робочих, чол-зм:

машиніст гірничих виїмкових машин 6 розряду: $1 : 1,45 = 0,68$;

проходчик 5 розряду: $(4 - 1) : 1,45 = 2,05$.

Для суміщення робіт по кріпленню виробки при побудові графіка організації робіт необхідно розділити тривалість кріплення на дві частини: несумісну, виконуючу всіма членами ланки, та сумісну з другими операціями прохідницького циклу. З норм часу [8] : $H_{ep}(to) = 111,87$ чол-хв, а з урахуванням норми часу на відпочинок (15%) – $H_{ep}(to) = 111,87 \cdot 1,15 = 128,65$ чол-хв на одну раму кріплення.

Таблиця 2.4.2.6 – Технологічні параметри процесу комбайнової виїмки

Найменування операцій	Витрати праці на 1 м виробк (чол-хв) та часу(хв/зміну) ЄНВ 2004	Об'єм робіт, м		Число робоч чолов	Трудомісткість за процесами (операціями) чол-хв		Тривалість процесів (операцій), хв	
		на цикл	на зміну		на цикл	на зміну	на цикл	на зміну
Підготовчо закл операції	25,8	-	-	4	-	103,2	-	25,8
Усунення не справностей	18,1	-	-	4	-	72,4	-	18,1
Керування комбайном	161,7*1,11/0,86 = 208,7	0,8	1,45	2	167,0	304,7	83,5	152,4
Підкидання гірничої маси, дроблення	70,06*1,2/0,86 = 97,8	0,8	1,45	2	78,24	142,8	39,1	71,4
Розштибовка перевантажувача та конвеєра	21,64/0,86 = 25,16	0,8	1,45	2	20,13	36,73	10,06	18,37
Відведення, проробка викон органу до забою	9,89/0,86 = 11,5	0,8	1,45	2	9,2	16,8	4,6	8,4
Огляд та заміна різців, підвіска кабелів та шлан	12,55/0,86 = 14,6	0,8	1,45	2	11,68	21,3	5,84	10,65
Встановлення та передвижка кріплення	6,3*1,15/0,86 = 8,42	0,8	1,45	2	6,74	12,3	3,37	6,15
Кріплення виробки	173,9*1,15/0,86 = 232,5	0,8	1,45	4	186	339,5	46,5	84,9
Нарощування конвеєра	69,6*1,13/0,86 = 91,45	0,8	1,45	4	73,16	133,5	18,3	33,4
Навіска вентиляційних труб	3,54*1,12/0,86 = 4,6	0,8	1,45	4	3,68	6,7	0,9	1,6
Час на особисті потреби	10	-	-	4	-	40	-	10
Разом:	694,73				555,83	1229,93		

Визначимо трудомісткість основних операцій на цикл, перемножив норму часу на об'єм робіт з урахуванням поправочного коефіцієнта $k_{заг}$:

$$N_{кр.о} = H_{вр} (to) * W_{кр} / k_{заг} = 128,65 * 1 / 0,86 = 149,6 \text{ чол-хв} \quad (136)$$

Визначимо тривалість несумісної частини кріплення:

$$T_{кр.о} = \frac{N_{кр.о}}{n_{зв}} = \frac{149,6}{4} = 37,4 \text{ хв} = 0,62 \text{ год} \quad (137)$$

Норма часу на допоміжні (сумісні) операції складе [8]: $H_{ep}(t\theta) = 162,66$ чол-хв, а з урахуванням норми часу на відпочинок (15%) – $H_{ep}(t\theta) = 162,66 \cdot 1,15 = 187,06$ чол-хв на одну раму кріплення. Тоді трудомісткість допоміжних операцій на цикл з урахуванням поправочного коефіцієнта k_{zag} :

$$N_{кр.в} H_{ep}(t\theta) * W_{кр} / k_{zag} = 187,06 * 1 / 0,86 = 217,5 \text{ чол-хв.}$$

Для визначення тривалості робіт по кріпленню, сумісних з роботою комбайна необхідно від часу керування комбайном вирахувати тривалість перерахованих вище допоміжних робіт:

$$T_{кр.в}' = T_{у.к} - T_{рози} - T_{подк} = 83,5 - 10,06 - 39,1 = 34,34 \text{ хв} \quad (138)$$

Загальна тривалість допоміжних робіт по кріпленню, сумісних з другими операціями циклу:

$$T_{кр.в}'' = T_{кр.в}' + T_{отв} + T_{зам.р} + T_{вр.кр} = 34,34 + 4,6 + 5,84 + 3,37 = 48,15 \text{ хв} \quad (139)$$

Тепер визначимо трудомісткість допоміжних робіт по кріпленню, сумісних з іншими операціями циклу:

$$N_{кр.в}'' = T_{кр.в}'' \cdot n_2 = 48,15 \cdot 2 = 96,3 \text{ чол-хв} \quad (140)$$

Визначимо трудомісткість допоміжних робіт по кріпленню, не сумісних з іншими процесами прохідницького циклу:

$$N_{кр.в}''' = N_{кр.в} - N_{кр.в}'' = 121,2 \text{ чол-хв} \quad (141)$$

Ту частину допоміжних робіт по кріпленню буде виконувати вся ланка прохідників. Визначимо її тривалість:

$$T_{кр.в}'''' = \frac{N_{кр.в}'''}{n_{зв}} = \frac{121,2}{4} = 30 \text{ хв} = 0,5 \text{ год}$$

Визначимо фактичну швидкість проведення виробки:

$$v_{міс} = \frac{T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{дн}}{T_{ц}} \cdot l_3 = \frac{6 \cdot 3 \cdot 25}{3,5} \cdot 0,8 = 103 \text{ м/міс} \quad (142)$$

Коефіцієнт циклічності визначаємо по формулі:

$$K_{ц} = \frac{P}{T_{ц}} = \frac{18}{3,5} = 5 \text{ циклів/добу} \quad (143)$$

Добове посування забою виробки визначаємо по формулі:

$$Q_{доб} = l_3 \cdot K_{ц} = 0,8 \cdot 5 = 4,0 \text{ м/доб} \quad (144)$$

Явочний та обліковий склад бригади прохідників визначаємо по формулі:

$$P_{яв} = \frac{Q_{доб}}{H_{к} \cdot K_{н}} = \frac{4}{0,39 \cdot 1,03} = 10 \text{ чол} \quad (145)$$

$$P_{обл} = 10 \cdot 1,07 = 11 \text{ чол} \quad (146)$$

де $H_{к}$ - норма виробки, м/чол.-зм

$$H_{к} = \frac{l_3}{\sum N} = \frac{0,8}{2,05} = 0,39 \text{ м/чол - зм} \quad (147)$$

Комплексна розцінка:

$$P_{к} = \frac{Z_{сум}}{l_3} = \frac{697}{0,8} = 871 \text{ грн/м} \quad (148)$$

де $Z_{сум}$ – розцінка за нормою виробки для прохідників (34,00 грн * 20,5 чол-зм), м.

2.4.6 Техніко-економічні показники

Розрахунок витрат за допоміжними матеріалами

$$Z_p = v_{\text{міс}} \cdot 2 \cdot n_{\text{шл}} \cdot p \cdot C_p \cdot 1,05 = 103 \cdot 2 \cdot 1 \cdot 0,02 \cdot 3000 \cdot 1,05 = 12978 \text{ (рейки)} \quad (149)$$

$$Z_{\text{ш.д}} = v_{\text{міс}} \cdot n_{\text{шл}} \cdot C_{\text{ш}} \cdot 1,05 \cdot Q_{\text{шп}} / l_{\text{ш}} = 103 \cdot 1 \cdot 44 \cdot 1,05 \cdot 1/0,63 = 7553 \text{ (шпали)} \quad (150)$$

$$Z_{\text{з.д}} = v_{\text{міс}} \cdot P_{\text{зат}} \cdot C_{\text{д}} \cdot b_{\text{зат}} \cdot 1,05 = 103 \cdot 12,5 \cdot 43 \cdot 0,02 \cdot 1,05 = 1163 \text{ (затяжка)} \quad (151)$$

$$Z_{\text{рез}} = v_{\text{міс}} \cdot N_{\text{різ}} \cdot C_{\text{різ}} = 103 \cdot 10 \cdot 95 = 97850 \text{ (зубки для комбайна)} \quad (152)$$

Таблиця - Витрати вартості групи «допоміжних матеріалів»

Перелік матеріалів	Одиниця вимірювання	Ціна за одиницю, грн.	Норма витрат, місяць	Затрати за місяць з урахуванням витрат транспортування, грн.
Рейки	тонна	3000	4,33	12978
Шпали дерев'яні	м ³	44	273	7553
Затяжка дерев'яна	м ³	43	27	1163
Зубки для комбайна	шт.	95	1030	97850
Мастильні речовини	кг	8	103	824
Разом				120368

$n_{\text{шп}} -$ кількість рельсових шляхів у виробці, шт.

