

Навчальний
посібник



М.М. Кононенко
О.Є. Хоменко
В.Ю. Усатий

ВИБІР І РОЗРАХУНОК СИСТЕМ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»



М.М. Кононенко
О.Є. Хоменко
В.Ю. Усатий

**ВИБІР І РОЗРАХУНОК
СИСТЕМ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ
РУДНИХ РОДОВИЩ**

Навчальний посібник

Дніпропетровськ
НГУ
2013

УДК 622.273:622.274(075)
ББК 33.33я73
К64

*Рекомендовано до друку
редакційною радою Державного вищого навчального закладу
«Національний гірничий університет» як навчальний посібник
для студентів напряму підготовки «Гірництво»
(протокол № 6 від 17.06.2013).*

Рецензенти:

В.О. Калініченко – д-р техн. наук, професор, декан гірничого факультету (Державний вищий навчальний заклад «Криворізький національний університет»);

Ю.І. Кіяшко, д-р техн. наук, старш. наук. співроб., завідувач відділу керування динамічними проявами гірського тиску (Інститут геотехнічної механіки ім. Н.С. Полякова Національної академії наук України).

Кононенко М.М.

К64 Вибір і розрахунок систем підземної розробки рудних родовищ: навч. посіб. / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, В.Ю. Усатий. – Д.: Національний гірничий університет, 2013. – 217 с.

Зміст видання відповідає освітньо-професійній програмі підготовки бакалаврів напряму «Гірництво», зокрема програмам дисциплін «Процеси при підземній розробці рудних родовищ», «Підготовчо-нарізні роботи», «Технологія підземної розробки рудних родовищ».

Подано класифікації, опис систем розробки та розрахунок їх параметрів. Наведено методика визначення систем розробки рудних родовищ та їх техніко-економічних показників.

На відміну від попередніх видань московської, Санкт-Петербурзької та Криворізької шкіл запропонований посібник сприяє опануванню навичками комплексного добору обладнання, логічного поєднання технічних і технологічних рішень, проектування нових систем розробки та володіння об'ємною конструкторською уявою.

Рекомендовано для студентів, науково-педагогічних та науково-технічних працівників вищих навчальних закладів, науково-дослідних інститутів і проектних організацій, а також для інженерно-технічних працівників гірничорудних підприємств.

УДК 622.273:622.274(075)
ББК 33.33я73

© М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко,
В.Ю. Усатий, 2013

© Державний ВНЗ «Національний
гірничий університет», 2013

ЗМІСТ

ВСТУП	4
РОЗДІЛ 1 ВИБІР І ОБҐРУНТУВАННЯ СИСТЕМ РОЗРОБКИ	5
1.1 Основні поняття та визначення	5
1.2 Аналіз застосовуваних класифікацій	6
1.3 Умови застосування систем у групах	15
1.4 Вибір і обґрунтування систем за факторами	75
1.5 Параметри конструктивних елементів блоку	78
1.6 Доставка руди і параметри днища блоку	83
Література до розділу 1	89
РОЗДІЛ 2 ПІДГОТОВЧІ ТА НАРІЗНІ РОБОТИ	91
2.1 Форма, переріз і кріплення виробок	91
2.2 Проведення горизонтальних виробок	103
2.3 Проведення вертикальних виробок	118
Література до розділу 2	133
РОЗДІЛ 3 ОЧИСНІ РОБОТИ	136
3.1 Основні поняття та визначення	136
3.2 Підсікання запасів руди в блоці	137
3.3 Відрізка запасів руди в блоці	148
3.4 Відбивання запасів руди в блоці	152
Література до розділу 3	188
РОЗДІЛ 4 ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ	190
4.1 Показники та елементи витрат	190
4.2 Розподіл запасів руди в блоці	190
4.3 Розподіл робочої сили у блоці	194
4.4 Витрати матеріалів і енергії у блоці	196
4.5 Час відпрацювання запасів руди в блоці	198
4.6 Собівартість видобутку руди у блоці	200
Література до розділу 4	212
ПРЕДМЕТНО-АЛФАВІТНИЙ ПОКАЖЧИК	214

ВСТУП

Понад чверть століття підручник В.К. Мартинова «Проектування і розрахунок систем розробки рудних родовищ» був основним виданням, що широко використовувався на радянському і пострадянському просторах під час підготовки гірничих інженерів-технологів. Висока потреба у зазначеному виданні була зумовлена високим науково-педагогічним потенціалом найбільшого в світі гірничодобувного регіону – Криворізького залізорудного басейну. Комплексність підручника дозволила використовувати його при вивченні дисциплін «Процеси при підземній розробці рудних родовищ», «Підготовчо-нарізні роботи», «Технологія підземної розробки рудних родовищ» і «Проектування підземних рудників», а системність викладу матеріалу формувала цілісність знань студентів.

Паралельно з криворізькою школою у підготовці фахівців з підземної розробки рудних родовищ працювала московська, Санкт-Петербурзька і Дніпропетровська з відповідним навчально-методичним забезпеченням профільюючих дисциплін. Навчальні видання для підготовки гірничих інженерів цих шкіл спиралися на матеріал, що був обмежений даними за окремими регіонами і родовищами країн колишнього СНД. Порушення зав'язків між навчальними закладами під час розпаду СРСР призвело ще й до зниження якості та зменшення кількості подібних навчальних видань.

У 2008 році співробітники кафедри підземної розробки родовищ корисних копалин Державного ВНЗ «Криворізький національний університет» В.К. Мартинов і М.Б. Федько перевидали згаданий підручник, доповнивши його сучасними методиками розрахунку робочих процесів. Як і попереднє видання – цей посібник ґрунтувався на існуючих технологіях розробки родовищ Кривбасу. Проте за роки незалежності України значна частина рудників Криворіжжя була закрита. Діючі шахти були приватизовані та стали власністю приватних компаній «Метінвест», «Приват», «Євраз», «АрселорМіттал» та інших. Технічне переозброєння, удосконалення технологій і сучасний менеджмент стали другорядними питаннями розвитку басейну. Тому виникла потреба у підготовці навчального посібника, який би враховував світовий досвід розробки рудних і нерудних родовищ, а також нові напрями удосконалення технологій за рахунок використання високопродуктивного самохідного обладнання.

У запропонованому навчальному посібнику подано нову класифікацію систем розробки, яка дозволяє вже за назвою системи уявити комплекс робочих процесів. Для більш поглибленого розуміння конструкції систем розробки, загальноприйняті розрізи були доповнені ізометріями. Також удосконалено розрахунки параметрів систем розробки, проведення підготовчо-нарізних виробок, проведення очисних робіт, визначення витрат матеріалів та енергії, розподілу запасів руди, робочої сили і витрат матеріалів, побудови сітьового графіку підготовки і нарізки блоків та розрахунку собівартості видобутку. Підготовлений за допомогою нашого навчального посібника спеціаліст володіє об'ємною конструкторською уявою, умінням комплексного добору гірничого обладнання, логікою поєднання технічних і технологічних рішень та здібністю проектування нових систем розробки.

РОЗДІЛ 1

ВИБІР І ОБҐРУНТУВАННЯ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ

1.1 Основні поняття і визначення

Системою розробки рудних родовищ називається певний порядок проведення підготовчих, нарізних і очисних робіт пов'язаних між собою у просторі та часі. Кожна з цих стадій гірничих робіт характеризується своїми властивостями. **Підготовчі роботи** – проведення підготовчих виробок з однією площиною оголення, які поділяють шахтне поле або його частину на окремі виїмкові блоки з метою забезпечення транспорту матеріалів і руди, вентиляції, нарізних і очисних робіт. Для поділу шахтного поля на поверхи використовують підготовчі виробки основного горизонту – відкотні штреки та орти, а поділ поверху на окремі виїмкові ділянки – блоки використовують підняттяві. **Нарізні роботи** – проведення нарізних виробок з однією або двома площинами оголення в межах виїмкових блоків для подальшого виконання очисних робіт. Головною метою цих робіт є створення виїмкових ділянок, підповерхових горизонтів, відрізних щілин, підсікання та ін. До нарізних виробок відносяться:

- підповерхові та шарові горизонтальні гірничі виробки, що розділяють блок на окремі виїмкові підповерхи або шари;

- виробки горизонту доставки, призначені для доставки відбитої руди до виробок концентраційного або відкотного горизонту, а також для вторинного дроблення руди;

- виробки горизонту грохочення, якщо такі є відповідно до конструкції системи розробки, до яких відносяться: камери, штреки, орти, що слугують для вторинного дроблення великих шматків відбитої руди і перепускання її на основний горизонт;

- виробки горизонту підсікання, призначені для утворення оголеної площі масиву руди в нижній частині блоку, тобто відрізка масиву руди від днища блоку;

- відрізні виробки – відрізні штреки, орти, підняттяві, призначені для створення вертикальної площини оголення (компенсаційного простору), необхідного для подальшого відбивання руди вертикальними шарами в межах заданого контуру блоку;

- горизонтальні та вертикальні ходки, вентиляційні збійки, закладні штреки, орти і ряд інших виробок, розгляд яких внаслідок їх тісного зв'язку з очисними роботами можливий лише при вивченні окремих варіантів систем розробки.

Очисні роботи – це гірничі роботи, безпосередньо пов'язані з розробкою корисних копалин. Вони відрізняються одна від одної за формою, розмірами видобувних блоків і кількістю виробничих процесів (відбивання, доставки та підтримки виробленого простору).

До систем розробки висувають такі вимоги:

- забезпечення безпеки праці робітників;

- максимальна продуктивність праці робітників за системою в цілому;

- мінімально можливі витрати на видобуток руди;
- добра вентиляція;
- простота системи;
- мінімальний обсяг підготовчо-нарізних робіт;
- мінімально можливі втрати та збіднення руди.

Порядок вивчення систем розробки включає такі етапи:

- сутність системи розробки;
- умови застосування;
- підготовчі роботи;
- нарізні роботи;
- очисні роботи;
- параметри системи;
- вентиляція блоку;
- техніко-економічні показники;
- переваги і недоліки;
- техніка безпеки під час очисних робіт.

1.2 Аналіз застосовуваних класифікацій

Системи підземної розробки рудних родовищ відмінні між собою за багатьма ознаками: розташуванням підготовчо-нарізних виробок у виїмковому блоці, напрямом посування очисних робіт щодо елементів залягання рудного тіла, способами підтримки виробленого простору, способами відбивання і доставки руди у виїмковому блоці. Поєднання цих ознак у різних комбінаціях дає безліч систем розробки, основних варіантів яких на сьогоднішній день існує більше 200. У наш час запропоновано десятки класифікацій систем розробки рудних родовищ, які можна розділити на такі групи: класифікації, що ґрунтуються на ознаці типу родовища, способу підтримки очисного простору в процесі видобутку руди, форми очисного вибою і стадійності відпрацювання.

При підземній розробці рудних родовищ найбільшого поширення набули класифікації систем підземної розробки рудних родовищ, що ґрунтуються на ознаці підтримки очисного простору в процесі відпрацювання. Далі представлені найбільш відомі класифікації систем розробки і виконано аналіз їх переваг та недоліків.

Уперше класифікація Мак-Клеланда була опублікована в 1927 році і є однією з найпоширеніших галузевих класифікацій (табл. 1.1). Класи систем розробки в цій класифікації виділені не на основі ознаки способу підтримки очисного простору в процесі відпрацювання. По суті, ці класи сформовані за ознакою кінцевої операції – способи заповнення виробленого простору (відкриті, закріплені, закладені вибою та ін.), що не є рівнозначним магазинуванню руди, що є проміжною операцією. До класу комбінованих методів віднесені системи розробки, при яких поверх розділяється на камери і цілики, що відпрацьовуються послідовно різними системами. Ці системи дійсно є комбінованими, оскільки в них відпрацювання камер поєднується з відпрацюванням блоків. Отже, класифікація Мак-Клеланда побудована на різних ознаках. Нелогічність спостерігається і в розподілі систем у гру-

пах. Деякі групи засновані на ознаці характеру фронту робіт поверху (камерно-стовпова виїмка), тоді як групи підшвоуступна, покрівлеуступна, підповерхового відпрацювання засновані на ознаці типу очисного вибою. Така непослідовність спостерігається під час поділу майже всіх первинних груп. Спосіб підповерхового відбивання віднесений тільки до групи систем з відкритим очисним простором, але підповерхове відбивання можна застосовувати і при інших системах розробки, як і підшвоуступне та покрівлеуступне відпрацювання. Тому класифікація, яку запропонував Мак-Клеланд, не охоплює всі варіанти систем розробки.

Таблиця 1.1

Класифікація Мак-Клеланда

Клас	Найменування класу	Група	Найменування групи
I	Відкриті вибої	1	Безладна розробка неправильними штреками
		2	Суцільна виїмка
		3	Суцільна виїмка пологих покладів
		4	Камерно-стовпова виїмка пластових покладів
		5	Відкриті підшвоуступні вибої у вузьких жилах
		6	Підземна розробка воронками
		7	Відкриті підшвоуступні вибої в потужних жилах
		8	Відкриті покрівлеуступні вибої у вузьких жилах
		9	Камерно-стовпова виїмка
		10	Виїмка підповерховими штреками
II	Закріплені вибої	1	Метод розробки квадратними окладами
		2	Шарова виїмка
		3	Різні системи розробки з кріпленням
III	Закладені вибої	1	Метод горизонтальних покрівлеуступних вибоїв у вузьких жилах
		2	Виїмка з попередніми розкриттям жили по пустій породі
		3	Метод горизонтальних покрівлеуступних вибоїв в потужних жилах
		4	Поперечний метод
		5	Закладені діагональні вибої
IV	Вибої з магазинуванням	1	Вибої з магазинуванням
V	Методи з обваленням	1	Шарове обвалення
		2	Шарове обвалення покрівлі на залізних рудниках
		3	Шарове обвалення покрівлі на незалізних рудниках
		4	Похилене шарове обвалення покрівлі
		5	Підповерхове обвалення
		6	Обвалення блоків
VI	Комбіновані методи	1	Приклади окремих рудників, які застосовують комбіновані системи розробки. Перелік способів відпрацювання міжкамерних ціликів

У класифікації Є.П. Прокоп'єва всі системи підземної розробки поділені на шість класів (табл. 1.2). На відміну від класифікації Мак-Клеланда він переставив місцями класи, закріплені вибої та вибої з магазинуванням для подальшого їх розташування відповідно до поступовості зміни властивостей руди і вміщуючих порід. Розподіл систем у середині класів зроблено більш докладно і з широким охопленням порівняно з класифікацією за Мак-Клеландом. Найменування систем у групах подано більш логічно і строго враховуються умови застосування різних систем розробки.

Класифікація Є.П. Прокоп'єва

Клас	Найменування класу	Група	Найменування групи
I	З відкритим виробленим простором	1	Покрівлеуступні системи з розпірним кріпленням
		2	Покрівлеуступні системи з розпірним кріпленням і магазинуванням руди
		3	Підшвоуступні системи
		4	Підшво-покрівлеуступні системи
		5	Системи розробки вельми тонких рудних тіл з відбиванням з підповерхових штреків
		6	Системи розробки вельми тонких рудних тіл з відбиванням з підняткових
		7	Суцільні системи
		8	Системи розробки підповерховими штреками або ортами
		9	Камерно-стовпові системи
II	З магазинуванням руди	1	Системи розробки з розташуванням окремих магазинів за простяганням і з відбиванням руди з магазину
		2	Системи з безперервним магазинуванням руди і з відбиванням руди з магазину
		3	Системи розробки потужних рудних тіл з розташуванням камер вхрест простягання
		4	Системи розробки потужних рудних тіл з магазинуванням руди без залишення міжкамерних ціликів
III	З закладанням виробленого простору	1	Системи розробки малопотужних рудних тіл горизонтальними шарами з одночасним закладанням
		2	Системи розробки малопотужних рудних тіл горизонтальними шарами з подальшим пошаровим закладанням
		3	Системи розробки малопотужних рудних тіл горизонтальними шарами із закладанням і тимчасовим кріпленням костровим кріпленням
		4	Система розробки потужних рудних тіл похилими шарами із закладанням
		5	Система розробки вельми тонких рудних тіл з попереднім подрібткою у пустій породі
IV	З кріпленням виробленого простору і системи розробки з кріпленням і закладанням виробленого простору	1	Покрівлеуступні системи розробки горизонтальними шарами
		2	Системи розробки горизонтальними шарами із кріпленням квадратними окладами і з закладанням при суцільному відпрацюванні рудного тіла
		3	Системи розробки довгими блоками з кріпленням квадратними окладами і закладанням
		4	Системи розробки короткими блоками з кріпленням квадратними окладами і закладанням
		5	Системи розробки вертикальними прирізками з кріпленням квадратними окладами і закладанням
		6	Системи розробки горизонтальними шарами зверху вниз з кріпленням і закладанням виробленого простору
		7	Система Митчеля
V	З обваленням виробленого простору	1	Системи розробки горизонтальними шарами з обваленням порід покрівлі
		2	Системи розробки підповерхового обвалення
		3	Системи розробки поверховим або блоковим обваленням
VI	Комбіновані системи розробки	1	Розробка камер
		2	Розробка ціликів

Незважаючи на це, класифікація Є.П. Прокоп'єва за будовою структури класів є різновидом класифікації Мак-Клеланда і тому містить всі основні недоліки останньої. Перший клас поділено на групи за ознакою типу родовища залежно від потужності і кута падіння, але угруповання систем за типом родовища в інших класах представленої класифікації відсутнє.

Класифікація М.А. Старикова майже не відрізняється від класифікації Є.П. Прокоп'єва (табл. 1.3). Тут також системи розділені на шість класів за Мак-Клеландом. Незначна відмінність у тому, що системи з кріпленням дверними окладами і розпірним кріпленням з закладанням віднесені до класу систем із закладанням. До класу систем із кріпленням віднесені системи розробки з американським станковим кріпленням із закладанням і без закладанням, тоді як у класифікації Є.П. Прокоп'єва системи з кріпленням і закладанням об'єднані в один клас.

Таблиця 1.3

Класифікація М.А. Старикова

Клас	Найменування класу	Група	Найменування групи
I	Системи з відкритим виробленим простором	1	Суцільні системи без залишення ціликів
		2	Суцільні системи з нерегулярним залишенням ціликів і подальшим їх витяганням
		3	Суцільні системи з регулярним залишенням ціликів і подальшим їх витяганням
		4	Камерно-стовпові системи з залишенням назавжди ціликів
		5	Покрівлеуступні системи з розпірним кріпленням
		6	Підошвоуступні системи
		7	Комбіновані системи
		8	Системи відкритих камер з підповерховим вийманням
II	Системи з магазинуванням руди		
III	Системи з закладанням	1	Системи виїмки горизонтальними шарами по простяганню
		2	Системи з підробітком бокових порід
		3	Ярусні системи
		4	Системи виїмки прирізками
		5	Системи виїмки горизонтальними шарами в низхідному порядку
		6	Системи виїмки похилими шарами по простяганню
		7	Системи виїмки похилими шарами вхрест простягання
		8	Системи виїмки похилими шарами з перепуском закладки
IV	Системи з кріпленням	1	Системи виїмки горизонтальними шарами
		2	Системи діагональної виїмки
		3	Системи вертикальних прирізок
		4	Системи коротких блоків
		5	Система Митчеля
		6	Підошвоуступні системи
V	Системи з обваленням	1	Системи шарового обвалення
		2	Системи підповерхового обвалення
		3	Системи поверхового обвалення
VI	Комбіновані системи	1	Комбіновані системи з масовим магазинуванням руди
		2	Комбіновані системи із закладкою

Порівняно з класифікацією Є.П. Прокоп'єва, М.А. Стариков системи першого класу не розділяє на групи за ознакою потужності і кута падіння родовища і подає загальновідомі найменування систем. Усі класи цієї класифікації, за винятком класу систем з магазинуванням руди, включають досить широкий спектр систем. Він подає більш детальний перелік методів, що застосовуються при комбінованих системах. Однак поділ систем на групи не відрізняється послідовністю. В цілому класифікація М.А. Старикова також є різновидом класифікації Мак-Клеланда і має основні недоліки останньої.

Класифікація М.І. Трушкова за своєю будовою відрізняється простотою, і в кінці 40-х років ХХ століття була визнана найбільш прийнятною в гірничорудній промисловості (табл. 1.4).

Таблиця 1.4

Класифікація М.І. Трушкова

Клас	Найменування класу	Група	Найменування групи
А	Методи з природним підтриманням очисного простору	1	Методи «відкритого» очисного простору без залишення стовпів
		2	Методи «відкритого» очисного простору із залишенням стовпів
Б	Методи зі штучним підтриманням очисного простору	1	Системи з магазинуванням руди
		2	Системи з закладанням
		3	Системи з розпірним кріпленням
		4	Системи з кріпленням квадратними окладами
В	Методи з обваленням	1	Система шарового обвалення
		2	Системи з обваленням руди
Г	Комбіновані методи	1	Комбінація методів з підтриманням очисного простору і методів з обваленням
		2	Комбінована розробка підземним та відкритим способом

У своїй класифікації він запропонував розділити системи розробки на чотири класи і замінити термін «вибій» терміном «метод». М.І. Трушков значно розширив підрозділ класів на системи, у результаті чого збільшив діапазон класифікації, розподіливши на групи майже всі системи підземної розробки рудних родовищ. Разом з тим за кількістю виробничих процесів методи зі штучним підтриманням і методи з обваленням потребують перегляду і перестановок. Комбіновані методи взагалі відпадають, оскільки в межах блоку або ділянки найбільш доцільно кожен застосовуваний систему розробки розглядати окремо. Отже, у поданій класифікації відсутні чіткі межі груп систем розробки.

При розташуванні окремих класів за трудомісткістю вся класифікація гірничого бюро США поділяється на чотири класи з більш детальним їх розподілом на окремі системи (табл. 1.5).

Таблиця 1.5

Класифікація гірничого бюро США

Клас	Найменування класу	Група	Найменування групи
I	Системи розробки з штучним підтриманням виробленого простору	1	З кріпленням і закладкою
		2	Із закладанням
		3	З кріпленням
		4	З магазинуванням руди
II	Системи розробки з природним підтриманням виробленого простору	1	З відкритим простором без залишення ціликів
		2	З відкритим очисним простором із залишенням ціликів
III	Системи розробки з обваленням	1	Шарового обвалення
		2	Підповерхового обвалення
		3	Поверхового або блокового обвалення
IV	Комбіновані способи розробки	1	Комбінація підземних систем розробки
		2	Комбінація підземних і відкритих способів видобутку

Подана класифікація проста, як і класифікація М.І. Трушкова, але за трудомісткістю і техніко-економічними показниками послідовність розташування систем недотримана. У групах відсутньо багато (або відсутній ряд систем) систем розробки, що сильно звужує діапазон класифікації.

У табл. 1.6 подано класифікацію В.Р. Іменітова, що тотожна класифікації М.І. Трушкова, і яка протягом певного часу зазнавала несуттєвих змін.

Таблиця 1.6

Класифікація В.Р. Іменітова

Клас	Найменування класу	Група	Найменування групи	Системи
I	Системи розробки з природним підтриманням очисного простору	А	Системи з механізованою доставкою руди	Суцільна
				Камерно-стовпова
		Б	Системи з самопливною доставкою руди	Поверхово-камерна
				З підповерховим відбиванням
II	Системи розробки з обваленням руди і вміщуючих порід (без підтримки виробленого простору)	А	Системи поверхового обвалення	З відбиванням із магазину
				З простим розпірним кріпленням
				Поверхове примусове обвалення з компенсаційними камерами
		Б	Системи підповерхового обвалення	Поверхове примусове обвалення з суцільним вийманням
				Підповерхове обвалення з відбиванням зі спеціальних виробок
				Підповерхове обвалення з відбиванням з видачних виробок
III	Системи розробки з штучним підтриманням очисного простору	А	Системи із закладанням	Горизонтальні шари із закладанням
				Системи розробки тонких жил з роздільним вийманням
		Б	Системи з кріпленням	З посиленням розпірним кріпленням
				Зі станковим кріпленням
		В	Системи з кріпленням і наступним обваленням	Довгі стовпи
				Шарове обвалення

Класифікація відрізняється від згаданої класифікації В.Р. Іменітова відсутністю класу комбінованих систем (IV клас). Усунувши цей клас, автор не вказує, де ці системи повинні знаходитися. У першому класі систем (системи з природним підтриманням очисного простору) групи систем виділені за ознакою способу доставки руди в очисному просторі (з механічною доставкою руди, з самопливною доставкою руди). Система з магазинуванням переведена до класу систем з природним підтриманням очисного простору, а система шарового обвалення – із систем з обваленням руди до класу зі штучним підтриманням очисного простору. У класифікації відсутня система з кріпленням і закладанням виробленого простору. Крім того, за трудомісткістю до одного класу потрапили системи з одним і двома процесами (поверхове самообвалення і поверхове примусове обвалення). У роботі відсутня єдина ознака класифікації систем розробки. Незважаючи на це, автор у кожній групі подав найпоширеніші системи розробки. Термінологія в класифікації відрізняється простотою і ясністю, яку доцільно використовувати при подальшому розробленні класифікацій.

На сучасному етапі в більшості літературних джерел прийнята до широкого використання класифікація, запропонована член-кореспондентом АН СРСР

М.І. Агошковим, в якій системи поділені на VIII класів за ознакою стану очисного простору на момент розробки (табл. 1.7).

Таблиця 1.7

Класифікація М.І. Агошкова

Клас	Найменування класу	Група	Найменування групи
I	Системи розробки з відкритим очисним простором	1	Покрівлеуступні системи
		2	Системи з суцільною виїмкою
		3	Камерно-стовпові системи
		4	Системи з підповерховим відбиванням
		5	Системи з камерно-поверховою виїмкою
II	Системи розробки з магазинуванням руди в очисному просторі	1	Системи зі шпуровим відбиванням з магазину
		2	Системи з відбиванням зі спеціальних виробок
		3	Система з відбиванням глибокими свердловинами
III	Системи розробки з кріпленням очисного простору	1	Системи з посиленням розпірним і станковим кріпленням
		2	Системи з кам'яним та комбінованим кріпленням
IV	Системи розробки із закладанням очисного простору	1	Система розробки горизонтальними шарами із закладанням
		2	Система розробки похилими шарами із закладанням
		3	Покрівлеуступні системи із закладанням
		4	Системи низхідної пошарової розробки із закладанням
		5	Суцільні системи із закладанням
V	Системи з кріпленням і закладкою очисного простору	1	Системи розробки горизонтальними шарами за простяганням з кріпленням і закладанням
		2	Системи розробки вертикальними прирізками і короткими блоками зі станковим кріпленням і закладанням
		3	Суцільні системи розробки з кріпленням і закладанням
VI	Системи розробки з обваленням вмшуючих порід	1	Системи шарового обвалення
		2	Щитові системи розробки
		3	Стовпові системи з обваленням покрівлі
VII	Системи розробки з обваленням руди і вмшуючих порід	1	Системи підповерхового обвалення
		2	Системи поверхового самообвалення
		3	Системи поверхового примусового обвалення
VIII	Комбіновані системи розробки	1	Комбіновані системи з виїмкою камер з відкритим очисним простором
		2	Комбіновані системи з виїмкою камер з магазинуванням руди
		3	Комбіновані системи з виїмкою камер із закладкою

Ця класифікація використовується як у промисловості країн колишнього СНД, так і далекого зарубіжжя. Автор виділяє в самостійні класи системи розробки з кріпленням і закладанням очисного простору, системи розробки з обваленням руди і вмшуючих порід. У цьому полягає істотна відмінність цієї класифікації від класифікації Мак-Клеланда і його послідовників. Віднесення систем з кріпленням і закладанням до окремого класу робить класифікацію більш чіткою, особливо щодо конструктивної характеристики систем і умов їх застосування. Стосовно виділення систем розробки з обваленням руди і вмшуючих порід у самостійний клас, то цей крок є помилковим, оскільки при цих системах роботи закінчуються обваленням вмшуючих порід, а обвалення руди не відбувається без процесів відбивання. Тому дані системи цілком могли б бути в класі систем розробки з обваленням вмшуючих порід, відрізняючись лише способами відпрацювання.

Аналіз існуючих класифікацій систем розробки заснований на ознаці підтримки очисного простору в момент розробки дозволив зробити такі висновки:

1. У поданих класифікаціях відсутні чіткі межі поділу систем розробки в групах класів, в яких повинні бути отримані найбільш близькі між собою методи підземної розробки, які характеризуються найбільшою кількістю властивих їм спільних ознак.

2. У класифікаціях не вказується напрями очисних робіт у блоках щодо елементів залягання рудного тіла, що призводить до труднощів представлення параметрів систем розробки застосовуваних у різних гірничо-геологічних умовах.

3. Відсутність поділу груп за ознакою відбивання і доставки руди ускладнює формулювання назви системи розробки, що призводить до утруднення сприйняття застосовуваних процесів очисних робіт у варіанті системи.

Враховуючи зазначені вище недоліки, автори пропонують створення нової класифікації систем розробки рудних родовищ, яка в свою чергу дозволить охопити весь діапазон застосовуваних варіантів систем розробки (табл. 1.8). Для поділу систем на класи автори використовували ознака підтримки очисного простору в момент розробки, що дозволило об'єднати всі системи в п'ять класів. У пропонованій класифікації відсутній клас систем з кріпленням і закладанням очисного простору, оскільки групи і варіанти систем розробки цього класу у сучасних умовах рідко або взагалі не використовуються. Класи систем розробки з обваленням вміщуючих порід і систем розробки з обваленням руди і вміщуючих порід об'єднані в один клас систем з обваленням вміщуючих порід, оскільки обвалення руди не обходиться без процесів відбивання. Клас комбінованих систем розробки відсутній, а групи цього класу віднесені до різних класів. У класах систем з відкритим очисним простором і з магазинуванням руди відсутні групи підповерховоуступної системи і системи з магазинуванням і відбиванням руди зі спеціальних виробок, тому що ці системи на сьогоднішній день не використовуються. У IV клас (системи із закладанням очисного простору) додані групи підповерхово-камерних систем із закладанням і поверхово-камерних систем з закладанням.

Групи всіх класів підрозділяються на підгрупи за напрямом очисних робіт у блоці, способу відбивання і доставки руди, що сприяє більш детальній побудові назви системи розробки та її пристосуванню до конкретних гірничо-геологічних умов. Наприклад: застосовується система I класу, повна назва якої – поверхово-камерна система розробки вхрест простягання з відбиванням вертикальними віялами свердловин і доставкою руди самохідним обладнанням.

Далі подано опис систем розробки за запропонованою авторами класифікацією згідно із загальноприйнятим алгоритмом вивчення систем.

Класифікація М.М. Кононенка та ін.

Клас (спосіб підтримки очисного простору)	Група	Напрямок очисних робіт у блоці	Підгрупа	
			Спосіб відбивання руди	Спосіб доставки руди
I З відкритим очисним простором	1. Покрівлеуступні системи	За повстанням	Шпурами	Самопливна
	2. Суцільні системи	За простяганням, за повстанням, за падінням	Шпурами	Скреперними установками, самохідним обладнанням
	3. Камерно-стовпові системи	За простяганням, за повстанням, за падінням	Шпурами, штанговими шпурами, свердловинами	Скреперними установками, самохідним обладнанням, доставка вибухом
	4. Підповерхово-камерні системи	За простяганням, вхрест простягання	Штанговими шпурами, свердловинами	Скреперними установками, вібраційними живильниками, самохідним обладнанням
	5. Поверхово-камерні системи	За простяганням, вхрест простягання, за повстанням	Свердловинами, концентраційними зарядами	Скреперними установками, вібраційними живильниками, самохідним обладнанням
II З магазинуванням руди в очисному просторі	1. Системи з відбиванням з магазину	За повстанням	Шпурами	Самопливна, самохідним обладнанням
	2. Поверхово-камерні системи	За повстанням	Свердловинами	Скреперними установками, вібраційними живильниками, самохідним обладнанням
III З кріпленням очисного простору	1. Системи з посиленням розпірним кріпленням	За повстанням	Шпурами	Самопливна, самохідним обладнанням
	2. Системи зі станковим кріпленням	За повстанням	Шпурами	Скреперними установками, самохідним обладнанням
IV З закладанням очисного простору	1. Система розробки похилими шарами із закладанням	За повстанням	Шпурами	Самопливна
	2. Покрівлеуступні системи із закладанням	За повстанням	Шпурами	Самопливна
	3. Системи розробки низхідною шаровою віткою із закладанням	За падінням	Шпурами	Самохідним обладнанням
	4. Підповерхово-камерні системи з закладанням	За простяганням, вхрест простягання	Штанговими шпурами, свердловинами	Скреперними установками, вібраційними живильниками, самохідним обладнанням
	5. Поверхово-камерні системи з закладанням	За простяганням, вхрест простягання	Штанговими шпурами, свердловинами	Скреперними установками, вібраційними живильниками, самохідним обладнанням
	6. Системи шарового обваллення	За падінням	Шпурами	Скреперними установками, самохідним обладнанням
V З обвалленням вміщувачих порід	1. Системи шарового обваллення	За простяганням, за повстанням, за падінням	Механічна	Конверсами
	2. Ступові системи з обвалленням покрівлі	За простяганням, вхрест простягання	Свердловинами	Скреперними установками, вібраційними живильниками, самохідним обладнанням
	3. Системи підповерхового обваллення	За простяганням, вхрест простягання	Свердловинами, концентраційними зарядами	Скреперними установками, вібраційними живильниками, самохідним обладнанням
	4. Системи поверхового обваллення	За простяганням, вхрест простягання	Самообвалення руди	Скреперними установками, самохідним обладнанням
	5. Системи поверхового самообваллення	За повстанням		

1.3 Умови застосування систем у групах

1.3.1 Клас систем розробки з відкритим очисним простором

До класу систем з відкритим очисним простором відносяться системи, при яких у результаті відпрацювання руди, утворюється очисний простір, який під час відпрацювання видобувної ділянки залишається відкритим (вільним), і не заповненим закладним матеріалом, відбитою рудою або обваленими породами. Борти і покрівля очисного простору підтримуються залишеними в рудному тілі постійними або тимчасовими ціликами руди або кріпленням. Стійкість вміщуючих порід і руди є обов'язковою умовою для застосування систем цього класу.

Група покрівлеуступні системи розробки. Характерна особливість покрівлеуступних систем полягає в уступній формі вибоїв, розташованих над робітниками, які знаходяться на настилі, укладеному на розпірному кріпленні. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.9.

Таблиця 1.9

Умови застосування
групи покрівлеуступних систем розробки

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	0,6 – 3
Кут падіння покладу, град.	> 50
Стійкість руди	стійка
Стійкість порід	стійкі
Цінність руди	багата

Підготовчі роботи полягають у проведенні відкотного штреку і двох вентиляційно-ходових піднятєвих на флангах блоку. Нарізні роботи включають у себе проведення підсічного штреку і рудоспусків. Очисні роботи виконуються в такій послідовності: з підсічного штреку бурять шпури за допомогою переносних або телескопних перфораторів, відбиту руду випускають через рудоспуски. У міру відпрацювання рудного покладу очисному вибою надають уступну форму. Глибина висхідних шпурів дорівнює висоті уступів. Шпури бурять з тимчасових настилів (полків), що укладаються на розпірне кріплення. Перед вибухом настил з розпірок прибирають, і руда під дією сили тяжіння переміщується між розпірками до випускних отворів.

Провітрювання очисних вибоїв у блоці здійснюється за такою схемою: свіже повітря з відкотного штреку по вентиляційно-ходовому піднятєвому подається до очисних вибоїв очисного простору блоку. Відпрацьоване повітря, через вентиляційний піднятєвий надходить на вентиляційний штрек і потім до вентиляційного стволу. Для збереження вентиляційного штреку залишають стелину. На рис. 1.1 і 1.2 подано один з варіантів покрівлеуступної системи розробки.

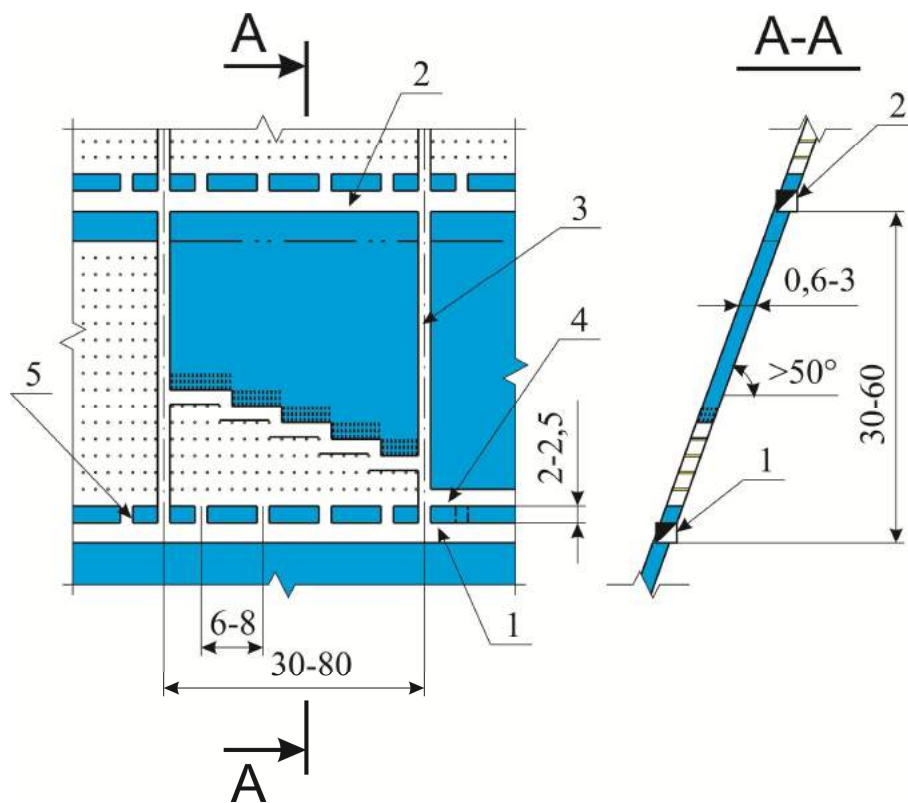


Рис. 1.1. Покрівлеуступна система розробки, за підняттям, з відбиванням руди шпурами і самопливною доставкою: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – блоковий вентиляційно-ходовий піднягтевий; 4 – підсічний штрек; 5 – рудоспуск

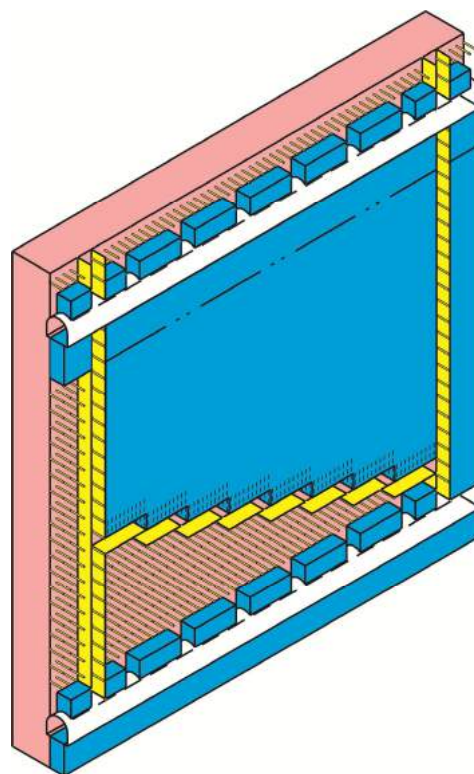


Рис. 1.2. Покрівлеуступна система розробки, за підняттям, з відбиванням руди шпурами і самопливною доставкою в ізометрії

Переваги: висока безпека робіт за рахунок безперервного оновлення покрівлі та можливості її своєчасної оборки. Оголені боки очисного простору знаходяться нижче робочого місця, і тому окремі обвалення великих шматків породи безпечні. Невеликі втрати руди, можливість розробки відгалужень жили, а також гнучкість системи, що дозволяє при необхідності змінювати технологію і конструктивні елементи.

Недоліки: можливість падіння робітників у очисний простір з настилу, особливо після порушення його вибухами, що підвищує небезпеку робіт і знижує продуктивність праці вибійних робітників. Небезпечна і робота кріпильників при відновленні порушеного вибухами розпірного кріплення.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.10.

Таблиця 1.10

Техніко-економічні показники
групи покрівлеуступних систем розробки

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	4 – 6
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	0,5 – 1,0
Витрати погонажу	м/1000 т	5 – 12
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,03 – 0,12
Втрати	%	2 – 10
Збіднення	%	2 – 10
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	10 – 20

Техніка безпеки при очисних роботах. При застосуванні систем цієї групи причинами травматизму можуть бути: падіння шматків руди, падіння робітників з настилу в очисний простір, недотримання правил безпеки при бурінні і відновленні порушеного вибухами розпірного кріплення. Для запобігання нещасних випадків необхідно при відбиванні горизонтальними шпурами приймати довжину уступів 2 – 4 м, а при відбиванні висхідними шпурами 10 – 12 м при висоті 1,8 – 2,2 м. Буріння шпурів дозволяється здійснювати тільки з тимчасових полків, що укладаються на розпірне кріплення. Пересування робочих повинно здійснюватися тільки по настилу і ходовому підняттявому, обладнаному сходами. Дозволяється доставка кріплення тільки з матеріального відділення підняттявого, закріпленому розпірками. Відновлення порушеного вибухом кріплення або настилу повинно проводитися з дотриманням усіх запобіжних заходів. Для провітрювання очисних вибоїв, підняттяві повинні бути вільні від вантажу.

Група суцільні системи розробки. Відмінною ознакою суцільних систем розробки є відпрацювання руди за всією шириною панелі суцільним прямолінійним вибоєм на всю потужність рудного покладу. Очисний простір панелі огорожують з чотирьох боків панельними (бар'єрними) ціликами. У міру відпрацювання руди в очисному просторі залишають цілики з бідної руди, включень породи або встановлюють кріплення. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.11.

Умови застосування
групи суцільних систем розробки

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	1 – 6
Кут падіння покладу, град.	≤ 40
Стійкість руди	стійка
Стійкість порід	стійкі
Цінність руди	бідна, середньої цінності

Підготовчі роботи полягають у проведенні транспортних і панельних штреків. Нарізні роботи включають в себе проведення з панельних штреків – розрізного штреку або відрізного похилого підняттявого. З панельних штреків у процесі посування суцільного вибою проводять заїзди або рудоспуски. Очисні роботи – із розрізного штреку або відрізного похилого підняттявого починається очисне відпрацювання суцільним вибоєм. При пологому і похилому заляганні родовищ розробка здійснюється за повстанням або за простяганням. Доставка відбитої вибухом зарядів руда ведеться самохідними машинами або скреперними лебідками до збійки або рудоспусків, з яких на відкотному горизонті її завантажують у транспортні засоби.

Вентиляція. Свіже повітря з відкотного штреку через заїзди або рудоспуски подається до суцільного вибою очисного простору блоку. Відпрацьоване повітря, через вентиляційні збійки або підняттявий надходить до вентиляційного панельного штреку і потім до вентиляційного стволу. На рис. 1.3 і 1.4 подано один з варіантів суцільної системи розробки.

Переваги: невеликий обсяг підготовчо-нарізних робіт, можливість розробки рудних покладів неправильної форми, сприятливі умови для сортування руди у вибої, добра вентиляція, простота і економічність, якщо підтримання покрівлі здійснюється ціликами розташованими в безрудних ділянках.

Недолік – необхідність застосування кріплення, якщо немає безрудних ділянок, де можна залишити цілики, можливе обвалення покрівлі.

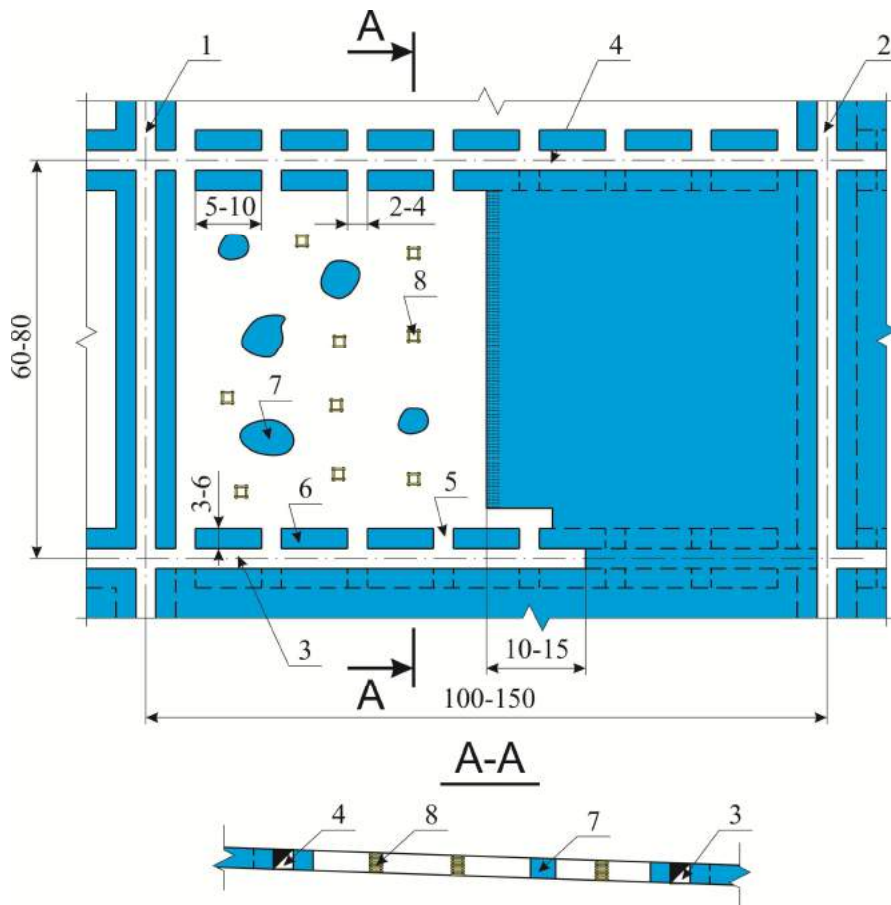


Рис. 1.3. Суцільна система розробки за простяганням з відбиванням руди горизонтальними шпурами і доставкою самохідним обладнанням: 1 і 2 – транспортний штрек; 3 – панельний штрек; 4 – вентиляційний штрек; 5 – заїзд; 6 – стрічковий цілик; 7 – опорний цілик з бідної руди або породи; 8 – кострове кріплення

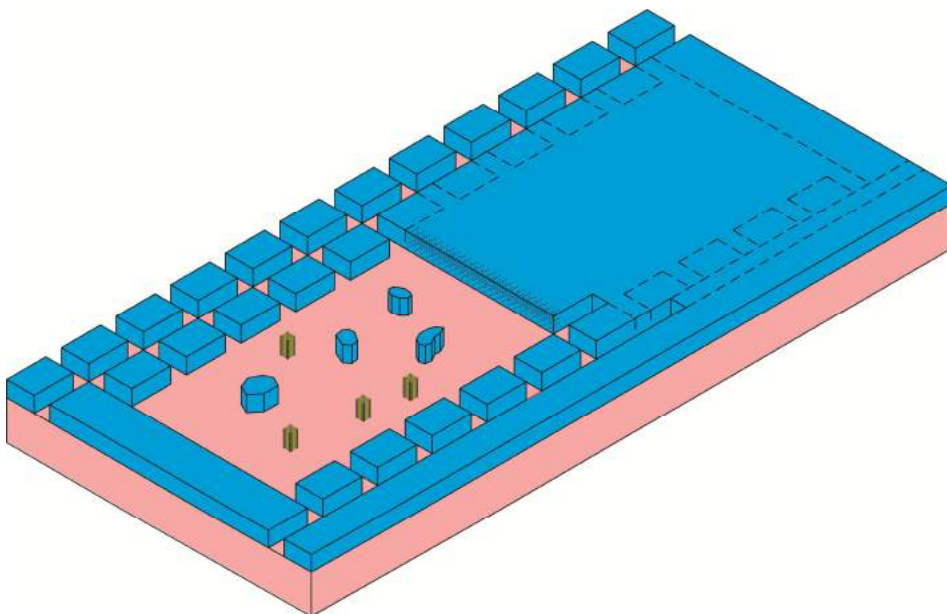


Рис. 1.4. Суцільна система розробки за простяганням з відбиванням руди горизонтальними шпурами і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.12.

