

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ

до курсового проектування з дисциплін "Розробка родовищ корисних копалин", "Технологія розробки крисних копалин", "Технологія гірничого виробництва", "Технологія гірничих робіт"

(для студентів спеціальностей 7.090216 — МАШ, ЕМК;
7.092204 — ЕМО; 7.092501 — АУП усіх форм навчання)

Затверджені на засіданні кафедри
розробки родовищ корисних копалин

Протокол № 5 від 14.02. 2006

Донецьк 2006

УДК 622.272 (071)

Методичні вказівки до курсового проектування з дисциплін "Розробка родовищ корисних копалин", "Технологія розробки корисних копалин", "Технологія гірничого виробництва", "Технологія гірничих робіт" (для студентів спеціальностей 7.090216 — МАШ, ЕМК; 7.092204 — ЕМО; 7.092501 — АУП усіх форм навчання)/Укл.: П.П. Голембієвський, В.Д. Іващенко. — ДонНТУ, 2005.— 59 с.

Наведено рекомендації до виконання розрахункової і графічної частин курсового проекту, до прийняття технологічних рішень для проектування шахти в цілому, технології і механізації ведення робіт в очисному вибої. Рекомендації здебільш супроводжуються необхідним довідковим матеріалом. Вказані посилання на вимоги Правил безпеки і Правил технічної експлуатації вугільних шахт, які студентам необхідно опанувати перед виконанням кожного розділу курсового проекту. Методичні вказівки можуть бути використані студентами означених спеціальностей під час виконання гірничого розділу в дипломних проектах.

Укладачі:

П. П. Голембієвський, доц.
В. Д. Іващенко, доц.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	4
1. МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ РОЗРАХУНКОВОЇ ЧАСТИНИ ПРОЕКТА	6
1.1 Характеристика родовища	6
1.2 Запаси шахтного поля	7
1.3 Виробнича потужність і термін служби шахти. Режим роботи.....	8
1.4 Розкриття шахтного поля.....	9
1.5 Підготовка шахтного поля	10
1.6 Система розробки і технологія ведення очисних робіт	11
1.6.1 Система розробки	11
1.6.2 Технологія ведення очисних робіт	13
1.6.2.1 Спосіб управління покрівлею, заходи зі збільшення тривкості бокових порід, обґрунтування типу привиби́йного кріплення.....	14
1.6.2.2 Спосіб відбивання вугілля у вибої і основні параметри роботи виїмкових машин	15
1.6.2.3 Кріплення в лаві.....	23
1.6.2.4 Розрахунок обсягу добового видобутку вугілля в лаві	27
1.6.2.5 Проектування технології робіт на кінцевих ділянках лави і конструкції сполучення лави з ділянчними виробками	34
1.6.2.6 Уточнення довжини лави і параметрів цикла виїмання вугілля.....	37
1.7 Визначення кількості очисних вибоїв і резерва видобутку шахти.....	38
1.8 Економіка і організація праці в очисному вибої	41
1.9 Заходи з техніки безпеки і охорони праці у очисному вибої.....	43
2. МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ ГРАФІЧНОЇ ЧАСТИНИ ПРОЕКТА.....	44
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	46
Додаток А Класифікація бокових порід вугільних пластів ДонВУГІ.....	47
Додаток Б Характеристики виби́йного обладнання	50
Додаток В Технологічні параметри привиби́йних кріплень	54
Додаток Г Орієнтовні величини нормативних навантажень на очисний вибій.....	58
Додаток Д Форма таблиці розрахунку норм виробітку і трудоемкості робіт	61

ВСТУП

Курсове проектування виконується студентами на ґрунті знань, що отримані ними після вивчення курсів "Основи гірничої справи", "Технологія гірничого виробництва", Технологія розробки корисних копалин" та інших дисциплін гірничого профілю.

Метою проектування є:

- навчити студентів технічно грамотно оцінювати конкретні гірничо-геологічні і гірничотехнічні умови стосовно до експлуатації шахти;
- набрання студентами навичок у проектуванні технології гірничого виробництва, її організації, знаходження і застосування найбільш сучасних, ефективних і прогресивних технічних рішень;
- розширення студентами знань за рахунок вивчення у процесі проектування спеціальної, довідкової, нормативної літератури, державних стандартів, типових проектів, науково-дослідних звітів.

Враховуючи, що проект виконується студентами електромеханічних спеціальностей, у ньому особлива увага приділяється питанням пов'язання технологічних рішень з прийнятим для їхньої реалізації гірничим обладнанням.

У результаті проектування студент повинен виконати наступне:

- охарактеризувати задані гірничо-геологічні і гірничотехнічні умови;
- розрахувати балансові і промислові запаси корисної копалини у межах шахтного поля;
- визначити виробничу потужність і термін служби шахти;
- обґрунтувати і прийняти спосіб розкриття і підготовки шахтного поля;
- обґрунтувати і прийняти систему розробки, визначити основні її параметри;
- вибрати машини і механізми для виконання виробничих процесів на виїмковій ділянці;
- розрахувати довжину діючої, резервної і загальної лінії очисних вибоїв, довжину лави;
- розрахувати параметри цикла очисних робіт у вибої і скласти графік організації робіт в очисному вибої;
- розрахувати норми виробітку, визначити чисельність робітників у очисному вибої і продуктивність праці гірників очисного вибою;
- відобразити на кресленні прийняті рішення з розкриття, підготовки шахтного поля, системи розробки, технології очисних робіт.

Завдання до виконання курсового проекту видається керівником-консультантом стосовно до умов реального родовища. Мінімальний перелік вихідних даних для виконання курсового проекту:

- розмір шахтного поля за простяганням — S , м;
- розмір шахтного поля за падінням — H , м;
- кут падіння пластів — α , град;
- індекси і потужність пластів у межах шахтного поля — $m_1; m_2; \dots m_n$, м;

- відстань між пластами за нормаллю — $m_1-m_2; m_2-m_3; \dots m_{n-1}-m_n, m$;
- початкова глибина ведення гірничих робіт — $H_{\text{поч}}, m$;
- індекс пласта, для якого слід прийняти спосіб підготовки, систему розробки і технологію ведення гірничих робіт — m_i ;
- щільність вугілля — $\gamma, t/m^3$;
- опірність вугілля різанню у невіджатій зоні — $A_p, kH/m$;
- відносне метановиділення з пласта, що розроблюється — $q_{\text{пл}}, m^3/t$;
- відносне метановиділення з виробленого простору — $q_{\text{в.п}}, m^3/t$;
- небезпечність пласта з вибухів вугільного пилу;
- небезпечність пласта з викидів вугілля і газу;
- схильність пласта до самозагоряння;
- водоприплив у очисний вибій, $m^3/\text{годину}$;
- склад, потужність і міцність порід безпосередньої покрівлі;
- склад, потужність і міцність порід основної покрівлі;
- склад, потужність і міцність порід підосви.

Завдання видається на початку семестра і підписується керівником. Проект має бути виконаний в термін, що означений в завданні. Виконаний проект надається керівникові до перевірки, остаточна оцінка проекту здійснюється на підставі його захисту. За незадовільного захищення курсовий проект виконується ще раз за іншим завданням.

Курсовий проект складається з графічної частини і розрахункової частини (пояснювальної записки). Графічна частина проекту виконується на аркуші креслярського паперу формату А1 (594×841 мм), пояснювальна записка мусить мати обсяг до 35 сторінок.

У методичних вказівках наведені рекомендації до виконання розрахункової і графічної частин проекту. На початку рекомендацій до кожного розділу пояснювальної записки позначкою ☒ відзначені номери пунктів Правил безпеки (ПБ) у вугільних шахтах [1] і параграфів Правил технічної експлуатації (ПТЕ) вугільних і сланцевих шахт [2], які студенту необхідно попередньо вивчити і подалі робити посилання на них у тексті. Там також позначкою  відзначено перелік навчальної і довідкової літератури, в якій наведені більш докладні відомості, що можуть бути корисні при виконанні конкретного розділу.

Рекомендації до виконання проекту наведені, в основному, для умов пологих і похилих пластів, що розроблюються за традиційною технологією. Якщо у завданні передбачені інші гірничо-геологічні умови і (або) виникає потреба у застосуванні нетрадиційних технологій, тоді слід користуватися спеціальною літературою.

Оформлення курсового проекту має відповідати вимогам, що викладені у методичних вказівках щодо оформлення студентських робіт [3].

Автори висловлюють щирі вдячність професору І.Г.Ворхлику за низку цінних зауважень і рекомендацій під час підготовки до видання цих методичних вказівок.

1. МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ РОЗРАХУНКОВОЇ ЧАСТИНИ ПРОЕКТА

Пояснювальна записка до курсового проекту має містити наступні розділи і підрозділи:

1. Характеристика родовища.
 2. Запаси шахтного поля.
 3. Виробнича потужність і термін служби шахти. Режим роботи.
 4. Розкриття шахтного поля.
 5. Підготовка шахтного поля.
 6. Система розробки і технологія ведення очисних робіт.
 - 6.1 Система розробки.
 - 6.2 Технологія ведення очисних робіт.
 7. Визначення кількості очисних вибоїв і резерва видобутку шахти.
 8. Економіка і організація праці в очисному вибої.
 9. Заходи з техніки безпеки і охорони праці в очисному вибої.
- Нижче наведені рекомендації до їхнього виконання.

1.1 Характеристика родовища



ПБ: п. 3.5.2

ПТЕ: § 75



1. Черняк И.Л., Ярунин С.А., Бурчаков Ю.И. *Технология и механизация подземной добычи угля: Учебник для вузов.*— М.: Недра, 1981

2. *Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт: Учебное пособие для вузов/ И.Ф.Ярембаш, В.Д.Мороз, И.С.Костюк, В.И.Пилюгин. Под общ. ред. И.Ф.Ярембаша.*— Донецк: ДонГТУ, 1999.

У цьому розділі наводяться стислі гірничо-геологічні відомості про родовище, на основі яких виконується курсовий проект. Класифікуються пласти за потужністю, кутом падіння, вказується категорія шахти за метаном, характеризується вугілля за опірністю різанню. На основі порівняння вихідних даних і відомостей, що наведені в додатку А, класифікуються за тривкістю і обвалюваністю бокові породи пласта, що прийнятий до відробки.

Якщо курсовий проект виконується за умовами реально діючої шахти, то перед характеристикою родовища надається стислий опис цієї шахти: повна назва, місце розташування, її проектна і фактична (за 3–5 останніх років) виробнича потужність, рік здання в експлуатацію, початкові і остаточні балансові і промислові запаси, застосовані на шахті схема розкриття, спосіб підготовки, система розробки, засоби механізації, що використовуються при веденні очисних і підготовчих робіт. Також описуються кордони шахтного поля, і наводиться характеристика геологічних порушень у межах шахтного поля. Перераховані відомості можна використати з матеріалів звіту про виробничу практику.

1.2 Запаси шахтного поля



ПБ: п. 2.4.9
ПТЕ: § 16, 17



1. *Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых: Учеб. для вузов/ Дорохов Д.В., Сивохин В.И., Костюк И.С., Подтыкалов А.С. Под общ. ред. Д.В.Дорохова.— Донецк: ДонГТУ, 1997.*
2. *Сатицкий К.Ф. и др. Задачник по подземной разработке угольных месторождений. — М.: Недра, 1981.*

У розділі визначаються балансові й промислові запаси шахти, коефіцієнт видобування вугілля при розробці запасів.

Балансові запаси ($Q_{\text{бал}}$), виходячи з розмірів шахтного поля або його частини

$$Q_{\text{бал}} = S N \gamma \Sigma m, \quad (1.1)$$

де Σm — сумарна потужність пластів, м.

Балансові запаси вугілля повністю не видобуваються, не витягнута частина складає втрати вугілля. Розрізняють втрати:

— загальношахтні ($q_{\text{ц}}$) — у ціликах під об'єктами, що охороняються, спорудами, природними об'єктами на поверхні, а також запаси, які залишені на кордонах шахтних полів і поблизу геологічних порушень;

— експлуатаційні ($q_{\text{е}}$), що залежать від прийнятої системи розробки і технологічної схеми очисних робіт — у ціликах біля підготовчих виробок, в очисному просторі й на кордонах виїмкових ділянок, у пачках вугілля, що залишені біля покрівлі й підшви в очисних виробках, втрати відбитого вугілля під час його транспортування і т. ін.

Загальношахтні й експлуатаційні втрати складають проектні втрати

$$q_{\text{п}} = q_{\text{ц}} + q_{\text{е}}. \quad (1.2)$$

Загальношахтні втрати вугілля

$$q_{\text{ц}} = C_{\text{заг}} Q_{\text{бал}}, \quad (1.3)$$

де $C_{\text{заг}}$ — коефіцієнт загальношахтних втрат. Для пологістих пластів приймається у межах 0,01–0,02, для крутих пластів у межах 0,015–0,04.

Експлуатаційні втрати вугілля

$$q_{\text{е}} = C_{\text{е}} (Q_{\text{бал}} - q_{\text{ц}}), \quad (1.4)$$

де $C_{\text{е}}$ — коефіцієнт експлуатаційних втрат. При розробці тонких пластів рекомендується приймати у межах 0,05–0,1; при розробці пластів середньої потужності й потужних — у межах 0,1–0,15.

Промислові запаси шахти

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - q_{\text{п}}. \quad (1.5)$$

Результат розрахунку закруглюється до цілих десятків тисяч тон.

На основі розрахованих величин запасів вугілля визначається коефіцієнт видобування вугілля з надр

$$C_{\text{вид}} = Q_{\text{пр}} / Q_{\text{бал}}. \quad (1.6)$$

1.3 Виробнича потужність і термін служби шахти. Режим роботи



ПБ: п. 2.4.9

ПТЕ: § 121



1. *Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых: Учеб. для вузов/ Дорохов Д.В., Сивохин В.И., Костюк И.С., Подтыкалов А.С. Под общ. ред. Д.В.Дорохова.— Донецк: ДонГТУ, 1997.*

2. *Основные направления и нормы технологического проектирования. — М.: Министерство угольной промышленности СССР, 1986.*

Виходячи з обсягу промислових запасів і нормативних термінів служби шахт, з урахуванням надійності родовища встановлюється річна виробнича потужність шахти A_p з ряду: 0,9; 1,2; 1,5; 1,8; 2,4; 3,0; 3,6 і більше млн. тон вугілля. У проектах на рік приймається 300 робочих днів з видобування вугілля, тому добова виробнича потужність шахти складе відповідно 3000; 4000; 5000; 6000; 8000; 10000; 12000 тон вугілля.

Виробнича потужність шахти, що розробляє крутоспадні пласти має бути пов'язана з терміном служби горизонту (не менше 10 років) і регламентованою кількістю пластів, що водночас розробляються (не більш ніж 70-75% від загальної їх кількості; якщо більше ніж 50% пластів небезпечні з викидів вугілля й газу, — то не більше ніж 60% робочих пластів).

Термін служби шахти (у роках) визначається за формулою:

$$T = (Q_{\text{пр}}/A_p) + t_{\text{рз}}, \quad (1.7)$$

де $t_{\text{рз}}$ — час на розвинення й загасання робіт (2–5 років).

Рекомендується приймати термін служби шахти з виробничою потужністю до 1,8 млн.т/рік у інтервалі 40–50 років, а при потужності 1,8 млн.т/рік і вище — у інтервалі 50–70 років.

У деяких випадках, при проектуванні в умовах реальної шахти виробнича потужність і термін служби шахти можуть бути вказані у завданні на проектування.

У нинішній час для підземних робіт тривалість робочої зміни прийнята шість годин. Добовий режим роботи вибоїв вибирається виходячи з конкретних умов:

— при розробці пластів, що не є небезпечні з раптових викидів вугілля і газу — три видобувних зміни і одна ремонтно-підготовча зміна;

— при розробці пластів, що є небезпечні з раптових викидів — дві видобувні зміни, одна зміна для проведення спеціальних заходів і одна зміна ремонтно-підготовча.

Ремонт обладнання рекомендується планувати в першу зміну.

1.4 Розкриття шахтного поля



ПБ: п. 2.1.1, 3.6.8

ПТЕ: § 19 – 25



1. *Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых: Учеб. для вузов/ Дорохов Д.В., Сивохин В.И., Костюк И.С., Подтыкалов А.С. Под общ. ред. Д.В.Дорохова.— Донецк: ДонГТУ, 1997.*
2. *Черняк И.Л., Ярунин С.А., Бурчаков Ю.И. Технология и механизация подземной добычи угля: Учебник для вузов.— М.: Недра, 1981*
3. *Килячков А.П. Технология горного производства: Учеб. для вузов. — М.: Недра, 1992.*

При виборі способу розкриття шахтного поля слід враховувати умови залягання і газоносність пластів, потужність наносів, розміри шахтного поля, виробничу потужність шахти, а також спосіб підготовки шахтного поля¹.

Передусім необхідно прийняти рішення про проектування індивідуальної чи блокової шахти. Блокова шахта проектується при розмірі шахтного поля за простяганням більшому ніж 8–10 км і при значній багатометановості шахти (більшій ніж 10 м³/т.д.в.), великій її виробничій потужності (більшій ніж 1,5 млн. т/рік). Розміри блоків за простяганням здебільш приймаються від 2 до 4 км.

Рекомендується призводити розкриття шахтних полів переважно вертикальними стволами, за винятком випадків, коли можлива і доцільна повна конвеєризація шахти.

Вірно обраний спосіб розкриття має забезпечити концентрацію гірничих робіт у межах одного горизонту, ефективно провітрювання виробок, за можливостю максимальну концентрацію транспортного вантажопотока, безпечність й економічність.

Розміри ступеня за падінням при поверховій і панельній підготовці пологістих і похилих пластів приймати в межах: бремсбергові — 1000–1500 м, похилі — до 1200 м. При погоризонтній підготовці розміри за падінням бремсбергових ступенів — до 2000 м, похилих — 800–1500 м. При проектуванні глибоких шахт слід застосовувати (за можливістю) одnogоризонтні схеми розкриття пологістих пластів. Розміри ступеня за падінням мають бути кратними розміру за падінням поверху або яруса (див. п. 1.7).

Відстань між поверховими квершлагами при розкритті крутоспадних пластів приймається у межах 100–120 м.

У курсовому проекті достатньо на підставі аналізу декількох можливих у заданих умовах способів розкриття здійснити обґрунтування вибору одного з них. При цьому слід чітко вказати, який саме спосіб розкриття застосований у проекті, навести опис: які виробки проводяться у період розкриття шахтного поля і в якій послідовності, вказати їх призначення. Також необхідно вказати: які види транспортних засобів будуть у них використані, шлях руху повітряного струменю при провітрюванні вибоїв у бремсберговій частині шахтного поля.

¹З цієї причини при проектуванні спочатку слід обґрунтувати й вибрати спосіб підготовки шахтного поля

1.5 Підготовка шахтного поля



ПБ: п. 3.1.14, 4.1.13, 4.6.3, 6.2.3

ПТЕ: § 19 – 25



1. *Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых: Учеб. для вузов/ Дорохов Д.В., Сивохин В.И., Костюк И.С., Подтыкалов А.С. Под общ. ред. Д.В.Дорохова.— Донецк: ДонГТУ, 1997.*
2. *Черняк И.Л., Ярунин С.А., Бурчаков Ю.И. Технология и механизация подземной добычи угля: Учебник для вузов.— М.: Недра, 1981.*
3. *Килячков А.П. Технология горного производства: Учеб. для вузов. — М.: Недра, 1992.*
4. *Татаренко А.М., Максецкий И.П. Рудничный транспорт. — М.: Недра, 1990.*

При виборі способу підготовки шахтного поля слід враховувати умови залягання пластів, особливо наявність великих геологічних порушень, розмір шахтного поля за падінням, виробничу потужність шахти.

Основну увагу при виборі та проектуванні схеми підготовки шахтного поля слід приділяти забезпеченню:

— максимальної концентрації ведення очисних робіт у межах пласта, панелі, поверхи;

— максимальної концентрації вантажопотоку основними магістральними виробками (головними транспортними штреками, бремсбергами, похилами), застосовуючи, за можливістю, методи групування;

— безремонтного підтримання основних виробок (за рахунок вибору найбільш ефективного способу охорони і розташування підготовчих виробок — ціликами вугілля, бутовими смугами, проведенням їх по масиву обвалених порід або польовими в зоні розвантаження);

— ефективних схем провітрювання гірничих виробок.

