

Міністерство освіти і науки України  
Селидівський гірничий технікум

«ЗАТВЕРДЖУЮ»  
Заступник директора  
з навчальної роботи  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2019 р.

## МЕТОДИЧНІ РЕКОМЕНДАЦІЇ ДО ВИКОНАННЯ ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТУ

Тема: «Проект технології ведення очисних робіт  
в заданих гірничо-геологічних умовах»

Галузь знань    18 Виробництво та технології  
Спеціальність 184 «Гірництво» освітня програма «Підземна розробка  
корисних копалин»

Методична розробка до дипломного проектування за темою: «Проект технології ведення очисних робіт в заданих гірничо-геологічних умовах» для студентів Селидівського гірничого технікуму за спеціальністю 184 «Гірництво» освітня програма «Підземна розробка корисних копалин».

Розробник:

Кайда Ю.В. – викладач гірничих дисциплін, спеціаліст вищої категорії, викладач-методист.

Методичні рекомендації розглянуто та схвалено на засіданні циклової (предметної) комісії гірничо-економічних дисциплін.

Протокол від «30» серпня 2019 року № 1

Голова циклової (предметної) комісії \_\_\_\_\_ Б.В. Володіна

## РЕЦЕНЗІЯ

на методичну розробку викладача Кайди Юрія Володимировича

до виконання дипломного проекту

з дисципліни ПП.03.07 «Технологія підземної розробки корисних копалин»

для спеціальності 184.02 Гірництво. Освітня програма «Підземна розробка корисних копалин»

Дипломний проект виконується кожним студентом за індивідуальним завданням, всі показники, необхідні для його виконання, збираються дипломником самостійно під час переддипломної практики. В завданні вказується орієнтовний обсяг і зміст виконання пояснювальної записки і графічної частини дипломного проекту.

Тема, що розкрита у методичній розробці, є похідною від навчальної дисципліни «Технологія підземної розробки корисних копалин». Актуальність теми дипломного проекту безсумнівна і вона поглиблюється за рахунок якості виконання методичної розробки, використання якої забезпечить належну ефективність самостійної творчої роботи студентів під час дипломного проектування. Вимоги до складання та оформлення методичних матеріалів враховані.

Науково достовірний матеріал подається в доступній формі, проглядається постійний зв'язок теоретичних викладок з практикою роботи вугільних шахт регіону (пологі і похилі вугільні пласти). Методична розробка побудована в логічній послідовності розкриття теми дипломного проекту. Це дозволяє значно підвищити якість знань, розвинути уміння і компетенції студентів, що пов'язані з удосконаленням роботи з довідковою літературою, вибором раціональних технологічних схем ведення очисних робіт, виконанням технічних розрахунків і прийняттям вірних рішень на їх підставі.

Методична розробка виконана грамотно, на високому методичному рівні, у відповідності до Держстандартів України і з дотриманням вимог стилістики, орфографії, правильності використання науково-технічної термінології.

Методична розробка може бути використана студентами денного і заочного відділень та викладачами-керівниками дипломного проектування у вищих навчальних закладах 1 рівня акредитації.

Рецензент:

спеціаліст вищої категорії, викладач гірничих дисциплін

Селидівського гірничого технікуму \_\_\_\_\_ Д.Н. Мітєв

## Зміст

Мета і завдання дипломного проектування	7
Вимоги до виконання дипломного проекту	7
Підготовка до дипломного проектування	8
Керівництво дипломним проектуванням	9
Підготовка до захисту в державній кваліфікаційній комісії (ГКК)	10
 Вступ	 12
1. Загальна частина	13
1.1.Короткі відомості про шахту	13
1.2.Коротка геологічна характеристика шахтного поля	13
1.3.Розкриття і підготовка шахтного поля	13
1.4.Охорона навколишнього середовища і природних ресурсів	13
1.5.Системи розробки і технологія очисних робіт, що використовується на шахті	14
1.6.Вихідні дані на дипломне проектування	14
2. Спеціальна частина	16
2.1.Аналіз умов залягання пласта в межах дільниці, що розглядається	16
2.2.Аналіз технології очисних робіт, яка застосовується шахтою на дільниці, що розглядається	16
2.3.Система розробки та її параметри	17
2.3.1. Вибір системи розробки	17
2.3.2. Довжина виїмкового поля і час його відробки	20
2.3.3. Довжина лави	21
2.3.3.1. Визначення довжини лави по технологічному	21
2.3.3.2. Визначення довжини лави по газовому фактору	22
2.3.3.3. Прийнята проектом довжина лави	23
2.4.Технологічна схема очисних робіт	24
2.4.1. Вибір технологічної схеми	24

2.4.2. Обґрунтування вибору механізованого комплексу	25
2.4.3. Обґрунтування вибору виїмкової машини і схеми роботи комбайна в лаві	26
2.4.4. Самозарубка комбайна в пласт і підготовка ніш	27
2.4.5. Обґрунтування вибору засобів транспортування вугілля в межах дільниці	28
2.4.6. Вибір допоміжного устаткування	30
2.4.7. Опис технології робіт	31
2.5.Кріплення і управління покрівлею в лаві	32
2.5.1. Вибір способу управління покрівлею в лаві	32
2.5.2. Перевірочний розрахунок механізованого кріплення по опору навантаженню з боку порід покрівлі	34
2.5.3. Перевірочний розрахунок механізованого кріплення на відповідність виїмковій потужності пласта	37
2.5.4. Кріпленням ніш та сполучень	40
2.6.Визначення навантаження на лаву по видобутку вугілля	43
2.6.1. Можливості комбайна по видобутку вугілля	43
2.6.2. Можливе видобування вугілля в лаві по газовому фактору	45
2.6.3. Нормативне навантаження на лаву по видобутку вугілля	46
2.6.4. Планове добове навантаження на лаву по видобутку вугілля	48
2.7.Провітрювання очисної виробки та виїмкової дільниці	49
2.7.1. Витрати повітря для провітрювання очисного вибою	49
2.7.2. Перевірка витрат повітря для очисного вибою по швидкості його руху	52
2.7.3. Схема провітрювання виїмкової дільниці	53
2.8.Електропостачання дільниці	54
3. Охорона праці	55
3.1.Зниження запиленості повітря	55
3.2.Попередження та локалізація вибухів вугільного пилу	55
3.3.Заходи по попередженню вибухів газу метану	57
3.4.Протипожежний захист дільниці	57
3.5.Захист людей від ураження електричним струмом	57

3.6.Заходи безпеки при веденні очисних робі	57
4. Економічна частина	58
Висновки	59
Перелік використаних джерел	60
 Вказівки до виконання графічної частини проекту	 61
Умовні позначення гірських порід	62

## МЕТА І ЗАВДАННЯ ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТУВАННЯ

Дипломний проект - самостійна творча робота студента, що є завершальною його підготовкою до виробничої діяльності. У цій роботі випускник повинен показати, що він науково осмислив сутність виробничих процесів, фактичний матеріал спеціальних та економічних дисциплін.

Дипломний проект розширює і закріплює теоретичні знання, розвиває вміння застосовувати їх на практиці, прищеплює навички самостійної роботи.

Дипломний проект показує розуміння студентами завдань, поставлених перед галуззю, з технічного переозброєння вугільної промисловості, реструктуризації, поліпшення організації виробництва.

При проектуванні повинні бути використані всі досягнення нової техніки, включаючи і ті, що ще не потрапили в довідкову літературу, а тільки висвітлені в спеціальних журналах. Абсолютно неприпустимо використання морально застарілого обладнання, особливо обладнання знятого з виробництва. Цілком допустимо використовувати обладнання, що знаходиться в стадії розробки заводами, якщо відомі його основні показники.

Рішення, прийняті в дипломному проекті, повинні бути раціональними в техніко-економічному відношенні, заснованими на останніх досягненнях техніки, на новітніх формах організації робіт та способах їх механізації і автоматизації.

Основним завданням дипломного проектування є розвиток у студентів творчої ініціативи, самостійності в роботі, вміння користуватися технічною літературою та виконувати технічні креслення. Всі ці якості найбільш повно удосконалюються при опрацюванні окремих конкретних питань.

Тому в дипломному проекті передбачається поглиблена розробка спеціальної частини, яка повинна мати, по можливості, актуальне значення для виробництва.

Спеціальна частина повинна містити детальні розрахунки для обґрунтування вибору основного і допоміжного обладнання, електричної апаратури і технологічного процесу.

Студенти, в роботі над проектом, повинні проявляти повну самостійність. Консультації, за жодних обставин, не повинні перетворюватися на репетиторство.

## ВИМОГИ ДО ВИКОНАННЯ ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТУ

Зміст пояснювальної записки дипломного проекту по розділам і зміст графічної частини по аркушам (листам) визначається завданням, на дипломне проектування.

Дипломний проект рекомендується виконувати в такому обсязі:

- пояснювальна записка – близько 70 сторінок комп'ютерного тексту;
- графічна частина - 3 аркуші (листа) формату А1 (594x841).

Приблизний розподіл обсягу пояснювальної записки за розділами:

- вступ – 2 аркуша ;
- загальна частина - 15 аркушів;
- спеціальна частина – 35-45 аркушів;
- економічна частина - 20 аркушів.

У даній методичній розробці детально розглядаються питання, пов'язані з виконанням гірничої частини проекту.

Оформлення пояснювальної записки дипломного проекту здійснюється згідно вимог єдиної системи конструкторської документації (ЕСКД) і єдиної системи технологічної документації (ЕСТД). Текстова частина (пояснювальна записка) дипломного проекту виконується комп'ютерним набором шрифтом Times New Roman розміром 14, полуторним інтервалом (1,5) на папері формату А4 розміром (297x210) з одного боку аркуша або готується рукописним способом згідно стандартів СГТ (2014 р.)

Виклад тексту пояснювальної записки має бути коротким, з посиланням на використані джерела і таким, що виключає можливість суб'єктивного тлумачення.

В СГТ розроблені стандарти (2014р.) на оформлення навчальної документації. Цими стандартами і повинні керуватися дипломники при оформленні начисто пояснювальної записки та графічної частини проекту. За дотриманням цих вимог здійснюється нормоконтроль. Дипломні проекти, що не пройшли нормоконтроль, до захисту не допускаються.

## ПІДГОТОВКА ДО ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТУВАННЯ

Тема та завдання на дипломне проектування видаються перед початком переддипломної практики. Безпосередня підготовча робота до дипломного проектування починається з дня отримання дипломного завдання. Вона полягає у вивченні завдання, підборі літератури, підготовці креслярських інструментів, паперу, складанні графіка роботи над проектом.

Вивчивши завдання, студент повинен усвідомити основне завдання проекту, продумати послідовність його виконання.

Рекомендується зібрати необхідну літературу і уважно вивчити її, зробити виписки розрахунків, формул, виконати ескізи, які можуть виявитися корисними при проектуванні. Слід ознайомитися і з періодичною літературою за темою проекту.

В результаті може знадобитися додаткова самостійна проробка окремих питань з підручниками, довідниками, періодичною гірничою літературою, або додаткові консультації фахівців.

Матеріали до проекту підбираються під час виробничої переддипломної практики. Їх можна отримати у відділах: маркшейдерському, технологічному, плановому, головного механіка та енергетика шахти. Матеріали повинні містити реальні дані і перспективні пропозиції. Тому, перебуваючи на переддипломній



практиці, студент повинен детально і всебічно вивчити діючий об'єкт, по якому буде виконуватися дипломний проект.

До підбирання матеріалу потрібно ставитися критично. Може статися, що техніко-економічні показники, рівень механізації і організація праці та технологічного процесу на окремих шахтах не відповідає сучасним вимогам. Можливі також і порушення технологічного процесу, техніки безпеки і протипожежних вимог та вимог технічної експлуатації. Необхідно встановити причини цього, намітити шляхи усунення недоліків.

Всі зібрані матеріали повинні бути відповідним чином оброблені, систематизовані і розміщені у звіті про переддипломну практику.

## КЕРІВНИЦТВО ДИПЛОМНИМ ПРОЕКТУВАННЯМ

Для безпосереднього керівництва дипломним проектуванням студенту-дипломнику призначається керівник із числа викладачів спеціальних дисциплін.

Керівник дипломного проекту призначається кожному студенту перед відправкою його на переддипломну практику. Керівник дипломного проекту є також консультантом по спеціальній частині дипломного проекту.

Для консультації студентів по окремим частинам проекту (електромеханічна; економічна; нормоконтроль) призначаються консультанти.

Завдання на дипломне проектування є індивідуальними для кожного студента, воно видається керівником на спеціальному бланку і підписується керівником дипломного проекту, головою випускаючої циклової комісії, і самим дипломником.

Студент зобов'язаний в установлений термін приступити до дипломного проектування і виконувати його під контролем керівника, згідно графіка консультацій, затвердженого адміністрацією технікуму.

Крім того, керівник здійснює контроль за якістю виконання дипломного проекту та його обсягом, передбаченим у завданні.

Роль керівника і консультанта, крім здійснення контролю, полягає у вказівках і роз'ясненнях по питанням, що виникають у студентів, а також у спостереженні за правильністю загального напрямку проектування. При цьому керівник не вирішує питання за автора проекту, він лише спрямовує його на шлях правильного вирішення окремих питань і завдань, розкриваючи більш широко їх сутність і всіляко стимулює самостійність роботи студента над темою.

Дипломник повинен регулярно відвідувати, передбачені розкладом, консультації, у керівника проекту та консультантів.

Необхідно пам'ятати, що ніякі зміни в завданні, в процесі проектування, без дозволу керівника не допускаються.

Дипломний проект, в основному, виконується в технікумі, в навчальних кабінетах консультантів та керівника дипломного проектування, читальному залі, де є підручники, навчальні посібники, методичні вказівки, довідники, технічні

періодичні видання і інша необхідна література та можливість роботи з графічною частиною проекту.

## ПІДГОТОВКА ДО ЗАХИСТУ В ДЕРЖАВНІЙ КВАЛІФІКАЦІЙНІЙ КОМІСІЇ (ДКК)

Тема дипломного проекту скрізь записується в тому формулюванні, в якому вона була наведена в наказі на закріплення тем за дипломниками. Дипломний проект переплітається в міській друкарні після того, як отримано усну згоду на це консультантів, нормоконтролю і керівника дипломного проекту. Порядок переплітання пояснювальної записки дипломного проекту наступний: обкладинка текстового документа; титульний лист; завдання на дипломне проектування; реферат; зміст; текстова частина; перелік використаних джерел.

Повністю готовий дипломний проект перевіряється керівником і підписується в графі «перевірив» (пояснювальна записка і всі аркуші графічної частини). Після цього дипломник пред'являє проект на перевірку консультантам потім на нормоконтроль - вони перевіряють свої частини і підписують їх в графі «консультував» та «нормоконтроль» в пояснювальній записці і графічній частині проекту.

Зібравши підписи консультантів і нормоконтролю, дипломник знову надає проект керівнику, який переконується в готовності проекту до відправки на рецензію і підписує його в графі «прийняв» (пояснювальна записка і всі листи графічної частини) і пише висновок по дипломному проекту. До захисту допускаються лише ті проекти, які, за визначенням керівника дипломного проектування, відповідають вимогам програми.

У закінченому вигляді (мінімум за 2 дні до захисту) дипломний проект з висновком керівника надається в навчальну частину (завідувачу відділенням) і після перевірки направляється на рецензію до відповідного фахівця на ту шахту (найчастіше), де студент проходив переддипломну практику. Направлення на рецензію дипломникові видає завідувач відділенням.

Проект повертається дипломником в учбову частину з рецензією не пізніше, ніж за день до призначеного терміну захисту його перед ДКК. Недотримання цього правила, що передбачає необхідний час на підготовку студента до захисту і відповідей на зауваження рецензента, дає дипломникові право клопотання про встановлення нового терміну захисту. Захист дипломного проекту перед ДКК є завершальним етапом роботи студента.

Після повного завершення роботи над дипломним проектом студент повинен готуватися до захисту проекту перед ДКК. Необхідно підготувати доповідь, використовуючи пояснювальну записку і креслення до проекту та враховуючи зауваження, зроблені керівником і рецензентом. Потрібно пам'ятати про регламент і не включати в доповідь опис деталей і питань, що мають допоміжне значення. Час

доповіді слід планувати в обсязі приблизно 10 хв. і пам'ятати, що всього на захист проекту відводиться до 25 хв.

У доповіді необхідно докладно висвітлити спеціальну частину проекту, виділивши елементи творчої роботи над актуальними виробничими питаннями. Доповідь найкраще побудувати за такою схемою: тема, завдання і його цільова установка; коротка характеристика шахти та гірничо-геологічні умови проектування; основні, прийняті дипломником рішення, і їх забезпечення; принцип роботи об'єкта проектування; електропостачання дільниці, протипожежні заходи, правила безпеки; основні техніко-економічні показники проекту з поясненням умов їх отримання; відповіді на зауваження керівника дипломного проектування та рецензента.