Таблиця 1.12

Техніко-економічні показники
групи суцільних систем розробки

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	10 – 120
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	2 – 3
Витрати погонажу	м/1000 т	0,5 – 3
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,0012 – 0,04
Втрати	%	10 – 30
Збіднення	%	5 – 15
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	3,5 – 5,5

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму можуть бути падіння кусків гірничої маси та недотримання правил безпеки при роботі з механізмами. При відпрацюванні малопотужних покладів відбивання руди незалежно від напряму очисних робіт (за простяганням, повстанням або падінням) повинна здійснюватися шпуровим способом. На початку кожної зміни необхідно робити ретельний огляд і оборку покрівлі, стінок ціликів від заколів, огорожу решітками виробок, сполучених з виробленим простором. Не можна допускати присутності робітників у зоні дії вантажних машин. На дільницях, де відбувається рух людей, необхідно робити ретельний огляд покрівлі та оборку заколів із застосуванням самохідних візків, обладнаних телескопічними колонками, а при необхідності застосовувати анкерне кріплення. При відпрацюванні потужних пологих рудних покладів відстань між ціликами не повинна перевищувати 20 м при їх горизонтальних розмірах, що дорівнюють 5 – 10 м.

Група камерно-стовпові системи розробки. Особливістю камерно-стовпових систем розробки є систематичне чергування очисних камер з постійне залишення стрічкових і опорних ціликів. Застосування цих систем розробки пов'язано із залишенням до 25 – 60% від запасів корисної копалини в ціликах. Великі втрати відносяться до розробки бідних руд, а так само солі або гіпсу. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.13.

Таблиця 1.13

Умови застосування
групи камерно-стовпових систем розробки

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	2 – 30
Кут падіння покладу, град.	≤ 45
Стійкість руди	стійка
Стійкість порід	стійкі
Цінність руди	бідна, середньої цінності

Підготовчі роботи зводяться до проведення транспортних та панельних штреків. До нарізних робіт відноситься проведення розрізного і вентиляційного штреків і заїздів, які розташовані в стрічкових ціликах за довжиною виймального стовпа. З розрізного штреку починають очисні роботи. Очисні роботи виконуються таким чином. Вибій має вигляд вертикальної площини з розташованими в ньому шпурами, що буряться за допомогою самохідних шахтних бурильних установок. Навантаження руди здійснюють комплексами вантажно-постачальних машин із самохідними вагонами або шахтними самоскидами. Залежно від гірничо-геологічних умов для доставки руди можуть використовуватися і скреперні установки, за допомогою яких руда доставляється до панельного штреку. Також доставка руди при камерно-стовпових системах може здійснюватися і за допомогою енергії вибуху. При потужності покладів більше 8 м їх розбивають на уступи висотою до 8 м. Причому на кожному уступі підготовчі та очисні роботи ведуться аналогічним чином, проводячи транспортні та панельні штреки або влаштовують похилі з'їзди з одного уступу на іншій. У панелі одночасно відпрацьовують до 5 – 7 камер шириною та довжиною 8 – 20 м. Вибій розбивається на декілька ділянок по 40 – 60 м. В одній ділянці ведуть буріння шпурів, у другій – навантаження відбитої руди і в третій – кріплення покрівлі. Отже, основною виробничою одиницею є не окрема камера, а вся панель, однак така організація робіт не є строго обов'язковою. Якщо між камерами залишають суцільні стрічкові цілики, то в кожній окремій камері роботи ведуть незалежно від сусідньої. Розміри ціликів і камер залежать від глибини проведення гірничих робіт і фізико-механічних властивостей руди та порід.

Вентиляція. Свіже повітря у камери надходить через транспортний і панельний штреки, а забруднене повітря віддаляється через вентиляційний штрек. Швидкість руху струменя повітря в камерах повинна бути не меншою ніж 0,15 м/с. Згідно з єдиними правилами безпеки швидкість руху струменя повітря в очисних вибоях повинна бути не меншою ніж 0,5 м/с, але в цьому відношенні група камерно-стовпових систем розробки є винятком. Це пояснюється тим, що при більшому перерізі камер створити більш значну швидкість руху повітряного струменя досить складно. На рис. 1.5 і 1.6 подано один з варіантів камерно-стовпової системи розробки.

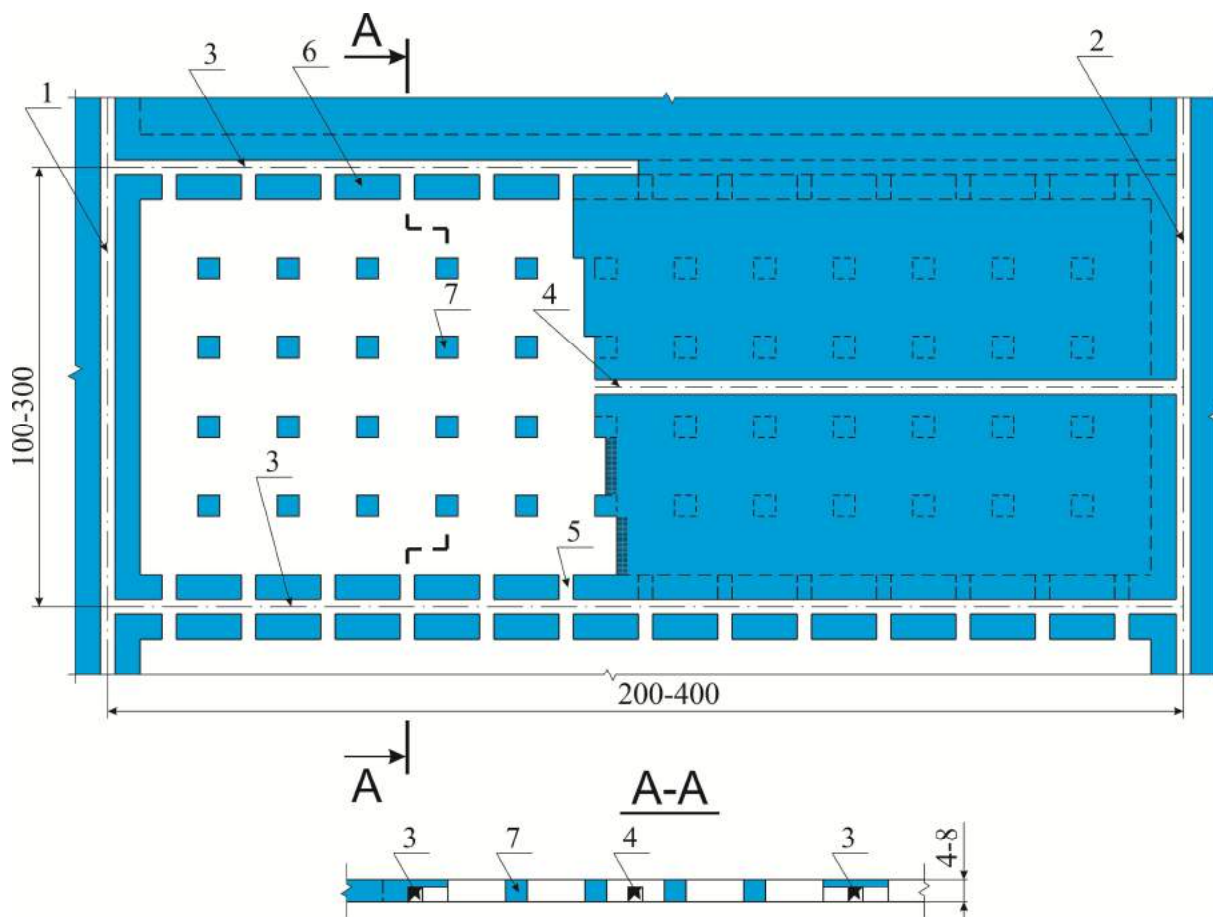


Рис. 1.5. Камерно-стовпова система розробки за простяганням з відбиванням руди шпурами і доставкою самохідним обладнання: 1 і 2 – транспортний штрек; 3 – панельний штрек; 4 – вентиляційний штрек; 5 – заїзд; 6 – стрічковий цілик; 7 – опорний цілик

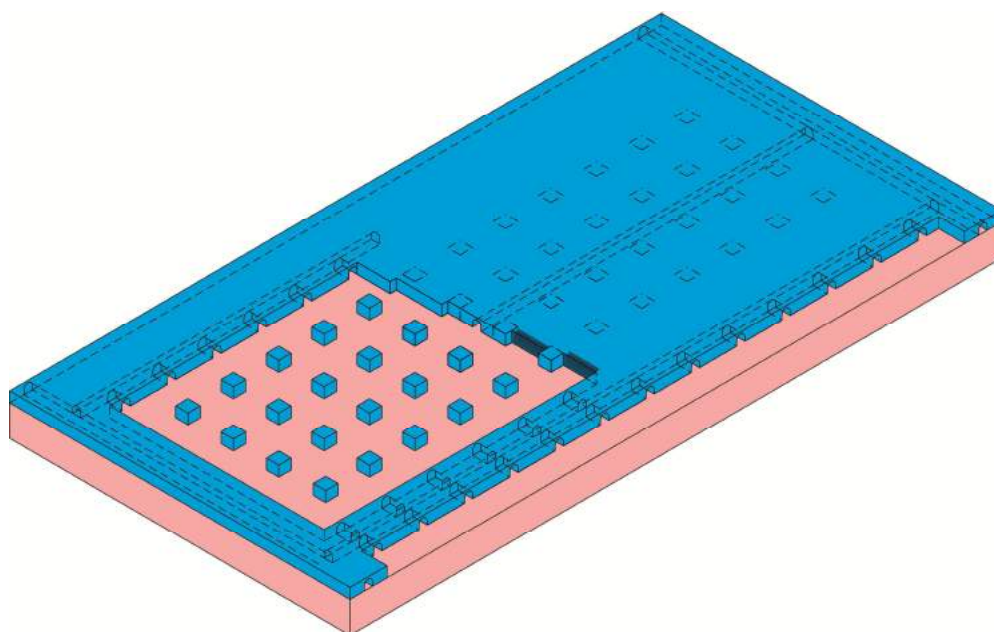


Рис. 1.6. Камерно-стовпова система розробки за простяганням з відбиванням руди шпурами і доставкою самохідним обладнання в ізометрії

Перевагою камерно-стовпових систем розробки є простота виробництва і необхідність проведення невеликої кількості підготовчих виробок. Можливість застосування потужного, високопродуктивного самохідного бурового і навантажувального обладнання, що дозволяє досягти високої продуктивності праці. Сприятливі умови для усереднення в вибої якісних показників руди, добра вентиляція, відсутність кріплення.

Недоліки: значні втрати руди в ціликах, можливе обвалення покрівлі.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.14.

Таблиця 1.14

Техніко-економічні показники
групи камерно-стовпових систем розробки

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	25 – 100
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	4 – 20
Витрати погонажу	м/1000 т	2 – 14
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,003 – 0,011
Втрати	%	10 – 60
Збіднення	%	3 – 15
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	4 – 6

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму можуть бути падіння кусків породи з покрівлі, недотримання правил безпеки при навантаженні і доставці руди, а також при ліквідації негабаритних кусків руди. Поздовжні осі ціликів і камер на всіх суміжних за повстанням горизонтах повинні перебувати в одній вертикальній площині. При неможливості дотримання співвісності ціликів і камер за повстанням між ними повинен бути залишений стрічковий цілик, ширина якого визначається проектом. Слабкі ділянки покрівлі необхідно кріпити анкерним кріпленням, ретельно оглядати і оббирати покрівлю, очищати уступи від руди, виробляти оборку після підривання, дотримуватися правил експлуатації самохідного обладнання.

Група підповерхово-камерні системи розробки. Сутність підповерхово-камерних систем розробки полягає в тому, що при розробці крутопадаючих родовищ створюють порожнини (камери) значних розмірів. За простяганням або вхрест простягання одна від одної камери відділені міжкамерними ціликами, а за падінням – міжповерховими (стелини). Особливістю систем розробки є поділ блоку за висотою на підповерхи і відбивання руди з підповерхових виробок. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.15.

Умови застосування
групи підповерхово-камерних систем розробки

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≥ 10
Кут падіння покладу, град.	≥ 55
Стійкість руди	стійка
Стійкість порід	стійкі
Цінність руди	середньої цінності

Поверх розбивають на блоки, що включають камеру, міжкамерний і міжповерховий (стелина і днище) цілики. Залежно від гірничо-геологічних умов при потужності покладу до 25 м камери розташовують за простяганням, а при потужності більше 25 м – вхрест простягання.

Підготовчі роботи – відкотні штреки, орти, вентиляційні та ходові підняття. Нарізні роботи полягають у проведенні виробок горизонту доставки і випуску руди, підповерхових штреків, ортів, відрізних виробок (штреки, орти та підняття). Очисні роботи складаються з наступних робочих процесів: підсікання, утворення відрізної щілини, відбивання, відпрацювання ціликів і стелини, доставки руди. Підсікання може здійснюватися воронками або траншеями, а також у процесі посування очисного вибою. Для утворення відрізної щілини на кожному підповерхсі проводять відрізні виробки і з них бурять спадні свердловини на висоту підповерха. Після висаджування рядів свердловин утворюється відрізна щілина на повну ширину і висоту камери. Після утворення підсікання і відрізної щілини розпочинають очисні роботи. Очисна виїмка блоку починається від його середини і просувається до флангів. Після утворення відрізної щілини відбивання руди ведуть вертикальними шарами, підриванням віял штангових шпурів або свердловин, пробурених з бурових підповерхових виробок, починаючи з нижнього підповерха. Паралельне розташування штангових шпурів або свердловин при таких системах розробки використовується рідко. Це пов'язано із збільшенням обсягу нарізних робіт. Руду відбивають декількома шарами, при цьому кількість руди, відбитої за один раз, досягає десятків тис. т, а маса вибухових речовин (ВР) які висаджуються одночасно – декількох десятків т. Як правило, для буріння свердловин застосовують самохідні і несамохідні бурові верстати. Штангові шпури або свердловини заряджають з використанням самохідних пневматичних зарядників з відкотного горизонту, подаючи ВР на бурові підповерхи по шлангах. Доставка руди може здійснюватися скреперними установками, вібраційними живильниками, самохідним обладнанням. Міжкамерні та міжповерхові цілики відпрацьовують після виїмки двох і більше сусідніх камер. Після обвалення ціликів вироблений простір заповнюється самообваленою породою. Втрати руди при відпрацюванні ціликів складають 40 – 60%.

Вентиляція – свіжий струмінь повітря по виробках відкотного горизонту потрапляє у виробки горизонту доставки, а також через вентиляційно-ходовий підняттявий на підповерхові горизонти. Потім відпрацьований струмінь повітря омиває очисний простір і далі рухається вентиляційним підняттявим і підійма-

ється на вентиляційний горизонт. На рис. 1.7 і 1.8 подано один з варіантів підповерхового-камерної системи розробки.

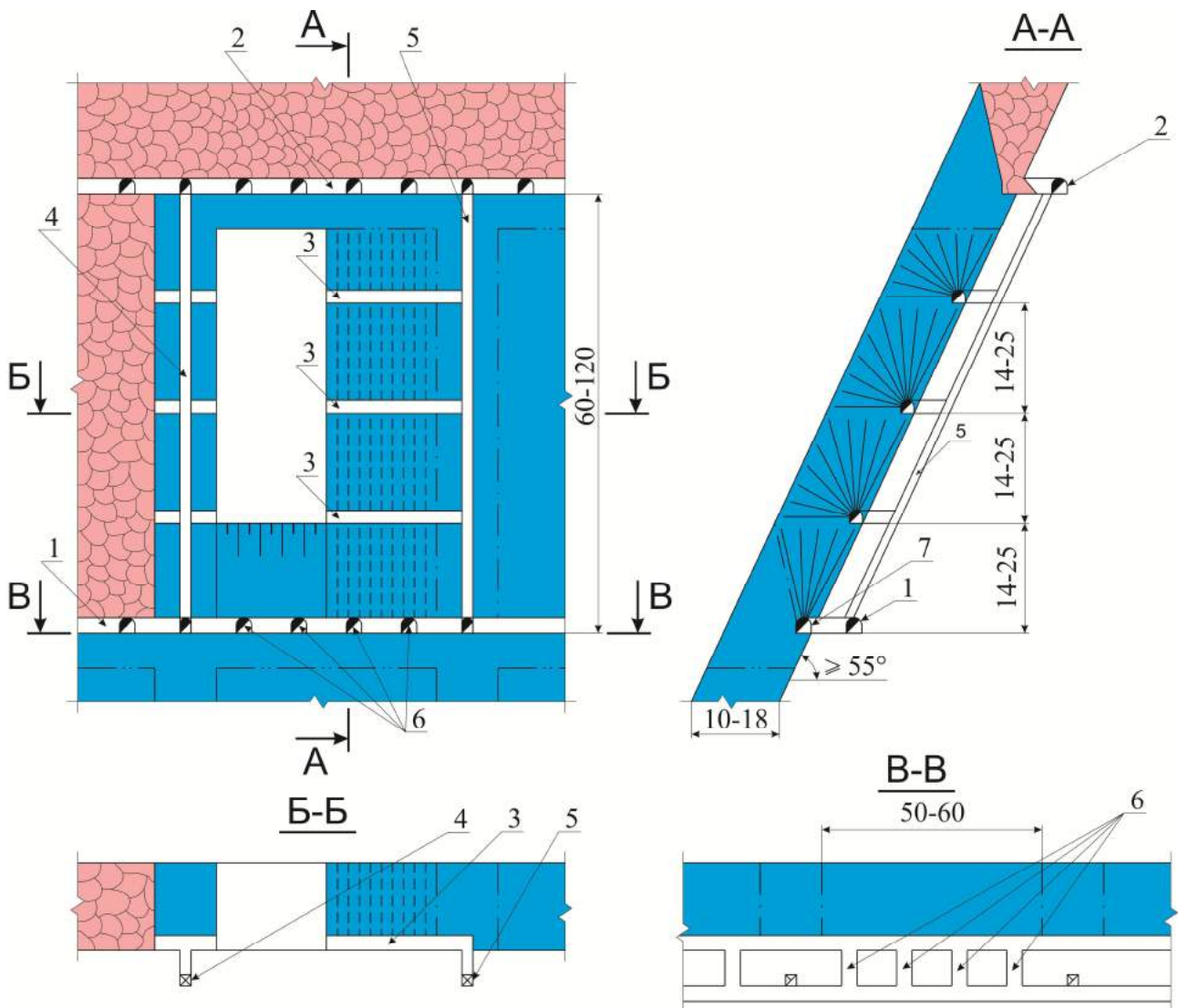


Рис. 1.7. Підповерхово-камерна система розробки за простяганням з відбиванням руди висхідними віялами свердловин і доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний польовий штрек; 2 – вентиляційний польовий штрек; 3 – буровий підповерховий штрек; 4 – вентиляційно-ходовий підняттєвий; 5 – вентиляційний підняттєвий; 6 – навантажувальні заїзди; 7 – підсічний штрек

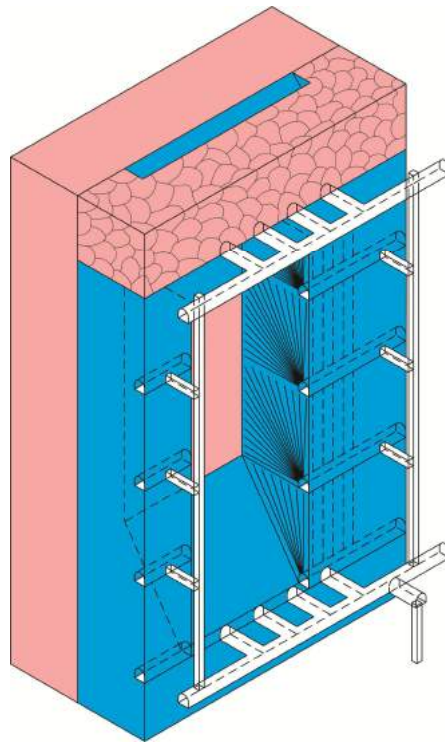


Рис. 1.8. Під поверхово-камерна система розробки за простяганням з відбиванням руди висхідними віялами свердловин і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Переваги: висока продуктивність праці робітника, безпека робіт, низькі втрати і збіднення.

Недоліки: великий обсяг підготовчо-нарізних робіт.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.16.

Таблиця 1.16

Техніко-економічні показники
групи під поверхово-камерних систем розробки

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	60 – 90
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	2 – 20
Витрати погонажу	м/1000 т	3 – 16
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,0002 – 0,009
Втрати	%	5 – 20
Збіднення	%	3 – 15
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	3 – 7

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму при застосуванні систем цієї групи є повітряні удари, що виникають внаслідок обвалення стелі або висячого боку камери, падіння людей у вироблений простір, обвалення руди з покрівлі і бортів відкритої заходки, утворення пробок при випуску

руди та ін. Для запобігання травмування людей від наслідків повітряних ударів, проводять звільнення виробок від матеріалів і обладнання. Ширина відкритих заходок при стійких рудах повинна бути не менше 2 м, висота – не більше 2,5 м. Працюючі на уступі зобов'язані прив'язувати себе запобіжним поясом і канатом довжиною до 10 м до штиря, прикріпленому до стінки виробки не менше ніж у двох місцях. Товщина міжкамерних ціликів повинна бути такою, щоб вони слугували надійною опорою для стелини і висячого боку камери, а пройдені в них виробки зберігалися впродовж всього терміну відпрацювання блоку. При потужності рудного покладу, що становить близько 12 м, ширина ціликів повинна дорівнювати 4 – 6 м, а при потужності більше ніж 12 м ширина ціликів – 10 м (іноді 15 м). У тріщинуватих і нестійких рудах забороняється проводити відбивання руди з відкритих заходок.

Група поверхово-камерні системи розробки. Сутність поверхово-камерних систем розробки аналогічна підповерхово-камерним системам розробки, оскільки вони є подальшим їх розвитком. Особливістю поверхово-камерних систем розробки є те, що очисні роботи ведуться на всю висоту поверху (камери) без поділу його на підповерхи. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.17.

Таблиця 1.17

Умови застосування
групи поверхово-камерних систем розробки

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≥ 10
Кут падіння покладу, град.	≥ 55
Стійкість руди	стійка
Стійкість порід	стійкі
Цінність руди	середньої цінності

Поверхово-камерні системи розробки поділяються на два класи: з відбиванням руди вертикальними і горизонтальними шарами. Як і при підповерхово-камерних системах розробки поверх розбивають на блоки, які складаються з камери, міжкамерних ціликів, стелини і днища.

При застосуванні поверхово-камерних систем розробки з відбиванням руди вертикальними шарами до підготовчих робіт відноситься проведення відкотних штреків, ортів, вентиляційних і ходових підняттяєвих. Нарізні роботи полягають у проведенні підсічних виробок, виробок горизонту доставки і випуску руди, бурового штреку або орта, відрізних виробок, вентиляційно-ходових виробок бурового горизонту. Очисні роботи складаються з таких робочих процесів: підсікання, утворення відрізної щілини, безпосередньо відбивання руди, виїмка ціликів і стелини, доставка руди. Підсікання камер та утворення відрізної щілини аналогічні підповерхово-камерним системам розробки. Відрізний підняттяєвий розташовують як у центрі камери, так і на флангах. Відбивання руди в камерах ведуть вертикальними шарами по всій висоті камери. Руду відбивають підриванням віялових комплектів свердловин. Товщина відбиваємого шару 2,5 – 5 м.

Буріння та випуск руди незалежний, тому частину руди тимчасово магазинують у нижній частині камери. Міжкамерний і міжповерховий цілики розбурюють віяловими або пучковими комплектами свердловин під час відпрацювання камери. Перед масовим обваленням міжкамерний цілик підсікають, а підривання ціликів здійснюють у тій же послідовності, що і при підповерхово-камерних системах розробки. Зрідка для відбивання застосовують паралельні свердловини – вертикальні або похилі залежно від кута падіння рудного тіла. Іноді бурять свердловини з нижнього підсічного простору. Доставку руди можуть здійснювати скреперними установками, вібраційними живильниками або самохідним обладнанням. Вентиляція проводиться за такою схемою. Свіжий струмінь повітря у виробках відкотного горизонту надходить до виробок горизонту доставки, а також за вентиляційно-ходовим підняттям на буровий горизонт. Потім відпрацьований струмінь повітря рухається до вентиляційного підняття і піднімається на вентиляційний горизонт.

До підготовчих робіт при поверхово-камерних системах розробки з відбиванням руди горизонтальними шарами належить проведення відкотних штреків або ортів, вентиляційних або ходових підняттях. Нарізнні роботи – виробки підсікання, горизонту доставки і випуску руди, вентиляційно-ходові збійки, блокові бурові підняття, бурові камери. Очисні роботи – підсікання, відбивання руди, виїмка ціликів і стелини, доставка руди. Відбивання руди виробляють горизонтальними пучками віял свердловин пробурених з бурових камер. Доставку руди здійснюють скреперними установками, вібраційними живильниками або самохідним обладнанням. Вентиляція: свіжий струмінь повітря через виробки відкотного горизонту надходить у виробки горизонту доставки і через блоковий підняттявий надходить до бурових камер. Потім відпрацьований струмінь повітря рухається далі через підняттявий до вентиляційного горизонту. На рис. 1.9 та 1.10 подано один з варіантів поверхово-камерної системи розробки.

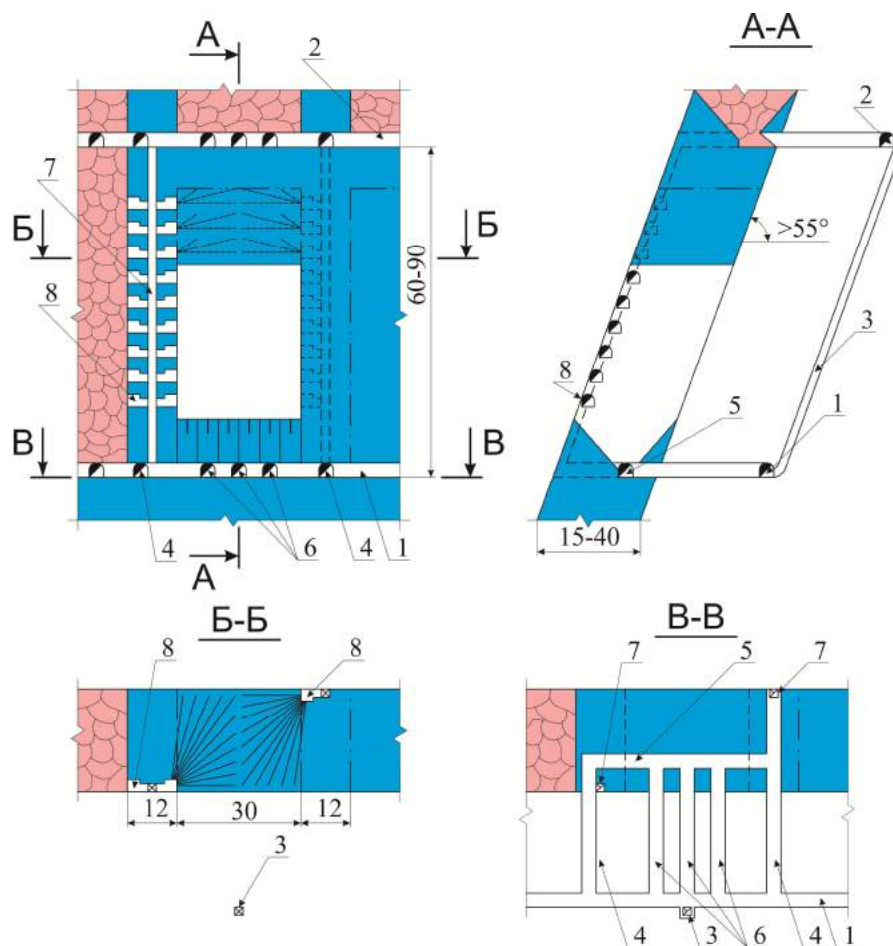


Рис. 1.9. Варіант поверхово-камерної системи розробки за підняттям з відбиванням руди горизонтальними пучками віял свердловин і доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – і вентиляційно-ходовий підняттєвий; 4 – вентиляційно-ходові збійки; 5 – підсічний (траншейний) штрек; 6 – навантажувальні заїзди; 7 – блоковий буровий підняттєвий; 8 – бурова камера

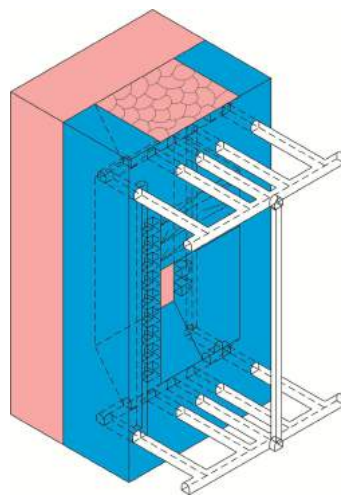


Рис. 1.10. Варіант поверхово-камерної системи розробки за підняттям з відбиванням руди горизонтальними пучками віял свердловин і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Переваги: безпека робіт, висока продуктивність, низька собівартість, добра вентиляція блоку.

Недоліки: низька ефективність, високі втрати і збіднення руди при вийманні ціликів.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.18.

Таблиця 1.18

Техніко-економічні показники
групи поверхово-камерних систем розробки

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	30 – 100
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	4 – 22
Витрати погонажу	м/1000 т	3 – 14
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,002 – 0,01
Втрати	%	5 – 20
Збіднення	%	5 – 15
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	3 – 5

Техніка безпеки при очисних роботах. Причини травматизму та техніка безпеки не відрізняються від зазначених при підповерхово-камерних системах розробки.

1.3.2 Клас систем розробки з магазинуванням руди в очисному просторі

До класу систем з магазинуванням руди віднесені системи розробки, при яких очисний простір по мірі розробки рудного покладу заповнюється відбитою рудою, яка повністю випускається тільки після закінчення відпрацювання блоку. Основним засобом підтримки слугують рудні цілики, іноді розпірне і штангове (анкерне) кріплення. Замагацинована руда сприяє підтримці вміщуючих порід між ціликами, але роль її як засобу підтримки є допоміжною. Для систем з магазинуванням характерні стійкість вміщуючих порід і руди і, як правило, круте падіння рудного тіла, а також обов'язковою вимогою є те, що руди не повинні мати властивість до злежування і самозаймання.

Група систем розробки з магазинуванням руди і відбиванням з магазину. Характерною особливістю систем з магазинуванням руди і відбиванням її з магазину полягає в тому, що відбита руда в міру відпрацювання блоку заповнює очисний простір і слугує основою, на якій розташовуються робочі. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.19

Умови застосування групи
систем розробки з магазинуванням руди і відбиванням з магазину

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	0,6 – 5
Кут падіння покладу, град.	≥ 55
Стійкість руди	стійка
Стійкість порід	стійкі
Цінність руди	середньої цінності

Підготовчі роботи – проведення відкотного штреку і блокових підняттевих. Нарізні роботи – проведення підсічного штреку, дучок і ходків у камеру. Очисні роботи полягають в утворенні підсікання (випускних воронок) відбивання та магазинування руди, випуску руди і відпрацювання міжповерхових і міжкамерних ціликів. Утворення випускних воронок проводять відразу вздовж блоку. Очисні роботи ведуть покрівлеуступним вибоєм з довжиною уступу 10 – 12 м і висотою 2 м. Відбивання руди здійснюють знизу нагору за допомогою підривання шпурів. Шпури бурять телескопними перфораторами з настилів, покладених на замагазиновану руду, або безпосередньо з відбитої руди. Після відбивання руди її випускають усього на 30 – 50%, а решту частини магазинують у камері. Відбивання руди шарами продовжують до тих пір, доки камера не буде відпрацьована до рівня стелини. Цикл очисної виїмки включає: буріння та підривання шпурів, провітрювання, випуск зайвої кількості руди та розбирання покрівлі. Зазвичай тривалість циклу становить 2 – 3 зміни. Завершальна стадія очисних робіт зводиться до остаточного випуску руди залишеної в камері і відпрацюванням міжповерхового і міжкамерного ціликів, за допомогою підривання коротких шпурів, заздалегідь пробурених у ціликах.

Вентиляція камери. Свіжий струмінь повітря надходить на відкотний штрек, піднімається через вентиляційно-ходовий підняттевий до шару, який відпрацьовується, омиває його, і через вентиляційний підняттевий розташований на іншому фланзі камери, забруднене повітря відводиться на вентиляційний горизонт. На рис. 1.11 і 1.12 подано один з варіантів системи розробки з магазинуванням руди і відбиванням з магазину.

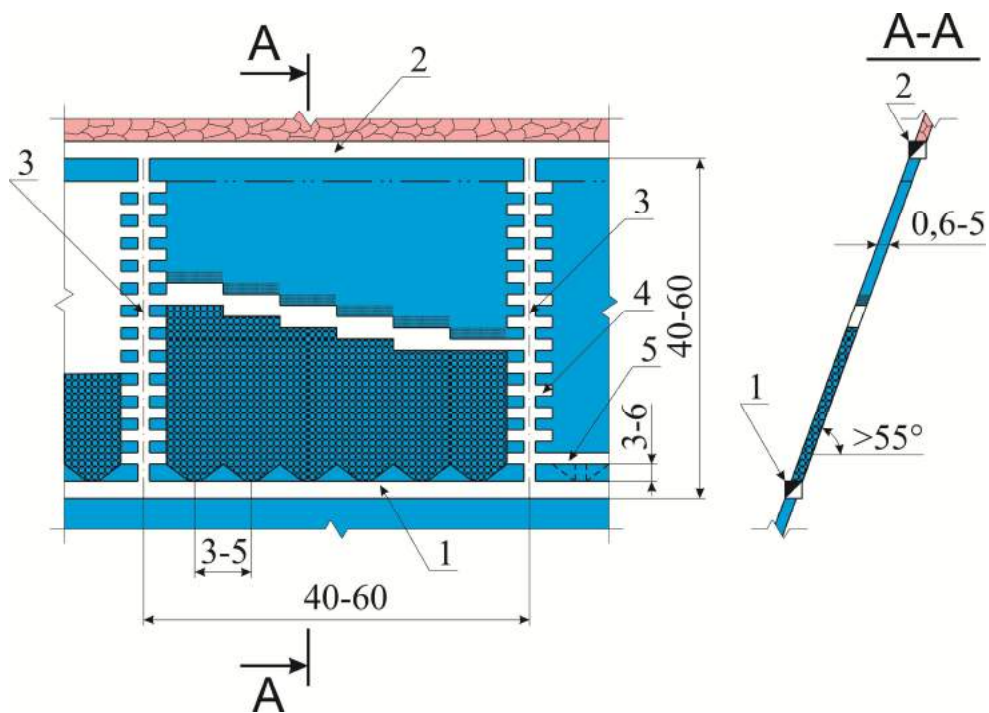


Рис. 1.11. Система розробки з магазинуванням за підняттям і відбиванням руди з магазину висхідними шпурами і самопливною доставкою: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – блоковий підняттевий; 4 – ходок; 5 – підсічний штрек

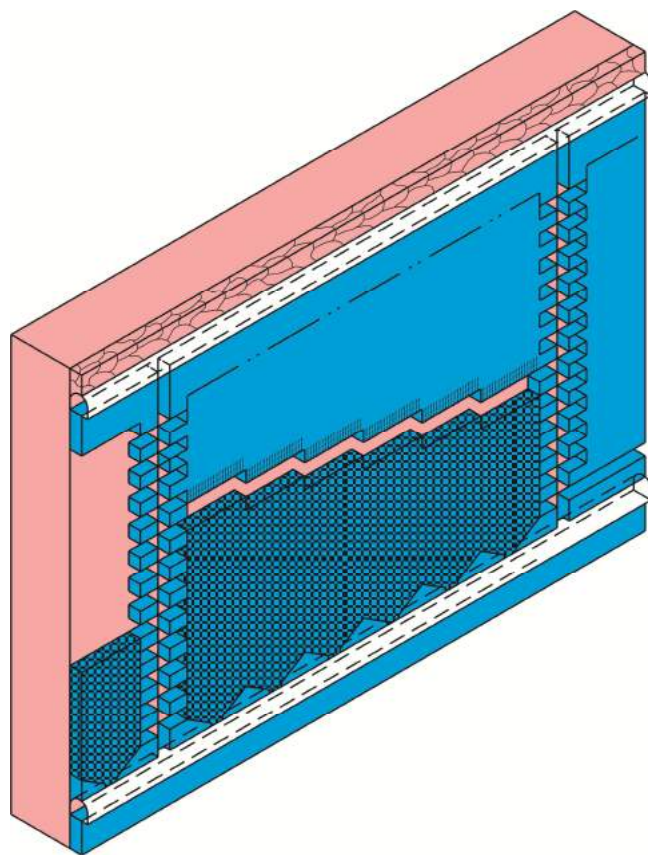


Рис. 1.12. Система розробки з магазинуванням за підняттям і відбиванням руди з магазину висхідними шпурами і самопливною доставкою в ізометрії

Переваги: простота виробництва, добра вентиляція, немає спеціальних бурових виробок, невеликий обсяг підготовчо-нарізних виробок, стійкість бокових стінок камери забезпечується відсіччю замагазинованою рудою.

Недоліки: високі витрати часу на випуск руди, великі втрати при невитриманому контурі рудного тіла, низька безпека праці робітників.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.20.

Таблиця 1.20

Техніко-економічні показники групи систем розробки з магазинуванням руди і відбиванням з магазину

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	25 – 40
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	0,5 – 1,5
Витрати погонажу	м/1000 т	2 – 17
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,01 – 0,06
Втрати	%	2 – 20
Збіднення	%	2 – 15
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	6 – 9

Техніка безпеки при очисних роботах. Основними причинами травматизму є обвалення руди з покрівлі уступу, утворення заколів, раптові осідання відбитої руди в магазині, обвалення зависань і застрявання руди в рудоспусках. Для дотримання безпеки не можна проводити буріння і дроблення руди в камері магазину до оборки покрівлі і бокових порід. При ліквідації заколів необхідно застосовувати ломик із загостреним кінцем довжиною 2,5 – 3 м і запобіжні окуляри. Необхідно кріпити слабкі ділянки покрівлі і боків тимчасовим кріпленням. Відстань від покрівлі до відбитої руди повинна бути не більше ніж 2,5 м. Робочі в магазині під час випуску руди повинні бути відсутніми. Для більшої стійкості необхідно надавати покрівлі вибою склепінчасту форму. При відбиванні шпурами для попередження зависань випуск замагазинованої руди ведуть рівномірно з усіх люків. Після випуску висота робочого простору повинна бути в межах 1,8 – 2,5 м. Для запобігання динамічних ударів, вміщуючі породи обвалюють у вироблений простір.

Група поверхово-камерних систем розробки з магазинуванням руди. Сутність цих систем полягає в тому, що при вийманні крутих покладів камерами в них тимчасово залишають руду. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.21.

Умови застосування групи
поверхово-камерних систем розробки з магазинуванням руди

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≥ 10
Кут падіння покладу, град.	≥ 55
Стійкість руди	стійка
Стійкість порід	стійкі
Цінність руди	середньої цінності

До підготовчих робіт відноситься проведення відкотних штреків або ортів, вентиляційних або ходових підняттєвих. Нарізні роботи – виробки підсікання, горизонту доставки і випуску руди, вентиляційно-ходові збійки, блокові бурові підняттєві, бурові камери. Очисні роботи – підсікання, відбивання, виймання ціликів і стелини, доставка руди. Відбивання руди проводять горизонтальними пучками віял свердловин пробурених з бурових камер. Після відбивання шару руду випускають на 30 – 40%. Відбивання руди продовжують до тих пір, доки камера не буде відпрацьована до рівня стелини, після чого приступають до остаточного випуску руди залишеної в камері. Доставку та випуск руди здійснюють скреперними установками, вібраційними живильниками або самохідним обладнанням, а також комбінуванням цього постачального обладнання.

Вентиляція: свіжий струмінь повітря через виробки відкотного горизонту надходить у виробки горизонту доставки і через блокові підняттєві надходить до бурових камер. Потім відпрацьований струмінь повітря рухається далі через підняттєві до вентиляційного горизонту. На рис. 1.13 і 1.14 подано один з варіантів поверхово-камерної системи розробки з магазинуванням руди.

Переваги: висока безпека робіт, висока продуктивність, гарне дроблення руди, підтримання бортів камери замагазинованою рудою.

Недоліки: великі втрати і збіднення руди, складність переміщення бурового верстата через бурові камери, контур покладу повинен бути витриманим.

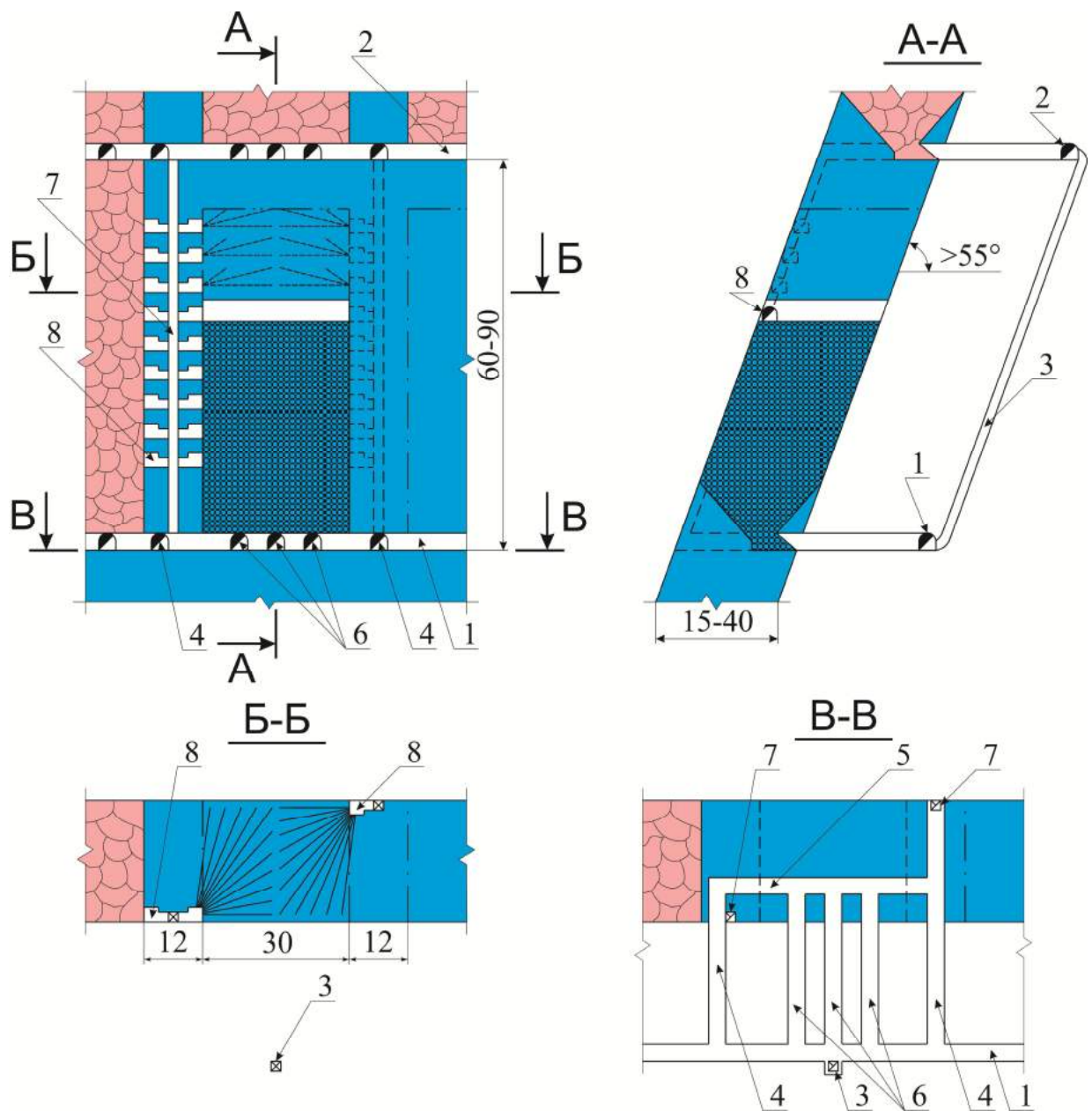


Рис. 1.13. Поверхово-камерна система розробки з магазинуванням руди за підняттям з відбиванням руди горизонтальними пучками віял свердловин і доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий підняттевий; 4 – вентиляційно-ходові збійки; 5 – подсічний (траншейний) штрек; 6 – навантажувальні заїзди; 7 – блоковий буровий підняттевий; 8 – бурова камера

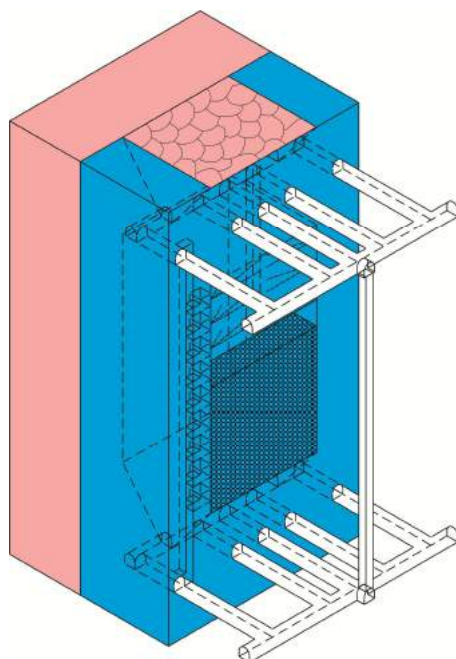


Рис. 1.14. Поверхово-камерна система розробки з магазинуванням руди за підняттям з відбиванням руди горизонтальними пучками віял свердловин і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.22.