Ці вимоги необхідно співвідносити до економічних і організаційно-технічних переваг і недоліків різноманітних способів підготовки шахтних полів.

Поверховий спосіб підготовки здебільш застосовується: при невеликих розмірах шахтного поля за простяганням (до 4 км); при кутах падіння пластів понад 18° (25°); при розкритті шахтного поля похилими стволами; при малій виробничій потужності шахти (що передбачає мале навантаження на пласт і, відповідно, малу кількість діючих очисних вибоїв на пласті). Похила висота поверхи при кутах падіння до 55° приймається у межах 100–400 м, при більших кутах падіння — в залежності від вертикальної його висоти, що визначена в схемі розкриття.

Панельний спосіб підготовки більш прийнятно застосовувати: на пластах з кутами падіння від 12° до 25° ; при значних розмірах шахтного поля за простяганням; в умовах, коли планується значне навантаження на пласт (тобто на пласті припускається розмістити велику кількість діючих очисних вибоїв за рахунок одночасної відробки декількох панелей). Панельний спосіб підготовки дозволяє забезпечити повну конвеєризацію транспорту у межах панелі й створює більш сприятливі можливості для застосування стовпових і комбінованих систем розробки. Розмір панелі за простяганням приймається переважно у межах від 1600 м до 3000 м.

Погоризонтний спосіб підготовки застосовується на пластах з кутом падіння до 12° (найбільш ефективний при $\alpha \leq 7^\circ - 8^\circ$), причому, виїмкові стовпи на пла-

стах потужністю до 2 м можуть вийматися лавами за повстанням (обводнені пласти відроблюються тільки лавами за повстанням). Відробка стовпів лавами за падінням можлива при будь-якій потужності пластів. Цей спосіб підготовки вважається найбільш прогресивним для пластів з невеликими кутами падіння.

На шахтах, що розробляють крутоспадні пласти, переважно застосовується поверхова підготовка шахтного поля з групуванням пластів. На кресленні схема підготовки зображується на рівні відкотного горизонту.

Вибравши спосіб підготовки, слід вказати його параметри: розміри і кількість ступенів, поверхів, панелей, ярусів у панелі, виїмкових стовпів, порядок їх відробки. У межах ступеню має бути розміщена ціла кількість поверхів (ярусів, виїмкових стовпів). Також слід описати порядок ведення підготовчих робіт, що забезпечують пуск перших лав у роботу, шлях руху повітряного струменю та шлях і засоби переміщення виробками вантажопотоку вугілля, породи, матеріалів.

1.6 Система розробки і технологія ведення очисних робіт

1.6.1 Система розробки



ПБ: 2.1.7, 2.3.2, 2.3.23, 2.4.6, 3.1.12, 3.4.1, 3.4.3, 3.4.4, 3.5.3, 3.5.5, 3.5.6, 3.5.7, 3.5.13, 6.2.6, 6.2.7, 8.1.6, 8.5.5

ПТЕ: § 23, 48, 75, 78 – 81, 127, 128, 155 – 158, 161, 188, 239 – 242, 257, 258, 291, 292, 295



1. *Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых: Учеб. для вузов/ Дорохов Д.В., Сивохин В.И., Костюк И.С., Подтыкалов А.С. Под общ. ред. Д.В.Дорохова. — Донецк: ДонГТУ, 1997.*
2. *Килячков А.П. Технология горного производства: Учеб. для вузов. — М.: Недра, 1992.*
3. *Черняк И.Л., Ярунин С.А., Бурчаков Ю.И. Технология и механизация подземной добычи угля: Учебник для вузов. — М.: Недра, 1981*

Вибір системи розробки має здійснюватися на підставі прийнятих рішень з підготовки шахтного поля, а також спільно з прийняттям основних рішень з технології ведення очисних робіт. Слід враховувати, що у деяких випадках прийняті у цьому розділі рішення можуть змінити параметри попередньо обраної системи розробки або навіть зробити неможливим її застосування.

При виборі системи розробки слід проаналізувати такі параметри як потужність і кут падіння пласта, глибину ведення робіт, гірничо-механічні властивості вміщуючих порід, величину газоносності, викиднебезпечність і обводненість пласта і порід, самозаймистість і міцність вугілля, технологічні та технічні параметри очисного і прохідницького обладнання, яке передбачається застосовувати. Прийнята система розробки має забезпечувати економічність видобування вугілля і високий рівень концентрації робіт.

При погоризонтному способі підготовки, — при сухих і слабкообвіднених вибоях, з припливом води до 5 м³/годину, приймати системи розробки з вийманням вугілля за падінням, а при потужності пласта до 2 м — системи розробки з вийманням вугілля за повстанням. Виймання вугілля лавами за простяганням може бути прийняте при будь-яких кутах падіння пласта (при кутах падіння до 10° такий напрямок виймання мусить мати обґрунтування).

Суцільну систему розробки слід застосовувати при вийманні багатогазоносних пластів у складних гірничо-геологічних умовах, здебільшого на великих глибинах, і при потужності пласта 0,7–1,3 м. Причому, пластове підготування може застосовуватися при несамозагоряючих вугіллях і нездимаючих породах підосви. Якщо ж породи підосви є здимаючі, то на пластах з кутом падіння до 15° застосовується система розробки з проведенням штреків слідом за лавою і охорона виробок має здійснюватися двосторонніми бутовими смугами.

Стовпові системи розробки можуть застосовуватися при вугіллі, що самозагоряється, при нездимаючих породах підосви, а також при слабкоздимаючих породах за штучного зміцнювання порід, при розробці викидонебезпечних пластів.

Комбіновані системи розробки застосовуються при розробці багатогазоносних пластів, з метою зниження витрат на підтримання виробок, підвищення навантаження на лаву та з інших причин. На газоносних пластах слід застосовувати прямоточну схему провітрювання з підсвіженням витікаючого струменю повітря, що забезпечить повне або часткове відокремлене розбавлення метану за джерелами його надходження у рудникову атмосферу.

При виборі системи розробки можна користуватися блок-схемою, що наведена на рисунку 1.1.

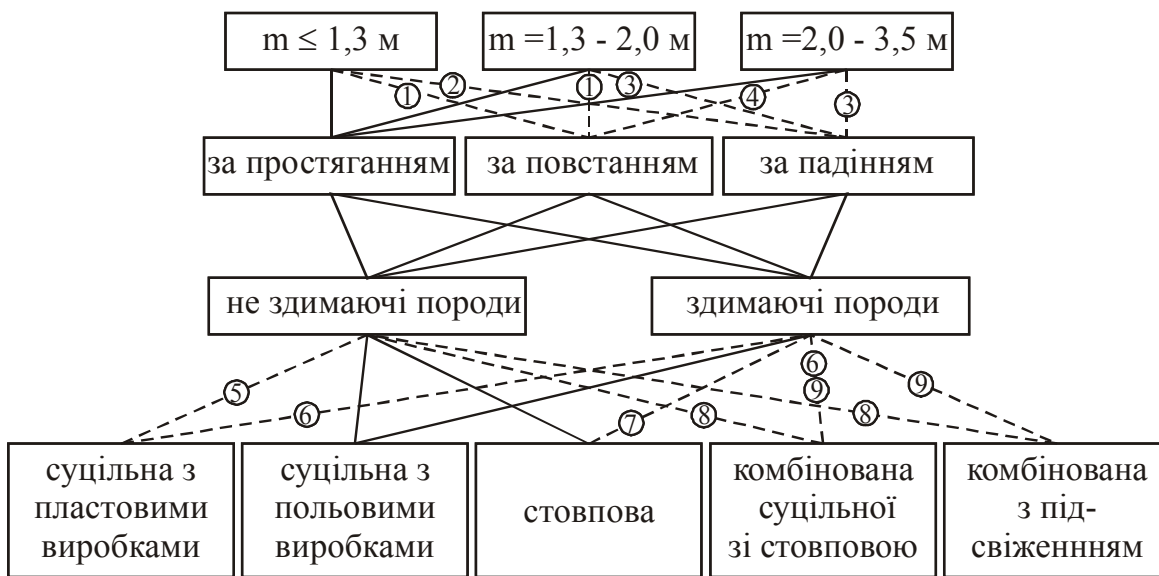


Рисунок 1.1 — Блок-схема прийнятних варіантів системи розробки

— прийнятне без обмежень;

- - - прийнятне з обмеженнями;

1 — при $\alpha \leq 10^\circ$; 2 — при $\alpha \leq 10^\circ$ і сухих вибох; 3 — при $\alpha \leq 10^\circ$ і слабкій обводненості; 4 — при $\alpha \leq 10^\circ$, за відсутністю віджиму вугілля, та за будь-якою обводненістю; 5 — при $m \leq 1,3$ м; вугілля несамозаймисте; 6 — з охороною виробок двосторонніми бутовими смугами; $m = 0,7 - 1,3$ м, вугілля несамозаймисте; 7 — при слабкоздимаючих породах або невеликій товщині здимаючого шару; при штучному укріпленні порід або їх розвантаженні; 8 — при пластових виробках, $m \leq 1,3$ м; при спеціальних способах охорони $m \leq 2,0 - 2,5$ м; вугілля несамозаймисте; при польових виробках — без обмежень; 9 — при польових виробках.

При розробці дуже тонких пластів, а також тонких у складних гірничо-геологічних умовах слід передбачати системи розробки з безлюдним вийманням

вугілля. При розробці крутих пластів потужністю 0,7–2,5 м, особливо якщо вони є викидонебезпечні, рекомендується застосовувати виймання щитовими агрегатами смугами за падінням.

Слід пам'ятати і враховувати, що системи розробки мають багато різновидів.

У цьому розділі належить також висвітлити питання:

— розташування дільничних виробок (польове, пластове, вид і розмір підривання бокових порід). Необхідно прийняти тип кріплення підготовчих виробок. Якщо в покрівлі виробки залягають тривкі породи (пісковики, вапняки), то доцільно застосовувати трапецієвидне кріплення і виробку проводити з нижнім підриванням. У інших випадках доцільно застосовувати аркове триланцюгове (п'ятиланцюгове) кріплення. Відомості про кріплення, що нині випускаються наведені в довідниках [4];

— порядку ведення підготовчих і очисних робіт;

— підготовки стовпів до виймання (індивідуальними штреками, з проведенням штреків у присік до виробленого простору, з повторним використанням штреків, спарованими, здвоєними штреками, комбіноване). Проведення виробок у масиві вугілля або у присік до виробленого простору слід застосовувати здебільш на великих глибинах, при потужності пластів більшій ніж 1,5 м, при важкообвалюваній покрівлі і підшві, складеній з пластичних глинястих порід. Повторне використання виробок — при легко- і середньообвалюваній покрівлі та малоздимаючих підшвах на невеликій глибині (до 400 м);

— охорони виїмкових виробок (більш докладно спосіб охорони виробок висвітлено в п. 1.6.2.5);

— яка зі схем провітрювання буде застосована (з горизонтальним, висхідним або низхідним рухом струменя повітря очисним вибоєм, прямоточно, зворотньоточно, з відокремленим розведенням шкідливостей за джерелами їх надходження);

— розробки викидонебезпечного пласта (якщо такий вказаний в завданні).

1.6.2 Технологія ведення очисних робіт



ПБ: п. 2.2.10, 2.3.13

ПТЕ: § 105 – 108, 118, 125, 132, 162



1. Черняк И.Л., Ярунин С.А., Бурчаков Ю.И. *Технология и механизация подземной добычи угля: Учебник для вузов.*— М.: Недра, 1981.

2. Килячков А.П. *Технология горного производства: Учеб. для вузов.* — М.: Недра, 1992.

3. *Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт: Учебное пособие. для вузов/ И.Ф.Ярембаш, В.Д.Мороз, И.С.Костюк, В.И.Пилюгин. Под общ. ред. И.Ф.Ярембаша.*— Донецк: ДонГТУ, 1999.

На основі аналізу вихідних даних і попередньо прийнятих рішень з системи розробки обгрунтувати і розробити технологічну схему ведення очисних робіт, розрахувати її основні параметри. При цьому послідовно вирішити наступні задачі:

1. Обгрунтування способу управління покрівлею, необхідності прийняття додаткових заходів зі збільшення тривкості бокових порід або їх розукріплення, вибір типу привибійного кріплення.
2. Обгрунтування способу відбивання вугілля у вибої, основних параметрів і схеми роботи виїмкових машин.

3. Вибір типу і типорозміра механізованого кріплення (механізованого комплексу) або, для лав з індивідуальним кріпленням, — розрахунок параметрів паспорта кріплення і управління покрівлею.
4. Проектування технології робіт на кінцевих дільницях лави.
5. Розрахунок навантаження на очисний вибій і параметрів графіка організації робіт на протязі доби.

Нижче наведені рекомендації з виконання перерахованих пунктів.

1.6.2.1 Спосіб управління покрівлею, заходи зі збільшення тривкості бокових порід, обґрунтування типу привибійного кріплення.



ПБ: п. 2.3.21, 2.3.22, 2.3.27, 2.4.12

ПТЕ: § 96 – 104



1. Черняк И.Л., Ярунин С.А., Бурчаков Ю.И. *Технология и механизация подземной добычи угля: Учебник для вузов.* — М.: Недра, 1981
2. *Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт: Учебное пособие для вузов/ И.Ф.Ярембаш, В.Д.Мороз, И.С.Костюк, В.И.Пилюгин. Под общ. ред. И.Ф.Ярембаша.* — Донецк: ДонГТУ, 1999.
3. *Машины и оборудования для угольных шахт: Справочник /Под ред. В.Н. Хорина. — 4-е изд. перераб. и доп. — М.: Недра, 1987. — 424 с.*
4. *Машины и оборудование для шахт и рудников /С.Х. Клорикьян, В.В. Старичев, М.А. Серебряный и др. — М.: МГТУ, 1994. — 471 с.*
5. *Руководство (типовые паспорта) по управлению кровлей и креплению очистных забоев с индивидуальной крепью на пластах с углами падения до 35°/ Министерство угольной промышленности СССР. —Донецк, 1991.*

На підставі раніше встановленої категорії порід покрівлі за обвалюваністю належить прийняти або відхилити можливість застосування способу управління покрівлею повним обваленням, що є єдиним, при якому цілком доцільно використовувати механізоване кріплення. При важкообвалюваних породах покрівлі розглянути можливість застосування механізованого кріплення з великим опором посадочного ряду стояків (більше ніж $0,8 \text{ МН/м}^2$) або проведення заходів, спрямованих на розукріплення порід покрівлі (передове торпедування, нагнітання води в породи та ін.). Якщо прийнято рішення про проведення таких заходів — слід вказати їхній вид, навести стислу характеристику і зобразити схему робіт з розукріплення порід покрівлі. Якщо розукріплення важкообвалюваних порід покрівлі не утворюється, а також при класі порід покрівлі за обвалюваністю A'_4 — слід приймати інший спосіб управління покрівлею (з тих що рекомендуються), а кріплення привибійного простору призводити із застосуванням індивідуального кріплення.

Призвести аналіз тривкості порід нижнього шару покрівлі та порід верхнього шару підосви і, за необхідністю, запроектувати заходи з підвищення їхньої тривкості (зобразити на схемі й навести опис робіт, що виконуються).

На підставі проведеного аналізу і прийнятих рішень зробити остаточний висновок про обраний спосіб управління покрівлею і тип кріплення в лаві (механізоване або індивідуальне).

1.6.2.2 Спосіб відбивання вугілля у вибої і основні параметри роботи виїмкових машин



ПБ: п. 2.4.11, 3.6.3 – 3.6.6

ПТЕ: § 124



1. Черняк И.Л., Ярунин С.А., Бурчаков Ю.И. *Технология и механизация подземной добычи угля: Учебник для вузов.*— М.: Недра, 1981
2. *Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт: Учебное пособие. для вузов/ И.Ф.Ярембаш, В.Д.Мороз, И.С.Костюк, В.И.Пилюгин. Под общ. ред. И.Ф.Ярембаша.*— Донецк: ДонГТУ, 1999.
3. *Машины и оборудования для угольных шахт: Справочник /Под ред. В.Н. Хорина. – 4-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. – 424 с.*
4. *Машины и оборудование для шахт и рудников /С.Х. Клорикьян, В.В. Старичев, М.А. Серебряный и др. – М.: МГТУ, 1994. – 471 с.*

Стругове виїмання вугілля застосовується:

- при видобуванні м'якого і тріщинуватого вугілля або крихких антрацитів;
- за наявності в лаві зони віджиму вугілля;
- при категорії тривкості покрівлі Б₄–Б₅;
- при витриманій гіпсометрії пласта в межах виїмкової ділянки;
- за відсутності міцної спайки вугілля з покрівлею і підшвою;
- за відсутності в пласті міцних включень;
- за відсутності геологічних порушень у виїмковому полі;
- на викидонебезпечних пластах;
- за необхідністю отримання вугілля великих фракцій.

Оскільки у вихідних даних до курсового проектування не наведено відомостей з багатьох із перерахованих факторів, то в проектах приймати виїмання вугілля стругом при збігу трьох умов¹: категорії тривкості покрівлі Б₄–Б₅, пласт викидонебезпечний і опірність вугілля різанню менше ніж 220 кН/м і, звичайно, в умовах можливості застосування струга за потужністю пласта і кутом падіння. На підставі аналізу вихідних даних і технічних характеристик комбайнів, стругових і скреперостругових установок (див. додаток Б), встановити тип виїмкової машини, яку передбачається застосовувати в лаві. За необхідністю, при виборі комбайна, слід також встановити типи механізованих комплексів, в яких ці комбайни використовуються.

Якщо в якості виїмкової машини у вибої прийнято очисний комбайн — розрахувати його швидкість подачі при виїманні вугілля за наступною методикою².

Опірність вугілля різанню у привибійній частині пласта (кН/см)

$$A_{\text{рф}} = A_{\text{р}} K_{\text{від}}, \quad (1.8)$$

де $A_{\text{р}}$ — опірність вугілля різанню у невіджатому масиві, кН/см;
 $K_{\text{від}}$ — коефіцієнт віджиму вугілля, визначається за формулою:

¹ Це не є областю застосування виїмання стругами, а лише відокремлені умови, при яких студенти у проектах мусять приймати цю технологію, бо вона у студентських проектах здебільш безпідставно не використовується.

² Студенти груп ЕМК, ЕМО за погодженням з керівником можуть не виконувати розрахунки за формулами 1.8 – 1.13

$$K_{\text{від}} = 0,48 + \frac{r - 0,1m}{r + m}, \quad (1.9)$$

де r — ширина захоплення комбайна, м;
 m — виймана потужність пласта, м.

Визначається можлива швидкість подачі комбайна за потужністю його привода $v_{\text{ппр}}$ (м/хв) — з використанням даних табл. 1.1 встановлюється двічі (зазначається як $v'_{\text{ппр}}$ та $v''_{\text{ппр}}$), — при значеннях опірності вугілля різанню, найближчих до $A_{\text{рф}}$ — $A'_p = A_p < A_{\text{рф}}$ та $A''_p = A_p > A_{\text{рф}}$ (див. табл. 1.1, колонки 5–8)

$$v'_{\text{ппр}}(v''_{\text{ппр}}) = v_{\text{ппр1}} - \frac{m - m_1}{m_2 - m_1}(v_{\text{ппр1}} - v_{\text{ппр2}}), \quad (1.10)$$

де m_1 і m_2 — відповідно мінімальне і максимальне значення вийманої потужності пласта для даного типу комбайна, м (див. табл. 1.1, колонка 3);

$v_{\text{ппр1}}$, $v_{\text{ппр2}}$ — значення швидкості подачі комбайна, що відповідають m_1 і m_2 (див. табл. 1.1, колонки 5–8), м/хв.

