

Міністерство освіти і науки України

Селидівський гірничий технікум

«ЗАТВЕРДЖУЮ»
Заступник директора
з навчальної роботи

_____ П. П. Міснікас

«01» вересня 2018 року

МЕТОДИЧНА РОЗРОБКА

до виконання **курсowego проекту** з дисципліни

ПП 03.07 «Технологія підземної розробки корисних копалин»

на пологому падінні вугільних пластів

галузь знань	18 Виробництво та технології
спеціальність	184.02 Гірництво «Підземна розробка корисних копалин»
відділення	денне, заочне

Методична розробка до виконання курсового проекту з дисципліни ПП.03.07 «Технологія підземної розробки корисних копалин», галузі знань 18 Виробництво та технології, спеціальності 184.02 Гірництво «Підземна розробка корисних копалин» - для денного і заочного відділень.

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

Викладено методику виконання пояснювальної записки і графічної частини курсового проекту та їх оформлення у відповідності до ДСТУ, і розроблених на їх основі стандартів Селидівського гірничого технікуму (2014р.).

Для студентів і викладачів дисципліни ПП 03.07 «Технологія підземної розробки корисних копалин» вищих навчальних закладів 1 рівня акредитації.

Рецензент: Мітєв Д.Н. – викладач гірничих дисциплін, спеціаліст вищої категорії Селидівського гірничого технікуму.

Розглянуто та схвалено
на засіданні циклової комісії
гірничо-економічних дисциплін.

Протокол № _____ від _____ 2018р.

Голова циклової комісії

_____ Б.В. Володіна

РЕЦЕНЗІЯ

на методичну розробку до виконання курсового проекту

викладача Кайди Юрія Володимировича

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

спеціальності 184 «Гірництво»

Тема курсового проекту відповідає навчальній програмі нормативної дисципліни «Технологія підземної розробки корисних копалин». Враховані вимоги до складання та оформлення методичних матеріалів. Актуальність теми курсового проекту поглиблюється за рахунок якості виконання методичної розробки, використання якої забезпечить належну ефективність самостійної творчої роботи студентів з матеріалу дисципліни.

Курсовий проект виконується кожним студентом за індивідуальним завданням, яке містить в собі відомості про тему та про всі показники, необхідні для якісного виконання проекту. В завданні також вказується орієнтовний обсяг виконання пояснювальної записки і графічної частини курсового проекту.

Методична розробка побудована в логічній послідовності розкриття теми курсового проекту. Науково достовірний матеріал подається в доступній формі, проглядається постійний зв'язок теоретичних викладок з практикою роботи вугільних шахт регіону (пологі і похилі вугільні пласти). Це дозволить 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.

З точки зору стилістики, орфографії і правильності використання науково-технічної термінології, методична розробка виконана грамотно, у відповідності до Держстандартів України.

Методична розробка може бути використана викладачами дисципліни «Технологія підземної розробки корисних копалин» у вищих навчальних закладах I рівня акредитації.

Рецензент: спеціаліст вищої категорії,
викладач гірничих дисциплін

Селидівського гірничого технікуму _____ Д.Н. Мітєв

Зміст

Мета курсового проектування	6
Вимоги до виконання курсового проекту	6
Порядок зшивання пояснювальної записки	7
 Вступ	 8
 1. Основні параметри вугільної шахти	 8
1.1. Запаси вугілля у шахтному полі	8
1.2. Виробнича потужність і строк служби шахти	9
1.3. Сумарна довжина і чисельність очисних вибіїв шахти	10
2. Схема розкриття і спосіб підготовки шахтного поля	11
2.1. Схема розкриття шахтного поля	11
2.2. Спосіб підготовки шахтного поля	12
3. Система розробки та її параметри	13
3.1. Вибір системи розробки	13
3.2. Довжина виїмкового поля і час його відпрацювання	14
3.3. Довжина лави	15
3.3.1. Визначення довжини лави по технологічному фактору	15
3.3.2. Визначення довжини лави по газовому фактору	16
3.3.3. Прийнята проектом довжина лави	17
4. Технологічна схема очисних робіт	18
4.1. Обґрунтування вибору виду технологічної схеми	18
4.2. Обґрунтування вибору механізованого кріплення	18
4.3. Обґрунтування вибору очисного комбайна та схеми його роботи в лаві	20
4.4. Самозарубка комбайна в пласт і підготовка ніш	21
4.5. Обґрунтування вибору засобів транспортування вугілля в	22
4.6. Вибір допоміжного обладнання	23
4.7. Опис технології очисних робіт на видобувній ділянці	24
5. Кріплення і управління покрівлею в лаві	25

5.1. Вибір способу управління покрівлею в лаві	25
5.2. Перевірочний розрахунок механізованого кріплення по опору навантаженню з боку порід покрівлі	27
5.3. Перевірочний розрахунок механізованого кріплення на відповідність виїмковій потужності пласта	29
5.4. Кріплення ніш і сполучень	33
6. Визначення видобутку вугілля в лаві	34
6.1. Можливості комбайна по видобутку вугілля	34
6.2. Можливий видобуток вугілля в лаві по газовому фактору	37
6.3. Нормативне навантаження на лаву по видобутку вугілля	37
6.4. Планове добове навантаження на лаву по видобутку вугілля	39
7. Провітрювання очисної виробки	41
7.1. Витрати повітря для провітрювання очисного вибою	41
7.2. Перевірка витрат повітря для очисного вибою по швидкості його руху	44
7.3. Схема провітрювання виїмкової ділянки	45
8. Безпечні методи ведення очисних робіт в лаві	46
Висновки	46
Вказівки до виконання графічної частини проекту	47
Умовні позначення гірських порід	48
Перелік використаних джерел	49
Додатки	50

Мета курсового проектування

Дисципліна ПП 03.07 «Технологія підземної розробки корисних копалин» є однією із ключових для спеціальності 184 «Гірництво». Окрім оволодіння теоретичними знаннями, студенти виконують курсовий проект.

Курсовий проект – це самостійна творча робота студентів, яка завершує вивчення дисципліни. При виконанні цієї роботи студент повинен показати, що він науково і практично оволодів виробничими процесами в очисному вибїї.

При виконанні курсового проекту необхідно використовувати досягнення науки і техніки, враховуючи і ті, що знаходяться в стадії розробки, якщо відомі основні дані і показники. Особливу увагу слід приділяти дотриманню вимог безпеки при прийнятті проектних рішень, особливо при виконанні робочих процесів в очисному вибїї.

Мета курсового проектування – це підвищення якості знань, розвиток у студентів творчої ініціативи, умінь і компетенцій, що пов'язані з удосконаленням роботи з технічними інформаційними джерелами, вибором раціональних технологічних схем ведення очисних робіт, виконанням технічних розрахунків і прийняттям вірних рішень на їх підставі.

Вимоги до виконання курсового проекту

Курсовий проект складається із пояснювальної записки і графічної частини. Пояснювальна записка виконується в обсязі 30-35 сторінок комп'ютерного тексту шрифтом Times New Roman розміром 14, полуторним інтервалом (1,5) на стандартних аркушах форматом А4 (297х210мм) або готується рукописним способом. Обсяг графічної частини - один аркуш форматом А1 (594х841мм). Виконання пояснювальної записки і графічної частини курсового проекту здійснюється у відповідності до стандартів Селидівського гірничого технікуму (2014р.)

Викладення тексту пояснювальної записки повинно бути коротким, лаконічним, таким, що виключає можливості суб'єктивного тлумачення. По ходу виконання текстової частини проекту необхідно робити посилання на використані джерела. Студент повинен уявляти себе в ролі проектувальника. Кожен розділ проекту починається розглядом питання взагалі, але закінчуватися обов'язково повинен конкретно прийнятими рішеннями.

Порядок зшивання пояснювальної записки курсового проекту

Повністю готова пояснювальна записка курсового проекту, після попередньої перевірки керівником, зшивається безрозбірним способом у наступному порядку:

- обкладинка текстового документу;
- титульний лист;
- завдання на курсове проектування;
- реферат;
- зміст;
- текстова частина пояснювальної записки курсового проекту;
- перелік використаних джерел;
- відгук керівника на курсовий проект.

Номери сторінок проставляються починаючи зі сторінки «Реферат», але до нумерації включаються і попередні сторінки, тому на сторінці «Реферат» ставиться сторінка 3.

ВСТУП

Роль вугільної промисловості в народному хазяйстві України. Значення очисних робіт у вирішенні проблем пов'язаних зі збільшенням видобутку вугілля. Основні задачі, що підлягають розв'язанню під час курсового проектування.

1 ОСНОВНІ ПАРАМЕТРИ ВУГІЛЬНОЇ ШАХТИ

1.1 Запаси вугілля у шахтному полі

Балансові запаси вугілля в межах шахтного поля визначаємо за формулою

$$Z_{\phi} = S \cdot H \cdot (m_1 \cdot \gamma_1 + m_2 \cdot \gamma_2 + m_3 \cdot \gamma_3 + m_4 \cdot \gamma_4), m \quad (1.1)$$

де S - розмір шахтного поля по простяганню, m ; (див. завдання)

H - розмір шахтного поля по падінню, m ; (див. завдання)

m_1, m_2, m_n - середні потужності вугільних пластів, m ; (див. завдання)

$\gamma_1, \gamma_2, \gamma_n$ - щільності вугілля пластів відповідно, t/m^3 . (див. завдання)

Промислові запаси вугілля в межах шахтного поля визначаємо за формулою

$$Z_n = Z_{\phi} \cdot C_{ui}, m \quad (1.2)$$

де C_{ui} - коефіцієнт виймання вугілля в межах шахтного поля. (табл. 1.1)

Втрати вугілля під час виймання балансових запасів визначимо за формулою

$$Z_{\phi m} = Z_{\phi} - Z_n, m \quad (1.3)$$

Таблиця 1.1 – Коефіцієнт виймання вугілля.

Види пластів		C_{ui}
Тонкі	від 0,71 до 1,2м	0,94-0,92
Середньої потужності	від 1,21 до 3,5м	0,92-0,9
Потужні пологі	більше 3,5м	0,88-0,86
Потужні круті	більше 3,5м	0,85-0,8

ПРИМІТКА. Таблиця 1.1 носить довідковий характер і в пояснювальній записці проекту не наводиться

1.2 Виробнича потужність і строк служби шахти

Виходячи із запасів вугілля у шахтному полі, орієнтуючись на параметричний ряд потужностей вугільних шахт при проектуванні і враховуючи майбутній строк служби шахти, проектом приймаємо річну виробничу потужність вугільної шахти

$$A_p = \dots \cdot 10^6, \text{ т/рік} \quad (1.4)$$

Де A_p - річна виробнича потужність шахти, *т/рік*. (див. розділ нижче)

Період відносно сталої роботи шахти визначиться за формулою

$$T_{cm} = \frac{Z_n}{A_p}, \text{ рік} \quad (1.5)$$

Час на розвиток і згортання видобутку вугілля в залежності від виробничої потужності шахти визначимо за формулою

$$t_{pz} = 2,3 + 1,8 \cdot A_p, \text{ рік} \quad (1.6)$$

де A_p - річна виробнича потужність шахти, *млн. т/рік*.

Повний строк служби вугільної шахти визначиться за формулою

$$T_n = T_{cm} + 0,5t_{pz}, \text{ рік} \quad (1.7)$$

Добова виробнича потужність шахти по видобутку вугілля визначитися за формулою

$$A_{доб} = \frac{A_p}{N_p}, \text{ т/добу} \quad (1.8)$$

де N_p - чисельність робочих діб у році, *шт.* ($N_p=300$)

Відповідно до норм технологічного проектування (НТП) прийнято наступний параметричний ряд значень проектної річної виробничої потужності вугільних шахт: 0,9; 1,2 1,5; 1,8; 2,4; 3,0; 3,6 млн. т/рік. На ділянках родовища зі сприятливими гірничо-геологічними умовами: 4,5; 6,0 млн. т/рік і більше.

Будівництво шахт, виробнича потужність яких менша за 1,8 млн. т/рік допускається тільки при належному техніко-економічному обґрунтуванні або для видобутку дефіцитного коксівного вугілля.

Таблиця 1.2 – Строки служби вугільних шахт, які рекомендуються.

Річна виробнича потужність вугільної шахти, млн. т/рік	Строк служби, рік
До 1,2	25-40
1,2-1,8	40-50
Більше 1,8	50-60

ПРИМІТКА. Таблиця 1.2 носить довідковий характер і в пояснювальній записці проекту не наводиться

1.3 Сумарна довжина і чисельність очисних вибіїв шахти

Приймаємо до одночасного відпрацювання шахтою пласти: k_7 , k_5 (див. розділ нижче).

ПРИМІТКА. Індeksi пластів проставлені для прикладу (див. завдання на курсове проектування).

Сумарна продуктивність пластів, що розробляються одночасно, визначиться за формулою

$$P = m_{p1} \cdot \gamma_{\epsilon 1} + m_{p2} \cdot \gamma_{\epsilon 2}, \text{ т/м}^2 \quad (1.9)$$

де m_{p1} , m_{p2} – середні потужності пластів, що розробляються одночасно, м ;
 $\gamma_{\epsilon 1}$, $\gamma_{\epsilon 2}$ – щільність вугілля пластів, що розробляються одночасно, т/м^3 .