Таблиця 1.22

Техніко-економічні показники групи
поверхово-камерних систем розробки з магазинуванням руди

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	35 – 100
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	4 – 15
Витрати погонажу	м/1000 т	3 – 8
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,002 – 0,01
Втрати	%	5 – 20
Збіднення	%	5 – 15
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	3 – 6

Техніка безпеки при очисних роботах. Причини травматизму та техніка безпеки такі, як і при поверхово-камерних системах розробки.

1.3.3 Системи розробки з кріпленням очисного простору

Системи класу з кріпленням очисного простору – характеризуються наявністю в очисному просторі регулярно розбудовуваної слідом за виїмкою посиленого кріплення, яке слугує основним засобом підтримки вміщуючих порід і руди. Ці системи застосовують при умовах, за яких вміщуючі породи і руда не нада-

ють великого гірського тиску, але за відсутності кріплення можуть відшаровуватися або руйнуватися. Це перехідний клас систем з відкритим очисним простором і з магазинуванням руди до систем із закладанням.

Група систем розробки з кріпленням посиленням розпірним кріпленням. Системи цієї групи характеризуються регулярним зведенням посиленого розпірного кріплення у міру посування очисного вибою. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.23.

Таблиця 1.23

Умови застосування групи систем розробки з кріпленням посиленням розпірним кріпленням

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≤ 4
Кут падіння покладу, град.	≥ 55
Стійкість руди	нестійка
Стійкість порід	будь-яка
Цінність руди	цінна

Підготовчі роботи полягають у проведенні по рудному тілу відкотного штреку і двох підняткових на флангах блоку. Очисне виймання проводять з обох боків від підняткового. Перший шар руди виймають на рівні покрівлі відкотного штреку підриванням висхідних шпурів. Після навантаження відбитої руди в транспортні засоби встановлюють розпірне кріплення і споруджують настил. З настилу бурять висхідні шпури для відбивання наступного шару руди. Перед підриванням зарядів настил прибирають, і відбита руда самопливом переміщується спеціальним похилим настилом до люків встановлених у покрівлі відкотного штреку. Бокові стінки, а іноді і покрівлю вибою підтримують за допомогою посиленого розпірного кріплення. Потім робочі процеси щодо спорудження настилу, буріння шпурів і їх підривання повторюють. Отже, запаси руди в блоці відпрацьовують за підняттям до стелини.

Вентиляція блоку – свіжий струмінь повітря надходить на відкотний штрек, піднімається через один фланговий піднятковий до шару, що відпрацьовується, омиває його, і через другий піднятковий розташований на іншому фланзі блоку, забруднене повітря виходить на вентиляційний горизонт. На рис. 1.15 і 1.16 подано один з варіантів системи розробки з кріпленням посиленням розпірним кріпленням.

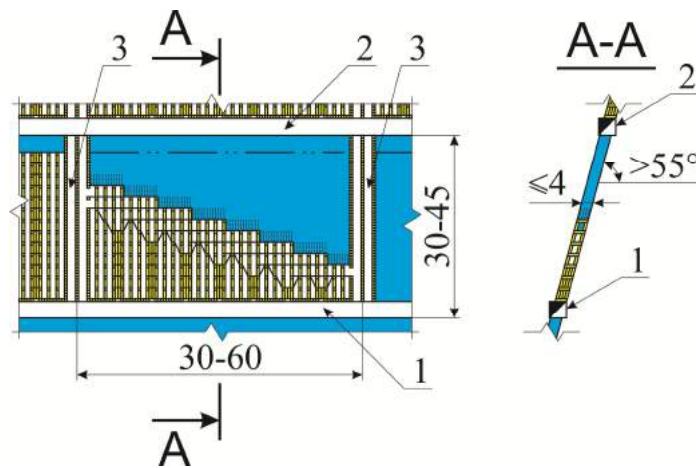


Рис. 1.15. Система розробки з кріпленням посиленним розпирним кріпленням за підняттям з відбиванням руди шпурами і самопливною доставкою: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий блоковий підняттєвий

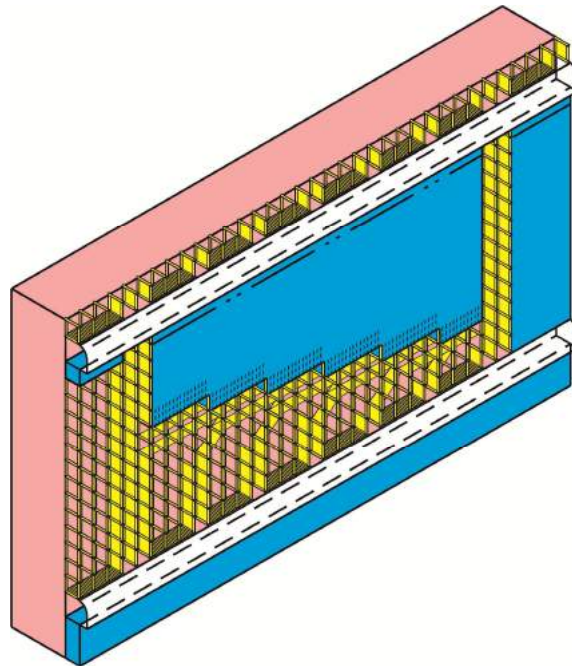


Рис. 1.16. Система розробки з кріпленням посиленним розпирним кріпленням за підняттям з відбиванням руди шпурами і самопливною доставкою в ізометрії

Переваги: порівняно висока безпека робіт, можливість використання систем при зміні контуру рудного тіла.

Недоліки: висока витрата кріпильного матеріалу, низька продуктивність праці, внаслідок значних витрат часу на зведення кріплення, обмежені можливості в застосуванні буропідричних робіт (відбивання значних обсягів руди може призвести до руйнування кріплення), підвищена пожежонебезпека та ін. Все це призвело до того, що системи тільки з кріпленням очисного простору мають обмежене застосування.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.24.

Таблиця 1.24

Техніко-економічні показники
групи систем розробки з кріпленням посиленням розпірним кріпленням

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	4 – 15
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	0,5 – 1,0
Витрати погонажу	м/1000 т	5 – 12
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,1 – 0,22
Втрати	%	5 – 10
Збіднення	%	5 – 15
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	10 – 20

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму можуть бути обвалення руди з покрівлі і бокових стінок, пошкодження кріплення під дією гірського тиску. Для безпеки робіт необхідно проводити кріплення виробок слідом за виїмкою, негайно виправляти зламане кріплення, при цьому встановлення кріплення повинні виконувати не менше двох робітників. В очисних виробках з великим первинним тиском розпірне кріплення повинно бути піддатливим.

Група систем розробки з кріпленням станковим кріпленням. Системи розробки цієї групи характеризуються регулярним зведенням кріплення у вигляді об'ємних прямокутних дерев'яних конструкцій (станків) у міру посування очисного вибою. Станки, що утворюють просторову решітку, складаються з сполучених під прямим кутом горизонтальних і вертикальних елементів – колод або брусів товщиною 18 – 20 см і більше, міцно зв'язаних між собою замками. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.25.

Таблиця 1.25

Умови застосування групи
систем розробки з кріпленням станковим кріпленням

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	> 4
Кут падіння покладу, град.	0 – 90
Стійкість руди	нестійка
Стійкість порід	будь-яка
Цінність руди	багата

Підготовчі роботи полягають у проведенні відкотного штреку, а при потужності рудного тіла більше ніж 25 м і відкотного орту. Через центр блоку проходить вентиляційно-ходовий підняттявий. Відкотний штрек може бути закріп-

лений будь-яким видом кріплення, зокрема звичайним дерев'яним у вигляді кріпильних рам. Для спорудження підняткових застосовують станкове кріплення, яке використовується при очисних роботах. Очисні роботи – відпрацювання корисної копалини в межах блоку здійснюють знизу вгору. Перший шар відпрацьовують на рівні покрівлі відкотного штреку. Відбивання руди виробляють горизонтальними шпурами. За один прийом руду відбивають в обсязі, займаному одним станком кріплення. Висота станка складає близько 2 м, а його основа – $1,5 \times 1,5$ м. З настилу, укладеному на кріплення, відбиту руду доставляють до рудоспусків, що розташовані на флангах блоку. Якщо доставку передбачається здійснювати вручну перелопачуванням, то в міру просування робіт зводять рудоспуски через 6 – 7 м. Після збирання відбитої руди встановлюють станок кріплення, тобто кріплення встановлюється впритул до вибою.

Вентиляція. Свіжий струмінь повітря надходить на відкотний штрек, піднімається через підняткові, розташовані на флангах блоку, омиває очисний вибій, і через центральний вентиляційно-ходовий піднятковий, забруднене повітря надходить на вентиляційний горизонт. На рис. 1.17 та 1.18 подано один з варіантів системи розробки з кріпленням станковим кріпленням.

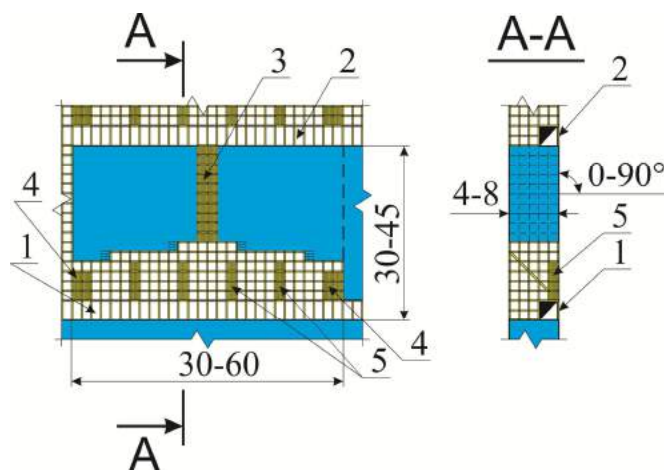


Рис. 1.17. Система розробки з кріпленням станковим кріпленням за підняттям з відбиванням руди шпурами і самопливною доставкою: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий піднятковий; 4 – блоковий вентиляційно-ходовий піднятковий; 5 – рудоперепускний піднятковий

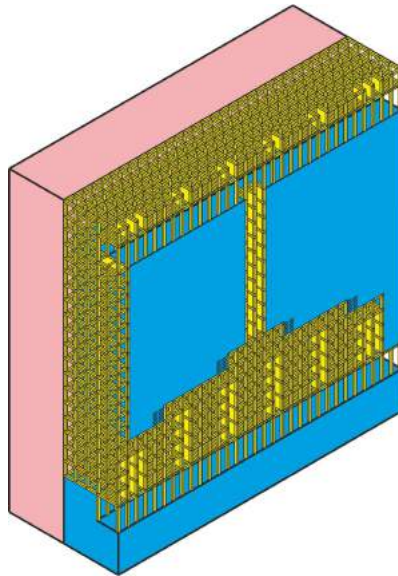


Рис. 1.18. Система розробки з кріпленням станковим кріпленням за підняттям з відбиванням руди шпурами і самопливною доставкою в ізометрії

Перевагою систем розробки цієї групи є можливість вести розробку слабких руд, що залягають у слабких породах, без порушення поверхні. Втрати руди при правильному веденні гірничих робіт невеликі.

Недоліки систем – це надзвичайно велика витрата лісу, висока трудомісткість робіт і висока собівартість видобутку корисної копалини.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.24.

Таблиця 1.24

Техніко-економічні показники групи систем розробки з кріпленням станковим кріпленням

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	2 – 15
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	0,5 – 1,5
Витрати погонажу	м/1000 т	5 – 12
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,15 – 0,25
Втрати	%	2 – 5
Збіднення	%	2 – 10
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	10 – 20

Техніка безпеки при очисних роботах. Причини травматизму такі, як і при системах з кріпленням посиленням розпирним кріпленням. Станкове кріплення повинно бути встановлено ретельно і його вертикальні елементи повинні бути строго вертикальними. Кожен станок кріплення розклинюється. У цьому випадку при веденні вибухових робіт станки не порушуються. Настил, на який приймають відбиту руду, повинен бути зроблений достатньо міцним.

1.3.4 Клас систем розробки із закладанням очисного простору

До класу систем розробки із закладанням – віднесені системи, при яких очисний простір, що утворюється в міру відпрацювання масиву руди, заповнюється закладним матеріалом. Закладка слугує основним засобом підтримки вмішуваних порід. Іноді закладка слугує тільки для того, щоб протидіяти обваленню або осіданню поверхні. Кріплення різної конструкції, просте або посилене, зводиться у міру посування очисних робіт, а потім проводиться закладання. Іноді кріплення не проводиться. На відміну від попередніх класів системи із закладанням можуть застосовуватися в породах, при яких неможливі відкриті оголення на великій площі.

Група систем розробки горизонтальними шарами із закладанням. Особливість цієї групи полягає в тому, що горизонтальні шари руди відпрацьовують знизу вгору з використанням шпурового відбивання. Після виїмки кожного шару вироблений простір заповнюють закладним матеріалом на висоту одного шару, призначеного для підтримки бічних порід від обвалення і майданчиком для людей і обладнання, що працюють у вибої. Як закладний матеріал використовують пісок, дроблені гірські породи, хвости збагачувальних фабрик та ін. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.25.

Таблиця 1.25

Умови застосування групи систем розробки горизонтальними шарами із закладанням

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≥ 1
Кут падіння покладу, град.	0 – 90
Стійкість руди	стійка
Стійкість порід	будь-яка
Цінність руди	багата

Підготовчі роботи включають проведення виробок відкотного горизонту і двох флангових піднятєвих, які мають три відділення. При цьому два відділення слугують для транспортування закладного матеріалу, а третє є вентиляційно-ходовим. У міру просування очисних робіт у центрі блоку зводять ще один піднятєвий, який також має три відділення, два з яких слугують рудоспусками, а третє – центральне – використовується як вентиляційно-ходове. Нарізнні роботи – при використанні для доставки руди самохідного обладнання проводять похилий з'їзд із заїздами на кожен шар, що відпрацьовується. Очисні роботи ведуть у напрямі знизу вгору. Перший шар відпрацьовують на рівні покритті відкотного штреку або над ним залишаючи невеликий надштрековий цілик товщиною 3 – 4 м. У подальшому відпрацювання здійснюють горизонтальними шарами заввишки 2 – 6 м. Відбивання корисної копалини ведуть за допомогою шпурових зарядів. Буріння шпурів виконують за допомогою самохідних установок бурильних шахтних. Після виїмки чергового шару вироблений простір заповнюють закладним матеріалом з таким розрахунком, щоб відстань між ви-

боєм і закладкою становила 2,5 – 3 м. На поверхні закладки розташовують спеціальний настил, щоб виключити втрату рудної дрібниці і оберегти руду від замічення закладкою. Як настил (залежно від цінності видобутої руди) застосовують брезент або сталеві листи. В окремих випадках застосовують бетонні настили, що досягається заливанням цементним розчином верхнього шару закладки. Доставку руди виконують, як правило, самохідним обладнанням або скреперними установками.

Вентиляція. Свіжий струмінь повітря через виробки відкотного горизонту надходить через піднятцевий, який розташований у центрі блоку, до шару, де ведуться очисні роботи і омиває його. Далі забруднений струмінь через флангові піднятцеві потрапляє на вентиляційно-закладний горизонт. Очисний вибій добре провітрюється свіжим струменем повітря. На рис. 1.19 і 1.20 подано один з варіантів системи розробки горизонтальними шарами із закладенням.

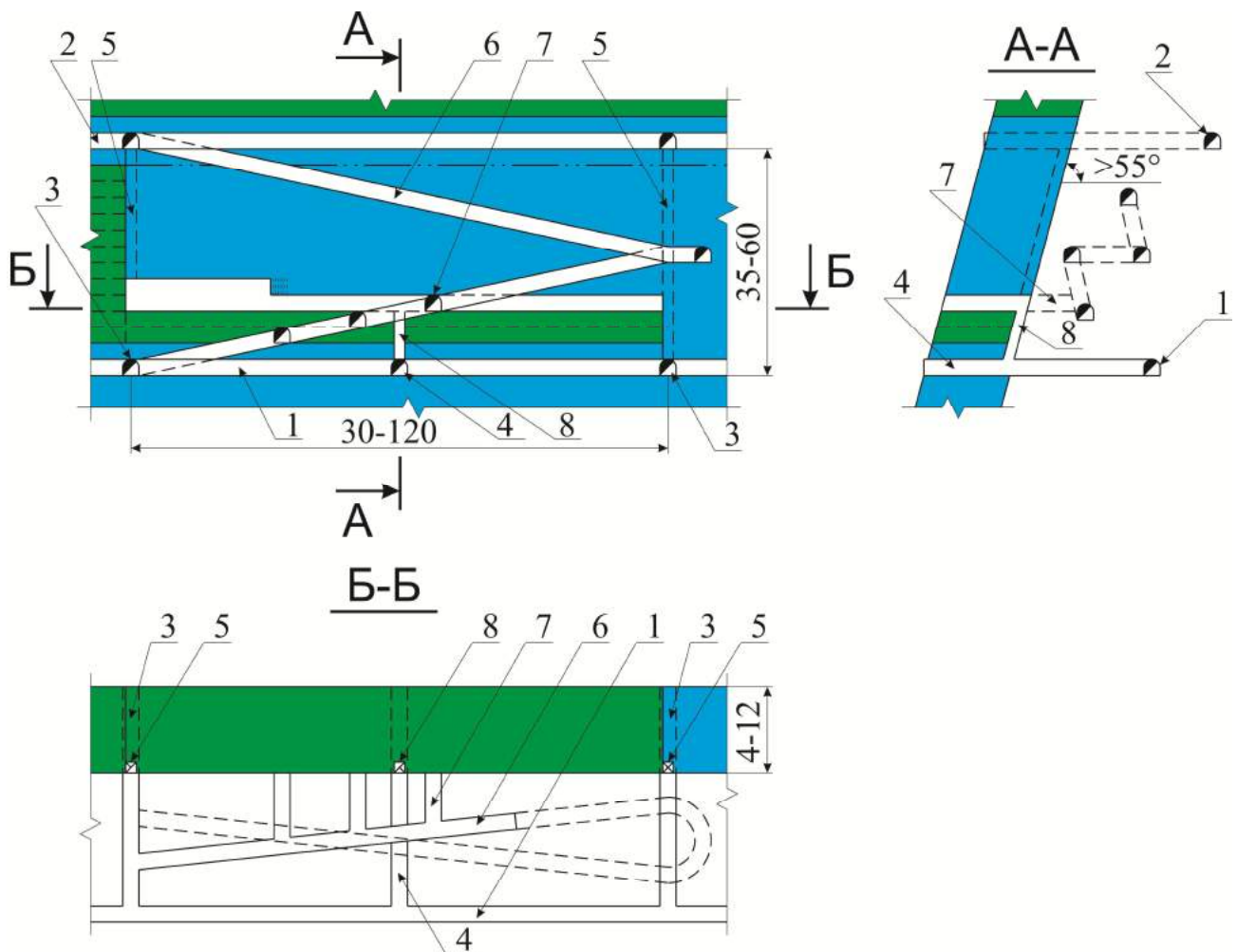


Рис. 1.19. Система розробки горизонтальними шарами із закладенням за підняттям з відбиванням руди шпурами і доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційно-закладний штрек; 3 – орт-заїзд; 4 – відкотний орт; 5 – вентиляційно-ходовий і закладний піднятцевий; 6 – похилий з'їзд; 7 – збійка; 8 – рудоперепуск

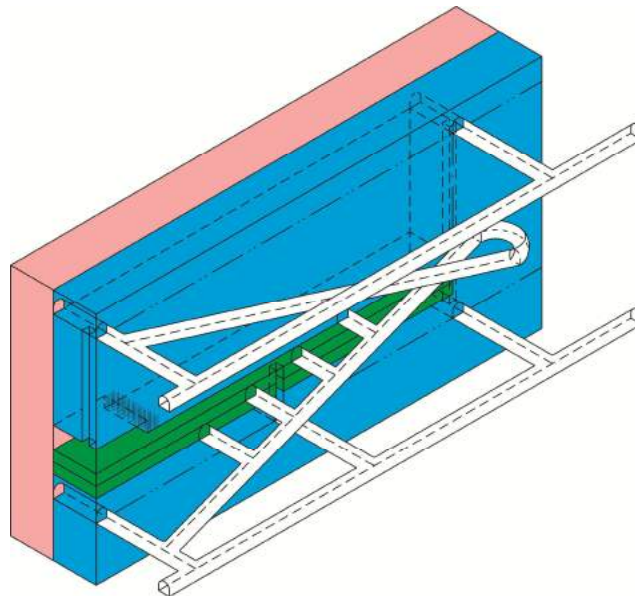


Рис. 1.20. Система розробки горизонтальними шарами із закладенням за підняттям з відбиванням руди шпурами і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Переваги – низькі втрати руди, обертання поверхні від обвалення, можливість ведення очисних робіт на декількох поверхах одночасно.

Недолік – висока собівартість і велика трудомісткість робіт із закладання виробленого простору.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.26.

Таблиця 1.26

Техніко-економічні показники групи систем розробки горизонтальними шарами із закладенням

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	10 – 25
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	0,5 – 4
Витрати погонажу	м/1000 т	3 – 9
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,01 – 0,09
Втрати	%	1 – 5
Збіднення	%	1 – 5
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	7 – 12

Техніка безпеки при очисних роботах. Основними причинами травматизму є обвалення шматків руди і породи на робочих місцях, падіння породи у закладний підняттевий, падіння людей у відкриті рудоперепуски, недотримання правил безпеки при роботі з механізмами та інструментом. Вести регулярне та ретельне спостереження за станом покрівлі та бортів вибою, регулярно оббирати їх на початку кожної зміни. Висота шару за правилами техніки безпеки не по-

винна перевищувати 2,5 м. Якщо передбачається вести відбивання шару більшої висоти, потрібно узгодити це з відповідними органами. Згідно з правилами техніки безпеки, рудоспуски необхідно перекривати грохотами. На підшві першого шару повинен бути покладений настил, без якого відпрацювання нижнього поверху є небезпечним.

Група систем розробки похилими шарами із закладенням. Відмінною особливістю систем цієї групи є виїмка руди шарами, нахиленими до горизонтальної площини на 30 – 45°, завдяки чому покрівля робиться дещо стійкішею, а транспортування руди до рудоспусків і розміщення закладного матеріалу у очисному просторі відбувається під дією сили тяжіння. Розробку руд похилими шарами застосовують, якщо характер тріщинуватості руди такий, що покрівля нестійка при горизонтальному вибої і більш стійка при похилому розташуванні вибою. Умови застосування систем розробки цієї групи подано у табл. 1.27.

Таблиця 1.27

Умови застосування групи систем розробки похилими шарами із закладенням

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	0,7 – 4
Кут падіння покладу, град.	≥ 60
Стійкість руди	стійка
Стійкість порід	стійка
Цінність руди	багата

Підготовчі роботи полягають у проведенні рудного відкотного штреку і блокових підняттявих. Очисні роботи починають на рівні покрівлі відкотного штреку з підняттявих. Поступово утворюють похилий шар. Відбивання руди в похилому шарі ведуть висхідними шпурами довжиною 1,5 – 1,8 м. Бурять їх переносними перфораторами з пневматичних підтримок або телескопними перфораторами. Руду відбивають у межах всього шару і доставляють вниз до рудоспуску викладеного в центрі блоку, за допомогою настилу, укладеного на похилу поверхню закладки. Після прибирання всієї відбитої в межах шару руди настил знімають. У вироблений простір подають закладку з таким розрахунком, щоб між поверхнею закладки та вибоєм залишався проміжок висотою 1,5 – 2 м. Закладний матеріал подають у вироблений простір через закладне відділення підняттявих, які розташовані на флангах блоку. У виробленому просторі закладка може розподілятися самопливом під дією сили тяжіння, або за допомогою скреперної установки, якщо кут нахилу недостатньо крутий. На поверхню закладки знову укладають настил і виконують відбивання руди в наступному шарі.

Вентиляція. Свіжий струмінь повітря по відкотному штреку надходить через вентиляційно-ходове відділення підняттявого, зведеного в центрі блоку, до шару, де ведуться очисні роботи, і омиває його. Далі забруднений струмінь через вентиляційно-ходові відділення флангових підняттявих потрапляє до венти-

ляційно-закладного горизонту. На рис. 1.21 і 1.22 подано один з варіантів системи розробки похилими шарами із закладенням.

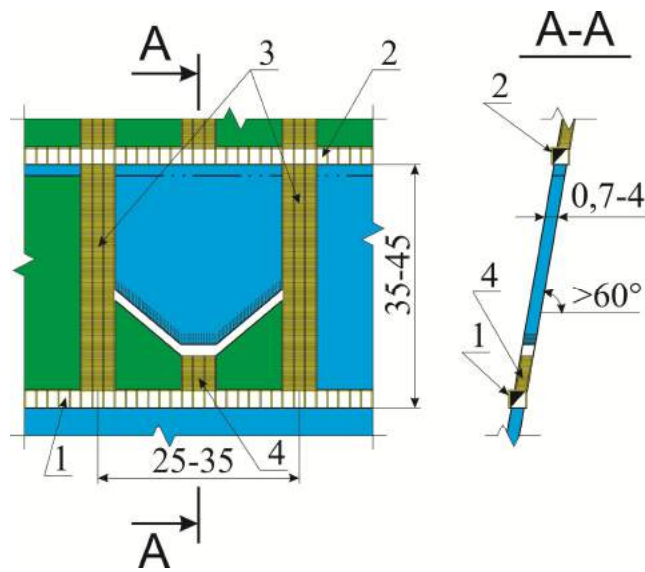


Рис. 1.21. Система розробки похилими шарами із закладенням за підняттям з відбиванням руди шпурами і самопливною доставкою: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий закладний підняттєвий; 4 – рудоспуск

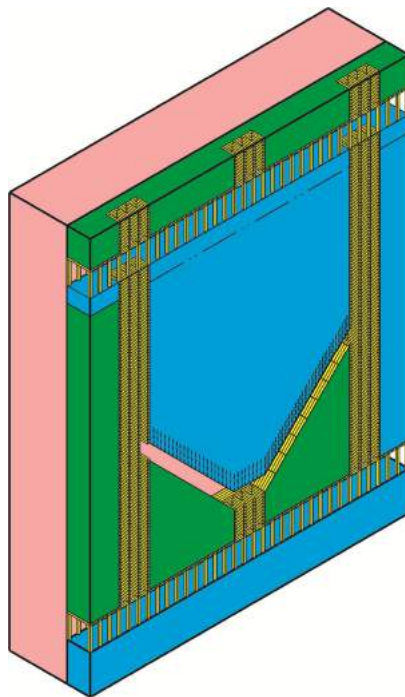


Рис. 1.22. Система розробки похилими шарами із закладенням за підняттям з відбиванням руди шпурами і самопливною доставкою в ізометрії

Перевагою систем розробки похилими шарами із закладенням є можливість виконувати доставку руди і закладки або самопливом, або по похилій площині без необхідності застосування машин і механізмів.

Недоліки: важкі умови роботи на похилій поверхні, трудомісткість закладних робіт і їх висока собівартість.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.28.

Таблиця 1.28

Техніко-економічні показники групи систем розробки похилими шарами із закладенням

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	9 – 18
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	0,5 – 1,5
Витрати погонажу	м/1000 т	4 – 14
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,03 – 0,1
Втрати	%	2 – 6
Збіднення	%	2 – 8
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	6 – 11

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму є: обвалення шматків руди і породи на робочих місцях, падіння породи у закладальних підняттях, падіння людей у відкриті рудоспуски, недотримання правил безпеки при роботі з механізмами та інструментом. Для забезпечення безпеки робіт необхідно ретельно обирати покрівлю, своєчасно нарощувати рудоспуски, перекривати сходові відділення лядами, входити у вибої тільки через ходові відділення. Допускається відставання не більше ніж на висоту шару що відбивається.

Група покрівлеуступних систем розробки із закладанням. Особливість цих систем розробки полягає в тому, що після відпрацювання жили виконують підробіток бічних порід, для того щоб створити таку ширину очисного простору у якому міг би поміститися робочий. Відбиті породи залишають у виробленому просторі в якості закладного матеріалу. Умови застосування систем розробки цієї групи наведені у табл. 1.29.

Таблиця 1.29

Умови застосування групи покрівлеуступних систем розробки із закладкою

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≤ 0,6
Кут падіння покладу, град.	> 55
Стійкість руди	стійка
Стійкість порід	стійка
Цінність руди	багата

Підготовчі роботи полягають у проведенні відкотного штреку і через 20 – 25 м блокових підняттявих. Очисні роботи – відпрацювання блоку ведеться шарами в напрямі знизу вгору. Перший шар виймають на рівні покрівлі відкотного штреку. Відбивання руди виконують вертикальними шпурами в межах тільки жили. Така щілина може скласти кілька десятків сантиметрів. Спочатку відбивають жильну масу глибиною в 1 м, потім поглиблюють цю щілину до 2 м і після цього виконують відбивання породи, щоб розширити очисний простір до 0,6 – 1,2 м, тобто до розміру, достатнього для розміщення робочого і продовження робіт у наступних шарах. Відбиту породу залишають у виробленому просторі як закладку. При цьому підріток виконують таким чином, щоб відбитих порід було стільки, скільки потрібно для заповнення очисного простору. В іншому випадку виникає необхідність або у видачі на поверхню зайвої породи, або в доставці відсутньої породи з поверхні. Після відбивання породи в першому шарі кріплять відкотний штрек, влаштовують люки, нарощують кріплення рудоспусків і укладають настил з колод на кріплення штреку. Усі наступні шари відпрацьовують так само, як і перший, але перед відбиванням руди на поверхню закладки укладають настил. Доставку жильної маси до рудоспуску здійснюють за допомогою скреперних установок, а в окремих випадках, при дуже малій потужності жили (0,1 – 0,15 м), допускають перелопачування.

Вентиляція. Свіжий струмінь повітря надходить через вентиляційно-ходове відділення підняттяв до шару, де ведуться очисні роботи, і омиває його. Далі забруднений струмінь через вентиляційно-ходове відділення другого блокового підняттяв потрапляє на вентиляційний горизонт. На рис. 1.23 і 1.24 подано один із варіантів покрівлеуступної системи розробки із закладанням.

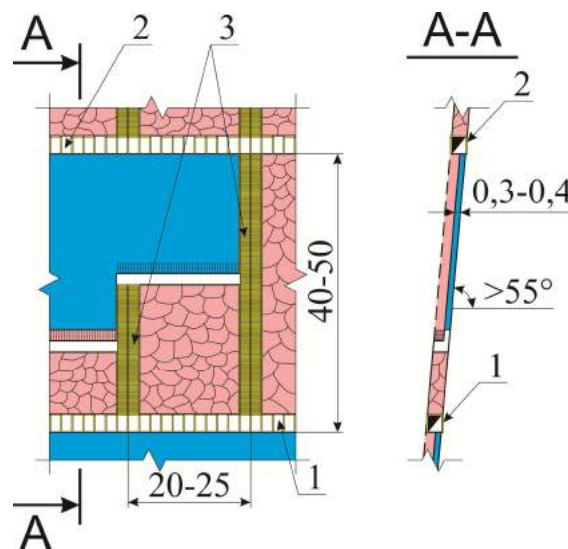


Рис. 1.23. Покрівлеуступна система розробки із закладанням за підняттям з відбиванням руди шпурами і скреперною доставкою: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий і рудоперепускний підняттявий

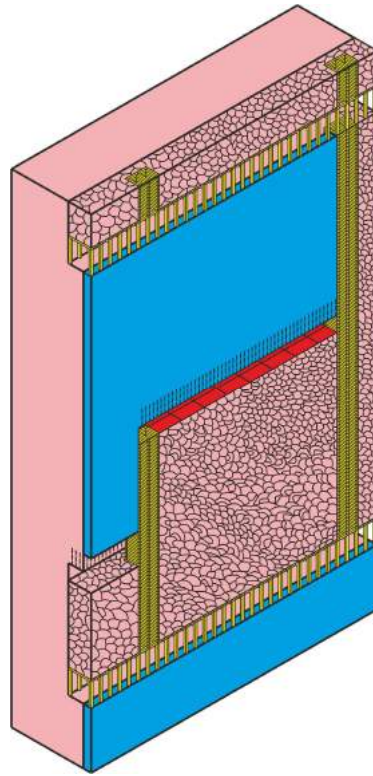


Рис. 1.24. Покрівлеуступна система розробки із закладанням за підняттям з відбиванням руди шпурами і скреперною доставкою в ізометрії

Переваги: низькі втрати і збіднення руди.

Недоліки: складна організація робіт, високий обсяг бурових робіт, підвищені витрати ВР, висока собівартість.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.30.

Таблиця 1.30

Техніко-економічні показники групи покрівлеуступних систем розробки із закладанням

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	2 – 8
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	0,5 – 1,0
Витрати погонажу	м/1000 т	5 – 20
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,006 – 0,17
Втрати	%	1,5 – 12
Збіднення	%	5 – 20
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	15 – 50

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму є обвалення шматків руди і породи на робочих місцях, падіння породи у закладний підняттявий, падіння людей у відкриті рудоспуски, недотримання правил безпеки при роботі з механізмами та інструментом. Для дотримання безпеки не можна

проводити буріння і дроблення руди або породи в камері до оборки покрівлі і бокових порід. Регулярно і ретельно спостерігати за станом покрівлі і боків вибою. Згідно з правилами техніки безпеки, рудоспуски необхідно перекривати грохотами. На підшві шару повинен бути покладений настил. Відновлення порушеного вибухом настилу повинно проводитися з дотриманням усіх запобіжних заходів. Для провітрювання очисного вибою флангові підняткові повинні бути вільні від вантажу.

Група систем розробки низхідного шарового відпрацювання із закладанням. Особливістю систем цієї групи є те, що очисні роботи ведуться під штучною покрівлею, утвореною закладкою вище шару, а також низхідний порядок відпрацювання горизонтальними, а частіше слабопохилими шарами. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.31.

Таблиця 1.31

Умови застосування групи систем розробки
низхідного шарового відпрацювання із закладанням

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≥ 15
Кут падіння покладу, град.	будь-який
Стійкість руди	будь-яка
Стійкість порід	будь-яка
Цінність руди	багата

Підготовчі роботи полягають у проведенні виробок відкотного горизонту і вентиляційного підняттевого. Нарізні роботи – шарові штреки або орти, рудоспуски, при використанні самохідного обладнання похилий з'їзд з заїздами на кожен шар. Очисні роботи – заходки відпрацьовують прохідницьким вибоєм з ухилом угору $4 - 10^\circ$ (трохи більше кута розтікання закладної суміші). Руду відбивають шпурами, які бурять з використанням установок бурильних шахтних. Відбиту руду доставляють до рудоспуску, скреперними установками або вантажно-постачальними машинами. Довжина доставки не перевищує зазвичай 30 – 60 м. Після відпрацювання заходки на одному її кінці ставлять перемичку і з протилежного боку через свердловину подають закладку. Іноді для зміцнення майбутньої покрівлі нижніх заходок на ґрунт відпрацьованих заходок укладають металеву арматуру і додають цемент до закладної суміші. Роботи з відпрацювання заходок, які знаходяться поряд із закладеною, починають через 5 – 7 днів, а під нею – через 12 – 14 днів. Заходки нижчого шару намагаються зміщувати відносно заходки розміщеної вище шару для підвищення стійкості штучної покрівлі.

Вентиляція. Свіжий струмінь повітря через виробки відкотного горизонту потім через вентиляційний підняттевий або похилий з'їзд із заїздами надходить до шару, де ведуться очисні роботи, і омиває його. Далі забруднений струмінь через вентиляційний підняттевий потрапляє на вентиляційно-закладний горизонт. На рис. 1.25 і 1.26 подано один з варіантів системи розробки низхідного шарового відпрацювання із закладанням.

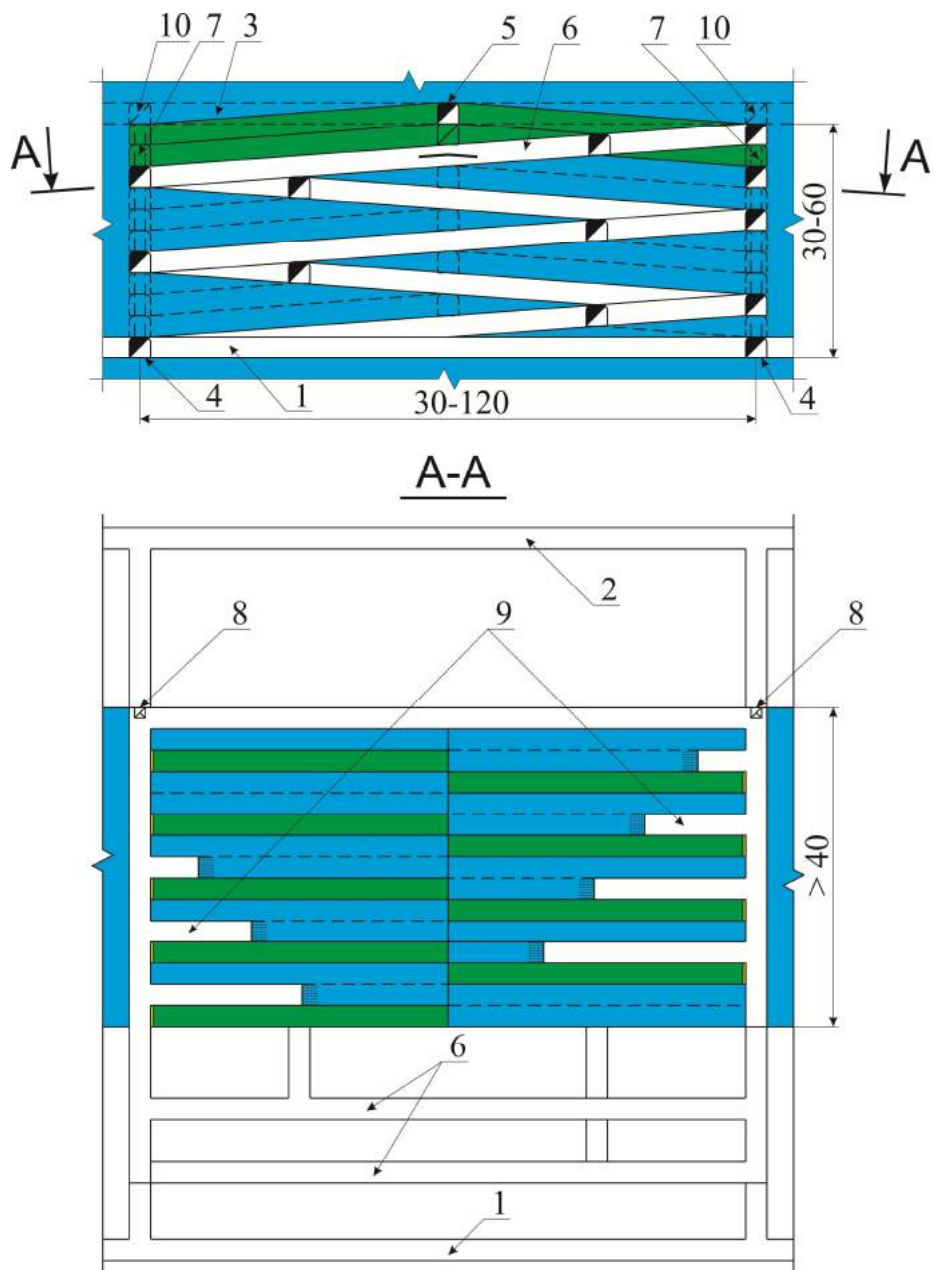


Рис. 1.25. Система розробки низхідного шарового відпрацювання із закладанням за падінням з відбиванням руди шпурами і доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек лежачого боку; 2 – відкотний штрек висячого боку; 3 – вентиляційно-закладний штрек; 4 – орт; 5 – закладний орт; 6 – похилий з'їзд; 7 – вентиляційний підняттевий; 8 – рудоперепускний підняттевий; 9 – очисна заходка; 10 – вентиляційна збійка

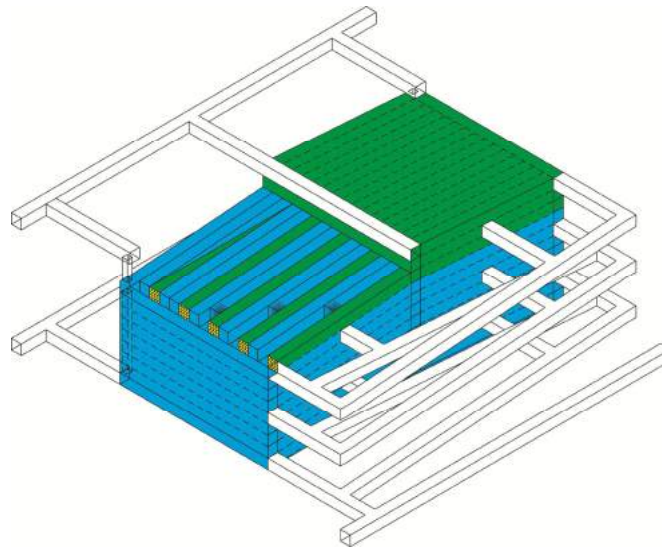


Рис. 1.26. Система розробки низхідного шарового відпрацювання із закладанням за падінням з відбиванням руди шпурами і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Переваги: висока безпека проведення гірничих робіт, низькі втрати і збіднення руди.

Недоліки: низька продуктивність, трудомісткість закладних робіт, їх висока собівартість.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.32.

Таблиця 1.32

Техніко-економічні показники групи систем розробки низхідного шарового відпрацювання із закладанням

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	10 – 25
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	3 – 18
Витрати погонажу	м/1000 т	1 – 4
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,15 – 0,30
Втрати	%	2 – 6
Збіднення	%	2 – 8
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	8 – 20

Техніка безпеки при очисних роботах. Основними причинами травматизму є обвалення шматків руди і закладки на робочих місцях з покрівлі або бортів заходок, падіння людей у відкриті рудоспуски, недотримання правил безпеки при роботі з механізмами та інструментом. Перед початком нової зміни необхідно ретельно оббирати покрівлю та борти заходок. Рудоспуски повинні бути перекриті грохотними ґратами. При відпрацюванні заходок суворо дотримуватися правил безпеки при роботі з механізмами та інструментом. Для підвищен-

ня стійкості штучної покрівлі заходки нижчого шару зміщують відносно заходки розміщеного вище шару.

Група підповерхово-камерних систем розробки із закладанням. Особливістю систем розробки є розподіл поверху на підповерхи, з яких ведуться очисні роботи, після відпрацювання запасів руди в камері її заповнюють закладним матеріалом. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.33.

Таблиця 1.33

Умови застосування групи
підповерхово-камерних систем розробки із закладанням

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≥ 10
Кут падіння покладу, град.	> 55
Стійкість руди	стійка
Стійкість порід	стійка
Цінність руди	багата, середньої цінності

Підготовчі роботи – відкотні штреки, орти, вентиляційні та ходові піднятеві. Нарізні роботи полягають у проведенні виробок горизонту доставки і випуску руди, підповерхових штреків, ортів, відрізних виробок (штреків, ортів і підняттевого). Очисні роботи складаються з таких робочих процесів: підсікання, відрізки, відбивання і доставки руди. Підсікання запасів можуть здійснювати воронками або траншеєю. Відбивання руди здійснюється на заздалегідь утворену відрізну щілину підриванням віял штангових шпурів або свердловин пробурених з бурових підповерхових виробок. Паралельне розташування штангових шпурів або свердловин при таких системах розробки використовується досить рідко, це пов'язано як із збільшенням обсягу нарізних виробок, так і їх підтриманням у безпечному стані. Руду відбивають на відрізну щілину відразу декількома шарами, при цьому кількість руди, відбитої за один раз, сягає десятків тисяч тонн. Як правило, для буріння свердловин застосовують самохідні і несамохідні бурові верстати. Штангові шпури або свердловини заряджають з використанням пересувних пневматичних зарядників з відкотного горизонту, подаючи ВР на бурові підповерхи по шлангам або використовують самохідні зарядні машини, якими заряджають свердловини з підповерхового горизонту безпосередньо в шарі, що відбивається. Доставка руди може здійснюватися скреперними установками, вібраційними живильниками, самохідним обладнанням. Для попадання самохідного обладнання на підповерховий горизонт проводять капітальний спіральний з'їзд для всього поверху. Після закінчення ведення очисних робіт у всіх виробках, які мають безпосередній доступ до очисного простору, встановлюють перемички – основну (ізолюючу), а на відкотному горизонті ще й допоміжну (запобіжну) на відстані від основної з розрахунку протоки до 100 м^3 закладного матеріалу. Після встановлення всіх перемичок виробляють закладку камери закладним матеріалом.

Вентиляція. Свіжий струмінь повітря через відкотні виробки потрапляє до виробок горизонту доставки і через вентиляційно-ходовий підняттявий на підповерхові горизонти. Потім відпрацьований струмінь повітря рухається до вентиляційного підняттявого і піднімається на вентиляційний горизонт. На рис. 1.27 і 1.28 подано один з варіантів підповерхово-камерної системи розробки.