Остаточно, при фактичній опірності вугілля різанню $A_{\text{рф}}$, можлива швидкість подачі комбайна за потужністю привода визначається як

$$v_{\text{ппр}} = \left[v'_{\text{ппр}} - \frac{A_{\text{рф}} - A'_p}{A''_p - A'_p}(v'_{\text{ппр}} - v''_{\text{ппр}}) \right] k_{\text{пк}}, \quad (1.11)$$

де $k_{\text{пк}}$ — коефіцієнт збільшення швидкості подачі комбайна при вийманні крихкого і дуже крихкого вугілля, що приймає значення

$$k_{\text{пк}} = \begin{cases} 1,0 & \text{— для в'язкого вугілля} \\ 1,15 & \text{— для крихкого вугілля} \\ 1,30 & \text{— для дуже крихкого вугілля} \end{cases}.$$

У курсових проектах (за відсутності відомостей про вугілля, що видобувається) вважати вугілля з опірністю різанню 3 кН/см і більше в'язким, а з опірністю меншою ніж 3 кН/см — крихким.

Визначається складова сили різання у напрямку подачі комбайна $F_{\text{п}}$ (кН)

$$F_{\text{п}} = F'_{\text{п}} - \frac{A_{\text{рф}} - A'_p}{A''_p - A'_p}(F'_{\text{п}} - F''_{\text{п}}), \quad (1.12)$$

де $F'_{\text{п}}$ та $F''_{\text{п}}$ — складові сили різання у напрямку подачі комбайна (кН), відповідні меншому $A'_p = A_p < A_{\text{рф}}$ і більшому $A''_p = A_p > A_{\text{рф}}$ табличним значенням опірності вугілля різанню (див. табл. 1.1, колонки 9–12).

Можлива швидкість подачі комбайна з припустимого тягового зусилля його механізму подачі $v_{\text{тяг}}$ (м/хв)

$$v_{\text{тяг}} = \frac{v_{\text{ппр}}}{0,1F_{\text{п}}} [0,1F_{\text{т}} - 1,4G(0,2 + 0,016\alpha)], \quad (1.13)$$

Таблиця 1.1 — Технічні характеристики комбайнів

Тип комбайна	Ширина захоплення, м	Виймана потужність пласта, м	Маса комбайна G , т	Можлива швидкість подачі комбайна за потужністю привода $v_{ппр}$ (м/хв) при опірності вугілля різанню A_p (кН/см)				Складова сили різання у напрямку подачі F_n (кН) при опірності вугілля різанню A_p (кН/см)				Технічно припустима швидкість подачі $v_{пдоп}$ (м/хв)	Тягове зусилля F_t , кН
				1	2	3	4	1	2	3	4		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
1К101У	0,80	0,80–1,20	10,4	4,5–3,9	2,7–1,8	1,5–1,0	–	31	35	37	–	4,5	120
1К101УД	0,80	0,95–1,30	9,7	10,0–8,0	8,0–4,5	5,0–3,0	4,0–2,5	33	46	54	62	6,0	140
К103М	0,80	0,60–1,20	11,9	5,0–4,5	3,6–2,8	3,0–2,6	2,6–2,0	31	35	37	39	5,0	200
1ГШ68	0,63	1,10–2,50	16,0	6,0	6,0–5,4	6,0–2,8	4,6–2,0	52	74	91	106	6,0	120
												4,4	160
2ГШ68	0,63	1,10–2,50	17,0	10,0	10,0–8,2	9,0–5,4	7,5–3,1	52	76	108	136	10,0	150
												6,0	250
ГШ200Б	0,80	0,95–1,50	14,7	6,0	6,0–5,4	5,0–3,2	4,5–2,0	36	62	71	85	5,0	160
	0,63												180
ГШ200В	0,80	0,95–1,50	12,2	6,0	6,0–5,4	6,0–4,2	5,0–3,1	40	67	79	97	5,0	200
ГШ500	0,63	1,30–2,70	19,0	10,0	9,0–8,0	8,0–5,6	7,5–3,0	52	76	108	136	10,0–6,0	250
РКУ10	0,63	1,10–1,93	19,1	10,0	10,0–8,5	9,0–5,5	7,0–3,2	44	62	85	103	10,0–6,5	180
РКУ13	0,63	1,35–2,60	24,8	10,0	10,0–7,5	9,0–5,5	8,0–3,0	66	92	105	116	10,0–8,5	300
КА90	0,80	0,60–1,20	10,8	5,0–4,5	5,0–4,0	3,8–2,4	2,3–1,3	31	35	37	39	5,0	200
КШ1КГУ	0,63	1,60–3,20	24,0	6,0–4,1	3,1–1,4	1,8–0,8	1,1–0,4	62	69	79	85	4,4	160
КШ3М	0,50	1,60–3,20	24,0	5,5	3,6	2,0	1,4	64	83	94	103	5,5	140
	0,63											4,4	180
2КШ3	0,50	1,60–3,20	30,0	8,3	4,9	2,9	2,0	66	92	105	116	10,0	150
	0,63											5,0	300
2К52М	0,63	1,00–1,70	10,5	5,5	5,3–3,4	4,0–2,2	3,2–1,9	44	52	56	61	5,5	140
												4,4	180

де F_T — тягове зусилля подавальної частини комбайна, кН (див. табл. 1.1, колонка 14). Якщо наведені два значення F_T , то приймати більше з них;

G — маса комбайна, т (див. табл. 1.1, колонка 4);

α — кут падіння пласта (град) — коли лава, розташована за падінням пласта; коли лава розташована за простяганням приймати $\alpha = 0$.

Отримана швидкість подачі комбайна $v_{\text{тяг}}$ порівнюється з технічно припустимою швидкістю подачі $v_{\text{доп}}$ (див. табл. 1.1, колонка 13) з відповідним тяговим зусиллям. Якщо $v_{\text{доп}} < v_{\text{тяг}}$, то слід повторити розрахунок за формулою (1.13) з меншим тяговим зусиллям F_T .

Остаточно приймається більше значення $v_{\text{тяг}}$ (але таке, що не перевищує відповідне табличне значення технічно припустимої швидкості подачі комбайна $v_{\text{доп}}$). Якщо $v_{\text{тяг}}$ в обох випадках перевищує технічно припустиму швидкість подачі комбайна, то приймати $v_{\text{тяг}}$ як рівну максимальному значенню $v_{\text{доп}}$.

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

$$v_{\text{кр}} = v_{\text{крт}} k_{\text{сх}} k_{\text{уп}} k_{\text{ст}}, \quad (1.14)$$

де $v_{\text{крт}}$ — швидкість кріплення при послідовній схемі пересування кріплення і тривких бокових породах, м/хв, визначається за даними табл. 1.2;

$k_{\text{сх}}$ — коефіцієнт, що враховує схему пересування кріплення: при послідовному пересуванні $k_{\text{сх}} = 1,0$; при застосуванні схем пересування через 1–2 секції $k_{\text{сх}} = 1,5–1,8$;

$k_{\text{уп}}$ — коефіцієнт зниження швидкості кріплення зі збільшенням кута падіння пласта α :

— при роботі комплексів за простяганням та

— $\alpha < 9^\circ$ $k_{\text{уп}} = 1,0$;

— $9^\circ < \alpha < 35^\circ$ $k_{\text{уп}} = 1,0 - 0,013(\alpha - 9)$;

— при роботі за падінням пласта та

— $\alpha < 6^\circ$ $k_{\text{уп}} = 1,0$;

— $6^\circ < \alpha < 15^\circ$ $k_{\text{уп}} = 1,0 - 0,0066 \cdot \alpha - 0,00087 \cdot \alpha^2$;

$k_{\text{ст}}$ — коефіцієнт, що враховує тривкість і обводненість порід покрівлі і підошви, — для порід тривких і середньої тривкості приймається $k_{\text{ст}} = 1,0$; для слабких порід $k_{\text{ст}} = 0,7–0,8$; для слабких і обводнених порід $k_{\text{ст}} = 0,5–0,7$.

Можлива швидкість подачі комбайна, що обмежена швидкістю пересування машиніста при вийманні вугілля в лаві $v_{\text{п.маш}}$

при $0,8 \leq m < 1,1$ м $v_{\text{п.маш}} = 1,7–2,3$ м/хв;

при $1,1 \leq m < 1,3$ м $v_{\text{п.маш}} = 2,3–4,5$ м/хв.

При потужності пласта понад 1,3 м і при дистанційному управлінні комбайном швидкість подачі комбайна не обмежується швидкістю пересування машиніста.

Остаточно швидкість подачі комбайна $v_{\text{п}}$ приймається з умови

$$v_{\text{п}} = \min(v_{\text{ппр}}, v_{\text{тяг}}, v_{\text{кр}}, v_{\text{маш}}). \quad (1.15)$$

Таблиця 1.2 — Швидкість встановлення кріплення в лаві

Тип кріплення	Швидкість встановлення кріплення, м/хв		
	при послідовній схемі пересування механізованого кріплення і тривких породах	при індивідуальному кріпленні і $\alpha < 20^\circ$	
		породи покрівлі тривкі і середньої тривкості	породи покрівлі нетривкі
1М103, КД90, МК98	2,40	—	—
М88, 2М87, М87, М137, М138	2,55	—	—
МТ	2,45	—	—
К75Б, 1К85Б, 1КБ	2,15	—	—
ОКП	2,00	—	—
ГСУ2 (1 стояк під верхняк при $m = 1,0-2,0$ м)	—	1,52	1,35
ГСУ6 (1 стояк під верхняк при $m = 1,0-2,0$ м)	—	1,35	1,20
ГВТ (1 стояк під верхняк при $m < 1,20$ м)	—	0,87	0,74
ГВТ (1 стояк під верхняк при $m = 1,21-1,80$ м)	—	0,80	0,68
ГВТ (2 стояки під верхняк при $m < 1,20$ м)	—	0,50	0,42
ГВТ (2 стояки під верхняк при $m = 1,21-1,80$ м)	—	0,45	0,39
ГВС (1 стояк під верхняк при $m > 1,80$ м)	—	0,62	0,52
ГВС (2 стояки під верхняк при $m > 1,80$ м)	—	0,34	0,29

Якщо як засіб виймання прийнятий струг — розрахувати швидкість його руху, товщину стружки і швидкість руху ланцюга скребкового конвеєра за наступною методикою (справедливою для човникової роботи струга).

Максимальна товщина стружки h_c (м), що обмежена опірністю вугілля різанню (при всіх значеннях висоти струга H_c)

$$h_c = \frac{1}{100} (a_1 - a_2 A_p - a_3 H_c), \quad (1.16)$$

де a_1, a_2, a_3 — коефіцієнти, значення яких наведені в табл. 1.3;

A_p — опірність вугілля різанню у невіджатому масиві, кН/см;

H_c — висота струга, м (див. табл. 1.4).

Таблиця 1.3 — Значення коефіцієнтів a_1, a_2 і a_3 для стругових установок

Стругова установка	Значення коефіцієнтів		
	a_1	a_2	a_3
УСТ2А, УСТ2М	11,2	3,3	6,80
УСВ	14,4	2,4	8,10
СО75	13,0	2,1	6,93
СН75	13,3	2,3	5,62

Таблиця 1.4 — Технічні характеристики стругових установок

Тип установок	Виймана потужність, т	Висота струга H_c , м	Площа завантажувального перерізу конвеєра S_k , m^2	швидкості руху (м/с) струга v_c , і скребкового ланцюга конвеєра v_k при режимах роботи					
				$v_c < v_k$		$2v_k < v_c \leq 3v_k$ ($v_c \approx 3v_k$)		$v_k < v_c \leq 2v_k$	
				v_c	v_k	v_c	v_k	v_c	v_k
УСТ2А	0,55–1,00	0,365	0,070	0,48	0,88	—	—	—	—
		0,465	0,100						
УСТ2М	0,55–1,00	0,330	0,060	0,62	1,08	1,48	0,54	1,48	1,08
		0,410	0,085						
		0,490	0,100						
УСВ	0,80–1,95	0,665	0,150	0,92	1,00	1,51	0,53	1,51	1,00
		0,835	0,210						
		1,005	0,250						
СО75	0,60–0,85	0,410	0,100	0,77	1,22	1,52	0,62	1,52	1,22
		0,490	0,115						
СО75	0,85–1,50	0,410	0,110	0,77	1,22	1,52	0,62	1,52	1,22
		0,490	0,150						
		0,570	0,195						
СН75	0,65–0,85	0,570	0,115	0,77	1,22	1,52	0,62	1,52	1,22
		0,615	0,120						
СН75	0,85–1,50	0,570	0,160	0,77	1,22	1,52	0,62	1,52	1,22
		0,615	0,180						
		0,660	0,210						

Значення H_c і h_c , що отримані за формулою (1.16), заносяться в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 — Значення максимальної товщини стружки, що обмежена опірністю вугілля різанню і прийнятною спроможністю конвеєра

Висота струга H_c , м	Товщина стружки h_c (м), що обмежена опірністю вугілля різанню	Товщина стружки h_k (м), що обмежена прийнятною спроможністю конвеєра, при роботі установки у режимах		
		$v_c < v_k$	$2v_k < v_c \leq 3v_k$ ($v_c \approx 3v_k$)	$v_k < v_c < 2v_k$

Максимальна товщина стружки, що обмежена прийнятною спроможністю конвеєра h_k (м):

□ при роботі стругової установки у режимі $v_c < v_k$

$$h_k = 0,5(h_{KB} + h_{KП}), \quad (1.17)$$

де h_{KB} — товщина стружки (м) за прийнятною спроможністю конвеєра при зістрічному ході струга (назустріч руху скребкового ланцюга конвеєра)

$$h_{KB} = \frac{S_k(v_k + v_c)}{m\psi v_c}, \quad (1.18)$$

де S_k — площа завантажувального перерізу конвеєра (m^2);

ψ — коефіцієнт розпушування вугілля

$$\psi = \frac{\gamma}{\gamma'}, \quad (1.19)$$

де γ — щільність вугілля в масиві, т/м³;

γ' — щільність вугілля у розпушеному стані, т/м³, $\gamma' \approx 0,75\gamma$;

$h_{\text{кп}}$ — товщина стружки за прийнятною спроможністю конвеєра при попутному русі струга (у напрямку руху скребкового ланцюга конвеєра)

$$h_{\text{кп}} = \frac{S_{\text{к}}(v_{\text{к}} - v_{\text{с}})}{m\psi v_{\text{с}}}. \quad (1.20)$$

Величини $h_{\text{кп}}$, $h_{\text{кв}}$ и $h_{\text{к}}$ визначаються для всіх значень висоти струга $H_{\text{с}}$. Значення $h_{\text{к}}$, що отримані за формулою (1.17), заносяться в табл. 1.5.

□ при роботі стругової установки у режимі $2v_{\text{к}} < v_{\text{с}} \leq 3v_{\text{к}}$ ($v_{\text{с}} \approx 3v_{\text{к}}$), розрахунок для всіх значень висоти струга:

$$h_{\text{к}} = \frac{S_{\text{к}}(v_{\text{с}}^2 - v_{\text{к}}^2)}{m\psi v_{\text{с}}(3v_{\text{с}} - v_{\text{к}})}. \quad (1.21)$$

Величини $h_{\text{к}}$, що отримані за формулою (1.21), заносяться в табл. 1.5.

□ при роботі стругової установки у режимі $v_{\text{к}} < v_{\text{с}} < 2v_{\text{к}}$ (з паузою для часткового розвантаження конвеєра), розрахунок для всіх значень висоти струга.

Для розрахунку використовується формула (1.17). Величина $h_{\text{кв}}$, що входить у цей вираз визначається за формулою (1.18), а $h_{\text{кп}}$ — за формулою

$$h_{\text{кп}} = \frac{S_{\text{к}}(v_{\text{с}} - v_{\text{к}})}{m\psi v_{\text{с}}}. \quad (1.22)$$

Отримані величини $h_{\text{к}}$ заносяться в табл. 1.5.

Максимальна теоретична продуктивність стругової установки (т/хв), що обмежена опірністю вугілля різанню $q_{\text{с}}$, і прийнятною спроможністю конвеєра $q_{\text{к}}$:

□ при роботі у режимах $v_{\text{с}} < v_{\text{к}}$ і $2v_{\text{к}} < v_{\text{с}} \leq 3v_{\text{к}}$ ($v_{\text{с}} \approx 3v_{\text{к}}$), розрахунок для всіх значень висоти струга

$$q_{\text{с}} = 60m\gamma h_{\text{с}} v_{\text{с}}, \quad (1.23)$$

$$q_{\text{к}} = 60m\gamma h_{\text{к}} v_{\text{с}}. \quad (1.24)$$

Отримані значення заносяться в табл. 1.6.

□ при роботі стругової установки у режимі $v_{\text{к}} < v_{\text{с}} < 2v_{\text{к}}$ (з паузою перед реверсом для розвантаження конвеєра), розрахунок для всіх значень висоти струга

$$q_{\text{с}} = 60m\gamma h_{\text{с}} v_{\text{с}}^{\text{сп}}, \quad (1.25)$$

$$q_{\text{к}} = 60m\gamma h_{\text{к}} v_{\text{с}}^{\text{сп}}, \quad (1.26)$$

де $v_{\text{с}}^{\text{сп}}$ — середня швидкість руху струга (м/с) з урахуванням паузи перед реверсом, слід приймати

$$v_c^{cp} = v_k. \quad (1.27)$$

Значення, що отримані за формулами (1.25) і (1.26) для відповідного режиму роботи, заносяться в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 — Теоретична продуктивність стругової установки при різних режимах роботи струга

Висота струга ¹ , м	Значення теоретичної продуктивності стругової установки, т/хв	
	за опірністю вугілля різанню q_c	за прийнятною спроможністю конвеєра q_k
1	2	3
Режим роботи $v_c < v_k$		
H_{c1}		
H_{c2}		
H_{c3}		
Режим роботи $2v_k < v_c \leq 3v_k$ ($v_c \approx 3v_k$)		
H_{c1}		
H_{c2}		
H_{c3}		
Режим роботи $v_k < v_c < 2v_k$		
H_{c1}		
H_{c2}		
H_{c3}		

Визначення раціональних технічних і технологічних параметрів стругової установки:

□ на підставі даних табл. 1.6 встановлюється найбільше зі значень q_c , при якому виконується умова $q_c \leq q_k$. Це значення приймається як теоретична продуктивність стругової установки q , тобто:

$$q = q_c^{\max} \leq q_k; \quad (1.28)$$

□ на підставі даних табл. 1.6 встановлюється режим роботи стругової установки і висота струга H_c ;

□ для встановленого режиму роботи стругової установки визначається швидкість руху струга v_c і скребкового ланцюга конвеєра v_k ;

□ за даними табл. 1.5 для встановленої висоти струга H_c , знаходиться відповідна їй товщина стружки h_c (що обмежена опірністю вугілля різанню);

□ якщо раціональним режимом роботи стругової установки є режим $v_k < v_c < 2v_k$, то необхідно визначити тривалість паузи t_{Π} (с) для часткового розвантаження конвеєра перед реверсом струга:

$$t_{\Pi} = \frac{\ell_{\text{л}}(v_c - v_k)}{v_c v_k}, \quad (1.29)$$

де $\ell_{\text{л}}$ — довжина лави, м.

¹ У колонці 1 під позначенням H_{c1} , H_{c2} , H_{c3} мається відповідно перша, друга і, якщо є, то й третя за значенням величини висоти струга. Замість цих позначень в таблицю слід записати фактичні значення висоти струга

1.6.2.3 Кріплення в лаві



ПБ: п. 2.3.7, 2.3.16, 2.3.18, 2.3.20, 2.3.24

ПТЕ: § 94, 95, 115



1. Черняк И.Л., Ярунин С.А., Бурчаков Ю.И. *Технология и механизация подземной добычи угля: Учебник для вузов.*— М.: Недра, 1981
2. *Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт: Учебное пособие для вузов/ И.Ф.Ярембаш, В.Д.Мороз, И.С.Костюк, В.И.Пилюгин. Под общ. ред. И.Ф.Ярембаша.*— Донецк: ДонГТУ, 1999.
3. *Машины и оборудования для угольных шахт: Справочник /Под ред. В.Н. Хорина. – 4-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. – 424 с.*
4. *Машины и оборудование для шахт и рудников /С.Х. Клорикьян, В.В. Старичев, М.А. Серебряный и др. – М.: МГГУ, 1994. – 471 с.*
5. *Руководство (типовые паспорта) по управлению кровлей и креплению очистных забоев с индивидуальной крепью на пластах с углами падения до 35°/ Министерство угольной промышленности СССР. — Донецк, 1991.*

Обирається тип і типорозмір механізованого комплексу, а для лав з індивідуальним кріпленням обирається технологічна схема очисних робіт і здійснюється розрахунок параметрів паспорта кріплення і управління покрівлею.