Річне посування діючої лінії очисних вибіїв шахти визначиться за формулою

$$V_{\partial} = N_p \cdot (n_{\text{ц}} + n_{\text{ц.р}}) \cdot r \cdot K_y, \text{ м} \quad (1.10)$$

де $n_{\text{ц}}$, $n_{\text{ц.р}}$ – чисельність циклів по вийманню вугілля за добу у видобувні і ремонтно-підготовчу зміни відповідно, *шт.*; (розділ. 6.4)

r – ширина захвату виконавчих органів комбайну, м ; (розділи 4.2; 4.3)

K_y – коефіцієнт, що враховує гірничо-геологічні умови. ($K_y=0,85-0,95$)

Довжина лінії діючих очисних вибіїв на кожному із пластів, що відпрацьовуються одночасно, буде становити

$$L_{\partial} = \frac{A_p \cdot K_o}{V_{\partial} \cdot P \cdot C_{\text{оч}}}, \text{ м} \quad (1.11)$$

де K_o - коефіцієнт очисного виймання; ($K_o=0,92-0,94$)

$C_{оч}$ - коефіцієнт виймання вугілля в очисних вибіях. ($C_{оч}=0,95-0,98$)

Орієнтовна чисельність діючих лав на кожному із пластів, що відпрацьовуються одночасно, визначиться за формулою

$$n_{\partial} = \frac{L_{\partial}}{l_{оч}}, \text{ шт.} \quad (1.12)$$

де $l_{оч}$ – остаточно прийнята проектом довжина лави, м (табл. 3.1)

Спираючись на результати розрахунків, остаточно проектом приймаємо:

- на пласті _____ чисельність діючих лав - $n_{\partial 1} = \underline{\hspace{2cm}}$ шт.;
- на пласті _____ чисельність діючих лав - $n_{\partial 2} = \underline{\hspace{2cm}}$ шт.;
- на пласті _____ чисельність діючих лав - $n_{\partial 3} = \underline{\hspace{2cm}}$ шт.;
- чисельність резервно-діючих лав по шахті - $n_{p\partial} = \underline{\hspace{2cm}}$ шт.

Загальна довжина лінії очисних вибіїв шахти визначиться за формулою

$$L_{ли} = l_{оч} \cdot (n_{\partial 1} + n_{\partial 2} + n_{\partial n} + n_{p\partial}), \text{ м} \quad (1.13)$$

У відповідності до ПТЕ (правила технічної експлуатації) необхідно планувати чисельність резервно-діючих лав: одну на 5-6 діючих – в сприятливих гірничо-геологічних умовах; одну на 3-4 діючих – в важких та гірничо-геологічних умовах, що змінюються.

При сучасному рівні механізації очисних робіт і видобутку вугілля в лавах можна приймати до одночасної розробки 2-3 пологих пласта.

2 СХЕМА РОЗКРИТТЯ І СПОСІБ ПІДГОТОВКИ ШАХТНОГО ПОЛЯ

2.1 Схема розкриття шахтного поля

На вибір способу розкриття шахтного впливають геологічні, гірничотехнічні і економічні чинники, до яких відносяться: форма і розміри шахтного поля; потужність і кут падіння пластів; число робочих пластів у шахтному полі і відстань між ними; глибина залягання пластів від поверхні та її рельєф; зрушеність родовища і газонасність пластів; виробнича потужність шахти і термін її служби; техніка і технологія очисної виїмки, що застосовується.

Застосовують різні способи розкриття шахтного поля, які розрізняються за наступними ознаками: за типом головних розкривних виробок, проведених з

поверхні (вертикальними стволами, похилими стволами, штольнями); по розташуванню допоміжного ствола відносно головного (центральне, центрально-віднесене, флангове, комбіноване та секційне); за кількістю горизонтів; за наявністю і типу допоміжних розкриваючих виробок (квершлагів, гезенків).

ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ. Враховуючи гірничо-геологічні умови (див. завдання на курсове проектування) приймаємо розкриття шахтного поля вертикальними стволами і капітальним квершлагом.

Розташування стволів приймаємо центральне - при цьому обидва стволи споруджуються у середині шахтного поля, відстань між ними 50-70 м. Стволи з'єднуються між собою виробками приствольного двору.

Головний ствол служить для підйому вугілля і породи на поверхню і видачі відпрацьованого струменю повітря. Допоміжний ствол служить для опускання і підіймання людей, обладнання, матеріалів і подачі свіжого струменю повітря в шахту.

Якщо розмір шахтного поля по простяганню більших ніж 5000 м, тоді приймається флангова схема провітрювання, для чого на флангах шахтного поля споруджуються вентиляційні шурфи або стволи. При розмірах шахтного поля більше 8000м – приймається секційна схема провітрювання (розділ 2.2).

2.2 Спосіб підготовки шахтного поля

З урахуванням гірничо-геологічних умов (див. завдання) та виробничої потужності шахти (див. розділ 1.2) можуть прийматися даним проектом такі способи підготовки шахтного поля на пологому падінні пластів: панельний, погоризонтний, блоковий. Далі дається опис прийнятого способу підготовки шахтного поля, наводяться його переваги і недоліки.

ПАНЕЛЬНИЙ СПОСІБ ПІДГОТОВКИ шахтного поля застосовується при кутах падіння пластів до 18°. Переваги панельного способу підготовки: технічна можливість значно збільшити навантаження на пласт по видобутку вугілля; висока концентрація видобувних робіт; сприятливі умови для застосування механізованих комплексів і конвеєрного транспорту від очисного вибою до головного конвеєрного штреку. Недоліки: необхідність проведення великої кількості похилих виробок (не менше трьох) у кожній панелі; збільшення обсягу роботи підземного транспорту по дільничних штреках на 20-30%.

ПОГОРИЗОНТНИЙ СПОСІБ ПІДГОТОВКИ шахтного поля застосовується, при кутах падіння пласта до 10° (комплексна механізація). При цьому способі підготовки шахтного поля лави переміщуються по падінню, при значному виділенні метану на дільниці, а при значному припливі води до лави – по підняттю пласта (див. завдання). Погоризонтний спосіб підготовки є прогресивним і рекомендується до використання: при високій газоносності

(посування лав по падінню); великому припливі води (посування лав по підняттю); складній гіпсометрії пласта і наявності геологічних порушень, з напрямом близьким до падіння пласта, між якими і розташовуються стовпи.

БЛОКОВИЙ СПОСІБ ПІДГОТОВКИ застосовується при розмірах шахтного поля по простяганню більше 8 км, при розробці вельми газоносних пластів і при великій виробничій потужності шахти. Блок – це частина шахтного поля, розкрита з поверхні як мінімум двома блоковими стволами - повітряподючим і повітрявідвідним. Вони призначені для забезпечення незалежного (секційного) провітрювання виробок блоку, а також для спуску і підйому людей, матеріалів і устаткування.

ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ. Виходячи із гірничо-геологічних умов залягання пластів вугілля і враховуючи виробничу потужність шахти приймаємо спосіб підготовки шахтного поля _____, наводимо умови його застосування.

3 СИСТЕМА РОЗРОБКИ ТА ЇЇ ПАРАМЕТРИ

3.1 Вибір системи розробки

На сучасних шахтах широко застосовуються стовпові системи розробки довгими стовпами по простяганню, підняттю або падінню пласта. Вона створює хороші умови для ефективного застосування сучасних виїмкових комплексів, дозволяє зробити детальну розвідку пласта в межах виїмкової поля лави, створює сприятливі умови для роботи дільничного транспорту.

Якщо при стовповій системі розробки підготовчу виробку не будуть повторно використовувати при відпрацюванні нижче розташованого виїмкового поля, то при веденні очисних робіт вона, як правило, погашається слідом за посування лави.

Якщо виробка буде використовуватися повторно, то її охорона здійснюється ціликами вугілля, бутовою смугою, литою смугою (ш/у «Покровське»), тумбами ШЗБТ.

Якщо передбачається зведення бутової смуги, то її ширину можна визначити за формулою

$$b = \frac{k}{m} \cdot (1 + h) \cdot l_0, \text{ м} \quad (3.1)$$

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 навколоштрекових ціликів, що залишаються для охорони підготовчих виробок від впливу очисних робіт визначаються

$$e_y = 0,04 \cdot m \cdot H + 6, \text{ м} \quad (3.2)$$

або

$$e_y = (1,8 + 1,1 \cdot m) \cdot \sqrt[4]{H}, \text{ м} \quad (3.3)$$

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 лави;
- підготовка стовпа до виймання – індивідуальна пластова;
- підтримка підготовчих виробок - безремонтна;
- охоронні цілики, бутові смуги – відсутні;
- конвеєрний і вентиляційний штреки погашаються за посуванням лави.

3.2 Довжина виїмкового поля і час його відпрацювання

Для нових шахт довжину виїмкового поля лави слід приймати не менше 1000 – 1500 м з таким розрахунком, щоб відпрацювання стовпа (виїмкового поля) велося не менше одного року.

Із зростанням швидкості посування лави істотно збільшується і розмір виїмкового поля. У такому випадку необхідна довжина виїмкового поля (стовпа) лави визначиться за формулою

$$l_{\text{пол}} = N_p \cdot n_y \cdot r \cdot t_{\text{пол}} \cdot k_y, \text{ м} \quad (3.4)$$

де $t_{\text{пол}}$ – час на відпрацювання виїмкового поля, рік.

В реальних умовах діючої шахти довжина виїмкового поля (стовпа) визначається «Планом гірничих виробок по пласту...», а в курсовому проекті - із графічних побудов. В такому розі час на відпрацювання виїмкового поля визначається за формулою

$$t_{\text{пол}} = \frac{l_{\text{пол}}}{N_p \cdot (n_y + n_{y.p}) \cdot r \cdot K_y}, \text{ рік} \quad (3.5)$$

де $l_{пол}$ - довжина виїмкового поля (стовпа), м; (див. рис. 2.1-2.3)

N_p - чисельність робочих діб на рік, *шт.*; ($N_p=300$)

$n_{ц}$, $n_{ц,р}$ - чисельність циклів по вийманню вугілля за добу у видобувні і ремонтно-підготовчу зміни відповідно, *шт.*; (розділ. 6.4)

r - ширина захвату виконавчого органу комбайна, м; (розділи 4.2; 4.3)

K_y - коефіцієнт гірничо-геологічних умов. (див. формулу 1.10)

3.3 Довжина лави

Довжина лави залежить від гірничо-геологічних і гірничотехнічних факторів, основними з яких є такі: геологічні порушення в заляганні пластів, метанообільність пластів, технологія і організація очисних робіт (робоча швидкість подачі комбайна та втрати робочого часу на допоміжні процеси), технічно можлива довжина механізованого комплексу (визначається можливою довжиною конвеєра лави). Оцінка перерахованих факторів повинна бути комплексною, а остаточно прийнята проектом довжина лави - оптимальною.

3.3.1 Визначення довжини лави по технологічному фактору

При однобічній роботі комбайна (розділ 4.3) раціональна довжина лави по технологічному фактору, може бути визначена за формулою

$$l_T = \frac{[(T_{зм} - t_{п.з.}) \cdot n_{зм} - t_{ко} \cdot n_{ц}] \cdot K_z}{\left(\frac{1}{V_p} + \frac{1}{V_m} + t_z \cdot m \cdot r \cdot Z + t_g \right) \cdot n_{ц}} + l_{ни}, \text{ м} \quad (3.6)$$

При човниковій роботі комбайна (розділ 4.3) раціональна довжина лави по технологічному фактору, може бути визначена за формулою

$$l_T = \frac{[(T_{зм} - t_{п.з.}) \cdot n_{зм} - t_{ко} \cdot n_{ц}] \cdot K_z}{\left(\frac{1}{V_p} + t_g \right) \cdot n_{ц}} + l_{ни}, \text{ м} \quad (3.7)$$

де $T_{зм}$ - тривалість зміни, *хв.*; ($T_{зм}=360$ хв.)

$t_{п.з.}$ - підготовчо-заклучні операції, *хв.*; ($t_{п.з.}=15-35$ хв.; розділи 6.1; 6.3)

$n_{зм}$ - чисельність змін по вийманню вугілля на добу, *шт.*; ($n_{зм}=3$ шт.)

$n_{ц}$ - чисельність циклів за добу у видобувні зміни, *шт.*; (розділ 6.4)

$t_{к.о.}$ - час на кінцеві операції, *хв.*; ($t_{к.о.}=20-30$ *хв.*; формула 6.5)

K_z - коефіцієнт готовності комбайна; (табл. 6.1)

V_p - реальна швидкість подачі комбайна, *м/хв.*; (розділ. 6.1)

V_m - маневрова швидкість подачі комбайна, *м/хв.*; (макс. із табл. 4.2)

t_3 - час на зміну одного зубка, хв.; ($t_3=0,8\text{хв.}$)

m - середня виймальна потужність пласта, м;

r - ширина захвату виконавчих органів комбайна, м; (розділ. 4.3)

Z - витрати зубків на 1 м³ відбитого вугілля, шт./м³; ($Z=0,1\text{шт./м}^3$)

t_e - питомі витрати часу на допоміжні операції, хв/м; (розділ. 6.3)

$l_{ни}$ - загальна довжина ніш (розділ 4.4), м.

Довжина лави, розрахована за технологічним фактором, має не «вирішальний голос» при прийнятті проектної довжини лави (див. табл. 3.1), а «дорадчий голос». Проектна довжина лави повинна бути, по можливості, якомога ближчою до розрахованої за технологічним фактором, у цьому випадку будуть досягнуті найбільш високі техніко-економічні показники роботи лави.

3.3.2 Визначення довжини лави по газовому фактору

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

$$l_z = \frac{864 \cdot V_{\max} \cdot S_{оч.\min} \cdot C}{n_y \cdot r \cdot m_{\min} \cdot \gamma_e \cdot q_{оч} \cdot K_n}, \text{ м} \quad (3.8)$$

де V_{\max} – максимально допустима ПБ швидкість струменю повітря в лаві, м/с; (в проектах $V_{\max}=4$ м/с)

$S_{оч.\min}$ - мінімальний пропускний переріз для повітря в лаві, м²; (табл. 4.1)

C – допустима ПБ концентрація газу метану у вихідному із лави струмені, %; ($C=1\%$)

m_{\min} - мінімальна потужність пласта в межах виїмкового поля, м; (див. завдання на курсове проектування)

γ_e - щільність вугілля, т/м³; (див. завдання)

$q_{оч}$ - відносна метановість очисної виробки, м³/т; (див. завдання)

K_n - коефіцієнт нерівномірності метановиділення; (табл. 7.2).

Якщо виявиться, що $l_{оч} \geq l_r$ (табл. 3.1), то виникає необхідність застосування дегазації на дільниці. Коефіцієнт дегазації приймається в межах $K_d=0,2-0,8$.

З урахуванням коефіцієнта дегазації, відносна метановість лави буде становити

$$q_d = q_{оч} \cdot (1 - K_d), \text{ м}^3/\text{т} \quad (3.9)$$

де K_d - коефіцієнт дегазації.