$p -$ вага одного погонного метра рейки, т.

$l_{\text{ш}} -$ відстань між шпалами, м.

$b_{\text{зат}} -$ товщина затяжки, м³.

$Q_{\text{шп}} -$ об'єм однієї шпали, м³.

$N_{\text{різ}} -$ норма витрат різців на 1 м виробки, шт.

Таблиця - Витрати за матеріалами групи «Витрати майбутніх періодів»

Перелік матеріалів	Одиниця вимірювання	Ціна за одиницю, грн.	Кількість одиниць	Вартість з урахуванням витрат трансп (5%) грн	Термін погашання вартості матер. міс	Сума погашання вартості матер. грн
Кріплен КМП-А	комплект	602	82	49364+2468	48	1080
Труби вентиляц.	м	92	103	9476+474	8	1244
Труби металеві	м	55	103	5665+283	12	496
Кабель гнучкий	м	205	103	21115+1056	12	1848
Рештаки	шт	1250	10	12500+625	12	1094
Разом						5762

Місячна витрата металевого кріплення:

$$P_{\text{кр}} = v_{\text{міс}} \cdot n_{\text{кр}} = 103 \cdot 0,8 = 82 \text{ рами} \quad (153)$$

де $n_{\text{кр}} -$ щільність встановлення рам кріплення, рам/м.

Таблиця - Витрати вартості усіх допоміжних матеріалів

Перелік	Місячні витрати, грн.
Матеріали 1 групи	120368
Матеріали 2 групи	5762
Знос швидко зношуваних матеріалів	10000
Сукупна вартість допоміжних матеріалів по ділянці	136130

Розрахунок місячних витрат на електроенергію

Таблиця - Споживана ділянкою електроенергія

Перелік струмоприймачів	Загальна встановлена потужність, кВт
Стрічковий конвеєр ЛТП-80	55
Прохідницький комбайн КСП-32	110
Перевантажувач ППЛ-1К	15
Вентилятор СВЦ-8	25
Разом	205

$$E = \frac{1,1 \cdot \sum P_{уст} \cdot K_c \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot N_{дн} \cdot \nu}{0,95} \quad (154)$$

$$E = \frac{1,1 \cdot 205 \cdot 0,8 \cdot 6 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 1,2}{0,95} = 102543 \text{ грн}$$

де $\sum P_{уст}$ – загальна потужність електродвигунів струмоприймач на ділянці, кВт.

K_c – коефіцієнт попиту, який враховує неодноразовість роботи.

$T_{см}$ – тривалість зміни, час.

$n_{см}$ – кількість змін по проведенню підготовчої виробки на добу.

$N_{дн}$ – планова кількість днів роботи забою у місяць.

ν – тариф за 1 кВт/ч споживаної електроенергії, грн.

Розрахунок місячних витрат на оплату праці

Таблиця - Розрахунок за роботу в нічний час робочим та спеціалістам ділянки

Професії робочих, керівників та спеціалістів	Тарифна ставка погодин грн.	Доплата до часу нічного (40% от час. став	Явочна чисельність в 3 та 4 зміну, чел.	Кількіс нічних годин в зміну	Кількість нічних чол-год, відробл. робітниками ділянки		Разом доплати за роботу в нічний час, грн.
					в доб	в міс	
Машиністи комб	34,00	13,60	2	4	8	200	2720
Прохідники	34,00	13,60	8	4	32	800	10880
Електрослюсарі	32,00	12,80	2	4	8	200	2560
Гірники	29,00	11,60	4	4	16	400	4640
Разом робочі	-	-	-	-	-	-	20800
Начальник ділянк	39,00	15,60	1	4	4	88	1373
Зам. Нач. ділянки	35,00	14,00	1	4	4	88	1232
Помічник началь. ділянки	34,00	13,60	1	4	4	88	1197
Механік ділянки	35,00	14,00	1	4	4	100	1400
Гірничі майстри	33,00	13,20	2	4	8	200	2640
Разом керівники та спеціалісти	-	-	-	-	-	-	7842
Разом	-	-	-	-	-	-	28642

В фонд заробітної плати робочих включається пряма заробітна плата, розрахована по відрядним розцінкам та тарифним ставкам, премія за виконання плану проведення виробки на 100 %, доплата за роботу в нічний час, за нормативний час пересування в шахті від ствола до місця роботи та назад, за керівництво бригадою (ланкою).

Розрахунок доплат за керівництво бригадою:

$$D_{бр} = T_{бр} \cdot N_{вих} \cdot D / 100 = 203 \cdot 22 \cdot 15 / 100 = 670 \text{ грн} \quad (155)$$

де $T_{бр}$ – денна тарифна ставка бригадира прохідників, грн.

$N_{вих}$ – планова кількість виходів у місяць бригадира прохідників.

D – розмір доплат за керівництво бригадою (15%)

Доплата за керівництво ланкою складе 50% від доплати за керівництво бригадою, при цьому чисельність ланки не повинна бути менше п'яти чоловік.

$$D_{зв} = 0,5 \cdot D_{бр} \cdot n_{зв} = 0,5 \cdot 670 \cdot 2 = 670 \text{ грн.} \quad (156)$$

де $n_{зв}$ – кількість ланкових, які мають право на доплату за керівництво

Загальна сума доплат за керівництво бригадою складе:

$$D_{заг} = D_{бр} + D_{лан} = 670 + 670 = 1340 \text{ грн.} \quad (157)$$

Таблиця - Розрахунок доплат за нормативний час пересування

Професії робочих, керівників та спеціалістів	Оплата однієї години пересування, грн.	Нормативний час пересування, год.	Явочна чисельність, чол.	Кількість днів роботи, кількість спуск в шахт	Доплата, грн.
Прохідники	12,00	1	16	25	4800
Електрослюсар	12,00	1	4	25	1200
Гірники	12,00	1	8	25	2400
Разом робочим					9600
Начальник ділянок	23,00	1	1	22	506
Зам. Начальника ділянки	20,00	1	1	22	440
Помічник начал. дільниці	19,00	1	1	22	418
Механік ділянки	20,00	1	1	22	440
Гірничі майстра	18,00	1	2	25	900
Разом керівників та спеціалістів					2704
Разом					11104

Фонд прямої заробітної плати відрядно оплачуваних робочих

$$\Phi_{пр} = P_k \cdot v_{mic} = 353 \cdot 103 = 36359 \text{ грн.} \quad (158)$$

де P_k – комплексна розцінка, грн.

$$P_k = \sum N_i \cdot T_{бр} = 3,48 \cdot 203 = 706,44 / 2 = 353 \text{ грн.} \quad (159)$$

Таблиця - Місячний фонд заробітної плати робочих ділянки

Професії робочих	Загал кільк. виход в місяц	Тариф ставка дневна грн.	Фонд прямої заробіт плати грн.	Допл. за роботу в нічний час	Премія		Допл. за норм. час перед.	Допл. за керів брига та лан	Разом зарпл за місяц грн.
					%	грн.			
Прохідники	-	607	47346	10880	40	23290	4800	1340	64389
Електрослюсарі	25	224	5600	2560	35	2856	1200	-	12216
Машиністи	25	253	6325	2720	35	3166	1200	-	13411
Гірники	25	505	12625	4640	30	5180	2400	-	24845
Разом									114861

Таблиця - Місячний фонд заробітної плати керівників та спеціалістів

Посади	Посадові оклади грн	Чисель по списку чол.	Фонд прямої зарплати грн	Допл. за роботу в нічний час	Допл. за нормат. час перед	Газова надбавк, грн. *10%	Разом зарпл місяц грн
Начальник дільниц	5640	1	5640	1373	506	-	7519
Зам. нач. дільниці	5110	1	5110	1232	440	-	6782
Пом. нач. дільниці	4950	1	4950	1197	418	-	6565
Механік дільниці	5270	1	5270	1400	440	-	7110
Гірничі майстри	5270	2	10540	2640	900	-	14080
Разом							42056

Загальний місячний фонд заробітної плати робочих та керівників:

$$\Phi_{заг} = \Phi_{роб} + \Phi_{сп} + P_n = 114861 + 42056 + 1149 = 158066 \text{ грн.} \quad (160)$$

де P_n – витрати не передбачувані, заплановані у складі фонду заробітної плати робітників ділянки, приймають у розмірі 1% від зарплати робочих, грн.