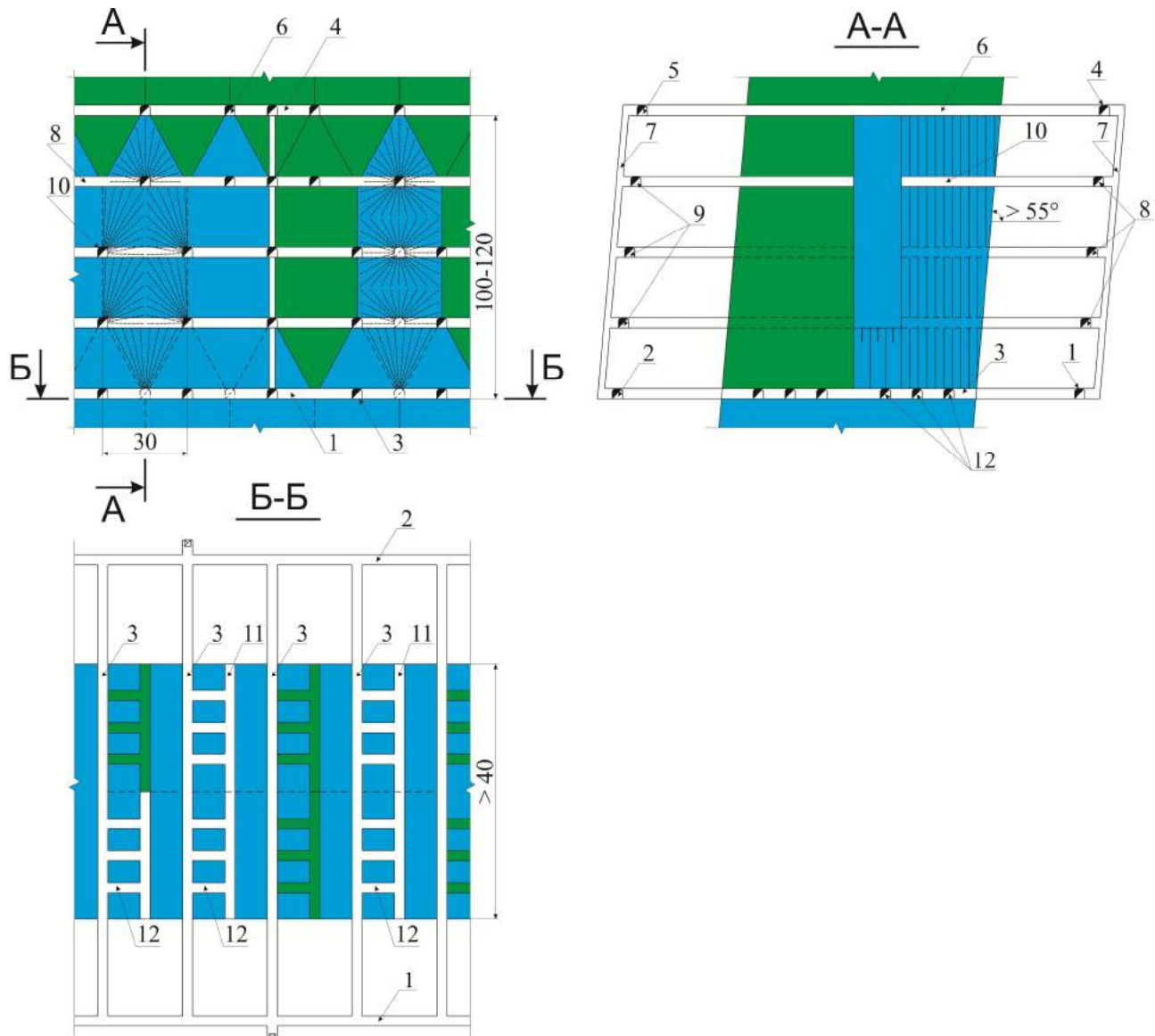


Рис. 1.27. Підповерхово-камерна система розробки із закладанням вхрест простягання з відбиванням руди свердловинами і доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек лежачого боку; 2 – відкотний штрек висячого боку; 3 – відкотний орт; 4 – вентиляційний штрек лежачого боку; 5 – вентиляційний штрек висячого боку; 6 – вентиляційний орт; 7 – вентиляційно-ходовий підняттявий; 8 – підповерховий штрек лежачого боку; 9 – підповерховий штрек висячого боку; 10 – підповерховий буровий орт; 11 – підсічний (траншейний) орт; 12 – навантажувальний заїзд

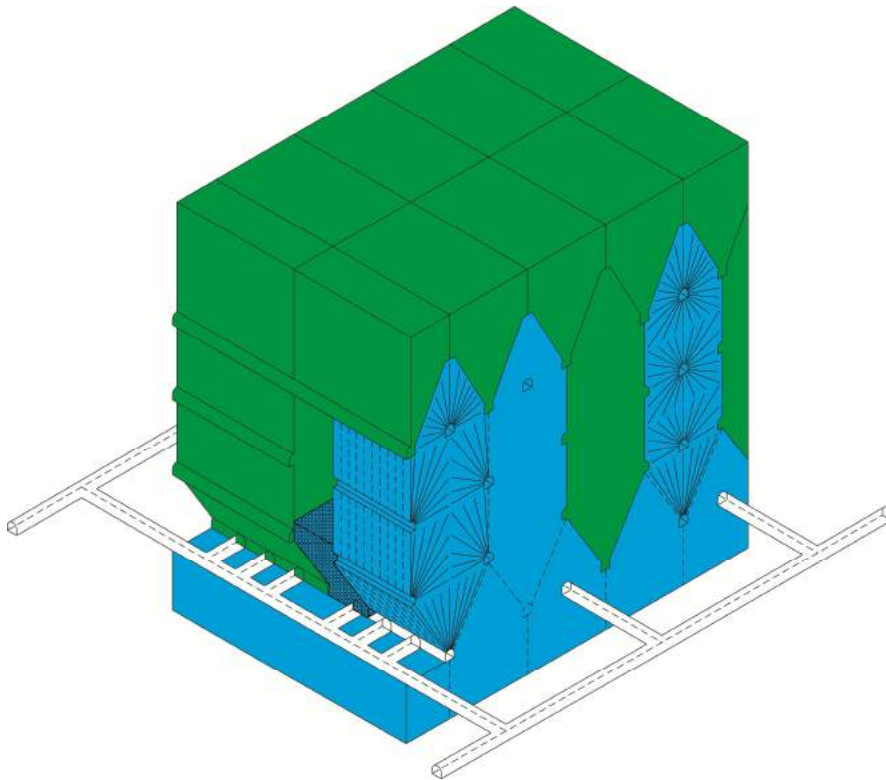


Рис. 1.28. Під поверхово-камерна система розробки із закладанням вхрест простягання з відбиванням руди свердловинами і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Переваги: висока продуктивність праці робітника, безпека робіт (в очисному просторі немає людей), низькі втрати і збіднення руди, великі запаси руди в камері.

Недоліки: великий обсяг підготовчо-нарізних робіт, трудомісткість підготовки камери до закладки, висока вартість закладних робіт.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.32.

Таблиця 1.32

Техніко-економічні показники групи під поверхово-камерних систем розробки із закладанням

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	30 – 100
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	10 – 100
Витрати погонажу	м/1000 т	2 – 4
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,05 – 0,2
Втрати	%	3 – 10
Збіднення	%	3 – 8
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	8 – 17

Техніка безпеки при очисних роботах. Основними причинами травматизму є падіння людей у вироблений простір, обвалення руди з покрівлі і бортів відкритого бурового штреку або орта, утворення пробок при випуску руди та ін. Люди, що працюють у буровій виробці при підготовці камери до масового вибуху зобов'язані прив'язувати себе запобіжним поясом і канатом довжиною не менше 3 м до штиря, закріпленому до стінки виробки не менш ніж у двох місцях. При утворенні відрізної щілини підриванням паралельних рядів глибоких свердловин обов'язково облаштовувати огорожу щілини, що охороняє людей від падіння в неї. До заповнення відпрацьованих камер твердіючої закладкою у всіх випускних дучках або виробках доставки повинні бути встановлені надійні перемички. Очисні роботи в камерах, суміжних із закладеною, забороняються до повного затвердіння закладного матеріалу, але не менше 3 місяців. Мінімальний термін з моменту закінчення закладних робіт до початку ведення очисних робіт у суміжних камерах вказується в проекті. На проведення виробок по закладці повинен складатися спеціальний проект організації робіт, що затверджується головним інженером шахти. Закладка виробленого простору повинна проводитися так, щоб не залишалось незакладених порожнеч.

Група поверхово-камерні системи розробки із закладанням. Особливістю поверхово-камерних систем розробки із закладанням є те, що очисні роботи ведуться на всю висоту поверху (камери) без поділу його на підповерхи, після відпрацювання запасів руди в камері її заповнюють закладним матеріалом. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.33.

Таблиця 1.33

Умови застосування групи
поверхово-камерних систем розробки із закладанням

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≥ 10
Кут падіння покладу, град.	≥ 55
Стійкість руди	стійка
Стійкість порід	стійка
Цінність руди	багата, середньої цінності

Підготовчі роботи полягають у проведенні відкотних штреків, ортів, вентиляційних і ходових підняттяєвих. Нарізні роботи – проведення підсічних виробок, виробок горизонту доставки і випуску руди, бурового штреку або орту, виробок для утворення відрізної щілини, вентиляційно-ходових виробок бурового горизонту. Очисні роботи – підсікання, відрізка, відбивання і доставка руди. Підсікання запасів можуть здійснювати воронками або траншеєю. Відбивання руди в камері здійснюють за допомогою свердловин, схема розташування яких – паралельна або віялова. Для буріння свердловин застосовують самохідні і несамохідні бурові верстати. Свердловини заряджають з використанням пересувних пневматичних зарядників з відкотного горизонту, подаючи ВР на буровий підповерх по шлангах або використовують самохідні зарядні машини, якими заряджають свердловини безпосередньо в шарі, який відбивається. Доставку

руди можуть здійснювати скреперними установками, вібраційними живильниками або самохідним обладнанням. Для попадання самохідного обладнання на буровий горизонт проводять капітальний спіральний з'їзд для всього поверху що відпрацьовується. Після закінчення ведення очисних робіт приступають до підготовки і безпосередньо до закладення камери. Підготовка камери до закладних робіт полягає в установці у всіх виробках маючих доступ до виробленого простору основних (ізолюючих), а на відкотному горизонті ще і допоміжних (запобіжних) перемичок. Потім проводять закладання камери закладним матеріалом.

Вентиляція проводиться за такою схемою. Свіжий струмінь повітря через виробки відкотного горизонту надходить до виробок горизонту доставки, а також через вентиляційно-ходовий підняттявий на буровий горизонт. Відпрацьований струмінь повітря рухається до вентиляційного підняттявого і піднімається на вентиляційний горизонт. На рис. 1.29 і 1.30 подано один з варіантів поверхово-камерної системи розробки.

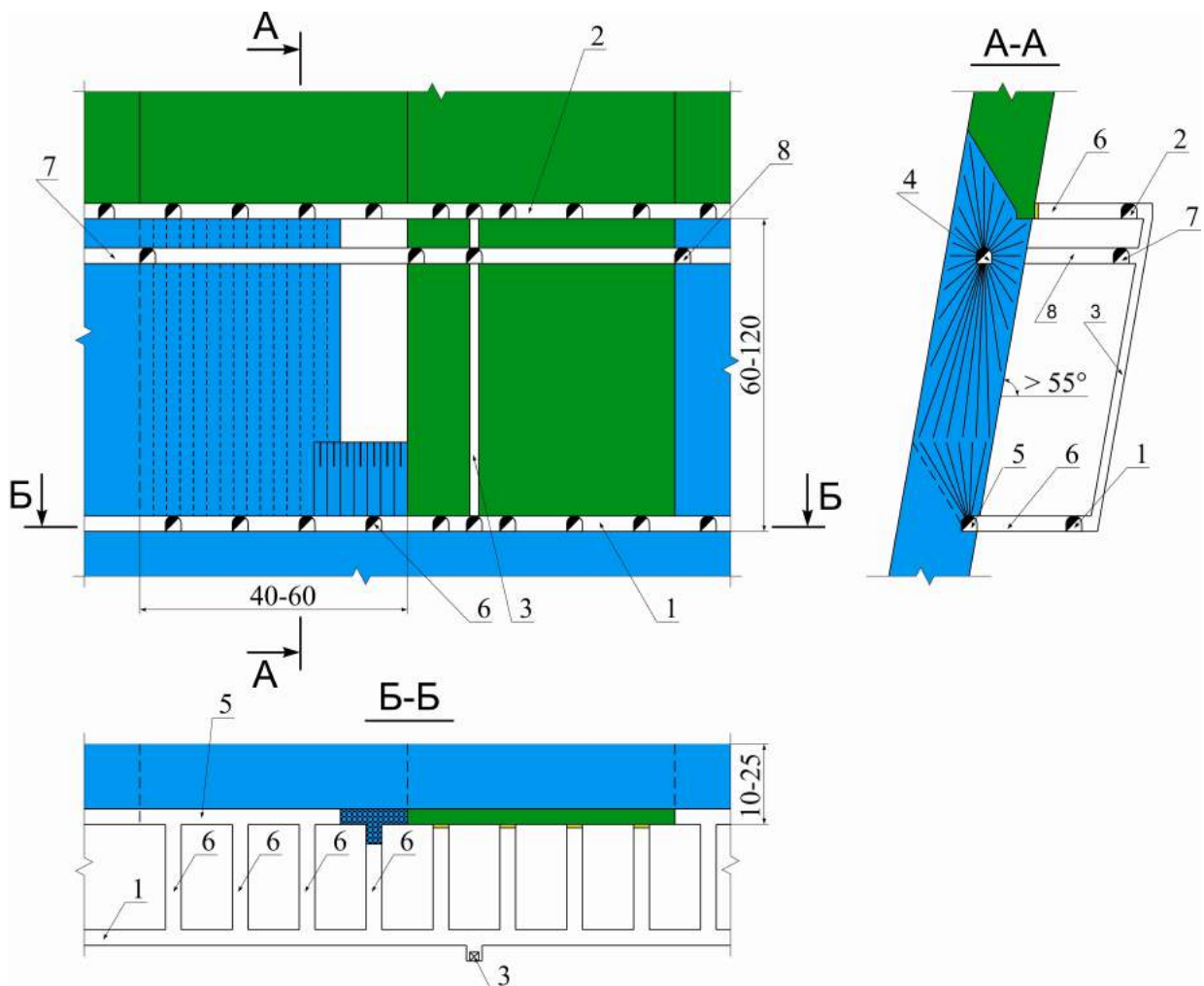


Рис. 1.29. Поверхово-камерна система розробки із закладанням за простяганням з відбиванням руди свердловинами і доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий підняттявий; 4 – буровий штрек; 5 – підсічний (траншейний) штрек; 6 – навантажувальний заїзд; 7 – заїзд на буровий штрек; 8 – штрек бурового горизонту

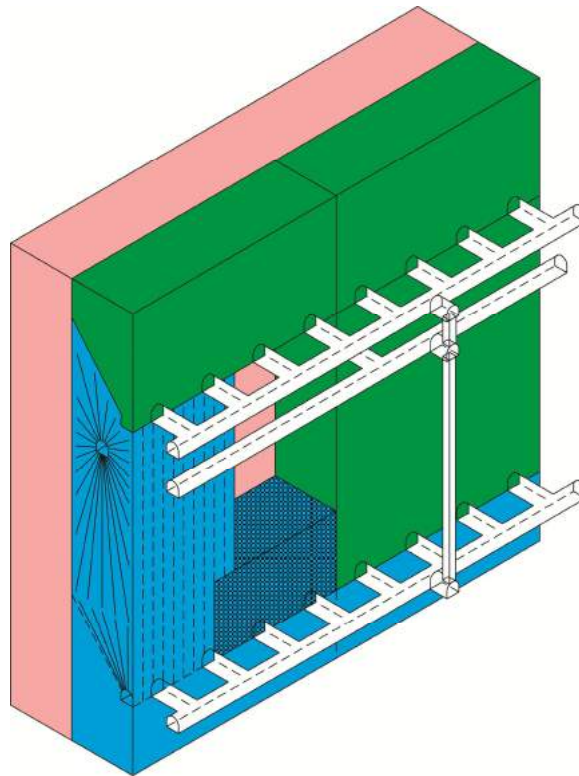


Рис. 1.30. Поверхово-камерна система розробки із закладанням за простяганням з відбиванням руди свердловинами і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Переваги: висока продуктивність праці робітника, безпека робіт, низькі втрати і збіднення руди.

Недоліки: трудомісткість підготовки камери до закладання, висока вартість закладних робіт.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.34.

Таблиця 1.34

Техніко-економічні показники групи
поверхово-камерних систем розробки із закладанням

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	40 – 100
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	10 – 80
Витрати погонажу	м/1000 т	2 – 6
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,05 – 0,25
Втрати	%	3 – 10
Збіднення	%	3 – 10
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	5 – 17

Техніка безпеки при очисних роботах. Основні причини травматизму та техніка безпеки аналогічні підповерхово-камерним системам розробки із закладанням.

1.3.5 Клас системи розробки з обваленням вміщуючих порід

Клас систем розробки з обваленням вміщуючих порід характеризуються заповненням виробленого простору обваленими породами безпосередньо за відпрацюванням корисної копалини, кріпленням підтримується лише привибійний робочий простір невеликих розмірів, або крім вміщуючих порід, в процесі очисної виїмки піддається руйнуванню або самообваленню масив руди, попередньо підсічений знизу і з боків. У результаті цього очисний простір у міру його утворення заповнюється роздробленою рудою і опускається слідом за нею обваленою породою.

Група систем розробки шарового обвалення. Особливістю цієї групи є те, що відпрацювання руди ведеться в низхідному порядку горизонтальними шарами. Для запобігання проникнення обвалених пустих порід у корисну копалину служить запобіжний дерев'яний настил (дерев'яний мат). Умови застосування систем розробки шарового обвалення подано в табл. 1.35.

Таблиця 1.35

Умови застосування групи
систем розробки шарового обвалення

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≥ 3
Кут падіння покладу, град.	≥ 45
Стійкість руди	нестійка
Стійкість порід	нестійка
Цінність руди	багата

Підготовчі роботи зводяться до проведення відкотного штреку, а при великій потужності – орта і підняттевого. Нарізні роботи полягають у проведенні шарового штреку. Очисні роботи ведуть шарами в напрямі згори вниз. Руду в шарі виймають за допомогою заходок, які розташовують перпендикулярно до шарового штреку. Відбивання руди проводиться за допомогою шпурів, а її доставка здійснюється скреперами установками або самохідним обладнанням до рудоспускового відділення підняттевого. З підняттевого руда надходить на відкотний штрек. У міру виймання руди в заходці встановлюється кріплення, а після повного відпрацювання на її ґрунті споруджується спеціальний настил, призначений для розділення руди нижчого шару і вміщуючих порід що обвалюються в очисний простір. Відомі різні конструкції настилу: з колод, металевих перебиттів, смугової сталі і металевих сіток, залізобетонних пластин та ін. У всіх випадках особливу увагу приділяють якості настилу, тому від нього залежать показники витягання зокрема засмічення. Після відпрацювання декількох заходок породу обвалюють в очисний простір шляхом штучного руйнування кріплення невеликими зарядами вибухових речовин (накладні заряди). Відпрацювання нижчого шару здійснюють у такому ж порядку з певним відставанням у проведенні та обваленні заходок відносно розміщеного вище шару. При розробці малопотужних пологих родовищ можлива одношарова виїмка

відразу на всю потужність покладу. Якщо потужність покладу перевищує максимальну довжину заходок (20 – 25 м), шаровий штрек розташовують у центрі блоку і заходки з нього проводять в обидва боки. Можливо також проведення в шарі декількох шарових штреків або розташування заходок вздовж простягання. В останньому випадку їх проводять з шарових ортів.

Вентиляція. Свіже повітря надходить у виробки відкотного горизонту. До шарового штреку і очисним заходкам свіжий струмінь повітря подається через трубопровід, прокладений в одному з відділень підняттевого, за допомогою вентилятора місцевого провітрювання, встановленого у відкотному штреку або орті. На рис. 1.31 і 1.32 подано один з варіантів системи розробки шарового обвалення.

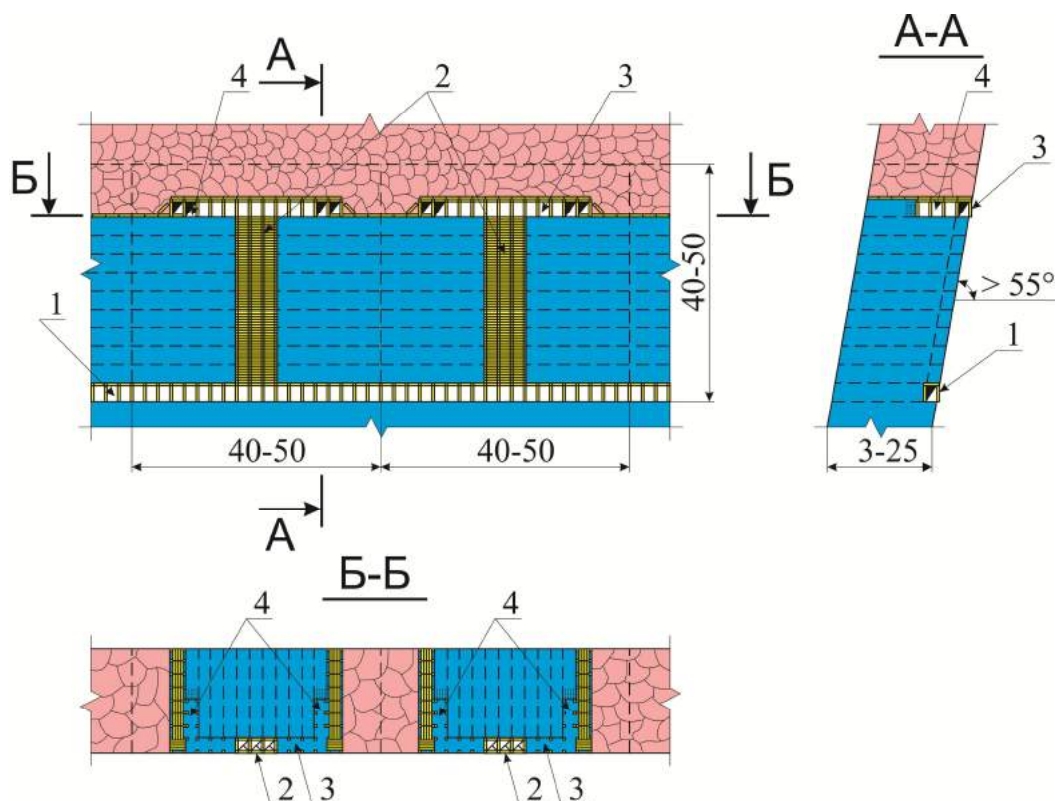


Рис. 1.31. Система розробки шаровим обваленням за падінням з відбиванням руди шпурами і доставкою скреперними установками: 1 – відкотний штрек; 2 – блоковий підняттевий; 3 – шаровий штрек; 4 – заходки

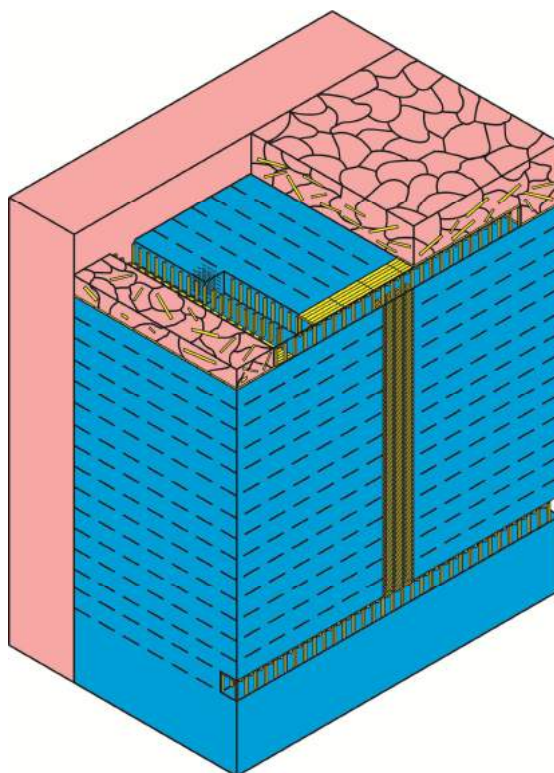


Рис. 1.32. Система розробки шаровим обваленням за падінням з відбиванням руди шпурами і доставкою скреперними установками в ізометрії

Перевага – низькі втрати руди.

Недоліки: низька продуктивність праці, висока собівартість видобутку, великі витрати лісу, пожежонебезпека (у виробленому просторі залишається значна кількість лісу, перемішаного з залишками руди), погана вентиляція.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.36.

Таблиця 1.36

Техніко-економічні показники групи систем розробки шарового обвалення

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	15 – 35
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	0,5 – 4,0
Витрати погонажу	м/1000 т	4 – 6
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,08 – 0,15
Втрати	%	2 – 5
Збіднення	%	1 – 8
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	9 – 15

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму при системах шарового обвалення в основному є прориви порід покрівлі. Для попередження нещасних випадків необхідно дотримуватися таких заходів безпеки:

довжина заходок не повинна перевищувати 20 м, висота і ширина – 3 м. При довжині заходок більше 20 м подовжується термін їх служби, збільшується гірський тиск, що може призвести до руйнування кріплення і травмування людей. При перетині заходки більш ніж 3×3 м ускладнюється встановлення кріплення. Крім того, таке кріплення може виявитися недостатньо стійким. Допускається мати необваленими не більше 3 заходок. Між масивом руди та обваленим простором повинна залишатися одна необвалена заходка. При підриванні кріплення і погашенні заходок застосовувати тільки електропідривання або неелектричні системи ініціювання (НСІ); при зависанні або затримці обвалення гнучкого настилу очисні роботи припиняти до їх усунення; під час погашення заходок виводити людей, а устя підняттяєвих і рудоспусків перекривати решітками, роботи в суміжних ділянках не виконувати.

Група стовпових систем розробки з обваленням покрівлі. Особливістю групи є те, що шахтне поле поділяють на стовпи шириною 15 – 100 м і довжиною від 150 до 500 – 1000 м. У межах стовпів виїмку руди здійснюють заходками або лавою і обвалюють покрівлю. Умови застосування стовпових систем розробки з обваленням покрівлі подано в табл. 1.37.

Таблиця 1.37

Умови застосування групи
стовпових систем розробки з обваленням покрівлі

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≤ 3
Кут падіння покладу, град.	≤ 15
Стійкість руди	нестійкі
Стійкість порід	нестійкі
Цінність руди	будь-яка

Підготовчі роботи. Від головного ствола шахти проводять головні відкотні та вентиляційні штреки. З цих штреків проводять панельні вентиляційний і відкотний штреки. Перпендикулярно панельному штреку проводять виїмкові штреки. Виїмковими штреками панель поділяється на ділянки, іменовані довгими стовпами. Ширина цих стовпів зазвичай становить 15 – 100 м, довжина – 300 – 1000 м. Оскільки і руда, і вміщуючі породи нестійкі, то в цих штреках застосовується досить надійне кріплення. Головні панельні штреки кріплять кільцевим металевим кріпленням зі спеціального профілю з затяжкою бетонними пластинами. Виїмкові штреки служать менш тривалий проміжок часу, ніж головні і панельні, тому їх кріплять металевим арочним або неповним кільцевим кріпленням. Очисні роботи. Виїмку довгих стовпів виробляють заходками довжиною 30 – 35 м, які є звичайними горизонтальними виробками. Технологічна схема очисного виймання заходками передбачає виконання наступних робочих процесів: обладнання сполучення, відхід ніші для комбайну, механізоване відпрацювання заходки, перегін комбайну в підготовлену нішу, посадочні роботи у відпрацьованій заходці. Вибій умовно поділяється на три рівні частини. На початку відбивається руда в центральній частині вибою, потім у ціликовій і, в

останню чергу, у підзавальній частині. Після відпрацювання руди глибиною в крок установки кріплення встановлюється запобіжне кріплення у вигляді перегородок. Заходки кріпляться спеціальним профілем СВП-17. Навантаження відбитої гірничої маси здійснюється комбайном на вибійний секційний конвеєр типу КЛЗС. Продвигання вибою за один цикл складає 0,75 м. Після того як комбайн дійде до межі стовпа, проводиться демонтаж вибійного конвеєра, секції якого складуються на виїмковому штреку. Перед перегонем комбайна в наступну нішу демонтуються дві кінцеві секції конвеєра КТМ. Перед початком роботи в новій заходці попередня суміжна заходка повинна бути посаджена. Кріплення з заходок витягують лебідкою і використовують повторно. Також відбивання можна вести відбійними молотками і потім вантажити руду вантажною машиною. Після вилучення кріплення покрівлю в заходці обвалюють природно без будь-яких додаткових засобів. Після обвалення покрівлі поруч з обваленим простором відпрацьовують наступну заходку, тобто роботи тривають від межі шахтного поля до панельного штреку. У межах шахтного поля на обох його флангах у відпрацюванні може знаходитися кілька стовпів. У кожному з наступних стовпів очисні роботи повинні випереджати роботи, здійснювані в попередньому стовпі.

Вентиляція. Свіже повітря надходить основним стволом шахти, рухається головним і панельним відкотними штреками до межі шахтного поля, де проводиться відпрацювання покладу. Тут повітря надходить у виїмковий штрек. Через вентиляційну збійку проходить через кілька виїмкових штреків і потім відпрацьований струмінь повітря потрапляє на панельний вентиляційний штрек, з якого на головний вентиляційний штрек і, нарешті, вентиляційним стволом шахти на поверхню. Вентиляційні перемички встановлюють у збійках між панельним відкотним та панельним вентиляційним штреками. Установка цих перемичок дозволяє направляти повітряний струмінь за поданою вище схемою. Ділянка виїмкового штреку від вентиляційної збійки до заходки і сама заходка провітрюються вентиляторами місцевого провітрювання, а зона роботи комбайна провітрюється за рахунок дифузії. На рис. 1.33 і 1.34 подано один з варіантів стовпової системи розробки з обваленням покрівлі.

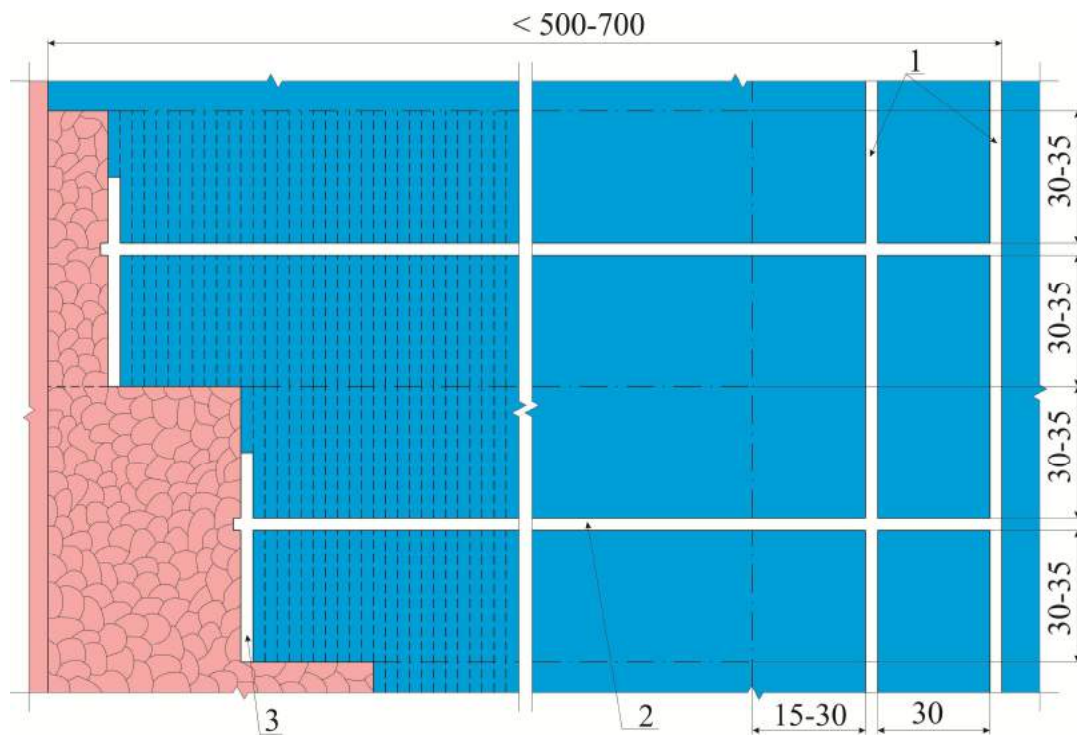


Рис. 1.33. Варіант стовпової системи розробки з обваленням покрівлі та відпрацюванням короткими двосторонніми заходками за простяганням з механічним відбиванням руди: 1 – панельні магістральні штреки; 2 – виїмковий штрек; 3 – заходка

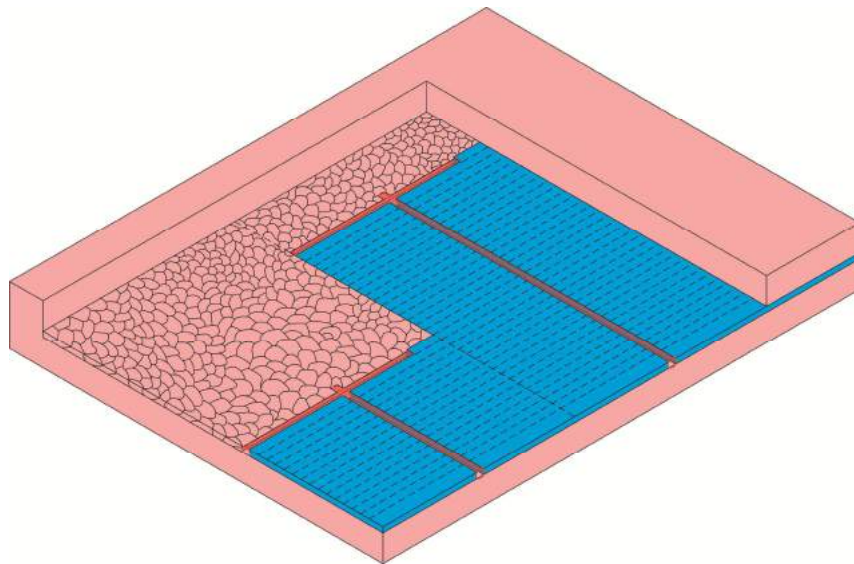


Рис. 1.34. Варіант стовпової системи розробки з обваленням покрівлі та відпрацюванням короткими двосторонніми заходками за простяганням з механічним відбиванням руди в ізометрії

Перевагою є можливість відпрацювання нестійких руд, що залягають у нестійких породах.

Недоліки: низька продуктивність праці, значний обсяг робіт зі зведення кріплення і обвалення покрівлі, що не піддаються механізації.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.38.

Таблиця 1.38

Техніко-економічні показники групи
стовпових систем розробки з обваленням покрівлі

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	10 – 20
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	10 – 20
Витрати погонажу	м/1000 т	3 – 8
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,07 – 0,25
Втрати	%	5 – 15
Збіднення	%	2 – 15
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	5 – 12

Техніка безпеки при очисних роботах. При стовпових системах травми можуть статися при розбиранні старого кріплення виїмкового штреку, погашенні відпрацьованих заходок, зведенні сполучення виїмкового штреку з очисною заходкою і роботи з механізмами. Основними заходами безпеки є якісне кріплення заходок дерев'яним, змішаним і металевим кріпленням, дотримання правил безпечної експлуатації відбійних молотків, перфораторів, електросвердел і конвеєрів. Висота заходок повинна бути не більше 3 м. При розробці слабких руд кріплення повинно відставати від вибою не більше ніж на 0,7 м. Нову заходку можна починати тільки після обвалення покрівлі в раніше відпрацьованій заходці. Не допускаються перерви під час проведення очисних робіт, оскільки в цьому випадку розвивається значний гірський тиск і в заходках, відпрацьованих не повністю, може бути порушено кріплення, тому руду, що залишилася, складно буде вилучити.

Група систем розробки підповерхового обвалення. Ця група виникла і розвинулася в результаті удосконалення групи систем шарового обвалення. Головною особливістю цих систем розробки є те, що підготовлені до відпрацювання в межах підповерху (панелях, зонах) виробляють обвалення руди, яку випускають під налягаючими породами, обваленими слідом за рудою. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 1.39.

Таблиця 1.39

Умови застосування групи
систем розробки підповерхового обвалення

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≥ 15
Кут падіння покладу, град.	≥ 25
Стійкість руди	будь-яка
Стійкість порід	нестійкі
Цінність руди	середньої цінності

Системи підповерхового обвалення з відбиванням руди глибокими свердловинами застосовуються в двох основних варіантах: з відбиванням руди на компенсаційний простір (горизонтальний, вертикальний, похилий) і з відбиванням руди на раніше обвалену руду або породу (у затиску).

Варіанти систем підповерхового обвалення з відбиванням шарів руди на горизонтальний компенсаційний простір. Підготовка блоків включає проведення виробок відкотного горизонту (штреків, ортів), ходових і матеріальних підняттях. Нарізні роботи. З відкотних ортів до позначки першого підповерху проходять рудоспуски. На кожному підповерсі проводять виробки доставки руди і вентиляції. Очисні роботи починають з підсікання, у результаті чого утворюються горизонтальні компенсаційні простори (камери). Для великої стійкості цих просторів між ними залишають цілик. Масив руди розбурується глибокими свердловинами зі спеціальних бурових виробок. Підривання свердловин здійснюють короткоуповільненим способом. При цьому в першу чергу підривають свердловини, розбурені в ціликах. Після висаджування глибоких свердловин приступають до масового випуску руди через дучки. Доставку руди роблять за допомогою скреперних установок, вібраційних конвеєрів або самохідного обладнання. Залежно від застосовуваного способу доставки змінюється конструкція горизонту доставки.

Варіанти систем підповерхового обвалення з відбиванням руди на вертикальний компенсаційний простір застосовується при вираженій тріщинуватості руди, коли високий гірський тиск створює труднощі для утворення компенсаційних камер. Поверх відпрацьовується 2 – 3 підповерхами. Підготовчі роботи – проведення відкотних штреків, ортів і вентиляційно-ходових підняттях. Нарізні роботи. На кожному підповерсі проводять виробки доставки і випуску руди, підсікання, бурові та відрізні, вентиляційно-ходові виробки, рудоперепускні підняття, які слугують для перепуску руди з підповерху на відкотний горизонт. Очисні роботи. Підсікання блоку може здійснюватися як розворотом воронки, так і утворенням траншеї, що залежить від застосовуваного постачального обладнання. Вертикальну компенсаційну камеру створюють підриванням висхідних вертикальних рядів паралельних свердловин на первинно пройдений відрізний підняттявий. Далі зустрічно направлено відбивають масив руди, розбурений глибокими свердловинами з бурової виробки. При такому варіанті систем розробки значно знижується динамічний вплив вибуху на виробки приймального горизонту. Крім того, такий спосіб відбивання дозволяє поліпшити якість дроблення гірничої маси за рахунок зіткнення окремих шматків. Руду випускають послідовно зазвичай від лежачого до висячого боку на 2 – 3 виробки доставки. Доставку руди роблять за допомогою скреперних установок, вібраційних конвеєрів або самохідного обладнання.

Варіанти системи підповерхового обвалення з відбиванням похилих шарів руди на похиле підсікання. Підготовка та нарізка блоку аналогічна вище описаним варіантам систем підповерхового обвалення з відбиванням руди на вертикальний компенсаційний простір, особливістю є те, що відбивання похилих шарів руди на похиле підсікання і розбурування масиву проводиться безпосередньо з виробок горизонту доставки. Це дозволяє виключити проведення спеціа-

льних бурових виробок і спростити конструкцію системи. При розбурюванні масиву устя глибоких свердловин недозаряджають ВР з метою запобігання виробок доставки від руйнування в момент масового вибуху. Однак після підривання свердловин їх недозаряджені частини використовуються при утворенні підсікання або щілин. Доставка відбитої руди виробляється скреперними установками з навантаженням безпосередньо у вагони через живильники або самохідним обладнанням.

Варіанти систем підповерхового обвалення з відбиванням руди глибокими свердловинами на затиснуте середовище розроблені порівняно недавно. Відмінна особливість цих систем розробки полягає в тому, що відбивання шарів руди, розбурених з бурових виробок глибокими свердловинами, проводиться не на компенсаційний простір, а на раніше обвалену руду або навіть породу. Отже, при відбиванні руди на затиснуте середовище відпадає необхідність у такій трудомісткій операції, як утворення компенсаційного простору. Необхідний компенсаційний простір для розміщення обваленої руди створюється за рахунок ущільнення під дією енергії вибуху завалених раніше порід і їх амортизаційних властивостей. Разом з тим випуск обваленої руди при такому способі відбивання слід проводити з особливою увагою, не допускаючи передчасних втрат і збіднення.

Вентиляція. Свіжий струмінь повітря надходить у виробки відкотного горизонту і через вентиляційний підняттєвий піднімається до виробок підповерхового горизонту. Відпрацьований струмінь підняттєвими спрямовується на вентиляційний горизонт. На рис. 1.35 і 1.36 подано один з варіантів системи розробки з підповерхового обвалення.

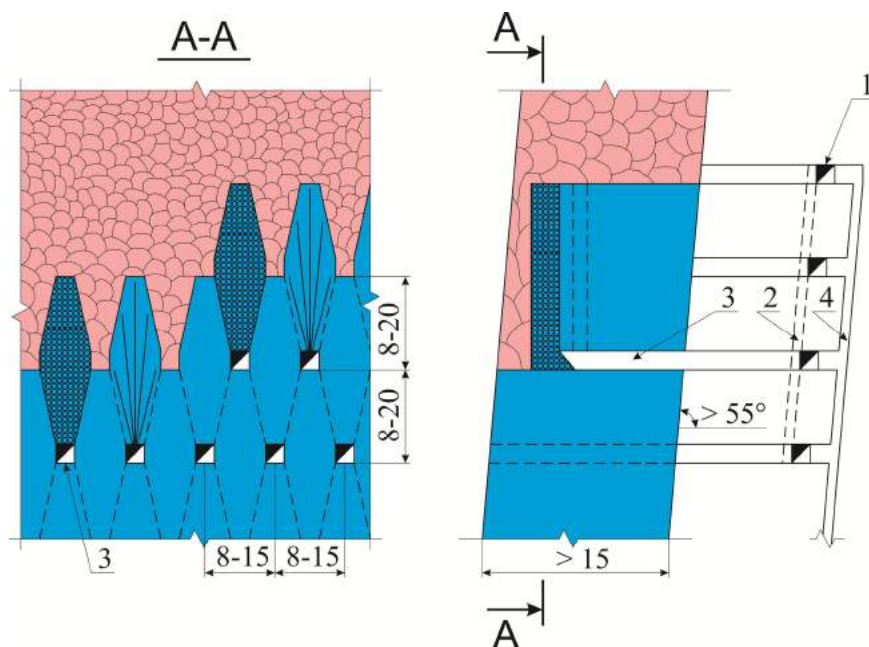


Рис. 1.35. Варіант системи розробки підповерхового обвалення з торцевим випуском вхрест простягання з відбиванням руди вертикальними свердловинами і доставкою самохідним обладнанням: 1 – підповерховий штрек; 2 – вентиляційний підняттєвий; 3 – буровий орт; 4 – рудоспуск

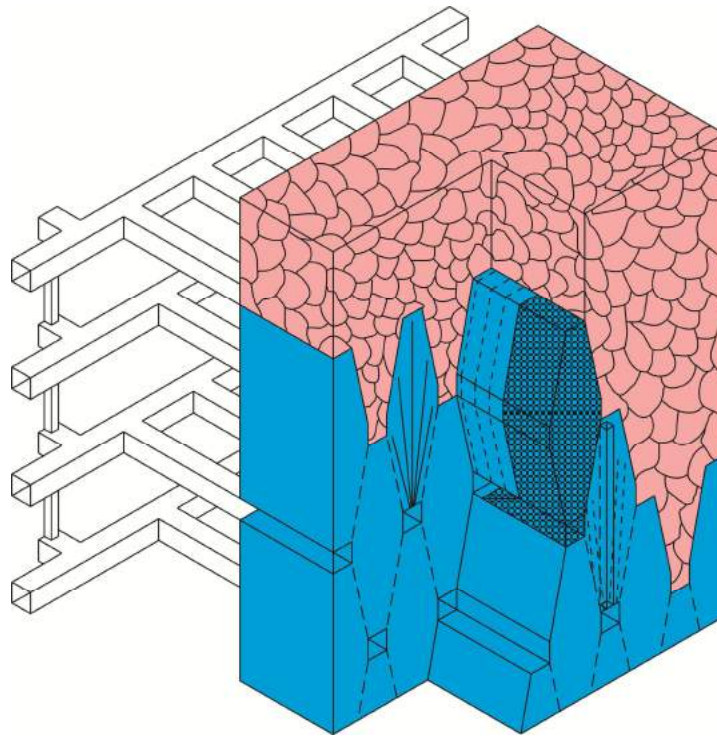


Рис. 1.36. Варіант системи розробки підповерхового обвалення з торцевим випуском вхрест простягання з відбиванням руди вертикальними свердловинами і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Переваги: простота систем розробки, добра вентиляція блоку, висока продуктивність праці.

Недолік – високі втрати і збіднення руди, обвалення поверхні.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.40.

Таблиця 1.40

Техніко-економічні показники групи систем розробки підповерхового обвалення

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	40 – 90
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	2 – 5
Витрати погонажу	м/1000 т	3 – 15
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,006 – 0,1
Втрати	%	5 – 20
Збіднення	%	5 – 25
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	3 – 6

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму може бути знаходження робітників у незакріпленій частині заходок, недотримання правил безпеки при бурінні, оббиранні вибою, навантаженні, відновленні порушеного кріплення та ін. Для запобігання нещасних випадків необхідно заборонити допуск робітників у незакріплену частину заходок, бути обережними при пересуванні вироб-

ками, щоб уникнути падіння в рудоспуски, уважно стежити за станом покрівлі підповерхових виробок, робочих у вибій для прибирання породи допускати тільки після огляду його представником технічного нагляду.

Група систем розробки поверхового обвалення. Основна відмінність систем розробки цієї групи полягає в тому, що запаси руди в блоці обвалюють відразу на всю висоту поверху. Умови застосування систем розробки поверхового обвалення подано в табл. 1.41.

Таблиця 1.41

Умови застосування групи систем розробки поверхового обвалення

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≥ 10
Кут падіння покладу, град.	0 – 15 або ≥ 55
Стійкість руди	будь-яка
Стійкість порід	будь-яка
Цінність руди	середньої цінності

Залежно від розташування компенсаційних камер на практиці найбільшого поширення отримали такі варіанти систем поверхового обвалення з відбиванням руди глибокими свердловинами:

- з обваленням руди на горизонтальні компенсаційні камери, коли масив що обвалюється, розташовується над підсічними камерами;
- з обваленням руди на вертикальні компенсаційні камери, коли основна частина масиву, який обвалюють розташовується збоку від камер;
- з обваленням руди без компенсаційних камер («у затиснутому середовищі»).

Підготовчі роботи полягають у проведенні виробок відкотного горизонту (штреки і орти), а також вентиляційного підняттявого. Нарізні роботи – проведення виробок горизонту доставки руди, бурового горизонту або бурових підняттявих з буровими камерами, виробок для створення горизонтальних чи вертикальних компенсаційних камер. Очисні роботи. У межах блоку шляхом вибухового відбивання утворюють компенсаційні камери, після чого масовим вибухом на всю висоту блоку обвалюють його основну частину. Обсяг компенсаційних камер вибирається з умов розпушення вибухом решти частини блоку і складає в середньому, як правило, 30% (змінюючись на практиці від 18 до 40%) від усього обсягу блоку. Відбивання руди здійснюють свердловинами або концентраційними (мінними) зарядами. Доставка руди здійснюється скреперними установками, вібраційними живильниками або самохідним обладнанням.