Під час захисту члени ГKK задають студенту питання. Відповіді повинні бути конкретними, небагатослівними, супроводжуватися доказами. Якщо при цьому необхідно посилатися на таблиці, графіки, розрахунки, то з дозволу голови ДKK можна скористатися пояснювальною запискою та кресленнями проекту.

## ВСТУП

Роль вугільної промисловості в народному господарстві країни. Значення видобувних робіт у вирішенні завдань щодо збільшення видобутку вугілля. Перспективи вугільної промисловості. Досягнення передових видобувних бригад. Основні завдання, які вирішуються при виконанні дипломного проекту.

## 1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

### 1.1 Короткі відомості про шахту

Територіальне розташування шахти, адміністративне підпорядкування, під'їзні автомобільні і залізничні дороги. Розміри і межі шахтного поля. Рік пуску шахти в експлуатацію. Проектна і фактично досягнута продуктивність шахти. Режим роботи.

### 1.2 Коротка геологічна характеристика шахтного поля

Будова вугільної товщі. Число робочих пластів, їх синоніміка, характер залягання, потужність, марки, фізичні властивості (щільність, міцність, опірність різанню). Характеристика бічних порід. Газоносність пластів, небезпечність за раптовими викидами вугілля і газу, гірничих ударів, вибухів вугільного пилу, схильність до самозаймання, водоносність вугілля і порід. Категорія шахти по виділенню метану.

### 1.3 Розкриття і підготовка шахтного поля

Схема розкриття шахтного поля. Місце розташування стволів, їх характеристика, число, призначення (оформити у вигляді таблиці). Спосіб підготовки шахтного поля (поверховий, панельний, погоризонтний, блоковий). Розміри горизонтів, поверхів, панелей, порядок їх підготовки та відпрацювання. Місце розташування дільниці, що підлягає аналізу, в межах шахтного поля, глибина розробки.

### 1.4 Охорона навколишнього середовища і природних ресурсів

Заходи, що проводяться на шахті, з питань залишення породи в шахті і ліквідації породних відвалів, по боротьбі з горінням породи у відвалах.

Очищення шахтних вод і їх використання.

Заходи щодо зменшення кількості викидання вугільного та породного пилу вентиляторними установками, заходи з використання метану, боротьба з шумоутворенням при роботі вентиляторів.

Захист території шахти від забруднення шкідливими речовинами. Заходи з охорони надр і раціонального використання природних ресурсів шахтою. Заходи по боротьбі з втратами корисних копалин. Рекультивація земель, порушених при видобутку вугілля.

## 1.5 Система розробки і технологія очисних робіт, що використовуються на шахті

Системи розробки та їх параметри: висота поверху або ярусу, довжина виїмкової поля, довжина лави. Основні підготовчі виробки, їх призначення, форма і площа поперечного перерізу, тип кріплення, способи підтримки. Вид дільничного транспорту. Провітрювання дільниці.

Опис існуючих технологічних схем ведення очисних робіт на шахті. Типи забійних машин і механізмів, що застосовуються в лавах. Паспорт управління покрівлю і кріплення лави. Наявність ніш їх довжина, спосіб виїмки і кріплення. Кріплення сполучень лави з підготовчими виробками. Організація робіт в лаві. Фактично досягнуті техніко-економічні показники.

## 1.6 Вихідні дані на дипломне проектування

Вказати найменування лави, що розглядається даним проектом.

Заповнити таблицю вихідних даних на дипломне проектування (табл. 1.1).

Викласти дані, які не увійшли до таблиці, в текстовій частині даного розділу.

Таблиця 1.1 - Вихідні дані на дипломне проектування

Показники	Одиниці виміру	Значення
1	2	3
Категорія шахти за метаном		
Характеристика пласта:	індекс	
- потужність середня; мінімальна - максимальна	м	
- кут падіння	градус	
- щільність	т/м <sup>3</sup>	
- обводненість	м <sup>3</sup> /год.	
- опір вугілля різанню	кН/м	
- безпечність по раптовим викидам		
- безпечність по вибухам вугільного пилу		
- схильність до samozapalennya		
- абсолютна метановість	м <sup>3</sup> /хв.	
- відносна метановість	м <sup>3</sup> /т.	
Покрівля безпосередня, породи (назва):		
- потужність безпосередньої покрівлі	м	
- щільність	т/м <sup>3</sup>	
- міцність (по Протод'яконову М. М.)	-	
- стійкість		
Покрівля основна, порода (назва):		
- потужність	м	
- міцність	-	

Продовження таблиці 1.1

1	2	3
- керованість		
Підошва пласта, породи (назва):		
- опір порід підошви вдавлюванню	МПа	
Довжина виїмкового поля лави	м	
Довжина лави за гірничо-геологічними умовами	м	
Питоме пиловиділення в лаві	г/т	

ПРИМІТКА. При необхідності показники таблиці можуть змінюватися.

## 2 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА

### 2.1 Аналіз умов залягання пласта в межах ділянки

Проаналізувати гірничо-геологічні умови на ділянці, що розглядається, приділяючи особливу увагу таким показникам (див. розділ 1.6):

- потужність вугільного пласта, межі зміни потужності пласта;
- опірність вугілля різанню, наявність прошарків породи та їх міцність, кут падіння пласта;
- вказати категорію шахти по газу метану, метановість вугілля, очікуване метановиділення;
- дати характеристику порід покрівлі по стійкості і керованості, вказати потужність безпосередньої покрівлі і щільність порід, якими вона представлена;
- дати характеристику породам підосви, вказати на схильність порід підосви до розмокання та на обводненість вугільного пласта;
- зазначити схильність пласта до гірських ударів та небезпечність по раптовим викидам вугілля, породи і газу;
- зазначити небезпечність пласта вугілля по вибухам вугільного пилу, схильність пласта до самозаймання;
- зазначити чи здійснювалася підробка або надробка пласта вугілля;
- вказати глибину, на якій будуть вестись очисні роботи;
- відзначити інші показники, якщо такі є, що мають вплив на вибір технології очисних робіт в межах ділянки, що розглядається проектом.

### 2.2 Вибір технології виймання вугілля

Спираючись на аналіз гірничо-геологічних умов залягання пласта, розглянути можливість застосування однієї із існуючих технологій виймання вугілля підземним способом: відбійними молотками; буровибуховими роботами; широкозахватними комбайнами; вузькозахватними комбайнами; струговими і скрепероструговими установками; конвеєроструговими агрегатами; бурошнековими установками; гідромоніторами.

Окрім того технологічні схеми очисних робіт поділяють на схеми з використанням : індивідуального кріплення, механізованого кріплення, щитового кріплення, та з використанням гнучкого перекриття.

Одним з основних напрямків удосконалення технології та підвищення ефективності роботи є впровадження типових технічних рішень, що являє собою досить складне завдання у зв'язку з різноманіттям і непостійністю гірничо-геологічних умов розробки і постійним переміщенням місця роботи з виїмки вугілля.



Основним напрямком технічного прогресу на пологих і похилих пластах у вугільній промисловості України є комплексна механізація очисних робіт, що передбачає повну механізацію основних і допоміжних робочих процесів в очисних вибіях. Комплексна механізація досягається застосуванням механізованих гідрофікованих комплексів.

**ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ.** Виходячи із зазначеного вище приймаємо до застосування технологію виймання вугілля з використанням комплексної механізації очисних робіт при відпрацюванні запасів на дільниці лави, що розглядається даним проектом.

## 2.3 Система розробки та її параметри

### 2.3.1 Вибір системи розробки

На вугільній шахті, в межах дільниці, що розглядається, знаходить застосування одна із систем розробки вугільних пластів. Необхідно проаналізувати доцільність її застосування та якщо виникне необхідність, застосувати більш сучасну.

Системою розробки вугільного родовища називають встановлений для даних геологічних умов залягання пласта і прийнятих засобів механізації виїмки вугілля певний порядок ведення підготовчих і очисних робіт, пов'язаний у просторі та часі.

До будь-якої системи розробки (рис. 2.1; 2.2; 2.3) пред'являються наступні основні вимоги: безпека ведення очисних робіт; економічність очисних робіт; найменші втрати корисних копалин; охорона надр і оточуючого людину середовища.

На вибір системи розробки впливають наступні фактори: потужність пласта; кут падіння пласта; властивості бокових порід; геологічні порушення; розташування пластів у свиті; присутність води; газоносність пласта; кліваж; самозаймання вугілля; механізація виробничих процесів.

Система розробки повинна забезпечувати умови для комплексної механізації виробничих процесів і концентрації робіт.

На шахтах широко застосовуються стовпові системи розробки довгими стовпами по простяганню і падінню (підняттю) пласта, обмежено застосовуються суцільні і комбіновані системи розробки.

Система розробки, при якій запаси корисних копалин в межах поверху, ярусу, виймального поля до початку ведення очисних робіт повністю оконтурені гірничими виробками, називається стовпвою.

Стовпова система розробки створює хороші умови для ефективного застосування сучасних механізованих очисних комплексів, дозволяє зробити детальну розвідку пласта в межах виїмкової поля, створює гарні умови для роботи дільничного транспорту. Все це дозволяє підвищити концентрацію гірничих робіт.

Недоліки стовпкової системи розробки: підвищені на 5-7% втрати корисних копалини в порівнянні з суцільною системою; великий початковий обсяг проведення виробок.

Система розробки, при якій очисні роботи в межах поверху, виймальної ділянки або ярусу ведуться одночасно з проведенням підготовчих виробок, трохи випереджаючих або не випереджаючих очисні забої, називається суцільною.

Переваги суцільної системи розробки: відрізняється винятковою простотою; вентиляційний штрек проводять слідом за лавою або при відпрацюванні наступних поверхів використовують колишній відкотний штрек як вентиляційний; порода від проведення вентиляційного штреку розміщується у виробленому просторі за лавою;

Недоліки суцільної системи розробки: підготовчі роботи впливають негативно на очисні і навпаки, що є причиною простоїв і низьких темпів просування підготовчих та очисних вибоїв; підготовчі виробки протягом усього терміну служби примикають до виробленого простору; відсутня попередня розвідка залягання пласта; великі витоки повітря через вироблений простір.

Ефективна робота очисних вибоїв можлива тільки при нормальних умовах експлуатації підготовчих виробок, тобто збереженні розмірів їх поперечного перерізу і справності кріплення. На умови підтримки підготовчих виробок впливають природні фактори (потужність пласта, кут падіння пласта, стійкість бокових порід і т.п.) і виробничі (довжина і механізація проведення, розмір і форма поперечного перерізу, матеріал кріплення, спосіб охорони і глибина ведення гірничих робіт). Впливаючи на виробничі фактори можна забезпечити безремонтне підтримання підготовчих гірничих виробок, при якому відсутня суцільна заміна кріплення з випуском породи.

Якщо при стовпвій системі розробки підготовчі виробки не будуть використовуватися повторно для відпрацювання сусідніх виїмкових полів, то при веденні очисних робіт вони погашаються слідом за просуванням лави.

Якщо виробка буде використовуватися для відпрацювання сусіднього виїмкового поля, то її охорона здійснюється ціликами вугілля, бутовими смугами, литою смугою, використання тумб ШЗБТ [5]. Застосування ШЗБТ або литої смуги забезпечує краще збереження конвеєрного штреку і надає можливість його повторного використання в якості вентиляційного.

Якщо прийнятою системою розробки передбачається викладення бутової смуги, то її ширину можна визначити за формулою

$$e = \frac{k}{m} \cdot (1 + h) \cdot l_0, \text{ м.} \quad (2.1)$$

- де  $k$  – коефіцієнт розпушення порід ( $k=1,8-2$ );  
 $m$  – потужність пласта, м.;  
 $h$  – висота підривання порід у бутовому штреку, м.;  
 $l_0$  – ширина бутового штреку, м.

Розміри навколо штрекових ціликів, що залишаються для охорони підготовчих виробок від впливу очисних робіт визначаються

$$v_u = 0,04 \cdot m \cdot H + 6, \text{ м.} \quad (2.2)$$

або

$$v_u = (1,8 + 1,1 \cdot m) \cdot \sqrt[4]{H}, \text{ м.} \quad (2.3)$$

де  $H$  – глибина розробки, м.

**ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ.** Виходячи з гірничо-геологічних умов на дільниці, враховуючи все вищевикладене, проектом приймається:

- система розробки - стовпова;
- напрямок посування лави – по простяганню пласта, на зворотній хід [5, с.29];
- підготовку стовпа до виймання – індивідуальна пластова, [5, с.32];
- підтримка підготовчих виробок - безремонтна;
- охоронні цілики, бутові смуги – відсутні, [5, с.134];
- конвеєрний і вентиляційний штреки погашаються слідом за посуванням лави.

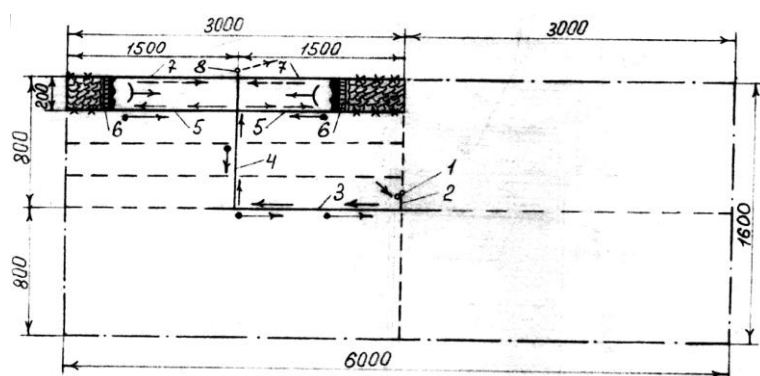


Рис. 2.1 – Система розробки довгими стовпами по простяганню при панельній підготовці шахтного поля.

- 1 – головний і допоміжний стволи у центрі шахтного поля;
- 2 – капітальний квершлаг;
- 3 – головний відкотний штрек;
- 4 – панельний бремсберг;

5 – конвеєрний штрек; 6 – лава (очисний вибій); 7 – вентиляційний штрек; 8 – шурф у верхньої межі шахтного поля.

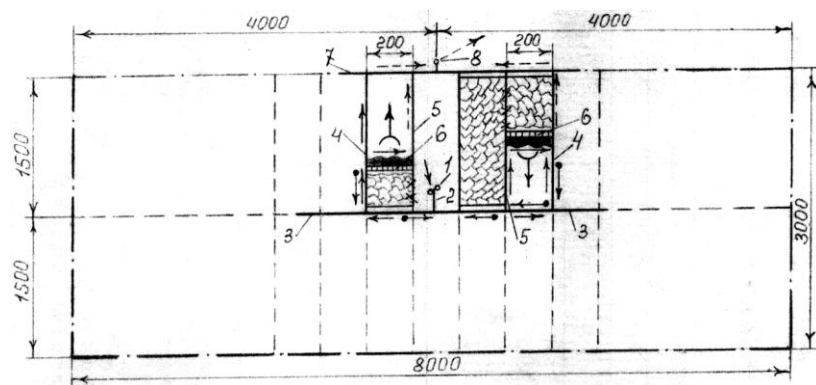


Рис. 2.2 – Система розробки довгими стовпами по падінню або підняттю при погоризонтній підготовці шахтного поля.

- 1 – головний і допоміжний стволи у центрі шахтного поля;
- 2 – капітальний квершлаг;
- 3 – головний відкотний штрек;
- 4 – конвеєрний хідник;

5 – вентиляційний хідник; 6 – лава (очисний вибій); 7 – головний вентиляційний штрек; 8 – шурф у верхньої межі шахтного поля.

Можливі варіанти підготовки шахтного поля при поділу його на блоки.