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

$$l_z = \frac{864 \cdot V_{\max} \cdot S_{\text{оч. min}} \cdot C}{n_y \cdot r \cdot m_{\min} \cdot \gamma_e \cdot q_d \cdot K_n}, \text{ м} \quad (3.10)$$

де q_d – відносна метановість лави після дегазації, $\text{м}^3/\text{т}$.

Перевищення довжини лави, розрахованої по газовому фактору, ні в якому разі не можна допускати (табл. 3.1).

3.3.3 Прийнята проектом довжина лави

По результатам виконання розділу 3.3 будуємо таблицю 3.1 і на підставі її аналізу остаточно приймаємо довжину лави і при цьому враховуємо те, що дотримання вимог гірничо-геологічного фактору є обов'язковим.

Таблиця 3.1 - Визначення проектної довжини лави

Показники	Одиниця виміру	Значення
Рациональна довжина лави по технологічному фактору (l_T)	м	$\approx 253,7$
Допустима довжина лави, в залежності від газового фактору (l_T)	м	$\leq 269,3$
Допустима довжина лави, в залежності від гірничо-геологічного фактору ($l_{г.г}$ - див. завдання)	м	≤ 240
Максимальна довжина механізованого комплексу по фактору скребкового конвеєра лави (l_K - табл. 4.3)	м	≤ 250
Остаточно прийнята проектом довжина лави ($l_{\text{оч}}$)	м	240

ПРИМІТКА. Таблиця 3.1 заповнена для прикладу

Прийнята проектом довжина лави (очисного вибою) повинна задовольняти наступним вимогам

$$l_{\text{оч}} \approx l_m, \text{ м} \quad (3.11)$$

$$l_{\text{оч}} \leq l_z, \text{ м} \quad (3.12)$$

$$l_{\text{оч}} \leq l_{z.z}, \text{ м} \quad (3.13)$$

$$l_{\text{оч}} \leq l_K, \text{ м} \quad (3.14)$$

4 ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА ОЧИСНИХ РОБІТ

4.1 Обґрунтування вибору виду технологічної схеми

При виконанні цього розділу необхідно розглянути і порівняти існуючі технологічні схеми виїмки вугілля на тонких і середньої потужності пластах пологого падіння. Особливу увагу слід приділити технології з використанням механізованих комплексів і вузькозахватних комбайнів. Необхідно пам'ятати, що в даній методичній розробці розглядається саме ця технологія.

Одним з основних напрямів удосконалення технології та підвищення ефективності роботи є впровадження типових технічних рішень, що є досить складним завданням у зв'язку з різноманіттям і непостійністю гірничо-геологічних умов і постійним переміщенням місця виїмки вугілля - лави.

Найбільше застосування зараз мають технологічні схеми з механізованим кріпленням і вузькозахватними комбайнами та безнішовою виїмкою вугілля на кінцях лави. При цьому основний спосіб управління покрівлею - повне обвалення. Кріплення сполучень з прилеглими виробками - механізоване, воно вдало поєднуються з механізованим кріпленнями очисних вибійів.

Аналіз необхідно закінчити вказівкою на прийнятий до проектування вид технологічної схеми ведення очисних робіт.

ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ. Виходячи з гірничо-геологічних умов на ділянці і враховуючи все вищевикладене, до проектування приймаємо технологічну схему очисних робіт з використанням механізованого кріплення і вузькозахватного очисного комбайну.

4.2 Обґрунтування вибору механізованого кріплення

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 виробках. Комплексна механізація очисних робіт досягається застосуванням насамперед механізованого гідрофікованого кріплення. При виборі цього кріплення необхідно орієнтуватися на гірничо-геологічні умови його застосування.

У процесі виконання цього розділу необхідно:

- проаналізувати типи механізованого кріплення, що ймовірно можуть бути застосованими в заданих гірничо-геологічних умовах;
- навести порівняльну таблицю гірничо-геологічних умов застосування та технічних характеристик типів механізованого кріплення;
- вказати на механізоване кріплення, що передбачається до застосування даним проектом.

Таблиця 4.1 – Умови застосування та технічна характеристика кріплення

Показники		Одиниця виміру	Значення		
			ДМ	2КД90	1КДД
Система розробки		-	стовпова		
Потужності пластів		м	0,85-1,5	1,1-1,5	1-1,6
Кути падіння пластів при посуванні лави по	простяганню	градус	≤ 35	≤ 35	≤ 35
	падінню		≤ 10	≤ 10	≤ 10
	підняття		≤ 10	≤ 10	≤ 10
Характеристика покрівлі	безпосередньої	-	середньостійка		
	основної		середньокерована		
Довжина лави (табл. 4,3)		м	≤ 300	≤ 300	≤ 300
Пропускний переріз для повітря в лаві		м ²	1,8-3	2.1-2.8	2.4-3,1
Опір кріплення на 1м ² покрівлі		т/м ²	38,5-50,5	51,4-55,4	45-52
Опір кріплення на 1 м по лаві		т/м	147-187	199-215	173-206
Робочий опір стійки		т	150	80,5	160
Робочий опір секції		т	220-280	299-322	260-310
Коефіцієнт затяжки покрівлі		-	0,9	0,91	0,9
Крок пересування секцій (ширина захвату)		м	0,63; 0,7	0,63; 0,8	0,63
Крок розташування секцій		м	1,5	1,5	1,5
Кількість стійок	передніх	шт.	-	2	-
	задніх		2	2	2
Габарити секції кріплення:		-	-	-	-
– мінімальна-максимальна висота		м	0,61-1,5	0,71-1,42	0,74-1,6
– ширина по перекриттю		м	1,44	1,42	1,41
– довжина по перекриттю		м	3,3	3,545	3,44
– довжина по перекриттю до задніх стійок		м	2,6	3,325	2,45
– довжина консолі		м	2,6	2,018	2,45
– відстань між передніми-задніми стійками		м	-	1,307	-

ПРИМІТКА. Таблицю потрібно корегувати під свій тип механізованого кріплення.

ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ. Проаналізувавши можливі варіанти остаточно проектом приймаємо:

- механізоване кріплення очисного вибою – 2КД90;
- напрямок посування лави – по простяганню пласта; (див. розділ 3.1)
- ширину захвату – 0,63 м (розділ 4.3)

ПРИМІТКА. Значення проставлені для зразка.

4.3 Обґрунтування вибору очисного комбайна та схеми його роботи в лаві

Виконуючи цей розділ, бажано зробити порівняльний аналіз різних типів очисних комбайнів (різних типорозмірів одного і того ж комбайну), що ймовірно можуть застосовуватися в даних умовах. Робити це слід виходячи із гірничо-геологічних умов (див. завдання), враховуючи вже прийнятий тип механізованого кріплення (див. розділ 4.2), орієнтуючись на високопродуктивну роботу лави і можливу роботу без ніш на її кінцевих ділянках. Далі слід вказати на тип остаточно вибраного очисного комбайну, вказати на причину цього вибору. Технічні характеристики комбайнів наводяться в порівняльній таблиці 4.2,

Таблиця 4.2 - Технічні характеристики очисних комбайнів

Показники	Одиниця виміру	Значення		
		1К101УД	УКН400	РКУ10
Потужності пластів, що обслуговуються	м	0,95-1,35	0,85-1,5	1,1-1,93
Тип виконавчого органу	-	шнек	шнек	шнек
Кількість виконавчих органів	шт.	2	2	2
Ширина захвату	м	0,63; 0,8	0,7	0,63; 0,8
Потужність приводу різання	кВт	180	360	200
Кількість електродвигунів	шт.	1	2	1
Швидкість подачі комбайна	м/хв.	≤ 5	≤ 12	$\leq 5(10)$
Система подачі комбайна	-	ВСП	БСП	БСП

ПРИМІТКА: Таблиця заповнена для прикладу.

Якщо технічною характеристикою комбайна передбачається декілька стандартних захватів його виконавчих органів ($r = 0,63$ м; $r = 0,7$ м; $r = 0,8$ м), то необхідно вказати на захват, що передбачається даним проектом до застосування. Ширину захвату необхідно пов'язати з кроком пересування механізованого кріплення (див. розділи 4.2;).

Особливістю флангової виїмки є неможливість виїмання вугілля очисним комбайном по всій довжині лави одночасно і, в зв'язку з цим, виникає необхідність підготовки обладнання під виїмку чергової смуги (циклічність виїмки). Вузькозахватні комбайни можуть працювати по однобічній схемі з холостим перегonom у вихідне положення і по човниковій схемі з виїмкою вугілля в обох напрямках. Кожна з цих схем має свої переваги і недоліки. Човникова схема роботи очисного комбайну є більш продуктивною, але при зворотному ході комбайну робітники очисного вибою знаходяться в інтенсивному пиловому потоці. Пов'язуючи схему роботи комбайна з організацією робіт у лаві (розділи 6.3; 6.4), необхідно також пам'ятати, що при однобічній схемі збільшується час роботи комбайна з виїмки однієї смуги вугілля (цикл виїмки тут – це час на робочий хід плюс час на холостий хід).

Для підвищення ефективності виїмки вугілля при інтенсивному віджиманні вугілля опорним тиском, хибній покрівлі, різкій зміні кута падіння пласта на окремих ділянках лави і в інших несприятливих умовах слід розглядати доцільність переходу на однобічну виїмку. Інтенсивність віджиму вугілля зростає зі збільшенням потужності пласта, тому при потужності пласта понад 1,5м, розглядається доцільність застосування однобічної схема роботи комбайна в лаві.

ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ. Проаналізувавши можливі варіанти, з урахуванням складної гіпсометрії пласта, проектом остаточно приймаємо:

- вузькозахватний очисний комбайн – 1К101УД;
- ширину захвату виконавчого органу комбайна – 0,63 м;
- схему роботи комбайна в лаві – човникову (див. розділи 3.3.1; 6.3).

ПРИМІТКА: значення проставлені для зразка.

4.4 Самозарубка комбайна в пласт і підготовка ніш

Найбільшу питому вагу в загальній трудомісткості кінцевих операцій становить підготовка ніш вручну, яка здійснюється за допомогою відбійних молотків або буровибухових робіт при ручному навалюванні вугілля на конвеєр.

Інші недоліки підготовки ніш [6, с.142]:

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

Зменшити розміри ніш або повністю позбутися їх дозволяють такі заходи: використання конвеєрів із короткими або плосковерхими приводними головками; винесення приводних головок конвеєру лави у підготовчі виробки, що примикають до лави; використання самозарубання комбайну в пласт.

Самозарубка комбайна в пласт буває фронтальною або косими заїздами. Застосування здатних до самозарубання комбайнів з рознесеними по кінцям корпусу комбайна шнеками (1К101УД, УКД200, УКД300, РКУ10; РКУ13, КД500, тощо) дозволяє повністю позбутися від необхідності підготовки ніш. При однобічному розміщенні виконавчих органів, самозарубання комбайну на обох кінцях лави може застосовуватися у разі використання двох комбайнів з протилежним розташуванням виконавчих органів (застаріла схема).

У процесі виконання цього розділу необхідно вказати на: наявність або відсутність ніш; розміри, та механізацію проведення ніш (при їх наявності); прийняту схему самозарубання та описати її і надати пояснюючу схему.

ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ 1. Враховуючи все вищевикладене проектом приймаємо:

- безнішову технологію виїмки вугілля на кінцевих ділянках лави;
- винесення приводних головок вибійного конвеєра в штреки;
- самозарубання комбайна ІК101УД в пласт способом «косих заїздів» біля конвеєрного і вентиляційного штреків.

ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ 2. Враховуючи все вищевикладене проектом приймаємо:

- ніша біля вентиляційного штреку довжиною 4,5 м і глибиною 1,6 м (на 2 захвати виконавчого органу комбайна);
- механізація проведення ніші - відбійний молоток М05ПМ;
- винесення приводної головки вибійного конвеєра на конвеєрний штрек;
- самозарубання комбайна ІК101УД способом «косих заїздів» біля конвеєрного штреку;
- ніша біля конвеєрного штреку - відсутня.

4.5 Обґрунтування вибору засобів транспортування вугілля

Засоби транспортування вугілля вибираються тільки для меж видобувної ділянки. Продуктивність кожної складової транспортного ланцюга не повинна стримувати роботу очисного комбайна і повинна бути не нижче теоретичної продуктивності очисного комбайна (формула 6.4) . Загальна довжина цього транспортного ланцюга повинна бути не менше максимальної довжини конвеєрної виробки (виїмкового поля) лави. (див. формули 3.4; 3.5)

Скребковий конвеєр для доставки вугілля по лаві вибирають з урахуванням довжини лави (табл. 3.1), типу механізованого кріплення (розділ 4.2) та продуктивності очисного комбайна (формула 6.4). При цьому необхідно прагнути до створення сприятливих умов для роботи без ніш.

Одним з найбільш вузьких місць в транспортному ланцюзі є вузол перевантаження вугілля з конвеєра лави на конвеєр штреку (хідника). Вузол сполучення лави з конвеєрною виробкою бажано обладнати пересувним скребковим перевантажувачем, що перевантажує вугілля з конвеєра лави безпосередньо на стрічковий телескопічний конвеєр. Трудомісткість робіт з транспортним конвеєрним ланцюгом під лавою при цьому зменшується в 3-4 рази. Цей вузол повинен також забезпечувати швидке і нетрудомістке пересування всіх засобів механізації на сполученні лави з прилеглою виробкою слідом за посування лави.

Таблиця 4.3 - Технічні характеристики і логіка вибору транспортного обладнання

Показники	Одиниця виміру	Значення			
		СП26У	ПТК800	1ЛТ800К	1Л800УК
Довжина конвеєра максимальна	м	250	56	750	750
Довжина лави та конвеєрної виробки	м	240	1500		
Довжина конвеєра по проекту	м	240	56	722	722
Продуктивність конвеєра	т/хв.	7,6	13,33	8,58	8,58
Теоретична продуктивність комбайна	т/хв.	5,75			
Швидкість руху ланцюга (стрічки)	м/с	1	1,12	2,5	2,5
Телескопічність максимальна	м	-	-	30	-
Кут нахилу максимальний	градус	35	35	-10...+10	-3...+10

ПРИМІТКА: Таблиця заповнена для прикладу.