Вентиляція: свіжий струмінь повітря через відкотні виробки (штреки, орти) надходить до виробок горизонту доставки і вентиляційними підняттявими надходить на буровий горизонт або через бурові підняттяві до бурових камер. Потім відпрацьований струмінь повітря рухається далі підняттявими до вентиляційного горизонту. На рис. 1.37 і 1.38 подано один з варіантів системи розробки поверхового обвалення.

Перевага – висока продуктивність праці, простота систем розробки, низька собівартість, сприятливі умови праці, можливість регулювання видобутку у шахті.

Недолік – високі втрати і збіднення руди, обвалення поверхні.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.42.

Таблиця 1.42

Техніко-економічні показники групи
систем розробки поверхового обвалення

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	70 – 110
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	3 – 30
Витрати погонажу	м/1000 т	3 – 6
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,004 – 0,016
Втрати	%	5 – 25
Збіднення	%	5 – 30
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	2,5 – 4,5

Техніка безпеки при очисних роботах. Причини травматизму такі ж як і при системах з підповерхового обвалення. При відбиванні руди вертикальними свердловинами, пробурених у камеру підсікання, забороняється закладати їх пробками з камер підсікання перед зарядженням. Цю операцію дозволяється проводити тільки зверху з бурового горизонту. Необхідно облаштувати огорожу щілини, що охороняє людей від падіння в неї. Проведення бурових штреків або ортів і буріння глибоких свердловин з них повинні випереджати лінію обвалення вибою не менше ніж на один буровий орт (штрек).

Група систем поверхового самообвалення. Основною особливістю цієї групи є те, що підсічений на значній площі масив руди починає самообвалюватися під дією сили тяжіння і тиску порід що налягають, поступово заповнюючи підсічений простір на всю висоту поверху. Умови застосування систем розробки поверхового самообвалення подано в табл. 1.43.

Таблиця 1.43

Умови застосування групи
систем розробки поверхового самообвалення

Найменування	Показник
Потужність покладу, м	≥ 25
Кут падіння покладу, град.	≥ 75
Стійкість руди	нестійка
Стійкість порід	будь-яка
Цінність руди	середньої цінності, бідна

Підготовчі роботи полягають у проведенні виробок відкотного горизонту (штреків, ортів). Нарізні роботи – проведення виробок горизонту підсікання, навантажувальних заїздів, траншейних штреків з яких проходять відрізні підняття, вентиляційних виробок горизонту підсікання, на флангах родовища обрамлюючих виробок. У центрі родовища для з'єднання відкотного і підсічного горизонтів, а також для створення гарної вентиляції, пересування людей і самохідного обладнання проводять похилий з'їзд. Очисні роботи здійснюються в три етапи: підсікання блоку, частковий випуск руди в процесі самообвалення і масовий випуск руди після завершення процесу самообвалення. У системах з самообваленням залежно від гірничо-геологічних умов розробки підсікання існує двох видів – плоске і зубчасте. Плоске підсікання найбільш просте в створенні і створюється буропідричним способом, за допомогою підривання штангових шпурів між підсічними виробками. Найбільшого поширення набуло зубчасте підсікання, розроблене професором Девідом Лобширом (ПАР), яке створюється за допомогою свердловинного відбивання і полегшує початковий етап самообвалення масиву руди. Зубчасте підсікання створюється шляхом підривання висхідних віял свердловин, пробурених з підсічних ортів, утворюючи щілини шириною 5 м і довжиною до 10 – 15 м з кутом нахилу 55 – 65°. А також виробляють підривання цілика між двома підсічними ортами шириною 10 – 12 м. Для потрапляння висадженої руди з горизонту підсікання до навантажувальних заїздів, які розташовані на відкотному горизонті, виробляють утворення прийомних траншей, шляхом підривання висхідних віял свердловин на відрізні підняття, які пройдені з траншейних штреків до горизонту підсікання. Підсікання починають з лежачого боку покладу і поступово переміщують до висячого боку або ведуть від центру покладу в обидві сторони до флангів родовища. Через деякий час після підсікання відбувається утворення тріщин у масиві руди, і вона під дією гірського тиску самообвалюється. Утворюються склепіння самообвалення руди. При подальшому збільшенні площі підсікання збільшуються розміри склепіння самообвалення руди. Після повного розвитку процесу самообвалення в масиві починають масовий випуск обваленої руди. Доставка руди здійснюється скреперними установками, вібраційними живильниками або самохідним обладнанням.

Вентиляція. Свіжий струмінь повітря через відкотний штрек лежачого боку потрапляє до відкотних ортів і через похилий з'їзд на підсічний горизонт. Потім відпрацьований струмінь повітря через відкотний штрек і вентиляційний штрек висячого боку горизонту підсікання рухається до вентиляційного стволу. На рис. 1.39 і 1.40 подано один з варіантів системи розробки поверхового самообвалення.

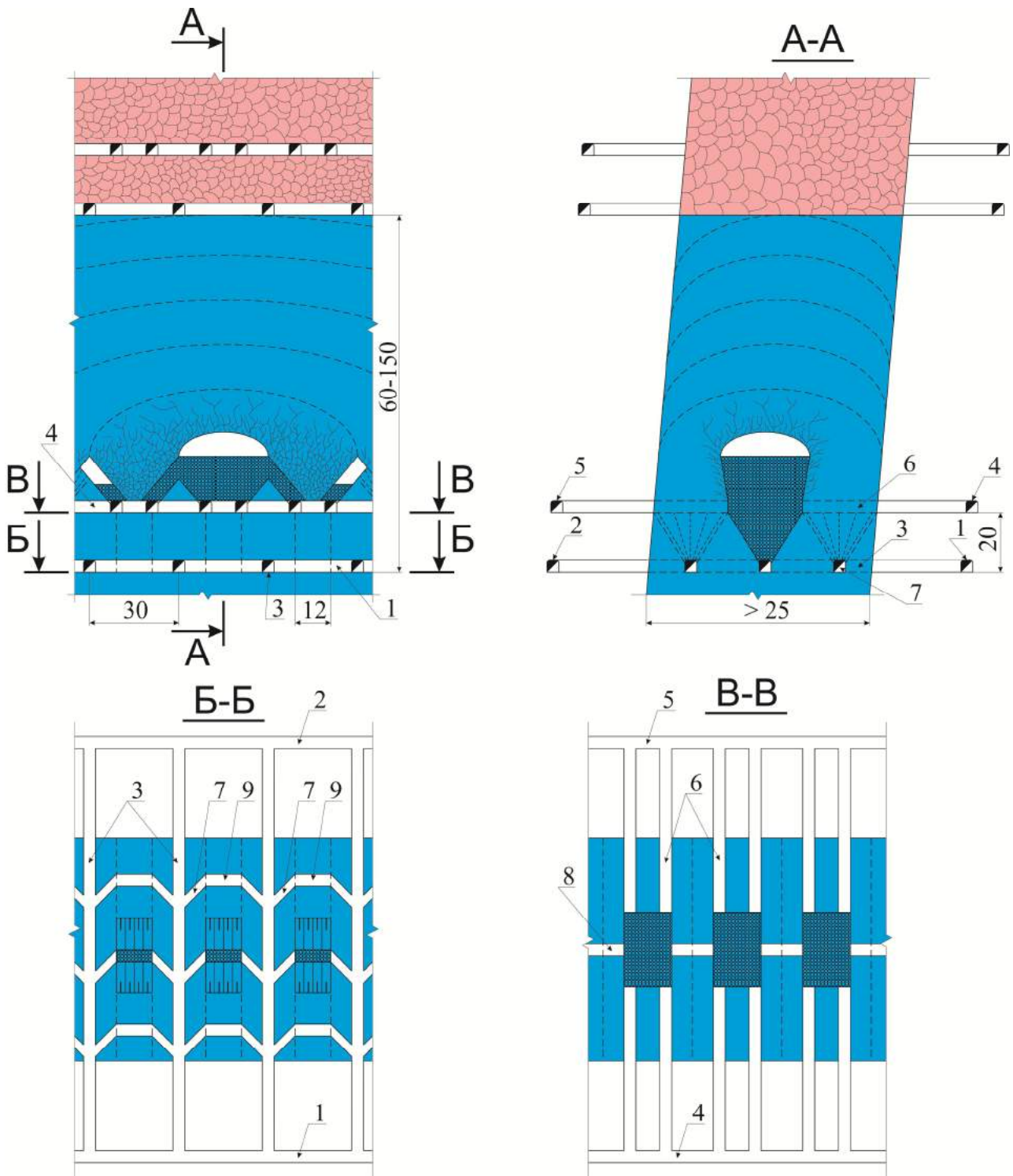


Рис. 1.39. Варіант системи розробки поверхового самообвалення за підняттям з доставкою руди самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек лежачого боку; 2 – відкотний штрек висячого боку; 3 – відкотний орт; 4 – вентиляційний штрек лежачого боку горизонту підсікання; 5 – вентиляційний штрек висячого боку горизонту підсікання; 6 – подсічний орт; 7 – навантажувальний заїзд; 8 – вентиляційний штрек горизонту підсікання; 9 – траншейний штрек

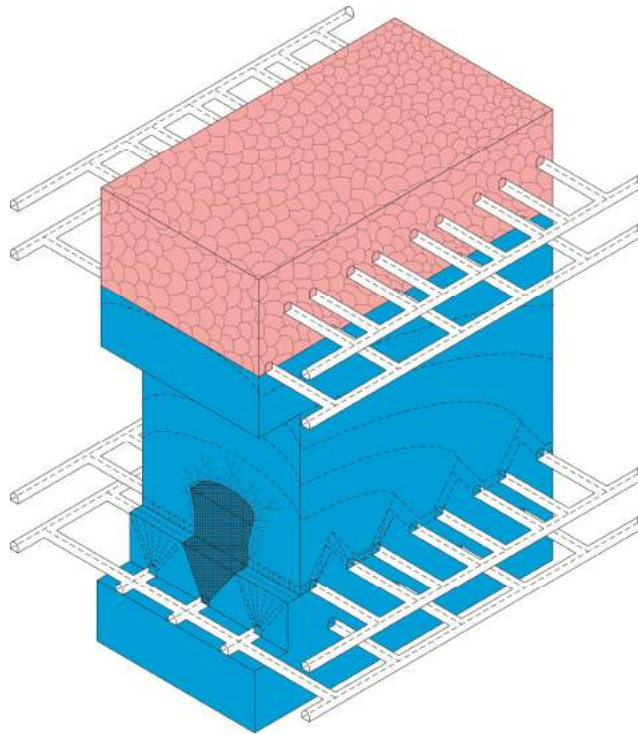


Рис. 1.40. Варіант системи розробки поверхового самообвалення за підняттям з доставкою руди самохідним обладнанням в ізометрії

Переваги: велика продуктивність, низька собівартість видобутку руди, гарні умови праці робітників.

Недолік – великі витрати на підтримку виробок доставки і випуску руди.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 1.44.

Таблиця 1.44

Техніко-економічні показники групи систем розробки поверхового самообвалення

Показник	Одиниця виміру	Величина
Продуктивність робітника	т/зміну	50 – 130
Продуктивність блоку	тис. т/міс.	3 – 50
Витрати погонажу	м/1000 т	2 – 10
Витрати лісу	м ³ /м ³	0,006 – 0,024
Втрати	%	10 – 25
Збіднення	%	10 – 25
Собівартість видобутку 1 т руди	у.о./т	5 – 10

Техніка безпеки при очисних роботах. Причини травматизму аналогічні як при системах підповерхового обвалення. Забороняється перебування людей в обрамлюючих виробках блоку, повністю підготовленого до обвалення. При відпрацюванні блоку повинен вестися контроль за процесом самообвалення руди зі спеціальних виробок, з'єднаних з обрамлюючими виробками оглядовими

збійками або за допомогою глибоких контрольних свердловин. При затримці (відставанні) обвалення руди випуск її повинен бути припинений.

1.4 Вибір і обґрунтування систем за факторами

Ефективність розробки родовища залежить від правильного вибору системи розробки. За гірничотехнічних умов на більшості рудних родовищ можливе застосування декількох різних систем розробки. Але для кожного родовища повинна бути обрана найбільш раціональна система, яка б задовольняла вимоги, що висуваються до систем розробки. При проектуванні майбутнього видобутку руди найвідповідальнішим кроком є вибір системи розробки. Від системи розробки залежать всі економічні показники роботи шахти (витрати відносно системи досягають 60% всіх загальношахтних витрат), безпека праці робітників, тип застосовуваного гірничого обладнання та багато ін.

Кожну систему можна застосовувати лише в окремих гірничо-геологічних умовах. На вибір системи розробки найбільш істотний і постійний вплив роблять головні гірничо-геологічні чинники, в основному визначають можливість застосування тієї чи іншої системи розробки, до яких належать умови залягання родовища: кут падіння і потужність покладу, фізичні властивості руди і вміщуючих порід – це постійні фактори. Ряд інших гірничо-геологічних і гірничотехнічних чинників впливають при розробці деяких родовищ – це змінні фактори. До них відносяться – розміри рудних тіл за простяганням і падінням, морфологія, цінність руд, характер розподілу в них металу, глибина розробки, схильність руди до злежування, окислювання і самозаймання, гідрогеологічні умови, необхідність збереження земної поверхні та ін. В окремих випадках ці фактори обмежують можливість застосування деяких систем розробки. Врахування змінних факторів дозволяє уточнити і конкретизувати вибір системи розробки, додати окремі деталі, елементи в технологію видобутку руди. Розглянемо **постійні фактори**, які враховуються при виборі системи розробки.

Потужність покладу дуже різко обмежує можливий асортимент систем розробки для заданих умов. Жильні родовища мають малу потужність і при їх розробці виключаються групи систем з підповерхового і поверхового обвалення. У цих умовах можливі лише системи з підтриманням виробленого простору. І, навпаки, при великій потужності, перш за все, виникає думка про застосування груп систем підповерхового і поверхового обвалення.

Кут падіння родовища також досить суттєвий фактор. При горизонтальному і пологому заляганні і стійкій руді і породі найбільш вірогідним є застосування камерно-стовпових систем розробки. Кут падіння і потужність рудного тіла спільно впливають на можливий спосіб доставки руди, вибір підтримання виробленого простору, умови випуску руди, умови управління гірським тиском.

Фізичні властивості руди і вміщуючих порід. З фізичних властивостей найважливішим є стійкість руди і вміщуючих порід, згідно з якою приймається спосіб управління гірським тиском і параметри системи розробки, що забезпечують безпечні умови ведення гірничих робіт. У практиці трапляються такі випадки поєднання стійкості руди і вміщуючих порід, які подано в табл. 1.45.

Стійкість руди і вміщуючих порід і можливі класи або групи систем розробки

Випадки поєднання стійкості руди і вміщуючих порід	Можливі класи або групи систем розробки
Стійка руда і вміщуючі породи	Прийнятні всі класи систем розробки, окрім систем з обваленням
Стійка руда і нестійкі вміщуючі породи	3 класу систем із закладенням прийнятна група систем горизонтальними шарами із закладенням, можливе застосування групи систем похилих шарів із закладенням. Прийнятний клас систем розробки з обваленням, крім групи систем поверхового самообвалення але поверхове обвалення повинно бути примусовим
Нестійка руда і стійкі вміщуючі породи	Прийнятний клас систем з кріпленням. Можливе застосування групи систем розробки низхідного шарового виймання із закладенням
Нестійка руда і нестійкі вміщуючі породи	Прийнятний клас систем розробки з кріпленням

Змінні фактори. Цінність руди – один з найважливіших змінних чинників. При розробці бідних руд намагаються застосувати системи з низькою собівартістю, що допускають високі втрати і збіднення. І, навпаки, при видобутку цінних руд застосовують системи з високою повнотою вилучення, хоча і дорожчі.

Можливість порушення вищерозміщених порід і поверхні. Великий вплив на вибір системи розробки робить розташування рудного тіла відносно споруд, джерел води або сусідніх рудних тіл. Умови розробки рудних тіл, розташованих під охоронюваними спорудами і водоймами, визначаються вимогами залишення охоронних ціликів. Наявність над відпрацьовуваним покладом рудних тіл викликає необхідність застосовувати системи, що не викликають порушення вищерозміщених порід. З метою безпеки, коли є підземні джерела води, не допускають порушень вищерозміщених порід, що досягається застосуванням систем розробки із закладанням. Для збереження поверхні застосовують системи, що виключають обвалення порід, до яких відносяться системи із закладанням виробленого простору.

Форма родовища обмежує коло можливих систем розробки. Наприклад, системи з магазинуванням можна застосовувати при достатньо правильній формі родовища, а системи із закладанням або кріпленням дозволяють розробляти родовища складної форми.

Схильність руди до самозаймання, злежування й окислювання визначає можливість застосування систем, при яких відбита руда або тривалий час зберігається в блоці, або випускається відразу після відбивання.

Глибина розробки визначає підвищені вимоги до розмірів очисного простору. Системи розробки з відкритим очисним простором застосовують до глибини розробки 1000 – 1500 м. На більших глибинах необхідне безціликове, суцільне, відпрацьовування рудних тіл.

Складність морфології й характер розподілу в руді металу практично не створюють ускладнень при розробці родовища шаровими системами.

Інші фактори – ступінь розвіданості родовища, наявність дешевих кріпильних і закладних матеріалів поблизу шахти й інше – роблять непрямий вплив на вибір системи розробки.

Послідовність вибору системи розробки методом виключень:

- відбирають можливі класи систем розробки, описуючи характеристики постійних і змінних факторів, заповнюючи форму, подану в табл. 1.46;

- з можливих систем розробки вибирають дві-три найбільш ефективних з технологічного погляду (втрати, збіднення, продуктивності праці, необхідності у закладанні).

- проводять техніко-економічне порівняння двох-трьох систем розробки за збільшеними показниками.

Таблиця 1.46

Вибір системи розробки за постійними і змінними факторами

Найменування фактора	Характеристика фактора	Можливі класи або групи систем розробки
Постійні		
Потужність покладу		
Кут падіння покладу		
Стійкість: - руди - порід		
Змінні		
Цінність руди		
Можливість порушення земної поверхні		
Схильність руди до самозаймання, злежування й окислювання		
Глибина розробки		
Обводненість родовища й вміщуючих порід		

Для економічної оцінки системи за прибутком від продажу руди виконується в такому порядку.

1. Кількість рудної маси

$$A_{p.m.} = \frac{A_{бал} \cdot (1 - P) \cdot (a - c)}{(b - c)}, \text{ т}, \quad (1.1)$$

де $A_{бал}$ – балансові запаси руди в родовищі, т;
 P – втрати руди за системою розробки, д.о.;
 a – вміст корисного компонента в руді, %;
 b – вміст корисного компонента в добутій руді, %;
 c – вміст корисного компонента у вміщуючих породах, %.

2. Прибуток від продажу руди

$$\Pi = A_{p.m.} \cdot (Ц - С), \text{ грн.}, \quad (1.2)$$

де $Ц$ – ціна 1 т руди при вмісті металу, рівному вмісту корисного компонента в добутій рудній масі, грн.;
 $С$ – собівартість видобутку 1 т руди за системою розробки, грн.

1.5 Параметри конструктивних елементів блоку

Розміри конструктивних елементів системи розробки визначають розрахунковим способом за офіційно діючими методиками, виходячи з конструктивних міркувань і з урахуванням досвіду шахт, особливостей геологічної будови, прийнятій технології й механізації робіт.

При суцільній і камерно-стовповій системі розробки визначають допустимий проліт оголення масиву, розміри бар'єрних і опорних ціликів, розміри панелі. При розробці покладів з кутом падіння $\alpha = 0 - 30^\circ$ й однорідній покрівлі припустимий проліт оголення визначають за формулою професора С.Г. Борисенка

$$A = \frac{4,5 \cdot (0,001 \cdot v \cdot \gamma_n \cdot H_p + f_n)}{0,001 \cdot \gamma_n \cdot H_p \cdot (1 - 0,8 \cdot v) - 0,8 \cdot f_n}, \text{ м}, \quad (1.3)$$

де v – коефіцієнт бічного розпору, що дорівнює 0,2 – 0,4;
 γ_n – середня питома вага гірських порід, кН/м³;
 H_p – глибина розробки від поверхні до покрівлі камери, м;
 f_n – коефіцієнт міцності порід покрівлі.

Для підтримки порід покрівлі залишають стрічкові цілики біля границь камер, панелей і опорні стовбуваті цілики круглої, рідше квадратної форми в межах очисного простору. Опорні цілики розташовують по квадратній або прямокутній сітці.

Діаметр опорного цілика

$$d_{ц} = 2 \cdot a \cdot \sqrt{\frac{\gamma_n \cdot H_p}{\pi \cdot \sigma_{cm}}}, \text{ м}, \quad (1.4)$$

де a – відстань між осями опорних ціликів, що дорівнює 15 – 35 м;
 γ_n – щільність порід, що налягають, т/м³;
 σ_{cm} – межа міцності руди на стискання, що дорівнює $10 \times f_p$, МПа;
 f_p – коефіцієнт міцності руди.

При використанні опорних ціликів квадратної форми сторона цілика

$$a_u = a \cdot \sqrt{\frac{\gamma_n \cdot H_p}{\sigma_{cm}}}, \text{ м.} \quad (1.5)$$

Ширина панелі при регулярному залишенні опорних ціликів вибирається з технологічних міркувань і головним чином умовами доставки руди. У більшості випадків на практиці ширина панелі дорівнює 100 – 105 м при скреперній доставці руди і 150 – 300 м при використанні самохідного обладнання. Ширина камер при камерно-стовповій системі розробки становить 8 – 20 м.

Ширина стрічкового цілика при прийнятій ширині камери:

$$b_u = \frac{B \cdot \gamma_n \cdot H_p}{\sigma_{cm} - \gamma_n \cdot H_p}, \text{ м,} \quad (1.6)$$

де B – ширина камери при камерно-стовповій системі розробки, що дорівнює 8 – 20 м, або відстань між кріпленням у блоці при суцільній системі розробки – 10 – 20 м. Довжина панелі при суцільній системі розробки становить 100 – 150 м, а ширина – 60 – 80 м.

При підповерхово-камерних, поверхово-камерних і поверхово-камерних з системах з магазинуванням руди визначають висоту, довжину і ширину блоку (камери), розміри міжкамерних і міжповерхового ціликів (стеліни), висоту підповерху. Висота блоку (камери) дорівнює висоті поверху і становить 60 – 120 м. Висота підповерху залежить від способу відбивання і механізмів для буріння штангових шпурів або свердловин в межах 15 – 35 м.

Межа міцності породного масиву з урахуванням ослаблення

$$\sigma_{cm} = 10 \cdot K_o \cdot f_n, \text{ МПа,} \quad (1.7)$$

де K_o – коефіцієнт ослаблення масиву порід, що дорівнює для стійкої породи $K_o = 1$, для середньої стійкості – 0,7 – 0,9, для нестійкої – 0,5 – 0,7.

Горизонтальний проліт покрівлі

$$L_e = 2 \cdot d_g \cdot \sqrt[3]{\frac{\sigma_{cm}}{d_z \cdot \gamma_n}}, \text{ м,} \quad (1.8)$$

де d_g, d_z – розміри елементарного блоку породи у вертикальній і горизонтальній площинах, $d_g = d_z = 0,5$ м;

γ_n – середня щільність порід, МН/м³.

Максимальна довжина очисної камери

$$A = \frac{L_e \cdot B}{\sqrt{B^2 - L_e^2}}, \text{ м,} \quad (1.9)$$

де B – ширина камери, при відпрацюванні камери за простяганням і при потужності покладу до 25 м приймається рівною потужності рудного тіла, а при відпрацюванні вхрест простягання ширина камери визначається залежно від конструкції днища.

Якщо результат розрахунку величини довжини камери, отриманої за формулою (1.9) дорівнює нескінченності, то довжину камери приймають виходячи з технологічних міркувань чи за конструкцією днища.

Ширина міжкамерних ціликів

$$b_y = \frac{L_e \cdot \gamma_n \cdot H_p + \sqrt{(2 \cdot L_e \cdot \gamma_n \cdot H_p)^2 + 4 \cdot L_e^2 \cdot \gamma_n \cdot H_p \cdot (\sigma_{cm} - \gamma_n \cdot H_p)}}{4 \cdot \sigma_{cm} - \gamma_n \cdot H_p}, \text{ м.} \quad (1.10)$$

Ширина міжповерхового цілика (стелини) визначається залежно від стійкості руди і вміщуючих порід і ширини камери:

- вельми стійка руда і вміщуючі породи

$$h_n = (0,2 \dots 0,3) \cdot B, \text{ м;} \quad (1.11)$$

- стійка руда і вміщуючі породи

$$h_n = (0,3 \dots 0,5) \cdot B, \text{ м;} \quad (1.12)$$

- руда і вміщуючі породи середньої стійкості

$$h_n = (0,5 \dots 0,7) \cdot B, \text{ м.} \quad (1.13)$$

При покрівлеуступній системі розробки визначають висоту, довжину блоку і ширину стелини. Висота блоку дорівнює 30 – 60 м, а довжина становить – 30 – 80 м. Ширину стелини визначають за формулами (1.11) – (1.13).

При системі розробки з магазинуванням руди і відбиванням руди з магазину визначають розміри блоку – довжину, ширину і висоту, ширину міжкамерних ціликів і стелини. Висота блоку дорівнює висоті поверху і становить 40 – 60 м. Довжину блоку приймають – 40 – 60 м. Ширину блоку приймають рівною потужності рудного тіла.

За методикою ВНДМІ, ширину міжкамерного цілика, при центральному розташуванні підняттявого в ньому

$$B_y = 2 \cdot b_y + b_n, \text{ м,} \quad (1.14)$$

де b_n – ширина підняттявого, м;

b_y – ширина ніжки цілика

$$b_y = \sqrt{q \cdot L_b}, \text{ м,} \quad (1.15)$$

де L_b – довжина блоку, м;

$$q = \frac{\gamma \cdot H \cdot n \cdot h \cdot b_x \cdot (\cos^2 \alpha + k_m \cdot \sin^2 \alpha)}{2000 \cdot k_m \cdot k_\delta \cdot \sigma_{cm} \cdot (h - h_x)},$$

де γ – питома вага руди, кН/м³;

H – глибина розробки, м;

n – коефіцієнт запасу, що дорівнює 1,4 – 1,7;

h – відстань по вертикалі між ходками, що дорівнює 4 – 8 м;

b_x – ширина ходку, що дорівнює 2 м;

α – кут падіння рудного тіла, град.;

k_m – коефіцієнт структурного ослаблення, що дорівнює 0,2 – 0,4;

k_δ – коефіцієнт що враховує час стоянки цілика, що дорівнює 0,7;

σ_{cm} – границя міцності руди на стискання, МПа;

h_x – висота ходку, що дорівнює 2 м.

Ширину стелини визначають за формулами (1.11) – (1.13).

При системах розробки з кріпленням посиленням розпірним кріпленням висота блоку дорівнює 30 – 45 м, а довжина становить – 30 – 60 м.

При системах розробки з кріпленням станковим кріпленням висота блоку дорівнює 30 – 45 м, а довжина становить – 30 – 60 м.

При покрівлеуступній системі розробки із закладанням визначають висоту і довжину блоку, товщину підривання бокових порід. Висота блоку дорівнює 40 – 50 м, а довжина становить – 20 – 25 м. Товщину підривання бокових порід для закладання ними виробленого простору

$$l_n = \frac{k_3 \cdot m}{k \cdot K_p - k_3}, \text{ м}, \quad (1.16)$$

де k_3 – коефіцієнт повноти закладання виробленого простору, що дорівнює 0,75 – 0,8;

m – потужність покладу, м;

k – коефіцієнт, що враховує потрапляння порожньої породи в руду, що дорівнює 0,8 – 0,95 (залежно від умов сортування у вибої відбитої рудної маси);

K_p – коефіцієнт розпушення породи

$$K_p = 0,16 \cdot \sqrt{f} + 1,34, \quad (1.17)$$

де f – коефіцієнт міцності порід.

При системах розробки горизонтальними шарами із закладанням і низхідним шаровим відпрацюванням із закладанням висоту блоку приймають таку, що дорівнює 30 – 60 м, а довжина становить – 30 – 120 м.

При системах розробки похилими шарами із закладанням висота блоку дорівнює 35 – 45 м, а довжина становить – 25 – 35 м.

При підповерхово і поверхово-камерних системах розробки із закладанням виробленого простору твердіючими сумішами, визначають розміри камер першої та наступної черг відпрацювання. Висота камери дорівнює висоті поверху і становить – 60 – 120 м.

Міцність гірських порід і штучного масиву від їх міцності:

- при $f \leq 7$

$$\sigma_{cm} = 1000 \cdot f, \text{ т/м}^2; \quad (1.18)$$

- при $f > 7$

$$\sigma_{cm} = 3000 \cdot (f + 5 - \sqrt{10 \cdot f + 25}), \text{ т/м}^2. \quad (1.19)$$

Для камер прямокутної форми допустимі еквівалентні розміри оголення порід визначаються з рішень:

- похиле або вертикальне оголення за простяганням покладу

$$L_n = \frac{\pi^2}{\pi - 2 \sin \beta} \cdot \sqrt{\frac{\sigma_{cm}}{K_{pn} \cdot \gamma \cdot H}}, \text{ м}; \quad (1.20)$$

- горизонтальне або похиле вхрест простягання покладу

$$L_k = \pi^2 \cdot \sqrt{1 + \sin 2i_k \cdot \frac{\sigma_{cm}}{K_{pn} \cdot \gamma \cdot H}}, \text{ м}; \quad (1.21)$$

- вертикальне вхрест простягання покладу

$$L_g = \pi^2 \cdot \sqrt[3]{3 \cdot f} \cdot \sqrt{\frac{\sigma_{cm}}{K_{pn} \cdot \gamma \cdot H}}, \text{ м}, \quad (1.22)$$

де i_k – кут нахилу покрівлі камери за простяганням, град.;

β – кут падіння порід висячого боку, град.;

γ – зазначена об'ємна вага порід, т/м³;

H – глибина проведення гірничих робіт (розробки) до середини поверху або підповерху, м.

K_{pn} – коефіцієнт розвантаження напружень у надпрацьованому рудному масиві і розташованому під закладеним виробленим простором, для камер у лежачому боці $K_{pn} = 0,4$, для центральних – $0,6$, для камер у висячому боці – $K_{pn} = 1,2$, для камер, що відпрацьовуються на всю потужність покладу – $K_{pn} = 0,75$, у закладеному масиві (закладці), незалежно від розташування камери – $K_{pn} = 0,2$.

Розміри очисної камери:

- ширина

$$B = \frac{L_n \cdot h_k}{\sqrt{h_k^2 - L_n^2}}, \text{ м}; \quad (1.23)$$

$$B = \frac{L_k \cdot A}{\sqrt{A^2 - L_k^2}}, \text{ м}; \quad (1.24)$$

- довжина

$$A = \frac{L_e \cdot h_k}{\sqrt{h^2 - L_e^2}}, \text{ м}, \quad (1.25)$$

де h_k – висота очисної камери, м.

При системах розробки шаровим обваленням висота і довжина блоку за даними практики становить 40 – 50 м.

При системах розробки з обваленням руди і випуском її з-під обвалених порід визначають довжину, висоту блоку, висоту підповерху, довжину, ширину панелей, відстань між виробками приймального горизонту і виробками випуску. Висота поверху у більшості випадків приймається у межах 60 – 90 м. При неправильній формі покладів і похилому падінні – 45 – 60 м. Довжина блоку за простяганням визначається економічно доцільною довжиною доставки руди і з умови підтримки виробок приймальних горизонтів. Максимальна економічно доцільна довжина скреперної доставки – 25 – 30 м. При двосторонньому відпрацюванні блоку довжина доставки складає 50 – 60 м, а при односторонньому – 30 – 35 м. При підповерховому обваленню і застосуванні на доставці руди самохідного обладнання довжину блоку з метою поліпшення використання обладнання часто збільшують. В умовах великого тиску довжину блоку, особливо при поверховому обваленні, варто приймати не більше 40 – 50 м. Вона повинна задовольняти умову

$$L_{\sigma} \leq 0,5 \cdot h_{нов}, \text{ м}. \quad (1.26)$$

Мінімальна висота підповерху

$$h_{нид} = tg\beta \cdot (S - d_e), \text{ м}, \quad (1.27)$$

де $tg\beta$ – тангенс середнього кута руху руди, що дорівнює 7,1 – 7,3 – для дрібної руди і 3,3 – 3,4 – для крупної руди;

S – відстань між випускними отворами, м;

d_e – діаметр випускного отвору, м.

За виробничими даними шахт рекомендується такий діаметр дучок при різній відстані між ними:

Відстань між дучками, S , м	4	4,5	5	5,5	6	6,5	7
Діаметр дучки, d_e , м	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,5

Ширина панелі приймається кратною відстані між виробками доставки або розраховується

$$B_n = (0,27 \dots 0,36) \cdot h_{nid}, \text{ м.} \quad (1.28)$$

При системах розробки з самообваленням руди висота блоку дорівнює 60 – 150 м, а ширина дорівнює довжині лінії простягання.

Для стовпових систем розробки визначають довжину, ширину виймального стовпа, довжину заходки або лави, ширину заходки. Довжина стовпа змінюється у межах 50 – 100 м на металевих шахтах з відбиванням руди буропідричним способом, 100 – 250 м – на шахтах з механічним і вибуховим відбиванням при розробці заходками, 800 – 1000 м – при вийманні стовпів рядами, 1000 – 1500 м – на калійних шахтах з механічним відбиванням. Ширина стовпа змінюється від 20 – 70 м при односторонньому відпрацювання заходок до 50 – 80 м при двосторонньому відпрацювання заходок на марганцевих шахтах, 100 – 120 м на калійних шахтах. Довжина заходки приймається 30 – 60 м, а довжина лави становить 90 – 300 м. Ширина заходки на практиці приймається 2,8 – 7,5 м.

Визначивши розміри очисного блоку і його елементів, варто остаточно прийняти зазначені розміри для проектування з урахуванням конструктивних та інших особливостей.

1.6 Доставка руди і параметри днища блоку

У значній мірі ефективність видобутку в цілому визначають найважливіші виробничі процеси – випуск, навантаження і доставка руди. **Доставка руди** – це переміщення руди в межах очисного простору від місця її відбивання до місця навантаження її в транспортні засоби на основному горизонті. На частку цього процесу припадає 30 – 50% загальних трудових і матеріальних витрат на очисні роботи і лише в окремих випадках не перевищує 10%. Продуктивністю доставки руди, зазвичай, визначається інтенсивність очисної виїмки, а отже, і концентрація гірничих робіт. Широкий спектр гірничо-геологічних умов розробки зумовлює різноманітність технологічних схем доставки руди, типів і типорозмірів використовуваного обладнання, комплексів машин і механізмів. Вибір технологічної схеми, а також відповідного обладнання у багатьох випадках вимагає техніко-економічного обґрунтування. При цьому для обмеження числа порівнюваних варіантів варто, з одного боку, керуватися досвідом передових у технічному відношенні рудних шахт, а з іншого боку враховувати вже наявні рекомендації щодо застосування того чи іншого обладнання.

Скреперна доставка руди. Застосовується для доставки руди з будь-якою межею міцності на відстань до 35 – 40 м і інколи до 80 – 100 м. Вона здійснюється за допомогою скреперної установки, яка складається зі скреперної лебід-

ки, скрепера, блочка і канатів (вантажного і порожнякового). Сутність скреперної доставки руди полягає в тому, що відбита руда по дучках надходить на підшву виробок доставки (скреперування) і скреперною лебідкою зі скрепером доставляється до рудоспусків.

Мінімальна безпечна відстань між випускними отворами, яка забезпечує стійкість виробок днища при випуску руди, відповідно до гіпотези Турнера-Шевякова, для різних схем горизонту скреперування становить

$$a \geq k_1 \cdot l_0 \cdot \sqrt{\frac{k_2 \cdot \sigma_{cm}}{\sigma_{cm} - 0,002 \cdot \gamma \cdot H}}, \text{ м}, \quad (1.29)$$

де k_1 і k_2 – коефіцієнти, залежать від розташування випускних отворів, рівні $k_1 = 1, k_2 = 2$; $k_1 = 1,3, k_2 = 2$; $k_1 = 1, k_2 = 1$ при розташуванні випускних отворів відповідно по прямокутній сітці (рис. 1.41, а), по шаховій сітці (рис. 1.41, б) і при односторонньому розташуванні (рис. 1.41, в)

l_0 – довжина ніші під дучки приймається < 2 м;

σ_{cm} – границя міцності порід днища на стиск, МПа;

γ – середня питома вага порід, кН/м³;

H – глибина від поверхні, м.

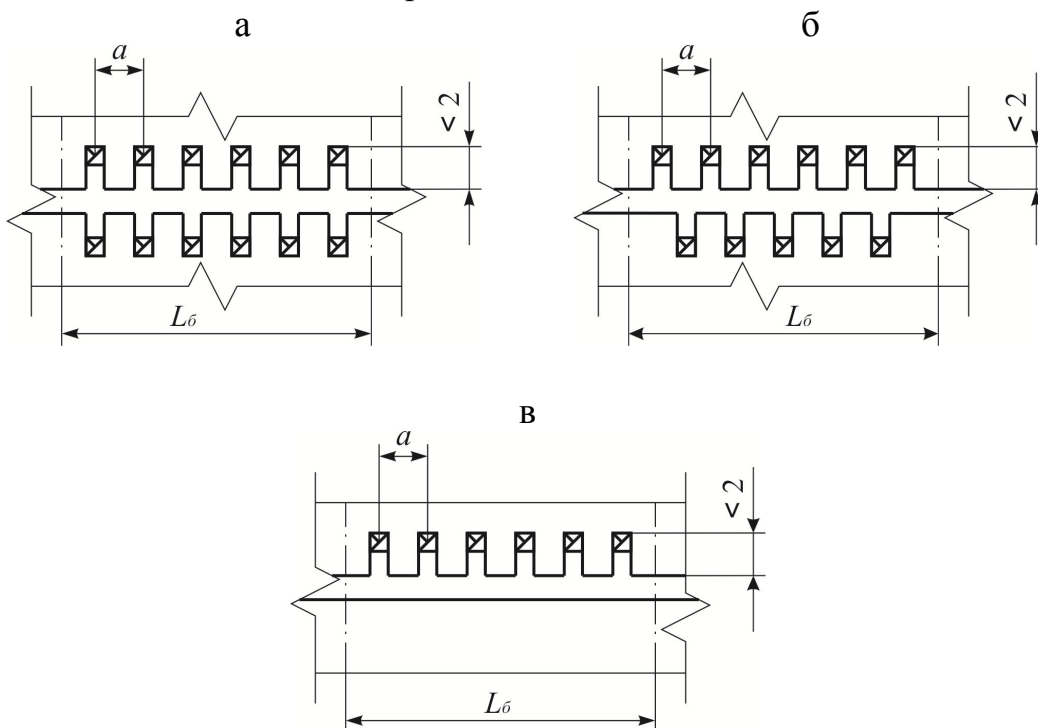


Рис. 1.41. Схеми горизонту скреперування при донному випуску руди з двостороннім по прямокутній сітці (а), з двостороннім по шаховій сітці (б), односторонньому з розташуванням випускних отворів (в)

Кількість випускних отворів з одного боку

$$N_o = 1 + \frac{L_0 - a}{a}, \text{ шт.} \quad (1.30)$$

Фактична відстань між випускними отворами

$$a_{\phi} = \frac{L_{\sigma} - a}{N_o - 1}, \text{ м.} \quad (1.31)$$

Доставка руди вібраційними конвеєрами або живильниками. Доставка руди за допомогою вібраційних конвеєрів і живильників при підземній розробці рудних родовищ сьогодні широко застосовується на багатьох рудних шахтах. Сутність такої доставки руди полягає в тому, що відбита руда через дучки або траншею надходить на лоток вібраційного конвеєра або живильника, за допомогою якого навантажується у вагонетки або в рудоспуски. Відмінною особливістю доставки руди є переміщення матеріалу безперервним потоком з постійною продуктивністю, не залежною від довжини транспортування. На рис. 1.42 подано розрахункову схему днища блоку при доставці руди вібраційними живильниками або конвеєрами.

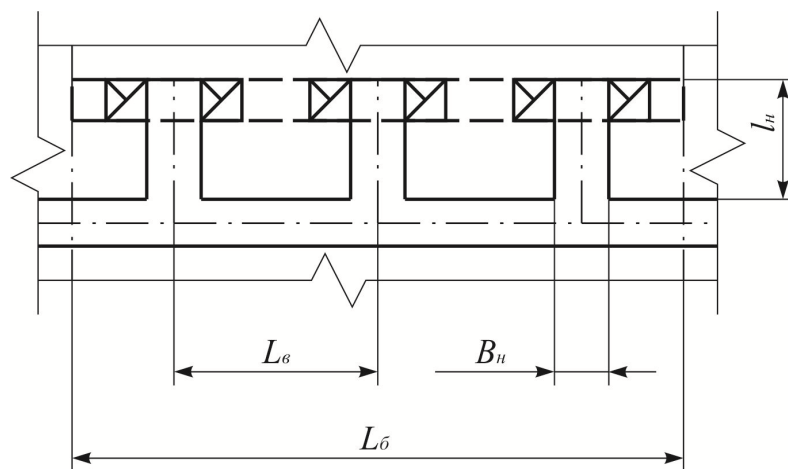


Рис. 1.42. Розрахункова схема днища блоку при доставці руди вібраційними живильниками або конвеєрами

Довжина ніші під вібраційний живильник або конвеєр l_n дорівнює довжині вібраційного живильника або конвеєра.

Ширина ніші під вібраційний живильник або конвеєр у проходці

$$B_n = b_l + 2 \cdot m + 2 \cdot \delta_k, \text{ м,} \quad (1.32)$$

де b_l – ширина лотка вібраційного живильника або конвеєра, м;

m – мінімальна ширина для монтажу живильника або конвеєра, що дорівнює 0,8 м;

δ_k – ширина бетонного кріплення, що дорівнює 0,2 – 0,4 м.

Відстань між центрами ніш

$$L_{\epsilon} = B_n + 2 \cdot \frac{h_o}{\text{tg}\beta}, \text{ м,} \quad (1.33)$$

де h_o – висота укусу відбитої руди, рівна $h_o = 0,38 \cdot e^{0,055 \cdot \beta}$, м;

β – кут природного укусу руди, дорівнює згідно з БНіП-П-94-80 для порід і незлежувальної руди $\beta \geq 60^\circ$ і для злежувальної руди $\beta \geq 70^\circ$.

Кількість вібраційних живильників або конвеєрів

$$N_e = 1 + \frac{L_{\delta} - L_e}{L_e}, \text{ шт.} \quad (1.34)$$

Фактична відстань між центрами ніш

$$L_{\phi} = \frac{L_{\delta} - L_e}{N_e - 1}, \text{ м.} \quad (1.35)$$

Доставка руди самохідним обладнанням. Самохідне навантажувальне і постачальне обладнання сьогодні набуває все більшого поширення. При видобутку руди застосовують в основному такі його види: вантажні машини періодичної дії в комплексі з електровозною відкаткою, вантажні машини безперервної дії в комплексі з автосамоскидами і самохідними вагонами, вантажно-транспортні машини, вантажно-постачальні машини в комплексі з автосамоскидами, самохідні вагони або електровозна відкатка. Сутність доставки руди самохідним обладнанням полягає в тому, що відбита руда через дучки або через траншею надходить на підшву виробок доставки (навантажувальні заїзди або камери) і з них вантажними машинами навантажуються в транспортні засоби або доставляється в рудоспуски. Застосовується такий вид доставки з добре роздробленою рудою з будь-якою межею міцності. На рис. 1.43 подано розрахункову схему днища блоку при доставці руди самохідними вантажно-постачальними машинами.

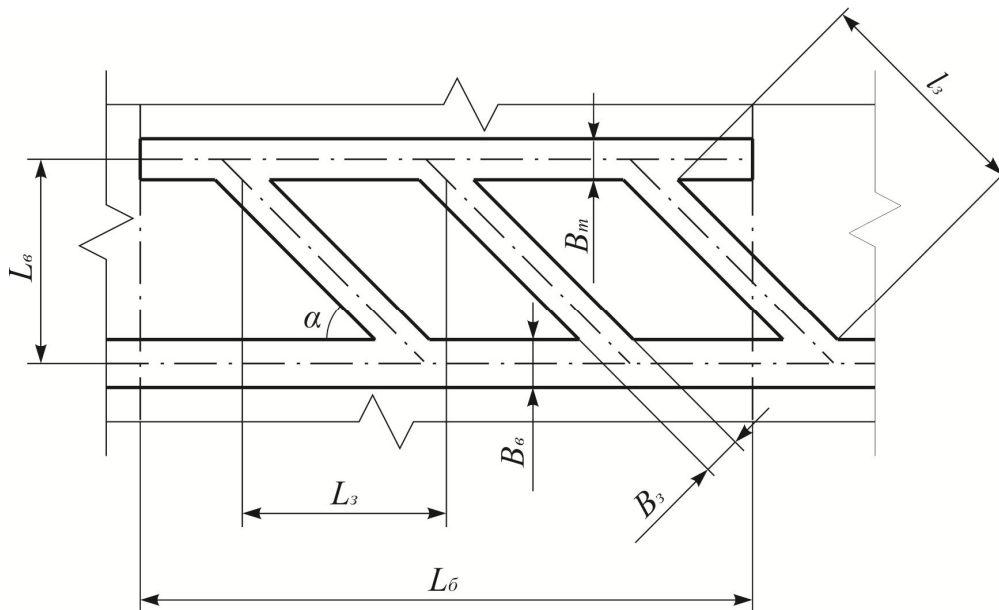


Рис. 1.43. Розрахункова схема днища блоку при доставці руди самохідними вантажно-постачальними машинами

Ширина відкотних виробок у проходці, в яких можливе пересування людей

$$B_e = a + B_m + b + 2 \cdot \delta_k, \text{ м,} \quad (1.36)$$

де a – ширина пішохідної доріжки, яка дорівнює 1,0 і 1,2 м відповідно за наявності піднесеного на 0,3 м над полотном дороги тротуару або обладнанні через кожні 25 м ніши для укриття пішоходів;

B_m – ширина машини, м;

b – зазор між машиною і стінкою виробки, що дорівнює 0,5 м;

δ_k – товщина кріплення відкотної виробки, м;

Ширина навантажувальних заїздів, а також виробок, де виключається можливість знаходження людей окрім обслуговуючого персоналу, при швидкості руху машини не більше 10 км/год

$$B_3 = B_m + 2 \cdot 0,6, \text{ м.} \quad (1.37)$$

Довжина навантажувального заїзду

$$l_3 = L_m + \frac{H_m + (0,8 \dots 1,1)}{\text{tg}45^\circ}, \text{ м,} \quad (1.38)$$

де L_m – довжина машини, м;

H_m – висота машини, м.