Вибір типу кріплення в лаві (див. додаток В) здійснюється шляхом аналізу тривкості і обвалюваності порід покрівлі, потужності і кута падіння пласта, опору верхнього шару порід підшви вдавлюванню, міри тріщинуватості нижнього шару порід покрівлі та зіставлення умов роботи з технічними характеристиками кріплень. У випадку, коли умовам задовільняють декілька типів кріплень, слід керуватися наступними рекомендаціями:

— перевагу слід віддавати кріпленням нового технічного рівня (КД90, М137, М138, МТ, 1МК103М) і здатним пересуватися з підпором покрівлі;

— для покрівель класів А₁, А₂, і Б₄, Б₅ застосовувати механізовані кріплення з опором підтримуючої частини до 500 кН/м², і з опором посадочного ряду до 950 кН/м²;

— для покрівель класу А₃ застосовувати механізовані кріплення з опором підтримуючої частини 600 кН/м² і більше, опором посадочного ряду — більше ніж 1000 кН/м² і такими, що мають початковий розпір не менше 0,7 опору підтримуючої частини;

— при значному виділенні метана у привибійний простір слід приймати механізоване кріплення з найбільшим перерізом, вільним для проходу повітря;

— при обранні індивідуального привибійного кріплення переважно приймати гідравлічні стояки і металеві верхняки.

На крутоспадних пластах, якщо дозволяють гірничо-геологічні умови, слід орієнтуватися на застосування механізованих кріплень і агрегатів.

Вибір типорозміру механізованого кріплення ґрунтується на порівнянні необхідних габаритних розмірів кріплення з розмірами, що наведені у технічній характеристиці конкретного кріплення.

Необхідна мінімальна конструктивна висота кріплення

$$H_{\min} = m_{\min}(1 - \alpha b_3) - a_p, \quad (1.30)$$

де $m_{\min}$ — мінімальна виймана потужність пласта у межах виїмкового поля, мм;
 b_3 — відстань від вибою до заднього стояка кріплення, м;
 α — коефіцієнт, що враховує конвергенцію (опускання) порід покрівлі в лаві на 1 м ширини привибійного простору в частках від потужності пласта. В залежності від категорії порід покрівлі за обвалюваністю значення α приймаються:

категорія A_1	$\alpha = 0,04$
категорія A_2	$\alpha = 0,025$
категорії A_3, A_4	$\alpha = 0,015$;

a_p — величина запасу розсуваності для розвантаження кріплення (для пластів потужністю до 0,8 м приймати $a_p = 30$ мм, для потужніших $a_p = 50$ мм).

Необхідна максимальна конструктивна висота кріплення

$$H_{\max} = m_{\max}(1 - \alpha b_{\pi}), \quad (1.31)$$

де $m_{\max}$ — максимальна виймана потужність пласта, мм;

b_{π} — відстань від вибою до переднього стояка кріплення, м.

Якщо у завданні на проектування наведене середнє значення потужності пласта m , то приймати

$$m_{\min} = 0,9m; \quad m_{\max} = 1,1m.$$

Отримані значення $H_{\min}$ і $H_{\max}$ порівнюються з конструктивними параметрами кріплення: мінімальною $H_{\min.k}$ і максимальною $H_{\max.k}$ висотою секцій кріплення по задньому ряду стояків. Умовою можливості використання обраного типорозміру кріплення є вконання співвідношень:

$$H_{\min} \geq H_{\min.k}; \quad H_{\max} \leq H_{\max.ê}.$$

Вибір технологічної схеми очисних робіт в лавах з індивідуальним кріпленням слід призводити з урахуванням рекомендованих типових паспортів кріплення (див. табл. А.2) і з використанням типових технологічних схем очисних робіт [5].

Вибір типу і типорозміру стояків індивідуального кріплення здійснюється за наступною методикою.

Приймається тип гідравлічного стояка, тип і типорозмір металевго верхняка. При цьому перевагу слід віддавати кріпленню з гідравлічних стояків і металевих верхняків з найменшою масою.

Встановлюється необхідність застосування додаткових зйомних опір (при низькому опорі верхнього шару порід підшви вдавлюванню), для чого розраховується потрібна площа нижньої опори стояка $F_{оп}$ (м²)

$$F_{оп} = \frac{P_c}{\bar{\sigma}_{вд} - 2\sigma'}, \quad (1.32)$$

де P_c — робочий опір стояка, МН;

$\bar{\sigma}_{вд}$ — середнє значення опору верхнього шару підшви вдавлюванню, МПа.

Можна приймати $\bar{\sigma}_{вд} = (3,2 - 5,8)f_{підшви}$;

σ' — середньоквадратичне відхилення опору верхнього шару підшви вдавлюванню, МПа

$$\sigma' = (0,08 - 0,12) \bar{\sigma}_{\text{вд}}.$$

Якщо $F_{\text{оп}} < 0,016 \text{ м}^2$, то гідравлічний стояк можна використовувати без додаткових зйомних нижніх опір. У протилежному випадку визначається діаметр опори $D_{\text{оп}}$ (м)

$$D_{\text{оп}} = 2 \sqrt{\frac{F_{\text{оп}}}{\pi}}. \quad (1.33)$$

Визначається потрібна мінімальна висота стояка (мм)

$$H_{\text{min}} = m_{\text{min}}(1 - \alpha b_3) - h_{\text{верх}} - h_{\text{оп}} - a_p, \quad (1.34)$$

де α — коефіцієнт, що враховує конвергенцію порід покрівлі в лаві на одному метрі ширини привибійного простору в частках від потужності пласта. Значення коефіцієнта наведені в методиці вибору типорозміра механізованого кріплення;

b_3 — відстань від вибоя лави до найбільш віддаленого стояка привибійного кріплення, м;

$h_{\text{верх}}$ — товщина верхняка (мм). Металеві верхняки типу ВР мають висоту 35 мм, типу ВВ30 і ВВ30М — 86 мм;

$h_{\text{оп}}$ — товщина додаткової нижньої зйомної опори ($h_{\text{оп}} = 15\text{--}20$ мм);

a_p — запас розсуваності стояка ($a_p = 30\text{--}50$ мм).

Визначається потрібна максимальна висота стояка (мм)

$$H_{\text{max}} = m_{\text{max}}(1 - \alpha \cdot b_{\text{п}}) - h - h_{\text{оп}}, \quad (1.35)$$

де $b_{\text{п}}$ — мінімальна ширина безстоякового привибійного простору, м.

Значення H_{min} і H_{max} порівнюються з конструктивними параметрами кріплення: мінімальною $H_{\text{min.к}}$ і максимальною $H_{\text{max.к}}$ висотою стояків. Умовою можливості використання обраного типорозміру стояків є виконання співвідношень:

$$H_{\text{min}} \geq H_{\text{min.к}}; \quad H_{\text{max}} \leq H_{\text{max.к}}. \quad (1.36)$$

При виборі типорозміра посадочного кріплення «Спутник» встановлюється потрібна мінімальна H_{min} і максимальна H_{max} висота стояків цього кріплення:

$$H_{\text{min}} = m_{\text{min}}(1 - \alpha R_{\text{к}}) - \Theta, \quad (1.37)$$

$$H_{\text{max}} = m_{\text{max}}(1 - \alpha R_{\text{о}}), \quad (1.38)$$

де $R_{\text{к}}$ — максимальна ширина привибійного простору, що підтримується кріпленням, м;

$R_{\text{о}}$ — мінімальна ширина привибійного простору, що підтримується кріпленням, м;

Θ — запас розсуваності стояка кріплення «Спутник» ($\Theta = 40\text{--}60$ мм).

Можливість використання обраного типорозміру кріплення «Спутник» перевіряється за співвідношенням (1.36).

Крок розстановки приви́бійного і посадочного кріплення вздовж вибою визначається у наступній послідовності.

Максимально можливий крок розстановки комплектів (рам) приви́бійного кріплення вздовж лінії вибою $\ell_{p.обр}$ (м), при якому відвертається обвалення шару порід покрівлі в закріпленому приви́бійному просторі

$$\ell_{p.обр} = 3,2B + \Gamma, \quad (1.39)$$

де B — висота нижнього шару покрівлі, м;

Γ — відстань між тріщинами в нижньому шарі покрівлі, м.

Мінімально необхідна щільність встановлення стояків приви́бійного кріплення $P_{пр}$ (стояків/м²), при якій забезпечується необхідний опір тиску порід покрівлі

$$P_{пр} = \frac{1}{P_c} \left(Q_n - \frac{zg_n}{R_k} \right), \quad (1.40)$$

де P_c — робочий опір гідростояка, МН;

Q_n — нижня межа сумарного опору приви́бійного і посадочного кріплення, МПа (див. табл. 1.7);

Таблиця 1.7 — Значення нижньої межі сумарного опору приви́бійного і посадочного кріплення, а також опору кріплення посадочного ряду

Категорія порід покрівлі за обвалюваністю	Нижня межа сумарного опору приви́бійного і посадочного кріплення Q_n (МПа), для пластів потужністю			Мінімально необхідний опір кріплення посадочного ряду g_n , МН/м
	до 1,0 м	1,01–2,0 м	2,01–3,6 м	
A_1	0,20	0,30	0,40	0,4
A_2	0,25	0,35	0,45	0,6
A_3, A_4	0,40	0,60	0,80	0,8

z — змінна, що приймає значення 1, якщо передбачається встановлення посадочного кріплення, і 0 — якщо встановлення його не передбачається;

g_n — мінімально необхідний опір посадочного ряду, МН/м (див. табл. 1.7).

Відстань між комплектами приви́бійного кріплення (рамками кріплення) вздовж лінії вибою $\ell_{p.сопр}$ (м), при якій забезпечується їх мінімально необхідний опір тиску порід покрівлі

$$\ell_{p.сопр} = \frac{N}{R_k P_{пр}}, \quad (1.41)$$

де N — кількість гідравлічних стояків у комплекті приви́бійного кріплення при максимальній ширині приви́бійного простору, шт.

Крок встановлення комплектів (рамок) приви́бійного кріплення вздовж лінії вибою ℓ_p (м)

$$\ell_p = \min(\ell_{p.обр}, \ell_{p.сопр}). \quad (1.42)$$

Значення ℓ_p закруглюється у меншу сторону з точністю до 0,1 м.

Максимально можливий крок встановлення посадочного кріплення $\ell_{\text{пос}}^{\text{м}}$ (м)

$$\ell_{\text{пос}}^{\text{м}} = R_{\text{пк}} / g_{\text{п}}, \quad (1.43)$$

де $R_{\text{пк}}$ — робочий опір стояка посадочного кріплення, МН.

При розробці крутоспадних пластів, у якості привибійного кріплення застосовуються встановлювані за лінією падіння пласта комплекти кріплення, що складені з дерев'яних стояків і розпилів по покрівлі і підшві. Розрахунок паспорта кріплення у цьому випадку не призводиться. За всіх умов відстань між стояками приймається: за падінням — 1 м, за простяганням (перпендикулярно вибою) — 0,9 м.

1.6.2.4 Розрахунок обсягу добового видобутку вугілля в лаві



ПБ: п. 3.1.14



1. Нормативы нагрузки на очистные забои действующих угольных шахт при различных горно-геологических условиях и средствах механизации выемки. — М.: МУП СССР, 1982.
2. Нормативы нагрузки на очистные забои, оборудованные механизированными комплексами повышенного технического уровня. ИГД им. А.А. Скочинского. — М.: Недра, 1989. — 59 с.
3. Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт: Учебное пособие. для вузов/ И.Ф.Ярембаш, В.Д.Мороз, И.С.Костюк, В.И.Пилугин. Под общ. ред. И.Ф.Ярембаша.— Донецк: ДонГТУ, 1999.
4. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых: Учеб. для вузов/ Дорохов Д.В., Сивохин В.И., Костюк И.С., Подтыкалов А.С. Под общ. ред. Д.В.Дорохова.— Донецк: ДонГТУ, 1997.
5. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Государственный нормативный акт по охране труда.— К.: Основа, 1994.
6. Руководство по дегазации угольных шахт.— М.: 1990.

Розрахунок максимально можливого видобутку вугілля в лаві за добу $A_{\text{л}}$ (т/доб) здійснюється для пласта, що вказаний в завданні, за двома факторами: за газовим і за продуктивністю виїмкового механізму.

Розрахунковий добовий видобуток в лаві не може бути меншим за величину нормативного добового навантаження для заданих гірничотехнічних умов.

Нормативне добове навантаження на очисний вибій:

$$A_{\text{н}} = (A_0 + a\Delta\ell_{\text{оз}}) \frac{n_{\text{зм}} \cdot T_{\text{зм}}}{1080} \cdot \frac{\gamma}{1,3} k_{\text{г}} k_{\text{п}} k_{\text{е}}, \quad (1.44)$$

де A_0 — норматив навантаження на очисний вибій, т/доб (див. додаток Г); якщо потужність пласта відмінна від вказаного в додатку Г значення, то A_0 обчислюється за формулою:

$$A_0 = A_1 + \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (A_2 - A_1), \quad (1.45)$$

де m_1, m_2 — відповідно найближче менше і більше табличні (в додатку Г) значення вийманої потужності пласта, м;

A_1, A_2 — табличні значення нормативних навантажень, т/доб;

a — поправка до норматива навантаження при зміні довжини очисного вибою на 1 м;

$\Delta \ell_{\text{оз}}$ — різниця довжин очисного вибою (прийнятої і нормативної), м;

$n_{\text{зм}}$ — кількість змін з видобування вугілля на добу;

$T_{\text{зм}}$ — тривалість зміни, хв;

γ — щільність гірничої маси в масиві без урахування порід, що присікаються, т/м³;

$k_{\text{Г}}$ — коефіцієнт, що враховує гірничо-геологічні умови, $k_{\text{Г}} = 0,85-0,95$;

$k_{\text{П}}$ — поправочний коефіцієнт, що уводиться при використанні двох комбайнів. В залежності від потужності пласта коефіцієнт $k_{\text{П}}$ приймає значення:

$$m = 0,8-1,2 \text{ м} \quad k_{\text{П}} = 1,3$$

$$m = 1,21-1,6 \text{ м} \quad k_{\text{П}} = 1,2$$

$$m = 1,61-3,2 \text{ м} \quad k_{\text{П}} = 1,1.$$

$k_{\text{е}}$ — поправочний коефіцієнт, що залежить від терміна експлуатації комплексу: при експлуатації від 1 до 2 років $k_{\text{е}} = 0,9$; більше двох років — $k_{\text{е}} = 0,85$.

Навантаження на очисний вибій (т/доб) за продуктивністю комбайна:

$$A_{\text{Л}}^{\text{м}} = \frac{(T_{\text{зм}} - t_{\text{пз}}) n_{\text{зм}} \ell_{\text{Л}} \gamma \mu c}{T_{\text{ц}}}, \quad (1.46)$$

де $t_{\text{пз}}$ — тривалість підготовчо-завершальних операцій (20–30 хв);

$\ell_{\text{Л}}$ — довжина лави, м. Орієнтовно приймати як рівну довжині комплексу в постачанні, або за потужності пласта до 0,9 м у межах 150–170 м, і 170–220 м за потужності пласта більше 0,9 м;

$г$ — ширина захоплення комбайна, м;

c — коефіцієнт видобування вугілля в очисному вибої ($c = 0,98$);

$T_{\text{ц}}$ — тривалість цикла виймання вугілля, хв

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{в}} + y t_{\text{з}} + t_{\text{к}}, \quad (1.47)$$

де $t_{\text{в}}$ — тривалість виймання вугілля комбайном на протязі циклу, хв

$$t_{\text{в}} = (\ell_{\text{Л}} - \sum \ell_{\text{н}}) \left(\frac{1}{v_{\text{П}} K_{\text{Г}}} + \Delta t_{\text{во}} \right) K_{\text{о}}, \quad (1.48)$$

де $\sum \ell_{\text{н}}$ — сумарна довжина ніш, м. Для забезпечення безнішової технології виймання вугілля достатньо, щоб прилеглі до лави підготовчі виробки мали площу поперечного перерізу в світлі не менше 12 м² — для виробок, закріплених арочним кріпленням і 10 м² — для виробок, що закріплені кріпленням з прямолінійним верхняком. Якщо безнішова технологія не передбачається, то довжина частини лави, що не обробляється комбайном, тобто мінімальна довжина ніші $\ell_{\text{н}}$, стосовно до схеми, що зображена на рис. 1.2, обчислюється як

$$\ell_{\text{н}} = c + b_{\text{к}} + \ell_{\text{пр}} - b_{\text{ш}} - \ell_{\text{во}}, \quad (1.49)$$

де c — мінімальна величина зазору між конвеєром і кріпленням виробки, м;

b_k — ширина става конвеєра, м;

$\ell_{пр}$ — довжина привода вибійного конвеєра, м (див. табл. Б2);

$b_{ш}$ — ширина виробки у місці сполучення з лавою, м;

$\ell_{во}$ — довжина виліту виконавчого органу комбайна від його опорних лиж, м.

У комбайнів 1К101, 1К101У, 1К101УД $\ell_{во} = 1250$ мм, у комбайна 2К52 $\ell_{во} = 1320$ мм, у комбайнів 1ГШ68, 2ГШ68Б, ГШ200Б, ГШ500 та РКУ $\ell_{во} = 650$ мм.

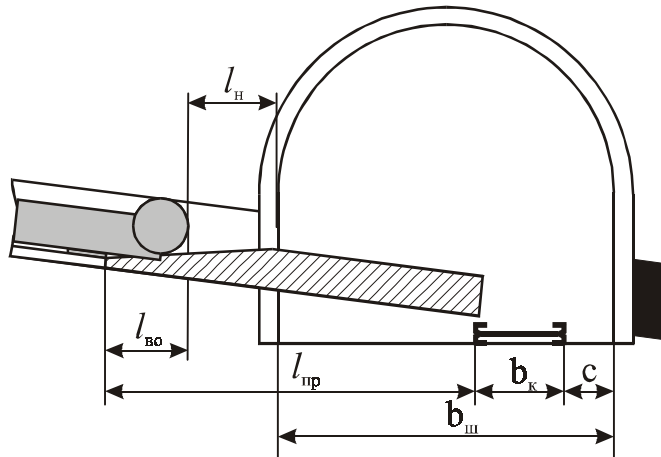


Рисунок 1.2 — Схема до визначення довжини ніш при вийманні вугілля комбайнами

Формула (1.49) може використовуватися для визначення довжини ніші на сполученні лави з транспортною виробкою. Якщо виймання здійснюється комбайном з двостороннім розташуванням виконавчих органів, то в розрахунку довжини ніші на сполученні лави з вентиляційною виробкою складова b_k буде відсутня. При односторонньому розташуванні виконавчих органів комбайна замість розміру $\ell_{во}$ слід підставляти довжину комбайна.

$v_{п}$ — швидкість подачі комбайна при вийманні вугілля, м/хв;

$K_r = 0,75-0,85$ — коефіцієнт готовності виїмкового обладнання;

$\Delta t_{во} = 0,1-0,2$ — відносні витрати часу на допоміжні операції (усунення перешкод на шляху комбайна, заміна різаків, підтягування кабеля і шланга зрощення та ін.), що віднесені до 1 м довжини лави, хв/м;

$K_0 = 1,10-1,15$ — коефіцієнт, що враховує відпочинок робітників і непередбачені простой (з позалавних причин);

y — змінна, що приймає значення 1 при односторонній схемі роботи комбайна і значення 0 при човниковій схемі роботи комбайна;

t_3 — тривалість зачищення вугілля комбайном на протязі цикла, хв

$$t_3 = \frac{(\ell_{л} - \sum \ell_n) K_0}{V_{пз} K_r}, \quad (1.50)$$

де $V_{пз}$ — швидкість подачі комбайна при зачищенні вугілля, м/хв. Приймати $V_{пз} \approx 0,8 V_{доп}$, де $V_{доп}$ — максимальна технічно припустима (маневрова) швидкість подачі комбайна;

t_k — тривалість кінцевих операцій (хв.) розраховується на підставі регресивних залежностей, встановлених ДонВУГІ (див. табл. 1.8).