Довгими стовпами по простяганню      Довгими стовпами по підняттю      Довгими стовпами по падінню

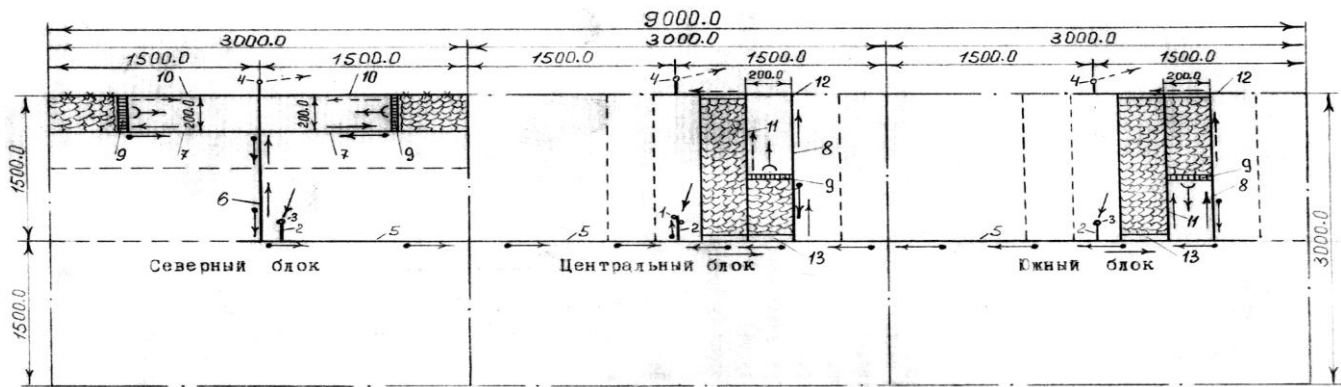
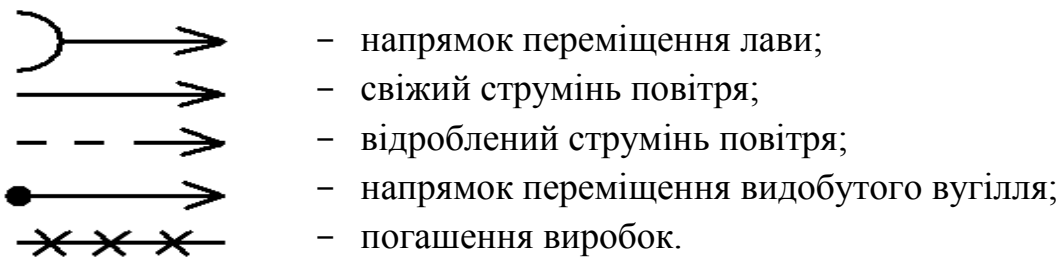


Рис. 2.3 – Поділ шахтного поля на блоки.

1 – головний і допоміжний стволи у центрі шахтного поля; 2 – капітальний квершлаг;  
3 – блокові стволи; 4 – блокові шурфи; 5 – головний відкотний штрек; 6 – панельний бремсберг;  
7 – конвеєрний штрек; 8 – конвеєрний хідник; 9 – лава (очисний вибій); 10 – вентиляційний штрек;  
11 – вентиляційний хідник; 12 – вентиляційний штрек; 13 – цілики вугілля.



### 2.3.2 Довжина виїмкового поля і час його відпрацювання

Для діючих шахт рекомендується довжина виїмкової поля в межах від 800 до 1500м, крила панелі - від 800 до 1500м. Для шахт, що проектуються, і нових горизонтів довжину виїмкової поля слід приймати не менше 1500м, [6].

Довжину виїмкової поля слід приймати з таким розрахунком, щоб відпрацювання стовпа (виїмкової поля) велася не менше 1 року.

На розмір виїмкової поля не впливає потужність пласта і довжина лави, якщо з її зміною швидкість посування залишається постійною. Із зростанням швидкості посування лави істотно збільшується і розмір виїмкової поля. Збільшення або зменшення розміру виїмкової поля на 10-15% проти оптимального не тягне за собою помітного збільшення витрат на 1 тону промислових запасів.

У такому випадку необхідна довжина виїмкової поля визначається за формулою

$$l_{\text{пол}} = N_p \cdot n_u \cdot r \cdot t_{\text{пол}} \cdot k_y, \text{ м} \quad (2.4)$$

де  $N_p$  – число робочих суток у році ( $N_p=300$ ), шт.;  
 $n_{ц}$ ,  $n_{ц,р}$  - чисельність циклів по виїмкнню вугілля за добу у видобувні і  
 ремонтно-підготовчу зміни відповідно (див. розділ. 2.6.4), шт.;  
 $r$  – ширина захвату виконавчого органу комбайну (див. розділ. 2.4.2;  
 2.4.3), м.

**ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ.** В реальних умовах діючої шахти «Україна» довжина виїмкового поля (стовпа) визначається «Планом гірничих виробок по пласту  $k_8$ ».

В такому розі час на відпрацювання виїмкового поля визначається за формулою

$$t_{пол} = \frac{l_{пол}}{N_p \cdot (n_{ц} + n_{ц,р}) \cdot r \cdot K_y}, \text{ рік} \quad (2.5)$$

де  $l_{пол}$  - довжина виїмкового поля (див. розділ 1.6), м;  
 $K_y$  - коефіцієнт, що враховує гірничо-геологічні умови ( $K_y=0,85-0,95$ ).

**ПРИМІТКА:** Найменування шахти та індекс пласта проставлені для прикладу. По кожному з розроблюваних пластів вугілля на діючій шахті є свій «План гірничих виробок по пласту ...».

### 2.3.3 Довжина лави

Довжина лави залежить від гірничо-геологічних і гірничотехнічних факторів, основними з яких є: геологічні порушення в заляганні пластів, метанообільність пластів, технологія і організація очисних робіт, можлива довжина механізованого комплексу (скребкового конвеєра лави) . Оцінка перерахованих факторів повинна бути комплексною, а прийнята проектом довжина лави - оптимальною.

#### 2.3.3.1 Визначення довжини лави по технологічному фактору

При однобічній роботі комбайна (розділ. 2.4.3) раціональна довжина лави може бути визначена за формулою

$$l_T = \frac{[(T_{см} - t_{н.з.}) \cdot n_{см} - t_{ко} \cdot n_{ц}] \cdot K_z}{\left( \frac{1}{V_p} + \frac{1}{V_m} + t_3 \cdot m \cdot r \cdot Z + t_e \right) \cdot n_{ц}} + l_{ми}, \text{ м} \quad (2.6)$$

При човниковій роботі комбайна (розділ. 2.4.3) раціональна довжина лави, може бути визначена за формулою

$$l_T = \frac{[(T_{cm} - t_{n.3.}) \cdot n_{cm} - t_{ko} \cdot n_u] \cdot K_z}{\left(\frac{1}{V_p} + t_6\right) \cdot n_u} + l_{ни}, \text{ м} \quad (2.7)$$

- де  $T_{cm}$  - тривалість зміни ( $T_{cm}=360\text{хв.}$ ), хв.;  
 $t_{п.3.}$  - час на підготовчо-заклучні операції ( $t_{п.3.}=15-35\text{хв.}$ ), хв.;  
 $n_{cm}$  - чисельність змін по вийманню вугілля за добу ( $n_{cm}=3\text{шт.}$ ), шт.;  
 $n_u$  - чисельність циклів по вийманню вугілля за добу у видобувні зміни (розділ. 2.6.4), шт.;  
 $t_{к.о.}$  - час на кінцеві операції ( $t_{к.о.}=20-30\text{мин.}$ ), хв.;  
 $K_r$  - коефіцієнт готовності комбайна (табл. 2.6.1);  
 $V_p$  - реальна швидкість подачі комбайна (розділ. 2.6.1), м/хв.;  
 $V_m$  - маневрова швидкість подачі комбайна, м/хв.;  
 $t_3$  - час на заміну одного зубка ( $t_3=0,8\text{хв.}$ ), хв.;  
 $m$  - середня виймальна потужність пласта, м;  
 $r$  - ширина захвату виконавчого органу комбайна (розділ. 2.4.3), м;  
 $Z$  - витрати зубків на 1 м<sup>3</sup> відбитого вугілля ( $Z=0,1 \text{ шт./м}^3$ ), шт./м<sup>3</sup>;  
 $t_b$  - питомі витрати часу на допоміжні операції ( $t_b=0,2-0,6 \text{ хв./м.}$ ), (розділ. 2.6.3), хв./м;  
 $l_{ни}$  - загальна довжина ніш (розділ. 2.4.4), м.

Довжина лави, розрахована по технологічному фактору, має не «вирішальний голос» при прийнятті рішень про проектну довжину лави, а «дорадчий голос». Проектна довжина лави повинна бути, по можливості, якомога ближче до  $l_T$  (табл. 2.1). У цьому випадку будуть досягнуті найбільш високі техніко-економічні показники роботи лави (очисного вибію).

### 2.3.3.2 Визначення довжини лави по газовому фактору

Допустима довжина лави в залежності від газового фактору, визначається за формулою

$$l_z = \frac{864 \cdot V_{max} \cdot S_{оч.min} \cdot C}{n_u \cdot r \cdot m_{min} \cdot \gamma_g \cdot q_{оч} \cdot K_n}, \text{ м} \quad (2.8)$$

- де  $V_{max}$  - максимально допустима ПБ швидкість струменю повітря в лаві ( $V_{max}=4\text{м/с}$ ), м/с;  
 $S_{оч.min}$  - мінімальний пропускний переріз для повітря в лаві (табл. 2.2; розділ 2.6.2), м<sup>2</sup>;  
 $C$  - допустима ПБ концентрація газу метану у вихідному із лави струмені ( $C=1\%$ ), %;  
 $m_{min}$  - мінімальна потужність пласта в межах виїмкового поля, м;  
 $\gamma_g$  - щільність вугілля, т/м<sup>3</sup>;

$q_{оч}$  - відносна метановість очисної виробки (див. розділ 1.6),  $м^3/т$ ;

$K_n$  - коефіцієнт нерівномірності виділення газу (розділ 2.7).

Якщо виявиться, що  $l_{оч} \geq l_r$  (табл. 2.1), то необхідно використовувати дегазацію на дільниці. Коефіцієнт дегазації необхідно приймати  $K_d=0,2-0,7$ .

З урахуванням дегазації, відносна метановість лави буде становити

$$q_o = q_{оч} \cdot (1 - K_d), \text{ м}^3/т \quad (2.9)$$

де  $K_d$  - коефіцієнт дегазації.

Допустима довжина лави в залежності від газового фактору, після дегазації, буде становити

$$l_z = \frac{864 \cdot V_{\max} \cdot S_{оч. \min} \cdot C}{n_y \cdot r \cdot m_{\min} \cdot \gamma_e \cdot q_o \cdot K_n}, \text{ м} \quad (2.10)$$

де  $q_d$  - відносна метанообільність лави з урахуванням дегазації,  $м^3/т$ .

### 2.3.3.3 Прийнята проектом довжина лави

По результатам виконання розділу 2.3.3 будуємо таблицю 2.1 і на підставі її аналізу остаточно приймаємо довжину лави.

Таблиця 2.1 - Визначення проектної довжини лави

Показники	Од. вим.	Значення
Рациональна довжина лави по технологічному фактору ( $l_r$ )	м	$\approx 267$
Допустима довжина лави, в залежності від газового фактору ( $l_r$ )	м	$\leq 357$
Допустима довжина лави, в залежності від гірничо-геологічних умов ( $l_{г.г}$ )	м	$\leq 250$
Передбачена виробником довжина механізованого комплексу ( $l_k$ )	м	$\leq 300$
Прийнята проектом довжина лави ( $l_{оч}$ )	м	250

ПРИМІТКА. Таблиця 2.1 заповнена для прикладу.

Прийнята проектом довжина лави (очисного забою) повинна відповідати наступним вимогам

$$l_{оч} \approx l_r, \text{ м} \quad (2.11)$$

$$l_{оч} \leq l_r, \text{ м} \quad (2.12)$$

$$l_{оч} \leq l_{г.г}, \text{ м} \quad (2.13)$$

$$l_{оч} \leq l_k, \text{ м} \quad (2.14)$$

Довжина лави є одним з основних параметрів системи розробки, що впливає на техніко-економічні показники роботи не тільки дільниці, а й усієї шахти. Так, від довжини лави залежить питома протяжність (в метрах на 1000т видобутку) підготовчих виробок; зі збільшенням довжини лави зростає навантаження на вибій, транспортну виробку, пласт, збільшується концентрація гірничого виробництва, зменшується обсяг допоміжних робіт. Однак надмірне збільшення довжини лави викликає ряд технічних та організаційних труднощів по доставці матеріалів і обладнання та пересуванні по лаві робітників, особливо при невеликій потужності пласта.

Довжину лави рекомендується встановлювати, виходячи з умов повного використання наявного в лаві обладнання, нормального провітрювання вибою, а при розробці запасів на великих глибинах слід також враховувати і температурний фактор.

## 2.4. Технологічна схема очисних робіт

### 2.4.1 Вибір технологічної схеми

Описати і порівняти існуючі технологічні схеми виїмки тонких і середньої потужності пластів вугілля на пологому падінні. Особливу увагу приділити технологічним схемам з використанням механізованих комплексів з вузькозахватними очисними комбайнами.

Вибір технологічних схем очисних робіт визначають аналізом гірничо-геологічних чинників, основними з яких є такі: кут залягання і потужність пласта, стійкість порід покрівлі і підшви пласта, опірність вугілля різанню, наявність геологічних порушень, газоносність пласта і вміщуючої товщі порід, цінність вугілля.

Найбільше застосування мають вузькозахватні комбайни і струги з механізованим кріпленням та безнішовою виїмкою. Основний спосіб управління покрівлею - повне обвалення (плавне опускання - лише у відповідних умовах на тонких пластах). Кріплення сполучень лави з прилеглими виробками може прийматися механізоване або індивідуальне. Перевагу має механізоване кріплення сполучень тому, що воно вдало поєднуються з механізованим кріпленням очисних вибоїв.

Аналіз варто закінчити вказівкою на прийняту до проектування технологічну схему очисних робіт. Слід пам'ятати, що в даній методичній розробці розглядається комбайнова технологія.

**ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ.** Виходячи з гірничо-геологічних умов на дільниці, що розглядається, враховуючи все вищевикладене, до проектування приймаємо технологічну схему очисних робіт (табл. 2.5) з застосуванням вузькозахватного комбайна і механізованого гідрофікованого кріплення.



## 2.4.2 Обґрунтування вибору механізованого комплексу

Одним з основних напрямів технічного прогресу у вугільній промисловості є комплексна механізація очисних робіт, яка передбачає повну механізацію основних та допоміжних робочих процесів в очисних забоях. Комплексна механізація очисних робіт досягається застосуванням механізованих гідрофікованих комплексів. До складу комплексів входять: виймальна машина (вузькозахватний комбайн або струг), пересувний вибійний скребковий конвеєр, механізоване пересувне кріплення лави, кріплення сполучення з підготовчими виробками, конвеєр-перевантажувач під лавою, кабелеукладач, маслостанція, запобіжна лебідка, система зрошення, апаратура управління та ін.

При виборі очисного механізованого комплексу необхідно орієнтуватися на гірничо-геологічні умови його застосування.

У процесі виконання цього розділу необхідно: перерахувати механізовані комплекси, які можуть застосовуватися в даних гірничо-геологічних умовах; привести таблицю порівняння гірничо-геологічних умов застосування комплексів; вказати механізований комплекс, застосування якого передбачається проектом.

Таблиця 2.2 - Гірничо-геологічні умови, застосування комплексів

Показники	Одиниця виміру	Значення		
		2МКД90	МКДМ	2МКД90Т
Система розробки	-	стовпова		
Потужності пластів, що обслуговуються:	м	1,1-1,5	0,8-1,5	1,1-1,5
Кути падіння пластів, що обслуговуються:	-	-	-	-
- при посуванні лави по простяганню	градус	35	35	35
- при посуванні лави по падінню або підняттю	градус	10	10	10
Характеристика покрівлі безпосередньої		Середньо-стійка	Середньо-стійка	Середньо-стійка
Характеристика покрівлі основної		Середньо-керована	Середньо-керована	Важко-керована
Довжина комплексу, що рекомендується виробником	м	250-300	250-300	250-300
Ширина захвату (крок пересування)	м	0,63; 0,8	0,63; 0,7	0,63; 0,8
Мінімальний пропускний переріз для повітря у вибію:	м <sup>2</sup>	2,0-2,7	1,5-2,8	2,0-2,7

ПРИМІТКА. Таблиця 2.2 заповнена для прикладу.

ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ. Проаналізувавши можливі варіанти проектом приймаємо:

- механізований очисний комплекс – МКДМ;
- напрямок посування лави – по простяганню пласта (див. розділ 2.3.1);
- ширину захвату – 0,7м.

ПРИМІТКА. Значення проставлені для прикладу.

#### 2.4.3 Обґрунтування вибору виїмкової машини і схеми роботи комбайна в лаві

Виходячи з гірничо-геологічних умов, враховуючи вже прийнятий тип механізованого комплексу, орієнтуючись на високопродуктивну роботу очисного вибою і можливу роботу без ніш, приймається тип виїмкових машини.

Виконуючи цей розділ, бажано проаналізувати можливість застосування різних комбайнів або різних типорозмірів одного і того ж комбайна. Технічні характеристики комбайнів, що можуть бути застосовані в лаві, наводяться в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 - Технічні характеристики очисних комбайнів

Показники	Одиниця виміру	Значення		
		1 УКД-300	2 УКД-300	РКУ-10
Потужності пластів, що обслуговуються	м	0,85-1,3	0,95-1,5	1.1,-1,93
Тип виконавчого органу	-	шнек	шнек	шнек
Кількість виконавчих органів	шт.	2	2	2
Ширина захвату	м	0,7	0,7	0,63
Потужність приводу різання	кВт	300	300	200
Кількість електродвигунів	шт.	2	2	1
Швидкість подачі комбайна	м/хв.	≤ 12	≤ 12	≤ 5(10)
Система подачі комбайна	-	БСП	БСП	БСП

ПРИМІТКА: Таблиця 2.3 заповнена для прикладу.