Розрахунок відрахувань на соціальне страхування

Суму відрахувань на соціальні заходи планують у розмірі 50% от місячного фонду заробітної плати робочих, керівників, спеціалістів:

$$O_c = (\Phi_{заг} - D_n) \cdot 0,50 = (158066 - 12304) \cdot 0,50 = 72881 \text{ грн.} \quad (161)$$

де D_n – загальна сума доплат за нормативний час пересування в шахті, грн.

Розрахунок амортизаційних відрахувань

Суму амортизаційних відрахувань варто розрахувати за формулою:

$$A = \frac{B \cdot H_{мес}}{100} = \frac{11869000 \cdot 1,25}{100} = 148362 \text{ грн.} \quad (162)$$

де B – балансова вартість об'єктів основних фондів, грн.

$H_{мес}$ – місячна норма амортизації основних фондів, приймаємо 1,25%

Таблиця - Розрахунок балансової вартості основних фондів

Найменування основних фондів	Ціна за об'єкт, грн.	Кількість об'єктів, шт.	Балансова вартість об'єктів, грн.
КСП-32	8500000	1	8400000
ЛТП-80	2600000	1	2600000
ППЛ-1К	510000	1	510000
СВЦ-8	25000	1	25000
КТПВ-240	300000	1	300000
ПВИ-250	17000	2	34000
Разом			11869000

Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра гірничої виробки

Таблиця – Розрахунок вартості проведення погонного метра гірничої виробки

Елементи вартості	Затрати по елементам (З _э) грн	Вартість проведення 1 погонного метра (З _э / v _{міс})
Допоміжні матеріали	136130	1322
Електроенергія	102543	996
Витрати на оплату труда	158066	1535
Відрахування на соц. страхування	72881	708
Амортизація основних фондів	148362	1440
Разом	617982	6001

Виконання всього комплексу гірничих робіт, які забезпечують здачу виробки:

$$T_c = T_n + T_{m.ч} + T_{np} + T_3 = 2 + 1,3 + 1,2 + 1 = 5,5 \text{ міс.} \quad (163)$$

де T_c – строк будівництва виробки, міс.;

T_n – тривалість підготовчого періоду, який складає 1,5 – 2,5 міс. та включає роботи по прокладці до забою мережі електропостачання, підвід стислого повітря та води, освітлювання, обладнання водовідливу та системи провітрювання, установку засобів транспорту, установку заслонів, підготовку прохідницького обладнання та складування елементів кріплення;

$T_{m.ч}$ – час на будівництво технологічної частини виробки довжиною 10-50 м та монтажу в ній прохідницького обладнання, міс;

T_{np} – час проведення основної частини виробки, міс;

T_3 - тривалість заключних робіт 0,5-1,5 міс. в цей період роблять демонтаж прохідницького обладнання, перестилання рельсового шляху чи монтаж конвеєрної лінії, ремонт кріплення, побілку та другі роботи.

2.5 Охорона праці на ділянці при обслуговуванні механізованого кріплення

До роботи в очисному забої, обладнаному механізованим комплексом, допускаються робітники, які пройшли спеціальний курс та склавши екзамен на право роботи в комплексно-механізованих лавах.

При пересуванні секцій та при пересуванні конвеєра до забою машиністи кріплення повинні займати місце під захистом розпертої секції.

При знятті розпору з секції знаходження під нею, нижче неї та проти неї категорично **ЗАБОРОНЯЄТЬСЯ**. Робочий повинен знаходитися вище пересувної секції під захистом розпертої секції. Перед зняттям розпору оглядається покрівля, та при необхідності застосовуються запобіжні заходи, аж до постановки контрольної стойки.

Находження інших людей, окрім машиніста кріплення, в зоні розвантаження секції категорично **ЗАБОРОНЕНО**.

При пересуванні секції знаходження людей в зоні передвижки категорично **ЗАБОРОНЯЄТЬСЯ**.

При знятті розпору з секції, перекриття варто відривати від покрівлі не більше ніж на 10 см.

В випадку довгої зупинки лави необхідно посилити кріплення лави шляхом пробивки дерев'яних стоек під козирки перекриття.

при обслуговуванні лавового конвеєра

Проходження людей по ставу, перехід через конвеєр в час роботи категорично **ЗАБОРОНЮЄТЬСЯ**.

Знаходження людей у забої в час фронтальної засувки конвеєра категорично **ЗАБОРОНЕНО**.

Пуск конвеєра повинен проводитися тільки з пульта керування на комбайне, після отримання команди по гучномовцю та подачі попереджувального сигналу.

Робота на конвеєрі **НЕ ДОПУСКАЄТЬСЯ** у випадках:

- а) застосування в турбомуфтах привода глухих пробок без легкоплавкої вставки;
- б) несправного храпового механізму редуктора;
- в) погано затягнутих болтів приводних зірочок при відсутності болтів на з'єднаних ланках цепі, при відсутності болтів замкових з'єднань лінійних секцій ставу;
- г) при недостатньому натягненні скребкової цепі.

при обслуговуванні комбайна

До керування комбайнами в очисних забоях, обладнаних механізованими комплексами, допускаються тільки особи, які пройшли спеціальне навчання з техніки безпеки при експлуатації обладнання комплексів, які пройшли екзамени та отримали посвідчення на право роботи на комбайні.

Робота комбайна з виїмки вугілля та зачистці лави повинна проводитися при робочій системі зрошення.

Машиністу комбайна категорично **ЗАБОРОНЮЄТЬСЯ** змінити схему ланцюгів дистанційного керування.

Перед пуском комбайна машиніст повинен упевнитися у відсутності людей в зоні ріжучого органу, подати попереджувальний сигнал голосом «СТЕРЕЖИСЬ, ВКЛЮЧАЮ!» та отримавши ствердну відповідь, включити комбайн.

При роботі комбайна категорично **ЗАБОРОНЮЄТЬСЯ** спуск по конвеєру металевому та дерев'яного кріплення, а також негабаритних глиб вугілля чи породи.

Всі ремонтні роботи та огляд комбайна дозволяється робити при включеному електрообладнанні комбайна, включеному робочому органі комбайна та залишеному забійному конвеєрі.

Після закінчення роботи та при тимчасовому виході от комбайна машиніст :

- а) виключити електродвигуни комбайна и конвеєра кнопками «СТОП» та «СТОП АВАРІЙНИЙ»;
- б) поставити кнопку контролера в нейтральне положення, заблокувати її.
- в) виключити ріжучу частину комбайна, поставити рукоятку включення робочого органу в положення «ВИМКНЕНО».

На робочому місці машиніст комбайна та його помічник до початку роботи повинні:

- а) перевірити вміст метану в атмосфері лави та у вихідному з лави струмені;
- б) переконатися в справному стані конвеєра та механізованого кріплення, перевірити стан покрівлі у груді забою;
- в) перевірити стан та справність усіх частин комбайна (механічного, гідравлічного, електрообладнання) живлячого кабелю, гідравлічних шланг та системи зрошення, заземлення та блокуючих засобів, освітлення, сигналізації та гучномовного зв'язку;
- г) перевірити справність, надійності закріплення та ступінь натягування тягової цепі комбайна;
- д) перевірити наявність мастила в редукторах та гідравлічній системі комбайна, також упевнитися у відсутності тички мастила, при необхідності поповнити змазку до рівня;
- е) установити наявність необхідних засобів індивідуального захисту.

Вентиляційне господарство

Швидкість повітря в гірничих виробках не повинна перевищувати величин, зазначених у таблиці 3 додатка 4 до цих Правил. Середня швидкість повітря в при забійних просторах очисних виробок всіх шахт і в тупикових виробках газових шахт повинна бути не менше 0,25 м/с, а на шахтах III категорії та вище в тупикових виробках з проектною довжиною 75 м та більше, що проводяться вугільними пластами потужністю 2 м та більше, при різниці між природною та залишковою

метановістю пласта на ділянці проведення виробки 5 куб. м/т і вище - не менш 0,5 м/с; під час проходження та поглиблення вертикальних стволів і шурфів, у 42 тупикових виробках негазових шахт та в решті виробок, що провітрюються за рахунок загальношахтної депресії, на всіх шахтах, окрім камер, - не менше 0,15 м/с.