Таблиця 1.8 — Тривалість кінцевих операцій t_k

Регресивні залежності для визначення тривалості кінцевих операцій	Місце виконання кінцевих операцій
за відсутності ніші	
$t_{k1} = 57,5 + 10,2 \ln h - 28,8 \ln m + 10,2 \ln \ell_d$ $t_{k2} = 54,8 + 15,7 \ln h - 9 \ln m + 10,3 \ln \ell_{дпв}$	На сполученні лави з пройденою (що проводиться) в масиві вугілля виробкою На сполученні лави з виробкою, що використовується вдруге
за наявності ніші	
$t'_{k1} = 55,5 + 13 \ln h - 1,7 \ln m - 12,8 \ln \ell_{н1}$ $t'_{k2} = 60,9 + 1,7 \ln h + 24,2 \ln m + 4,9 \ln \ell_{н2}$	На сполученні лави з пройденою (що проводиться) в масиві вугілля виробкою На сполученні лави з виробкою, що використовується вдруге

У табл. 1.8 прийняті наступні позначення:

h — потужність порід безпосередньої покрівлі, м;

ℓ_d — довжина дільниці лави (на сполученні з пройденою в масиві вугілля виробкою), на якій породи покрівлі схильні до процесів розшарування і зміщення, і котрі зумовлені наявністю цієї виробки, м;

$\ell_{дпв}$ — довжина дільниці лави (на сполученні з виробкою, що повторно використовується), на якій породи покрівлі схильні до процесів розшарування і зміщення, і котрі зумовлені наявністю цієї виробки, $\ell_{дпв} = (1,3-1,5) \ell_d$, м.

Величина ℓ_y визначається за формулою:

$$\ell_y = 0,11 (12,5 + 1,6h + 0,05H), \quad (1.51)$$

де H — глибина закладання виробки, м.

Якщо кінцеві операції виконуються на обох кінцях лави (при човниковій схемі роботи комбайна), то, при визначенні t_k , розраховуються осереднені витрати часу на виконання кінцевих операцій

$$t_k = 0,5(t_{k1} + t_{k2}) \quad \text{або} \quad t_k = 0,5(t'_{k1} + t'_{k2}). \quad (1.52)$$

Навантаження на вибій за продуктивністю стругової установки, т/доб:

$$A_{зм} = T_{зм} n_{зм} q k_m, \quad (1.53)$$

де $T_{зм}$ — тривалість зміни, хв;

$n_{зм}$ — кількість змін з видобування вугілля за добу;

q — теоретична продуктивність стругової установки, т/хв;

k_m — змінний коефіцієнт машинного часу, $k_m = 0,40-0,45$.

Розрахунок навантаження на вибій за газовим чинником.

Якщо проектування ведеться в умовах діючої шахти, то розрахунок максимально припустимого навантаження на вибій за газовим чинником слід робити з урахуванням фактичної багатометановості згідно з "Руководством по проектированию вентиляции угольных шахт" [6].

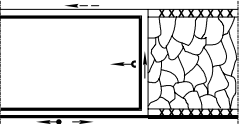
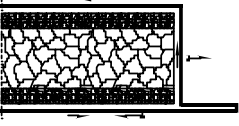
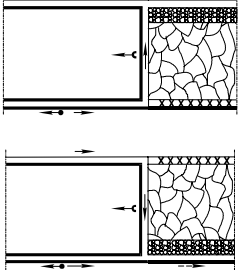
Максимально припустиме навантаження на вибій за газовим чинником

$$A_{\Gamma} = \left(\frac{q_p A_n}{1440} \right)^{-1,67} \left(\frac{Q_p}{194} \right)^{1,93} A_n, \quad (1.54)$$

де q_p — очікувана середня відносна багатометановість очисної виробки або дільниці, $\text{м}^3/\text{т}$; приймається за даними табл. 1.9 в залежності від схеми провітрювання дільниці;

Q_p — максимальні витрати повітря ($\text{м}^3/\text{хв}$) в очисній виробці або дільниці, які можна використати для розведення метану до припустимої концентрації. Розраховуються за формулами, що наведені в табл. 1.9.

Таблиця 1.9 — Розрахунок параметрів Q_p і q_p

Деякі схеми провітрювання виїмкової дільниці	Напрямок руху вихідного струменя повітря	Q_p , $\text{м}^3/\text{хв}$	q_p , $\text{м}^3/\text{т}$
	на масив	$60V_{\max} F_{\text{оч}} k_{\text{ут.в}}$	$q_{\text{уч}}$
	на вироблений простір при $q_{\text{уч}}/q_{\text{оч}} > k_{\text{ут.в}}$ при $q_{\text{уч}}/q_{\text{оч}} \leq k_{\text{ут.в}}$	$60V_{\max} F_{\text{оч}} k_{\text{ут.в}}$ $60V_{\max} F_{\text{оч}} k_{0.3}$	$q_{\text{уч}}$ $q_{\text{оч}}$
	на вироблений простір	$60V_{\max} F_{\text{оч}} k_{0.3}$	$q_{\text{оч}}$

Прийняті в таблиці 1.9 позначення:

$q_{\text{уч}}$, $q_{\text{оч}}$ — відповідно відносна багатометановість виїмкової дільниці і лави, $\text{м}^3/\text{т}$. Визначаються за формулами (1.57) і (1.58);

$k_{\text{ут.в}}$ — коефіцієнт що враховує витікання повітря через вироблений простір у межах виїмкової дільниці, визначається за формулами (1.59) і (1.60);

$V_{\max}$ — максимально припустима за ПБ середня швидкість руху повітря у привибійному просторі, $\text{м}/\text{с}$;

$F_{\text{оч}}$ — мінімальна площа (м^2) поперечного перерізу привибійного простору лави в світлі. Для механізованих комплексів визначається інтерполяцією:

$$F_{\text{оч}} = F_{\min} + (m - m'_{\min}) \frac{F_{\max} - F_{\min}}{m'_{\max} - m'_{\min}}, \quad (1.55)$$

де $F_{\min}$ і $F_{\max}$ — відповідно мінімальна і максимальна площа поперечного перерізу лави в світлі, м^2 (приймаються за даними табл. В.1);

$m'_{\min}$ і $m'_{\max}$ — відповідно мінімальна і максимальна потужність пласта, що виймається комплексом, м.

Для лав, що обладнані індивідуальним кріпленням

$$F_{\text{оч}} = 0,9mb, \quad (1.56)$$

де b — мінімальна ширина приви́бійного простору згідно з прийнятим паспортом кріплення і управління покрівлею в лаві.

$k_{0,3}$ — коефіцієнт, що враховує рух частини повітря виробленим простором, що примикає до приви́бійного, приймається за даними табл. 1.10.

Таблиця 1.10 — Значення коефіцієнта $k_{0,3}$

Спосіб управління покрівлею	Породи безпосередньої покрівлі	$k_{0,3}$
Повне обвалення	пісковики	1,30
	піщані сланці	1,25
	глинясті сланці	1,20
	сипкі	1,05
Плавне опускання	незалежно від порід	1,15
Часткове закладання	те ж	1,10
Повне закладання	"	1,05
Повне обвалення при роботі щитових агрегатів	"	1,15

Величини $q_{\text{уч}}$ і $q_{\text{оч}}$ при застосуванні дегазації джерел метановиділення визначаються за формулами:

$$q_{\text{уч}} = q_{\text{пл}}(1 - k_{\text{д.пл}}) + q_{\text{в.п}}(1 - k_{\text{д.в.п}}); \quad (1.57)$$

$$q_{\text{оч}} = q_{\text{пл}}(1 - k_{\text{д.пл}}) + k_{\text{в.п}}q_{\text{в.п}}(1 - k_{\text{д.в.п}}), \quad (1.58)$$

де $q_{\text{пл}}$ — відносне метановиділення з пласта, що розроблюється, $\text{м}^3/\text{т}$;

$k_{\text{д.пл}}$ — коефіцієнт дегазації пласта, приймається в межах 0,2–0,4;

$k_{\text{в.п}}$ — коефіцієнт, що враховує метановиділення з виробленого простору в приви́бійний простір лави. Для схем з направленням вихідного струменю повітря з лави на масив приймається рівним 1; для схем з направленням вихідного струменю повітря з лави на вироблений простір і з охороною дільничної вентиляційної виробки кострами, бутокострами, побутовою смугою з вікнами (каналами) або суцільною побутовою смугою завширшки до п'яти метрів $k_{\text{в.п}}$ приймається рівним 0, в інших випадках $k_{\text{в.п}} = 0,5$;

$q_{\text{в.п}}$ — відносне метановиділення у вироблений простір з суміжних пластів і пропластків, розташованих у вміщуючих породах, $\text{м}^3/\text{т}$;

$k_{\text{д.в.п}}$ — коефіцієнт дегазації джерел метановиділення з виробленого простору приймається у межах 0,3–0,5;

Коефіцієнт витікань повітря через вироблений простір:

— при відробці пологістих і похилих пластів з управлінням покрівлею повним обваленням або плавним опусканням і при направленні вихідного струменя повітря у напрямку виробленого простору лави

$$k_{\text{ут.в}} = 1 + 0,5m_{\text{в.пр}} \exp(0,24f_{\text{ср}} - 0,35F_{\text{оч}}); \quad (1.59)$$

— при направленні вихідного струменя повітря у напрямку масива вугілля

$$k_{\text{ут.в}} = 1 + 0,13m_{\text{в.пр}} \exp(0,35f_{\text{ср}} - 0,25F_{\text{оч}}), \quad (1.60)$$

де $m_{\text{в.пр}}$ — виїмана потужність пласта з породними прошарками, м;

$f_{\text{ср}}$ — середньозважений коефіцієнт міцності порід покрівлі за проф. Прото-д'яконовим на відстані від пласта, рівній восьмиразовій його потужності.

Для остаточного встановлення величини навантаження на очисний вибій $A_{\text{л}}$ здійснюється перевірка відповідності меншої з отриманих величин значенню нормативного навантаження: $\min(A_{\text{л}}^{\text{г}}, A_{\text{л}}^{\text{м}}) = A_{\text{л}}$. У випадку, коли при розрахунку максимально припустимого навантаження на вибій буде отримане $A_{\text{л}} > A_{\text{н}}$, то ані газовий чинник, ані очисні машини, що застосовуються не обмежують навантаження на лаву; якщо $A_{\text{л}} < A_{\text{н}}$ — обмежують і, отже, не може бути забезпечена окупність витрат на видобування вугілля. Тоді слід вжити заходи щодо зняття цього обмеження, тобто зі збільшення навантаження $A_{\text{л}}$ до рівня $A_{\text{н}}$:

— якщо навантаження на вибій обмежене газовим чинником, — такі, наприклад, як:

- збільшення площі поперечного перерізу привибійного простору за рахунок застосування кріплення, яке менше захаращує робочий простір лави;
- проведення ефективної дегазації пласта і виробленого простору;
- застосування систем розробки зі схемами провітрювання з повним або частковим відокремленням розведенням шкідливостей за джерелами виділення;
- збільшення швидкості руху повітря лавою (при дотриманні відповідних вимог ПБ);

— якщо навантаження на вибій обмежене продуктивністю виїмкового механізму, слід передбачити:

- заміну комбайна на більш продуктивний;
- заміну двигуна комбайна на більш потужний.

Всі необхідні заходи мають бути чітко вказані, викладена їхня суть і, за можливістю, наведена спрощена схема, що їх пояснює. Слід прагнути до того, щоб газовий чинник не був тим, що стримує рівень видобутку лави.

Якщо все ж таки добове навантаження на вибій виявиться нижче за нормативне, то слід відмовитись від прийнятого очисного обладнання, або ж обґрунтувати необхідність його застосування вимогами безпеки робіт.

1.6.2.5 Проектування технології робіт на кінцевих дільницях лави і конструкції сполучення лави з дільничними виробками



ПБ: п. 2.2.3, 2.3.19, 4.6.5

ПТЕ: § 52, 116



1. *Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт: Учебное пособие для вузов/ И.Ф.Ярембаш, В.Д.Мороз, И.С.Костюк, В.И.Пилюгин. Под общ. ред. И.Ф.Ярембаша.— Донецк: ДонГТУ, 1999.*
2. *Черняк И.Л., Ярунин С.А., Бурчаков Ю.И. Технология и механизация подземной добычи угля: Учебник для вузов.— М.: Недра, 1981.*
3. *Справочник по креплению горных выработок/ Гелескул М.Н., Хорин В.Н., Киселев Е.С., Бушуев Н.П. — М.: Недра, 1972.*
4. *Унифицированные типовые сечения горных выработок. Том 1, 2. — К.: Будівельник, 1971.*
5. *Прогрессивные паспорта крепления, охраны и поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой технологии отработки угольных пластов. — Л.: ВНИМИ, 1985.*
6. *Руководство (типовые паспорта) по управлению кровлей и креплению очистных забоев с индивидуальной крепью на пластах с углами падения до 35°/ Министерство угольной промышленности СССР. —Донецк, 1991.*
7. *Технология работ на концевых участках лав / Г.П.Чалый, А.И.Шульга, В.И.Теряник, П.С.Ермаченко.— К.:Техніка, 1980.*

Обирається форма поперечного перерізу виїмкових виробок, матеріал і тип кріплення, вид підривання бокових порід. Площа поперечного перерізу виробки має задовольняти вимогам ПБ у частині дотримання необхідних експлуатаційних зазорів і проходів, швидкості руху повітря виробкою. Також, за необхідності, площа поперечного перерізу виробки має дозволяти в достатній мірі виносити головки привода конвеєра лави на штрек з метою забезпечення безнішового виймання вугілля. Тому розраховуються мінімально припустимі площі (m^2) поперечного перерізу виробок:

— виходячи з габаритів транспортних засобів і регламентованою ПБ шириною зазорів і проходів — $S_{тр}^{min}$;

— за швидкістю руху повітря виробкою — S_B^{min} ;

— із забезпечення технології безнішового виймання вугілля — S_T^{min} .

У якості проектної площі поперечного перерізу виробки приймається типовий переріз виробки $S_{вир}$, що задовольняє умові

$$S_{вир} \geq \max(S_{тр}^{min}, S_B^{min}, S_T^{min}). \quad (1.61)$$

Площа поперечного перерізу виробки $S_{тр}^{min}$ отримується на основі розрахунку мінімально необхідної ширини виробки в світлі $B_{вир}$ і визначається як сума габаритних розмірів транспортних засобів, що використовуються в цій виробці, величин регламентованих ПБ зазорів і проходів. Далі, за довідниками, підбирається типовий переріз виробки, що має ширину не менше $B_{вир}$.

Площа поперечного перерізу виробки S_T^{min} входить у співвідношення (1.61) лише у випадку, коли проектується безнішове виймання вугілля.

Мінімальна площа поперечного перерізу виробки, що обмежена швидкістю руху повітря:

$$S_{\text{в}}^{\text{min}} = \frac{Q_{\text{р}}}{60V_{\text{max}}} . \quad (1.62)$$

Зміст і обсяг робіт на сполученні лав з виїмковими виробками визначаються типом обладнання в лаві, розмірами виробок, що примикають до лави, типом їх кріплення, способом їхньої охорони. На сполученні лав з підготовчими виробками здійснюється виймання і кріплення ніш, підготовка комбайна до зняття чергової смуги вугілля, кріплення сполучення з виробками, що прилягають до лави, пересування головного і кінцевого приводів конвеєра, зведення охоронних споруд, погашення виробок, що прилягають до лави, скорочення або нарощування штрекового конвеєра та інші роботи.

Підготовка ніші призводиться у випадках, коли привід конвеєра розміщений в лаві, або ступінь винесення його голівок на виробку, що прилягає до лави не дозволяє здійснювати машинне виймання до кінця лави. Виймання ніш призводиться найчастіше буропідривним способом або за допомогою відбійних молотків. Здебільшого максимальна глибина ніші відповідає добовому посуванню очисного вибою. У курсовому проектуванні слід застосовувати типові паспорти кріплення ніш.

Ліквідація ніш або зменшення їхніх розмірів можуть бути досягнуті із застосуванням для виймання вугілля в лаві водночас двох комбайнів з одностороннім розташуванням виконавчих органів. Основний комбайн обробляє при цьому більшу (нижню) частину лави, додатковий виймає вугілля на ділянці довжиною 25–30 м біля вентиляційної виробки.

Сучасні очисні комбайни забезпечують самозарубання в масив вугілля і, таким чином, створюють лише передумову для безнішового виймання. Для здійснення його слід виносити привід вибійного конвеєра на виробку, що прилягає до лави. Це інколи викликає певні технічні і економічні труднощі, пов'язані зі збільшенням витрат на проведення і підтримання виробок і не завжди є доцільним.

На пластах, що схильні до раптових викидів вугілля і газу, має застосовуватися, як правило, безнішове виймання вугілля. При цьому, для поліпшення тривкості порід покрівлі, на кінцевих ділянках лави виймаються берми (невеликі ніші) довжиною 1–1,5 м і глибиною 2–2,5 м або призводиться встановлення анкерів з виробки (поперед очисного вибою, у покрівлю пласта). Берми кріпляться здебільшого дерев'яним кріпленням.

Якщо системою розробки передбачено охорону виробок, то призводиться вибір способу охорони (див. табл. 1.11) і проектування технології охорони виїмкових виробок.

Тумби БЖБТ при покрівлі класу A_1 встановлюються в один ряд, класу A_2 — у два ряди в шаховому порядку, класу A_2 – A_3 — у два суцільних ряди. Відстань від боку виробки до тумб 1,2–1,5 м.

Костри і бутокостри мусять мати розмір не менше 2×2 м, проміжок між кострами, в залежності від тривкості покрівлі, — 0,7–3,0 м.

Ширина бутової смуги приймається такою, що дорівнює восьмиразовій потужності пласта, але не менше за 5 м.

Таблиця 1.11 — Область застосування способів охорони підготовчих гірничих виробок

Вид штучного спорудження	Потужність пласта, м	Кут падіння, град	Тип покрівлі	Міцність порід підшви, R_p , МПа
Тумби з залізобетонних блоків (БЖБТ) з дерев'яними прокладками	до 1,5	до 18	A_1, A_2	більше 30
Костри з круглого лісу або з шпального бруса	до 3,5	до 35	A_1, A_2	будь-яка
Бутокостри	до 3,5	до 35	A_3, A_4	будь-яка
Бутова смуга	до 1,5	до 35	A_2-A_4	будь-яка
Лита смуга з матеріалу, що швидко твердне	до 2,5	до 35	A_2-A_4	більше 30

Ширина литої смуги приймається в залежності від потужності пласта: 0,7 м — при легкообвалюваній покрівлі, рівній потужності пласта при середньообвалюваній покрівлі і 1,2 м — при важкообвалюваній покрівлі. У будь-якому випадку ширина смуги має бути не менше 1 м.

При погашенні виробок у виробленому просторі крайової частини лави викладаються 1–2 ряди дерев'яних кострів.

Для підтримання сполучення лави з підготовчою виробкою слід передбачати застосування механізованого кріплення сполучення (див. табл. 1.12). Якщо це кріплення занадто захаращує виробку і заважає роботі, наприклад, допоміжного транспорту, тоді слід застосовувати гідрофікований стіл СО75С і індивідуальне кріплення сполучення (рейки, що закріплюються на верхняках кріплення виробки зі встановленням під них дерев'яних або металевих стояків).