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

- конвеєр скребковий для транспортування вугілля по лаві – СП26У;
- перевантажувач скребковий під лавою – ПТК800;
- стрічкові конвеєри для транспортування вугілля по всій довжині конвеєрної виробки - 1ЛТ800К, 1Л800УК.

4.6 Вибір допоміжного обладнання

Основні робочі процеси в очисному вибії (виймання вугілля комбайном, пересування секцій механізованого кріплення, пересування скребкового конвеєра лави) забезпечують посування лави, відповідно і видобуток вугілля.

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

Основним джерелом утворення вугільного пилу на вугільних шахтах є очисні комбайни. Ефективне пилоподавлення досягається тільки за умов застосування комплексу засобів і заходів: ефективного провітрювання лави; попереднього зволоження вугільних пластів; зрошення при роботі виїмкових машин. Особливого значення ці заходи набувають при відпрацюванні пластів небезпечних по вибухам вугільного пилу.

При роботі очисного комбайна, що переміщається по рамі скребкового конвеєра лави, запобіжна лебідка (ЗЛП) або інші рівноцінні пристрої повинні застосовуватися на пластах з кутами падіння (нахилу лави) 9° і вище (ПБ).

Для доставки матеріалів і обладнання в лаву по конвеєрній виробці доцільно застосовувати монорейкову дорогу, а по вентиляційній виробці - дорогу канатну надгрунтову (ДКН), але можливі й інші варіанти. Прийняте рішення має бути оптимальним для гірничотехнічних умов видобувної ділянки.

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

Видалення кріплення з виробок, що погашаються, є складною і небезпечною роботою, оскільки вона пов'язана з можливістю раптового обвалення порід. Тому ПБ допускають видалення кріплення тільки механізованим способом, з безпечної відстані і в присутності осіб технічного нагляду.

Гірничотехнічні умови проектів різноманітні, тому й допоміжне обладнання повинно прийматися з їх урахуванням.

Виходячи з вищевикладеного проектом приймаємо допоміжне обладнання і відображає його в таблиці 4.4.

4.7 Опис технології очисних робіт на видобувній ділянці

Проектна технологічна схема очисних робіт - це опис і графічне відображення параметрів очисної виїмки, способів і засобів виконання робочих процесів у взаємному зв'язку їх за часом і в просторі. Обладнання, передбачене проектною технологічною схемою, зводимо в таблицю 4.4 та відображаємо в графічній частині даного курсового проекту.

Далі необхідно описати технологію виймання вугілля в лаві за один цикл. Особливу увагу необхідно звернути на: систему розробки (див. розділ. 3.1); напрямок посування лави (див. розділ. 3.1; 4.2); схему роботи комбайна в лаві та ширину захвату його виконавчих органів (див. розділ. 4.3); самозарубання комбайна в пласт або підготовку ніш (розділ. 4.4).

ПРИКЛАД. В складі механізованого очисного комплексу 2МКД90 (свою назву механізований комплекс бере від назви механізованого кріплення) схема роботи комбайна 1К101УД прийнята човникова. У вихідному положенні очисний комбайн, знаходячись на початку лави біля конвеєрної виробки, способом «косих заїздів» заводиться в пласт (виконує самозарубання), далі пересувається привод конвеєра лави одночасно з механізованим кріпленням сполучення. Після цього скребковий конвеєр присунутий до вибою вже по усій довжині лави, а секції механізованого кріплення своєю основою віддалені від конвеєра на ширину захвату комбайна (0,63м), консолі верхняків відстають від вибою на 0,3 м (технологічний зазор).

Слідом за виїмкою смуги вугілля комбайном на ширину захвату (0,63м), з відставанням від нього не більше ніж на 1-2 секції механізованого кріплення (3м по ПБ), виконується пересування секцій механізованого кріплення.

Таблиця 4.4 - Проектна технологічна схема

Показники	Обладнання		Обґрунтування, розділ
	Тип	Кількість, шт.	
Комплекс очисний механізований	2МКД90	1	4.2
Кріплення механізоване	2КД90	156	4.2; 5.4
Кінцеві секції механізованого кріплення	2КК	4	
Кріплення сполучення механізоване	УКС	2	5.4
Комбайн очисний вузькозахватний	1К101УД	1	4.3
Конвеєр скребковий очисного вибою	СП26У	1	4.5
Перевантажувач скребковий під лавою	ПТК800	1	4.5
Конвеєр стрічковий телескопічний	1ЛТ800К	1	4.5
Конвеєр стрічковий	1Л800УК	1	4.5
Монорейкова дорога для доставки матеріалів і обладнання по конвеєрній виробці	6 ДМКУ	1	4.6
Канатна надґрунтова дорога для доставки матеріалів і обладнання по вентиляційній виробці	ДКН1	1	4.6
Лебідка запобіжна	ЗЛП	1	4.6
Лебідка для погашення і видалення кріплення в прилеглих виробках	ЛПК-10Б	2	4.6
Станція насосна для живлення гідросистем механізованого кріплення в очисному вибїї	СНД200/32	1	4.6
Насосна установка зрошувального обладнання ТКО-СО	АЦНС13	1	4.6
Установка для буріння зволожуючих свердловин по пласту вугілля	СБГ-1М	1	4.6
Установка для нагнітання води в пласт вугілля по свердловинам	2 УГНМ	1	4.6

ПРИМІТКА: Таблиця заповнена для прикладу.

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

По закінченні виймання смуги вугілля на всю довжину лави, усе повторюється знову (циклічність виконання виробничих процесів). Далі можна починати виймання вугілля у зворотному напрямку.

5 КРІПЛЕННЯ І УПРАВЛІННЯ ПОКРІВЛЕЮ В ЛАВІ

5.1 Вибір способу управління покрівлею в лаві

Практично 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 або дорівнював йому (мінімальний крок обвалення) - це запобігає перевантаженню кріплення і його деформаціям. (див. рис. 5.1-5.3).

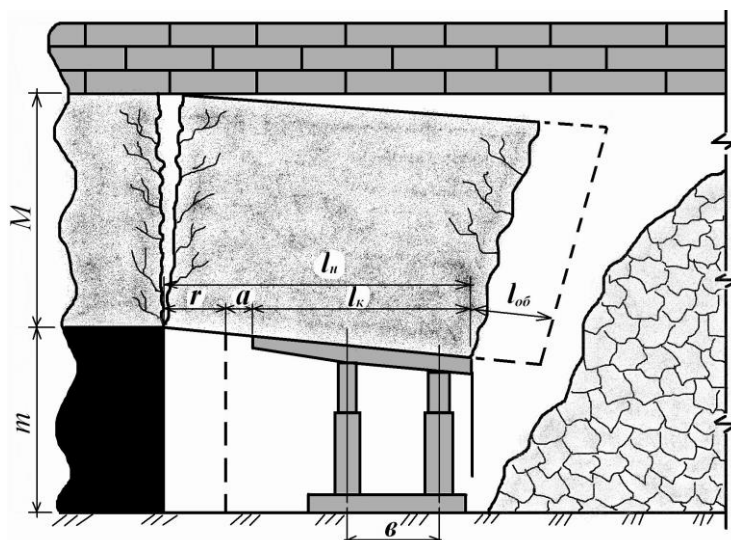


Рис. 5.1 – Схема до розрахунку навантаження на механізоване кріплення підтримувального типу (з двома рядами стійок).

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

$$l_{об} = \sqrt{\frac{\sigma_{из} \cdot M}{3 \cdot \gamma_n}}, \text{ м} \quad (5.1)$$

де $\sigma_{из}$ - межа міцності порід на згин, МПа; (див. табл. 5.1)

M – потужність порід безпосередньої покровлі, м; (див. завдання)

γ_n - щільність порід безпосередньої покровлі, т/м³ (див. завдання).

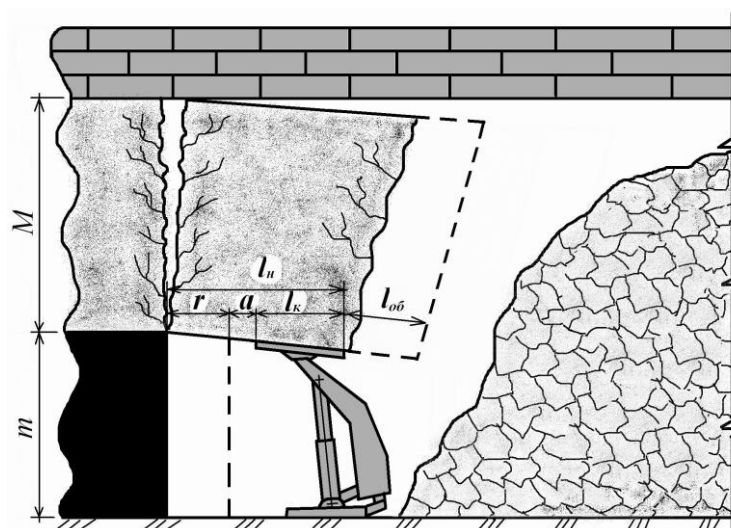
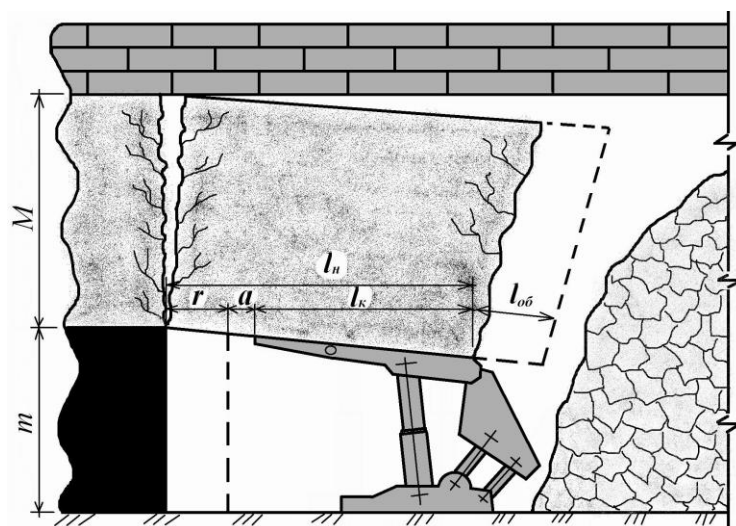


Рис. 5.2 - Схема до розрахунку навантаження на механізоване кріплення огорожувально-підтримувального типу (з одним рядом стійок).

Таблиця 5.1 - Межі міцності порід безпосередньої покровлі на згин ($\sigma_{из}$)

Показники	Одиниця виміру	Значення, $\sigma_{из}$
Глиняний сланець	МПа	4-5
Піщано-глиняний сланець (алевроліт)	МПа	5-6
Піщаний сланець	МПа	6-7
Пісковик	МПа	10-11

Рис. 5.3 - Схема до розрахунку навантаження на механізоване кріплення підтримувально-огороджувального типу (з одним рядом стійок – ДМ, ІКДД та інші)



ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ. Враховуючи вищевикладене, у відповідності до гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов, з урахуванням результатів обчислень проектом остаточно приймаємо:

- спосіб управління покрівлею - повне обвалення;
- максимальний крок обвалення порід покрівлі - 2,45 м; (формула 5.1)
- мінімальний крок обвалення порід покрівлі – 0.63 м (див. розділ 4.2; 4.3)

ПРИМІТКА. Значення проставлені для зразка.

5.2 Перевірочний розрахунок механізованого кріплення по опору навантаженню з боку порід покрівлі

Навантаження на кріплення, як правило, в режимі сталого руху лави, створюється пачкою порід безпосередньої покрівлі, що відокремилася від решти масиву. В цьому випадку, максимальне навантаження (тиск) на 1 м² підтримуваної покрівлі визначиться

$$Q = M \cdot \gamma_n, \text{ т/м}^2 \quad (5.2)$$

де M – потужність порід безпосередньої покрівлі, м;

γ_n - щільність порід безпосередньої покрівлі, т/м³.

Відстань від грудей вибою до лінії обвалення порід безпосередньої покрівлі без урахування і з урахуванням консолі завантаження (рис. 5.1-5.3) визначиться

$$l_n = r + a + l_k, \text{ м} \quad (5.3)$$

$$l_{нк} = l_n + l_{об}, \text{ м} \quad (5.4)$$

де r - ширина захвату виконавчого органу комбайна, м; (розділ 4.2; 4.3)

a - технологічний зазор, м; (для сучасних секцій - 0,3м)

l_k - довжина механізованого кріплення по перекриттю, м; (див. табл. 4.1)

$l_{об}$ - максимальний крок обвалення порід покрівлі, м (см. розділ 5.1)

Навантаження на 1 м по довжині лави, з урахуванням консолі зависання, обчислюємо за формулою

$$R = \frac{Q \cdot (3 \cdot l_n^2 + 8 \cdot l_n \cdot l_{об} + 6 \cdot l_{об}^2)}{8 \cdot l_n}, \text{ т/м} \quad (5.5)$$

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 стійок, навантаження на передню і задню стійки обчислюємо за формулами відповідно (див. рис. 5.1)</p> $R_1 = \frac{Q \cdot l_{нк}^2 \cdot (l_n - e) \cdot a_m}{2 \cdot [(l_n - e)^2 + l_n^2] \cdot n_{сп}}, \text{ т} \quad (5.6)$ $R_2 = \frac{Q \cdot l_{нк}^2 \cdot l_n \cdot a_m}{2 \cdot [(l_n - e)^2 + l_n^2] \cdot n_{сз}}, \text{ т} \quad (5.7)$
2й варіант	{	<p>Для секцій механізованого кріплення з одним рядом стійок, навантаження на стійку визначиться за формулою (див. рис. 5.2-5.3)</p> $R_1 = \frac{Q \cdot l_{нк}^2 \cdot a_m}{2 \cdot l_n \cdot n_c} =, \text{ т} \quad (5.6)$ <p>де e - відстань між передніми і задніми стійками секції механізованого кріплення, м; (див. табл. 4.1)</p> <p>a_m - крок розташування секцій механізованого кріплення по довжині лави, м; (див. табл. 4.1)</p> <p>$n_{сп}$ - кількість передніх стійок секції механізованого кріплення, шт.; (див. табл.4.1)</p> <p>$n_{сз}$ - кількість задніх стійок секції механізованого кріплення, шт.; (див. табл.4.1)</p>

n_c - кількість стійок секції механізованого кріплення , *шт.*
(табл.4.1)

Механізоване кріплення зможе витримати навантаження з боку порід покрівлі в режимі сталого просування лави, якщо виконуються умови

$$Q_{mex} \geq Q, \text{ т/м}^2 \quad (5.7)$$

$$R_{mex} \geq R, \text{ т/м} \quad (5.8)$$

$$R_{1mex} \geq R_1, \text{ т} \quad (5.9)$$

$$R_{2mex} \geq R_2, \text{ т} \quad (5.10)$$

де Q_{mex} - опір кріплення на 1 м^2 підтримуваної покрівлі, т/м^2 ; (табл. 4.1)

R_{mex} - опір кріплення на 1 м довжини лави, т/м ; (див. табл. 4.1)

R_{1mex}, R_{2mex} - робочий опір передньої і задньої стійок механізованого кріплення, т (див. табл. 4.1)

Необхідну кількість секцій механізованого кріплення на прийняту проектом довжину лави визначимо за формулою

$$n_{ск} = \frac{l_{оч}}{a_m}, \text{ шт.} \quad (5.11)$$

де $l_{оч}$ – прийнята проектом довжина лави, м ; (див. табл. 3.1)

a_m – крок розташування секцій по довжині лави, м (див. табл. 4.1)

Проектом приймаємо ціле число секцій в лаві в бік зменшення їх кількості на випадок зменшення довжини лави під час її експлуатації.