Якщо технічною характеристикою комбайна передбачається кілька стандартних захватів ( $r=0,5\text{м}$ ;  $r=0,63\text{м}$ ;  $r=0,7\text{м}$ ;  $r=0,8\text{м}$ ), то необхідно вказати захват, передбачений проектом до застосування. Ширину захвату необхідно пов'язати з кроком пересування (шириною захвату) механізованого кріплення комплексу (див. розділи 2.4.2; табл. 2.2).

Особливостями флангової виїмки вугілля комбайнами є неможливість обробки очисного забою по всій довжині лави одночасно і необхідність підготовки обладнання під виїмку черговий смуги.

Вузькозахватні комбайни можуть працювати по односторонній схемі з холостим перегонем у вихідне положення і по човниковій схемі з виїмкою вугілля в обох напрямках. Кожна з цих схем має свої переваги і недоліки.

Для підвищення ефективності виїмки вугілля при інтенсивному віджиму вугілля, хибній покрівлі, різкій зміні кута падіння на окремих ділянках лави і в інших несприятливих умовах в даний час може застосовуватися перехід на

односторонню виїмку. Інтенсивність віджиму вугілля зростає зі збільшенням потужності пласта. У зв'язку з цим при потужності пласта понад 1,5м, як правило, застосовується одностороння схема роботи комбайна в лаві.

Пов'язуючи схему роботи комбайна з організацією робіт у лаві (розділ 2.6.3), необхідно пам'ятати, що при односторонній схемі збільшується час роботи комбайна на виїмку однієї смуги вугілля (час на робочий хід комбайна плюс час на холостий перегін).

**ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ.** Проаналізувавши можливі варіанти проектом, остаточно приймаємо:

- вузькозахватний очисний комбайн – 2УКД300;
- ширину захвату виконавчого органу комбайна – 0,7м.;
- схему роботи комбайна в лаві – човникову (див. розділи 2.3.3.1; 2.6.3).

**ПРИМІТКА:** значення проставлені для прикладу.

#### 2.4.4 Самозарубання комбайна в пласт і підготовка ніш

Найбільшу питому вагу в загальній трудомісткості кінцевих операцій в лаві становить підготовка ніш вручну, яка в даний час здійснюється переважно за допомогою буропідричних робіт або відбійними молотками при ручному навалюванню вугілля на конвеєр.

До інших недоліків підготовки ніш буропідричним способом відносять: [6, с.142]:

- висока трудомісткість робіт;
- погіршення умов підтримки покрівлі в зоні сполучень лави зі штреками, пов'язана з неминучим збільшенням поверхні оголеної покрівлі;
- перерви в роботі лави на час підривання зарядів в нішах і провітрювання;
- необхідність пропуску під корпусом комбайна відбитого у верхній ніші вугілля, а іноді і великих шматків породи, які доводиться розбивати вручну, зупиняючи процес виїмки;
- затрати праці на підготовку ніш при механізованому кріпленні складають до 26-28% загальної трудомісткості очисних робіт.

При проведенні ніш буропідричним способом необхідно вказати тип машини для буріння шпурів, якщо ж ніші виймаються відбійними молотками - тип відбійного молотка.

Зменшити розміри ніш або повністю позбутися від них дозволяють такі заходи:

- винесення приводних головок конвеєра лави на штреки;
- використання конвеєрів з укороченими і плоскими приводними головками;
- самозарубання комбайна.

Самозарубка комбайна в пласт буває фронтальною і косими заїздами. Застосування здатних до самозарубки комбайнів з рознесеними виконавчими

органами (К103М, 1К101УД, УКД200, УКД300, РКУ10, РКУ13, 1КДК500 тощо) дозволяє повністю позбутися від необхідності підготовки ніш. (див. [3], с.301).

При однобічному розташуванні виконавчих органів комбайна, самозарубка на обох кінцях лави може проводитися у разі використання двох комбайнів з протилежним розташуванням виконавчих органів (застаріла схема).

У процесі виконання цього розділу необхідно вказати на:

- наявність або відсутність ніш, а при їх наявності - розміри;
- механізацію проведення ніш (при їх наявності);
- прийняту схему самозарубки комбайна, описати її, дати пояснюючу схему.

**ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ 1.** Враховуючи все вищевикладене проектом приймаємо:

- безнішову технологію виймання вугілля на кінцевих ділянках лави;
- винесення приводних головок конвеєра лави в штреки;
- самозарубку комбайна 2УКД300 в пласт способом «косих заїздів» на обох кінцях лави.

**ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ 2.** Враховуючи все вищевикладене проектом приймаємо:

- самозарубку комбайна 1К101У в пласт способом «косих заїздів» біля конвеєрного штреку лави;
- ніша біля конвеєрного штреку лави- відсутня;
- винесення приводної головки конвеєра лави на конвеєрний штрек, а біля вентиляційного штреку – розташовуємо її в лаві;
- нішу біля вентиляційного штреку лави довжиною 4,5 м і глибиною 1,6 м (на 2 захвати виконавчого органу комбайна);
- механізацію проведення ніші - відбійний молоток М-05ПМ;

#### 2.4.5 Обґрунтування вибору засобів транспортування вугілля в межах ділянки

Скребокний конвеєр для доставки вугілля по лаві вибирають з урахуванням довжини лави, типу механізованого комплексу та продуктивності вузькозахватного комбайна. При цьому необхідно враховувати гірничо-геологічні умови на ділянці, прагнути до створення сприятливих умов для роботи без ніш. Продуктивність забійного конвеєра не повинна стримувати роботу очисного комбайна.

Одним з найбільш вузьких місць загальношахтного транспортного ланцюга є вузол перевантаження вугілля з вибійного конвеєра лави на штрековий. Цей вузол повинен забезпечувати швидке і нетрудомістке пересування засобів механізації слідом за посування очисного вибою.

Тому вузол сполучення лави з конвеєрним штреком бажано обладнати пересувним перевантажувачем, що подає вугілля безпосередньо на стрічковий телескопічний конвеєр. Трудомісткість робіт зі скорочення конвеєрної лінії при цьому зменшується в 3-4 рази.

Для транспортування вугілля по конвеєрному штреку (конвеєрному хіднику) необхідно підібрати скребковий перевантажувач для роботи під лавою і стрічковий конвеєр (конвеєри) для транспортування вугілля по всій довжині штреку (конвеєрного хідника). Загальна довжина цього транспортного ланцюга повинна бути не менше максимальної довжини конвеєрного штреку (хідника), а продуктивність всього транспортного ланцюга - не нижче теоретичної продуктивності очисного комбайна (розділ 2.6.1).

**ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ.** Враховуючи все вищевикладене, проектом приймаємо:

- конвеєр скребковий для транспортування вугілля по лаві - КСД26В;
- перевантажувач скребковий – КСД27Ш;
- стрічкові конвеєри для транспортування вугілля по всій довжині конвеєрного штреку – 2ЛТ100У, 2Л100У.

Технічна характеристика прийнятого транспортного обладнання для видобувної ділянки приводяться в таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 - Технічні характеристики транспортного обладнання

Показники	Одиниця виміру	Значення			
		КСД26В	КСД27Ш	2ЛТ100У	2Л100У
Довжина максимальна	м	300	50 - 80	1000	1000
Довжина по проекту	м	250	50	700	750
Продуктивність	т/год	600	960	850	850
Швидкість руху ланцюга (стрічки)	м/с	1,06(0,35)	1,08(0,36)	2,5	2,5
Телескопічність максимальна	м	-	-	30	-
Кут нахилу максимальний	градус	35	35	-10...+10	-16...+18

**ПРИМІТКА.** Таблиця заповнена для прикладу. Продуктивність стрічкового конвеєра і відповідну їй швидкість руху стрічки проставляють ту, що підходить для даного проекту.

Для прийнятого транспортного устаткування повинні виконуватися умови

$$l_{\text{сп}} \geq l_{\text{оч}}; \quad \geq \quad \text{м} \quad (2.15)$$

$$l_{\text{пр}} + l_{\text{лт}} + l_{\text{л}} \geq l_{\text{кн}}; \quad \geq \quad \text{м} \quad (2.16)$$

$$Q_{\text{сп}} \geq Q_{\text{т}}; \quad \geq \quad \text{т/хв} \quad (2.17)$$

$$Q_{\text{пр}} \geq Q_{\text{т}}; \quad \geq \quad \text{т/хв} \quad (2.18)$$

$$Q_{\text{лт}} \geq Q_{\text{т}}; \quad \geq \quad \text{т/хв} \quad (2.19)$$

$$Q_{\text{л}} \geq Q_{\text{т}}; \quad \geq \quad \text{т/хв} \quad (2.20)$$

де  $l_{\text{сп}}$  - довжина скребкового конвеєра лави по проекту, м;  
 $l_{\text{оч}}$  - прийнята проектом довжина лави (див. табл. 2.1), м;  
 $l_{\text{пр}}$  - довжина скребкового перевантажувача по проекту, м;  
 $l_{\text{лт}}$  - довжина стрічкового телескопічного конвеєра по проекту, м;  
 $l_{\text{л}}$  - довжина стрічкового конвеєра по проекту, м;  
 $l_{\text{кн}}$  - максимальна довжина конвеєрної виробки ( $l_{\text{кн}}=l_{\text{пол}}$ , див. роз. 2.3.2), м;  
 $Q_{\text{т}}$  - теоретична продуктивність комбайна (див. розділ 2.6.1), т/хв.  
 $Q_{\text{сп}}$  - продуктивність скребкового конвеєра лави, т/хв.;  
 $Q_{\text{пр}}$  - продуктивність скребкового перевантажувача, т/хв.;  
 $Q_{\text{лт}}$  - продуктивність стрічкового телескопічного конвеєра, т/хв.;  
 $Q_{\text{л}}$  - продуктивність стрічкового конвеєра, т/хв.;

#### 2.4.6 Вибір допоміжного устаткування

Основні робочі процеси в очисному вибою забезпечують посування лави, а значить видобуток вугілля і кріплення лави

Допоміжні робочі процеси забезпечують ритмічне виконання основних. Обладнання, яке призначене для виконання допоміжних робочих процесів, називають допоміжним.

Основним джерелом утворення пилу на вугільних шахтах є очисні комбайни. Ефективність знепилення досягається тільки за умов застосування комплексу засобів і заходів: попереднього зволоження вугільних пластів; провітрювання; зрошення при роботі очисних комбайнів. Зрошення є одним з поширених і ефективних способів боротьби з пилом.

При посуванні лави по простяганню пласта і переміщенні очисного комбайна по рамі конвеєра, запобіжна лебідка або інші рівноцінні пристрої повинні застосовуватися на пластах з кутами падіння (нахилу лави) -  $9^\circ$  і більше.

Для доставки матеріалів та обладнання в лаву по конвеєрному штреку доцільно застосовувати монорейкову дорогу, а по вентиляційному штреку - дорогу канатну надгрунтову (ДКН), але можливі й інші варіанти. Прийняте рішення має бути оптимальним для гірничотехнічних умов розглянутої ділянки.

У вугільній промисловості щорічно погашають більше 15% виробок, що підтримуються. Вилученню і повторному використанню підлягає металеве кріплення, металеві верхняки і придатні залізобетонні стійки змішаних кріплень, металеві анкери, що збереглися, металеві і залізобетонні затяжки і елементи дерев'яного кріплення, а також рейки і труби, що знаходяться в виробках, які погашаються.

Витягання кріплення з виробок, що погашаються, є складною і небезпечною роботою, оскільки вона пов'язана з можливістю раптового обвалення порід. Тому ПБ допускають витягання кріплення тільки механізованим способом і з безпечної відстані.

Гірничотехнічні умови ведення очисних робіт різноманітні, тому й допоміжне обладнання повинно прийматися з їх урахуванням.

Виходячи з вищевикладеного проектом приймаємо допоміжне обладнання і відображаємо його в таблиці (табл. 2.5).

#### 2.4.7 Опис технології робіт

Проектна технологічна схема очисних робіт - це опис і графічне відображення параметрів очисної виїмки, способів і засобів виконання робочих процесів у взаємній ув'язці їх за часом і в просторі.

Все обладнання, передбачене проектною технологічною схемою, відображаємо в таблиці 2.5

Далі при виконанні цього розділу необхідно описати технологію виїмки вугілля в лаві механізованим комплексом за один цикл.

**ПРИКЛАД ВИКОНАННЯ РОЗДІЛУ.** Схема роботи комбайна 2УКД300 в складі механізованого очисного комплексу МКДМ прийнята човникова (див. розділ 2.4.3). У вихідному положенні очисний комбайн, знаходячись на початку лави біля конвеєрної виробки, способом «косих заїздів» заводиться в пласт (виконує самозарубку). Скребковий конвеєр присунутий до вибою, секції механізованого кріплення своєю основою віддалені від конвеєра на ширину захвату комбайна, консолі верхняків відстають від вибою на 0,3 м.

Слідом за виїмкою смуги вугілля комбайном на ширину захвату 0,7 м, з відставанням від нього не більш ніж на 1-2 секції механізованого кріплення, виконується оформлення вибою і пересування секцій кріплення.

З відставанням від комбайна до 15-20м виконується пересування скребкового конвеєра з одночасним навантаженням на нього вугілля, що зсипалося з виконавчих органів комбайна, за допомогою лемішків конвеєра. Конвеєр пересувається зі згинанням його «хвилею».

По закінченню виймання смуги вугілля на всю довжину лави, виймається вугілля на кінцевій ділянці, біля вентиляційної виробки, способом «косих заїздів» (самозарубка комбайна), пересувається привод конвеєра. Після цього можна починати виймання вугілля у зворотному напрямку.

Опис технології робіт необхідно давати для проектної технологічної схеми з урахуванням рішень прийнятих раніше. Особливу увагу необхідно звернути на: систему розробки (див. розділ. 2.3.1); напрямок посування лави (див. розділ. 2.4.2); схему роботи комбайна в лаві (див. розділ. 2.4.3); самозарубку комбайна в пласт або підготовку ніш ( див. розділ. 2.4.4).

**ПРИМІТКА.** Наведена нижче таблиця визначає «обличчя» проекту в цілому. Виконання окремих розділів проекту необхідно починати з аналізу умов ведення очисних робіт на дільниці та попередньої прикидки проектної технологічної схеми, спираючись на таблицю 2.5.

Таблиця 2.5 - Проектна технологічна схема

Показники	Обладнання		Обґрунтування, розділ
	Тип	Кількість, шт.	
Комплекс очисний механізований	МКДМ	1	2.4.2
Комбайн очисний вузькозахватний	2УКД300	1	2.4.3
Кріплення механізоване	ДМ	162	2.4.2; 2.5.2
Кінцеві секції механізованого кріплення	2КК	4	2.5.4
Кріплення сполучення механізоване	УКС	2	2.5.4
Конвеєр скребковий очисного вибою	КСД26В	1	2.4.5
Перевантажувач скребковий під лавою	КСД27Ш	1	2.4.5
Конвеєр стрічковий телескопічний	2ЛТ100У	1	2.4.5
Конвеєр стрічковий	2Л100У	1	2.4.5
Монорейкова дорога для доставки матеріалів і обладнання по конвеєрній виробці	6 ДМКУ	1	2.4.6
Канатна надґрунтова дорога для доставки матеріалів і обладнання по вентиляційній виробці	ДКН1	1	2.4.6
Лебідка запобіжна	3 ЛП	1	2.4.6
Лебідка для погашення і видалення кріплення в штреках (хідниках)	ЛПК-10Б	2	2.4.6
Станція насосна для живлення гідросистем механізованого кріплення в очисному вибою	СНД200/32	2	2.4.6
Насосна установка зрошувального обладнання ТКО-СО	АЦНС13	1	2.4.6
Установка для буріння зволожуючих свердловин по пласту вугілля	СБГ-1М	1	2.4.6
Установка для нагнітання води в пласт вугілля по свердловинам	2 УГНМ	1	2.4.6

## 2.5. Кріплення і управління покрівлею в лаві

### 2.5.1 Вибір способу управління покрівлею в лаві

Управління гірничим тиском (управління покрівлею) - сукупність заходів щодо регулювання проявів гірського тиску з метою забезпечення безпечних і необхідних виробничих умов ефективної і повної виїмки корисних копалин.

Всі комплекси з механізованим кріпленням працюють у поєднанні з повним обваленням порід покрівлі. Бажано, щоб крок обвалення покрівлі за величиною



наближався до кроку пересування секцій механізованого кріплення - це захистить кріплення від перевантажень і деформацій (рис. 2.4-2.6).