Таблиця 1.12 — Характеристика механізованих кріплень сполучення

Тип кріплення	Використовується з комплексами типу	Шаг пересування, м	Вид кріплення виробки	Висота min/max, мм	Довжина/ширина по верхнякам, мм	Висота нижньої підшивки у виробці, м
КСШ5А	КМК97М, КМТ й ін.	0,8	аркове, трапецієвидне	2200/3100	7500/1000	до 0,3
ОКСА–1У	ОКП, КМ87 й ін.	0,7	аркове, трапецієвидне	2090/3560	6320/500	до 0,4
КСД90	КМД90, 2КМД90	0,63; 0,8	аркове, трапецієвидне	1900/2900	7500/700	від 0
КСУЗМ	будь-яким	0,8	аркове, трапецієвидне	1600/3400	8100/1110	до 0,3

Проектується конструкція сполучення лави з виробками, що примикють до неї, описується організація робіт, що пов'язані з підготовкою комбайна до виймання наступної смуги, погашенням дільничних виробок або зведенням охоронних споруд при їхньому підтриманні для повторного використання.

1.6.2.6 Уточнення довжини лави і параметрів цикла виймання вугілля

ПТЕ: § 119, 129

Здійснюється коригування раніше визначених параметрів цикла виймання вугілля в лаві за добу на підставі розрахованого навантаження на очисний вибій.

Кількість циклів з виймання вугілля за добу

$$\bar{n}_{\text{ц}} = \frac{A_{\text{л}}}{\ell_{\text{л}} m r_{\text{гс}}}, \quad (1.63)$$

результат заокруглюється до цілого числа у меншу сторону.

Довжина лави

$$\bar{\ell}_{\text{л}} = \frac{A_{\text{л}}}{\bar{n}_{\text{ц}} m r_{\text{гс}}}. \quad (1.64)$$

При струговому вийманні вугілля в формулах (1.63) і (1.64) під величиною r слід вважати крок пересування (перевстановлення) кріплення, м.

Тривалість цикла при вийманні вугілля комбайнами і струговими установками

$$\bar{T}_{\text{ц}} = \frac{(T_{\text{зм}} - t_{\text{пз}}) n_{\text{зм}}}{\bar{n}_{\text{ц}}}. \quad (1.65)$$

Тривалість зачищення вугілля комбайном (якщо воно є) на протязі цикла

$$\bar{t}_3 = \frac{(\bar{\ell}_{\text{л}} - \sum \ell_{\text{н}}) K_0}{v_{\text{пз}} k_{\text{г}}}. \quad (1.66)$$

Тривалість виймання вугілля комбайном на протязі цикла

$$\bar{t}_{\text{в}} = \bar{T}_{\text{ц}} - y \bar{t}_3 - t_{\text{к}}. \quad (1.67)$$

При видобуванні вугілля стругом тривалість цикла з виймання вугілля $\bar{T}_{\text{ц}}$ складається з тривалості виймання вугілля стругом $\bar{t}_{\text{вс}}$ і тривалості пересування (перевстановлення) кріплення $\bar{t}_{\text{кс}}$. Тривалість виймання вугілля стругом між пересуванням (перевстановленням) кріплення

$$\bar{t}_{\text{вс}} = \frac{r}{60 h_{\text{с}}} \left(\frac{\bar{\ell}_{\text{л}} - \sum \ell_{\text{н}}}{v_{\text{с}} K'_{\text{г}}} + t_{\text{п}} \right) K_0, \quad (1.68)$$

де r — крок пересування (перевстановлення) кріплення, м;

$h_{\text{с}}, v_{\text{с}}, t_{\text{п}}$ — параметри виймання вугілля стругом, що визначені в п. 1.6.2.2;

$K'_{\text{г}} = 0,7-0,8$ — коефіцієнт готовності стругового виймання;

$K_0 = 1,10-1,15$ — коефіцієнт, що враховує відпочинок робітників і неперебачене простоювання стругової установки (з позалавних причин).

Тривалість пересування (перевстановлення) кріплення при вийманні вугілля

$$\bar{t}_{\text{кс}} = \bar{T}_{\text{ц}} - \bar{t}_{\text{вс}} \quad (1.69)$$

З використанням отриманих значень параметрів будується графік організації робіт на протязі доби.

1.7 Визначення кількості очисних вибоїв і резерва видобутку шахти



ПТЕ: § 19



1. *Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых: Учеб. для вузов/ Дорохов Д.В., Сивохин В.И., Костюк И.С., Подтыкалов А.С. Под общ. ред. Д.В.Дорохова.— Донецк: ДонГТУ, 1997.*

2. *Сатицкий К.Ф. и др. Задачник по подземной разработке угольных месторождений. — М.: Недра, 1981.*

Наведена нижче методика придатна в умовах розробки положистих і похилих пластів. Якщо проектування ведеться в умовах крутих або крутопохилих пластів, то слід користуватися методиками, що викладені в пропонованій літературі.

Для визначення кількості лав, що забезпечують виробничу потужність шахти і кількості пластів, що розробляються водночас, призводиться розрахунок необхідної довжини лінії очисних вибоїв (сумарної довжини лав), яка складається з довжин діючих і резервно-діючих очисних вибоїв.

Діючі очисні вибої працюють повне число робочих змін на добу. Резервно-діючі вибої працюють за видобутком вугілля лише одну зміну на добу, вони призначені для компенсації втрат видобутку вугілля при виході з ладу або вимушеного простоювання діючих лав.

Згідно з ПТЕ слід мати один резервно-діючий вибій:

— на 5–6 діючих — при розробці пластів у сприятливих гірничо-геологічних умовах;

— на 3–4 діючих — при розробці пластів у складних умовах і гірничо-геологічних умовах що змінюються.

При розробці крутих пластів, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу, резерв очисних вибоїв має складати 15-20% від кількості діючих.

У одному крилі шахтного поля або блоку водночас має розроблюватися не більше трьох пластів з положистим (похилим) падінням, а при кутах залягання до 5° — не більше двох пластів. Рекомендується у розрахунках попередньо приймати до одночасної відробки два пласти.

Довжина лінії діючих очисних вибоїв по кожному з прийнятих до одночасної відробки пластів

$$h_d = \frac{A_r k_{оч} k_d}{V_d \sum p c}, \quad (1.70)$$

де A_r — річна виробнича потужність шахти, т;

$k_{оч}$ — коефіцієнт, що враховує видобуток вугілля з очисних вибоїв (частина видобутку може надходити з підготовчих вибоїв). $k_{оч} = 1$ якщо підготовчі виробки проводяться вузьким вибоєм, якщо широким вибоєм — $k_{оч} = 0,9$;

k_d — регламентований коефіцієнт видобування вугілля з діючих очисних вибоїв у загальношахтному видобутку. При сприятливих гірничо-геологічних умовах і плануванні трьох видобувних змін $k_d = 0,92–0,94$; при двох видобувних змінах $k_d = 0,89–0,91$. При несприятливих гірничо-геологічних умовах і трьох видобувних змінах $k_d = 0,86–0,92$, при двох видобувних змінах $k_d = 0,8–0,86$;

V_d — річне посування (м) діючої лінії очисних вибоїв по шахті, розраховується за формулою

$$V_d = N n_{\text{ц}} k_r, \quad (1.71)$$

де N — кількість запланованих робочих днів на рік за видобуванням вугілля;
 r — ширина смуги вугілля (м), яка виймається за один цикл. При струговому вийманні вугілля під величиною r слід вважати крок пересування (перевстановлення) кріплення;

$n_{\text{ц}}$ — кількість циклів виймання вугілля за добу;

k_r — коефіцієнт, що враховує вплив гірничо-геологічних умов на ритмічність роботи лав ($k_r = 0,85-0,95$);

Σp — сумарна продуктивність (т/м^2) пластів, що розроблюються водночас, розраховується за формулою

$$\Sigma p = \Sigma m \gamma, \quad (1.72)$$

де Σm — сумарна потужність пластів, що розроблюються водночас, м;

γ — середня щільність вугілля, т/м^3 ;

c — коефіцієнт видобування вугілля у очисному вибої ($c = 0,95-0,97$).

Діюча лінія очисних вибоїв по шахті

$$\Sigma h_d = n_{\text{пл}} h_d, \quad (1.73)$$

де $n_{\text{пл}}$ — число пластів, що розроблюються водночас.

Загальна кількість діючих вибоїв по шахті

$$\Sigma n_{\text{л.д}} = \frac{\Sigma h_d}{\ell_{\text{л}}}, \quad (1.74)$$

де $\ell_{\text{л}}$ — прийнята в проекті довжина лави, м.

Якщо в результаті розрахунку отримана невелика довжина лінії діючих очисних вибоїв на пласті, а прийнятий спосіб підготовки пласта дозволяє розмістити на кожному з пластів більшу кількість лав, то слід зменшити кількість пластів, що відроблюються водночас з метою підвищення ступеня концентрації гірничих робіт і знову повторити розрахунок.

Згідно з наведеними раніше рекомендаціями визначається кількість резервно-діючих лав по шахті $\Sigma n_{\text{л.р}}$.

Лінія резервно-діючих очисних вибоїв по шахті

$$\Sigma h_p = \Sigma n_{\text{л.р}} \ell_{\text{л}}. \quad (1.75)$$

Загальна кількість лав по шахті

$$\Sigma n_{\text{л.об}} = \Sigma n_{\text{л.д}} + \Sigma n_{\text{л.р}}. \quad (1.76)$$

Отриманий результат використовується при побудові календарного плану відробки пласта, означеного в завданні на курсове проектування. При цьому на кресленні в межах одного ступеню розроблюваного пласта слід розмістити всі діючі і резервно-діючі очисні вибої.

Довжина загальної лінії очисних вибоїв

$$\sum h_{об} = \sum n_{л.об} \ell_{л} . \quad (1.77)$$

Максимально можливий річний видобуток шахти за умови роботи всіх діючих і резервно-діючих очисних вибоїв повну кількість робочих змін

$$A_{max} = \sum h_{об} V_{д} p'_{ср} c , \quad (1.78)$$

де $p'_{ср}$ — середня продуктивність пластів, що розроблюються водночас.

Коефіцієнт резерва виробничої потужності шахти

$$k_{рез} = \frac{A_{max}}{A_{г}} , \quad (1.79)$$

$k_{рез}$ має знаходитись у межах 1,15–1,25.

Середньорічне посування (м) загальної лінії очисних вибоїв

$$V_{об} = \frac{V_{д}}{k_{рез}} \quad (1.80)$$

використовується при побудові календарного плану відробки пласта, що означений у завданні, причому в перший і другий роки після пуску шахти в експлуатацію посування діючих лав слід приймати рівним відповідно 50% і 75% від $V_{об}$.

Висота поверху або яруса визначається за формулою

$$H_{пов} = n_{л} \ell_{л} + \sum n_{ц} + \sum h_{шт} , \quad (1.81)$$

де $n_{л}$ — кількість лав у поверсі або ярусі, що розташовані одна під іншою за лінією падіння;

$\sum n_{ц}$ — сумарна ширина ціликів (якщо вони застосовуються), що залишені для охорони транспортного і вентиляційного штреків, м;

$\sum h_{шт}$ — сумарна ширина штреків і просіків у поверсі або ярусі, м.

Кількість поверхів або ярусів за лінією падіння

$$n_{пов} = \frac{H}{H_{пов}} . \quad (1.82)$$

Отриманий результат закруглюється до цілої величини.

Аналогічно визначається кількість виїмкових смуг у ступені при погоризонтній підготовці шахтного поля.

1.8 Економіка і організація праці в очисному вибої



ПТЕ: § 126, 129, 130

У розділі визначається обсяг робіт на цикл (добу) в лаві, розраховується трудоемкість кожного виду робіт (результати зводяться в таблицю, форму якої наведено в додатку Д). На підставі отриманих величин визначається добовий склад бригади очисного вибою, розраховується продуктивність праці робочих в лаві, складається графік організації робіт в лаві і графік виходів робочих.

Обсяг робіт, що виконуються в лаві за добу, трудоемкість робіт і чисельність робочих, що забезпечують видобвання вугілля у видобувні зміни (робочих-відрядників) $N_{\text{сд}}$ визначається за методикою, що викладена в [7, 8]. При цьому середню робочу швидкість комбайна слід визначити як відношення довжини шляху, що пройдений комбайном за добу при вийманні вугілля (м) до сумарної тривалості видобувних змін (хв). Результати розрахунків обсягів робіт заносяться в таблицю.

Визначається добовий склад у бригаді робочих-відрядників як сума явочного складу гірничоробітників очисного вибою (ГРОВ) з видобутку $n_{\text{ГРОВ}}$ і складу машиністів гірничовидобувних машин (МГВМ) і ГРОВ, що зайняті у ремонтну зміну, чол: $N_{\text{сд}} = n_{\text{ГРОВ}} + n_{\text{ГРОВ}}^{\text{р}}$.

Чисельність ГРОВ, які обслуговують механізований комплекс у ремонтну зміну ($N_{\text{рем}}$) і чисельність ремонтних електрослюсарів ($N_{\text{рем.сл}}$) орієнтовно можна визначити з даних табл. 1.13.

Таблиця 1.13 — Орієнтовна чисельність робочих у ремонтну зміну

Вид роботи	Чисельність робочих за фахом		Всього за зміну
	ГРОВ	електро-слюсарі	
Огляд і ремонт комбайна	2 (у т.ч. машиніст-механік)	1	3
Огляд і ремонт механізованого кріплення (у т.ч. кріплення сполучення)	4–5	–	4–5
Огляд, ремонт і вирівнювання конвеєрного ставу	3–4	–	3–4
Огляд і ремонт електропривода конвеєра і редукторів	–	2	2
Огляд і ремонт енергопоїзда (магнітна станція, маслостанція, насос зрошення і ін.)	–	4–5	4–5
Погашення виробок	2	–	2
Нагнітання води в пласт	2	–	2
Скорочення скребкового (або стрічкового телескопічного) конвеєра у виїмковій виробці	2	–	2
Огляд і ремонт стрічкових конвеєрів, запобіжної лебідки, монорейкової доріжки й іншого обладнання	3	3	6
ЗАГАЛОМ	18–20	10–11	28–31

Чисельність чергових електрослюсарів у зміну ($N_{д.сл}$) приймається:

— для лав з видобутком 1000 т/доб і більше — 3 чол;

— для лав з видобутком 700–1000 т/доб на пластах потужністю до 1,2 м — 2 чол;

— для інших лав — 1 чол.

Продуктивність праці робочого видобувної ділянки

$$П_{оз} = \frac{A_{сут}}{N_{сд} + N_{пов}}. \quad (1.83)$$

На підставі зроблених розрахунків складається графік організації робіт в лаві (на протяжній її частині і на кінцевих ділянках), графік виходів робочих і схема розстановки робочих в лаві у видобувну зміну (наводиться у пояснювальній записці, приклад зображення схеми розстановки робочих у лаві див. на рис. 1.3).

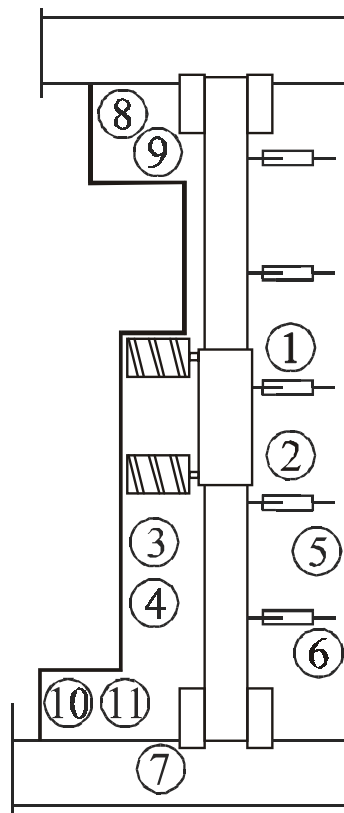


Рисунок 1.3 — Схема розстановки робочих у лаві:

1 — машиніст гірничих виїмкових машин;

2 — помічник машиніста гірничих виїмкових машин;

3 — горноробочий очисного вибою, що зайнятий встановленням привибійного кріплення; і ін.

Наводиться описання усіх робіт, що виконуються в лаві на протязі доби з вказівкою розподілу обов'язків серед робочих, послідовності виконання основних і допоміжних процесів. Слід висвітлити процеси виїмання вугілля, встановлення індивідуального або пересування механізованого кріплення, управління покрівлею, пересування конвеєра, виїмання і кріплення ніш або маневрів комбайна на кінцевих ділянках лави, спорудження охоронних елементів (бутових смуг, кострів, БЖБТ) і т. ін.

1.9 Заходи з техніки безпеки і охорони праці у очисному вибої.

☒ ПБ: п. 1.2.6, 2.3.6, 2.3.9, 3.1.1, 3.5.10, 3.5.11, 3.6.9 – 3.6.13, 3.6.15 – 3.6.17, 5.8.4, 6.3.8

ПТЕ: § 271, 548 – 551

У відповідності до вимог Правил безпеки обираються і описуються заходи, що забезпечують безпечне ведення робіт під час виймання вугілля в очисному вибої. Особливу увагу слід приділяти заходам, що пов'язані з дегазацією пласта і виробленого простору, що спрямовані на боротьбу з раптовими викидами вугілля і газу, на запобігання самозагоряння вугілля, попередження і локалізацію вибухів вугільного пилу. У розділі мають бути наведені організаційні і технічні заходи і рішення, що спрямовані на реалізацію вимог відповідних параграфів Правил безпеки. Забороняється підміняти описання таких рішень цитуванням, дослівним переписуванням окремих параграфів Правил безпеки.

2. МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ ГРАФІЧНОЇ ЧАСТИНИ ПРОЕКТА

Графічна частина проекту виконується на листі ватману формату А1 олівцем або тушшю.

У графічній частині проекту мають бути відображені (як приблизно показано на рисунку 2.1):

- схема розкриття шахтного поля 1 (М1:10000 або М1:20000);
- схема підготовки і календарний план відробки пласта 2 (М1:10000);
- система розробки 3 (М1:2000 або М1:5000). На кресленні має бути зображено не менше трьох виїмкових полів (відробленого, що відробляється і того, що підготовляється до відробки) з вказівкою спрямування руху виробками струменю повітря і транспортування вугілля до головних штреків, розмірів ціликів вугілля (якщо вони є), охоронних споруд для дільничних виробок. Мають бути зображені сполучення виїмкових виробок з підготовчими виробками;
- паспорт кріплення і управління покрівлею в лаві, що містить: план кінцевих дільниць 4а і 4в і план протяжної частини очисної виробки у місці виймання вугілля комбайном 4б з вказівкою відставання робіт з пересування привибійного кріплення і конвеєра після проходу комбайна, ширини захоплення комбайна, кроку встановлення секцій кріплення лавою (М1:100 або М1:200); перерізи у місцях сполучення лави з виробками, що прилягають до неї, включаючи перерізи цих виробок у місцях сполучення (М1:50) 5а і 5б (у деяких випадках необхідно виконати додаткові перерізи в місцях сполучення лави для більш детального відображення проекту виконання робіт); перерізи у зоні виймання вугілля комбайном 6а, 6б і 6в, що відбивають положення виїмкового обладнання перед і відразу ж після проходу комбайна, а також після пересування (перестановлення) кріплення. Слід враховувати, що зображення вугільного вибою і обладнання має відповідати реальному його положенню у просторі. Так, якщо виймання вугілля призводиться лавами, що розташовані за простяганням пласта, то і розміщення зображень протяжних і кінцевих дільниць лави мусить цьому відповідати, тобто лава має бути зображена на кресленні горизонтально;
- схема лави 7, її з метою зниження надмірної насиченості креслення можна не наводити, якщо зображення 4а, 4б і 4в розміщені так, як показано на рис. 2.1, тобто в їхньому просторовому чергуванні. При розміщенні їх у різних місцях поля креслення, схему лави наводити обов'язково;
- структура пласта 8 (М 1:100);
- графік організації робіт в очисному вибої 9 і прийняті в ньому умовні позначки 10;
- графік виходжень робочих 11;
- таблиця техніко-економічних показників проекту 12, в якій мають бути вказані: потужність і кут падіння пласта, довжина очисного вибою (загальна і машинна), типи засобів механізації (виймання, доставлення, кріплення, управління покрівлею); спосіб охорони транспортної і вентиляційної виробок, спосіб дегазації; число змін роботи дільниці на добу, у тому числі з видобування; навантаження на вибій, продуктивність праці робочих очисного вибою.