5.3 Перевірочний розрахунок механізованого кріплення на відповідність виїмковій потужності пласта

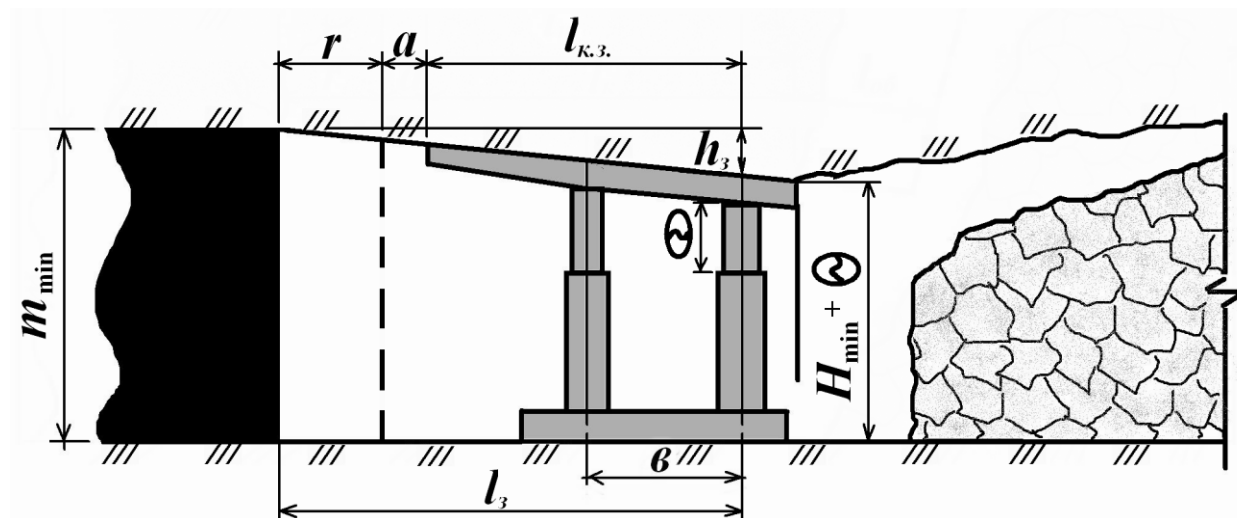
Висока техніко-економічна ефективність експлуатації механізованого кріплення досягається тільки при повній відповідності його типорозміру гірничо-геологічним умовам експлуатації. Тому прийнятий проектом тип механізованого кріплення перевіряємо на відповідність виїмальній потужності пласта.

Метою перевірки є встановити, чи не будуть секції механізованого кріплення затиснуті на «жорстко», коли потужність пласта досягне свого мінімального значення в межах виїмкової поля лави і чи секції механізованого кріплення не втратять контакт з породами покрівлі, коли потужність пласта досягне свого максимального значення в межах виїмкового поля лави.

Таблиця 5.2 – Класифікація порід безпосередньої покрівлі.

Клас порід покрівлі	Характеристика порід по обвалюванню	Тимчасовий опір порід руйнуванню, кгс/см ²	α_{np}	Мінералогічна характеристика порід
I	Дуже легко обвалювані	До 200	0,04	Хибна покрівля та підшва. Вуглисті та вуглисто-глинисті сланці підшви «кучерявої» текстури. Пухкі вапняні сланці. Глинисті сланці підшви «кучерявої» текстури. Глинисті сланці хибної покрівлі.
		200-300		Вуглисто-глинисті сланці. Глинисті сланці шаруватої текстури. Піщані сланці і пісковики ґрунту з глинистим цементом «кучерявої» текстури.
		300-400		Глинисті сланці. Пісковики шаруватої текстури з карбонат-глинистим, кварцево-глинистим і глинистим цементом.
II	Середньої обвалюваності (схильні до руйнування)	400-800	0,025	Глинисті сланці. Піщані сланці і пісковики шаруватої текстури з карбонатним, глинисто-кварцовим і глинисто-карбонатним цементом.
		800-1000		Глинисті сланці. Піщані сланці, пісковики, вапняки з кварцовим, карбонатно-кварцовим і кварцево-карбонатним цементом, іноді масивної текстури.
III	Важко обвалювані	Більш 1000	0,015	Піщані сланці, пісковики, вапняки з карбонатно-кварцовим, кварцево-карбонатним і кварцовим цементом, часто масивної текстури.

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

Рис. 5.5 – Схема до визначення H_{min} для секцій кріплення з двома рядами стійок.

Відстань від грудей очисного вибою до заднього ряду стійок механізованого кріплення, при найбільшому їх віддаленні, обчислюємо по формулі (рис. 5.5; 5.7)

$$l_3 = r + a + l_{кз}, \text{ м} \quad (5.12)$$

де $l_{кз}$ - довжина секції механізованого кріплення по перекриттю до заднього ряду стійок, м (див. табл. 4.1)

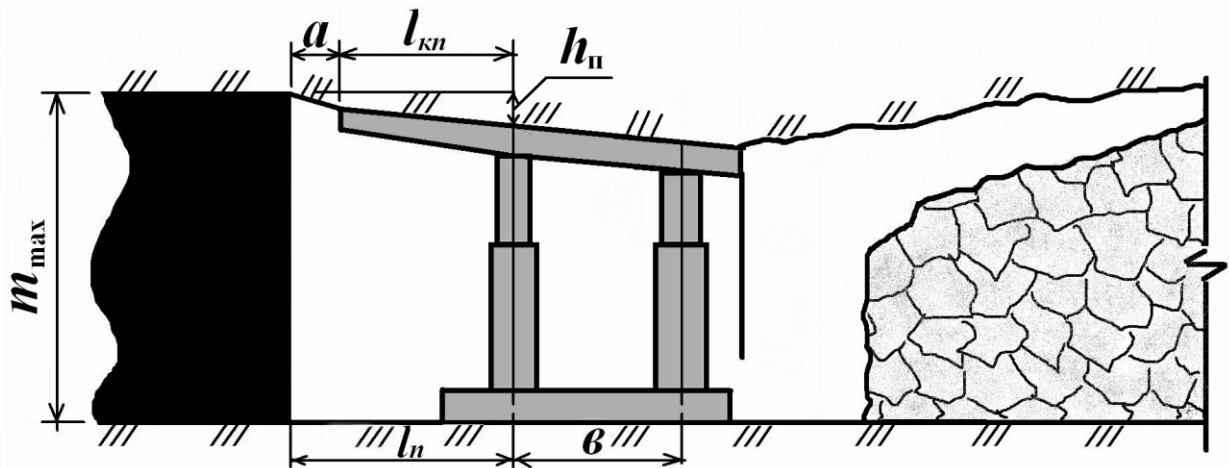


Рис. 5.6 – Схема до визначення H_{\max} для секцій кріплення з двома рядами стійок.

Відстань від грудей вибою до переднього ряду стійок механізованого кріплення, при найменшому їх віддаленні, обчислюємо за формулою (рис 5.6; 5.8)

$$l_n = a + l_{кп}, \text{ м} \quad (5.13)$$

де $l_{кп}$ - довжина консольної частини секції механізованого кріплення до переднього ряду стійок, м (див. табл. 4.1)

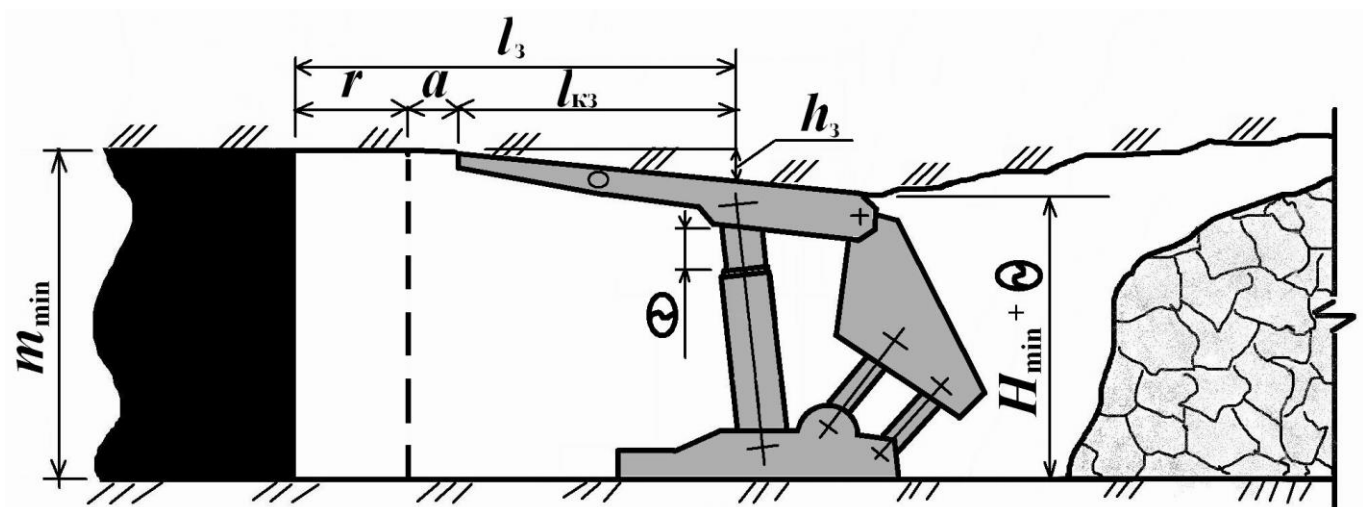


Рис. 5.7 – Схема до визначення H_{\min} для секцій кріплення з одним рядом стійок.

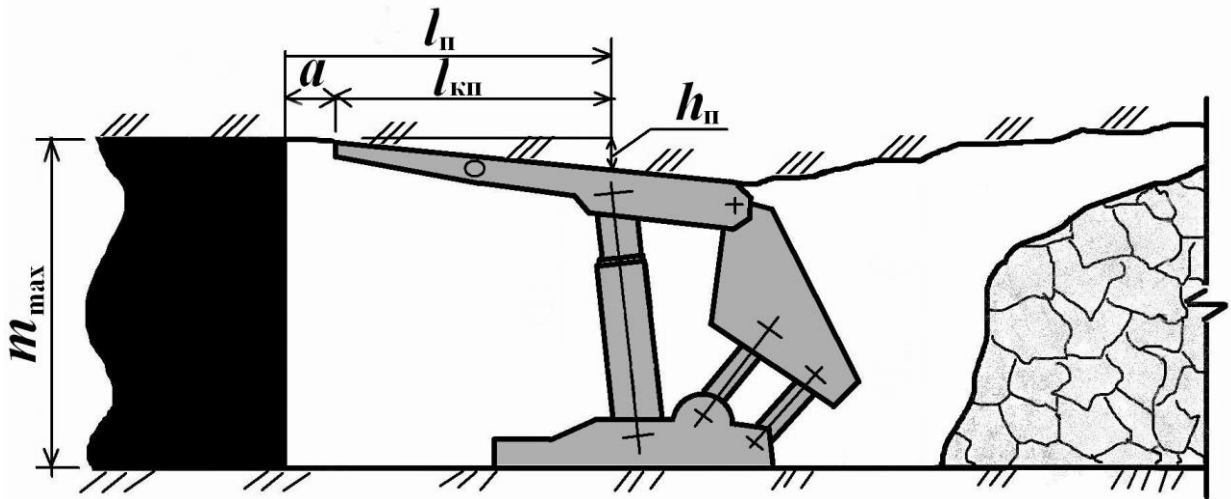


Рис. 5.8 – Схема до визначення H_{\max} для секцій кріплення з одним рядом стійок.

Прогин покрівлі біля заднього і переднього ряду стійок обчислюємо

$$h_3 = \alpha_{np} \cdot m_{\min} \cdot l_3, \text{ м} \quad (5.14)$$

$$h_n = \alpha_{np} \cdot m_{\max} \cdot l_n, \text{ м} \quad (5.15)$$

де α_{np} - коефіцієнт прогину покрівлі; (приймається в залежності від класу порід безпосередньої покрівлі I, II, III відповідно, див. табл. 5.2)

m_{\min} - мінімальна потужність пласта в межах ділянки, м; (завдання)

m_{\max} - максимальна потужність пласта в межах ділянки, м (завдання)

Необхідну мінімальну і максимальну висоту механізованого кріплення обчислюємо за формулами відповідно

$$H_{\min} = m_{\min} - h_3 - \Theta, \text{ м} \quad (5.16)$$

$$H_{\max} = m_{\max} - h_n, \text{ м} \quad (5.17)$$

де Θ - запас розсувності стійок секції (приймаємо 0,03-0,07), м

Механізоване кріплення не буде затиснуте на «жорстко», коли потужність пласта досягне свого мінімального значення в межах виїмкового поля лави і не втратить контакт з породами покрівлі, коли потужність пласта досягне свого максимального значення тоді, коли наступні умови виконуються

$$H_{\min, mex} \leq H_{\min}, \text{ м} \quad (5.18)$$

$$H_{\max, mex} \geq H_{\max}, \text{ м} \quad (5.19)$$

де $H_{min. mex}$ - мінімальна висота механізованого кріплення, м; (див. табл. 4.1)

$H_{max. mex}$ - максимальна висота механізованого кріплення, м (табл. 4.1)

У разі, якщо приведенні вимоги не виконуються, необхідно приймати інший тип механізованого кріплення (або інший типорозмір того ж механізованого кріплення).