Мінімальна швидкість повітря в камерах не регламентується. У при забійних просторах очисних виробок, обладнаних механізованими комплексами, на пластах з природною вологістю вугілля понад 8% допускається швидкість повітря до 6 м/с за умови відсутності працівників у зоні пилового потоку.

Регулювання повітряних струменів у виробках, за винятком вентиляційних режимів, передбачених ПЛА, дозволяється робити тільки за вказівкою начальника ділянки ВТБ. Не допускається позмінне регулювання вентиляційного струменя.

Провітрювання підземних виробок повинне проводитися за допомогою безперервно працюючих головних вентиляторних установок, розташованих на поверхні шахт біля гирла герметично закритих стволів, шурфів, штолень, свердловин.

Електротехнічне господарство

Захист працівників від ураження електричним струмом має здійснюватися із застосуванням захисного заземлення, а в підземних електроустановках - також й апаратів захисту від витікання струму з автоматичним відключенням пошкодженої мережі напругою до 1140 В. Загальний час відключення пошкодженої мережі напругою 380 В, 660 В і контактних мереж не повинен перевищувати 0,2 с, напругою 1140 В - 0,12 с. Для мереж напругою 127 і 220 В, а також зарядних мереж час спрацьовування апаратів захисту від витоків струму мереж не повинен перевищувати 0,1 с.

Монтаж і ремонт електрообладнання в шахтах проводяться відповідно до вимог чинного законодавства. При цьому в шахтах, небезпечних за газом, має здійснюватися контроль за вмістом метану в місці проведення робіт переносними автоматичними приладами. Під час робіт з випробування кабелю (мегомметром) вміст метану у виробках, якими він прокладений, повинен контролюватися і не перевищувати 1%.

Підземні пересувні компресори повинні мати тепловий захист, що відключає компресор сухого стиснення при температурі стиснутого повітря понад 182 град. С, а мастило заповнений - при температурі понад 125 град. Робочий тиск стиснутого повітря цих компресорів не повинен перевищувати 0,6 МПа, а запобіжний клапан компресора має налагоджуватися на тиск спрацьовування 0,66 МПа та пломбуватися.

2.6 Спеціальна частина

Дипломним проектом передбачена детальна розробка питання забезпечення безпеки гірничих робіт.

Визначаємо шкідливі виробничі фактори:

1) Кліматичні умови

Для нормального протікання фізіологічних процесів повинна зберегтися постійна температура організму робочих, які знаходяться в шахті.

На шахті « ім. Д. Ф. Мельникова » переважають наступні кліматичні умови:

- температура повітря 18 - 20°C;
- вологість повітря 85 -90 %;
- швидкість руху повітря в основних гірничих виробок $V=1,7$ м/с

Місць з неблагонадійними кліматичними умовами, де можливий перегрів чи переохолодження організму на робочому місці.

2) Шкідливі та ядовиті гази

До шкідливим та ядовитим газам на шахті відносять: вуглекислий газ (CO_2), окис вуглецю (CO), окисли азоту (NO_3), сернистий газ (SO_3), сірководень (H_2S).

3) Запиленість повітря

Пласти вугілля шахти «ім. Д. Ф. Мельникова» небезпечні для здоров'я по пиловому фактору. Вміст оксиду кремнію (SiO_2) складає коло 10%.

4) Вібрація

Основні робочі місця, на котрих спостерігається вібрація:

електровози, бурильні станки, перфоратори, відбійні молотки, прохідницькі комбайни, лебідки, живителі-механізми, які руйнують гірничі породи та транспортуєчі її.

5) Шахтні води

Агресивні шахтні води також являються шкідливими. Шахтні води хлоридно-сульфатно-натрієво-кальцеві з мінералізацією від 3,8 до 9,0 г/л, корозуючі. Води дуже жорсткі, слабо щілочні.

Інженерні заходи по охороні праці:

Для забезпечення безпеки робіт, запобігання професійних захворювань покращених умов праці проектом передбачається:

1. Механізувати промислові процеси за рахунок застосування технічних засобів, передбачених технологією робіт в спеціальних розділах.
2. Покращити вентиляцію згідно з матеріалами депресійної зйомки.
3. Перекріпити виробки, привести у відповідність зазори та проходи людей які забезпечують безпеку пересування гірників (ширина 0.7 м на висоті 1.8 м)
4. Проводити механізовану перевозку людей по горизонтальним виробкам при відстані більше 1 км, по похилим виробкам більше 25 м.
5. Обладнати перевантажувачі пункти зрошувачів.

6. При маркшейдерських зйомках у виробках, обладнаних конвеєрами, установку інструментів та вимірювання проводити по стороні виробки, призначеної для проходу людей.

7. При маркшейдерських роботах в горизонтальних виробках з рельсовою відкаткою в час роботи виставляти світлові сигнали на відстані не менше 80 м в обидві сторони від місця виробництва робіт.

8. Підніматися в забій повсталі гірничі виробки на стадії проходки робітниками маркшейдерської служби можливо тільки з дозволу особи змінного гірничого надзору.

9. Не проводити вимірювання довжин рулеткою через машини які роблять, механізми, рухомий состав.

10. Не бурити шпури для закладки маркшейдерських пунктів и реперів особам, не маючих на це право.

Охорона атмосфери:

Для охорони атмосферного повітря від забруднення необхідно виконувати:

- зниження пиле газо-утворювання при технологічних процесах виробництва;
- раціоналізація технічних засобів по вловлюванню пилу та газу;
- удосконалення технології спалювання твердого палива в котельнях;
- екологічно безпечне складання твердих відходів з послідовною рекультивацією;
- утилізація продуктів пилу газо вловлювання.

Охорона водної середи:

Для охорони водних ресурсів необхідно:

- зменшення забруднення води, яка видається на поверхню в процесі експлуатації;
- селективна видача нормативно-чистої води з робочих горизонтів;
- безвідходна очистка шахтних вод з утилізацією яка утворюються з осадків;
- застосування водо відбірних систем при видобутку.

Охорона земної поверхні:

Для охорони земної поверхні використовується:

- скорочення видачі породи з шахти;
- розширення об'ємів використання твердих відходів в народному господарстві;
- рекультивація порушених земель зі створюванням оптимальних техногенних ландшафтів.

Охорона та раціональне використання надр:

- зниження втрат вугілля при видобутку; без ціликова виїмка вугілля;
- закладка виробленого простору;
- відробітка лав через одну, зі зустрічним ходом відробки в панелях.

Так паспортом кріплення та керування покрівлею нещодавно введеної в роботу 121 південної лави пл. k₈ передбачено наступні розділи, які вирішують комплекс питань безпечного ведення гірничих робіт:

Міри боротьби з газом

Найбільш важливими заходами зі зниження концентрації метану в гірничих виробках являється ефективне провітрювання. Згідно розрахунків при навантаженні на лаву 942 т/доб на ділянку повинно подаватися 879 м³/хв свіжого повітря. Зі збільшенням планового навантаження на лаву повинен проводитися перерахунок та збільшення кількості повітря яке подається.

Вміст метану в струмені який потрапляє, не повинен перевищувати 0,5% в струмені який виходить - 1,3%. В тупику вентиляційного штреку, у комбайна, допускаються місцеві накопичення метану з концентрацією до 2%.

При виявленні в виробках ділянки вміст метану вище встановлених ПБ норм люди повинні бути негайно введені на свіжу струю, виробки заборонені, з електрообладнання повинно бути зняте напруження. Про це негайно необхідно повідомити гірничому диспетчеру.

Роз газування виробок проводиться згідно з «Інструкцією по роз газуванню гірничих виробок та боротьбі з шаровими та місцевими накопиченням метану» (стр.324-351 ПБ Збірка інструкцій т.1).

Контроль вмісту метану в виробках на ділянці повинен здійснюватися усіма ІТР ділянки та шахти які відвідують ділянку, а також апаратурою АМТ-3.