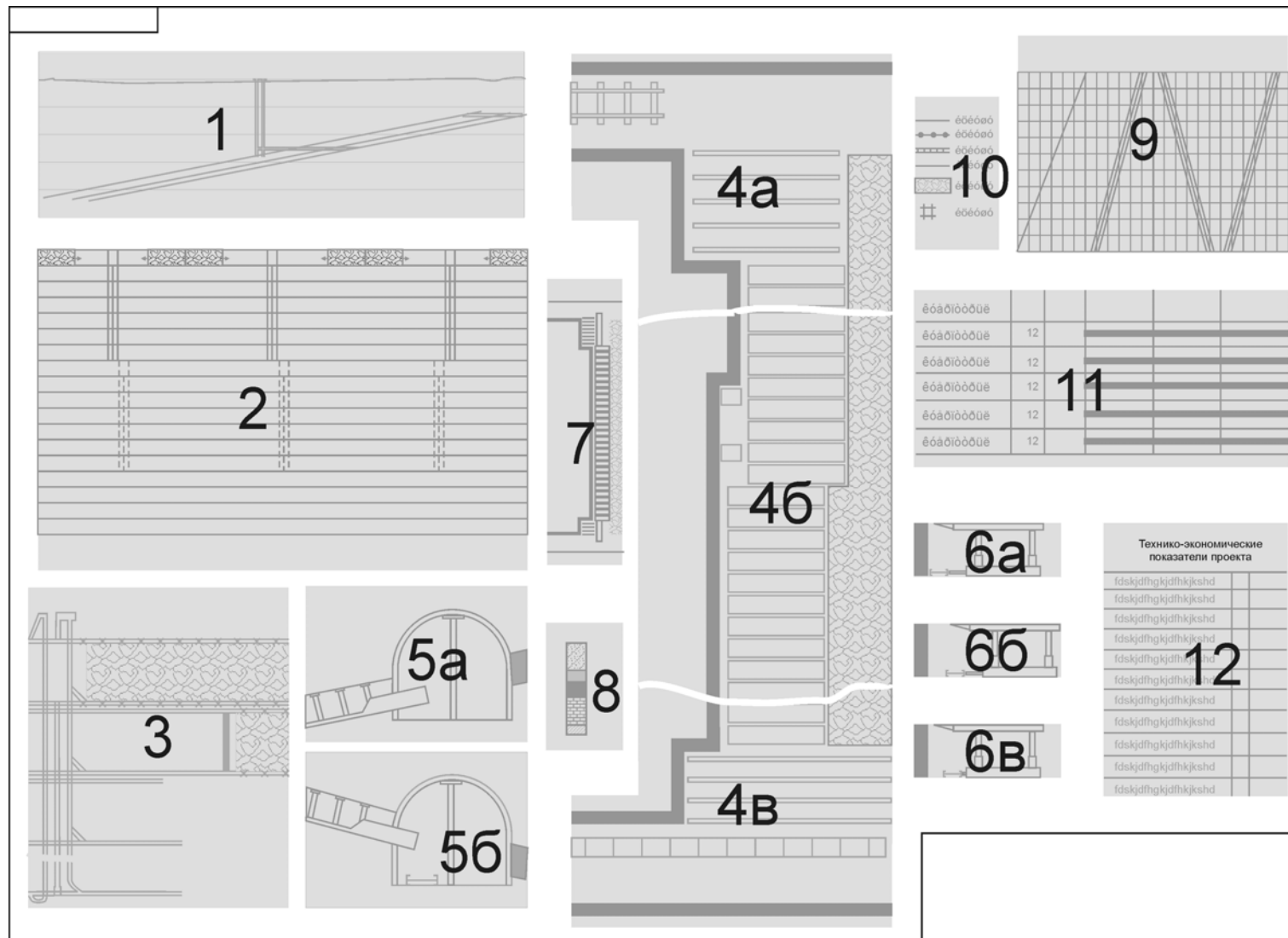


Рисунок 2.1 — Вариант макета кресления курсового проекта

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах (ДНАОП 1.1.30 – 1.01-00) — К., 2001
2. Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. — М.: Недра, 1976. — 303 с.
3. Оформление и защита студенческих работ. Методические указания / Сост.: П.П.Голембиевский, А.С.Подтыкалов, И.С.Костюк. — 3-е изд., перераб. и доп. — Донецк ДонГТУ, 1998. — 58 с.
4. Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. Справочник.— М.: Недра, 1989.—571 с.
5. Практикум по курсу «Процессы подземных горных работ» для студентов специальности 7.090301.02 всех форм обучения/ под ред. д.т.н., проф. Ярембаша И.Ф., изд. 2-е, дополненное — Донецк: ДонНТУ, 2004, — 118 с.
6. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Государственный нормативный акт по охране труда.— К.: Основа, 1994.
7. Укрупненные комплексные нормы выработки для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов.— М.: МУП СССР, 1988. — 586 с.
8. Единые нормы выработки (времени) на работы, не охваченные укрупненными комплексными нормами выработки для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов (Дополнение к УКНВ). — М.: МУП СССР, 1988. — 286 с.

Додаток А
КЛАСИФІКАЦІЯ БОКОВИХ ПОРІД ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ ДонВУГІ

Таблиця А.1 — Класифікація масиву порід покрівлі за обвалюваністю

Категорія за ДонВУГІ	Значення геомеханічних критеріїв	Орієнтовний літологічний склад	Технологічні ознаки категорії									
			Спосіб управління покрівлею	Заходи для забезпечення управління покрівлею повним обваленням	Q _н для пластів потужністю, м			Min опір посадженого ряду кріплення, КН/м	Р _{пк} для пластів потужністю, м			Щільність встановлення стоек в посадочному ряді, ст/м
					до 0,7	0,71–1,2	1,21–2,5		до 0,7	0,71–1,2	1,21–2,5	
A ₁	α=0,04 K≤15% Ш ₀ ≤10 Ш _п -немає	масив з шарів сланців, вугілля, пісковиків і вапняків що чередуються (f _{ср} <4)	повне обвалення	не потрібні	0,20	0,30	0,40	400	0,67-1,0	0,84-1,17	0,93-1,27	1,5
A ₂	α=0,025 15<K≤25% Ш ₀ <25 Ш _п <15	масив шарів сланців, пісковиків, вапняків що чередуються (4<f _{ср} <6)			0,25	0,35	0,45	600	0,50-0,84	0,67-1,00	0,78-1,10	2,0
A ₃	α=0,015 30≤K≤50% 25<Ш ₀ ≤50 15<Ш _п ≤30	достатньо однорідний масив сланців, пісковиків, вапняків або масив з "породами-мостами" (6<f _{ср} <10)	часткове обвалення, часткова закладка	торпедування, гідромікроторпедування покрівлі	0,40	0,60	0,80	800	0,33-0,50	0,50-0,84	0,60-0,93	2,5
A ₄	α=0,015 K>50% Ш ₀ >50 Ш _п >30	однорідний масив монолітних пісковиків, вапняків або сланців (f _{ср} >10)	повне закладання, утримання на ціликах	примусове обвалення	0,40	0,60	0,80	800	0,33-0,50	0,50-0,84	0,60-0,93	2,5
A ₄ '	α=0,05 K<15% Ш ₀ >50 Ш _с <15	породи що угинаються: вапняки, сланці, зрідка — пісковики при потужності пластів менш за 1 м і піддуванні підосви (6<f _{ср} <12)	плавне опускання	не потрібні	0,20	0,30	0,40	400	0,67-1,0	0,84-1,17	0,93-1,27	1,5

Таблиця А.2 — Класифікація нижнього шару покрівлі за тривкістю

Категорія за ДонВУГІ	Значення геомеха- нічних критеріїв	Орієнтовний літологічний склад	Технологічні признаки категорії				
			Типи ме- ханізованих кріплень і схе- ми їх роботи	Тип паспорта кріплення при індивідуальному кріпленні [5]	Відстань між рамами (стояками) індивідуального кріплення		Заходи з підвищення тривкості нижнього шару порід покрівлі
					вздовж лави	на сполу- ченнях лави	
Б ₁	V=0,05-0,3 Г=0,1-0,4 Д=0	шар вуглисто-глинясто- го сланця з площинами ослаблення ($f < 2$)	огороджуваль- но-підтри- муючі кріп- лення (УКП, МК75, Т13К та ін.)	потрібні заходи з підвищення тривко- сті нижнього шару	—	0,6-0,7	залишення пачки вугілля в покрівлі, присікання не- тривкого шару покрівлі
Б ₂	V=0,01-0,2 Г=0,05-0,1 Д=0	шар глинястого, піщано- глинястого сланця, не- тривкого пісковика або вапняка ($2 < f < 3$)		4У, 1Ш, 3К, 1П	0,7-0,8	0,6-0,7	нагнітання хімрастворів, хімічне, механічне анке- рування, випереджаюче штангове кріплення
Б ₃	V=0, 1-0,5 Г=0,3-0,5 Д<2	шар сланця, зрідка пісковика або вапняка ($2 < f < 5$)	кріплення з резервуванням ходу на крок пересування	2У, 3У, 2Ш, 2К, 4К	0,7-0,8	0,6-0,8	затягування покрівлі, збільшення швидкості посування вибою
Б ₄	V=0,2-0,7 Г=0, 5-1,0 Д<5	шар тривкого сланця або пісковика, зрідка вапняка ($5 < f < 7$)	кріплення без резервування ходу на крок пересування	2У, 1С, 2С, 3С, 2П, 3П, 4П	0,8-0,9	0,7-0,8	не потрібні
Б ₅	V=0,5-2,0 Г=1,0 Д>5	монолітний шар тривко- го пісковика, вапняка, зрідка сланця ($f > 7$)	всі кріплення підтримуючого типу	5У, 3Ш, 1К	0,9-1,1	0,8-0,9	

Таблиця А.3 — Класифікація верхнього шару підосви за тривкістю

Категорія за ДонВУГІ	Значення геомеханічних критеріїв	Орієнтовний літологічний склад	Технологічні характеристики	Тип нижньої опори стояків або секцій	Заходи з підвищення тривкості верхнього шару
П ₁	$\sigma_{\text{вд}} < 10$	сланці "кучерявої" текстури з дзеркалами плинину ($f < 2$)	не придатні в якості опори для всіх технологічних засобів	вибирається після виконання заходів з підвищення тривкості верхнього шару підосви	присікання нетривкого шару підосви, вибіркове виймання нетривкого шару підосви
П ₂	$10 < \sigma_{\text{вд}} < 25$	сланці, зрідка пісковики "кучерявої" текстури ($2 < f < 4$)	опори секцій механізованих кріплення і стояки індивідуального кріплення грузнуть у підосву	збільшеної площі	дренаж води, збільшення швидкості посування вибою
П ₃	$\sigma_{\text{вд}} > 25$	однорідний масив зі сланців або пісковиків ($f > 4$)	служать гарною опорою для будь-яких технологічних засобів	звичайна	не потрібні

УМОВНІ ПОЗНАЧЕННЯ В ТАБЛИЦЯХ А1 — А3:

Категорії бокових порід

А₁ — легкообвалювані;
 А₂ — середньообвалювані;
 А₃ — важкообвалювані;
 А₄ — дуже важкообвалювані;
 А'₄ — схильні до плавного прогибу;
 Б₁ — дуже нетривкі;
 Б₂ — нетривкі;
 Б₃ — малотривкі;
 Б₄ — середньотривкі;
 Б₅ — тривкі;
 П₁ — дуже нетривкі;
 П₂ — малотривкі;
 П₃ — тривкі;

Геомеханічні категорії

α — конвергенція на 1 м привибійного простору у частках від потужності пласта;
 К — коефіцієнт варіації величини конвергенції;
 Ш₀ — крок першої осадки масиву порід, м;
 Ш_п — крок наступних осадок масиву порід, м;
 Ш_с — крок сходження покрівлі з підосвою при плинному прогибанні, м;
 В — висота нижнього шару безпосередньої покрівлі, м;
 Г — відстань між шпаринами у нижньому шарі, м;
 Д — зависання покрівлі, м;
 σ_{вд} — супротив верхнього шару підосви

вдавлюванню, м;

f, f_{ср} — відповідно коефіцієнт міцності порід за проф. М.М.Протод'яконовим і його середнє значення.

Технологічні параметри

Q_н — нижня межа сумарного опору, Мпа;

R_{пк} — раціональна щільність стояків привибійного індивідуального кріплення з опірм 300 кН, стояків/м.

Додаток Б

ХАРАКТЕРИСТИКИ ВИБІЙНОГО ОБЛАДНАННЯ¹

Таблиця Б.1 — Характеристика комбайнів, що використовуються при кутах падіння пласта $\alpha \leq 35^\circ$

Тип комбайна	Межі регулювання виконавчого органу за потужністю пласта, м	Ширина захоплення, м	Максимальна робоча швидкість, м/хв	Опірність вугілля різанню, кН/м	Тип механізму пересування	Довжина, м	Потужність приводу, кВт
K103M	0,6–1,3	0,8	5,0	360	ВСП	5,208	180
КА80	0,85–1,2	0,8	5,0	360	ВСП	5,0	180
КА90	0,8–1,25	0,8	5,0	400	ВСП	5,12	200
1K101Y	0,78–1,3	0,8; 0,63	4,4	300	СЦП	6,850	110
1K101УД	0,95–1,3	0,8	5,0	300	ВСП	4,3	290
1ГШ68	1,3–2,5	0,5; 0,63	4,4	360	СЦП	9,6	300
2ГШ68Б	1,35–2,5	0,5; 0,63	6,0	360	БСП	8,52	320
ГШ200Б	0,95–1,5	0,63; 0,8	6,0	360	БСП	6,8	226
ГШ500	1,3–2,7	0,63	6,0	360	БСП	8,9	560
КШ1КГУ	1,4–2,92	0,63	4,4	300	СЦП (БСП)	8,13	110
КШ3М	1,8–3,3	0,5; 0,63	4,4	300	СЦП	7,75	210
1КШЭ	2,0–4,25	0,5; 0,63	8,0	300	БСП	10,48	450
РКУ10	1,0–1,93	0,8; 0,63	5,0	360	БСП	9,0	200
РКУ13	1,25–2,6	0,8; 0,63	5,0	360	БСП	9,53	200 (400)
РКУ16	1,6–3,13	0,8; 0,63	5,0	360	БСП	9,16	315 (630)
БК89	0,55–0,75	0,8	3,7	360	ВСП	5,65	140
К88	1,6–2,5	0,63	6,9	300	БСП	6,98	150
КСП	2,8–5,0	0,63	5,4 (8,0)	360	БСП	13,42	560
К10П	1,2–2,6	0,63	5,4 (8,0)	300	БСП	8,215	315

Примітка: для комбайнів 1K101Y, КШ1КГУ і К88 потрібна ніша довжиною не менше 6 м.

¹ Характеристика гірничошахтного обладнання, яке випускається в цей час наведена також в Інтернеті за адресами:

www.dgum.donetsk.ua

www.uum.dn.ua/index1.htm

www.coalinfo.ru/ru/catalogue/catalog

www.donbass.net/rus/coal

www.mashserv.donetsk.ua

<http://4557.ukrindustrial.com/>

Таблиця Б.2 — Розміри конвеєрних голівок деяких типів конвеєрів

Конвеєр	Головний привід		Кінцевий привід	
	довжина, мм	ширина, мм	довжина, мм	ширина, мм
СП202	2830 / 1595*	2078 / 3591*	2830 / 1535*	2078 / 3591*
СП87ПМ	1618	3627	1618	3627
СП63М	2600	2134	2304	2134
КМ81-02БМ	2790	2135	2304	1650
СПЦ151	3100 / 3450**	2935	3100 / 3450**	2935
СПЦ161	3100 / 3450**	5060	3100 / 3450**	3325
СП48М	2660	3375	2660	2970
СПМ46	2140	2100	2140	1510
КИЗМ	2288	2078	2288	825
СУОКП70	2338 / 2515**	2370	2515	1880

* У чисельнику — при повздовжньому розташуванні електродвигунів, у знаменнику — при поперечному розташуванні електродвигунів.

** У чисельнику — при площинному виконанні привода, у знаменнику — при похилому виконанні привода.

Таблиця Б.3 — Характеристика комбайнів, що використовуються при $\alpha > 35^\circ$

Тип комбайна	Виймана потужність пласта, м	Ширина захоплення, м	Опірність вугілля різанню, кН/м	Потужність привода, кВт	Довжина, м
«Темп-1»	0,65–1,2 0,65–1,4	0,9; 1,0	300	70(45)	4,98
«Темп-1М»	0,65–1,4	0,9	300	90	4,975
«Поиск-3»	0,70–1,2	0,9	300	140	5,407
«Поиск2Р»	0,36–0,75	0,9	300	60	4,35
«Универсал-90»	0,45-0,90	0,9	300	154,4	5,15

Примітка: «Поиск2Р» — радіокерований; подавальна частина у всіх комбайнів — лебідка 1ЛГКНМ з $V_{\text{роб}}=0,76; 1,33; 1,95$ м/хв і $V_{\text{max}}=5,9$ м/хв.