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 один метр під дерев'яний, а частіше металевий верхняк. Прийнятий проектом тип стійок і верхняків необхідно вказати.

Для забезпечення ефективної роботи очисних вибіїв, шляхом повної механізації виконуваних на кінцевих ділянках процесів, при винесених приводах конвеєра на прилеглі виробки, до складу комплексів повинно входити механізоване кріплення сполучення. Воно, як правило, призначене для механізації операцій з підтримання покрівлі, підтримки приводної головки конвеєра і її пересування по мірі посування очисного вибою.

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

Для того, щоб максимально знизити, зазначені вище негативні явища, необхідно застосовувати додаткове передове підсилююче кріплення, що випереджає лаву на 25-35 м. Конструкція передового кріплення – це гідравлічні стійки, що встановлюються під дерев'яний брус, а частіше профіль СВП довжиною не менше 4 м.

ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ 1. Виходячи з вищевикладеного, враховуючи гірничотехнічні умови на кінцевих ділянках лави, проектом приймаємо:

- кінцеве кріплення - секції 2 КК, по 2шт. на кожному кінці лави;
- кріплення сполучення лави з прилеглими виробками - механізоване УКС;
- передове кріплення - гідравлічні стійки 2ГВС16 під відрізки профілю СВП27 довжиною 4м, випередження грудей очисного вибою - 35м .

ПРИКЛАД ЗАВЕРШЕННЯ РОЗДІЛУ 2. Виходячи з вищевикладеного, враховуючи гірничотехнічні умови на кінцевих ділянках лави, проектом приймаємо:

- для кріплення верхньої ніші - гідравлічні стійки типу 5ГВ20;
- число стояків і їх розташування у верхній ніші - 10шт., встановлюються в два ряди з кроком 1 м, відстань між рядами дорівнює кроку пересування механізованого кріплення, але не менше 0,7м (ПБ); (див. розділ 4.2; 4.3);
- число і тип верхняків - 10шт., металеві ВВ2;
- нижня ніша – відсутня; (див. розділ 4.4)
- тип кріплення сполучення лави з конвеєрним і вентиляційним штреками - механізоване УКС;
- передове кріплення - гідравлічні стійки типу 2ГВС16 під відрізки профілю СВП27 довжиною 4 м, випередження грудей очисного вибою - 25м.

Таблиця 5.2 - Технічна характеристика кріплення сполучення УКС

Показники	Одиниця виміру	Значення
Форма кріплення виробки		люба
Поперечний переріз виробки	м ²	≥ 7
Опір підшви втисканню	МПа	≥ 2
Можливе використання на шахтах таких категорій по газу і пилу		на любых шахтах
Опір кріплення, секції	т	304; 152
Крок пересування: - секції	м	3,2
- столу розпирного	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.

6 ВИЗНАЧЕННЯ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ В ЛАВІ

6.1 Можливості комбайна по видобутку вугілля

Можливості комбайна з видобутку вугілля в лаві визначаються його експлуатаційною продуктивністю. Але при веденні очисних робіт відбувається зниження міцності вугілля в привибійній зоні, тобто його віджим опорним тиском, що веде до підвищення продуктивність комбайну.

Коефіцієнт віджиму вугілля гірським тиском визначаємо за формулою

$$K_{om} = 0,48 + \frac{r - 0,1 \cdot m}{r + m} \quad (6.1)$$

де r - ширина захвату виконавчого органу комбайна, м; (розділи 4.2; 4.3)

m - середня виїмкова потужність пласта вугілля, м (завдання)

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

З урахуванням коефіцієнту віджиму фактичний показник опірності вугілля різанню в привибійній зоні визначиться

$$\overline{A_\phi} = \overline{A_p} \cdot K_{om}, \text{ кН/м} \quad (6.2)$$

де $\overline{A_p}$ - опірність вугілля пласта різанню, кН/м; (див. завдання)

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

$$V_p = \frac{P}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma_\phi}, \text{ м/хв.} \quad (6.3)$$

де P - потужність приводу різання комбайну, кВт; (див. табл. 4.2)

H_w - питомі енерговитрати на руйнування вугілля, кВт·г/т; (табл. 6.2)

γ_ϕ - щільність вугілля, т/м³; (завдання)

Значення величини H_w визначається в залежності від фактичної опірності ($\overline{A_\phi}$) вугілля різанню. Якщо виявиться, що розрахована за формулою 6.3 швидкість подачі, вище технічно допустимої (див. табл. 4.2), то за реальну (фактичну) швидкість подачі слід приймати максимальне значення швидкості подачі з технічної характеристики комбайна. В подальших розрахунках застосовують саме це значення швидкості подачі комбайна.

Теоретична продуктивність комбайна визначиться за формулою

$$Q_T = V_p \cdot m \cdot r \cdot \gamma_\phi, \text{ т/хв.} \quad (6.4)$$

Таблиця 6.1 – Коефіцієнт готовності для різних типів комбайнів K_r .

Тип комбайну	K_r
1 К101У; К103М; КА200; 1 К101УД;	0,84-0,87
ГШ200Б; ГШ200В; УКД200; УКД300; УКН400	0,87-0,9
1 ГШ68; 2 ГШ68Б; РКУ10; РКУ13; ГШ500; 1КДК500	0,85-0,9
2 КДК500; КШЗМ	0,91-0,93
КДК700; 1КШЭ	0,76-0,8

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

Таблиця 6.2 - Питомі енерговитрати (H_w) на руйнування вугілля вузькозахватними очисними комбайнами, $\kappa\text{Вт}\cdot\text{с}/\text{т}$

Типи комбайнів	Фактичний показник ($\overline{A_\phi}$) опірності вугілля різанню, $\kappa\text{Н}/\text{м}$	
	120-240	240-360
1К101У	1,15-1,4	1,41-1,83
1К101УД	1-1,42	1,43-1,67
К103М	0,94-1,1	1,11-1,5
КА80	0,9-1	1,01-1,36
КА200	0,67-0,82	0,83-1,11
УКД200; ГШ200Б; ГШ200В	0,67-0,83	0,84-1,1
УКД3	0,6-0,75	0,76-1
1УКД300	0,63-0,91	0,92-1,25
2УКД300	0,5-0,77	0,78-1,11
УКН400	0,6-0,92	0,93-1,33
РКУ10	0,7-0,8	0,81-1
РКУ13	0,48-0,55	0,56-0,7
1ГШ68; 2ГШ68Б	1-1,1	1,11-1,2
1КДК500; 2КДК500; ГШ500	0,46-0,64	0,65-1
КДК700	0,49-0,66	0,67-0,99
1КШЭ	0,9-1	1,11-1,2
КШ1КГУ	0,66-0,77	0,78-1,1
КШ3М	0,7-1,1	1,11-1,3

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

Коефіцієнт машинного часу комбайна визначиться за формулою

$$K_m = \frac{1}{\frac{1}{K_z} + \frac{t_{м.о.} + t_{к.о.} + t_{з.і.} + t_o}{l_{оч}} \cdot V_p} \quad (6.5)$$

де K_z - коефіцієнт готовності комбайна; (табл. 6.1)

$t_{м.о.}$ - час на маневрові операції, хв.; (див нижче)

$t_{к.о.}$ - час на кінцеві операції, хв.; (див. нижче і формули 3.6; 3.7)

$t_{з.і.}$ - час на заміну інструменту (зубків), хв.; (див нижче)

t_o - час на організаційно-технічні заходи, хв.; (див нижче)

$l_{оч}$ - прийнята проектом довжина лави, м; (табл. 3.1)

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.; $t_{з.і.} = 10-15$ хв.; $t_o = 25-30$ хв.

Експлуатаційна продуктивність комбайна визначиться за формулою

$$Q_e = K_m \cdot Q_m, m/хв. \quad (6.6)$$

Максимальне навантаження на лаву, виходячи із експлуатаційних можливостей комбайна, може бути досягнуте, при **однобічній** (див. розділ 4.3) схемі роботи комбайну, таке

$$A_e = Q_e \cdot (T_{зм} - t_{п.з} - \frac{l_m}{V_m}) \cdot n_{зм}, m/доб. \quad (6.7)$$

Максимальне навантаження на лаву, виходячи із експлуатаційних можливостей комбайна, може бути досягнуте, при **човниковій** (див. розділ 4.3) схемі роботи комбайну, таке

$$A_e = Q_e \cdot (T_{зм} - t_{п.з}) \cdot n_{зм}, m/доб. \quad (6.8)$$

де $T_{зм}$ - тривалість зміни, *хв.*; (360 *хв.*)

$t_{п.з.}$ - час на підготовчо-заклучні операції, *хв.*; (15-35*хв.*; формула 6.11)

l_m - машинна довжина лави, *м*; (формули 3.6; 3.7; 6.12; 6.13; 6.14)

V_m - маневрова швидкість комбайну, *м/хв.*; (максимальна із табл. 4.2)

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

6.2 Можливий видобуток вугілля в лаві по газовому фактору

Максимально можливий видобуток вугілля в лаві по газовому фактору, при визначенні відносної метанообільності лави за результатами планових замірів (гірничостатистичний спосіб), визначиться за формулою

$$A_e = \frac{864 \cdot V_{\max} \cdot S_{оч. \min} \cdot C}{q_o \cdot K_n}, m/доб. \quad (6.9)$$

де V_{\max} - максимальна по ПБ швидкість руху повітря в лаві, *м/с*; (4 *м/с*)

$S_{оч. \min}$ - мінімальний переріз для повітря в лаві, *м²*; (табл. 4.1; форм 3.8)

C - допустима ПБ концентрація метану у вихідному струмені, %; (1%)

q_o - відносна метановість лави, *м³/т*; (форм. 3.9; після дегазації - q_o)

K_n - коефіцієнт нерівномірності виділення газу (форм. 3.8; 7.2; табл.7.2)

6.3 Нормативне навантаження на лаву по видобутку вугілля

Нормативне навантаження на очисний вибій - це мінімальний добовий видобуток, який буде досягнутий в конкретних гірничо-геологічних умовах при

ефективному використанні видобувного обладнання і прогресивній організації виробництва і праці.

Видобуток вугілля з однієї стружки (смуги) визначиться за формулою

$$D_{\text{ц}} = l_{\text{оч}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma_{\text{в}} \cdot C_{\text{оч}}, m \quad (6.10)$$

де $l_{\text{оч}}$ – прийнята проектом довжина лави, m ; (див. табл. 3.1)

m – середня виїмкова потужність пласта, m ; (див. завдання)

r – захват виконавчого органу комбайну, m ; (див. розділ 4.2; 4.3)

$\gamma_{\text{в}}$ – щільність вугілля, t/m^3 ; (див. завдання)

$C_{\text{оч}}$ – коефіцієнт виймання вугілля в лаві. (формула 1.11)

Час роботи в очисному вибії по видобутку вугілля визначимо за формулою:

$$T = (T_{\text{зм}} - t_{\text{п.з.}}) \cdot n_{\text{зм}}, \text{ хв.} \quad (6.11)$$

де $T_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, хв. ; ($T_{\text{зм}} = 360 \text{ хв.}$)

$t_{\text{п.з.}}$ – час на підготовчо-заклучні операції, хв. ; (формули 3.6; 3.7; 6.8)

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

Машинну довжину лави визначаємо за формулою

$$l_{\text{м}} = l_{\text{оч}} - \sum l_{\text{ниш}}, m \quad (6.12)$$

де $l_{\text{ниш}}$ – сумарна довжина ніш (див. розділ 4.4), m

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	
		$T_{\text{ц. min}} = l_{\text{м}} \cdot \left(\frac{1}{V_p} + \frac{1}{V_m} + t_{\text{в. min}} \right) \cdot K_o \cdot K_{\text{к.о}}, \text{ хв.} \quad (6.13)$	
		$T_{\text{ц. max}} = l_{\text{м}} \cdot \left(\frac{1}{V_p} + \frac{1}{V_m} + t_{\text{в. max}} \right) \cdot K_o \cdot K_{\text{к.о}}, \text{ хв.} \quad (6.14)$	

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

$$T_{y.min} = l_m \cdot \left(\frac{1}{V_p} + t_{e.min} \right) \cdot K_o \cdot K_{k.o}, \text{ хв.} \quad (6.15)$$

$$T_{y.max} = l_m \cdot \left(\frac{1}{V_p} + t_{e.max} \right) \cdot K_o \cdot K_{k.o}, \text{ хв.} \quad (6.16)$$

де l_m - машинна довжина лави, м; (формула 6.12)

V_p - реальна швидкість подачі комбайна, м/хв.; (див. формулу 6.3)

V_m - маневрова швидкість комбайна, м/хв.; (максимальна із табл. 4.2)

$t_{e.min}$ - мінімальні питомі витрати часу на допоміжні операції ($t_{e.min} = 0,2-0,4$), хв./м.

$t_{e.max}$ - максимальні питомі витрати часу на допоміжні операції ($t_{e.max} = 0,5-0,6$), хв./м.

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

$K_{k.o}$ - коефіцієнт, що враховує норматив часу на кінцеві операції ($K_{k.o} = 1,15$).

Нормативне навантаження на очисний вибій по видобутку вугілля визначаємо за формулою

$$A_n = \frac{D_y \cdot T}{T_{y.max}}, \text{ т/добу} \quad (6.17)$$

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

$$n_{y.min} = \frac{A_n}{D_y}, \text{ шт.} \quad (6.18)$$

Спираючись на отриманий результат, проектом приймаємо у бік збільшення чисельність циклів (стружок) по вийманню вугілля в лаві за добу у виїмкові зміни $n_{ц} = \dots$ шт., але з таким розрахунком, щоб виконувалися наведені нижче умови (див. формули 6.20; 6.21). Доцільно приймати ($n_{ц} = 3; 4,5; 6; 7,5; 9$).