Нагляд ділянки, ланкові, бригади та електрослюсарі забезпечуються для контролю метану приборами ШИ-11 та «Сигнал-5». Машиністи комбайна використовують прибори «Сигнал-5». Усі підземні робочі повинні бути навчені заміру вмісту метану та вуглекислого газу.

Автоматичний газовий захист

Вибір, розташування та експлуатація АКМ здійснюється згідно з «Керівництвом по обслуговуванню та експлуатації систем автоматичного газового захисту та централізованого телеконтролю вмісту метану АМТ на вугільних шахтах».

Апаратура АМТ забезпечує:

- контроль вмісту метану в місцях розташування датчиків;
- подачу команди на автоматичне відключення електроенергії при досягненні встановленої ПБ гранично допустимої концентрації метану;
- місцеву та централізовану звукову та світлову аварійну сигналізацію про вміст метану вище встановленої норми;
- передачу неперервної інформації про вміст метану на диспетчерський пункт та її реєстрування.

Обезпилювання повітря в очисному заборі

а) Для запобігання виділення та поширення пилу в лаві застосовують:

- зрошення при виїмці вугілля;
- зрошення на вантажному пункті лав;
- зрошення при вантаженні вугілля в нішах.

б) Питома витрата води на зрошення при виїмці вугілля комбайном повинен бути 15 - 20л/т, тиск води у зрошувачів 1,2 МПа.

в) При підготовці комбайна до експлуатації, а також після виробництва ремонтних робіт, повинна бути проведена герметичність з'єднань трубопроводів розводки води.

г) З метою зниження пило виділення при експлуатації механізованого кріплення необхідно:

- підтримати у виправному стані щити перекриття;
- проводити передвижку секцій кріплення без втрати контакту з покрівлею.

д) При виїмці вугілля в нішах рекомендується подавати воду для придушення пилу по окремому гнучкому водопроводу та додавати до води змочувач.

Боротьба з пилом в підготовчих виробках

а) Буріння свердловин проводиться з промивкою водою чи повітряною сумішшю. В тому випадку, коли здійснення промивки утруднено допускається застосовувати зрошування гирла свердловини. Тиск води повинно бути не менше 0,5МПа, витрата води - не менше 25 л/т.

б) В виробках шахт, небезпечних по газу и пилу, заходи по боротьбі з пилом повинні застосовуватися в об'ємі та порядку, обумовленому дійсними «ЕПБ при підричних роботах». В виробках, небезпечних по пилу, перед кожним підриванням в забоях, які проводяться по вугіллю чи по вугіллю з підричкою бокових порід, повинно проводитися осланцювання чи зрошення осівшого вугільного пилу, з додаванням змочувача як у забою, так і у виробці, примичної до забою, на протязі не менше 20м від підричних зарядів.

Боротьба з пилом в транспортних виробках

а) У пунктах вантаження та перевантаження вугілля на стрічкових конвеєрах повинно застосовуватися зрошення. Зрошувачі необхідно встановлювати таким чином, щоб розпоршується вода повністю перекривала осередок пило-виділення. Питома витрата води на зрошення повинна бути не менше 5л/т, а тиск води не менше 0,5 МПа.

б) Не рідше одного разу в місяць повинна проводитися обмивка конвеєрних виробок та прибирання накопленої вугільної дрібниці, штибу. На шахтах, розроблюваних пласти, небезпечні по вибухам пилу, обмивка повинна проводитися згідно з вимогами «Інструкції по попередженню та локалізації вибухів вугільного пилу» (стор.361 Збірка інструкцій т.1).

в) При запуску стрічкових конвеєрів за допомогою апаратури АО, вода автоматично подається на зрошення та водяні завіси. Контроль наявності води та тиск ведеться електро-контактним манометром, котрий заблокований з пускачем конвеєра. У випадку недостатнього тиску води чи її відсутності конвеєр запустити неможливо.

Обезпилювання вхідних та вихідних вентиляційних потоків

а) Для обезпилювання повітряного потоку, що проходить по вентиляційному штреку на вихідній з лави струмені повітря повинна застосовуватися водяна завіса.

б) Витрата рідини для водяної завіси повинен прийматися рівним 0,1л на 1м³ прохідного повітря при тиску 0,5МПа

в) Завіси для обезпилювання повітряного потоку встановлюються на відстані не більше 20 м від вікна лави по напрямленню руху повітря.

г) Зрошувачі завіси встановлюють так, щоб перерізу виробки було повністю перекрито факелами розпиленої рідини.

д) Завіса повинна діяти протягом всього часу виїмки вугілля в лаві.

Основні заходи, направлені на зменшення ендогенної та екзогенної пожежної небезпеки

Пласт К₈ схильний до самозаймання, відробляється з застосуванням профілактичних заходів, забезпечують застереження ендогенних пожеж.

Потрібно дотримати загальні вимоги до технологічної схеми очисної виїмки на пластах вугілля, схильних до самозаймання:

- максимальна повнота виїмки та вивантаження вугілля, добувного в очисному забої
- виїмка пласта без залишення ціликів у межах виїмкової ділянки;
- швидке посування очисного забою яке забезпечить мінімальний час знаходження вугілля в зоні витоків повітря;
- контроль ендогенних пожеж із допомогою газоаналізатора шахтного мікро концентрації окису вуглецю ДОУ-1, своєчасне прийняття заходів по придушенню осередків самозаймання вугілля.

При виявленні ознак самозаймання вугілля необхідно: посилити ізоляцію виробленого простору шляхом зведення додаткових ізолюючих будов (перемичок, непроникних стінок та інш.) подачі в район осередку замулювальної пульпи, зростання швидкості посування очисного забою до максимальної можливості.

Обґрунтування параметрів технології зміцнення нестійкої покрівлі

Для підвищення стійкості масивів гірничих порід у вугільній промисловості за останні роки все більше поширення набуває анкерне кріплення. Воно може застосовуватися як самостійне, постійне або тимчасове кріплення в очисних або підготовчих виробках, а також використовуватися для допоміжних цілей: кріплення шахтного устаткування, трубопроводів, підвіски монорельсових доріг, підйомних пристроїв при монтажі комбайнів, комплексів і т. п. в низці випадків система армополімерного зміцнення порід здібна замінити важкі, великогабаритні кріплення з вивільненням лісу, сталевих прокатних профілів, бетону. При цьому знижуються витрати на кріплення гірничих виробок, збільшуються темпи їх проведення, спрощується механізація робіт по зведенню кріплення.

Обсяг кріплення гірничих виробок анкерним кріпленням на вугільних шахтах перевищив 700 км, а на копальнях чорної і кольорової металургії анкерне кріплення стало основним видом кріплення.

Ефективність анкерного кріплення особливо зростає, якщо стержні закріплюються по всій довжині швидко затверділими міцними хімічними складами. В цьому випадку стержень перетворюється на армуючу породу або вугільний масив.

Вище було показано сутність та переваги анкерного кріплення порід в порівнянні з іншими видами кріплення гірських вироблень. Додати до цього, що закріплення анкерів та армуючих стержнів в масивах гірських порід в зарубіжній практиці провідних країн (ФРН, США, Японія, Великобританія, ЮАР і ін.) здійснюється виключно за допомогою швидко затверділих хімічних складів. Переважно такий спосіб застосовується при кріпленні вироблень на металевих копальнях нашої країни, а також на шахтах Донбасу і Караганди. Істотно відстає розвиток цього способу закріплення армуючих стержнів на шахтах Кузбасу, хоча загальний об'єм застосування анкерної кріпи для кріплення виробок досяг 300 км в рік.

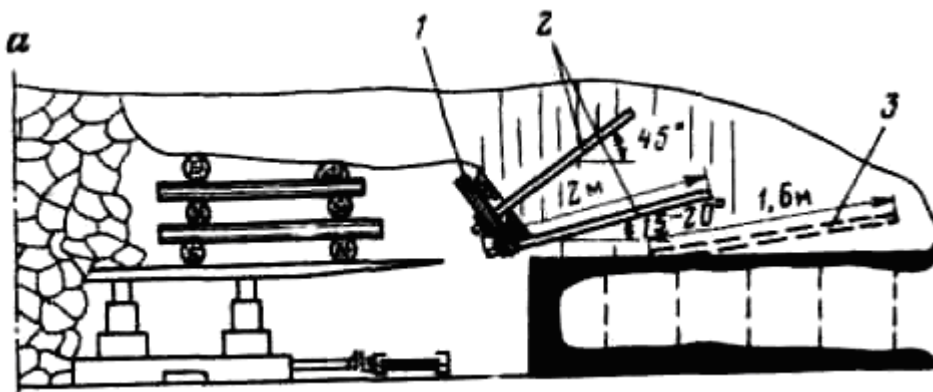


Рисунок – Схема хімічного анкерування нестійких порід в покрівлі очисного забою (а) і сполучення лави зі штреком

Ефективність армування гірських виробів можна проілюструвати спрощеною схемою, де показаний стан навколишніх порід без армування і при їх армуванні стержнями. З метою створіння жорсткішої системи армування порушеної тріщинами зони вироблення вихідні кінці стержнів іноді з'єднуються між собою підхопленнями - сталевими прогонами, розпилами і ін. - і затягуються гайками.