Відстань між центрами відкотної та траншейної виробками

$$L_6 = l_3 \cdot \sin \alpha + 0,5 \cdot (B_6 + B_m), \text{ м,} \quad (1.39)$$

де α – кут між відкотною виробкою і навантажувальним заїздом, що дорівнює 45 – 90°;

B_m – ширина в проходці траншейної виробки, м.

Відстань між центрами навантажувальних заїздів

$$L_3 = B_3 + 2 \cdot \frac{h_o}{\text{tg}\beta}, \text{ м.} \quad (1.40)$$

Кількість навантажувальних заїздів

$$N_3 = 1 + \frac{L_6 - L_3}{L_3}, \text{ шт.} \quad (1.41)$$

Фактична відстань між центрами навантажувальних заїздів

$$L_\phi = \frac{L_6 - L_3}{N_3 - 1}, \text{ м.} \quad (1.42)$$



Питання для самоконтролю

1. Дайте визначення системі розробки рудних родовищ.
2. Які вимоги висувають до систем розробки.
3. Наведіть порядок вивчення системи розробки.
4. На яких ознаках ґрунтується побудова класифікацій систем розробки.
5. Охарактеризуйте класифікацію Мак-Клеланда.
6. Охарактеризуйте класифікацію Є.П. Прокоп'єва.
7. Охарактеризуйте класифікацію М.А. Старикова.
8. Охарактеризуйте класифікацію М.І. Трушкова.

9. Охарактеризуйте класифікацію гірничого бюро США.
10. Охарактеризуйте класифікацію В.Р. Іменітова.
11. Охарактеризуйте класифікацію М.І. Агошкова.
12. Охарактеризуйте класифікацію М.М. Кононенка.
13. Наведіть особливість класу систем розробки з відкритим очисним простором.
14. Дайте коротку характеристику групі покрівлеуступних систем розробки.
15. Дайте коротку характеристику групі суцільних систем розробки.
16. Дайте коротку характеристику групі камерно-стовпових систем розробки.
17. Дайте коротку характеристику групі підповерхово-камерних систем розробки.
18. Дайте коротку характеристику групі поверхово-камерних систем розробки.
19. Наведіть особливість класу систем розробки з магазинуванням руди в очисному просторі.
20. Дайте коротку характеристику групі систем розробки з магазинуванням руди і відбиванням з магазину.
21. Дайте коротку характеристику групі поверхово-камерних систем розробки з магазинуванням руди.
22. Наведіть особливість класу систем розробки з кріпленням очисного простору.
23. Дайте коротку характеристику групі систем розробки з кріпленням посиленням розпірним кріпленням.
24. Дайте коротку характеристику групі систем розробки з кріпленням станковим кріпленням.
25. Наведіть особливість класу систем розробки із закладанням очисного простору.
26. Дайте коротку характеристику групі систем розробки горизонтальними шарами із закладанням.
27. Дайте коротку характеристику групі систем розробки похилими шарами із закладанням.
28. Дайте коротку характеристику групі покрівлеуступних систем розробки із закладанням.
29. Дайте коротку характеристику групі систем розробки низхідним шаровим відпрацюванням із закладанням.
30. Дайте коротку характеристику групі підповерхово-камерних систем розробки із закладанням.
31. Дайте коротку характеристику групі поверхово-камерних систем розробки із закладанням.
32. Наведіть особливість класу систем розробки з обваленням вміщуючих порід.
33. Дайте коротку характеристику групі систем розробки шарового обвалення.

34. Дайте коротку характеристику групі стовпових систем розробки з обваленням покрівлі.

35. Дайте коротку характеристику групі систем розробки підповерхового обвалення.

36. Дайте коротку характеристику групі систем розробки поверхового обвалення.

37. Дайте коротку характеристику групі систем розробки поверхового само обвалення.

38. Наведіть і охарактеризуйте постійні фактори, які враховуються при виборі системи розробки.

39. Наведіть і охарактеризуйте змінні фактори, які враховуються при виборі системи розробки.

40. Наведіть послідовність вибору системи розробки.

41. Які фактори впливають на параметри системи розробки?

42. Порядок визначення параметрів днища блоку при скреперній доставці руди.

43. Порядок визначення параметрів днища блоку при доставці руди вібраційними живильниками або конвеєрами.

44. Порядок визначення параметрів днища блоку при доставці руди самохідним обладнанням.



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 1

1. Агошков, М.И. Подземная разработка рудных месторождений [Текст] / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.

2. Агошков, М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений [Текст]: учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.

3. Байкануров, О.А. Совершенствование днищ блоков на рудниках [Текст] / О.А. Байкануров, А.Т. Рыков. – М.: Недра, 1977. – 159 с.

4. Байконуров, О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений [Текст] / О.А. Байконуров. – Алма-Ата, 1969.

5. Баранов, А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд [Текст]: Справочное пособ. / А.О. Баранов – М.: Недра, 1993. – 283 с.

6. Баранов, А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд [Текст] / А.О. Баранов. – М.: Недра, 1985. – 224 с.

7. Борисенко, С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений [Текст] / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1977. – 296 с.

8. Борисенко, С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений [Текст] / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262 с.
9. Горбман, Ю.М. Альбом наиболее распространенных систем разработки железорудных месторождений подземным способом [Текст] / Ю.М. Горбман. – Днепропетровск, 1982. – 58 с.
10. Единые правила безопасности при взрывных работах [Текст]. – Утв. Госгортехнадзором Украины. 25.03.92. – К.: Норматив, 1992. – 171 с.
11. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом [Текст]. – Утв. Госгортехнадзором СССР. 31.08.71. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1977. – 223 с.
12. Именитов, В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений [Текст]: учеб. пособие / В.Р. Именитов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 504 с.
13. Инструкция по определению параметров очистной выемки при системах разработки с твердеющей закладкой на запорожском железорудном комбинате [Текст]. – Кривой Рог.: ГП «НИГРИ», 2011. – 30 с.
14. Малахов, Г.М. Основные расчеты систем разработки рудных месторождений [Текст] / Г.М. малахов, В.К. Мартынов, Г.Т. Фаустов, И.А. Кучерявенко. – М.: Недра, 1968. – 276 с.
15. Мартынов, В.К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений [Текст] / В.К. Мартынов. – К.: Вища школа, 1987. – 216 с.
16. Нифонтов, Б.И. Сплошная система разработки пологопадающей мало-мощной рудной залежи [Текст] / Б.И. Нифонтов, И.И. Бессонов, В.Н. Боборыкин. – Л.: Наука, 1974. – 69 с.
17. Панин, И.М. Задачник по подземной разработке рудных месторождений [Текст] / И.М. Панин, И.А. Ковалев. – М.: Недра, 1964. – 212 с.
18. Порцевский, А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология [Текст] / А.К. Порцевский. – М.: МГГУ, 2003. – 767 с.
19. Скорняков, Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин [Текст] / Ю.Г. Скорняков. – М.: Недра, 1986. – 204 с.
20. Скорняков, Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд [Текст] / Ю.Г. Скорняков. – М.: Недра, 1978. – 232 с.
21. Справочник по горнорудному делу [Текст] / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.
22. Справочник по горнорудному делу [Текст]: Т. 3. / под ред. А.М. Терпигорева, Р.П. Каплунова. – М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу. – 1961.
23. Умнов, А.Е. Охрана труда и противопожарная защита в горнорудной промышленности [Текст]: учеб. / А.Е. Умнов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. – 246 с.
24. Хетагуров, Г.Д. Классификация и сравнительная оценка подземных систем разработки [Текст] / Г.Д. Хетагуров. – Орджоникидзе.: Северо-Осетинский госуниверситет им. К.Л. Хетагурова, 1986. – 88 с.

РОЗДІЛ 2 ПІДГОТОВЧІ ТА НАРІЗНІ РОБОТИ

2.1 Форма, переріз і кріплення виробок

Після вибору системи розробки та визначення її основних параметрів у межах видобувної одиниці (камери, блоку, панелі) проводять комплекс підготовчих та нарізних виробок. Залежно від конструкції системи розробки та особливостей проведення гірничих робіт, визначають кількість виробок, їх призначення, розташування в просторі і послідовність проведення. Для розрахунку проведення виробки в конкретних гірничо-геологічних умовах, визначаються з її формою і площею поперечного перерізу, видом кріплення і вибором гірничого обладнання для її проведення.

Факторами, що визначають форму поперечного перерізу виробки, є: фізико-механічні властивості гірських порід, призначення і термін служби виробки, матеріал кріплення, положення виробки в просторі, розміри поперечного перерізу виробки, величина і напрям гірського тиску. Залежно від зазначених факторів гірничі виробки мають різні форми поперечного перерізу. У виробничій практиці для горизонтальних і похилих виробок найбільшого поширення набули прямокутно-склепінчаста, підковоподібна, при розробці м'яких руд – кругла і арочна, а при розробці тонких жил трапецієвидна форми поперечного перерізу гірничих виробок. Форма поперечного перерізу виробки визначається зручністю її експлуатації, матеріалом і конструкцією кріплення, які у свою чергу повинні забезпечити сталий її стан протягом всього терміну слугування при мінімальних витратах. На вибір форми впливає інтенсивність гірського тиску і, як наслідок застосовуваний вид кріплення. Залежно від форми поперечного перерізу гірничої виробки застосовують різні види кріплення. Прямокутно-склепінчаста форма застосовується при використанні жорсткого металевого кріплення, полегшених видів кріплення – анкерів, набризкбетону і комбінованого (анкера і набризкбетону, анкера з сіткою, анкера з сіткою і набризкбетоном). Підковоподібні виробки застосовуються при використанні уніфікованого піддатливого кріплення типу УПК, трапецієвидна – при використанні дерев'яного рамного кріплення. Кругла форма застосовується при використанні кільцевого податливого кріплення, а арочна при використанні аркового піддатливого кріплення. Такі форми перерізу застосовуються з урахуванням виробничого досвіду проведення і кріплення гірничих виробок, а також з урахуванням забезпечення найбільш вигідної конструкції кріплення за її характеристиками міцності і техніко-економічними показниками. З досвіду роботи рудних шахт орієнтовний вид кріплення горизонтальних гірничих виробок визначається за табл. 2.1.

Таблиця 2.1

Орієнтовні види кріплення для горизонтальних гірничих виробок

Категорія виробки	Коефіцієнт міцності руди або порід, f					
	≤ 4	5 – 8	9 – 11	12 – 15	≥ 16	
	Вид кріплення (крок установки, м)					
Відкотна	УПК (0,5)	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м з сіткою	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м з сіткою	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м	Без кріплення	
		Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м і набризкбетон товщиною 0,07 м	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м і набризкбетон товщиною 0,05 – 0,07 м			
	КПК-4 (0,5 – 0,8)	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м з сіткою і набризкбетон товщиною 0,07 м	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м з сіткою і набризкбетон товщиною 0,05 – 0,07 м	Набризкбетон товщиною 0,05 м		
		УПК (1,0)				
Горизонту доставки	УПК (0,3)	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м з сіткою	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м з сіткою	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м з сіткою	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м	
		Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м і набризкбетон товщиною 0,07 м	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м і набризкбетон товщиною 0,07 м			
	КПК-4 (0,5–0,8)	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м з сіткою і набризкбетон товщиною 0,07 м	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м з сіткою і набризкбетон товщиною 0,07 м	Набризкбетон товщиною 0,05 – 0,07 м		Набризкбетон товщиною 0,05 м
		УПК (0,5)				
Вентиляційні	УПК (0,5)	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м	Без кріплення	Без кріплення	
	КПК-4 (0,5 – 0,8)	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м з сіткою	Набризкбетон товщиною 0,05 – 0,07 м			
		УПК (1,0)				
Бурова, відрізна, підсічна, очисна	КЖ-17 (1,0)	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м з сіткою	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м	Без кріплення	Без кріплення	
		Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м и набризкбетон товщиною 0,07 м				
	АПК-3 (0,5 – 1,0)	Анкера довжиною 1,6 – 2,4 м з сіткою і набризкбетон товщиною 0,07 м	Набризкбетон товщиною 0,05 – 0,07 м			
		КЖ-17 (1,0 – 1,5)				

Для рудних шахт розроблено уніфіковане піддатливе кріплення типу УПК (рис. 2.1). Його застосовують в умовах несталого гірського тиску і в зоні впливу очисних робіт. Основними перевагами є: підковоподібна форма, близька до обрису зводу природної рівноваги, велика піддатливість і можливість управління зсувом кріплення, невелика різниця між площами поперечного перерізу вироб-

ки в проєкті й начорно. Характеристика основних типорозмірів кріплення і переріз гірничих виробок, які закріплені кріпленням типу УПК подано в табл. 2.2.

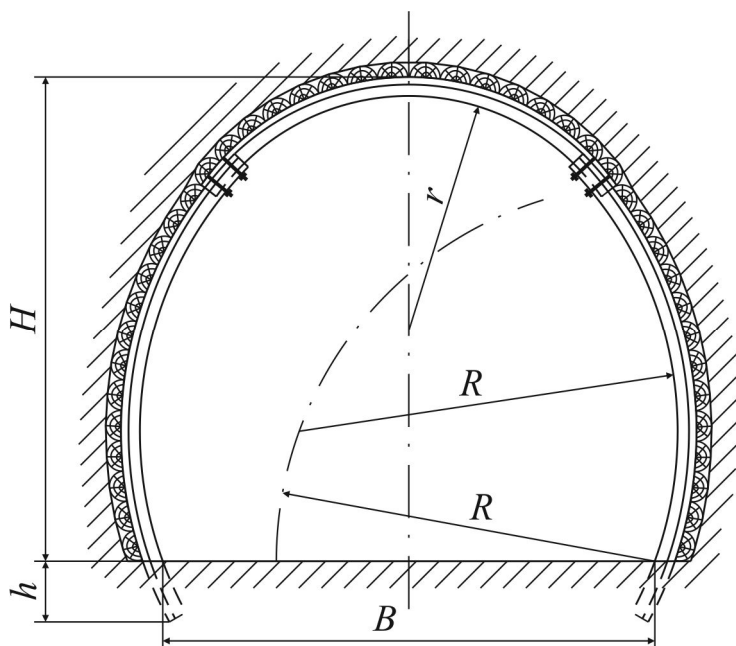


Рис. 2.1. Поперечний переріз виробки яка закріплена уніфікованим піддавальним кріпленням УПК

Таблиця 2.2

Переріз виробок, закріплених кріпленням УПК

Шифр		Розміри кріплення, мм						Маса комплекту, кг
Кріплення	Профіль	Площа поперечного перерізу виробки начорно, м ²	Висота виробки начорно, H, мм	Глибина заглиблення кріплення в підшву виробки, h, мм	Радіус арки, r, мм	Радіус ніжки, R, мм	Ширина виробки в проєкті, B, мм	
УПК-17-3,7	СВП-17	4,8	2000	200	760	2500	1980	175
УПК-17-4,3	СВП-17	5,7	2100	200	900	2500	2150	180
УПК-17-8,5	СВП-17	10,5	3000	200	1300	2500	3125	219
УПК-17-9,8	СВП-17	11,9	3100	400	1550	2500	3300	227
УПК-27-4,3	СВП-27	5,7	2100	200	900	2500	2180	253
УПК-27-8,5	СВП-27	10,5	3000	320	1120	2500	3000	321
УПК-27-9,8	СВП-27	11,9	3200	400	1550	2500	3250	352

Підтримання виробок, проведених в неміцних і нестійких породах при стабілізуючих у часі зсувах масиву застосовується металеве кріплення арочне жорстке зі спеціального профілю СВП типу КЖ-17 (рис. 2.2). Характеристика основних розмірів кріплення та переріз гірничих виробок, які закріплені кріпленням КЖ, подано в табл. 2.3.

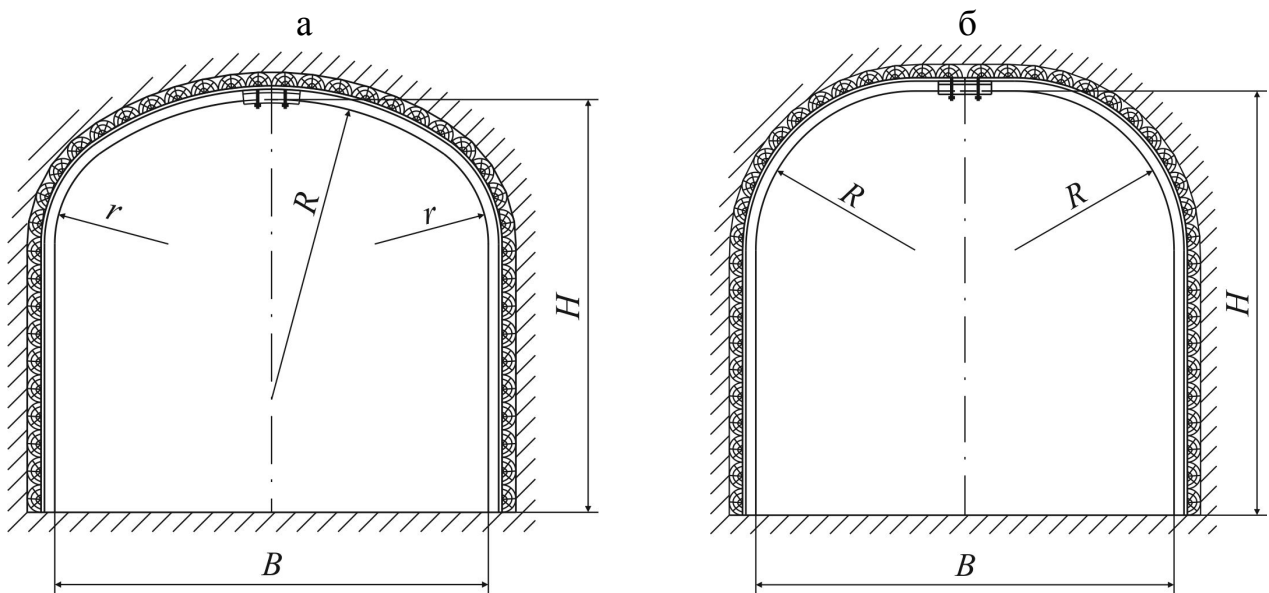


Рис. 2.2. Поперечний переріз виробки закріпленої арковим жорстким кріпленням КЖ-17-1 і КЖ-17-2 (а), КЖ-17-3 (б)

Таблиця 2.3

Перерізи виробок закріплених кріпленням КЖ

Шифр		Площа поперечного перерізу виробки начорно, м ²	Розміри кріплення, мм				Маса комплекту, кг
Кріплення	Профіль		B, мм	H, мм	R, мм	r, мм	
КЖ-17-1	СВП-17	9,7	2850	2800	1972	747	154,38
КЖ-17-2	СВП-17	10,8	3150	3000	2180	825	156,72
КЖ-17-3	СВП-17	11,2	3150	3200	1200	-	164,13

Підтримання виробок, проведених у німцічних породах, при невеликому стабілізуючому в часі зсуву масиву з обмеженим терміном експлуатації, а також у відкотних штреках при розробці крутоспадних рудних жил застосовується кріплення дерев'яними трапецієподібними рамами (рис. 2.3). Характеристика основних типорозмірів перерізу гірничих виробок, які закріплені дерев'яними трапецієподібними рамами, подано в табл. 2.4.

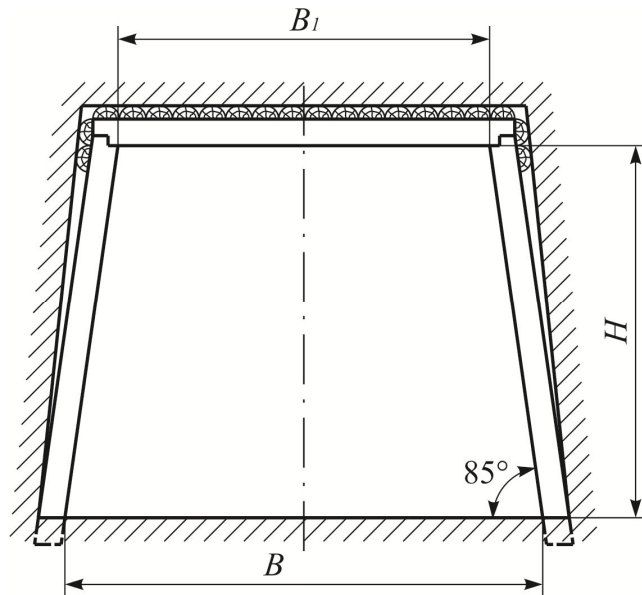


Рис. 2.3. Поперечний переріз виробки яка закріплена дерев'яними трапецієподібними рамами

Таблица 2.4

Перерізи виробок трапецієподібної форми

Позначення перерізу	Ширина по низу, B , мм	Ширина по верху, B_1 , мм	Висота, H , мм	Площа поперечного перерізу начорно, m^2
T-5,3	2360	1750	2580	5,3
T-6,1	2580	1900	2720	6,1
T-7,0	2800	2180	2800	7,0
T-7,5	2900	2240	2900	7,5
T-8,4	3870	3280	2360	8,4
T-9,8	4120	3450	2580	9,8
T-11,0	4370	3750	2720	11,0
T-12,6	4870	4150	2800	12,6
T-13,6	5000	4370	2900	13,6

У наш час велике поширення набула прямокутно-склепінчаста форма поперечного перерізу гірничих виробок (рис. 2.4). Ця форма застосовується при використанні зміцнюючого кріплення. Характеристика основних перерізів гірничих виробок прямокутно-склепінчастою формою подано в табл. 2.5.

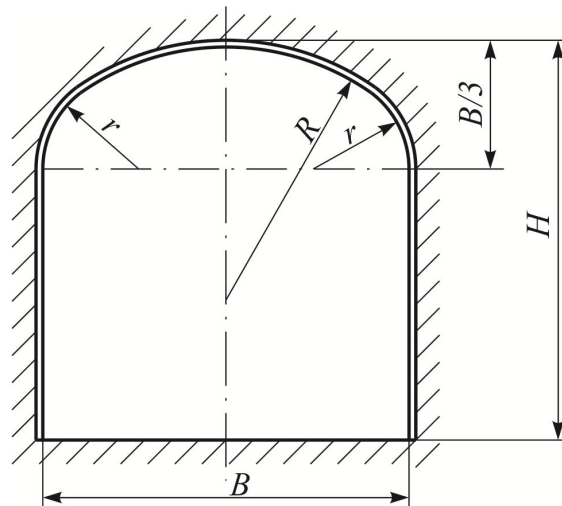


Рис. 2.4. Поперечний переріз виробки прямокутно-склепінчастої форми

Таблица 2.5

Перерізи виробок прямокутно-склепінчастою форми

Позначення перерізу	Ширина, B , мм	Висота, H , мм	Радіус бічної дуги склепіння, r , мм	Радіус осьової дуги склепіння, R , мм	Площа поперечного перерізу в проствіті, m^2
ПС-3,7	1800	2200	472	1246	3,7
ПС-4,5	1800	2700	472	1246	4,5
ПС-6,7	2700	2700	707	1868	6,7
ПС-6,9	3200	2400	838	2214	6,9
ПС-7,6	2900	2800	760	2007	7,6
ПС-8,3	3100	2900	812	2145	8,3
ПС-9,1	3000	3200	786	2076	9,1
ПС-9,7	3200	3200	838	2214	9,7
ПС-10,8	3450	3350	904	2387	10,8
ПС-11,2	4000	3000	1048	2768	11,2
ПС-11,8	3750	3350	930	2460	11,8
ПС-12,1	3900	3350	1022	2699	12,1
ПС-12,4	3650	3650	956	2526	12,4
ПС-12,8	3800	3650	996	2630	12,8
ПС-13,5	4000	3650	1048	2768	13,5
ПС-14,0	4000	3800	1048	2768	14,0
ПС-14,3	4300	3650	1127	2976	14,3
ПС-14,9	5000	3350	1310	3460	14,9
ПС-15,5	4700	3650	1231	3252	15,5
ПС-16,2	4700	3800	1231	3252	16,2
ПС-17,2	5000	3800	1310	3460	17,2
ПС-18,2	5000	4000	1310	3460	18,2
ПС-18,8	4500	4500	1179	3114	18,8
ПС-18,8	4000	5000	1048	2768	18,8
ПС-19,9	5000	4350	1310	3460	19,9
ПС-23,2	5000	5000	1310	3460	23,2
ПС-25,3	5500	5000	1441	3806	25,3
ПС-28,0	5500	5500	1441	3806	28,0

Площа поперечного перерізу виробки начорно

$$S_{\text{вч}} = B_1 \cdot \left(H_1 - \frac{B_1}{3} + 0,26 \cdot B_1 \right), \text{ м}^2, \quad (2.1)$$

де B_1 – ширина виробки начорно

$$B_1 = B + 2 \cdot \delta, \text{ м}, \quad (2.2)$$

де δ – товщина кріплення, м;

H_1 – висота виробки начорно

$$H_1 = H + \delta, \text{ м}. \quad (2.3)$$

При розробці м'яких (марганцевих) руд стовповими системами розробки з відпрацюванням заходками найбільшого поширення набули кільцева і арочна піддатливі металеві кріплення (рис. 2.5 а, б). Характеристика основних перерізів гірничих виробок круглої і аркової форми подано в табл. 2.6 і 2.7.

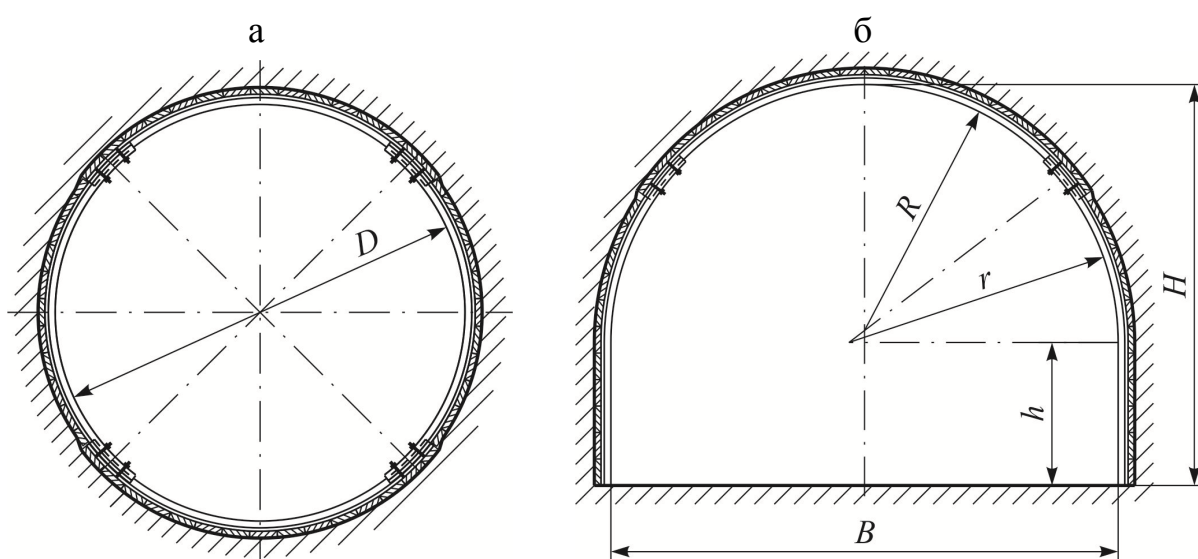


Рис. 2.5. Поперечний переріз виробки круглої (а) і аркової (б) форми

Таблиця 2.6

Переріз виробок круглої форми

Площа поперечного перерізу виробки в просвіті, м ²	Площа поперечного перерізу виробки начорно, м ²	Діаметр кріплення в просвіті, D, мм	Маса комплекту, кг
Профіль СВІІ-27			
6,2	7,8	2800	238
6,6	8,3	2900	246
7,1	8,8	3000	254
8,0	9,9	3200	271

Таблиця 2.7

Переріз виробок аркової форми

Площа перерізу виробки в просвіті до осідання, м ²	Площа перерізу виробки в просвіті після осідання, м ²	Периметр арки до осідання, м	Площа перерізу виробки начорно до осідання, м ²	Ширина арки до осідання, В, мм	Висота арки до осідання, Н, мм	Радіус осьової дуги (верхняка), R, мм	Радіус бічного елемента (стійка), r, мм	Висота прямої частини стійки, h, мм	Маса комплекту, кг
Профіль СВІ-17									
5,6	4,8	6,60	6,6	2490	2564	1160	1600	1110	151
6,6	5,8	7,00	7,6	2850	2645	1390	1600	1110	158
7,5	6,6	7,40	8,6	3170	2720	1600	1600	1110	165
8,5	7,6	8,17	9,7	3420	2933	1600	1930	1080	178
11,0	9,8	8,40	12,2	4200	3000	2100	2000	750	182
12,5	11,1	9,63	13,9	4330	3394	2110	2400	1090	203
Профіль СВІ-27									
8,5	7,6	7,95	9,9	3420	2951	1600	1930	1080	248
10,0	8,8	8,40	11,5	3830	3028	1930	1930	1080	260
12,5	11,1	9,40	14,1	4330	3402	2110	2400	1090	287
14,0	12,5	9,90	15,7	4780	3502	2400	2400	1090	301
15,0	13,5	10,30	16,8	4880	3685	2400	2620	1130	311

Згідно з діючими правилами безпеки при розробці рудних, нерудних і розсипних родовищ підземним способом (ЄПБ) мінімальні поперечні перерізи виробок у просвіті встановлюються:

- для відкотних та головних вентиляційних виробок не менше 4 м² при дерев'яному та металевому кріпленні та не менше 3,5 м² – при кам'яному і бетонному кріпленні при висоті цих виробок у просвіті не менше 2 м від головки рейок;

- для вентиляційних і проміжних штреків і ухилів не менше 3 м² при висоті цих виробок у просвіті не менше 1,8 м;

- для вентиляційних піднятєвих, збійок та ін. – не менше 1,5 м².

1. За розмірами гірничого обладнання, яке буде функціонувати в цій виробці. Розмір виробки встановлюється за висотою і шириною з урахуванням габаритів чинного у виробці обладнання та необхідних ЄПБ зазорів. Усі горизонтальні виробки, якими буде проводиться транспортування вантажів, на прямолінійних ділянках повинні мати зазори між кріпленням або між розміщеним у виробках обладнанні та трубопроводами і найбільш виступаючою кромкою габариту рухомого складу не менше 0,7 м (вільний прохід для людей), а з іншого сторони не менше 0,25 м – при дерев'яному, металевому і рамних конструкціях залізобетонного і бетонного кріплення і 0,2 м – при монолітному бетонному, кам'яному і залізобетонному кріпленнях. Ширина вільного проходу для людей повинна бути витримана за висотою виробки не менше 1,8 м. У виробках з конвеєрною доставкою ширина проходу повинна бути не менше ніж: з одного боку

0,7 м, з іншого боку 0,4 м. Відстань від верхньої площини стрічки конвеєра до верхняка або покрівлі виробки повинна бути не менше 0,5 м, а у натяжних і приводних головок – не менше 0,6 м. Ширина міжколійя (відстань між осями двох паралельних прямих шляхів) повинна бути такою, щоб зазор між зустрічними електровозами (вагонетками) за найбільш виступаючою кромкою габариту електровоза (вагонетки) був не менше ніж 0,2 м.

При використанні самохідного гірничого обладнання ширина виробок складається із ширини пішохідної доріжки (тротуару), проїжджої частини і мінімальної відстані між краєм проїзної частини і стінкою виробки. Залежно від призначення виробки та швидкості пересування машин приймаються наступні зазори:

- у виробках, призначених для транспортування руди й повідомлення з очисними вибоями, між найбільш виступаючою частиною транспортного засобу і стінкою (кріпленням) виробки або розміщеним у виробці обладнанням 1,2 м з боку проходу для людей і 0,5 м з протилежного боку. При влаштуванні пішохідної доріжки висотою 0,3 м і шириною 0,8 м зазор з боку вільного проходу для людей може бути зменшений до 1 м;

- у вантажно-постачальних виробках очисних блоків при швидкості руху машин, що не перевищують 10 км/год і при виключенні можливості знаходження в таких виробках людей, не пов'язаних з роботою машин, зазори приймаються не менше 0,5 м з кожного боку;

- у виробках доставки, призначених для доставки в очисні блоки обладнання, матеріалів і людей (в машинах), при швидкості руху понад 10 км/год і при виключенні випадків пересування людей пішки зазор повинен бути по 0,6 м з кожного боку.

У всіх випадках висота вільного проходу по всій ширині виробки повинна бути не менше 1,8 м від підшви виробки. Відстань від найбільш виступаючої частини кабіни до покрівлі виробки повинна бути не менше 0,5 м.

За цими даними будується прямокутний переріз. Потім його вписують в ту форму, яка передбачена для даної виробки.

2. За максимально допустимою по ЄПБ швидкості руху повітря v_0 :

$$v = \frac{Q}{S} \leq v_0, \text{ м/с}, \quad (2.4)$$

де Q – витрата повітря, м³/с;

S – площа поперечного перерізу виробки, м².

Швидкість руху струменя повітря в очисних вибоях повинна бути не нижче 0,5 м/с, у підготовчих і нарізних виробках в проходці не нижче 0,25 м/с. Швидкість руху струменя не повинна перевищувати наступних норм:

- в очисних і підготовчих виробках 4 м/с;
- у квершлагах, вентиляційних і головних відкотних штреках, капітальних бремсбергах і похилах 8 м/с;
- в інших виробках 6 м/с;
- у повітряних мостах (кросинг) і головних вентиляційних штреках 10 м/с;
- у вентиляційних свердловинах і підняттях, що не мають сходових відділень, швидкість повітряного струменя не обмежується.

З усіх значень площ перетину, встановлених з урахуванням зазначених вище факторів, приймається найбільше. По ньому вибирається найближчий більший типовий (рекомендований) переріз.

Всі підготовчі та нарізні виробки, які проводяться в межах видобувних одиниць можна розділити на такі категорії:

- відкотні – квершлагги, штреки, орти, капітальні похили та ін.;
- допоміжні (підповерхові) виробки, до яких відносяться виробки горизонту доставки, господарські, закладні, вентиляційні та ін.;
- технологічні виробки: бурові, підсікання, відрізні, очисні та ін.

Залежно від виду кріплення і категорії виробки рекомендуються площі поперечного перерізу гірничих виробок, подані в табл. 2.8.

Таблиця 2.8

Рекомендовані перерізи виробок

Категорія виробок	Вид кріплення		
	Металева		Полегшені види кріплення Анкерна, набризкбетона або комбінована
	УПК	КЖ-17	
Відкотні виробки зі строком служби 6 – 30 років			
квершлагги	11,9	11,2	9,7; 11,8; 13,5; 14,3; 14,9; 15,5; 16,2; 17,2; 18,2; 19,9
штреки	11,9	10,8	9,1; 9,7; 10,8; 11,8; 13,5; 14,3;
орти	10,5	9,7	9,7; 10,8; 11,8; 13,5; 14,3;
капітальні похили	11,9	11,2	11,8; 13,5; 14,3; 14,9; 15,5; 16,2; 17,2; 18,2; 19,9
Допоміжні (підповерхові) виробки з терміном служби 3 – 8 років			
доставки	4,8; 5,7; 10,5	9,7; 10,8	6,7; 7,6; 12,8; 14,3; 14,9;
господарські	4,8; 5,7; 10,5	9,7; 10,8	3,7; 4,5; 6,7; 7,6; 9,1; 12,8
закладні	-	-	3,7; 4,5; 6,7; 7,6; 9,1; 12,1; 14,3
вентиляційні	4,8; 5,7; 10,5	9,7; 10,8	3,7; 4,5; 6,7; 7,6; 9,1; 12,1; 14,3
Технологічні виробки з терміном служби 0,04 – 1,5 року			
бурові	10,5; 11,9	10,8	6,7; 7,6; 9,1; 9,7; 10,8; 11,2; 12,4; 12,8; 13,5; 14,3; 14,9
відрізні	-	-	4,5; 9,1; 11,2; 13,5
підсікання	10,5	9,7; 10,8	6,7; 7,6; 9,1; 9,7; 10,8; 11,2; 12,4; 12,8; 13,5; 14,3

До вертикальних та похилих нарізних виробок відносяться підняттяві різного призначення (вентиляційні, ходові, бурові, відрізні, закладні) рудоспуски (або породоспуски) і дучки. Залежно від призначення підняттяві проходять на одне, два або три відділення. Форма поперечного перерізу підняттявих може бути прямокутною і круглою. Площа їх поперечного перерізу становить 2 – 8 м². Підняттяві та рудоспуски розташовують збоку виробки, з якої їх і проходять. Рудоспуски проходять під кутом не менше 60°. Їх розмір у поперечному

перерізі має бути не менше чотирикратного розміру найбільших шматків руди або породи, що через них пропускається. З досвіду роботи рудників орієнтовний вид кріплення вертикальних гірничих виробок визначається за табл. 2.9.

Таблиця 2.9

Орієнтовні види кріплення для вертикальних гірничих виробок

Категорія підняттявого	Коефіцієнт міцності руди або порід, f	
	≤ 9	> 9
Вентиляційний, ходовий, вентиляційно-ходовий, закладний	Анкера довжиною 1,6 – 2,2 м і металева сітка	Без кріплення
	Анкера довжиною 1,6 – 2,2 м, металева сітка і набризкбетон товщиною 0,03 – 0,05 м	Набризкбетон товщиною 0,03 – 0,05 м
	Суцільна вінцева	Розпірна
Експлуатаційний	Без кріплення	Без кріплення

Визначивши перерізи всіх необхідних виробок, приступають до вибору гірничого обладнання для їх проведення, тобто складають прохідницький комплекс. Для проведення горизонтальних гірничих виробок перерізом $< 7 \text{ м}^2$ і висотою $\leq 2,5 - 2,7 \text{ м}$, для буріння шпурів використовують переносні перфоратори з пневматичними підтримками або переносні бурильні установки типу УПБ-1, УПБ-1Б і ЛКР-Т. Прибирання гірської маси буде здійснюватися скреперними лебідками 17ЛС-2П, 30ЛС-2П, 55ЛС-2П або 17ЛС-2С, 30ЛС-2С грибокними скреперами СГ-0,25, СГ-0,4, СГ-0,6 і СГ-1. Для виробок перетином $> 7 \text{ м}^2$, прохідницький комплекс складається з установки бурильної шахтної та навантажувальної машини.

Вибір установки бурильної шахтної для буріння шпурів у горизонтальній і слабо похилій гірничій виробці повинен здійснюватися з урахуванням наступних основних положень:

- тип бурильної машини, яка встановлена на установці, повинен відповідати коефіцієнту міцності порід у вибої;
- розміри зони буріння повинні бути більше або рівні висоті і ширині вибою;
- найбільша довжина шпурів за технічною характеристикою бурильної установки повинна бути узгоджена з максимальною довжиною шпурів (за паспортом буропідривних робіт);
- ширина установки бурильної шахтної не повинна бути більшою ніж у застосовуваних транспортних засобів (вагонеток, електровозів, транспортно-постачальних машин).

Мінімальна ширина установки бурильної шахтної:

$$B_m = B - 2 \cdot t, \text{ м}, \quad (2.5)$$

де B – мінімальна ширина виробки, м;

t – мінімальна ширина проходу для людей, за умовою $\geq 0,7 \text{ м}$.

Мінімальна висота установки бурильної шахтної в робочому положенні:

$$H_m = H - (0,5 \dots 0,6), \text{ м}, \quad (2.6)$$

де H – мінімальна висота виробки, м.

Визначивши мінімальні габарити установки, знаючи розміри зони буріння, найбільшу глибину шпурів і коефіцієнт міцності порід за технічними характеристиками вибирають установку бурильну шахтну.

При наявності у виробці рейкових шляхів для прибирання гірничої маси намагаються застосувати вантажні машини періодичного (циклічної) дії в поєднанні з рудничними вагонетками типу ВГ або прохідницькими вагонами з донним конвеєром типу ВПК. Найбільша продуктивність збирання в цьому випадку досягається тоді, коли у вибої відсутній обмін складів або навантажених вагонів на порожні і всю гірничу масу навантажують відразу у вагони ВПК, якщо довжина відкатки складає не більше 200 м. При проведенні протяжних гірничих виробок, як правило, для відкатки гірничої маси використовують склади, що складаються з контактних електровозів К14М і вагонеток з глухим кузовом ВГ-4,5А. Заміна навантажених вагонеток на порожні в складі здійснюється на найближчому стрілочному переводі.

Як при відсутності, так і при наявності у виробці рейкових шляхів навантаження гірничої маси виробляють вантажними машинами безперервної дії на гусеничному ході в поєднанні з самохідними вагонами або самоскидами. Сьогодні широко застосовують вантажно-транспортні та вантажно-постачальні машини, які мають автономний привід (пневматичний, дизельний або електричний) та пневмошинний хід.

При виборі машини періодичної дії ковшового типу на колісно-рейковому ході необхідно керуватися наступними параметрами машини, залежними від розмірів виробки:

- ширина фронту навантаження не повинна бути менше ширини виробки начорно (у проходці) за подошвою, щоб уникнути ручного прибирання гірничої маси у бортів виробки. Різниця ширини фронту навантаження і ширини виробки за подошвою допускається не більше ніж на 20%. Можливість застосування вантажних машин періодичної дії на колісно-рейковому ході для навантаження гірничої маси користуються нерівністю:

$$\frac{\Phi}{B} \geq 0,8, \quad (2.7)$$

де Φ – фронт навантаження (ширина захвату), м.

- висота машини в робочому положенні (максимальна висота) повинна бути меншою ніж висота виробки від головки рейок до покрівлі (при відсутності кріплення) або до кріплення не менше ніж на 5 см.

- вісь виробки в привибійній зоні повинна збігатися з віссю тимчасового рейкового шляху для використання у вантажної машини всього фронту навантаження.

- міцність порід не впливає на вибір машини ковшового типу.

На вибір вантажних машин безперервної дії з парними нагортаючими лапами значно впливають міцність і розміри навантажувальної гірничої маси. Ви-

сота виробки не менше 2,8 м є необхідною для всіх вантажних машин цього типу, а наявність рейкових шляхів не перешкоджає їх застосуванню. Завдяки гусеничному ходу фронт навантаження необмежений.

Самохідні транспортно-постачальні машини підрозділяються на вантажно-транспортні та вантажно-постачальні. При виборі цих машин враховують умови вантаження гірничої маси, до яких відносяться: гранулометричний склад гірничої маси, щільність порід і вихід негабариту, розміри виробок, відстань транспортування, умови розвантаження в рудоспуски або транспортний засіб, можливість подачі свіжого повітря в достатній кількості для провітрювання, можливу продуктивність для транспортування гірничої маси, конструктивні параметри і технічні показники машини. Вибір типорозміру вантажно-транспортної або вантажно-постачальної машини здійснюється з урахуванням названих чинників і номенклатури існуючих машин. Прогресивною тенденцією при цьому є застосування найбільш потужних і високопродуктивних машин. Однак це повинно ув'язуватися з використовуваними або знову проєктованими площами поперечного перерізу гірничих виробок.

Максимальна ширина машини

$$B_m = B - a - b, \text{ м}, \quad (2.8)$$

де B – ширина виробки в просвіті, по якій допускається пересування людей, м;

a – ширина пішохідної доріжки, м;

b – зазор між машиною і стінкою виробки, м.

або

$$B_m = B - 2b, \text{ м}, \quad (2.9)$$

де B – ширина виробки в просвіті, де виключається можливість знаходження людей, крім обслуговуючого персоналу, м.

Максимальна висота машини:

$$H_m = H - (0,8 \dots 1,1), \text{ м}, \quad (2.10)$$

де H – висота виробки в просвіті, м.

2.2 Проведення горизонтальних виробок

2.2.1 Проведення горизонтальних виробок буропідричним способом

Вихідними даними для початку розрахунку проведення виробки є: площа поперечного перерізу виробки начорно, коефіцієнт міцності руди або порід, прийняте прохідницьке обладнання. При проведенні виробки буропідричним способом визначаються з типом вибухової речовини та необхідним обладнанням для заряджання шпурів.

При виконанні розрахунку проведення підготовчих і нарізних виробок визначають:

- норму і продуктивність праці робітників при виконанні окремих робочих процесів прохідницького циклу;
- комплексну норму виробітку;

- обсяг робіт за цикл;
 - трудомісткість робіт на цикл;
 - витрату матеріалів і енергії на один метр виробки.
- Необхідна кількість шпурів на вибій:

- при коефіцієнті міцності порід $f \leq 10$

$$N = 2,3 \cdot S_{\text{вч}} \cdot \sqrt{\frac{f}{S_{\text{вч}}}}, \text{ шт.}; \quad (2.11)$$

- при коефіцієнті міцності порід $f > 10$

$$N = 2,7 \cdot S_{\text{вч}} \cdot \sqrt{\frac{f}{S_{\text{вч}}}}, \text{ шт.}, \quad (2.12)$$

де $S_{\text{вч}}$ – площа поперечного перерізу виробки начорно (в проходці), м².

Розрахункова глибина шпурів повинна бути менше або дорівнювати ширині виробки начорно (проходці) і уточнюється можливістю застосовуваного бурового обладнання, тобто задовольняти умові:

$$l_{\text{ш}} \leq B_1, \text{ м.} \quad (2.13)$$

Змінна продуктивність буріння шпурів перфораторами

$$H_{\text{б}} = \frac{T_{\text{зм}} - (T_{\text{пз}} + T_{\text{об}} + T_{\text{ос}})}{\left(\frac{1}{v} + t_{\text{е}}\right) \cdot k_{\text{сид}}}, \text{ шп.-м/зміну}, \quad (2.14)$$

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

$T_{\text{пз}}$ – час підготовчо-заклучних операцій, який при бурінні шпурів переносними перфораторами з пневматичних підтримок дорівнює 6,5%, при бурінні шпурів переносними перфораторами з переносних бурильних установок або установчо-подаючих пристроїв – 12%, при бурінні шпурів телескопними перфораторами – 8% від тривалості зміни, хв;

$T_{\text{об}}$ – час обслуговування робочого місця, рівне при бурінні шпурів переносними перфораторами з пневматичних підтримок чи телескопного перфораторами – 2%, при бурінні шпурів переносними перфораторами з переносних бурильних установок або установчо-подаючих пристроїв – 3,5% від тривалості зміни, хв;

$T_{\text{ос}}$ – час на особисті потреби, що дорівнює 10 хв;

v – чиста швидкість буріння бурильної машини, м/хв, яку визначають за емпіричною формулою

$$v = \frac{13400 \cdot A \cdot n}{d^2 \cdot (10 \cdot \sigma_{\text{см}})^{0,59}}, \text{ мм/хв}, \quad (2.15)$$

де A – енергія удару, Дж;

n – частота удару, Гц;

d – діаметр шпуру, мм;

$\sigma_{\text{см}}$ – границя міцності породи на одновісний стиск, МПа, тобто $\sigma_{\text{см}} = 10 \times f$, МПа;

$t_{\text{е}}$ – час допоміжних операцій, рівний при бурінні шпурів переносними перфораторами з пневматичних підтримок – 1,24 – 3,96 хв/м, при бурінні

шпурів переносними перфораторами з переносних бурильних установок або установчо-подаючих пристроїв – 1,87 – 4,8 хв/м, при бурінні шпурів телескопними перфораторами – 1,24 – 4,01 хв/м;

$k_{від}$ – коефіцієнт відпочинку, при бурінні шпурів переносними перфораторами з пневматичних підтримок і з переносних бурильних установок або установчо-подаючих пристроїв рівний 1,1, при бурінні шпурів телескопними перфораторами – 1,08.