Таблиця Б.4 — Характеристика стругових і скреперостругових установок

Показник	Тип установки				
	УСТ2М	СО75	СН75	УСВ2	УС2У
Виймана потужність пласта, м	0,55–1	0,6–1,2*	0,6–1,2*	0,9–2	0,4–1,2
Кут падіння пласта (до), град:					
при роботі за простяганням	25	20	20	25	90
при роботі за повстанням (падінням)	8(5)	—	8(5)	—	—
Довжина лави (до), м	200	250	200	200	100–130
Опірність вугілля різанню (до), кН/м	200	250	300	250	200; 300**
Продуктивність, т/хв	до 5,0	до 6,4	4,9–6,2	10	0,9–1,8
Товщина стружки, мм	до 105	50–70	30–70	до 100	6–12
Швидкість руху, м/с	0,6; 1,5	0,78; 1,53	0,78; 1,53	1,52	1,6
Потужність приводів установки, кВт	55×(1–4)	110×2	110×2	110×2	110× (1–2)
Потужність приводів конвеєра, кВт	55× (2–4)	752	105×2	110×2	—

Примітка: * при роботі з індивідуальним кріпленням виймана потужність пласта — 0,8 м;

** при роботі скрепероструга з тараном.

Таблиця Б.5 — Склад механізованих комплексів

Тип механізованого комплексу	Тип			
	кріплення	комбайна або струга	конвеєра	кріплення сполучення (гідростола)
1КМ103М	1М103М	К103М	СП202В1М	СО75С
1МКД90	1КД90	КА90; К103М	СПЦ162–09(10)	КСД90
2МКД90	2КД90	РКУ10–03	СПЦ162–11	КСД90
3МКД90	3КД90	РКУ10–04; РКУ13; ГШ500	СПЦ162–12	КСД90
2МКД90Т	2КД90Т	РКУ10–03	СПЦ162–11	КСД90
3МКД90Т	3КД90Т	РКУ10–04; РКУ13; ГШ500	СПЦ162–12	КСД90
1КМК97М	1МК98	1К101У; 1К103М; МК67	СНЦ202М	КСШ5К
2КМК97М	2МК98	1К101У; 1К103М; МК67	СНЦ202М	КСШ5К
2КМК98	2МК98	1К101У; МК67 01	СП202	КСШ5К

Продовження таблиці Б.5

Тип механізованого комплекса	Тип			
	кріплення	комбайна або струга	кріплення	кріплення сполучення (гідростола)
3КМК98	3МК98	1К101У; МК67 02	СП202	КСШ5К
1КМ88	1М88	1К101У; 2К52М; 1ГШ68	СП87ПМ	КСУ3М
1КМ87УМН	1М87УМН	1К101У; 2К52М	СП87-35	КСУ3М
2КМ87УМН	2М87УМН	2К52М; 1ГШ68	СП87-35	КСУ3М
1КМ87УМП	1М87УМП	1К101У; 2К52М	СП87-35	КСУ3М
2КМ87УМП	2М87УМП	2К52М; 1ГШ68	СП87-35	КСУ3М
1КМТ	1МТ	1К101У; РКУ10; ГШ200Б	СП87ПМ-46	КСУ3М
2КМТ	2МТ	2ГШ68Б; РКУ13; ГШ500	СП87ПМ-46	КСУ3М
1МКДД	1КДД	РКУ10	СПЦ163	
2МКДД	2КДД	РКУ13	СПЦ163	
1МКДТ	1КДТ	РКУ10	КСД27	
2МКДТ	2КДТ	РКУ13	КСД27	
МДМ	ДМ	ГШ200Б	СП301	
КМ137	М137	1К103М	СП202В1И	КСШ5А; СО75С
КМ138	М138	2РКУ10; РКУ13	СПЦ271. 38	КСШ5А
КМ142	М142	РКУ16; 1КШЭ	СП301	КСШ5А; СО75С
2КМ87УМ	2М87УМ	1К101У; 2К52У; 1ГШ68	СП87ПМ	КСУ3М
МК75Б	К75Б	2ГШ68Б; РКУ13; ГШ500	СУМК75Б	спеціальна
1МК85Б	1К85Б	РКУ-10(13); 2ГШ68Б	СПЦ261	спеціальна
1МКБ	1КБ	КШ1КГУ; РКУ13	СПЦ261	спеціальна
1УКП	1УКП	2ГШ68Б	СП87ПМ	КСКШ и КСВШ
2УКП	2УКП	2 КШЗМ	2УКП.02	то же
КМС97М	МК98С	СО75М; СН75; УСВ2; УСТ2М	спеціальний СП	СО75С
1КМС98	1МК98	УСТ2М	спеціальний СП	СО75С
2КМС98	2МК98	УСТ2М	спеціальний СП	СО75С
3КМС98	3МК98	УСТ2М	спеціальний СП	СО75С
1КМ87УМС	1М87УМС	СО75М; СН75М; УСВ2	спеціальний СП	СО75С
2КМ87УМС	2М87УМС	СО75М; СН75М; УСВ2	спеціальний СП	СО75С
АФК	АФКЛ	конвеєроструг		спеціальна

Додаток В
ТЕХНОЛОГІЧНІ ПАРАМЕТРИ ПРИВИБІЙНИХ КРІПЛЕНЬ

Таблиця В.1 — Технологічні параметри механізованих кріплень для пластів пологого і похилого падіння

Характеристика кріплення	1М103М	1КД90	2КД90	3КД90	1МК98	2МК98	1М88	2М87УМН	МДМ
Виймана потужність, м									
мінімальна	0,71	0,8	1,1	1,35	0,75	0,9	1,0	1,15	0,85
максимальна	0,95	1,25	1,5	2,0	1,0	1,25	1,3	1,95	1,5
Площа перерізу лави в світлі, м ²									
мінімальна	1,4	1,6	2,2	2,7	1,69	2,01	2,3	2,3	1,35
максимальна	1,9	2,5	3,0	4,0	2,29	4,08	2,7	4,6	3,0
Кут падіння пласта (до), град. при роботі:									
за простяганням	35	35	35	35	20	20	15	35	35
за повстанням (падінням)	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Категорії порід покрівлі:									
за обвалюваністю	A ₁ –A ₃	A ₁ ,A ₂	A ₁ ,A ₂	A ₁ ,A ₂	A ₁ ,A ₂	A ₁ ,A ₂	A ₁ ,A ₂	A ₁ ,A ₂	A ₁ ,A ₂
за тривкістю	B ₃ –B ₅	B ₂ –B ₅	B ₂ –B ₅	B ₂ –B ₅	B ₄ –B ₅	B ₄ –B ₅	B ₃ –B ₅	B ₄ –B ₅	B ₄ ,B ₅
Тиск на підшву, МПа	3,5	2,0	2,0	2,0	3,5	3,5	1,65	2,9	2,0
Розмір верхняка кріплення, мм									
довжина	4435	5200	5200	4722	3460	3460	3670	3670	
ширина (секції)	1130	1450	1450	1450	500(1425)	500(1425)	920	920	1370
Крок встановлення кріплення, м	1,2	1,5	1,5	1,5	1,6	1,6	0,95	0,95	1,4
Коефіцієнт затягування покрівлі	0,9	0,9	0,9	0,9	0,72	0,72	0,95	0,9	0,9
Крок пересування кріплення, м	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8(0,63)	0,8(0,63)	0,63	0,63	0,8(0,63)
Відстань від кінця верхняка до переднього стояка, мм	2295	2508	2018	2018	1850	1850	2150	2150	
Відстань між рядами стояків, мм	1400	1307	1307	1307	1250	1250	1100	1100	
Кількість стояків у секції	2 + 2	2 + 2	2 + 2	2 + 2	1 + 1	1 + 1	1 + 1	1 + 1	0 + 2
Кількість секцій у комплекті	1	1	1	1	2	2	1	1	1
Довжина у постачанні, м	170	200	200	200	160	160	170	160	200
Опір кріплення на 1 м лави, кН/м	2333	1860	1930	2000	1215	1215	1640	1640	2800
Наявність активного підпору	так	так	так	так	немає	немає	немає	немає	так

Продовження таблиці В.1

Характеристика кріплення	1М87УМП	2М87УМП	2М87УМ	1МК98С	2МК98С	2М87С	1М88С	1МТ	2МТ
Виймана потужність, м									
мінімальна	1,05	1,25	1,25	0,72	0,9	1,25	1,05	1,1	1,35
максимальна	1,38	1,95	1,95	1,0	1,25	1,95	1,4	1,5	2,0
Площа перерізу лави в світлі, м ²									
мінімальна	1,51	2,16	2,3	1,69	2,01	1,7	2,2	2,4	2,96
максимальна	2,6	4,4	4,6	2,29	4,08	3,38	2,8	3,3	4,42
Кут падіння пласта (до), град. при роботі:									
за простяганням	20	15	20	20	20	15	20	35	35
за повстанням (падінням)	10	10	10	8(5)	8(5)	8	5	10	10
Категорії порід покрівлі:									
за обвалюваністю	A ₁ –A ₃	A ₁ –A ₃	A ₁ –A ₃	A ₁ ,A ₂	A ₁ ,A ₂	A ₁ ,A ₂	A ₁ ,A ₂	A ₁ –A ₃	A ₁ –A ₃
за тривкістю	B ₄ –B ₅	B ₄ –B ₅	B ₃ –B ₅	B ₄ –B ₅	B ₄ –B ₅	B ₄ –B ₅	B ₄ –B ₅	B ₄ –B ₅	B ₄ –B ₅
Тиск на підшву, МПа	2,9	2,9	2,9	3,5	3,5	2,9	2,9	2,7	2,7
Розмір верхняка кріплення, мм									
довжина	3540	3540	3850	3820	3820	3670	3670	4180	4180
ширина (секції)	620	920	920	500(1420)	500(1420)	620(1590)	620(1590)	1230	1230
Крок встановлення кріплення, м	0,635	0,95	0,95	1,6	1,6	2,0(1,68)	2,0(1,68)	1,266	1,266
Коефіцієнт затягування покрівлі	0,9	0,9	0,9	0,72	0,72	0,7–0,8	0,7–0,8	0,9	0,9
Крок пересування кріплення, м	0,63	0,63	0,63	0,8(0,4)	0,8(0,4)	1,3(0,65)	1,3(0,65)	0,63	0,63
Відстань від кінця верхняка до переднього стояка, мм	1850	1850	2510	2120	2120	1275	1275	2055	2055
Відстань між рядами стояків, мм	1100	1100	1100	1100	1100	1100	1100	1340	1340
Кількість стояків у секції	1 + 1	1 + 1	1 + 1	1 + 1	1 + 1	1 + 1	1 + 1	2 + 2	2 + 2
Кількість секцій у комплекті	1	1	1	2	2	2	2	1	1
Довжина у постачанні, м	160	160	170	170	170	170;200	170;200	200	200
Опір кріплення на 1 м лави, кН/м	2160	2160	1640	1215	1215	1520-1800	1520-1800	4200	4200
Наявність активного підпору	немає	немає	немає	немає	немає	немає	немає	так	так

Продовження таблиці В.1

Характеристика кріплення	М137	К75Б	1К85Б	1КБ	1ОКП70	2ОКП70	М138	АФК	
Виймана потужність, м									
мінімальна	0,8	1,6	1,2	1,4	1,5	2,3	1,25	0,69	
максимальна	1,3	2,2	2,1	2,2	2,5	3,3	2,35	0,9	
Площа перерізу лави в світлі, м ²									
мінімальна	1,6	2,8	2,1	2,93	3,35	4,23	2,82	0,7	
максимальна	3,4	3,9	3,7	5,15	4,6	6,4	5,2	1,1	
Кут падіння пласта (до), град. при роботі:									
за простяганням	35	35	35	35	30	30	30	18	
за повстанням (падінням)	12(10)	10	10	10	10	10	10	12	
Категорії порід покрівлі:									
за обвалюваністю	A ₁ ,A ₂	A ₁ ,A ₂	A ₁ –A ₃	A ₁ ,A ₂	A ₁ ,A ₂	A ₁ ,A ₂	A ₁ –A ₃	A ₁ –A ₃	
за тривкістю	B ₄ –B ₅	B ₃ –B ₅	B ₂ –B ₅	B ₃ –B ₅	B ₂ –B ₅	B ₂ –B ₅	B ₄ –B ₅	B ₄ –B ₅	
Тиск на підшву, МПа	2,9	0,8	1,2	1,2	1,2	1,2	2,5	1,85	
Розмір верхняка кріплення, мм									
довжина	4080**	4100	5200	4300	3350	3620	5100	3460	
ширина (секції)	1440	1056	1430	1060	1060	1060	1420	1450	
Крок встановлення кріплення, м	1,5	1,1	1,5	1,1	1,1	1,1	1,5	1,35	
Коефіцієнт затягування покрівлі	0,9	0,9	0,92	0,90	0,92	0,92	0,92	0,9	
Крок пересування кріплення, м	0,8	0,5	0,8	0,63	0,63	0,63	0,8	0,4	
Відстань від кінця верхняка до переднього стояка, мм	2280	2500	2500	2500	2274	2274	2350	1490	
Відстань між рядами стояків, мм	–	1250	1250	1250	–	–	1350	950	
Кількість стояків у секції	2	1 + 1	1 + 1	1 + 1	1	1	2 + 2	2 + 2	
Кількість секцій у комплекті	1	1	1	1	1	1	1	1	
Довжина у постачанні, м	200	100	100	100	100	100	200	150	
Опір кріплення на 1 м лави, кН/м	1950	1455	1455	1640	647	690	4170	1400	
Наявність активного підпору	так	немає	немає	так	немає	немає	так	так	

Таблиця В.2 — Технологічні параметри механізованих кріплень для пластів крутого падіння

Характеристика кріплення	Тип и типорозмер кріплення		
	КГУ–Д	1АНЦ МК	2АНЦ МК
Виймана потужність, м:			
мінімальна	0,6	0,7	1,1
максимальна	1,5	1,3	2,2
Площа поперечного перерізу лави в світлі, м ²			
мінімальна	1,2	1,05	1,6
максимальна	3,2	3,35	3,3
Кут падіння пласта, град	35–90	45–90	45–90
Клас вміщуючих порід	II–IV	II–IV	II–IV
Тиск на підшву, МПа, до	0,6	1,0	1,0
Розмір верхняка кріплення, мм:			
довжина	3100	2750	2780
ширина	1000	950	1290
Крок встановлення кріплення, м	1,0	1,0	1,0
Коефіцієнт затягування покрівлі	0,8	0,7	0,85
Крок пересування кріплення, м	0,9	0,63	0,63
Довжина у постачанні, м	120	60	60
Опір кріплення на 1 м довжини лави, кН/м			
Опірність вугілля різанню, Н/мм, до	980	300	160
	300	200	200

Таблиця В.3 — Характеристики гідравлічних стояків внутрішнього живлення

Типи стояків	Типорозміри стояків	Мінімальна висота $h_{n \min}$, мм	Максимальна висота $h_{n \max}$, мм	Маса без робочої рідини, кг
СУГ30	2СУГ30	500	650	22,0
	5СУГ30	560	800	24,0
	6СУГ30	630	900	25,0
	7СУГ30	710	1000	28,5
	8СУГ30	800	1120	30,5
	9СУГ30	900	1250	33,0
	10СУГ30	1000	1400	36,6
	11СУГ30	1120	1600	40,0

Таблиця В.4 — Характеристика металевих верхняків

Тип верхняка	Типорозміри верхняків	Довжина верхняка, м	Маса, кг
ВВ30	1ВВ30	0,80	14,5
	2ВВ30	1,00	17,7
	3ВВ30	1,26	21,9
ВР	1ВР	0,80	14,0
	2ВР	1,00	17,0

Додаток Г

ОРІЄНТОВНІ ВЕЛИЧИНИ НОРМАТИВНИХ НАВАНТАЖЕНЬ НА ОЧИСНИЙ ВИБІЙ

Таблиця Г.1 — Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані комплексами 1К103М і МКД90

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Навантаження (т/доб) на очисний вибій, що розробляє пласт з покрівлею	
		тривкою	середньої тривкості
Положисті і похилі пласти, довжина очисного вибою 150 м, опірність вугілля різанню до 250 кН/м, підшва типу П ₂ , П ₃	0,9	660	550
	1,0	760	610
	1,1	870	690

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 180 м, то на кожний метр довжини вибою після 150 м норматив навантаження збільшується на 2,5 т/доб при тривкій покрівлі і на 2,0 т/доб при покрівлі середньої тривкості.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 120 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 2,0 т/доб при тривкій покрівлі і 1,5 т/доб при покрівлі середньої тривкості на кожний метр довжини вибою від 150 до 120 м.
3. При слабких породах підшви у розрахунок нормативу навантаження треба вводити поправочний коефіцієнт $k_r = 0,8$.

Таблиця Г.2 — Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані комплексами 2МКМ97

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Навантаження (т/доб) на очисний вибій, що розробляє пласт з покрівлею	
		тривкою	середньої тривкості
Положисті і похилі пласти, довжина очисного вибою 150 м, опірність вугілля різанню до 300 кН/м, підшва типу П ₂ , П ₃	0,8	550	450
	0,9	650	550
	1,0	750	600
	1,1	860	670

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 180 м, то на кожний метр довжини вибою після 150 м норматив навантаження збільшується на 2,0 т/доб при тривкій покрівлі і на 1,5 т/доб при покрівлі середньої тривкості.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 120 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 2,0 т/доб при тривкій покрівлі і 1,5 т/доб при покрівлі середньої тривкості на кожний метр довжини вибою від 150 до 120 м.
3. При слабких породах підшви у розрахунок нормативу навантаження треба вводити поправочний коефіцієнт $k_r = 0,7$.

Таблиця Г.3 — Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані комплексами КМ87, МК, КМТ, КМ137, КМ138

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Навантаження (т/доб) на очисний вибій, що розробляє пласт з покрівлею	
		тривкою	середньої тривкості
Положисті і похилі пласти, довжина очисного вибою 170 м, опірність вугілля різанню до 350 кН/м, підшва типу П ₂ , П ₃	1,2	1000	900
	1,3	1100	1000
	1,5	1260	1110
	1,7	1350	1240
	1,9	1500	1370

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 200 м, то на кожний метр довжини вибою після 170 м норматив навантаження збільшується на 4,0 т/доб при тривкій покрівлі і на 3,0 т/доб при покрівлі середньої тривкості.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 140 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 3,0 т/доб при тривкій покрівлі і 2,5 т/доб при покрівлі середньої тривкості на кожний метр довжини вибою від 170 до 140 м.
3. При слабких породах підшви у розрахунок нормативу навантаження треба вводити поправочний коефіцієнт $k_r = 0,8$.

Таблиця Г.4 — Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані комплексами КМС97

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Опірність вугілля різанню, кН/м	Навантаження (т/доб) на очисний вибій, що розробляє пласт з покрівлею	
			тривкою	середньої тривкості
Положисті і похилі пласти, довжина очисного вибою 150 м, підшва типу П ₂ , П ₃	0,7	150	920	770
		200	800	670
		250	680	570
		300	580	480
	1,0	150	1000	840
		200	870	730
		250	730	630
		300	650	540
	1,3	150	1140	950
		200	980	820
		250	840	700
		300	720	600

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 200 м, то на кожний метр довжини вибою після 150 м норматив навантаження збільшується на 1,0 т/доб.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 100 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 1,2 т/доб на кожний метр довжини вибою від 150 до 100 м.
3. При слабких породах підшви у розрахунок нормативу навантаження треба вводити поправочний коефіцієнт $k_r = 0,8$.

Таблиця Г.5 — Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані комплексами 1KM88C и 2KM87C

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Опірність вугілля різанню, кН/м	Навантаження (т/доб) на очисний вибій, що розробляє пласт з покрівлею	
			тривкою	середньої тривкості
Положисті і похилі пласти, довжина очисного вибою 150 м, підшва типу П ₂ , П ₃	1,1	150	1080	900
		200	940	780
		250	790	660
		300	700	580
	1,4	150	1200	1000
		200	1030	860
		250	890	740
		300	770	640

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 200 м, то на кожний метр довжини вибою після 150 м норматив навантаження збільшується на 1,0 т/доб.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 100 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 1,2 т/доб на кожний метр довжини вибою від 150 до 100 м.
3. При слабких породах підшви у розрахунок нормативу навантаження треба вводити поправочний коефіцієнт $k_r = 0,8$.

Таблиця Г.6 — Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані щитовими агрегатами 1АНЦМК

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Опірність вугілля різанню, кН/м	Навантаження (т/доб) на очисний вибій, що розробляє пласт з покрівлею	
			тривкою	середньої тривкості
Крутопохилі і круті пласти, довжина очисного вибою 60 м, підшва від середньої до тривкої	0,7	до 150	250	210
		до 250	210	180
	0,9	до 150	300	250
		до 250	260	220
	1,1	до 150	350	290
		до 250	300	270
	1,3	до 150	400	240
		до 250	340	315

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 70 м, то на кожен метр довжини вибою після 60 м норматив навантаження збільшується на 2,5 т/доб.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 40 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 2,0 т/доб на кожен метр довжини вибою від 60 до 40 м.

Таблиця Г.7 — Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані щитовими агрегатами 2АНЦМК

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Опірність вугілля різанню, кН/м	Навантаження (т/доб) на очисний вибій, що розробляє пласт з покрівлею	
			тривкою	середньої тривкості
Крутопохилі і круті пласти, довжина очисного вибою 40 м, підшва від середньої до тривкої	1,2	до 150	350	290
		до 250	320	270
	1,4	до 150	400	340
		до 250	370	310
	1,6	до 150	450	390
		до 250	420	350
	1,8	до 150	500	420
		до 250	470	390
	2,0	до 150	550	470
		до 250	520	430
	2,0	до 150	600	520
		до 250	570	490

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 70 м, то на кожен метр довжини вибою після 40 м норматив навантаження збільшується на 2,5 т/доб.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 30 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 2,0 т/доб на кожен метр довжини вибою від 40 до 30 м.

Додаток Д

ФОРМА ТАБЛИЦІ РОЗРАХУНКУ НОРМ ВИРОБІТКУ І ТРУДОЄМКОСТІ РОБІТ

Таблиця Д.1

Вид роботи	Од. вим.	Норма виробітку			Обсяг робіт на цикл	Потрібна кіль- кість чол-зм на цикл за нормою	Підстава для встановлення норми виробітку
		за збірником	"К" за збірником	що встановлена			
Всього							

Петро Павлович Голембієвський
Віталій Дмитрович Іващенко

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ

до курсового проектування з дисциплін "Розробка родовищ корисних копалин",
"Технологія розробки корисних копалин", "Технологія гірничого виробництва",
"Технологія гірничих робіт"
(для студентів спеціальностей 7.090216 — МАШ, ЕМК; 7.092204 — ЕМО;
7.092501 — АУП усіх форм навчання)