Вживання способу хімічного закріплення армуючих стержнів є основою прогресивного технологічного напрямку кріплення капітальних, підготовчих і очисних виробок.

Основні технологічні схеми полімер-армуючого кріплення нестійких порід в очисних і підготовчих виробках шахт розроблені ІГД ним. А. А. Скочинського, Дон УГІ, КНІУІ, Куз НІУІ, Печор НІІ проектом і іншими організаціями, узагальнені у відповідному галузевому методичному керівництві і інших роботах.

Схеми армованого зміцнення порід, що приводяться, в очисних забоях пологого падіння і на їх сполученнях з штреками розроблені в основному В. В. Карою, В. Д. Сальниковим, З. І. Морозовим, З. А. Гердвілісом (Дон УГІ), а також І. Я. Піковичем і В. И. Лисенко (управління «Шахто-спец-полімер-кріплення»).

Зміцнення слабких, порушених ділянок покрівлі армуючими стержнями, що закладаються по всій довжині швидко-затверділими хімічними композиціями, є одним з напрямів поліпшення використання лінії очисних вибоїв, розширення ефективності роботи вузькозахватної техніки і механізованих кріплень.

Випереджаюче армування порід покрівлі в лавах, що відпрацьовують тонкі пласти, здійснюється на ділянках, де в покрівлі вже є порожнини від обвалення порід., В таких місцях породи безпосередньої покрівлі, лежачі над пластом, мають нагоду рухатися убік виробленого простору, що приводить до розкриття наявних тріщин і різкого ослаблення несучої здатності покрівлі. Тому основною метою армування в цьому випадку є підтримка фрикційних зв'язків між тими, що утворилися, з метою збереження несучої здатності покрівлі.

Нижні шари порід покрівлі, що знаходяться під пластом в безпосередній близькості до вугільного забою, армуються анкерними стержнями, закріплюваними в масиві по всій довжині спініваючимся поліуретаном. Виходячи з цілей випереджаючого, в часі і по посуванню лави, зміцнення покрівлі, що армують стрижні встановлюються до нашарування порід не вертикально, як завжди, а під невеликими кутами.

Обмежені розміри робочого простору діючого очисного забою допускають вживання сталевих армуючих стержнів завдовжки не більше 3,0-3,2 м. При необхідності подальшого зміцнення порід у напрямі посування лави армуючі стрижні встановлюють в шпури, пробурені з-під утриманої від обвалення покрівлі. Така необхідність виникає, наприклад, при порушенні порід, кусковатість яких при обваленнях знаходиться в межах 0,1-0,5 м.

Призначення однієї з схем армування залежить від потужності і протяжності зони обвалення покрівлі.

Для зменшення руху порід покрівлі убік виробленого простору площина обвалення закріплюється прогонами (дерев'яними шпалами, брусами, розпилами, стойками, сталевими швелерами і т. д.). Прогони надягають на кінці анкерних стержнів, виступаючі з порідного масиву і притискаються до порідної стінки гайками, які нагвинчують на стрижень. Площина обвалення порід, схильних до обвалення, крім того, затягується розпилами, які укладаються під прогони.

Скріплення окремих анкерів за допомогою прогонів (в деяких випадках і за допомогою ланцюга) в анкерну систему значно підвищує зміцнювану здатність хімічного анкерування.

Зміцнення слабких, порушених ділянок покрівлі армуючими стрижнями, що закладаються по всій довжині швидко затверділими хімічними композиціями, є одним з напрямів поліпшення використання лінії очисних забоїв, розширення ефективності роботи вузькозахватної техніки і механізованих кріплень. Випереджаюче армування порід покрівлі в лавах, що відпрацьовують тонкі пласти, здійснюється на ділянках, де в покрівлі вже є порожнини від обвалення порід. В таких місцях породи безпосередньої покрівлі, лежачі над пластом, мають нагоду рухатися убік виробленого простору, що приводить до розкриття наявних тріщин і різкого ослаблення несучої здатності покрівлі. Тому основною метою армування в цьому випадку є підтримка фрикційних зв'язків між тими, що утворилися, що склалися, відділеннями порід з метою збереження несучої здатності покрівлі.

Нижні шари порід покрівлі, що знаходяться над пластом в безпосередній близькості до вугільного забою, армуються анкерними стержнями, закріплюваними в масиві по всій довжині спінуючим поліуретаном. Виходячи з цілей випереджаючого, зміцнення покрівлі, армуючі стрижні встановлюються до нашарування порід не вертикально, як завжди, а під невеликими кутами.

Обмежені розміри робочого простору діючого очисного забою допускають вживання сталевих армуючих стрижнів завдовжки не більше 3,0-3,2 м. При необхідності подальшого зміцнення порід у напрямі посування лави армуючі стрижні встановлюють в шпури, пробурені з-під утриманої від обвалення покрівлі. Така необхідність виникає, наприклад, при порушеності порід, кусковатість яких при обваленнях знаходиться в межах 0,1-0,5 м.

Призначення однієї з схем армування залежить від потужності і протяжності зони обвалення покрівлі.

Для зменшення руху порід покрівлі убік виробленого простору площина обвалення закріплюється прогонами (дерев'яними шпалами, брусами, розпилами, стійками, сталевими швелерами і т. д.). Прогони надягають на кінці анкерних стрижнів, виступаючі з порідного масиву і притискаються до порідної стінки

гайками, які нагвинчують на стрижень. Площина обвалення порід, схильних до обвалення, крім того, зтягується розпилами (зтягуваннями), які укладаються під прогони.

Скріплення окремих анкерів за допомогою прогонів (в деяких випадках і за допомогою ланцюга) в анкерну систему значно підвищує зміцнюючу здатність хімічного анкерування.

У тому випадку, коли у напрямі посування лави необхідно зміцнити породи покрівлі на глибину, що перевищує довжину анкерних стрижнів, проводиться повторне «профілактичне» анкерування з-під утриманої від обвалення покрівлі.

Параметри технологічної схеми зміцнення порід

Зміцнювальну здатність анкерної системи більшою мірою визначає густина установки анкерів, яка характеризується числом подовжніх рядів їх по площині обвалення і кроком установки в ряд. На практиці більше двох рядів анкерів не встановлюють навіть при значній (до 7—10 м) висоті обвалення.

У зміцнювальній анкерній системі анкери встановлюються під різними кутами до нашарування порід покрівлі. Один з них армує нижні шари порід і перешкоджає їх руху в горизонтальному напрямі, а за допомогою інших здійснюється пришиття зміцнюваного породного масиву до стійкішого вище розміщеного, тобто зменшується вертикальне розшарування порід. Роль останніх анкерів виконують спеціальні анкери при однорядній і анкери верхнього ряду при дворядній схемах.

Однорядну схему армування застосовують при порівняно невеликій потужності обвальних порід, а також для профілактичних цілей; дворядну схему з механічними зв'язками між стрижнями тільки по вертикалі-при вельми нерівній поверхні обвалення або для підтримки порід на кінцевих ділянках лави, коли армуючі стрижні встановлюють з боку підготовчого вироблення і проміжках рамного кріплення.

Дворядна схема з механічними зв'язками між армуючими стрижнями по вертикалі і горизонталі є найнадійнішою, оскільки в цьому випадку, окрім армування порід, здійснюється зтягування поверхні обвалення підхопленнями. При підвищеному порушенню укріпленого масиву під підхоплення укладають зтяжку.

Основними параметрами зміцнення нестійких вугле-породних масивів хімічним армуванням є: кути установки і місця розташування гирл шпурів, що характеризують орієнтацію армуючих стрижнів в масиві; крок установки стрижнів в ряду; довжина і діаметр армуючих стрижнів, а також глибина їх закладення в стійких шарах порід; об'єм скріпного складу, що витрачається на закріплення одного стрижня (число ампул).