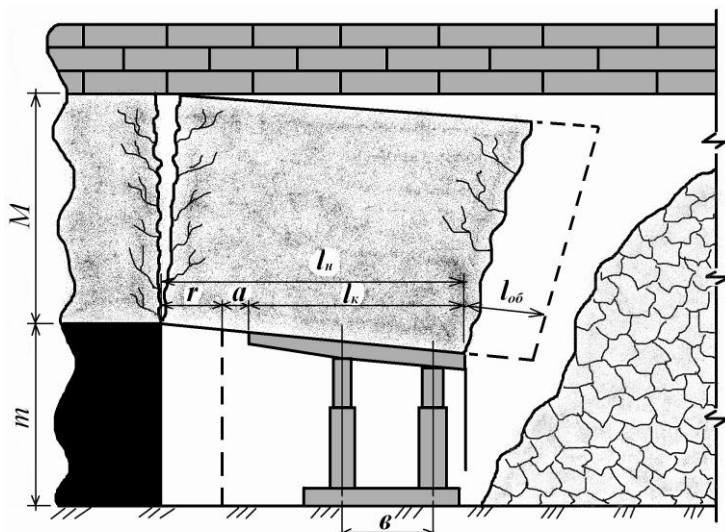


Рис. 2.4 – Схема до розрахунку навантаження на кріплення підтримуючого типу (з двома рядами стояків 1КД90, 2КД90, 3КД90).

Максимальний крок обвалення порід покрівлі (розмір консолі зависання) може бути визначений за формулою

$$l_{об} = \sqrt{\frac{\sigma_{уз} \cdot M}{3 \cdot \gamma_n}}, \text{ м.} \quad (2.21)$$

де  $\sigma_{уз}$  - межа міцності порід на вигин, МПа, (табл. 2.6);

M - потужність безпосередньої покрівлі, м; (див. табл. 1.1);

$\gamma_n$  - об'ємна вага порід покрівлі, т/м<sup>3</sup> (див. табл. 1.1).

ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ. З урахуванням кроку пересування секцій механізованого кріплення (див. розділ 2.4.2), попередніх викладок і результатів розрахунку проектом приймаємо:

- спосіб управління покрівлею - повне обвалення;
- мінімальний крок обвалення порід безпосередньої покрівлі – 0,7м;
- максимальний крок обвалення порід безпосередньої покрівлі – 1,8 м.

Таблиця 2.6 - Межі міцності порід на вигин  $\sigma_{уз}$ .

Показники	Од. виміру	$\sigma_{уз}$ значення
Глиняний сланець	МПа	4-5
Пісково-глиняний сланець	МПа	5-6
Пісковий сланець	МПа	6-7
Пісковик	МПа	10-11

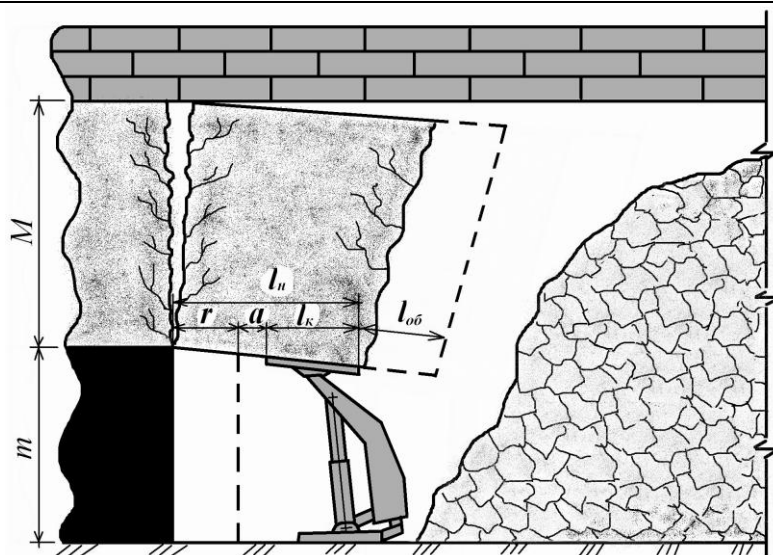


Рис. 2.5 - Схема до розрахунку навантаження на кріплення огорожувально - підтримувального типу (з одним рядом стояків - 2КДД; 2ДТ; ДТМ та ін.).

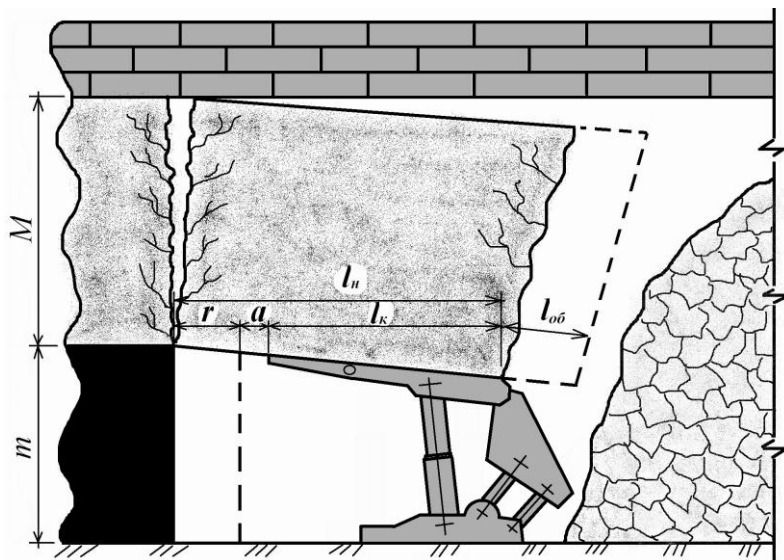


Рис. 2.6 - Схема до розрахунку навантаження на кріплення підтримувально - огорожувального типу (з одним рядом стояків – ДМ, 1КДД та ін.).

### 2.5.2 Перевірочний розрахунок механізованого кріплення по опору навантаженню з боку порід покрівлі

Навантаження на кріплення, як правило, в режимі сталого посування лави, створюється пачкою порід безпосередньої покрівлі, що відокремилася від решти масиву. В цьому випадку, максимальне навантаження (тиск) на 1 м<sup>2</sup> підтримуваної покрівлі визначиться

$$Q = M \cdot \gamma_n, \text{ T/M}^2 \quad (2.22)$$

Для того, щоб визначити максимальні зусилля в стійках механізованого кріплення, розрахунок проводять для випадку, коли кріплення утримує блок порід безпосередньої покрівлі відразу після проходу комбайна з урахуванням консолі зависання.

1й варіант	{	<p>Для секцій механізованого кріплення, що мають передній і задній ряди стояків, навантаження на передню і задню стійки обчислюємо за формулами відповідно (див. рис. 2.4)</p> $R_1 = \frac{Q \cdot l_{HK}^2 \cdot (l_n - e) \cdot a_m}{2 \cdot [(l_n - e)^2 + l_n^2] \cdot n_{cn}}, \text{ Т.} \quad (2.26)$ $R_2 = \frac{Q \cdot l_{HK}^2 \cdot l_n \cdot a_m}{2 \cdot [(l_n - e)^2 + l_n^2] \cdot n_{cz}}, \text{ Т.} \quad (2.27)$
2й варіант	{	<p>Для секцій механізованого кріплення, що мають один ряд стояків, навантаження на стійку обчислюється за формулою (див. рис. 2.5-2.6)</p> $R_1 = \frac{Q \cdot l_{HK}^2 \cdot a_m}{2 \cdot l_n \cdot n_c}, \text{ Т.} \quad (2.28)$

де  $v$  - відстань між переднім і заднім стояками секції механізованого кріплення (табл. 2.7), м;  
 $a_m$  - крок розташування секцій механізованого кріплення по довжині лави (табл. 2.7), м;  
 $n_{cn}$  - кількість передніх стояків секції механізованого кріплення (табл. 2.7), шт.;  
 $n_{cz}$  - кількість задніх стояків секції механізованого кріплення (табл. 2.7), шт.  
 $n_c$  - кількість стояків секції механізованого кріплення (табл. 2.7), шт.

Порівнюючи результати обчислень з технічною характеристикою кріплення, робимо висновок про те, чи зможе механізоване кріплення витримати навантаження з боку порід покрівлі

$$Q_{\text{тех}} \geq Q, \text{ Т/м}^2; \quad (2.29)$$

$$R_{\text{тех}} \geq R, \text{ Т/м} \quad (2.30)$$

$$R_{1\text{тех}} \geq R_1, \text{ Т} \quad (2.31)$$

$$R_{2\text{тех}} \geq R_2, \text{ Т} \quad (2.32)$$

де  $Q_{\text{тех}}$  - опір кріплення на  $1\text{ м}^2$  підтримуваної покрівлі із технічної характеристики (табл. 2.7),  $\text{т/м}^2$ ;  
 $R_{\text{тех}}$  - опір кріплення на 1 м довжини лави із технічної характеристики (табл. 2.7),  $\text{т/м}$ ;  
 $R_{1\text{тех}}, R_{2\text{тех}}$  - робочий опір передньої і задньої стійок механізованого кріплення із технічної характеристики відповідно (табл. 2.7), т.

Необхідну кількість секцій механізованого кріплення на прийняту проектом довжину лави (чисельність комплектів для комплектного кріплення) визначимо за формулою

$$n'_{\text{ск}} = \frac{l_{\text{оч}}}{a_{\text{м}}}, \text{ шт.} \quad (2.32)$$

де  $l_{\text{оч}}$  – прийнята проектом довжина лави (див. табл. 2.1), м.;  
 $a_{\text{м}}$  – крок розташування секцій механізованого кріплення по довжині лави (табл. 2.7), м.

Проектом приймаємо ціле число секцій (комплектів) по лаві в бік зменшення їх кількості  $n'_{\text{ск}} = \text{шт.}$  Це необхідно на випадок зменшення довжини лави під впливом гірничо-геологічних умов залягання пласта. В цю кількість будуть входити і секції кінцевих комплектів механізованого кріплення в разі їх застосування (розділ 2.5.4).

Таблиця 2.7 – Технічна характеристика кріплення ДМ

Показники	Одиниця виміру	Значення
Опір кріплення на $1\text{ м}^2$ покрівлі	$\text{т/м}^2$	38,5 - 50,5
Опір кріплення на 1 м по довжині лаві	$\text{т/м}$	147 - 187
Робочий опір стояка	т	140
Робочий опір секції	т	220 - 280
Коефіцієнт затяжки покрівлі	-	0,9
Крок пересування секцій	м	0,63; 0,7
Крок розташування секцій по лаві	м	1,5
Відстань між переднім і заднім стояками	м	-
Кількість стояків секції: передніх; задніх	шт.	2; -
Габарити секції кріплення:	-	-
– мінімальна-максимальна висота	м	0,61 - 1,5
– ширина по перекриттю	м	1,44
– довжина по перекриттю	м	3,3
– довжина по перекриттю до задніх стояків	м	2,6
– довжина консолі	м	2,6

ПРИМІТКА. Таблицю потрібно корегувати під свій тип кріплення.

### 2.5.3 Перевірочний розрахунок механізованого кріплення на відповідність виїмковій потужності пласта

Висока техніко-економічна ефективність експлуатації механізованих комплексів може бути досягнута тільки при повній відповідності типорозміру механізованого кріплення гірничо-геологічним умовам її експлуатації. Тому прийнятий проектом тип механізованого кріплення перевіряємо на відповідність виймальній потужності пласта.

Метою перевірки є встановити, чи не буде секція механізованого кріплення затиснута на «жорстко», коли потужність пласта досягне свого мінімального значення в межах виїмкової поля і чи не втратить секція механізованого кріплення контакт з породами покрівлі, коли потужність пласта досягне свого максимального значення в межах виїмкового поля.

Таблиця 2.8 – Класифікація порід безпосередньої покрівлі.

Клас порід покрівлі	Характеристика порід по обвалюваності	Тимчасовий опір порід руйнуванню, кГс/см <sup>2</sup>	Мінералогічна характеристика порід
I	Вісьма легко обвалюємі	До 200	Хибна покрівля та підосва. Вуглисті та вуглисто-глинисті сланці підосви «кучерявої» текстури. Пухкі вапняні сланці. Глинисті сланці підосви «кучерявої» текстури. Глинисті сланці хибної покрівлі.
		200-300	Вуглиста-глиняні сланці. Глинисті сланці шаруватої текстури. Піскуваті сланці і пісковики підосви з глинистим цементом «кучерявої» текстури.
		300-400	Глинисті сланці. Піскуваті сланці і пісковики шаруватої текстури з карбонатно-глинистим, кварцево-глинистим і глинистим цементом.
II	Середньої обвалюємістості (схильні до обвалення)	400-800	Глинисті сланці. Піщані сланці і пісковики шаруватої текстури з карбонатним, глинисто-кварцевим і глинисто-карбонатним цементом.
		800-1000	Глинисті сланці. Піщані сланці, пісковики, вапняки з кварцевим, карбонатно - кварцевим і кварцево - карбонатним цементом, іноді масивної текстури.
III	Важко обвалюємі	Більш 1000	Піскуваті сланці, пісковики, вапняки з карбонатно-кварцевим, кварцево-карбонатним і кварцевим цементом, часто масивної текстури.

ПРИМІТКА. Таблиця дана для довідок, в пояснювальній записці проекту вона не наводиться.

Відстань від грудей очисного забою до заднього ряду стояків механізованого кріплення, при найбільшому їх віддаленні від грудей вибою (рис. 2.7; 2.9), обчислюємо за формулою

$$l_3 = r + a + l_{кз}, \text{ м.} \quad (2.33)$$

де  $l_{кз}$  - довжина секції механізованого кріплення по перекриттю до заднього ряду стояків (див. табл. 2.7), м.

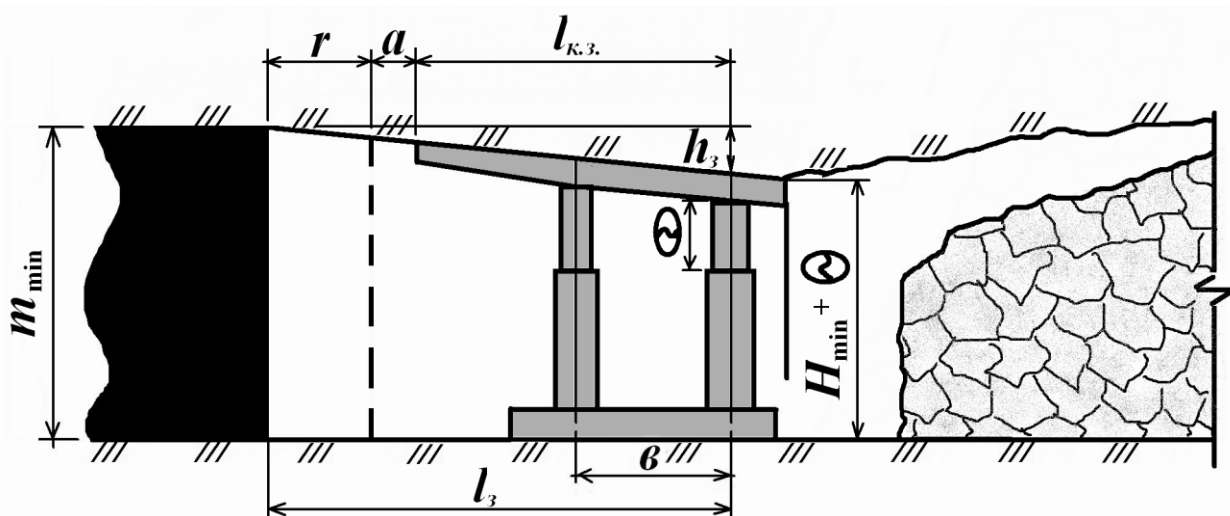


Рис. 2.7 – Схема до визначення  $H_{\min}$  для секцій механізованого кріплення з двома рядами стояків.