Змінна експлуатаційна продуктивність установки бурильної шахтної з урахуванням часу на підготовчо-заклучні операції і регламентовані простої з організаційних і технічних причин:

$$H_6 = \frac{T_{зм} - (t_{нз} + t'_{нз} + t_{від} + t_{ез})}{1 + (k_o \cdot n \cdot v) + (t_{ман} + t_{зв.х.} + t_k)}, \text{ шп.-м/зміну}, \quad (2.16)$$

де $t_{нз}$ – час загальних підготовчо-заклучних операцій, приймається рівним 2,5% від тривалості зміни, хв;

$t'_{нз}$ – час підготовчо-заклучних операцій при бурінні шпурів, приймається рівним 9,5% від тривалості зміни, хв;

$t_{від}$ – час на відпочинок робітників, приймається рівним 10% від тривалості зміни, хв;

$t_{ез}$ – час технологічної перерви на вибухові роботи, приймається рівним 12% від тривалості зміни, хв;

n – кількість бурильних машин на установці;

k_o – коефіцієнт одночасності роботи бурильних машин, що дорівнює 0,78 при $n = 2$ і 0,73 – при $n = 3$;

$t_{ман}$ – час, що витрачається на маніпулювання з установки й перестановці бурильних машин, звичайно рівне 0,25 – 0,5 хв на 1 м шпуру;

$t_{зв.х.}$ – час зворотного ходу бурильної машини на 1 м шпуру, $t_{зв.х.} = 1/V_{зв.х.}$, тут $V_{зв.х.}$ – швидкість зворотного ходу, рівна в середньому 20 м/хв;

t_k – час на зміну коронок, рівне 0,1 хв на 1 м шпуру;

v – чиста швидкість буріння бурильною машиною, м/хв, залежить від міцності порід і визначається за формулою (2.15).

Змінна продуктивність при ручному заряджанні шпурів:

$$H_3 = \frac{(T_{зм} - T_{н.з} - T_{н.м})}{(t_o + t_г) \cdot (1 + k_{від})}, \text{ шп.-м/зміну}, \quad (2.17)$$

де $T_{н.з}$ – час підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 13 хв;

$T_{н.м}$ – час на технологічну перерву, що дорівнює 20 хв;

$(t_o + t_г)$ – норма часу на заряджання 1 м шпуру:

середня глибина шпурів, м	1,00	1,50	2,00	2,50	3,00
$(t_o + t_г)$, чол-хв/м	1,52	1,34	1,18	1,06	0,95

$k_{від}$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 0,1.

Змінна продуктивність при механізованому заряджанні шпурів зарядною машиною:

$$H_3 = \frac{(T_{зм} - T_{нз} - T_{об} - T_{дон})}{(t_o + t_e) \cdot (1 + k_{від})}, \text{ шп.-м/зміну} \quad (2.18)$$

де $T_{нз}$ – тривалість підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 30 – 50 хв;

$T_{об}$ – час на обслуговування зарядної машини, що дорівнює 1 – 15 хв;

$T_{дон}$ – час на додаткові операції, що дорівнює 47 хв.

Змінна продуктивність вантажних машин періодичної і безперервної дії в щільній масі в одиночні вагонетки або склад (за наявності перевантажувача)

$$H_n = \frac{T_{зм} - t_{нз} - t_{oc}}{k_{від} \cdot K_p \cdot \left(\frac{k_{кр}}{Q_m} + t_e + \frac{2 \cdot L}{60 \cdot V_e \cdot K_3 \cdot v \cdot n_e} \right)}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (2.19)$$

де $t_{нз}$ – час на підготовчо-заклучні операції: для горизонтальних виробок - 20 – 30 хв, для похилих – 40 – 50 хв;

t_{oc} – особистий час робочого, що дорівнює 10 хв;

$k_{від}$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,05;

K_p – коефіцієнт розпушення гірничої маси, визначається за формулою (1.17);

$k_{кр}$ – коефіцієнт, що враховує величину шматків породи і її властивості, що дорівнює 1,3, якщо крупність шматків вище передбаченої конструкцією машини;

Q_m – технічна продуктивність машини, м³/хв;

L – відстань до обмінного пункту вагонеток, м;

V_e – об'єм вагонетки, м³;

K_3 – коефіцієнт заповнення вагонетки, що дорівнює 0,9;

v – середня швидкість відкатки вагонеток або складів з урахуванням маневрів, перечеПЛення вагонетки, складів та ін., що дорівнює 0,6 м/с при одиночному обміні і 0,9 м/с при обміні складами;

n_e – число вагонеток у складі, що входять під перевантажувач (при одиночному обміні $n_e = 1$);

t_e – питомі витрати часу на допоміжні операції, не пов'язані з обміном вагонеток. Для виробок, ширина яких дорівнює фронту захоПЛення ковшем вантажної машини, питомі витрати часу t_e постійні і рівні 1,5 хв/м³ для машин періодичної дії і 1 хв/м³ для машин безперервної дії. Якщо фронт навантаження у ковшових машин менше в 1,5 – 2,0 рази ширини виробки, то $t_e = 3,3 – 6,9$ хв/м³.

Змінна продуктивність комплексу, що складається з вантажної машини періодичної дії на гусеничному або пневмошинному ході і самохідного вагона

$$H_n = \frac{(T_{зм} - t_{нз} - t_{oc}) \cdot V \cdot K_3}{\left[\frac{V \cdot K_3 \cdot t_u}{V_k \cdot K_{з.к}} + t_e \right] \cdot k_{від} + \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_p}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (2.20)$$

де V – об'єм вагона, м³;

K_3 – коефіцієнт заповнення вагона, що дорівнює 0,9;

V_k – об'єм ковша, м³;

$K_{з.к}$ – коефіцієнт заповнення ковша, що дорівнює 0,75;

t_u – тривалість циклу черпання, що дорівнює 0,3 хв;

t_e – час подрібнення негабаритних кусків, що дорівнює 3,1 хв на ва-

гон;

L – відстань транспортування, м;

v_c – середня швидкість пересування вагона, що дорівнює 50 м/хв;

t_p – час розвантаження вагону в рудоспуск, що дорівнює 0,5 хв.

Змінна продуктивність комплексу типу, що складається з вантажної машини безперервної дії і самохідного вагона або автосамоскиду

$$H_n = \frac{(T_{зм} - t_{nz} - t_{oc}) \cdot V \cdot K_3}{\left[\frac{V \cdot K_3}{Q_m} + t_e \right] \cdot k_{від} + \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_p}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (2.21)$$

де Q_m – технічна продуктивність вантажної машини, м³/хв;

t_e – час подрібнення негабаритних кусків, що дорівнює 10 – 15 хв на

вагон;

v_c – середня швидкість пересування вагона або автосамоскида, рівна 80 м/хв по підготовчим виробкам і 160 м/хв по транспортним магістральним виробкам;

t_p – час розвантаження вагону або автосамоскида в рудоспуск, рівний 1 хв.

Змінна продуктивність вантажно-транспортних і вантажно-постачальних машин:

$$H_n = \frac{(T_{зм} - t_{nz} - t_{oc}) \cdot V \cdot K_3}{(t_o + t_e) \cdot k_{від} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (2.22)$$

де t_{nz} – тривалість підготовчо-заклучних операцій що залежить від типу машини і рівна 30 – 70 хв на зміну;

V – об'єм кузова для вантажно-транспортних машин або об'єм ковша для вантажно-постачальних машин, м³;

t_e – час допоміжних операцій, пов'язаних з маневрами машини, штабелювання гірничої маси, її кайлування і розбиття негабаритів, що дорівнює 0,8 – 3 хв/рейс (більший час відноситься до вантажно-транспортних машин);

t_o – час основних операцій на рейс

$$t_o = \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_n + t_p, \text{ хв},$$

де L – відстань транспортування, м;

v_c – середня швидкість транспортування, що дорівнює 75 – 80 м/хв;

t_p – час розвантаження, у середньому дорівнює 1 хв;

t_n – час навантаження, рівний для накопичення ковша вантажно-постачальної машини 0,9 – 1,4 хв, а для вантажно-транспортних машин:

$$t_n = \frac{V \cdot K_3 \cdot t_u}{V_k \cdot K_{з.к}}, \text{ хв},$$

де V и V_k – відповідно об'єм кузова і ковша, м³;
 K_z и $K_{z,k}$ – коефіцієнти заповнення кузова 0,9 і ковша 0,75;
 t_u – тривалість циклу черпання, що дорівнює 0,8 хв.

Змінна продуктивність скреперної установки при розвантаженні гірничої маси в рудоспуск або на конвеєр (у щільній масі):

$$H_n = \frac{(T_{zm} - t_{nz} - t_{oc}) \cdot V \cdot k_z}{\left(\frac{l}{v_z} + \frac{l}{v_n} + t_{zp} \right) \cdot k_{сiд} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{змiну}, \quad (2.23)$$

де t_{nz} – час на підготовчо-заключних операцій, що дорівнює 40 хв (з урахуванням мастила, випробування лебідки, закріплення блочків та ін.);

V – об'єм скрепера, м³;

k_z – коефіцієнт заповнення скрепера (дорівнює для великогрудкової гірничої маси 0,5 – 0,7, для середньої величини 0,7 – 0,8 і для дрібної 0,8 – 1,0);

l – відстань скреперування, м;

$v_n = 66$ м/хв – швидкість руху навантаженого скрепера;

$v_n = 90$ м/хв – швидкість руху порожнього скрепера;

t_{zp} – час завантаження і розвантаження скрепера з урахуванням пауз на перемикання і нерівномірність ходу скрепера, дорівнює 0,3 – 0,7 хв;

K_p – коефіцієнт розпушення гірничої маси, визначається за формулою (1.17);

Змінна продуктивність установки уніфікованого піддатливого кріплення типу УПК:

$$H_k = \frac{T_{zm} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_г) \cdot k_г}, \text{ рам}/\text{змiну}, \quad (2.24)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заключних операцій, що дорівнює 2,5% від тривалості зміни, хв;

$t_{об}$ – час на обслуговування робочого місця, що дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;

t_{oc} – особистий час робочого, що дорівнює 10 хв;

t_o – норма основного часу на установку 1 рами, для кріплення типу УПК-17 – 20,5 – 28,95 хв, а для УПК-27 – 22,6 – 32,95 хв.

$t_г$ – норма допоміжного часу на встановлення 1 рами з затягуванням покрівлі та бортів і з забутовуванням порожнеч: для кріплення УПК-17 при відстані між рамами $\leq 0,7$ м – 49,0 – 81,67 хв, 0,7 – 0,9 м – 52,77 – 91,67 хв, 0,9 – 1,1 м – 55,28 – 98,34 хв, для кріплення УПК-27 при відстані між рамами $\leq 0,7$ м – 58,71 – 90,71 хв, 0,7 – 0,9 м – 63,1 – 100,71 хв, 0,9 – 1,1 м – 66,02 – 107,38 хв;

$k_г$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,12.

Змінна продуктивність установки жорсткого арочного кріплення типу КЖ-17 із затягуванням бортів і покрівлі при відстані між рамами 1,0 – 1,5 м:

$$H_k = \frac{T_{zm} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_г) \cdot k_г}, \text{ рам}/\text{змiну}, \quad (2.25)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 2,5% від тривалості зміни, хв;

$t_{об}$ – час на обслуговування робочого місця, що дорівнює 2 – 3% від тривалості зміни, хв;

t_{oc} – особистий час робочого, що дорівнює 10 хв;

$(t_o + t_г)$ – норма часу на установку 1 рами з затягуванням покрівлі і бортів, що дорівнює 143,7 хв.

$k_г$ – коефіцієнт відпочинку, рівний 1,12.

Змінна продуктивність установки аркового податливого кріплення типу АПК-3

$$H_k = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_г) \cdot k_г}, \text{ рам/зміну,} \quad (2.26)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 2,5% від тривалості зміни, хв;

$t_{об}$ – час на обслуговування робочого місця, що дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;

t_{oc} – особистий час робочого, що дорівнює 10 хв;

t_o – норма основного часу на установку 1 рами, при перерізі виробки начорно $S_{гч} \leq 6 \text{ м}^2 - 18,10 \text{ хв}$, при $S_{гч} = 6 - 8 \text{ м}^2 - 19,45 \text{ хв}$, при $S_{гч} = 8 - 10 \text{ м}^2 - 21,50 \text{ хв}$, при $S_{гч} = 10 - 12 \text{ м}^2 - 23,45 \text{ хв}$, при $S_{гч} = 12 - 14 \text{ м}^2 - 25,05 \text{ хв}$, при $S_{гч} = 14 - 16 \text{ м}^2 - 27,65 \text{ хв}$, при $S_{гч} > 16 \text{ м}^2 - 30,26 \text{ хв}$;

$t_г$ – норма допоміжного часу на встановлення 1 рами з затягуванням покрівлі і бортів і з забутовуванням порожнеч: при відстані між рамами $l_p \leq 0,6 \text{ м} - 28,49 - 50,16 \text{ хв}$, при $l_p = 0,6 - 0,8 \text{ м} - 32,81 - 60,17 \text{ хв}$, при $l_p = 0,8 - 1,0 \text{ м} - 37,18 - 70,27 \text{ хв}$, при $l_p = 1,0 - 1,2 \text{ м} - 41,41 - 80,47 \text{ хв}$;

$k_г$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,12.

Змінна продуктивність установки аркового податливого кріплення типу КПК-4:

$$H_k = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_г) \cdot k_г}, \text{ рам/зміну,} \quad (2.27)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 2,5% від тривалості зміни, хв;

$t_{об}$ – час на обслуговування робочого місця, що дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;

t_{oc} – особистий час робочого, що дорівнює 10 хв;

t_o – норма основного часу на установку 1 рами, при перерізі виробки начорно $S_{гч} = 6 - 8 \text{ м}^2 - 25,30 \text{ хв}$, при $S_{гч} = 8 - 10 \text{ м}^2 - 27,95 \text{ хв}$, при $S_{гч} = 10 - 12 \text{ м}^2 - 30,50 \text{ хв}$;

$t_г$ – норма допоміжного часу на встановлення 1 рами з затягуванням покрівлі і бортів і з забутовуванням порожнеч: при відстані між рамами $l_p \leq 0,6 \text{ м} - 37,04 - 65,21 \text{ хв}$, при $l_p = 0,6 - 0,8 \text{ м} - 42,65 - 78,22 \text{ хв}$, при $l_p = 0,8 - 1,0 \text{ м} - 48,33 - 91,35 \text{ хв}$, при $l_p = 1,0 - 1,2 \text{ м} - 53,83 - 104,61 \text{ хв}$,

$k_г$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,12.

Змінна продуктивність установки дерев'яних рам:

$$H_{\kappa} = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_{\theta}) \cdot k_{\theta}}, \text{ рам/зміну,} \quad (2.28)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заключних операцій, що дорівнює 2,5% від тривалості зміни, хв;

$t_{об}$ – час на обслуговування робочого місця, що дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;

t_{oc} – особистий час робочого, що дорівнює 10 хв;

t_o – норма основного часу на установку 1 рами, при перерізі виробки начорно $S_{\theta} \leq 4 \text{ м}^2$ – 7,65 хв, при $S_{\theta} = 4 - 6 \text{ м}^2$ – 8,60 хв, при $S_{\theta} = 6 - 8 \text{ м}^2$ – 10,65 хв, при $S_{\theta} = 8 - 10 \text{ м}^2$ – 12,55 хв, при $S_{\theta} = 10 - 12 \text{ м}^2$ – 14,90 хв, при $S_{\theta} = 12 - 14 \text{ м}^2$ – 17,40 хв, при $S_{\theta} = 14 - 16 \text{ м}^2$ – 20,05 хв, при $S_{\theta} > 16 \text{ м}^2$ – 22,65 хв;

t_{θ} – норма допоміжного часу на встановлення 1 рами з затягуванням покрівлі і бортів і з забутовуванням порожнеч: при відстані між рамами $l_p = 0,4 - 0,7 \text{ м}$ – 18,95 – 55,38 хв, при $l_p = 0,7 - 0,9 \text{ м}$ – 22,85 – 68,16 хв, при $l_p > 0,9 \text{ м}$ – 25,62 – 76,72 хв;

k_{θ} – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,12.

Змінна продуктивність за кріпленням виробки залізобетонними анкерами без буріння шпурів під анкери

$$H_{\kappa} = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_{\theta}) \cdot k_{\theta}}, \text{ шт./зміну,} \quad (2.29)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заключних операцій, що дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;

$t_{об}$ – час на обслуговування робочого місця, що дорівнює 2 – 3% від тривалості зміни, хв;

t_{oc} – особистий час робочого, що дорівнює 10 хв;

$(t_o + t_{\theta})$ – норма часу на установку одного залізобетонного анкера

Норма часу на установку одного анкера $(t_o + t_{\theta})$, хв/шт	Довжина анкера, м	
	1,25 – 1,75	> 1,75
без металевої сітки	5,1	5,9
з металевою сіткою	9,1	9,9

k_{θ} – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,12.

Змінна продуктивність по кріпленню виробки металевими клинощільними анкерами без буріння шпурів під анкери

$$H_{\kappa} = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_{\theta}) \cdot k_{\theta}}, \text{ шт./зміну,} \quad (2.30)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заключних операцій, що дорівнює 2,5% від тривалості зміни, хв;

$t_{об}$ – час на обслуговування робочого місця, що дорівнює 2 – 3% від тривалості зміни, хв;

t_{oc} – особистий час робочого, що дорівнює 10 хв;

$(t_o + t_{\theta})$ – норма часу на установку одного металевого клинощільного анкера

Норма часу на установку одного анкера (t_o+t_e), хв/шт	Довжина анкера, м	
	1,25 – 1,75	> 1,75
без металевої сітки	3,63	4,2
з металевою сіткою	7,65	8,2

Змінна продуктивність кріплення виробки металевими трубними фрікційними анкерами (анкер системи «split-set») без буріння шпурів під анкери

$$H_{\kappa} = \frac{[T_{зм} - (t_{nz} + t_{mn} + t_{oc})] \cdot k_c}{(t_o + t_e) \cdot k_e}, \text{ шт./зміну}, \quad (2.31)$$

де t_{nz} – час загальних підготовчо-заключних операцій, що дорівнює 30 – 40 хв;

t_{mn} – час на організаційно-технічну перерву, приймається рівним 10 – 20 хв;

(t_o+t_e) – норма часу на установку одного трубного анкера

Довжина анкера, м	1,6	1,7	1,8	1,9	2,0	2,1	2,2	2,3	2,4
(t_o+t_e) , хв/шт	9,3	9,8	10,3	10,8	11,3	11,8	12,3	12,8	13,3

k_c – коефіцієнт, який враховує установку анкерів з металевою сіткою, приймається рівним 1,0 без металевої сітки і 0,5 – з металевою сіткою.

Змінна продуктивність кріплення виробки набризкбетоном

$$H_{\kappa} = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{mn} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_e) \cdot k_e}, \text{ м}^2/\text{зміну}, \quad (2.32)$$

де t_{nz} – час загальних підготовчо-заключних операцій, приймається рівним 8 – 14% від тривалості зміни, хв;

t_{mn} – час на організаційно-технічну перерву, приймається рівним 10% від тривалості зміни, хв;

$t_{об}$ – час на обслуговування установки для кріплення набризкбетоном, приймається рівним 10 – 15 хв;

t_o – час нанесення 1 м² набризкбетону

$$t_o = \frac{\delta}{Q_{ук}}, \text{ хв},$$

δ – товщина набризкбетону, м;

$Q_{ук}$ – продуктивність установки для нанесення набризкбетону, м³/хв;

t_e – час допоміжних операцій, пов'язаних з маневрами машини, підтягуванням або маніпуляцією шланга до місця нанесення суміші і ін., приймається рівним 4 – 6 хв/м²;

k_e – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,05.

Норма виробітку на буріння шпурів:

$$H_{бур} = \frac{H_{\bar{6}}}{N}, \text{ м/зміну}. \quad (2.33)$$

Норма виробітку на навантаження гірничої маси

$$H_{нав} = \frac{H_n}{S_{сч}}, \text{ м/зміну}. \quad (2.34)$$

Норма виробітку на заряджання шпурів

$$H_{зар} = \frac{H_з}{N}, \text{ м/зміну.} \quad (2.35)$$

Норма виробітку на буріння шпурів під анкери

$$H_{бур.а} = \frac{H_б}{n_a}, \text{ м/зміну,} \quad (2.36)$$

де n_a – кількість анкерів на цикл

$$n_a = n \cdot \frac{l_{від}}{a_a}, \text{ шт.,}$$

де a_a – відстань між рядами анкерів за довжиною виробки, у середньому дорівнює 0,8 – 1,2 м;

n – оптимальна кількість анкерів в ряді, що дорівнює 3 – 5 шт.;

$l_{від}$ – відхід вибою за цикл

$$l_{від} = l_{ш} \cdot \eta, \text{ м,}$$

де η – коефіцієнт використання шпурів, що дорівнює 0,8 – 0,9.

Норма виробітку на кріплення анкерами

$$H_{кр.а} = \frac{H_к}{l_{від}} \cdot a_a, \text{ м/зміну,} \quad (2.37)$$

Норма виробітку на кріплення набризкбетоном

$$H_{кр.нб} = \frac{H_к}{l_{від}}, \text{ м/зміну,} \quad (2.38)$$

Норма виробітку на кріплення виробок кріпленням УПК, КЖ, КПК, АПК чи дерев'яними рамами

$$H_{кр.р} = H_к \cdot l_p, \text{ м/зміну,} \quad (2.39)$$

де l_p – крок установки кріплення, м.

Для кожного робочого процесу прохідницького циклу розраховують трудомісткість робіт. Усі розрахунки зводяться в табл. 2.10.

Таблиця 2.10

Форма розрахунку трудомісткості робіт на проведення виробки

Найменування робочого процесу	Одиниця виміру	Норма виробітку	Трудомісткість на 1 м виробки	Відхід вибою за цикл	Трудомісткість на цикл
1	2	3	4	5	6
Основні робочі процеси			$\frac{1}{\text{графа 3}}$		$\frac{\text{графа 5}}{\text{графа 3}}$
Допоміжні робочі процеси, які становлять 10 – 40% від сумарної трудомісткості основних робочих процесів					
			$\sum T_m$		$\sum T_{ц}$

Комплексна норма виробітку

$$H_{\text{комн}} = \frac{1}{\sum T_m}, \text{ м/зміну.} \quad (2.40)$$

При встановленні наявного складу прохідників $N_{\text{я}}$ на один цикл варто дотримуватися основного правила циклічної організації праці: розрахункова тривалість циклу повинна бути кратною тривалості зміни.

За умов сумарної трудомісткості на цикл $T_{\text{ц}}$ приймається наявний штат робітників $N_{\text{я}}$ на проведення виробки. Коефіцієнт перевиконання норми виробітку

$$K_n = \frac{\sum T_{\text{ц}}}{N_{\text{я}}}. \quad (2.41)$$

Тривалість кожного робочого процесу прохідницького циклу

$$t = \frac{T \cdot t_{\text{ц}} \cdot \alpha}{n \cdot K_n}, \text{ год,} \quad (2.42)$$

де T – тривалість зміни, год;

$t_{\text{ц}}$ – трудомісткість даного робочого процесу на цикл, чол-змін;

n – кількість робітників, зайнятих виконанням даного процесу;

K_n – коефіцієнт перевиконання норми виробітку;

α – коефіцієнт, що враховує витрати часу на заряджання, підривання і провітрювання виробки, якщо ці робочі процеси виконуються протягом зміни, а не приурочені до міжзмінних перерв

$$\alpha = \frac{T - t_3 - t}{T},$$

t_3 – час на заряджання та підривання, год;

t – час провітрювання, год.

За отриманими розрахунками часу на кожен робочий процес прохідницького циклу розробляють циклограму робіт у вибої:

Назва робочого процесу	Кількість робочих	Тривалість, год	Тривалість зміни, год							
			1	2	3	4	5	6	7	8

Після складання циклограми робіт описується організація робіт при проведенні виробки і розраховуються витрати матеріалів та енергії.

Витрата стисненого повітря перфораторами або установкою бурильною шахтною

$$Q_{\text{ст.н.}} = \frac{q_n \cdot n_n \cdot K_{\text{пер}} \cdot K_{\text{одн}} \cdot t_{\text{бур}}}{l_{\text{від}}}, \text{ м}^3/\text{м,} \quad (2.43)$$

де q_n – питома витрата повітря перфоратором або установкою бурильною шахтною, м³/хв;

n_n – кількість одночасно працюючих перфораторів, шт.;

$K_{\text{пер}}$ – коефіцієнт перевитрати стисненого повітря, у зв'язку із зносом перфоратора або установки бурильної шахтної, що дорівнює 1,15;

$K_{одн}$ – коефіцієнт одночасної роботи перфораторів, при $n_n = 2$ $K_{одн} = 0,9$; при $n_n = 1$ $K_{одн} = 1,0$;

$t_{бур}$ – час буріння, хв.

Витрата стисненого повітря вантажною машиною

$$Q_{ст.п.} = \frac{q_n \cdot n_m \cdot K_{пер} \cdot K_{одн} \cdot t_{нав}}{l_{від}}, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (2.44)$$

де q_n – питомі витрати повітря вантажною машиною, $\text{м}^3/\text{хв}$;

n_m – кількість одночасно працюючих вантажних машин, шт.;

$K_{пер}$ – коефіцієнт перевитрати стисненого повітря, у зв'язку із зносом вантажної машини, що дорівнює 1,1;

$K_{одн}$ – коефіцієнт одночасної роботи вантажних машин, при $n_m = 2$ $K_{одн} = 0,9$; при $n_m = 1$ $K_{одн} = 1,0$;

$t_{нав}$ – час прибирання гірничої маси, хв.

Витрата електроенергії установкою бурильною шахтною

$$Q_{енер.} = \frac{N_{б} \cdot t_{бур}}{l_{від}}, \text{ кВт} \cdot \text{год}/\text{м}, \quad (2.45)$$

де $N_{б}$ – споживана потужність установки бурильної шахтної, кВт;

$t_{бур}$ – час буріння, год.

Витрата електроенергії вантажною машиною або скреперною установкою

$$Q_{енер.} = \frac{N_n \cdot t_{нав}}{l_{від}}, \text{ кВт} \cdot \text{год}/\text{м}, \quad (2.46)$$

де N_n – споживана потужність вантажної машини або скреперної установки, кВт;

$t_{нав}$ – час прибирання гірничої маси, год.

Витрата вибухових речовин

$$q_{вр} = q_{нит.вр} \cdot S_{вч}, \text{ кг}/\text{м}, \quad (2.47)$$

де $q_{нит.вр}$ – питома витрата вибухової речовини, що дорівнює 3,5 – 4,0 $\text{кг}/\text{м}^3$.

Витрата електродетонаторів

$$q_{ед} = \frac{N}{l_{від}}, \text{ шт.}/\text{м}, \quad (2.48)$$

Витрата коронок

$$q_{кор} = q_{нит.кор} \cdot S_{вч}, \text{ шт.}/\text{м}, \quad (2.49)$$

де $q_{нит.кор}$ – питома витрата коронок, $\text{шт.}/\text{м}^3$, (див. табл. 2.11).

Витрата бурової сталі

$$q_{ст} = q_{нит.ст} \cdot S_{вч}, \text{ шт.}/\text{м}, \quad (2.50)$$

де $q_{нит.ст}$ – питома витрата бурової сталі, $\text{шт.}/\text{м}^3$, (див. табл. 2.11).

Витрата бетону на кріплення виробки

$$q_{бет} = P_e \cdot \delta_{б}, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (2.51)$$

де P_e – периметр виробки начорно, для виробок з коробовим склепінням

$$P_{\delta} = 2 \cdot \left(H_1 - \frac{B_1}{3} \right) + 2,33 \cdot B_1, \text{ м};$$

δ_{δ} – товщина кріплення (набризкбетон або бетон), м.

Витрата комплектів металевого кріплення

$$Q_{кр} = \frac{1}{l_p}, \text{ компл./м.} \quad (2.52)$$

Витрата анкерів для кріплення

$$q_a = \frac{n}{a_a}, \text{ шт./м.} \quad (2.53)$$

Витрата сталевго канату

$$q_{кан} = q_{пит.кан} \cdot S_{вч}, \text{ шт./м,} \quad (2.54)$$

де $q_{пит.кан}$ – питома витрата сталевго канату, що дорівнює $0,01026 \text{ кг/м}^3$.

Таблиця 2.11

**Норми витрати бурового інструменту при проведенні гірничих виробок, шт./м³
залежно від площі перерізу виробки**

Коефі- цієнт міцності порід	Ш, ПТ			УБШ			Боонер			DD (Ахера)								
	4,6-6,7	7,7-11,4	11,5-12,4	<7,6	7,7-11,4	11,5-12,4	>12,4	<6,7	6,8-11,4	11,5-12,0	12,1-12,8	>12,9	<9,6	9,7-11,4	11,5-12,0	12,1-12,8	12,9-18,4	>18,5
>14	0,3936	0,3750	0,3557	0,0157	0,0316	0,0329	0,0097	0,0235	0,0107	0,0147	0,0184	0,0166	0,0228	0,0215	0,0197	0,0184	0,0155	0,0115
12-14	0,3241	0,3088	0,2929	0,0138	0,0217	0,0227	0,0085	0,0159	0,0073	0,0100	0,0124	0,0112	0,0160	0,0151	0,0138	0,0129	0,0109	0,0080
10-12	0,2755	0,2625	0,2490	0,0124	0,0132	0,0137	0,0076	0,0093	0,0042	0,0058	0,0073	0,0066	0,0100	0,0094	0,0086	0,0080	0,0068	0,0050
8-10	0,2296	0,2188	0,2075	0,0099	0,0091	0,0095	0,0061	0,0064	0,0029	0,0040	0,0050	0,0045	0,0072	0,0068	0,0062	0,0058	0,0049	0,0036
6-8	0,1968	0,1875	0,1779	0,0083	0,0076	0,0079	0,0051	0,0041	0,0019	0,0025	0,0032	0,0029	0,0052	0,0050	0,0045	0,0042	0,0036	0,0026
3-6	0,1489	0,1419	0,1346	0,0079	0,0069	0,0072	0,0049	0,0041	0,0017	0,0023	0,0029	0,0026	0,0047	0,0045	0,0041	0,0038	0,0032	0,0024
Коронки діаметром 40-43 мм																		
Бурова сталь																		
>14	0,0292	0,0278	0,0263	0,0040	0,0036	0,0038	0,0042	0,0030	0,0027	0,0030	0,0033	0,0030	0,0044	0,0040	0,0037	0,0043	0,0037	0,0032
12-14	0,0246	0,0234	0,0222	0,0036	0,0033	0,0034	0,0038	0,0021	0,0019	0,0021	0,0023	0,0021	0,0032	0,0029	0,0027	0,0031	0,0027	0,0023
10-12	0,0202	0,0192	0,0182	0,0031	0,0029	0,0030	0,0033	0,0016	0,0015	0,0016	0,0018	0,0017	0,0024	0,0022	0,0021	0,0024	0,0020	0,0018
8-10	0,0155	0,0147	0,0140	0,0024	0,0022	0,0023	0,0025	0,0012	0,0011	0,0012	0,0013	0,0012	0,0020	0,0018	0,0017	0,0020	0,0017	0,0015
6-8	0,0126	0,0120	0,0113	0,0021	0,0019	0,0020	0,0022	0,0010	0,0009	0,0010	0,0011	0,0010	0,0018	0,0016	0,0015	0,0018	0,0015	0,0013
3-6	0,0068	0,0065	0,0062	0,0016	0,0015	0,0016	0,0017	0,0009	0,0008	0,0009	0,0010	0,0009	0,0017	0,0015	0,0014	0,0016	0,0014	0,0012

2.2.2 Проведення горизонтальних виробок комбайновим способом

Вихідними даними для розрахунку проведення виробки комбайном є: тип комбайна, площа поперечного перерізу виробки начорно, коефіцієнт міцності руди або порід, вид кріплення і крок його встановлення (приймається за табл. 2.1), посування вибою виробки за цикл.

При виконанні розрахунку проведення підготовчих і нарізних виробок визначають:

- тривалість окремих робочих процесів з виймання гірничої маси;
- тривалість циклу виймання гірничої маси;
- кількість циклів за зміну;
- змінну швидкість проведення виробки;
- витрата матеріалів і енергії на один метр виробки.

Час виймання гірничої маси комбайном

$$t_k = Q_{mex} \cdot S_{вч} \cdot l_p, \text{ хв}, \quad (2.55)$$

де Q_{mex} – технічна продуктивність комбайна, хв/м³

Час встановлення однієї рами кріплення

$$t_{кр} = \frac{t_o + t_е}{n_p}, \text{ хв}, \quad (2.56)$$

де t_o – норма основного часу на встановлення 1 рами, приймається за формулою (2.26) або (2.27);

$t_е$ – норма допоміжного часу на встановлення 1 рами з затягуванням покрівлі і боків і з забутовування порожнеч, приймається за формулою (2.26) або (2.27);

n_p – мінімально необхідна чисельність змінної ланки робітників яка приймається з таких умов: для забезпечення обслуговування застосовуваних у технологічній схемі системи машин необхідно не менше 3 чоловік, а також можливість виконання найбільш трудомістких видів ручних робіт (при ручному зведенні аркового кріплення через значну вагу окремих елементів кріплення необхідно не менше 3 чоловік), тому з урахуванням зазначених умов приймається мінімально можлива чисельність змінної ланки робітників, що дорівнює 3 чоловікам.

Час на нарощування секції вибійного конвеєра типу КЛЗС:

$$t_{н.к} = \frac{l_{сек} \cdot H_ч}{n_p}, \text{ хв}, \quad (2.57)$$

де $l_{сек}$ – довжина секції конвеєра, що дорівнює 2,1 м;

$H_ч$ – норма часу на нарощування 1 м конвеєра КЛЗС, що дорівнює 11,8 хв/м.

Тривалість циклу

$$t_ц = t_k + t_{кр} + t_{н.к}, \text{ хв}. \quad (2.58)$$

Кількість циклів у зміну

$$N_u = \frac{T_{зм} - t_n - t_3}{t_u}, \quad (2.59)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, хв;
 t_n – час підготовчих операцій, що дорівнює 15 – 20 хв;
 t_3 – час заключних операцій, що дорівнює 20 – 25 хв.

Швидкість проведення виробки за зміну:

$$V_{зм} = N_u \cdot L_u, \text{ м/зміну}, \quad (2.60)$$

де L_u - посування вибою виробки за цикл приймається кратним кроку встановлення рам кріплення, але не більше ніж 9 м.

Комплексна норма виробітку

$$H_{комп} = \frac{V_{зм}}{n_p}, \text{ м/зміну}. \quad (2.61)$$

Витрата електричної енергії

$$Q_{енер} = \frac{t_k \cdot N_u \cdot (N_k + N_{кон})}{60 \cdot L_u}, \text{ кВт} \cdot \text{год/м}, \quad (2.62)$$

де N_k – встановлена потужність електричного двигуна комбайна, кВт;
 $N_{кон}$ – встановлена потужність електричного двигуна конвеєра КЛЗС, що дорівнює 7,5 кВт.

Витрата комплектів кріплення на 1м виробки визначається за формулою (2.52).

При стовпових системах розробки з обваленням покрівлі питомі витрати металевої затяжки з деформованого кріплення, що було у використанні та лісо-матеріалів приймаються за даними діяльності шахт ПАТ «Марганецький гірничо-збагачувальний комбінат» поданих у табл. 2.12.

Таблиця 2.12

Питома витрата металевої затяжки і лісоматеріалів

Найменування матеріалу	Одиниця виміру	Величина
Металева затяжка	кг/м	120
Дерев'яна затяжка	м ³ /м	0,14
Дерев'яний розпил	м ³ /м	0,20
Шпальний брус	м ³ /м	0,1 – 0,2
Дошки	м ³ /м	0,04

2.3 Проведення вертикальних виробок

Підняттява гірнична виробка (підняттявий) – вертикальна або крутопохила виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню і слугує для перепуску корисних копалин або породи, доставки закладних та інших матеріалів з одного горизонту на інший, пересування людей, вентиляції, прокладки трубопроводів і електричних кабелів, а також для розвідувальних цілей. Залежно від призначення, підняттявий проходять за корисною копалиною або порож-

німи породами, обладнують одним, двома або трьома відділеннями (для корисної копалини, породи, сходових ходів та ін.). Підняттяві поділяються на вентиляційні, ходові, закладні, перепускні, матеріально-господарські, бурові та відрізнi. Зазвичай підняттяві слугують одночасно для сполучення з очисним вибоєм, вентиляції, доставки через нього матеріалів та ін. Підняттяві проходять на одне, два або три відділення. Форма і розміри поперечного перерізу підняттявих залежать від їх призначення, кількості відділень і матеріалу кріплення. Найбільш поширена прямокутна форма поперечного перерізу. Площа поперечного перерізу підняттявих начорно – 2 – 8 м². Найбільш поширені розміри перерізів: 1,6 × 1,6, 1,6 × 2,4, 1,8 × 1,8, 2,0 × 2,0, 1,8 × 3,6, 2,0 × 3,0 і 2,0 × 4,0 м. На кожній рудній шахті розроблені типові перерізи і розміри підняттявих, які найбільш відповідають конкретним умовам робіт. Існують два способи проходки підняттявих – буропідривний або машинний (бурінням). До буропідривного відносяться такі способи проходки підняттявих:

- на полках (з обладнанням у період проходки сходового і породоперепускного відділень і влаштування робочого і запобіжного полків);
- за допомогою прохідницьких комплексів типу КПВ або КПН;
- секційним підриванням глибоких свердловинних зарядів;

До машинного способу відноситься буріння підняттявих на повний переріз за допомогою комбайнів.

Проходка підняттявих на полках полягає в оббурюванні вибою перфораторами з робочих полків, установлення розпiрного або вінцевого кріплення і влаштування сходового і породоперепускного відділень. Унаслідок низької ефективності сьогодні цей спiсiб застосовується в основному для коротких (до 25 – 30 м) підняттявих, а також для проходки дучек. При цьому спiсiбі підняттяві проходять знизу вгору з використанням дрібношпурового відбивання. Шпури бурять телескопними перфораторами зі спеціальних робочих дерев'яних полків під вибоєм, нижче якого розташований запобіжний дерев'яний полк. Дерев'яний полк монтується на зведених розстрілах. Робочі переміщаються до вибою сходовим відділенням. У міру проходки між ходовим і породоперепускним відділеннями в підняттявому постійно ремонтують та нарощують дерев'яну відшивку. Відбита порода через відбійний полк і породоперепускне відділення підняттявого падає вниз, де навантажується з підшви виробки в транспортні або доставочні засоби. На час вибуху дерев'яні робітники і запобіжні полки демонтуються і замість них зводиться відбійний полк. Постійне кріплення, якщо воно передбачено проектом, зводять з відставанням від вибою (кріплення зазвичай дерев'яне або металеве з дерев'яною відшивкою). Якщо підняттявий призначений тільки для вентиляції або для перепуску руди або породи, його зазвичай не кріплять, а на час проходки, зводять тимчасове кріплення, яке прибирають після завершення проходки. До основних робочих процесів відносяться: буріння шпурів, заряджання та підривання, провітрювання, прибирання гірничої маси та влаштування полків. Кількість шпурів у вибої, змінну продуктивність і норми виробітку по кожному робочому процесу визначають за тими ж формулами, що і при проведенні горизонтальних виробок. Змінна продуктивність робітника при влаштуванні та установці розстрілів у підняттявому (дучці)

$$H_p = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_e) \cdot k_{від}}, \text{ шт./зміну}, \quad (2.63)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;

$t_{об}$ – час на обслуговування робочого місця, що дорівнює 2% від тривалості зміни, хв;

t_{oc} – особистий час робочого, що дорівнює 10 хв;

t_o – норматив основного часу на установку і розклинювання одного розстрілу, при ширині виробки (довжині розстрілу) $\leq 1,6$ м – 6,11 хв, 1,6 – 2,2 м – 7,52 хв, $> 2,2$ м – 9,87 хв;

t_e – норматив допоміжного часу на встановлення та розклинювання одного розстрілу, при ширині виробки (довжині розстрілу) $\leq 1,6$ м – 10,01 – 12,7 хв, 1,6 – 2,2 м – 10,14 – 13,17 хв, $> 2,2$ м – 10,28 – 13,61 хв;

$k_{від}$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,12.

Змінна продуктивність на установку сходів в піднятковому (дучці):

$$H_c = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_e) \cdot k_{від}}, \text{ м/зміну}, \quad (2.64)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;

$t_{об}$ – час на обслуговування робочого місця, складає 2% від тривалості зміни, хв;

t_{oc} – особистий час робочого, що дорівнює 10 хв;

t_o – норматив основного часу на установку 1 м сходів, що дорівнює 3,34 хв;

t_e – норматив допоміжного часу на встановлення 1 м сходів, що дорівнює 0,85 – 1,55 хв;

$k_{від}$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,12.

Змінна продуктивність на обладнання робочого і запобіжного настилу (полку) на готові розстріли в піднятковому (дучці):

$$H_n = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_e) \cdot k_{від}}, \text{ м}^2/\text{зміну}, \quad (2.65)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;

$t_{об}$ – час на обслуговування робочого місця, складає 2% від тривалості зміни, хв;

t_{oc} – особистий час робочого, що дорівнює 10 хв;

t_o – норматив основного часу на встановлення 1 м² настилу, при ширині виробки (довжині розстрілу) $\leq 1,6$ м – 1,57 хв, 1,6 – 2,2 м – 1,32 хв, $> 2,2$ м – 1,2 хв;

t_e – норматив допоміжного часу на встановлення 1 м² настилу, при ширині виробки (довжині розстрілу) $\leq 1,6$ м – 1,48 – 3,38 хв, 1,6 – 2,2 м – 1,3 – 2,96 хв, $> 2,2$ м – 1,17 – 2,66 хв;

$k_{від}$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,12.

Норма виробітку на обладнання підняттявого (дучки):

- на обладнання і встановлення розстрілів

$$H_{o.p} = H_p \cdot l_p, \text{ м/зміну}, \quad (2.66)$$

де l_p – довжина розстрілу, м.

- на встановлення сходів

$$H_{в.с} = \frac{H_c}{l_{сидх}}, \text{ м/зміну}. \quad (2.67)$$

- на обладнання робочого і запобіжного настилу (полку)

$$H_{o.n} = \frac{H_n}{l_p}, \text{ м/зміну}. \quad (2.68)$$

Витрата лісу при встановленні розстрілів

$$Q_{ліс} = \frac{3 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot l_p}{4 \cdot l_{сид}}, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (2.69)$$

де d – діаметр круглого розстрілу, що дорівнює 0,18 м;

Витрата дошок при влаштуванні полків

$$Q_{дош} = \frac{n_n \cdot S_n \cdot \delta_n}{l_{сид}}, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (2.70)$$

де n_n – кількість полків, шт.;

S_n – площа полку або підняттявого (дучки), м²;

δ_n – товщина дошок, дорівнює 0,04 м.

Витрати енергії та інших матеріалів на проходку підняттявого (дучки) визначають за формулами як при проведенні горизонтальної виробки.

Проходка підняттявих комплексами КПВ і КПН. Комплексом КПВ проходять крутопохилі підняттяві з кутом нахилу 60 – 90° і довжиною 60 – 100 м. Комплекс складається з самохідної кабіни і робочого полку, які за допомогою пневмодвигуна, редуктора і шестеренчатого зачеплення переміщуються по монорельсу з ланцюговою рейкою. Монорейка складається з окремих секцій довжиною 0,75 і 1,5 м з трьома вбудованими трубами для підведення стисненого повітря (дві труби) і води. Монорейка кріпиться по короткій стінці підняттявого за допомогою анкерів довжиною 1,2 – 1,5 м, які закріплюються в шпурах, пробурених у породі. Стиснене повітря до пневмодвигуна подають через шланг, який при підйомі і спуску полку намотується автоматично на шлангову лебідку. Подачу води і стисненого повітря для роботи телескопних перфораторів виконують через труби, що приєднуються, до труб монорейки. Включення і відключення подачі води і повітря роблять за допомогою блоку живлення, розташованого у виробці.

Підготовчий період включає проходку монтажної камери довжиною не менше 6 м (з урахуванням довжини сполучення з виробкою) та підходів до неї, монтаж монорейки і встановлення обладнання для прибирання породи. Якщо підняттявий кріплять суцільним вінцевим кріпленням, то під ним встановлюють лебідку для підйому матеріалів у вибій.

У практиці застосовують кілька способів розташування монтажної камери відносно горизонтальної виробки. Монтажна камера, необхідна для складання і укріплення комплексу під час вибухових робіт, може бути розташована паралельно або перпендикулярно до виробки, а також у покрівлі виробки, розташовуючись перпендикулярно до неї. Висота монтажної камери приймається не менше 2,8 м, радіус спряження – 3 м. Для пропуску кабіни КПВ у вибій, при розташуванні монтажної камери перпендикулярно до виробки, породу прибирають вантажною машиною ППН-1с у рудничні вагонетки.