Крок установки анкерів в ряд обумовлюється ступенем порушення зміцнюваного масиву і міцністю самих порід.

Найвідповідальнішим вважається перший ряд анкерів від пласта (основний ряд), оскільки тут існує найбільша небезпека висипання порід між анкерами. Тому для успішного зміцнення порід покрівлі найважливішим є правильний вибір кроку установки анкерів в основному ряду.

Гирла шпурів нижнього ряду армуючих стрижнів щоб уникнути створення перешкод при роботі виконавського органу виїмкового механізму слід розташовувати на 10-15 см вище за кромку вугільного пласта, а відстань між рядами в дворядних схемах армування рекомендується приймати рівним приблизно половині висоти обвалення, але не більше 1 м. Шпури для установки стрижнів в однорядних схемах рекомендується бурити під кутом 10-20° до нашарування.

Кути установки армуючих стрижнів в дворядних схемах рекомендується приймати: для нижнього ряду - 0° (стрижні розташовують паралельно нашаруванню), якщо потужність нижнього шару зміцнюваних порід покрівлі не перевищує 0,2 м або куськоватість породи при обваленні складає 0,1-0,3 м, і 10° - в решті випадків; для верхнього ряду - 45°, якщо літологічний склад і міцність порід, що залягають за тих, що вище обрушилися, практично не відрізняються від останніх, і 60° - за наявності стійкого шару порід над масивом, що обвалюється.

При куськоватості порід в межах 0,1-0,5 м між стрижнями нижнього ряду рекомендується створювати механічні зв'язки. При куськоватості 0,1-0,5 м під підхоплення рекомендується укладати затягування. Крок установки армуючих стрижнів нижнього ряду рекомендується приймати рівним 0,5 м при потужності зміцнюваних порід k в межах 0,1-0,3 м; 0,7 м – при $k = 0,1-0,3$ м і при куськоватості більше 0,5-0,9 м.

Крок установки стрижнів верхнього ряду рекомендується приймати: в схемах армування, що передбачають механічні зв'язки між стрижнями тільки по вертикалі рівним відстані між стрижнями нижнього ряду; в схемах армування з механічними зв'язками між армуючими стрижнями нижнього ряду – з розрахунку не менше двох стрижнів на одне підхоплення в нижньому ряду, але не більше 1,5 м.

Профілактичне армування порід з куськоватістю 0,3-0,5 м впродовж двох циклів виїмки вугілля рекомендується виконувати з кроком установки армуючих стрижнів, рівним 0,9 м.

Для порід з куськоватістю при обваленні в межах 0,1-0,3 м профілактичні стрижні рекомендується встановлювати з кроком 0,7 м перед виїмкою перших двох смуг вугілля і з кроком 0,9 м перед виїмкою двох подальших смуг.

Для зміцнення нестійкої покрівлі в лавах тонких пологих пластів застосовують армуючі стрижні діаметром 25 або 28 мм, довжина яких визначається значенням типового розмірного ряду (1,6; 1,8; 2,0; 2,2; 2,5; 3,0; 3,5 м).

Для закріплення анкерних стрижнів в породному масиві використовується скріплюваний склад на основі піно-поліуретана марки ППУ-13Н. Перед

затвердінням в шпурі він спінюється (розширяється). При цьому відбувається збільшення об'єму складу в 3,5-4 рази, розвивається тиск (в донній частині шпуру) від 0,4 до 1,0 МПа. Ця властивість забезпечує хороше заповнення зазору між стрижнем і стінками шпуру і само-нагнітання складу по крупних тріщинах. Міцність закріплення стрижня, що характеризується зусиллям його вискубування, коливається в межах від 95 до 180 кН на 1 м закріпленої частини стрижня.

Число ампул, необхідне для закріплення одного армуючого стрижня, визначається в процесі робіт по хімічному армуванню пробним шляхом. Наприклад, при установці першого стрижня в шпур закладають три ампули. Якщо при спінюванні пінополіуретану композиція не доходить до гирла шпура на 15- 20 см, то в наступний шпур закладають на одну ампулу більше. При витіканні спіненої композиції з шпуру число ампул, що закладаються, зменшують на одну.

Обґрунтування технології зміцнення порід

Способи зміцнення порід розділені на механічні (штанговий, торкретування, залізобетонні стовпи, підпірні стінки, палі) і фізико-хімічні (цементация, силікатування, електрохімічний, вибухо-ін'єкційний, струменевий, струменево-аерозольний, термічний, зміцнення штучними смолами, ін'єкційний з вакуумуванням).

Спосіб зміцнення порід нагнітанням хімічних сумішей передбачає наступне. В зонах вивалів або великої порушеності масиву гірських порід бурять шпури і нагнітають суміш, що складається із смоли і затвердувача. Хімічна суміш розповсюджується по тріщинах і скріплює породи в міцний масив.

На вугільних шахтах Донбасу набули поширення два способи зміцнення: хім-анкерування та нагнітання сумішей. При цьому для нагнітання використовуються різне устаткування від громіздких (НВУ-30М; УН-35) до малогабаритних (НАГУС-212; НШ-32; ГКР-5; ВРЕ-III). З параметрами нагнітання в широкому діапазоні: подача від 1,0 до 120 л/хв, тиск від 0,4 до 16,0 МПа. Велика різноманітність вибору нагнітального устаткування з необхідними параметрами і різною ціною свідчить про те, що устаткування не є основним стримуючим чинником вживання зміцнення порід. Основним стримуючим чинником є дорожнеча поліуретанових скріплюючих складів. Карбамідні смоли на порядок дешевші від поліуретанових – 1100 грн/т, проти 9000 грн/т.

У теперішній час карбамідні скріплюючі склади готуються на основі карбамідо-формальдегідних смол і затвердувача у вигляді розчинів ортофосфорної кислоти H_3PO_4 , хлористого заліза $FeCl_3$, хлористого амонію або щавлевої кислоти $HOOC-COOH$.

Карбамідні смоли є сиропоподібними в'язкими рідинами ясно-жовтого кольору, затвердувачі мають вид кристалічних порошків, що добре розчиняються у воді. Для промислових цілей випускаються водні розчини смол із змістом сухого

залишку до 70%. Співвідношення розчинів карбамідних смол і затвердіння можна підбирати в достатньо широких діапазонах. При цьому необхідно враховувати, що збільшення кількості затвердіння прискорює терміни геле-утворення, а висока концентрація призводить до підвищення його крихкості, збільшення об'ємної усадки, зниження міцності адгезії складу до породи. При усадці продукт реакції (вода, формальдегід і ін.), що відщеплюється, приводить до зменшення загального об'єму продукту. Вода в замкнутому просторі тріщини, що виділяється в процесі полі-конденсації, стає гідро-ізолятором, перешкоджаючим якісній адгезії складу до породи [23].

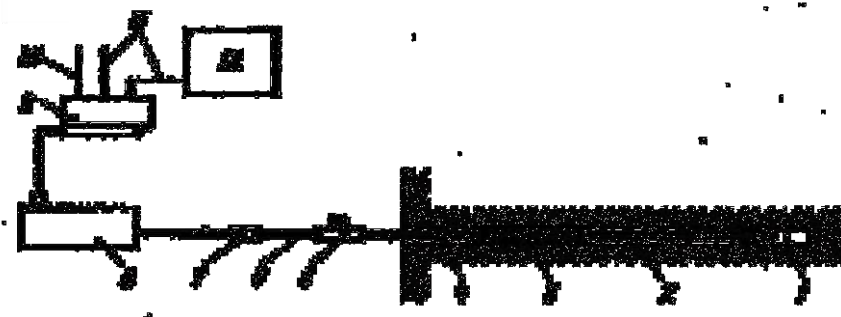
У даний час для зміцнення використовуються переважно карбамідні смоли типів КФ-Ж і КФ-МТ, які мають найкращі адгезійні властивості по відношенню до гірських порід.

З метою поліпшення технологічних якостей карбамідних складів, підвищення їх адгезійної міцності і розширення області вживання розроблені рекомендації по їх модифікації ІГД ним. А.А.Ськочинського, ПНІУІ, КНІУІ, ІОСУ АН КазССР, МГІ і іншими інститутами. Вони ґрунтуються на введенні в смоли добавок багатофункціональної дії – пластифікаторів, каталізаторів поліконденсації і затвердіння полімерів, адсорбентів води і формальдегіду, спінюючих агентів, структуро-утворювачів, регулювальників процесу змішування, модифікаторів, що знижують токсичність композиції.