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

$$T_{\text{ц}} = \frac{T}{n_{\text{ц}}}, \text{ хв.} \quad (6.19)$$

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

$$T_{\text{ц}} \geq T_{\text{ц.мін}}, \text{ хв.} \quad (6.20)$$

$$T_{\text{ц}} \leq T_{\text{ц.мак}}, \text{ хв.} \quad (6.21)$$

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

$$T_{\text{х}} = \frac{l_{\text{м}}}{V_{\text{м}}}, \text{ хв.} \quad (6.22)$$

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

$$A_{\text{доб}} = D_{\text{ц}} \cdot n_{\text{ц}}, \text{ т/добу} \quad (6.23)$$

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

$$A_{\text{доб}} = D_{\text{ц}} \cdot (n_{\text{ц}} + n_{\text{цр}}), \text{ т/добу} \quad (6.24)$$

де $n_{\text{цр}}$ - чисельність циклів (стружок), що передбачена у ремонтно-підготовчу зміну з метою випробування обладнання під навантаженням після ремонту, *шт.*

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

$$A_{\text{доб}} \leq A_{\text{е}}, \text{ т/добу} \quad (6.25)$$

$$A_{\text{доб}} \leq A_z, \text{ м/добу} \quad (6.26)$$

$$A_{\text{доб}} \geq A_n, \text{ м/добу} \quad (6.27)$$

Знаючи число циклів в лаві за добу ($n_{\text{ц}} + n_{\text{пр}}$), тривалість одного циклу ($T_{\text{ц}}$), час на підготовчо-заклучні операції ($t_{\text{п.з.}}$) і схему роботи комбайна в лаві (див. розділ 4.3) будуємо планограму робіт в лаві (графічна частина проекту). При цьому спираємося на типові планограми робіт в лаві (див. додатки 1-3) і ті рішення, які прийняті при виконанні даного проекту.

7 ПРОВІТРЮВАННЯ ОЧИСНОЇ ВИРОБКИ

7.1 Витрати повітря для провітрювання очисного вибою

Втрати повітря по виділенню метану, при максимально допустимому навантаженні на лаву по газовому фактору коли $A_{\text{доб}} = A_z$ (див. формулу 6.26), визначаються по формулі

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot S_{\text{оч.мін}} \cdot V_{\text{мах}} \cdot K_{\text{о.з.}}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (7.1)$$

де $S_{\text{оч.мін}}$ - мінімальний пропускний переріз для повітря в лаві, м^2 ; (див. розділи 3.3.2; 6.2; формулу 7.9);

$V_{\text{мах}}$ - максимально допустима ПБ швидкість руху повітря в очисному вибії, м/с ; (4 м/с)

$K_{\text{о.з.}}$ - коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, яка прилягає до приви́бійного простору. (табл. 7.1)

Витрати повітря по метановиділенню коли $A_{\text{доб}} \leq A_z$, (див. формулу 6.26) визначаються за формулою

$$Q_{\text{оч}} = \frac{100 \cdot I_{\text{оч}} \cdot K_n \cdot K_{\text{о.з.}}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв.} \quad (7.2)$$

де $I_{\text{оч}}$ - абсолютне газовиділення з очисної виробки, $\text{м}^3/\text{хв.}$; (формула 7.3)

K_n - коефіцієнт нерівномірності виділення газу; (для метановиділення приймається по таблиці 7.2, а для виділення вуглекислого газу – 1,6);

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

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

Абсолютне газовиділення з очисної виробки визначимо за наступною формулою

$$I_{oc} = \frac{A_{доб} \cdot q_o}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (7.3)$$

де $A_{доб}$ – планове добове навантаження на лаву по видобутку вугілля, $\text{т}/\text{добу}$; (див. формули 6.23; 6.24)

q_{oc} – відносна метановість очисної виробки (завдання, а якщо застосовувалася дегазація, то q_o – формула 3.9), $\text{м}^3/\text{т}$.

Таблиця 7.1 – Значення коефіцієнта $K_{o.з.}$

Спосіб керування покрівлею	Порода безпосередньої покрівлі	$K_{o.з.}$
Повне обвалення	пісковик	1,30
Повне обвалення	піщані сланці	1,25
Повне обвалення	глинисті сланці	1,20
Повне обвалення	сипучі	1,05
Плавне опускання	незалежно від порід	1,15
Часткова закладка	незалежно від порід	1,10
Повне закладання	незалежно від порід	1,05

ПРИМІТКА. Таблиця 7.1 в пояснювальній записці проекту не наводиться

Витрати повітря по газах, що утворюються при вибухових роботах, визначаються за формулою (див. розділ 4.4. - виїмка вугілля в нішах)

$$Q_{oc} = \frac{34}{T} \cdot \sqrt{B_{вуг} \cdot V_{oc}} \cdot K_{o.з.}, \text{ м}^3/\text{хв}. \quad (7.4.)$$

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

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

V_{oc} - провітрюваний об'єм очисної виробки, м^3 .

Для лав з механізованим кріпленням провітрюваний об'єм лави визначимо

$$V_{oc} = S_{oc \max} \cdot l_{oc}, \text{ м}^3 \quad (7.5)$$

де $S_{оч. max}$ - максимальна площа поперечного перетину привибійного простору очисної виробки у світлі, m^2 ; (див. табл. 4.1)

$l_{оч}$ – остаточно прийнята проектом довжина лави, m (див.табл.3.1)

Таблиця 7.2 – Значення коефіцієнту нерівномірності метановиділення K_H

$I_{оч}, m^3/хв.$ 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	Більше 20,0
Значення K_H	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 7.2 в пояснювальній записці курсового проекту не наводиться

Для лав з індивідуальним кріпленням провітрюваний об'єм лави визначимо

$$V_{оч} = m_{max} \cdot v_{max} \cdot l_{оч}, m^3 \quad (7.6)$$

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

v_{max} - максимальна ширина привибійного простору лави, m

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

$$Q_{оч} = 6 \cdot n_l \cdot K_{о.з}, m^3/хв. \quad (7.7)$$

де 6 – норма витрат повітря по ПБ на одну людину, $m^3/хв.$;

n_l – найбільша кількість людей, що одночасно знаходяться в лаві.

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

$$Q_{оч} = 60 \cdot S_{оч.min} \cdot V_{онт} \cdot K_{оз}, m^3/хв. \quad (7.8)$$

де $V_{онт}$ - оптимальна швидкість руху повітря у привибійному просторі лави по пиловому фактору, $m/с$; ($V_{онт} = 1,6 m/с$)

$K_{оз}$ - коефіцієнт, що враховує пересування повітря у виробленому просторі паралельно лаві (табл. 7.1; формули 7.1; 7.2).

$S_{оч.min}$ - мінімальний переріз для повітря в лаві, m^2 ; (формули 3.8; 6.9)

Для лав з індивідуальним кріпленням мінімальний переріз для повітря в лаві визначиться

$$S_{оч.мин} = m_{мин} \cdot b_{мин} \cdot K_3, м^2 \quad (7.9)$$

де $m_{мин}$ - мінімальна потужність пласта в межах ділянки, $м$; (див. завдання)

$b_{мин}$ - мінімальна ширина привибійного простору, $м$ (див. рис. 5.5; 5.7)

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 $Q_{оч} = \quad м^3/хв.$

7.2 Перевірка витрат повітря для очисного вибою по швидкості його руху

Витрати повітря, виходячи із мінімально допустимої ПБ швидкості його руху по лаві, визначаємо за формулою

$$Q_{оч.мин} = 60 \cdot S_{оч.мах} \cdot V_{мин} \cdot K_{оз}, м^3/хв. \quad (7.10)$$

де $S_{оч.мах}$ - максимальний пропускний переріз для повітря в лаві, $м^2$;

(див. табл. 4.1)

$V_{мин}$ - мінімальна, допустима ПБ, швидкість струменю повітря в очисний виробці, $м/с$. ($V_{мин} = 0,25 м/с$)

Витрати повітря, виходячи із максимально допустимої ПБ швидкості його руху по лаві, визначаємо за формулою

$$Q_{оч.мах} = 60 \cdot S_{оч.мин} \cdot V_{мах} \cdot K_{оз}, м^3/хв. \quad (7.11)$$

де $S_{оч.мин}$ - мінімальний пропускний переріз для повітря в лаві, $м^2$;

(див. формулу 6.9)

$V_{мах}$ - максимальна, допустима ПБ, швидкість струменю повітря в очисному вибії, $м/с$. ($V_{мах} = 4 м/с$)

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

$$Q_{оч} \geq Q_{оч.мин}, м^3/хв. \quad (7.12)$$

$$Q_{оч} \leq Q_{оч.мах}, м^3/хв. \quad (7.13)$$

7.3 Схема провітрювання виїмкової ділянки

Проектом приймаємо таку схему провітрювання видобувної ділянки, яка узгоджується з системою розробки (див. розділ 3.1), що була прийнята раніше

$$I-M-H-v-nm \quad (7.14)$$

де *I* – послідовне розбавлення шкідливостей по джерелам надходження; (табл. 7.3)

M - напрямок видачі із лави струменю повітря - на масив вугілля; (табл. 7.3)

H – незалежне провітрювання очисного вибою; (табл. 7.3)

v – висхідний напрямок руху повітря по очисному вибою; (табл.7.3)

nm – прямоточний напрямок свіжого і вихідного струменю. (табл.7.3)

ПРИМІТКА. Формула наведена для прикладу

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

Таблиця 7.3 – Класифікація схем провітрювання видобувних 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 Комбінований	В М К
Клас	Залежне або незалежне провітрювання очисних виробок	Незалежне Залежне	Н З
Підклас	Напрямок руху повітря по очисному забою	Висхідний Низхідний Горизонтальний	в н г
Вид	Взаємний напрямок свіжого та вихідного струменів	Зворотньоточний Прямоточний	зт пт

ПРИМІТКА. Таблиця 7.3 в пояснювальній записці курсового проекту не наводиться

8 БЕЗПЕЧНІ МЕТОДИ ВЕДЕННЯ ОЧИСНИХ РОБІТ В ЛАВІ

При виконанні розділу необхідно описати прийоми безпечного виконання робочих процесів в лаві, спираючись на відповідну літературу [1; 11].

ВИСНОВКИ

Необхідно проаналізувати курсовий проект і зробити висновки з таких питань:

- чи виконано завдання на курсове проектування в повному обсязі ?
- чи відповідають рішення, прийняті в курсовому проекті, вимогам правил безпеки ?
- чи відповідають рішення, прийняті в курсовому проекті, вимогам сьогодення ?
- чи досягнута мета курсового проектування ?

ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ ГРАФІЧНОЇ ЧАСТИНИ ПРОЕКТУ

Графічна частина проекту виконується олівцем на одному аркуші формату А-1 (594 х 841мм) і включає:

- схема розкриття (М 1:5000; М 1:10000);
- структура пласта (М 1:50);
- система розробки (М 1:5000);
- проектна технологічна схема (М 1:50);
- положення в лаві при зворотному ході комбайну (М 1:50);
- перерізи для характерних положень у лаві (М 1:50);
- кріплення сполучень лави з прилеглими виробками (М 1:50);
- схема провітрювання лави (наноситься на зображення системи розробки);
- планограма робіт у лаві;
- умовні позначення до планограми робіт у лаві;
- характеристика очисного вибою – таблиця (див. нижче).

ХАРАКТЕРИСТИКА ОЧИСНОГО ВИБОЮ

Показники	Од. виміру	Значення
Система розробки	-	стовпова
Напрямок руху очисного вибою	-	по простяганню
Довжина виїмкового поля	м	1500
Довжина лави	м	240
Породи безпосередньої покрівлі	-	середньостійкі
Механізований комплекс	-	2МКД90
Комбайн очисний	-	1К101УД
Видобуток вугілля в очисному вибою	т/добу	1357

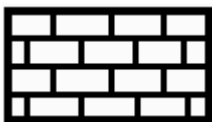
ПРИМІТКА: Таблиця заповнена для прикладу

При виконанні графічної частини курсового проекту в якості наочних посібників доцільно використовувати зразки графічних матеріалів з вугільних шахт регіону. Перерахований обсяг графічної частини не є незмінним, його допускається коректувати. Перед виконанням графічної частини проекту необхідно попередньо проконсультуватись з керівником курсового проектування.