Відстань від грудей вибою до переднього ряду стояків механізованого кріплення, при найменшому їх віддаленні від грудей вибою обчислюємо за формулою (рис 2.8; 2.10)

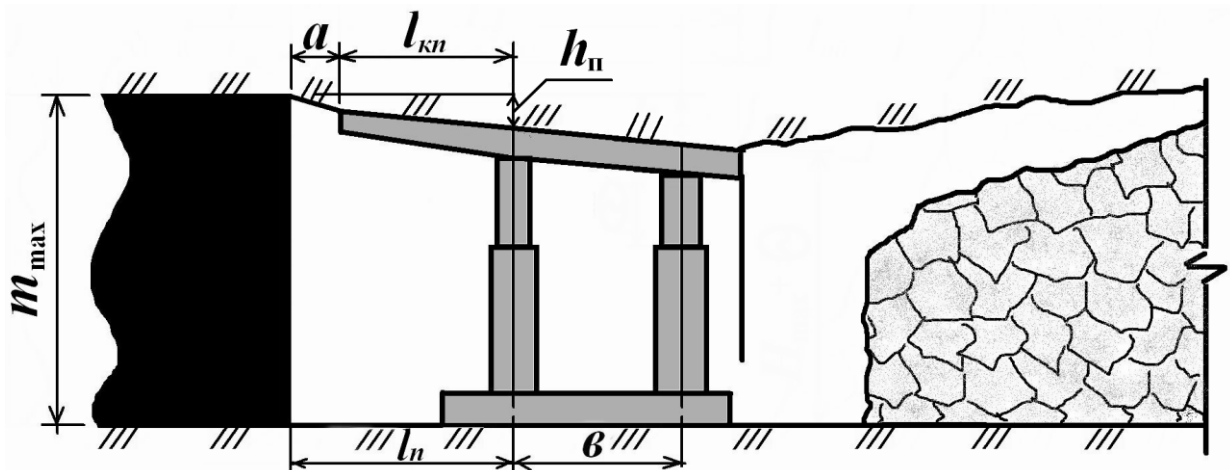


Рис. 2.8 – Схема до визначення  $H_{\max}$  для секцій механізованого кріплення з двома рядами стояків.

$$l_n = a + l_{\text{кр}}, \text{ м.} \quad (2.34)$$

де  $l_{\text{кр}}$  - довжина консольної частини секції механізованого кріплення до переднього ряду стояків (див. табл. 2.7), м.

Прогин покрівлі біля заднього і переднього ряду стояків обчислюємо за формулами відповідно

$$h_3 = \alpha_{\text{пр}} \cdot m_{\text{мін}} \cdot l_3, \text{ м.} \quad (2.35)$$

$$h_n = \alpha_{\text{пр}} \cdot m_{\text{макс}} \cdot l_n, \text{ м.} \quad (2.36)$$

де  $\alpha_{\text{пр}}$  - коефіцієнт прогину покрівлі (0,04; 0,025; 0,015 – відповідно для покрівель I; II; III класів, див. табл. 2.8);

$m_{\text{мін}}$  - мінімальна потужність пласта в межах ділянки, що розглядається, м;

$m_{\text{макс}}$  - максимальна потужність пласта в межах ділянки, що розглядається, м.

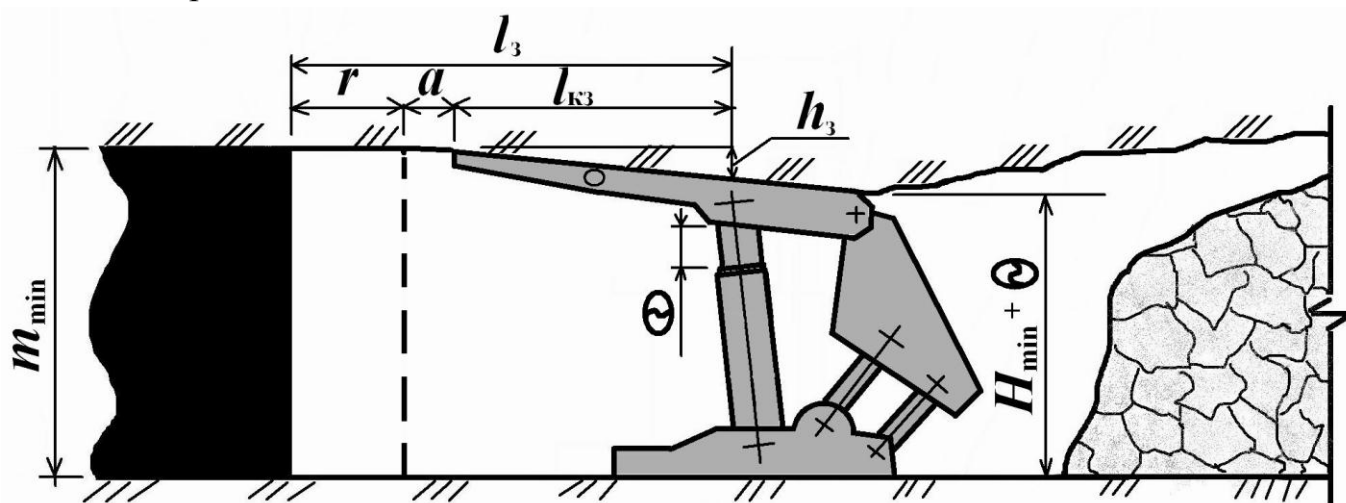


Рис. 2.9 – Схема до визначення  $H_{\text{мін}}$  для секцій механізованого кріплення з одним рядом стояків.

Необхідну мінімальну і максимальну висоту механізованого кріплення обчислюємо за формулами відповідно

$$H_{\text{мін}} = m_{\text{мін}} - h_3 - \Theta, \text{ м;} \quad (2.37)$$

$$H_{\text{макс}} = m_{\text{макс}} - h_n, \text{ м.} \quad (2.38)$$

де  $\Theta$  - запас розсувності стійок секції (приймаємо 0,03-0,07), м.

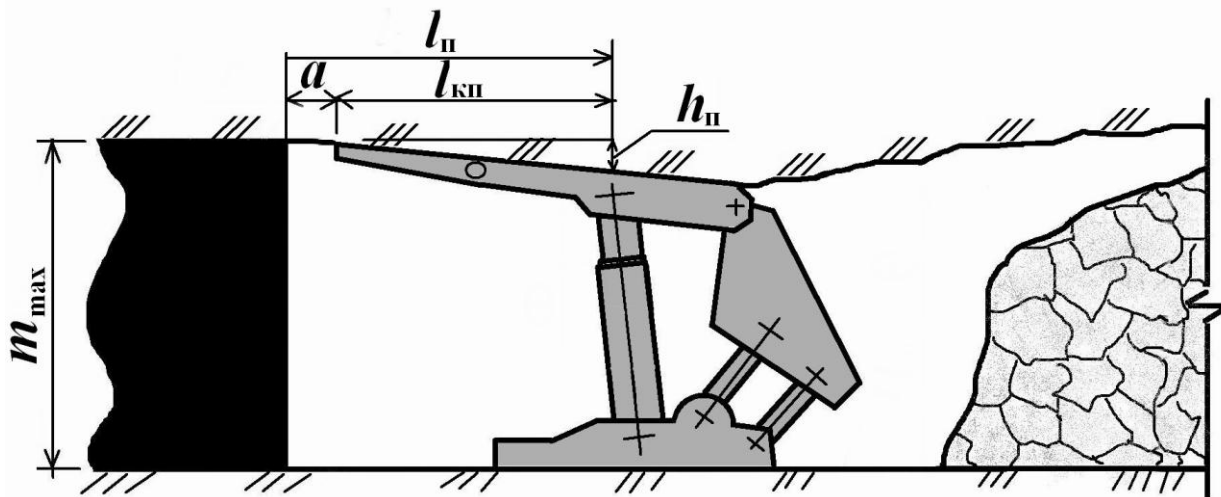


Рис. 2.10 – Схема до визначення  $H_{\max}$  для секцій механізованого кріплення з одним рядом стояків.

Механізоване кріплення не буде затиснуте на «жорстко», коли потужність пласта досягне свого мінімального значення і не втратить контакт з породами покрівлі, коли потужність пласта досягне свого максимального значення тому, що необхідні умови виконуються

$$H_{\min . mex} \leq H_{\min} , \text{ м}; \quad (2.39)$$

$$H_{\max . mex} \geq H_{\max} , \text{ м}. \quad (2.40)$$

де  $H_{\min . \text{тех}}$  - мінімальна висота секції механізованого кріплення із технічної характеристики (див. табл. 2.7), м;  
 $H_{\max . \text{тех}}$  - максимальна висота секції механізованого кріплення із технічної характеристики (див. табл. 2.7), м.

У разі, якщо приведенні вимоги не виконуються, необхідно приймати інший тип механізованого кріплення (або інший типорозмір того ж механізованого кріплення), а відповідно зміниться і тип або типорозмір механізованого комплексу (див. попередні розділи).

Невиконання наведених вище вимог мало ймовірно, тому що гірничо-геологічні умови застосування комплексів в довідковій літературі враховують можливий прогин покрівлі.

#### 2.5.4 Кріплення ніш та сполучень

Ніші можуть кріпитися дерев'яними стійками, металевими типу КСТ (клинові стійки тертя), металевими типу ГС (гідравлічні стійки). Якщо сполучення лави закріплені індивідуальним кріпленням, то для кріплення ніш доцільно застосовувати стійки такого ж типу, змінюючи при цьому типорозмір. Стійки в нішах



встановлюють зазвичай в два ряди з кроком близько одного метру під дерев'яний або металевий верхняк. Прийнятий проектом тип стійок і верхняків необхідно вказати.

Кріплення сполучення лави з прилеглими виробками може бути індивідуальним або механізованим. Конструкція його повинна забезпечувати нормальне виконання кінцевих операцій та високий початковий розпір.

Для забезпечення ефективної роботи очисних вибоїв, шляхом повної механізації виконання процесів на кінцевих ділянках лави, при винесених приводних головках конвеєра, до складу комплексів повинно входити механізоване кріплення сполучення лави з прилеглими виробками. Воно, як правило, призначене для механізації операцій з підтримання покрівлі та підтримання головок конвеєра і їх пересуванні по мірі посування очисного вибою.

Індивідуальне кріплення сполучення повинно зводитися завчасно з випередженням не менше 5-6 метрів, щоб до моменту пересування приводу конвеєра воно встигло набрати необхідний робочий опір і максимально перешкоджало розшаруванню покрівлі.

Щоб забезпечити нормальні умови для скорочення конвеєрного ставу, конвеєрний штрек (конвеєрний ходок) необхідно підтримувати на відстані не менше 2м від приводу конвеєра лави в бік завалу.

Зі збільшенням глибини гірничих робіт, а також при наявності нестійкої покрівлі та схильної до здимання підосви, штреки (хідники), пройдені до початку очисних робіт, схильні до значної конвергенції. Це супроводжується погіршенням їх стану, особливо в місця сполучення лави зі штреками (ходками). Необхідність підтримки тут великих площ та оголень покрівлі, в зоні концентрації опорного тиску, в ряді випадків призводить до деформації кріплення та зменшення перетину підготовчих виробок. Це зменшення часто буває таким, що експлуатація підготовчих виробок без перекріплення стає неможливою. Для того, щоб максимально знизити зазначені вище негативні явища, необхідно застосовувати додаткове випереджувальне кріплення. Таке передове кріплення випереджає лаву на 25-30 м. Величина випередження залежить від гірничо-геологічних умов і визначається проектом. Конструкція випереджаючого кріплення – це гідравлічні стояки, що встановлюються під дерев'яний брус, швелер або профіль СВП довжиною 4 м.

Останнім часом створені кінцеві механізовані секції зі зворотними консолями (2КК; 3КК), що успішно застосовуються на кінцях лави. Вони призначені для механізації процесів підтримки покрівлі, пересування конвеєра, а головне – це створення безпечних умов для робочих, що зайняті зведенням бутових смуг, смуг із тумб ШЗБТ, литих смуг із швидкотвердіючих матеріалів, кострового та органного кріплення на кінцевих ділянках лави у бік виробленого простору. Якщо проектом передбачається застосування кінцевих секцій, то в даному розділі наводиться їх технічна характеристика.

Таблиця 2.9 - Технічна характеристика кріплення сполучення УКС

Показники	Одиниця виміру	Значення
Форма кріплення виробки	люба	
Поперечний переріз виробки	м <sup>2</sup>	≥ 7
Опір підшви втисканню	мПа	≥ 2
Можливе використання на шахтах таких категорій по газу і пилу	любих	
Опір кріплення, секції	т	304; 152
Крок пересування: - секції	м	3,2
- столу розпірного	м	0,8; 0,63
Габаритні розміри: - довжина	м	7,28
- ширина	м	1,1
- висота	м	1,87 - 3,87
Маса	т	12

ПРИМІТКА. Таблиця заповнена для прикладу.

ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ. Виходячи з вищевикладеного, враховуючи гірничотехнічні умови на кінцевих ділянках лави, проектом приймаємо:

- для кріплення ніш - ніші відсутні;
- для кінцевих ділянок лави - кінцеві секції механізованого кріплення 2КК, по 2шт. на кожному кінці лави;
- кріплення сполучення лави з прилеглими виробками - механізоване УКС;
- випереджаюче кріплення - гідравлічні стойки 2ГВС-16, що встановлюються під відрізки профілю СВП-27 довжиною 4м, а випередження ним грудей очисного забою - 30м.

ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ. Виходячи з вищевикладеного, враховуючи гірничотехнічні умови на кінцевих ділянках лави, проектом приймаємо:

- для кріплення верхньої ніші - гідравлічні стояки (10шт) типу 5ГВ20;
- розташування стояків у верхній ніші - встановлюється в два ряди з кроком 1 м, відстань між рядами дорівнює кроку пересування механізованого кріплення і становить 0,7 м; (див. розділ 2.4.2);
- число і тип верхняків - 10 шт., металеві В20Б;
- нижня ніша - відсутня (див. розділ 2.4.4);
- тип кріплення сполучення лави з конвеєрним і вентиляційним штреками - механізоване УКС;
- випереджаюче кріплення - гідравлічні стійки типу 2ГВС-16, які встановлюються під відрізки профілю СВП-27 довжиною 4 м, випередження кріпленням грудей очисного вибою - 25м.

## 2.6 Визначення навантаження на лаву по видобутку вугілля

### 2.6.1 Можливості комбайна по видобутку вугілля

Можливості комбайна з видобутку вугілля в лаві визначаються його експлуатаційною продуктивністю.

При веденні очисних робіт відбувається зниження міцності вугілля в привибійній зоні і порушення шаруватості, тобто його віджимання.

Коефіцієнт віджиму вугілля гірським тиском визначаємо за формулою

$$K_{om} = 0,48 + \frac{r - 0,1 \cdot m}{r + m} \quad (2.41)$$

де  $r$  - ширина захвату комбайна (див. розділ 2.4.3), м;

$m$  - середня виїмкова потужність пласта вугілля (див. розділ 1.6), м.

Якщо коефіцієнт віджимання при розрахунку вийде більше одиниці, він приймається рівним одиниці.

Фактичний показник опірності вугілля різанню визначається

$$\overline{A}_\phi = \overline{A}_p \cdot K_{om}, \text{ кГс/см.} \quad (2.42)$$

де  $\overline{A}_p$  - опір вугілля різанню, кГс/см.

Реальна (фактична) швидкість подачі комбайн визначиться із умов енерговитрат на руйнування вугілля

$$V_p = \frac{P}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma_s}, \text{ м/хв.} \quad (2.43)$$

де  $P$  - потужність привода різання комбайна (див. табл. 2.3), кВт;

$H_w$  - питомі енерговитрати на руйнування вугілля, кВт·ч/т;

$\gamma_s$  - щільність вугілля, т/м<sup>3</sup>.

Значення величини  $H_w$  визначається за графіком в залежності від фактичної опірності ( $\overline{A}_\phi$ ) вугілля різанню (рис. 2.11). Якщо виявиться, що розрахована швидкість подачі вище технічно допустимої (див. табл. 2.3), то за реальну швидкість слід приймати максимальне значення швидкості подачі з технічної характеристики комбайна і подальшому саме її застосовують.

Таблиця 2.10 – Коефіцієнт готовності для різних типів комбайнів.

Тип комбайну	Кг
1 К-101У; К-103М; КА-200; 1 К-101УД;	0,84-0,87
ГШ-200Б; ГШ-200В; УКД-200; УКД-300; УКН-400	0,87-0,9
1 ГШ-68; 2 ГШ-68Б; РКУ-13; ГШ-500; 1 КДК-500	0,85-0,9
2 КДК-500; КШ-3М	0,91-0,93
КДК-700; 1 КШЭ	0,76-0,8

ПРИМІТКА. Таблиця 2.10 надана для довідки, в пояснювальній записці проекту вона не наводиться.

Таблиця 2.11 - Питомі енерговитрати ( $H_w$ ) на руйнування вугілля вузькозахватними очисними комбайнами,  $\frac{\kappa Bm \cdot z}{m}$ .