Нагнітання хімічної суміші може здійснюватися однокомпонентним і двокомпонентним способами. При однокомпонентному способі з'єднання і перемішування компонентів складу здійснюється до початку нагнітання в шпур, а при двокомпонентній – з'єднання і змішування відбувається в шпурі.

Однокомпонентна схема нагнітання за звичай застосовується при нагнітанні цементів, де необхідне тривале і ретельне перемішування фракцій. При цьому роботи по нагнітання слід виконувати швидко для уникнення геле-утворення і затвердіння суміші в насосі і шлангах. Двокомпонентна схема застосовується при нагнітанні швидко затверділих складів.

Для нагнітання сумішей на основі карбамідних смол доцільне використання однокомпонентної схеми нагнітання (на рисунку).



Буріння шпурів в очисних вибоях здійснюється електро- або пневмо-свердлами типів СЭР-19, СР-3М, ЭРП-18Д2М, з підготовчих виробок – перфораторами або буровими верстатами типів БУ-1, СБУ-2М, УБШ-532, БС-1М. При цьому використовуються штанги з порідними або вугільними різцями; діаметр шпурів 42мм.

Для створення установок з нагнітанням складів по однокомпонентній схемі використовувалися високонапірні установки типів НВУ-30М, що серійно випускаються для зволоження вугільних пластів, УН-35, УНВ-2, НВП. Основними недоліками таких установок є великі розміри і маса.

КНІУІ була розроблена установка для однокомпонентного нагнітання скріплюючого складу на базі агрегату УНВ-2. Промислову перевірку і відпрацювання технології зміцнення породи і вугілля проводили на шахтах Караганди.

ПечорНІІпроект (А.А. Юхименко, Ю.Н. Долоткин) розроблені нагнітальні установки на основі інжекторних модулів типів УНР-1, УНР-2 для нагнітання карбамідних скріплюючих складів по однокомпонентній схемі.

Для запобігання витіканню складів з шпурів застосовують герметизатори. В теперішній час розроблено багато конструкцій герметизаторів одноразового і багаторазового використання. Основним недоліком герметизаторів одноразового використання є їх безповоротна втрата. Проте дотепер немає оптимального герметизатора багаторазового використання.

ІГД ім. А.А. Скочинського спільно з Теплогірським заводом гідроустаткування розроблені герметизатори одноразового використання, які поставляються з установками НАГУС-212. В них відсутній цанговий вузол, а фіксація анкера в шпурі відбувається при стисненні гумового елемента, що має шпильки заввишки 3-4 мм.

З метою уникнення втрати герметизаторів ІГД ім. А.А. Скочинського і КНІУІ розроблені шпурові пробки, основними частинами яких є гумовий ущільнювач і клапан. Після нагнітання інжектор-герметизатор від'єднується від шпурової пробки і витягується з шпурів.

Розрахунок ефективності вибраного методу укріплення покрівлі:

Вартість ущільнювання покрівлі:

$$C_{\text{ущ}} = V_{\text{вивалів}} \cdot (C_{\text{карб.складу}} \cdot V_{\text{карб}}) = 4,43 \cdot (1100 \cdot 1,1) = 5360 \text{ грн}$$

де $V_{\text{вивалів}}$ – середній об'єм вивалів покрівлі по дільниці, м^3

$V_{\text{карб}}$ – необхідна кількість карбамідного складу, т/м^3

Втрати видобутку вугілля при ліквідації вивалів покрівлі:

$$C_{\text{втр}} = (Q_{\text{змін}} / 3) \cdot C_{\text{вугілля}} = 1164 / 3 \cdot 3500 = 1358000 \text{ грн}$$

де $Q_{\text{змін}}$ – видобуток вугілля за зміну, т

$C_{\text{вугілля}}$ – оптова ціна вугілля, грн/т (марка ДГ)

Висновки

Шахта «ім. Д. Ф. Мельникова» ПАТ «Лисичанськвугілля» - це комплексно механізоване та частково автоматизоване гірничо-видобувне підприємство середньої потужності, має поточний характер основних технологічних процесів. Але не дивлячись на це шахта є нерентабельною, тому що їй необхідна щорічна підтримка з покриття витрат на видобуток. Також на шахті актуальною є проблема боротьби з вугільним та породним пилом у виробках виймальної ділянки.

В цьому дипломному проекті пропонується заміна очисного обладнання на більш прогресивне, частково змінена технологія ведення робіт у лаві, заміна способів охорони підготовчих виробок, що в цілому приводить до збільшення добового навантаження на лави, річної продуктивності шахти, продуктивності праці робітників, змінення собівартості вугілля та збільшення рентабельності шахти.

Також дипломним проектом передбачається метод щодо укріплення покрівлі у виймальній ділянці, а саме, склад на основі карбамідних смол у якості ущільнювача покрівлі. Цей склад був розроблений на кафедрі Дон ДТУ професором Крішиним, використання якого, є більш економічно вигідне у відношенні з поліуретановим, що в результаті призведе до збільшення безпеки робіт.

Більшість з запропонованих апробацій основної частини та частково спеціальної дипломного проекту, використовуються вже зараз на підприємстві.

Перелік посилань

1. Геологічні роботи на вугледобувних підприємствах України. Інструкція.
2. Нормативи завантаження на очисні вибої та швидкості проведення підготовчих виробок на шахтах. – Донецьк: Дон УДІ, 2007.
3. Задачник з підземної розробки вугільних родовищ. Учбове видання для вузів/ Сапицький К. Ф., Дорохов Д. В., Андрушко В. Ф. 4-е вид., М., Надра, 1981.
4. Українська техніка для вугільних шахт: Каталог. / В. В. Косарєв, Н. І. Стадник, С. С. Гребінкін, І. В. Косарєв, В. А. Мізін, заг. видавн. Донецьк: АСТРО, 2008.
5. Правила безпеки у вугільних шахтах НПАОП 10.0 – 1.01 – 2010.
6. Керування покрівлею та кріплення в очисних вибоях на вугільних шахтах з кутом падіння до 35°. Керівництво, 2002.
7. Керівництво з проектування вентиляції вугільних шахт НПАОП, С. В. Янко, С. П. Ткачук, Л. Ф. Баженова, А. І. Бобров. 10.0 – 7.08 – 1993.
8. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт, Київ 2004
9. Єдині норми виробітку на очисні роботи для вугільних шахт, Київ 2006
10. Інструкція зі складання паспортів виїмкової ділянки та кріплення підземних виробок ДНАОП 1.1.30 – 5.16 – 96.
11. Методичні вказівки до виконання дипломної роботи (для здобувачів вищої освіти спеціальності 184 «Гірництво» освітнього ступеня бакалавр усіх форм навчання) (Електронне видання), Укладачі: В.М. Окаєлов. Е.В. Фесенко, Д.А. Сорока – Сєверодонецьк: вид-во СНУ ім. В. Даля, 2020.
12. Прогресивні паспорти кріплення, охорони та підтримка підготовчих виробок при безцеликовій технології відробки вугільних пластів. – Ленінград: ВНІМІ, 1984.
13. Основні положення по проектуванню підземного транспорту нових та діючих вугільних шахт / розроблені ІГД ім. А.А. Скочинського сумісно з Центрогіпрошахтом, Півдгіпрошахтом, ДонУГІ, КНІУІ, КузнІУІ, ВНПО «Вуглемеханізація» и МакНІІ. — М., 1977.
14. Шухова Т.С., Ручко Л.Н., Носов Ю.П., Попова В.И. Про використання розчинів на основі карбамідних смол для фізико-хімічного укріплення порід та вугілля: Сб. науч. трудів «Наукові та технічні проблеми проведення гірничих виробок». ІГД ім. А.А. Скочинського. – М.: ІГД ім. А.А. Скочинського, 1980, вик. 190. – 100с.
15. Типовий проект «Перерізи гірничих виробок, закріплених металевим арочним кріпленням зі взаємо-замінюваного шахтного спец-профіля (кріплення АП)» / Розроблений проектним інститутом «Півгіпрошахт», введений в дію 12.12.1977. – Харків: Півгіпрошахт, 1978
16. Матеріали переддипломної практики.