УМОВНІ ПОЗНАЧЕННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД і деяких штучних споруджень



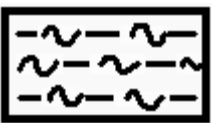
Пісковик



Вапняк



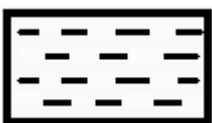
Сланець піщаний



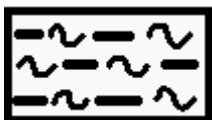
Сланець глиняний



Алевроліт



Аргіліт



Сланець вуглистий



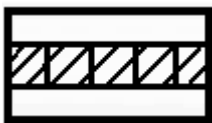
Пласт вугілля



Обвалені породи



Бутова смуга



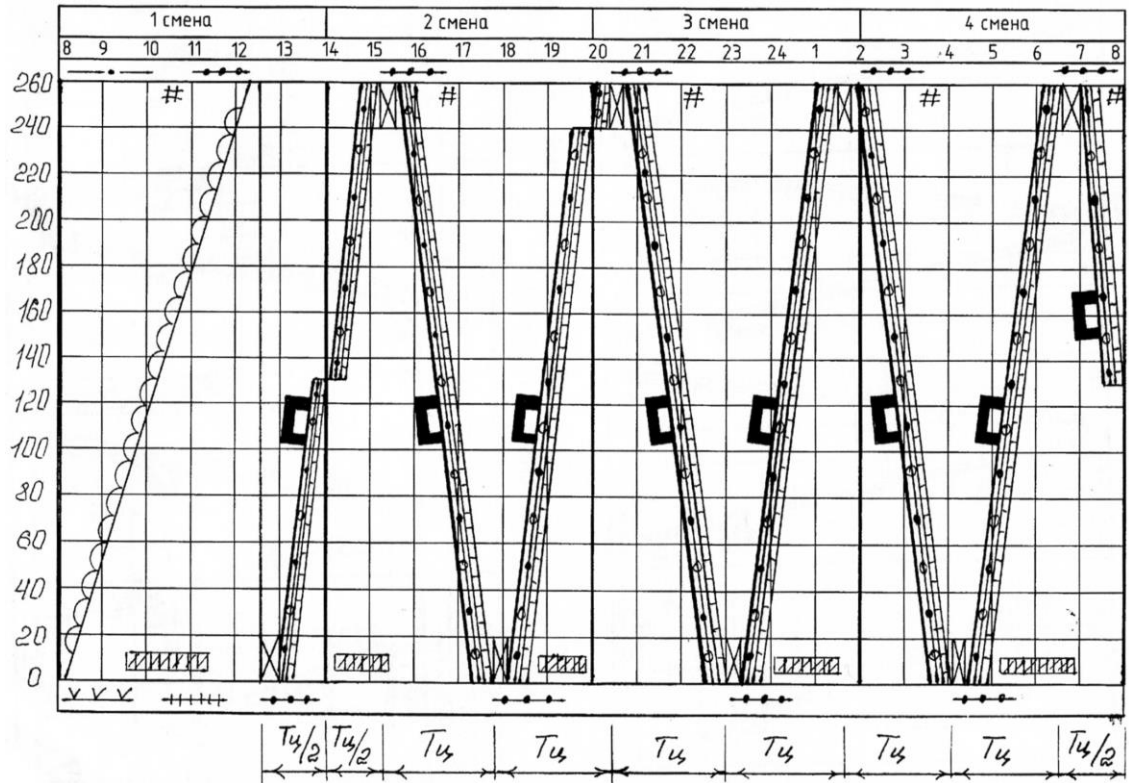
Смуга із ШЗБТ

ПЕРЕЛІК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

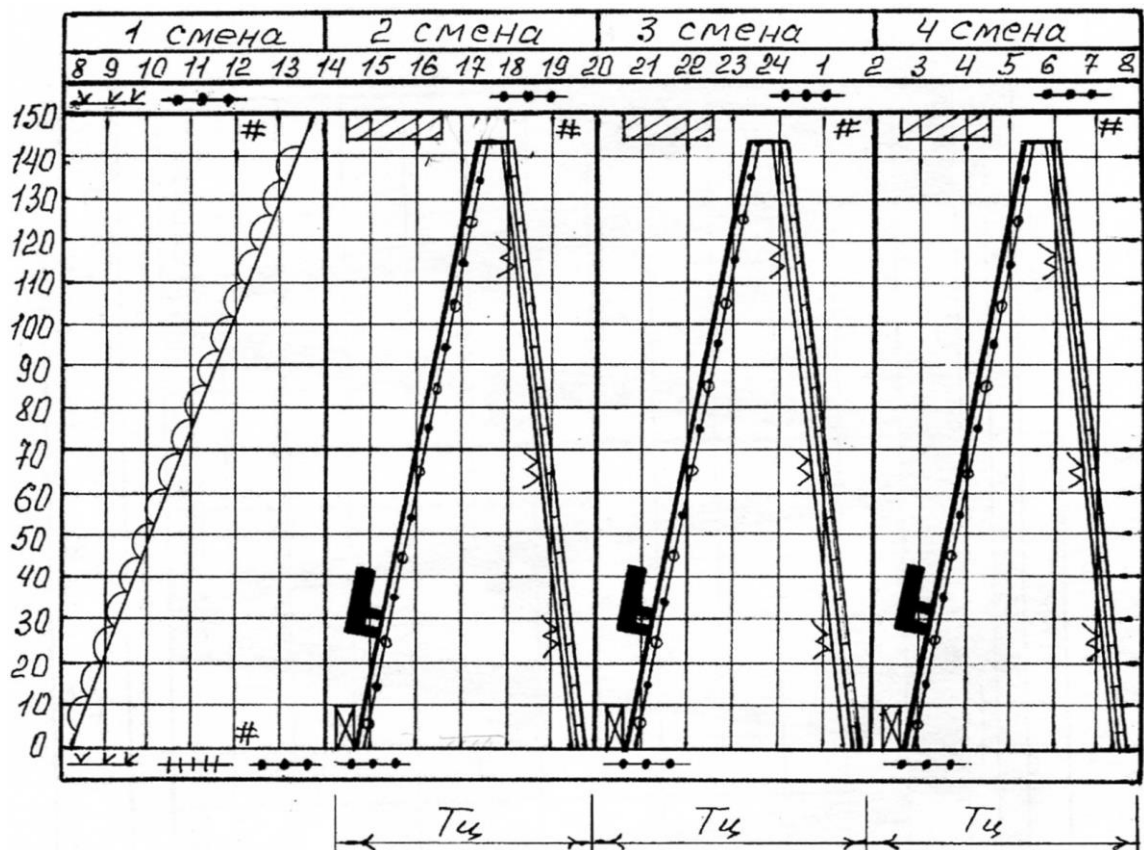
1. Правила безпеки у вугільних шахтах. - К.: ДП «Редакція журналу «Охорона праці», 2010. - 430с.
2. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин: Підручник для вузів/Бондаренко В.І. , Кузьменко А.М. , Грядущий Ю.Б. та ін. – Дніпропетровськ, 2003. – 708 с.
3. Килячков А.П., Брайцев А.В., Горное дело. – М.: Недра, 1989 – 442 с.
4. Килячков А.П. Вскрытие и системы разработки угольных месторождений. – М.: Недра, 1976. – 360 с.
5. Заплавский Г.А., Лесных В.А. Технология подготовительных и очистных работ. – М.: Недра, 1989 – 423 с.
6. Технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах Украины. - Донецк: Дон УГИ, 1999. 244 с.
7. Технология подземной разработки и процессы горных работ в очистных забоях крутых и крутонаклонных угольных пластов: Учебное пособие для вузов / Под ред. С.С. Гребенкина: - Донецк: КП «Регион», 2000. – 506 с.
8. Хорин В.Н. и др. Машины и оборудование для угольных шахт. – М.: Недра, 1987 – 424 с.
9. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. / К.Ф. Сапицький, В.П. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та ін. – Донецьк: Дон ДТУ, 1999. – 194 с.
10. Типовая инструкция по охране труда для горнорабочего очистного забоя. – МакНИИ, 2012. – 13 с.
11. Методична розробка. Технологія підземної розробки корисних копалин. Практичні роботи. - Селидове: СГТ, 2017. - 45с.
12. Методична розробка. Технологія підземної розробки корисних копалин. Курсове проектування. - Селидове: СГТ, 2017. - 52с.

Додаток 1

Планограма робіт. Варіант 1

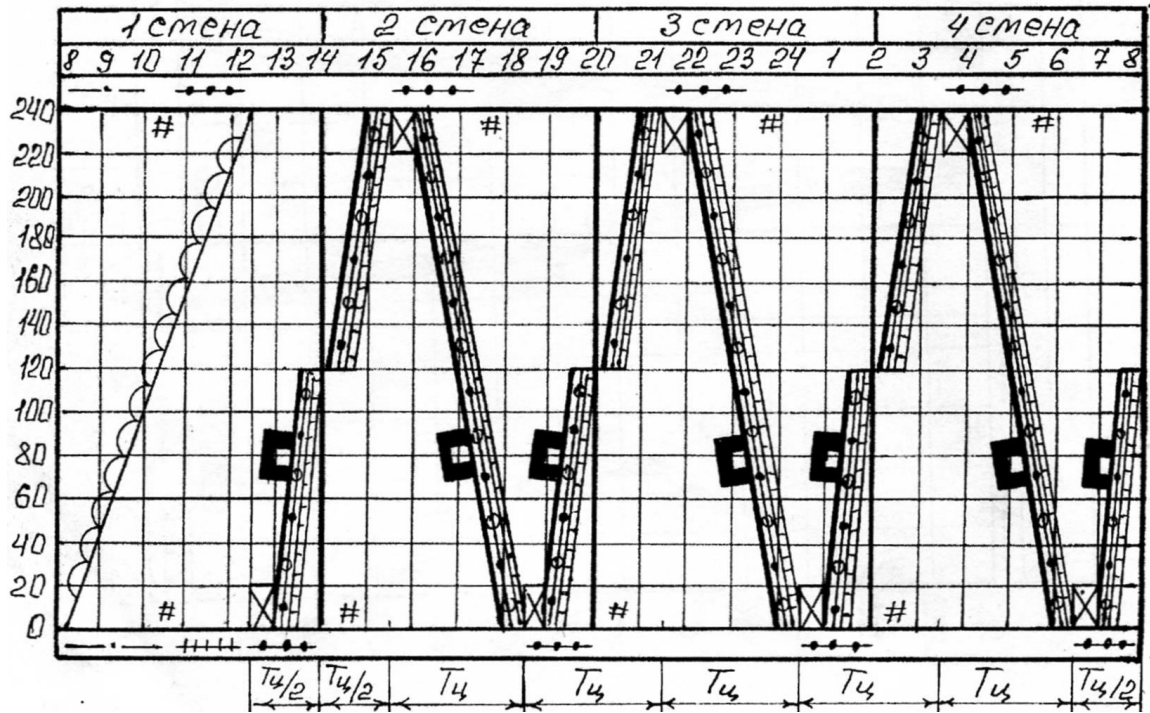


Планограма робіт. Варіант 2

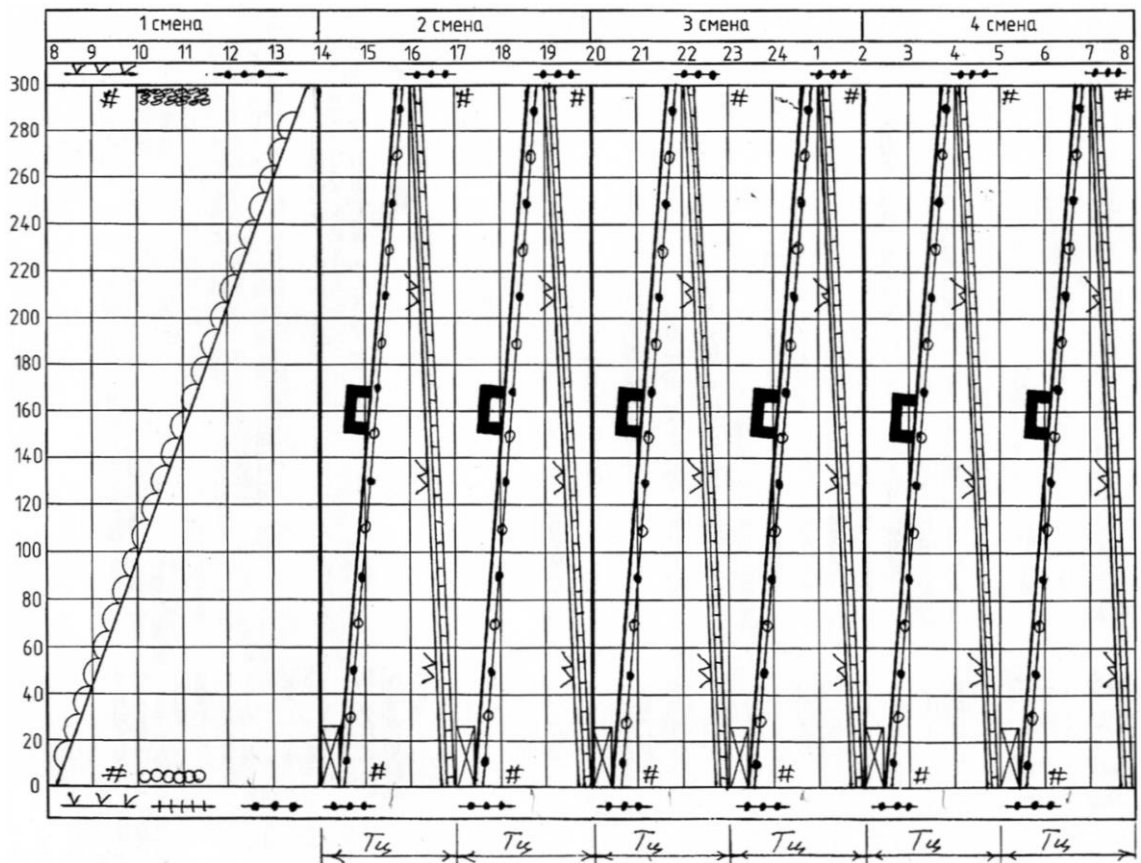


Додаток 2

Планограма робіт. Варіант 3











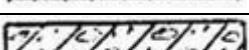


Планограма робіт. Варіант 4



Додаток 3

УМОВНІ ПОЗНАЧЕННЯ ДО ПЛАНОГРАМИ РОБІТ

	Огляд та ремонт обладнання
	Самозарубання комбайна в пласт вугілля
	Виймання вугілля комбайнами з різними варіантами розташування та конструкцією виконавчих органів
	Пересування секцій механізованого кріплення
	Холостий хід комбайна
	Зачищення очисного вибою (лави) комбайном
	Пересування скребкового конвеєра очисного вибою
	Кріплення сполучення очисного вибою
	Скорочення скребкового конвеєра під лавою
	Скорочення рейкового шляху
	Скорочення монорейкового шляху
	Оформлення та підготовка ніш
	Буріння шпурів по вугіллю в нішах
	Підривання по вугіллю
	Викладання кострового кріплення
	Викладання бутової смуги
	Викладання полоси з ШЗБТ
	Спорудження литої смуги
	Зведення органного кріплення

Планограма робіт - це координатний графік, у котрого по вертикалі (ліворуч) відображається довжина лави (м) в довільному масштабі, а по горизонталі (зверху) в довільному масштабі відображається час доби (год.).

На планограмі робіт за допомогою умовних позначень в координатах довжини лави і часу доби наочно показуються всі основні виробничі процеси, що виконуються в очисній виробці (лаві) в їх послідовності та взаємному зв'язку в просторі і часі.

При побудові планограми робіт виходять із припущення про невинну і ритмічну роботу всього устаткування в лаві, про переміщення по лаві комбайну з постійною робочою (маневровою) швидкістю подачі і про те, що і горноробочі очисного вибою з такою ж ритмічністю виконують свою роботу.