Типи комбайнів	Фактичний показник ( $\overline{A_\phi}$ ) опірності вугілля різанню, $\kappa H/m$	
	120-240	240-360
1 К-101У	1,15-1,4	1,41-1,83
1 К-101УД	1-1,42	1,43-1,67
К-103М	0,94-1,1	1,11-1,5
КА-80	0,9-1	1,01-1,36
КА-200	0,67-0,82	0,83-1,11
УКД-200; ГШ-200Б; ГШ-200В	0,67-0,83	0,84-1,1
УКДЗ	0,6-0,75	0,76-1
1 УКД-300	0,63-0,91	0,92-1,25
2 УКД-300	0,5-0,77	0,78-1,11
УКН-400	0,6-0,92	0,93-1,33
РКУ-10	0,7-0,8	0,81-1
РКУ-13	0,48-0,55	0,56-0,7
1 ГШ-68; 2 ГШ-68Б	1-1,1	1,11-1,2
1 КДК-500; 2 КДК-500; ГШ-500	0,46-0,64	0,65-1
КДК-700	0,49-0,66	0,67-0,99
1 КШЭ	0,9-1	1,11-1,2
КШ-1КГУ	0,66-0,77	0,78-1,1
КШ-3М	0,7-1,1	1,11-1,3

ПРИМІТКА. Таблиця 2.11 надана для довідки, в пояснювальній записці проекту вона не наводиться.

Теоретична продуктивність комбайна визначиться за формулою

$$Q_m = V_p \cdot m \cdot r \cdot \gamma_\phi, \text{ Т/хв.} \quad (2.44)$$

Коефіцієнт машинного часу комбайна визначаємо за формулою

$$K_m = \frac{1}{\frac{1}{K_z} + \frac{t_{m.o.} + t_{k.o.} + t_{z.i.} + t_o}{l_{oc}}} \cdot V_p \quad (2.45)$$

де  $K_z$  - коефіцієнт готовності комбайна (табл. 2.10);

$t_{m.o.}$  - час на маневрові операції, хв.;

$t_{k.o.}$  - час на кінцеві операції (див. розділ 2.3.3.1), хв.;

$t_{3,i}$  - час на заміну інструменту (зубків), хв.;

$t_o$  - витрати часу по організаційно-технічним причинам, хв.;

$l_{оч}$  - прийнята проектом довжина лави (табл. .2.1), м

Витрати часу на маневрові та інші операції визначаються в результаті хронометражних спостережень. У розрахунках можна приймати:  $t_{м.о} = 10-20$ хв.;  $t_{к.о} = 20-30$ хв.;  $t_{3,i} = 10-15$ хв.;  $t_o = 25-30$ хв.

Експлуатаційна продуктивність комбайна визначиться за формулою

$$Q_e = K_m \cdot Q_m, \text{ т/хв.} \quad (2.46)$$

Максимальне навантаження на лаву, виходячи із експлуатаційних можливостей комбайна, може бути досягнуте, при однобічній схемі роботи комбайну (див. розділ 2.4.3), таке

$$A_e = Q_e \cdot (T_{зм} - t_{п.з} - \frac{l_m}{V_m}) \cdot n_{зм}, \text{ т/доб.} \quad (2.47)$$

де  $T_{зм}$  - тривалість зміни (див. розділи 2.3.3.1; 2.6.3), хв.;

$t_{п.з}$  - час на підготовчо-заключні операції

(див. розділи 2.3.3.1; 2.6.3), хв.;

$l_m$  - машинна довжина лави (див. розділ 2.6.3), м;

$V_m$  - маневрова швидкість комбайну (найбільша із технічної характеристики, розділ 2.4.3), м/хв.;

$n_{зм}$  - число змін о видобутку вугілля на добу ( $n_{зм} = 3$ ), шт.

Максимальне навантаження на лаву, виходячи із експлуатаційних можливостей комбайна, може бути досягнуте, при човниковій схемі роботи комбайну (див. розділ 2.4.3), таке

$$A_e = Q_e \cdot (T_{зм} - t_{п.з}) \cdot n_{зм}, \text{ т/доб.} \quad (2.48)$$

## 2.6.2 Можливий видобуток вугілля в лаві по газовому фактору

Максимально можливий видобуток вугілля з лави по газовому чиннику, при визначенні відносної метанообільності лави за результатами планових замірів (гірничостатичний спосіб), визначиться за формулою

$$A_e = \frac{864 \cdot V_{\max} \cdot S_{оч. \min} \cdot C}{q_d \cdot K_n}, \text{ т/доб.} \quad (2.49)$$

де  $V_{\max}$  - максимально допустима ПБ, швидкість руху струменю повітря в очисному вибої ( $V_{\max} = 4$  м/с), м/с;  
 $S_{\text{оч. min}}$  – мінімальна площа поперечного перетину привибійного простору очисної виробки в світлі (див. табл. 2.2; розділ 2.3.3.2), м<sup>2</sup>;  
 $C$  - допустима ПБ концентрація газу метану у вихідному із лави струмені повітря ( $C=1\%$ ), %;  
 $q_d$  -відносна метановість лави після дегазації (див. розділ 2.3.3.2), м<sup>3</sup>/т;  
 $K_n$  - коефіцієнт нерівномірності виділення газу метану (див. розділ 2.7).

Дегазація не застосовується (не підсилюється, див. розділ 2.3.3.2), якщо наведена нижче умова виконується

$$A_e \geq A_e, \text{ т/доб.} \quad (2.50)$$

де  $A_e$  - максимальне навантаження на лаву, виходячи з експлуатаційних можливостей комбайна, т/добу, (див. розділ 2.6.1).

Якщо умова не виконується, то застосовують (підсилюють) дегазацію, (див. розділ 2.3.3.2).

### 2.6.3 Нормативне навантаження на лаву по видобутку вугілля

Нормативне навантаження на очисний вибій - це мінімальний добовий видобуток вугілля, якого необхідно досягти в конкретних гірничо-геологічних умовах при ефективному використанні обладнання і прогресивній організації виробництва і праці.

Видобуток вугілля з однієї стружки (смуги) визначиться за формулою

$$D_{\text{ц}} = l_{\text{оч}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma_{\text{в}} \cdot C_{\text{оч}}, \text{ т.} \quad (2.51)$$

де  $l_{\text{оч}}$  – прийнята проектом довжина лави (див. розділ 2.3.3.3), м.;  
 $m$  – середня виїмкова потужність пласта вугілля (див. розділ 1.6), м.;  
 $r$  – захват виконавчого органу комбайну (див. розділ 2.4.3), м.;  
 $\gamma_{\text{в}}$  - щільність вугілля (див. розділ 1.6), т/м<sup>3</sup>;  
 $C_{\text{оч}}$  - коефіцієнт виймання вугілля в лаві ( $C_{\text{оч}} = 0,95-0,98$ ).

Час роботи в лаві по видобутку вугілля визначимо за формулою

$$T = (T_{\text{зм}} - t_{\text{п.з.}}) \cdot n_{\text{зм}}, \text{ хв.} \quad (2.52)$$

де  $T_{\text{зм}}$  - тривалість зміни ( $T_{\text{зм}} = 360$ хв.), хв.;  
 $t_{\text{п.з.}}$  - час на підготовчо-заклучні операції (див. розділи 2.3.3.1; 2.6.1), хв.

$n_{зм.}$  – чисельність змін по вийманню вугілля за добу ( $n_{зм.}=3$ ), шт.

1й варіант

Мінімально можливий і максимально допустимий час на виконання одного виробничого циклу по вийманню однієї смуги вугілля в лаві визначиться за формулами відповідно, при однобічній схемі роботи комбайна

$$T_{ц. \min} = l_{м} \cdot \left( \frac{1}{V_p} + \frac{1}{V_m} + t_{с. \min} \right) \cdot K_o \cdot K_{к.о}, \text{ хв.} \quad (2.53)$$

$$T_{ц. \max} = l_{м} \cdot \left( \frac{1}{V_p} + \frac{1}{V_m} + t_{с. \max} \right) \cdot K_o \cdot K_{к.о}, \text{ хв.} \quad (2.54)$$

2й варіант

Мінімально можливий і максимально допустимий час на виконання одного виробничого циклу по вийманню однієї смуги вугілля в лаві визначиться за формулами відповідно, при човниковій схемі роботи комбайна

$$T_{ц. \min} = l_{м} \cdot \left( \frac{1}{V_p} + t_{с. \min} \right) \cdot K_o \cdot K_{к.о}, \text{ хв.} \quad (2.55)$$

$$T_{ц. \max} = l_{м} \cdot \left( \frac{1}{V_p} + t_{с. \max} \right) \cdot K_o \cdot K_{к.о}, \text{ хв.} \quad (2.56)$$

де  $l_{м}$  - машинна довжина лави, м;

$V_p$  - реальна швидкість подачі комбайна (див. розділ 2.6.1), м/хв.;

$V_m$  - маневрова швидкість комбайна (див. розділ 2.6.1), м/хв.;

$t_{в. \min}$  - мінімальні питомі витрати часу на допоміжні операції

( $t_{в. \min}=0,2-0,4$ ), хв./м.

$t_{в. \max}$  - максимальні питомі витрати часу на допоміжні операції

( $t_{в. \max}=0,5-0,6$ ), хв./м.

$K_o$  - коефіцієнт, що враховує норматив часу на відпочинок ( $K_o=1,12$ );

$K_{к.о.}$  - коефіцієнт, що враховує норматив часу на кінцеві операції

( $K_{к.о.}=1,15$ ).

Машинну довжину лави (без ніш) визначаємо за формулою

$$l_{м} = l_{оч} - \sum l_{ниш}, \text{ м} \quad (2.57)$$

де  $l_{ниш}$  - сумарна довжина ніш (див. розділ 2.4.4), м

Нормативне навантаження на очисний вибій по видобутку вугілля визначаємо за формулою

$$A_u = \frac{D_u \cdot T}{T_{u.\max}}, \text{ т/добу} \quad (2.58)$$

#### 2.6.4 Планове добове навантаження на лаву по видобутку вугілля

Мінімальну кількість циклів (стружок) по вийманню вугілля за добу у видобувні зміни визначимо за формулою

$$n_{u.\min} = \frac{A_u}{D_u}, \text{ шт.} \quad (2.59)$$

Спираючись на отриманий результат приймаємо (у бік збільшення) таку чисельність циклів (стружок) за добу у виїмкові зміни -  $n_{\text{ц}} = \text{_____}$  шт. Доцільно приймати ( $n_{\text{ц}} = 3; 4,5; 6; 7,5; 9$ ).

Фактичний час на виконання одного циклу (виймання однієї смуги) по вийманню вугілля в лаві визначиться по формулі

$$T_u = \frac{T}{n_u}, \text{ хв.} \quad (2.60)$$

Виконання в лаві прийнятого числа циклів (стружок) стане можливим тільки в тому разі, якщо виконуються наведені нижче умови

$$T_u \geq T_{u.\min}, \text{ хв.} \quad (2.61)$$

$$T_u \leq T_{u.\max}, \text{ хв.} \quad (2.62)$$

При однобічній схемі роботи комбайна в лаві час на холостий хід його у зворотному напрямку визначаємо за формулою

$$T_x = \frac{l_m}{V_m}, \text{ хв.} \quad (2.63)$$

В разі не використання випробування обладнання під навантаженням в ремонтно-підготовчу зміну, планове добове навантаження на лаву по видобутку вугілля визначиться за формулою

$$A_{\text{доб}} = D_u \cdot n_u, \text{ т/добу} \quad (2.64)$$



В разі використання випробування обладнання під навантаженням в ремонтно-підготовчу зміну, планове добове навантаження на лаву по видобутку вугілля визначиться за формулою

$$A_{доб} = D_{ц} \cdot (n_{ц} + n_{цр}), \text{ т/добу} \quad (2.65)$$

де  $n_{цр}$  - чисельність циклів в ремонтно-підготовчу зміну, шт. ( $n_{ц} = 0,5$ );

Планове добове навантаження на очисний вибій по видобутку вугілля повинно відповідати наступним вимогам

$$A_{доб} \leq A_e, \text{ т/добу} \quad (2.66)$$

$$A_{доб} \leq A_z, \text{ т/добу} \quad (2.67)$$

$$A_{доб} \geq A_n, \text{ т/добу} \quad (2.68)$$

Знаючи число циклів в лаві за добу ( $n_{ц}$ ), тривалість одного циклу ( $T_{ц}$ ), час на підготовчо-заклучні операції ( $t_{п.з.}$ ) і схему роботи комбайна в лаві, будемо планограму робіт в лаві (графічна частина проекту). При цьому спираємося на типову планограму робіт в лаві (див. додатки) і ті рішення, які прийняті при виконанні даного проекту.

## 2.7. Провітрювання очисної виробки та виїмкової ділянки

### 2.7.1 Витрати повітря для провітрювання очисного вибою

Розрахунок витрат повітря по виділенню метану виконується по формулам 2.69 або 2.70.

Втрати повітря по виділенню метану, при максимально допустимому навантаженні на лаву по газовому фактору, якщо  $A_{доб} = A_z$  (див. розділ 2.6.4), визначиться по формулі

$$Q_{оч} = 60 \cdot S_{оч. \min} \cdot V_{\max} \cdot K_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.69)$$

де  $S_{оч. \min}$  - мінімальна площа поперечного перетину привибійного простору очисної виробки у світлі (див. розділи 2.3.3.2; 2.4.2; 2.6.2);  
 $V_{\max}$  - максимально допустима ПБ швидкість руху повітря у очисному вибою ( $V_{\max} = 4 \text{ м/с}$ ), м/с;  
 $K_{оз}$  - коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, безпосередньо прилеглий до привибійного простору (див. табл. 2.11)

Таблиця 2.11 – Значення коефіцієнта  $K_{0.3}$ 

Спосіб управління кривлею	Порода безпосередньої покрівлі	$K_{0.3}$
Повне обвалення	пісковик	1,30
Те ж	піщані сланці	1,25
Те ж	глинисті сланці	1,20
Те ж	сипучі	1,05
Плавне опускання	незалежно від порід	1,15
Часткова закладка	Те ж	1,10
Повне закладання	Те ж	1,05

ПРИМІТКА. Таблиця 2.11 в пояснювальній записці не наводиться.

Витрати повітря по виділенню метану (вуглекислого газу) , якщо  $A_{доб} \leq A_z$  (див. розділ 2.6.4) визначаються за формулою

$$Q_{оч} = \frac{100 \cdot I_{оч} \cdot K_n \cdot K_{0.3}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.70)$$

де  $I_{оч}$  - абсолютне газовиділення з очисної виробки

(див. формулу 2.71),  $\text{м}^3/\text{хв.}$ ;

$K_n$  - коефіцієнт нерівномірності виділення газу (для метановиділення приймається по таблиці 2.12, а для виділення вуглекислого газу – 1,6);

$C$  - допустима ПБ концентрація газу у вихідному із лави струмені повітря (для метану – 1%; для вуглекислого газу – 0,5%), %;

$C_o$  – концентрація газу метану і газу вуглекислого у струмені, що надходить до лави (для дільниць, які проектується – 0,05%), %.

Абсолютне газовиділення ( $I_{оч}$ ) з очисної виробки визначимо за формулою

$$I_{оч} = \frac{A_{доб} \cdot q_{оч}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.71)$$

де  $A_{доб}$  – планове добове навантаження на очисний вибій

(див. розділ 2.6.4),  $\text{т}/\text{доб.}$ ;

$q_{оч}$  - відносна метановість очисної виробки (див. табл. 1.1, але якщо приймалася дегазація, то замість  $q_{оч}$  підставляємо у формулу  $q_d$ , див. розділи 2.3.3.2; 2.6.2),  $\text{м}^3/\text{т}$ .

Таблиця 2.12 – Значення коефіцієнту нерівномірності метановиділення

І <sub>оч</sub> , м <sup>3</sup> /хв. Середнє метановиділення з очисного вибою, виймальної дільниці	0,2- 0,5	0,5- 1,0	1,0- 1,5	1,5- 2,0	2,0- 3,0	3,0- 4,0	4,0- 6,0	6,0- 10,0	10,0- 15,0	15,0- 20,0	Більш 20,0
Значення К <sub>н</sub>	2,43- 2,14	2,14- 1,94	1,94- 1,83	1,83- 1,76	1,76- 1,66	1,66- 1,60	1,60- 1,51	1,51- 1,40	1,40- 1,33	1,33- 1,23	1,23

ПРИМІТКА. Таблиця 2.12 в пояснювальній записці не наводиться.

Витрата повітря по газах, що утворюються при вибухових роботах, визначаються за формулою (див. розділ 2.4.4. - виїмка вугілля в нішах)

$$Q_{оч} = \frac{34}{N} \cdot \sqrt{B_{вуг} \cdot V_{оч}} \cdot K_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.72)$$

де Т - час провітрювання виробки (приймаємо згідно ПБ), хв.;

$B_{вуг}$  - маса ВР, які одночасно підриваються по вугіллю, кг;

$V_{оч}$  - провітрюваний обсяг очисної виробки, м<sup>3</sup>.

Для лав з механізованим кріпленням

$$V_{оч} = S_{оч\max} \cdot l_{оч}, \text{ м}^3 \quad (2.73)$$

де  $S_{оч\max}$  - максимальна площа поперечного перетину привибійного простору очисної виробки в світлі (див. розділ 2.4.2), м<sup>2</sup>;

$l_{оч}$  - прийнята проектом довжина лави (див. табл. 2.1), м.

Для лав з індивідуальним кріпленням

$$V_{оч} = m_{\max} \cdot e_{\max} \cdot l_{оч}, \text{ м}^3 \quad (2.74)$$

де  $m_{\max}$  - максимальна потужність пласта в межах дільниці, що проектується (див. завдання), м;

$e_{\max}$  - максимальна ширина привибійного простору, м.

Витрати повітря по кількості людей, що одночасно можуть знаходитися в лаві, розраховуємо за формулою

$$Q_{оч} = 6 \cdot n_{л} \cdot K_{о.з}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.75)$$

де 6 – норма витрат повітря на одну людину, м<sup>3</sup>/хв.;

$n_{\text{л}}$  – найбільша кількість людей в лаві (див. розділ 4 – економічна частина).

Витрата повітря по фактору пиловиділення із умов оптимальної швидкості його руху визначимо за формулою

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot S_{\text{оч.мін}} \cdot V_{\text{опт}} \cdot K_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.76)$$

де  $V_{\text{опт}}$  – оптимальна швидкість повітря у привибійному просторі лави ( $V_{\text{опт}}=1,6\text{м/с}$ ), м/с.  
 $K_{\text{оз}}$  – коефіцієнт, який враховує пересування повітря у виробленому просторі паралельно лаві.

Для лав з індивідуальним кріпленням

$$S_{\text{оч.мін}} = m_{\text{мін}} \cdot e_{\text{мін}} \cdot K_3, \text{ м}^2 \quad (2.77)$$

де  $m_{\text{мін}}$  - мінімальна потужність пласта в межах ділянки, що проектується (див. завдання), м;  
 $e_{\text{мін}}$  - мінімальна ширина привибійного простору, м.  
 $K_3$  – коефіцієнт, що враховує захаращеність привибійного простору ( $K_3=0,9$ )

Із значень витрат повітря, отриманих в результаті розрахунків по факторам, для провітрювання лави приймаємо найбільше –  $Q_{\text{оч}} = \text{м}^3/\text{хв.}$

## 2.7.2 Перевірка витрат повітря для очисного вибою по швидкості його руху

Витрати повітря, виходячи із мінімально допустимої ПБ швидкості його руху, визначаються за формулою

$$Q_{\text{оч.мін}} = 60 \cdot S_{\text{оч.мак}} \cdot V_{\text{мін}} \cdot K_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.78)$$

де  $S_{\text{оч.мак}}$  – максимальний пропускний переріз для повітря в лаві (див. розділ 2.4.2), м<sup>2</sup>;  
 $V_{\text{мін}}$  – мінімальна, допустима ПБ, швидкість струменю повітря в очисний виробці ( $V_{\text{мін}}=0,25\text{м/с}$ ), м/с.

Витрати повітря, виходячи із максимально допустимої ПБ швидкості його руху, визначаються за формулою

$$Q_{\text{оч.мак}} = 60 \cdot S_{\text{оч.мін}} \cdot V_{\text{мак}} \cdot K_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.79)$$

де  $S_{\text{оч.мін}}$  – мінімальний пропускний переріз для повітря в лаві (див. розділ 2.4.2), м<sup>2</sup>;

$V_{\max}$  – максимальна, допустима ПБ, швидкість струменю повітря в очисному вибою ( $V_{\max}=4\text{м/с}$ ), м/с.

Вимоги ПБ не будуть порушені, якщо умови, наведені нижче, будуть виконуватися

$$Q_{oc} \geq Q_{oc.min}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.80)$$

$$Q_{oc} \leq Q_{oc.max}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (2.81)$$

### 2.7.3 Схема провітрювання виїмкової ділянки

Проектом приймаємо (табл. 2.13) таку схему провітрювання виїмкової ділянки, яка узгоджується з системою розробки, що була прийнята даним проектом раніше (див. розділ 2.3.1)

$$1\text{-М-Н-в-вт} \quad (2.82)$$

де 1 – послідовне розбавлення шкідливостей по джерелам надходження (1й тип);

М - напрямок видачі із лави струменю повітря на масив вугілля (підтип);

Н – незалежне провітрювання очисного вибою (клас);

в – висхідний напрямок руху повітря по очисному вибою (підклас);

вт – зворотньоточний напрямок руху свіжого і вихідного струменю повітря (вид).

Схему провітрювання виїмкової ділянки наносимо на систему розробки (див. креслення).

ПРИМІТКА: Значення проставлені для прикладу.

Таблиця 2.13 – Схеми провітрювання виїмкових ділянок.

Основне класифікаційне ділення	Класифікаційний признак	Варіанти признаку	Умовні позначки
Тип	Ступінь відокремленості розбавлення шкідливостей за джерелами надходження	Послідовне Часткове Повне	1 2 3
Підтип	Напрямок видачі струменю повітря, що виходить із лави	На вироблений простір На масив вугілля Комбіноване	В М К
Клас	Залежне або незалежне провітрювання очисних виробок	Незалежне Залежне	Н З
Підклас	Напрямок руху повітря по очисному забою	Висхідне Низхідне Горизонтальне	в н г
Вид	Взаємний напрям свіжого та вихідного струменів	Зворотньоточний Прямоточний	вт пт

## 2.8 Електропостачання ділянки

Цей розділ виконується згідно методичних рекомендацій під керівництвом викладача-консультанта. Заходи по попередженню ураження людей електричним струмом (захисне заземлення, захисне відключення, засоби індивідуального захисту та ін.) розглядаються у розділі 3. Схема електропостачання наводиться на кресленні (лист № 3).

## 3 ОХОРОНА ПРАЦІ

Вуглевидобувна шахта – це виняткове по складності виробниче середовище з шкідливими і небезпечними умовами праці, де порушення Правил безпеки і регламентованих нормативів по охороні праці в підземних умовах навіть одним робітником, може призвести до катастрофічних наслідків: чисельними людськими жертвами, великими матеріально-технічними і фінансовими збитками, нанесенням шкоди екології регіону.

Особлива небезпечність вугільного виробництва пояснюється: метановістю вугільних пластів, вміщаючи порід і як наслідок - суфлярними виділеннями метану, раптовими викидами вугілля і газу; інтенсивним пилоутворенням під час виконання технологічних процесів, особливо при вийманні вугілля і проведенні виробок; обмеженістю робочого простору і неосвітленістю робочих місць та іншими факторами, що значно ускладнюють умови підземної праці шахтарів.

Текст частини 3 (охорони праці) обов'язково розташовується з нового аркуша пояснювальної записки, що відповідає вимогам стандартизації.

### 3.1 Зниження запиленості повітря

Основними заходами, спрямованими на зниження запиленості повітря в шахті, є такі: дотримання на виробництві заходів, передбачених проектом комплексного знепилювання; застосування заходів, спрямованих на зниження або усунення пилоутворення і запиленості повітря; встановлення оптимальної швидкості вентиляційного струменю у виробках; застосування установок зрошення водою безпосередньо на очисних комбайнах, пунктах навантаження і перевантаження, підвищення ефективності зрошення шляхом додавання змочувачів; застосування водяних завіс; застосування пиловідсмоктування на комбайнах; застосування засобів індивідуального захисту від пилу.

Закінчуючи розділ, необхідно обов'язково вказати на заходи, передбачені цим проектом, щодо зниження запиленості повітря. Необхідно також вказати на засоби індивідуального захисту органів дихання шахтарів.

### 3.2 Попередження та локалізація вибухів вугільного пилу

При виконанні цього розділу необхідно: вказати заходи, що запобігають можливості вибуху вугільного пилу (побілка, обмивання або осланцювання виробок, прибирання та інші заходи, їх періодичність); вказати на засоби локалізації вибуху вугільного пилу (сланцевий заслон і водяний заслон з плівковими безшовними сосудами ПБС1); прийняти проектом одну із систем локалізації вибухів пилу, вказати місця їх розташування, описати пристрій, провести розрахунок.

Для локалізації вибухів вугільного пилу на багатьох шахтах використовують сланцеві заслони улаштовані із безшовних поліетиленових посудів – ПБС-1.

Кількість інертного пилу для заслону визначаємо за формулою

$$Q_n = 400 \cdot S_{св} \cdot K_3, \text{ кг} \quad (3.1)$$

де 400 - норма інертного пилу на  $1\text{ м}^2$  поперечного перерізу виробки у світлі,  $\text{кг}/\text{м}^2$ ;

$S_{св}$  - площа поперечного перерізу виробки у світлі в місці розташування заслону,  $\text{м}^2$ ;

$K_3$  - коефіцієнт запасу.

Чисельність посудів в одному ряду коливається в залежності від площі перерізу виробки в світлі і становить від 4 до 8 посудів. Зазор поміж кріпленням і поверхнею інертного пилу в посуді ПБС1 не повинен перевищувати 300мм, а відстань поміж сосудами в одному ряду - 200мм. Висота підвішування посудів повинна бути не меншою ніж 1800мм від підосви виробки.

Виходячи із зазначеного вище, приймаємо число посудів в одному ряду  $m_c = \underline{\hspace{2cm}}$  шт. Сумарна ємність посудів одного ряду визначається за формулою

$$V = 12 \cdot m_c, \text{ кг} \quad (3.2)$$

де 12 - ємність одного посуду, кг;

$m_c$  - прийняте число посудів у одному ряді, шт.;

Число рядів з сосудами ПБС1 визначається за формулою

$$N_p = \frac{Q_n}{V}, \text{ шт.} \quad (3.3)$$

Довжина сланцевого заслону визначається за формулою

$$l_s = (N_p - 1) \cdot a, \text{ м.} \quad (3.4)$$

де  $a$  - відстань поміж рядами з сосудами, м;

Величина ( $a$ ) приймається: при щільності кріплення 2 рами/м і більше - 1м; при щільності менше ніж 2 рами/м - дорівнює кроку розташування рам кріплення.

Довжина сланцевого заслону повинна бути не меншою ніж 20м. Ці заслони розташовуються не ближче ніж 60м і не далше ніж 300м від вибоїв, а в конвеєрних виробках відстань поміж заслонами не повинна перевищувати 300м.



### 3.3 Заходи по попередженню вибухів газу метану

Описати контроль концентрації газу метану в рудничній атмосфері дільниці. Вказати допустимі концентрації метану в різних струменах повітря (свіжий, відпрацьований) і в місцях шарових скупчень.

Заходи щодо недопущення небезпечних скупчень метану. Автоматичний газовий захист, умови його застосування. Призначення і місця розташування датчиків автоматизованого газового захисту (АГЗ) та їх налаштування (показуються на аркуші № 3 графічної частини проекту).

### 3.4 Протипожежний захист дільниці

Протипожежно-зрошувальний трубопровід, його параметри, місця встановлення протипожежних кранів, засувок і протипожежних рукавів на дільниці.

Розміщення первинних засобів пожежогасіння: ручних вогнегасників, ящиків з піском і інертним пилом та інше. Місця встановлення дренчерних установок автоматичного пожежогасіння.

Протипожежний захист дільниці відображається на аркуші № 3 графічної частини дипломного проекту.

### 3.5 Захист людей від ураження електричним струмом

Індивідуальні та групові засоби захисту: захисні заземлення, реле витоку. Вказати їх марки, принцип дії, місця установки на дільниці. Періодичність і порядок перевірки засобів захисту відповідно до діючих ПБ.

### 3.6 Заходи безпеки при веденні очисних робіт

При виконанні розділу необхідно описати прийоми безпечного виконання всіх робочих процесів та операцій, що виконуються в очисному вибої: при виїмці, навантаженні і транспортуванні вугілля, кріпленні лави, доставці матеріалів і устаткування та інше.

## 4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА

Економічна частина дипломного проекту виконується відповідно до методичних рекомендацій, складених спеціально для цієї частини дипломного проекту, під керівництвом викладача-консультанта.

Текст економічної частини обов'язково розташовується з нового аркуша пояснювальної записки, що відповідає вимогам стандартизації.

## ВИСНОВКИ

У цьому розділі необхідно підвести підсумки проектування, вказати на те, що може бути досягнуто, в разі впровадження рішень проекту у виробництво (збільшення навантаження на лаву з видобутку вугілля, підвищення продуктивності праці, зниження собівартості видобутого вугілля, поліпшення умов праці і техніки безпеки, тощо.)

Необхідно зробити висновок про фактичний обсяг дипломного проекту, про виконання завдання на дипломне проектування, і про досягнення мети проектування.

Текст цього розділу розташовується в пояснювальній записці обов'язково з нового аркуша, що відповідає вимогам стандартизації.

## ПЕРЕЛІК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Технологія підземної розробки корисних копалин. Методична розробка. Для виконання загальної і спеціальної частини дипломного проекту. - Селидове: СГТ, 2017. - 62 с.
2. Правила безпеки у вугільних шахтах. - К.: ДП «Редакція журналу «Охорона праці», 2010. - 430с.
3. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин: Підручник для вузів/Бондаренко В.І. , Кузьменко А.М. , Грядущий Ю.Б. та ін. – Дніпропетровськ, 2003. – 708 с.
4. Заплавский Г. А., Лесных В. А. Технология подготовительных и очистных работ. - М.: Недра, 1989 - 423с.
5. Килячков А. П. Технология горного производства. - М.: Недра, 1985 - 400с.
6. Килячков А. П., Брайцев А.В. Горное дело. – М.: Недра, 1989. – 422с.
7. Бурчаков А. С. и др. Процессы подземных горных работ. - М.: Недра, 1982 - 423с.
8. Технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах Украины. - Донецк: Дон УГИ, 1999. 244 с.
9. Типовая инструкция по охране труда для горнорабочего очистного забоя. - МакНИИ, 2012. - 13с.
10. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. / К.Ф. Сапицький, В.П. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та ін. – Донецьк: Дон ДТУ, 1999. – 194 с.
11. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. - К.: Основа, 1994 - 311с.
12. Стандарти на оформлення пояснювальних записок і графічної частини дипломних проектів в СГТ. - Селидове: СГТ, 2014.
13. Справочник по электроснабжению угольных шахт. Под общей редакцией В. П. Морозова. - М.: Недра, 1985 - 576с.
14. Светличный П. Л. Выбор и эксплуатация электрооборудования участка угольной шахты. - М.: Недра, 1980 - 343.
15. Методичні вказівки по виконанню економічної частини дипломного проекту. - Селидове: СГТ, 2017.
16. Єдині норми виробітку (часу) для вугільних шахт – Донецьк: 2004;
17. Єдині нормативи чисельності почасово оплачуваних робітників для вугільних шахт – К.: Донецьк ЦОП, 2007;

## ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ ГРАФІЧНОЇ ЧАСТИНИ ПРОЕКТУ

Обсяг графічної частини проекту і зміст по листах визначається завданням на дипломне проектування. Графічна частина проекту виконується олівцем або тушшю на 3-х аркушах (листах) формату А1 (594х641мм). Орієнтовний зміст графічної частини проекту:

Лист 1. По шахті. Схема розкриття шахтного поля. Структура пласта. Система розробки з нанесенням схеми вентиляції дільниці. Гірничо-геологічних прогноз. Характеристика порід.

Лист 2. По проекту. Технологічна схема. Схема самозарубки комбайна. Перетини для характерних положень в лаві . Кріплення сполучень. Планограма робіт. Графік виходів.

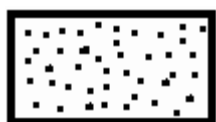
Лист 3. По проекту. Схема електропостачання дільниці. Схема протипожежного захисту дільниці. Таблиця техніко-економічних показників.

При виконанні графічної частини дипломного проекту слід використовувати: графічні матеріали, отримані на шахті в період переддипломної практики; прогресивні технологічні схеми ведення очисних робіт на сучасних вугільних шахтах; довідкові дані; рекламні проспекти заводів, що виготовляють нове гірничошахтне обладнання; комп'ютерні роздруківки технологічних відділів вугільних шахт; тощо.

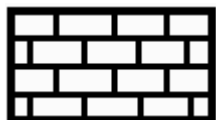
Креслення виконуються з дотриманням масштабу, проте необхідно пам'ятати, що це не машинобудівне креслення і надмірні подробиці при зображенні гірничошахтного обладнання на технологічних схемах зайві.

# УМОВНІ ПОЗНАЧЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД

і деяких штучних споруджень



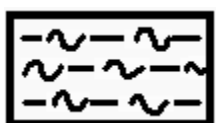
Пісковик



Вапняк



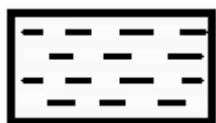
Сланець піщаний



Сланець глиняний



Алевроліт



Аргіліт



Сланець вуглистий



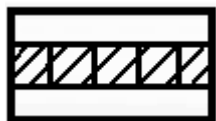
Пласт вугілля



Обваленні породи



Бутова смуга



Смуга із ШЗБ