Залежно від стійкості порід, проходку підняттявого здійснюють без кріплення або з кріпленням. У міцних стійких породах підняттявий проходять на висоту 3 – 5 м вище покрівлі монтажної камери із спорудженням тимчасових дерев'яних полків. У підняттявих по одній із стінок (зазвичай з висячої сторони) бурять шпури для встановлення анкерів, що кріплять монорейку, а у вибої зміцнюють блок для монтажних робіт за допомогою пневматичної лебідки ЛПТ-2,5. На підшві камери збирають став монорейки, що складається з посиленої секції, необхідної кількості кривих і двох прямих секцій. Цей став піднімають лебідкою у підняттявий і зміцнюють анкерами. Потім проводять монтаж і встановлення інших секцій монорейки разом з ходовою частиною комплексу. У покрівлі камери до ходової частини навішують робочий полок (платформу) і кліть, на підшві встановлюють шлангову лебідку, до боків кріплять блок живлення, монтують повітряну і водяну магістралі. На монтаж комплексу КПВ витрачається 35,2 – 37,5 чол-год, демонтаж 13,5 – 15,0 чол-год.

Під час підйому полку у вибій зі швидкістю 0,2 м/с прохідники оглядають кріплення секцій монорейки і при необхідності підтягують болтові з'єднання. Піднявшись у вибій, робочі виходять через люк на робочу платформу, встановлюють запобіжний зонт і роблять ретельне оббирання заколів у вибої і на боках підняттявого. Потім нарощують секцію монорейки і відхиляють її у потрібну сторону домкратом або гвинтовою колонкою. Через отвори у траверсі бурять шпури і встановлюють анкера. Для буріння шпурів під анкери зазвичай застосовують телескопний перфоратор. На нарощування монорейки довжиною 1,5 м на 1 м підняттявого витрачається при його висоті ≤ 30 м – 1,43 – 1,58 чол-год, при висоті > 30 м – 1,62 – 1,65 чол-год.

Після підготовки інструменту до буріння прохідники під'єднують водяний і повітряний шланги перфоратора до розподільної голівки монорейки. У деяких випадках для буріння шпурів у вибої застосовують два-три перфоратора. Другий перфоратор під'єднують до магістралі, що живить ходовий двигун комплексу, а для третього в монтажній камері встановлюють додаткову шлангову лебідку. Глибина шпурів вибирається таким чином, щоб величина посування вибою за вибух була не менше 1,5 м (дорівнювала довжині секції монорейки) і становила 1,6 – 1,65 м. Після оббурювання вибою перфоратори і буровий інструмент прибирають у гнізда, що знаходяться в кабіні полку, піднімають з кабіни контейнери з вибуховими матеріалами і приступають до заряджання шпурів. Спосіб висадження електричний. Провітрюють вибій повітряно-водяною сумішшю, утвореною туманоутворювачем, який живиться стисненим повітрям і водою, що надходять через труби монорейки. Час провітрювання, за правилами техніки

безпеки має бути не менше 1 год. Цей час може бути скорочено до 15 – 20 хв. при наявності розрізної свердловини. Прохідницький цикл при використанні комплексу КПВ складається з таких робочих процесів: прибирання гірничої маси, буріння шпурів під анкери, нарощування монорейки, буріння шпурів у вибої, заряджання та підривання шпурів, провітрювання вибою. Кількість шпурів, змінна продуктивність і норми виробітку визначаються за тими ж формулами, що і при проведенні горизонтальної виробки.

Проходка похилих підняттевих комплексами типу КПН. Таким комплексом проходять підняттеві з кутом нахилу $30 - 60^\circ$ і довжиною до 120 м. Комплекс оснащений двома бурильними агрегатами АБ-2, які мають стрілоподібні маніпулятори і переносні перфоратори на канатно-поршневих податниках. За допомогою комплексу проводиться спуск-підйом людей, матеріалів і обладнання, створюється робоче місце в привибійній зоні, постачання стисненим повітрям і водою через став монорейки. Провітрювання вибою після вибухових робіт здійснюється протягом години повітряно-водною сумішшю (аналогічно комплексу КПВ). Порядок проведення гірничопрохідницьких робіт аналогічний при застосуванні комплексу КПВ. При кутах нахилу від 30° і більше, відбита у вибої порода під дією власної ваги і сили вибуху, доставляється до горизонтальної виробки, де навантажується скреперною установкою або віброживильником у вагонетки. Сьогодні проходка підняттевих за допомогою комплексів КПВ і КПН майже не застосовується, це пов'язано із застосуванням більш прогресивних способів проходки, таких як секційного підривання свердловин або машинного (комбайнового).

Проходка підняттевих секційним підриванням глибоких свердловинних зарядів. За допомогою цього способу проходять вентиляційні, матеріальні, породоперепускні та інші види підняттевих у породах будь-якої міцності і стійкості (окрім сипучих). До недавнього часу підняттеві за допомогою свердловинних зарядів проходили тільки в породах, які не потребують кріплення. Експлуатація підняттевих, проведених у слабких породах і закріплених анкерним кріпленням з набризкбетоном по металевій сітці, показала можливість використання їх як ходовими впродовж тривалого часу. Висота підняттевого приймається до 40 м і обмежується через викривлення свердловин. Відхилення свердловин від заданого напрямку не повинно перевищувати 5 м на довжині 30 м. Діаметр свердловин коливається від 50 до 200 мм. Для зменшення величини відхилення свердловин у процесі буріння рекомендується жорстке розкріплення бурового верстата на точці забурювання. На нижньому горизонті проводять невелику акумулюючу камеру. Свердловини бурять знизу нагору або зверху вниз. Секційне відбивання ведуть ділянками (секціями) довжиною 2 – 4 м.

На результати вибуху і якість оформлення стінок підняттевого істотно впливає розташування свердловин і послідовність підривання зарядів у них. При глибоких свердловинах і безсекційному підриванні можливе запресування гірничої маси або прострілювання свердловин. Операції з ліквідації запресування достатньо трудомісткі і зводяться, як правило, до таких заходів: промивання водою, прострілювання свердловин після пробивання їх важким вантажем, повторне буріння. Простріли свердловин через збільшену лінію най-

меншого опору і неправильної черговості підривання ліквідують повторним підриванням простріляних свердловин. При проектуванні розташування свердловин, в межах заданого контуру майбутнього підняття необхідно, щоб об'єм порожнини, яка утворюється після вибуху, перевищував в 1,28 рази, що підривається. Це виключає запресовування.

При секційному підриванні скрізних свердловин спочатку встановлюється пробка в нижній частині свердловини, а її зарядження ведеться зверху – з боку устя. Після установки пробки в свердловину насипається набійка висотою 0,5 м з дрібної породи або піску. Зарядження свердловини проводиться до половини довжини заряду, потім опускається патрон-бойовик з двома електродетонаторами або спеціальний патрон-бойовик НСІ, і проводиться дозарядження секції. Над зарядом на висоту 0,5 м насипається шар породи або піску, який слугує набійкою. При використанні електричного способу підривання монтується дві незалежні електропідривні мережі – основна і дублююча. Якщо використовуються НСІ, то за межами підняття НСІ збираються в пучок, який комутується через детонуючий шнур (ДШ) з пучками НСІ.

Орієнтовна кількість свердловин у вибої підняття

$$N = \frac{q \cdot S_{\text{вч}}}{p}, \text{ шт.}, \quad (2.71)$$

де q – питома витрата ВР

$$q = 0,5 \cdot f + 15, \text{ кг/м}^3; \quad (2.72)$$

$S_{\text{вч}}$ – площа поперечного перерізу підняття начорно, м²;

p – місткість 1 м свердловини

$$p = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \Delta, \text{ кг/м}, \quad (2.73)$$

де d – діаметр свердловини, м;

Δ – щільність ВР, що дорівнює 900 – 1100 кг/м³.

Змінна продуктивність верстатів шарошкового буріння

$$H_{\text{б}} = T_{\text{зм}} \cdot k_{\text{в}} \cdot v_{\text{о}}, \text{ м/смену}, \quad (2.74)$$

де $T_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, год;

$k_{\text{в}}$ – коефіцієнт використання машинного часу, $k_{\text{в}} = 0,55 - 0,6$;

$v_{\text{о}}$ – механічна швидкість буріння, м/год

$$v_{\text{о}} = \frac{0,26 \cdot F_{\text{о}} \cdot n^{0,8}}{f^{1,6} \cdot d}, \text{ м/год}, \quad (2.75)$$

де $F_{\text{о}}$ – осьове навантаження на долото, кН;

n – частота обертання долота, с⁻¹;

d – діаметр долота, м.

Змінна продуктивність верстатів обертально-ударного буріння

$$H_{\text{б}} = \frac{k_{\text{в}} \cdot (T_{\text{зм}} - T_{\text{н.з}})}{\left(\frac{1}{v} + t_{\text{num}} \right)}, \text{ м/зміну}, \quad (2.76)$$

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

$T_{n.з}$ – час на підготовчо-заклучні операції, що дорівнює 20 – 30 хв;
 t_{num} – питомі витрати часу на допоміжні операції, що дорівнює 1 – 4 хв/м;

v – чиста швидкість буріння, м/хв, що залежить від міцності порід, визначається за формулою (2.15).

Змінна продуктивність верстатів ударно-обертального буріння

$$H_{\bar{o}} = \frac{(T_{зм} - T_{n.з} - T_{oc}) \cdot K_m}{(t_o + t_g) \cdot k_{gid}}, \text{ м/зміну}, \quad (2.77)$$

де $T_{n.з}$ – час підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 40 хв;

T_{oc} – особистий час робітника, що дорівнює 10 хв;

K_m – коефіцієнт збільшення норми виробітку при багатостатному обслуговуванні (при обслуговуванні одним робітником одного верстата $K_m = 1$; одним робітником двох верстатів $K_m = 1,76$; двома робітниками трьох верстатів $K_m = 1,45$);

t_o – витрати основного часу на буріння 1 м свердловини, хв/м (див. табл. 2.13);

k_{gid} – коефіцієнт відпочинку при обслуговуванні робітником одного верстата $k_{gid} = 1$, при багатостатному обслуговуванні $k_{gid} = 1,05$;

t_g – час на виконання допоміжних операцій, що припадають на 1 м свердловини

$$t_g = P \cdot (0,5 \cdot t_1 \cdot H + t_2) + \frac{t_3}{h} + \frac{t_4}{H} + t_5, \text{ хв}, \quad (2.78)$$

де P – число опускань і підйомів бурового інструменту, необхідних для заміни коронок (доліт) при бурінні 1 м свердловини, що дорівнює при $f = 2 - 20$ $P = 0,022 - 4,35$;

t_1 – час спуску і підйому бурових штанг, що припадають на 1 м свердловини, що дорівнює 0,577 хв;

t_2 – час заміни коронки, що дорівнює 2,2 хв;

t_3 – час нарощування однієї штанги, при куті нахилу свердловини $10 - 90^\circ$ $t_3 = 1,091 - 1,819$ хв;

t_4 – час на перехід чергової свердловини з забурюванням (без перестановки розпірної колонки), що дорівнює 17,1 хв;

t_5 – час промивання і продування свердловини, при куті нахилу свердловини $10^\circ - 90^\circ$ $t_5 = 1,13 - 2,55$ хв;

h – довжина бурової штанги, що дорівнює 1,0 – 1,3 м;

H – глибина свердловини, м.

Таблиця 2.13

Витрати основного часу на буріння 1 м свердловини

Коефіцієнт міцності гірських порід, f	Основний час буріння t_o , хв	Коефіцієнт міцності гірських порід, f	Основний час буріння t_o , хв
20	82,6 – 104,2	8	9,5 – 12,4
19	64,9 – 81,3	7	7,8 – 9,7
18	46,3 – 57,8	6	6,2 – 7,7
16 – 17	33,9 – 42,6	5	4,9 – 6,0
14 – 15	25,2 – 31,4	4	3,9 – 4,9
12 – 13	19,6 – 24,0	3	3,2 – 4,0
10 – 11	15,2 – 19,0	2	2,7 – 3,1
9	11,9 – 15,4	1	2,3 – 2,5

Змінна продуктивність верстатів ударно-поворотного буріння

$$H_{\sigma} = \frac{(T_{зм} - T_{нз} - T_{oc} - t_n) \cdot m}{\left(\frac{1}{v} + t_{\sigma}\right) \cdot k_{від} \cdot k_c}, \text{ м/зміну}, \quad (2.79)$$

де m – число перфораторів, що обслуговуються одним бурильником;
 k_c – коефіцієнт що враховує простої перфораторів через збіг вимог на одночасне обслуговування перфораторів, $k_c = 1,25 - 1,30$;

t_n – середній час простою перфоратора визначається з рівняння

$$t_n = \frac{4(m+1)}{m}, \text{ хв};$$

t_{σ} – час на виконання допоміжних операцій, що припадають на 1 м штангового шпуру або свердловини визначається за формулою (2.78).

Інші позначення ті ж, що й у формулі (2.77).

Трудомісткість на буріння свердловин для проходки підняттевого

$$T_{\text{бур}} = \frac{N \cdot L_n}{H_{\sigma}}, \text{ чол-змін}, \quad (2.80)$$

де L_n – довжина підняттевого, м;

Змінна норма виробітку бурильника на буріння свердловин

$$H_{\sigma} = \frac{L_n}{T_{\text{бур}}}, \text{ м/зміну}. \quad (2.81)$$

Змінна продуктивність на заряджання свердловин патронованою ВР діаметром 45, 60 і 90 мм

$$H_{\text{зар}} = \frac{T_{зм} - (T_{нз} + T_{об} + T_{oc})}{(t_o + t_{\sigma}) \cdot k_{від}}, \text{ м/зміну}, \quad (2.82)$$

де $T_{нз}$ – час підготовчо заключних операцій, що дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;

$T_{об}$ – час на обслуговування робочого місця, що дорівнює 2% від тривалості зміни, хв;

T_{oc} – час на особисті потреби, що дорівнює 10 хв;

t_o – норматив основного часу на заряджання 1 м свердловини, що складається з розміщення нижньої забивки, зарядки свердловин, розміщення верхньої забивки та підривання свердловин при висоті підняття менше 30 м $t_o = 3,34$ хв/м, при 30 – 60 м $t_o = 5,30$ хв/м;

t_e – норматив допоміжного часу на зарядку 1 м свердловини, що складається з чистки свердловин після вибуху, установки пробки і замір глибини свердловини, виготовлення патронів-бойовиків, монтаж вибухової мережі та провітрювання при висоті підняття менше 30 м $t_e = 6,85$ хв/м, при 30 – 60 м $t_e = 9,75$ хв/м;

$k_{від}$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,1.

Визначаємо трудомісткість заряджання свердловин

$$T_{зар} = \frac{N \cdot L_n}{H_{зар}}, \text{ чол-змін.} \quad (2.83)$$

Змінна норма виробітку підривника на заряджання свердловин

$$H_z = \frac{L_n}{T_{зар}}, \text{ м/змін.} \quad (2.84)$$

Змінна продуктивність скреперної установки або навантажувальної машини визначається за формулами (2.19) – (2.23).

Змінна продуктивність люкового навантажування

$$H_n = \frac{n_e \cdot V_e \cdot \gamma_p \cdot (T_{зм} - t_{нз})}{(t_c + t_p) \cdot (1 + k_{від})}, \text{ т/змін.} \quad (2.85)$$

де n_e – кількість вагонеток у складі

$$n_e = \frac{Q_{oc}}{(m_e + V_e \cdot \gamma_p)}, \text{ шт.},$$

Q_{oc} – вантажопідйомність складу, що дорівнює 100 – 200 т;

V_e – місткість вагонетки, м³;

γ_p – щільність руди, т/м³;

$t_{нз}$ – час на підготовчо-заклучні операції, що дорівнює 10 хв;

k_{om} – коефіцієнт відпочинку люкового, що дорівнює 0,1;

t_p – час заміни складу під навантаженням, що дорівнює 10 – 15 хв;

t_c – час завантаження складу, хв, при люковому навантаженні без

перечеплення вагонеток

$$t_c = n_e \cdot (t_o + t_e + t_{nep}),$$

t_{nep} – час на перестановку вагонеток дорівнює 0,17 – 0,34 хв;

$t_o + t_e$ – норма на завантаження однієї вагонетки з люків залежно від місткості вагонетки V_e , подано нижче з площею поперечного перерізу люків $\leq 0,79$ м²

$V_e, \text{ м}^3$	$\leq 0,6$	0,6 – 0,89	0,9 – 1,1	1,11 – 1,59	1,6 – 2,0
$t_o + t_e, \text{ хв}$	1,45	1,54	1,62	1,76	1,97

З площею поперечного перерізу люків більш 0,8 м²

$V_6, \text{м}^3$	1,11 – 1,56	1,6 – 2,0	2,1 – 3,16	3,2 – 4,0	5,0	10,0
$t_0 + t_6, \text{хв}$	1,45	1,66	1,99	2,73	3,41	4,2

Змінна продуктивність вібраційного живильника або конвесрів при випуску та доставці руди

$$H_n = \frac{T_{зм} - t_{pn}}{t_{зав} + t_{ен} + t_{нв} + t_{ос} + t_{вд}}, \text{ т/зміну}, \quad (2.86)$$

де t_{pn} – середньозмінна тривалість простоїв, що дорівнює 60 – 80 хв;
 $t_{зав}$ – питомі витрати часу на вторинне подрібнення негабариту що дорівнює

$$t_{зав} = \frac{t'_{зав}}{Q_{зав}}, \text{ хв/т},$$

$t'_{зав}$ – середні абсолютні витрати часу на ліквідацію одного зависання руди, що дорівнює 10 – 15 хв;

$Q_{зав}$ – середня кількість руди, що випускається віброживильником між двома наступними зависаннями, що дорівнює 50 – 200 т;

$t_{ен}$ – питомі витрати часу на вторинне подрібнення негабариту

$$t_{ен} = \frac{t'_{ен} \cdot H}{100 \cdot n_k \cdot m_n}, \text{ хв/т},$$

$t'_{ен}$ – середні абсолютні витрати часу на одне підривання негабаритних шматків руди, що дорівнює 10 – 15 хв;

H – вихід негабариту, що дорівнює 0 – 40%;

n_k – кількість негабаритних шматків руди на підшві виробки які підриваються одночасно, що дорівнює 2 – 4 шт.;

m_n – середня маса одного негабаритного шматка руди, залежна від негабаритних розмірів: при габариті 400 мм $m_n = 0,6 – 0,8$ т, при габариті 800 мм $m_n = 0,8 – 1,2$ т;

$t_{нв}$ – витрати часу на очікування перестановки вагонеток

$$t_{нв} = \frac{t'_{нв}}{60 \cdot Q_{ваг}}, \text{ хв/т},$$

$t'_{нв}$ – середні абсолютні витрати часу на перестановку одного вагона, що дорівнює 20 – 40 с;

$Q_{ваг}$ – вантажопідйомність одного вагона, т;

$t_{ос}$ – витрати часу на очікування заміни складів перед завантаженням

$$t_{ос} = \frac{t'_{ос}}{Q_{ос}}, \text{ хв/т},$$

$t'_{ос}$ – витрати часу на очікування наступного складу, що дорівнює 10 – 15 хв;

$t_{\text{вд}}$ – витрати часу безпосередньо на вібровипуск і завантаження, що дорівнює

$$t_{\text{вд}} = \frac{1}{60 \cdot v_p \cdot b_n \cdot h_p \cdot \gamma_p}, \text{ хв/т,}$$

v_p – швидкість переміщення руди по лотку віброживильників, що дорівнює 0,1 – 0,5 м/с;

b_n – ширина лотка віброживильника, що дорівнює 1,2 – 1,4 м;

h_p – висота шару руди, яка переміщується по лотку віброживильника, м.

Трудомісткість навантаження гірничої маси за допомогою скреперної установки або навантажувальної машини

$$T_{\text{нав}} = \frac{S_{\text{вч}} \cdot L_n}{H_n}, \text{ чол-змін.} \quad (2.87)$$

Трудомісткість навантаження гірничої маси за допомогою люків або вібраційних живильників

$$T_{\text{нав}} = \frac{S_{\text{вч}} \cdot L_n \cdot \gamma}{H_n}, \text{ чол-змін.} \quad (2.88)$$

де γ – щільність гірничої маси, т/м³.

Змінна продуктивність машиніста скреперної установки, вантажної машини, люка або вібраційного конвеєра при навантаженні гірничої маси

$$H_n = \frac{L_n}{T_{\text{нав}}}, \text{ м/зміну.} \quad (2.89)$$

Витрата стисненого повітря буровим верстатом

$$Q_{\text{ст.п.}} = \frac{q_{\text{б}} \cdot T_{\text{бур}} \cdot T_{\text{зм}}}{L_n}, \text{ м}^3/\text{м,} \quad (2.90)$$

де $q_{\text{б}}$ – питомі витрати повітря буровим верстатом, м³/хв;
 $T_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, хв.

Витрата стисненого повітря навантажувальною машиною визначається за формулою (2.44). Витрата електричної енергії буровим верстатом

$$Q_{\text{енер.}} = \frac{N_{\text{б}} \cdot T_{\text{бур}} \cdot T_{\text{зм}}}{L_n}, \text{ кВт} \cdot \text{год/м,} \quad (2.91)$$

де $N_{\text{б}}$ – споживана потужність бурового верстата, кВт;
 $T_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, год.

Витрата електричної енергії скреперною установкою, люком або вібраційним живильником

$$Q_{\text{енер.}} = \frac{N_n \cdot T_{\text{нав}} \cdot T_{\text{зм}}}{L_n}, \text{ кВт} \cdot \text{год/м,} \quad (2.92)$$

де N_n – споживана потужність скреперної установки, люка або вібраційного живильника, кВт.

Питома витрата ВР

$$q_{ер} = \frac{N \cdot p}{n_{сек}}, \text{ кг/м}, \quad (2.93)$$

де $n_{сек}$ – довжина секції, що дорівнює 2 – 4 м.

Питома витрата електродетонаторів

$$q_{ед} = \frac{N}{n_{сек}}, \text{ шт./м}. \quad (2.94)$$

Питома витрата бурових коронок

$$q_{кор} = q_k \cdot N, \text{ шт./м}, \quad (2.95)$$

де q_k – витрата коронок на 1 м свердловини

- для коронок типу КНШ-105 (Ø 105 мм):

$$q_k = 0,0003 \cdot e^{0,33 \cdot f}, \text{ шт./м}; \quad (2.96)$$

- для коронок типу TS-58 (Швеція) (Ø 102 мм)

$$q_k = 0,0004 \cdot e^{0,09 \cdot f}, \text{ шт./м}; \quad (2.97)$$

- для коронок типу TS-58 (Швеція) (Ø 89 мм)

$$q_k = 0,0004 \cdot e^{0,12 \cdot f}, \text{ шт./м}. \quad (2.98)$$

Питома витрата бурових штанг:

$$q_{штанг} = q_{ш} \cdot N, \text{ шт./м}, \quad (2.99)$$

де $q_{ш}$ – витрата бурових штанг на 1 м свердловини

- для бурових верстатів типу НКР-100:

$$q_{ш} = 0,0013 \cdot f - 0,0008, \text{ шт./м}; \quad (2.100)$$

- для бурових верстатів типу Simba (Швеція)

$$q_{ш} = 0,0008 \cdot e^{0,124 \cdot f}, \text{ шт./м}. \quad (2.101)$$

При використанні НСІ:

- питома витрата електродетонаторів

$$q_{ед} = \frac{2}{n_{сек}}, \text{ шт./м}, \quad (2.102)$$

- питома витрата ДШ

$$q_{дш} = \frac{N \cdot q_{нит.дш}}{n_{сек}}, \text{ м/м}, \quad (2.103)$$

де $q_{нит.дш}$ – питома витрата ДШ, що дорівнює 4 – 4,1 м/шт.

Проведення підняттяєвих машинним (комбайновим) способом. Буріння підняттяєвих у рудних шахтах почали застосовувати в 70-ті роки ХХ століття. До теперішнього часу створені досить досконалі конструкції бурових комбайнів і бурового інструменту, які дозволяють бурити підняттяєві діаметром 1 – 3 м і довжиною до 1000 м. Це дуже перспективне гірниче обладнання. У більшості випадків бурінням проходять підняттяєві між двома концентраційними горизонтами. Найбільш поширена технологія з бурінням по осі підняттяєвого випереджаючої (пілотної, передової) свердловини діаметром до 0,3 м на повну його довжину з подальшим її розширенням знизу вгору до проектного діаметру. За та-

ким принципом працюють вітчизняний комбайн 2КВ, комбайни «Robbins» фірми «Atlas Copco» (Швеція) і комбайни «Rhino» фірми «TRB-Raise Borers» (Фінляндія). При використанні вітчизняного комбайну 1КВ1 підняткові бурять знизу вгору відразу на повний діаметр. Усі комбайни для буріння підняткових забезпечені маніпуляторами для механізації допоміжних процесів. Як буровий інструмент у них використані шарошки різних конструкцій із зубками з твердих сплавів. Підготовка до буріння починається з вибору місця закладення випереджальної свердловини і проведення камери об'ємом 60 – 140 м³ для розміщення комбайну і зведення підстави для нього біля устя свердловини. Підставою слугує бетонна площадка (фундамент) на яку цанговими болтами кріпляться лапи кріплення рами комбайна. Випереджальну свердловину бурять шарошечним долотом з використанням спрямовуючих штанг, що перешкоджають відхиленню свердловини від заданого напрямку. Після виходу випереджальної свердловини на нижній горизонт шарошечне долото знімають, і буровий став оснащують розширювачем заданого кінцевого діаметра підняткового.

Розрахунок основних робочих процесів при проведенні підняткових комбайнами.

Час монтажу комбайна

$$T_m = \frac{H_m}{T_{zm}}, \text{ чол-змін,} \quad (2.104)$$

де H_m – норма часу на монтаж комбайна, чол-год, для комбайна 1КВ1 дорівнює 80,42 чол-год, 2КВ – 84,56 чол-год, Robbins 73RM – 382,97 чол-год;

T_{zm} – тривалість зміни, год.

Час на буріння передової свердловини

$$T_o = \frac{L_n}{H_{вир}}, \text{ чол-змін,} \quad (2.105)$$

де L_n – довжина підняткового, м;

$H_{вир}$ – норма виробітку на буріння передової свердловини, м/зміну, дорівнює для комбайна 2КВ

- при довжині підняткового до 20 м

$$H_{вир} = -0,3 \cdot f + 15,9, \text{ м/зміну;}$$

- при довжині підняткового до 40 м

$$H_{вир} = -0,34 \cdot f + 17,54, \text{ м/зміну;}$$

- при довжині підняткового до 60 м

$$H_{вир} = -0,4 \cdot f + 19, \text{ м/зміну;}$$

- при довжині підняткового до 80 м

$$H_{вир} = -0,4 \cdot f + 19,85, \text{ м/зміну;}$$

- при довжині підняткового до 100 м

$$H_{вир} = -0,42 \cdot f + 20,44, \text{ м/зміну.}$$

Для комбайна Robbins 73RM

- при довжині підняткового до 60 м

$$H_{вир} = -0,45 \cdot f + 22,55, \text{ м/зміну;}$$

- при довжині підняття до 80 м

$$H_{вир} = -0,5 \cdot f + 23,82, \text{ м/зміну};$$

- при довжині підняття до 100 м

$$H_{вир} = -0,55 \cdot f + 24,73, \text{ м/зміну};$$

Час на розбурювання підняття

$$T_p = \frac{L_n}{H_{вир}}, \text{ чол-змін}, \quad (2.106)$$

де $H_{вир}$ – норма виробітку на розбурювання підняття, м/зміну, що дорівнює для комбайнів 1КВ1 і 2КВ

$$H_{вир} = 9,36 \cdot e^{-0,054 \cdot f}, \text{ м/зміну}.$$

Для комбайна Robbins 73RM

$$H_{вир} = 11,02 \cdot e^{-0,05 f}, \text{ м/зміну}.$$

Час демонтажу комбайна

$$T_\partial = \frac{H_\partial}{T_{зм}}, \text{ чол-змін}, \quad (2.107)$$

де H_∂ – норма часу на демонтаж комбайна, чол-год, для комбайна 1КВ1 рівна 40,84 чол-год, 2КВ – 40,46 чол-год, Robbins 73RM – 255,31 чол-год.

Загальна трудомісткість проходки підняття

$$T_{прох.н} = T_m + T_o + T_p + T_\partial, \text{ чол-змін}. \quad (2.108)$$

Змінна норма виробітку на проходку підняття комбайном

$$H_{нк} = \frac{L_n}{T_{прох.н}}, \text{ м/зміну}. \quad (2.109)$$

Витрата електричної енергії комбайном при проходці підняття

$$Q_{ел.ен} = \frac{N_k \cdot T_{зм} \cdot (T_o + T_p)}{L_n}, \text{ кВт} \cdot \text{год/м}, \quad (2.110)$$

де N_k – встановлена потужність комбайна, кВт;

$T_{зм}$ – тривалість зміни, год.



Питання для самоконтролю

1. Наведіть фактори, що визначають форму поперечного перерізу виробки.
2. Які форми поперечного перерізу гірничих виробок набули найбільшого поширення?
3. Назвіть найпоширеніші види кріплення горизонтальних гірничих виробок.

4. *За якими факторами визначаються орієнтовні розміри поперечного перерізу виробки в просвіті.*
5. *Як виробляють вибір гірничого обладнання для проведення виробки?*
6. *Наведіть порядок розрахунку проведення горизонтальної гірничої виробки буропідливним способом.*
7. *Наведіть порядок розрахунку проведення горизонтальної гірничої виробки механічним (комбайновим) способом.*
8. *Охарактеризуйте способи проходки піднятєвих виробок.*



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 2

1. Агошков, М.И. Подземная разработка рудных месторождений [Текст] / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
2. Агошков, М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений [Текст]: учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.
3. Баранов, А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд [Текст]: Справочное пособие / А.О. Баранов – М.: Недра, 1993. – 283 с.
4. Баранов, А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд [Текст] / А.О. Баранов. – М.: Недра, 1985. – 224 с.
5. Бондаренко, В.И. Технология крепление подготовительных выработок в условиях Южно-Белозерского железорудного месторождения [Текст] / В.И. Бондаренко, О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 8. – С. 3 – 6.
6. Борисенко, С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений [Текст] / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1977. – 296 с.
7. Борисенко, С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений [Текст] / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262с.
8. Давыдов, Ю.Н. Технология проведения подготовительных выработок [Текст] : учеб. пособие / Ю.Н. Давыдов. – Караганда: КарГТУ, 2007. – 156 с.
9. Единые правила безопасности при взрывных работах [Текст]. – Утв. Госгортехнадзором Украины. 25.03.92. – К.: Норматив, 1992. – 171 с.
10. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом [Текст]. – Утв. Госгортехнадзором СССР. 31.08.71. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1977. – 223 с.
11. Именитов, В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений [Текст]: учеб. пособие / В.Р. Именитов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 504 с.

12. Кононенко, М.М. Удосконалення технології кріплення нарізних виробок у зонах впливу очисного простору [Текст] / М.М. Кононенко // «Школа подземной разработки». Межд. науч.-техн. конф. г. Ялта: Арт-Пресс – 2009. – С. 514 – 524.
13. Кононенко, М.М. Технологія кріплення бурових виробок у зонах впливу очисних камер [Текст] / М.М. Кононенко // Сб. науч. Труд. НАН Украины, ИГТМ, вып. 82, Том 1, 2009. – С. 127 – 133.
14. Kononenko, M. & Khomenko, O. Technology of support of workings near to extraction chambers / Scholl Underground Mining: New techniques and technologies in mining. – Netherlands: CRC Press Balkema – 2010. – P. 193 – 197.
15. Кононенко, М.Н. Технология крепления выработок вблизи очистных камер [Текст] / М.Н. Кононенко // «Форум гірників-2010» Міжн. наук.-техн. конф. м. Дніпропетровськ: РВК НГУ, – 2010. – С. 216 – 220.
16. Малахов, Г.М. Основные расчеты систем разработки рудных месторождений [Текст] / Г.М. Малахов, В.К. Мартынов, Г.Т. Фаустов, И.А. Кучерявенко. – М.: Недра, 1968. – 276 с.
17. Мартынов, В.К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений [Текст] / В.К. Мартынов. – К.: Вища школа, 1987. – 216 с.
18. Мартинов, В.К. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ [Текст] / В.К. Мартинов, М.Б. Федько. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2008. – 436 с.
19. Милехин, Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений [Текст] : учеб. пособие / Г.Г. Милехин. – Мурманск: Изд-во МГТУ, 2004. – 113 с.
20. Панин, И.М. Задачник по подземной разработке рудных месторождений [Текст] / И.М. Панин, И.А. Ковалев. – М.: Недра, 1964. – 212 с.
21. Порцевский, А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология [Текст] / А.К. Порцевский. – М.: МГГУ, 2003. – 767 с.
22. Скорняков, Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин [Текст] / Ю.Г. Скорняков. – М.: Недра, 1986. – 204 с.
23. Скорняков, Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд [Текст] / Ю.Г. Скорняков. – М.: Недра, 1978. – 232 с.
24. Справочник по горнорудному делу [Текст] / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.
25. Технология проведения горных выработок большой протяженности [Текст] : учеб. пособие / Г.Г. Пирогов, В.И. Горбунов, В.Г. Лисихин, В.В. Медведев, В.Е. Подопригора. – Чита: ЧитПИ, 1994. – 152 с.
26. Усатый, В.Ю. Обоснование способа проведения восстающих горных выработок при системах разработки высокими камерами [Текст] / В.Ю. Усатый, С.Г. Кистрин, В.В. Усатый // Науковий вісник НГАУ. – 2001. – № 3. – С. 18 – 21.
27. Усатый, В.Ю. Проходка восстающих горных выработок в условиях ЗАО «Запорожский ЖРК» [Текст] / В.Ю. Усатый, С.Г. Кистрин, В.Г. Близнюков и др. // Сборник научных трудов, ГНИГРИ. Кривой Рог – 2001. – С. 64 – 71.
28. Хоменко, О.Є. До обґрунтування технології кріплення нарізних виробок

бок в умовах ЗАТ „Запорізький ЗРК” [Текст] / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко // Науковий вісник НГУ. – 2003. – № 7. – С. 15 – 17.

29. Хоменко, О.Е. Крепление подготовительных выработок вблизи выработанного пространства железорудной шахты [Текст] / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 3. – С. 5 – 7.

30. Хоменко, О.Є. Огляд світового ринку бурової та навантажувальної техніки для розробки рудних родовищ [Текст] / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 12. – С. 5 – 7.

31. Хоменко, О.Є. Досвід використання бурового, навантажувального та допоміжного обладнання на рудних шахтах світу [Текст] / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, О.А. Долгий // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 1. – С. 18 – 21.

32. Хоменко, О.Е. Эффективность учета разгруженности массива в креплении нарезных выработок на шахтах ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» [Текст] / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев // Розроб. рудн. родовищ – 2006. – № 90 С. 58 – 61.

33. Хоменко, О.Є. Гірниче обладнання для підземної розробки рудних родовищ [Текст] : довідковий посібник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Д.: Національний гірничий університет, 2010. – 340 с.

34. Хоменко О.Е. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений [Текст] : справочное пособие / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев. – 2-е изд. перераб. и доп. – Д.: Национальный горный университет, 2011. – 448 с. – На рус. яз.

35. Черненко, А.Р. Подземная добыча богатых железных руд [Текст] / А.Р. Черненко, В.А. Черненко – М.: Недра, 1992. – 224 с.

36. Шехурдин, В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок [Текст] : учеб. пособие / В.К. Шехурдин. – М.: Недра, 1985. – 240 с.

37. Шехурдин, В.К. Горное дело [Текст] : учеб. / В.К. Шехурдин, В.И. Несмотряев, П.И. Федоренко. – М.: Недра, 1987. – 440 с.

38. Шехурдин, В.К., Холобаев Е.Н., Несмотряев В.И. Проведение подземных горных выработок [Текст] : учеб. пособие / В.К. Шехурдин, Е.Н. Холобаев, В.И. Несмотряев. – М.: Недра, 1980, – 295 с.

РОЗДІЛ 3 ОЧИСНІ РОБОТИ

3.1 Основні поняття та визначення

Очисними роботами називається виробнича стадія, що виконується в очисних виробках з метою вилучення корисної копалини. **Очисні виробки** – це виробки, що проводяться за покладом корисної копалини, в яких здійснюється виїмка. Вони безперервно або періодично переміщуються у просторі, а форма їх поперечного перерізу і довжина залежать від потужності і кута падіння розроблювальних рудних тіл, пластів, покладів і технології видобутку корисної копалини. Очисні роботи є виробничою стадією, яка включає сукупність взаємопов'язаних і послідовних комплексів робочих процесів, метою яких є видобуток корисної копалини. На сучасних рудних шахтах основна частина витрат (25 – 50%) з видобутку корисної копалини доводиться на виробничу стадію процесу очисних робіт, яка складається з таких комплексів робочих процесів як: відбивання і доставка руди, вторинне подрібнення і підтримання виробленого простору.

Комплекс робочих процесів відбивання руди складається з ряду робочих процесів, які виконуються послідовно або в певних гірничо-геологічних умовах не виконуються взагалі, серед них: підсікання, утворення відрізної щілини і безпосередньо відбивання. Кожен із зазначених комплексів робочих процесів може суттєво впливати на показники інших процесів. Так, здешевлення відбивання може погіршити подрібнення руди, що призводить до збільшення обсягу вторинного подрібнення і зниження продуктивності доставки руди. Застосування більш щільної закладки підвищить витрати на підтримку виробленого простору, але надасть можливість здійснювати роботи самохідного обладнання на її поверхні, що дозволить зменшити витрати на відбивання і доставку руди та ін. Тому найбільш оптимальні рішення повинні прийматися з урахуванням комплексу взаємопов'язаних процесів, тобто на підставі комплексної оптимізації всієї технологічної схеми очисних робіт.

При розрахунку очисних робіт визначають:

1. Кількість, глибину шпурів, штангових шпурів, свердловин, сумарну кількість метрів шпурів, штангових шпурів або свердловин на відбивання масиву певного обсягу.
2. Обсяг відбитої руди в шарі або всій камері. Трудові витрати на буріння шпурів, штангових шпурів або глибоких свердловин.
3. Трудові витрати на монтажні операції і перестановку верстата.
4. Сумарні трудові витрати на бурові роботи.
5. Норми виробітку машиністів бурових верстатів або бурильників шпурів, підрильників та робітників, зайнятих на доставці руди.
7. Витрати матеріалів і енергії на 1 т руди.

3.2 Підсікання запасів руди в блоці

Підсікання запасів руди в очисному блоці є найбільш важливою стадією при відбиванні руди, яка багато в чому визначає ефективність системи розробки. **Підсіканням запасів руди** очисної камери називається утворення оголеної площі в нижній частині масиву руди, що підлягає відпрацюванню, і служить для компенсації збільшення об'єму руди при її обваленні. Перше призначення характерне для всіх систем розробки, а друге – для окремих варіантів систем з обваленням. Висота підсікання залежить від її призначення. На практиці розрізняють два види підсікання – воронками і траншеєю (рис. 3.1 а, б).

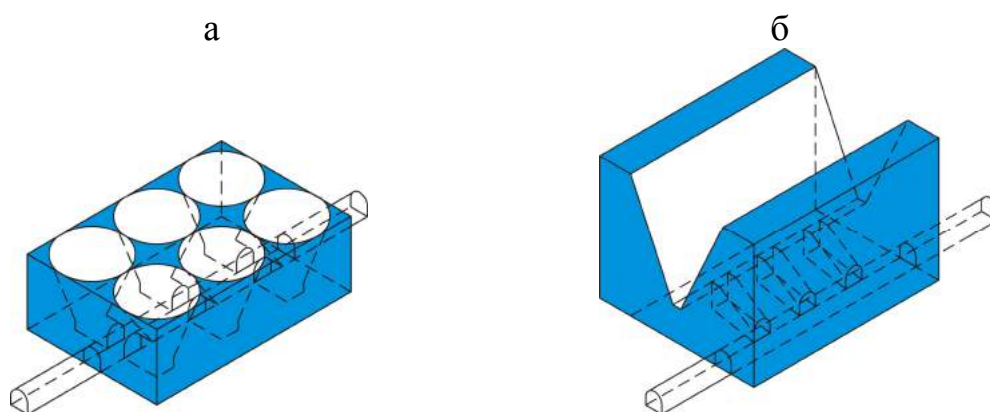


Рис. 3.1. Види підсікання руди в очисному блоці: а – підсікання воронками, б – траншейне підсікання

Існують наступні способи підсікання блоків: шпуровий, варіант «закрите віяло», варіант «камера над дучками» і траншейний. Серед цих способів набули поширення траншейний, варіанти «закрите віяло» і «камера над дучками».

Підсікання шпуровим способом. Залежно від застосовуваних систем розробки, підсікання дрібними шпурами може здійснюватися суцільно або із залишенням тимчасових решітчастих ціликів. Суцільне підсікання в основному застосовують при системах розробки з відкритим очисним простором і в системах з магазинуванням руди. Підсікання із залишенням тимчасових решітчастих ціликів, які утворюються в результаті проведення на горизонті підсікання взаємно перпендикулярних виробок, застосовують при системах розробки з обваленням. Залишений між штреками і ортами решітчастий цілик руйнують дрібними шпурами. Розташування шпурів і їх кількість визначають графічним способом. Відстань між шпурами застосовують залежно від межі міцності руди, що дорівнює 0,7 – 1,2 м. Доставку руди при підсіканні шпуровим способом здійснюють скреперними установками або під дією власної ваги.

Підсікання блоків варіантом «закрите віяло». З випускних дучок дещо розширених у верхній частині, масив руди розбурюється віялами висхідних штангових шпурів довжиною до 7 – 10 м, шпури також бурять для розширення дучок у воронки. Послідовним підриванням штангових шпурів у декількох

дучках спочатку утворюють відріzną щілину, на яку потім висаджують шпури сусідніх дучек. Отже, послідовним підриванням штангових шпурів і випуском руди утворюється підсікання на висоту до 10 м. Кількість штангових шпурів пробурених з кожної дучки, встановлюють залежно від межі міцності руди і діаметра шпурів.

Підсікання блоків варіантом «камера над дучками». Цей спосіб підсікання набув широке поширення при розробці потужних рудних родовищ системами примусового поверхового і підповерхового обвалення, поверхово-камерною та ін. і дозволяє за одну стадію утворити підсікання на висоту 12 – 18 м. Підсікання запасів блоку (панелі) виробляють окремими камерами із залишенням між ними тимчасових ціликів, що руйнуються спільно з обваленням вище розміщеного масиву руди. По ряду дучок на горизонті підсікання проходять підсічні виробки, розташовані посередині камери. У торці камери на всю її висоту утворюють відріzną щілину шляхом розширення проведеного підняттевого або секційним підриванням пробурених з підсічної виробки віялових свердловин. Після утворення відрізної щілини послідовними підриванням рядів свердловин, пробурених з підсічної виробки, утворюють підсічну камеру висотою до 12 – 18 м. Руду в камері відбивають віяловими свердловинами з виробки підсікання, інколи – паралельними свердловинами з попереднім проведенням відкритої заходки. У міру утворення камери виробляють розширення дучек у прийомні воронки. Після утворення підсічних камер тимчасові цілики між ними шириною 4 – 6 м руйнують масовим підриванням свердловин, пробурених з дучек перед обваленням вище розміщеного масиву руди в блоці. Розмір підсічних камер визначається виходячи з фізико-механічних властивостей руди і конструктивних особливостей системи розробки, погодившись з відстанню між виробками випуску руди і дучками. Ширина камер дорівнює 1, 1,5 і 2 відстані між виробками випуску. Довжина камер – не більше ніж 25 м.

Траншейне підсікання. Цей спосіб підсікання набув поширення при розробці рудних родовищ системами розробки з відкритим очисним простором, підповерхового і поверхового обвалення. Сутність траншейного способу підсікання полягає в утворенні в днищі блоку, камери або панелі траншеї (траншей), які мають у поперечному перерізі форму трапеції. Траншея утворюється послідовним підриванням рядів віял свердловин (штангових шпурів), пробурених з підсічної виробки. Попередньо на початку траншеї утворюється відрізна щілина шляхом розширення спеціально пройденого підняттевого з дучки або ж послідовним підриванням віял свердловин, пробурених у площині поперечного перерізу траншеї. При використанні декількох траншей у стійких рудах суміжні траншеї у верхній частині з'єднуються між собою, утворюючи суцільну оголену площу. При недостатній стійкості руди, між траншеями у верхній частині іноді залишають цілики шириною 2 – 4 м. Ширина траншеї у верхній частині визначається з конструктивних міркувань залежно від фізико-механічних властивостей руди і відстані між виробками випуску.

3.2.1 Утворення підсікання блоку за допомогою воронок

Із застосуванням підсікання воронками відбита або самообвалена руда в блоці потрапляє в приймальні воронки, які з'єднуються рудоспусками (дучками) з виробками горизонту випуску. Розміри приймальних воронок в основному залежать від висоти цілика над виробками приймального горизонту, кута утворюючої воронки і відстані між осями випускних виробок. Висота цілика над виробками приймального горизонту зазвичай становить 5 – 8 м. При куті нахилу утворюючої воронки 50 – 60 °, площа однієї воронки коливається в межах 30 – 40 м². Висота випускної воронки визначається товщиною цілика над приймальним горизонтом і довжиною дучки. Довжину дучки приймають мінімально необхідною для додання належної міцної форми запобіжних ціликів над виробками приймального горизонту, вона становить 1 – 1,5 м, рахуючи від рівня покрівлі виробки випуску. Розміри поперечного перерізу випускних дучок визначають залежно від фізико-механічних властивостей руди (породи) і прийнятого кондиційного шматка і постачального обладнання. За практичними даними розміри поперечного перерізу випускних дучок коливаються в межах від 1,2 × 1,2 до 2 × 2 м.

Проходку дучок здійснюють поетапно. Спочатку за один-два прийоми проводять горизонтальну заходку глибиною до 2 м, а потім – безпосередньо дучку (рудоспуск). Останню можна проводити двома способами: дрібними або штанговими шпурами. Проведення дучок нічим не відрізняється від проходки підняттявих. Тому методика розрахунку проходки дучок за всіма прохідницькими процесами аналогічна проходці підняттявих на полках.

Створення воронок розпочинають після закінчення проходки дучок. При розробці міцних руд, розворот дучок у приймальні воронки виробляють дрібними (зверху вниз) і штанговими (знизу вгору) шпурами. У рудах менш міцних воронки створюють, як правило, штанговими шпурами, пробуреними з горизонтальних заходок або коротких дучок, проведених до нижньої основи воронки.

Для розрахунку розвороту воронки штанговими шпурами скористаємося розрахунковою схемою, поданою на рис. 3.2.

Висота воронки

$$h_{\epsilon} = \operatorname{tg}\beta \cdot \left(R_{\epsilon} - \frac{b_{\partial}}{2} \right), \text{ м}, \quad (3.1)$$

де β – середній кут природного укосу руди що дорівнює 55 – 65°;
 R_{ϵ} – радіус верхньої підстави воронки, що дорівнює 2,5 – 5 м;
 b_{∂} – ширина або радіус дучки, що дорівнює 1,2 – 2 м.

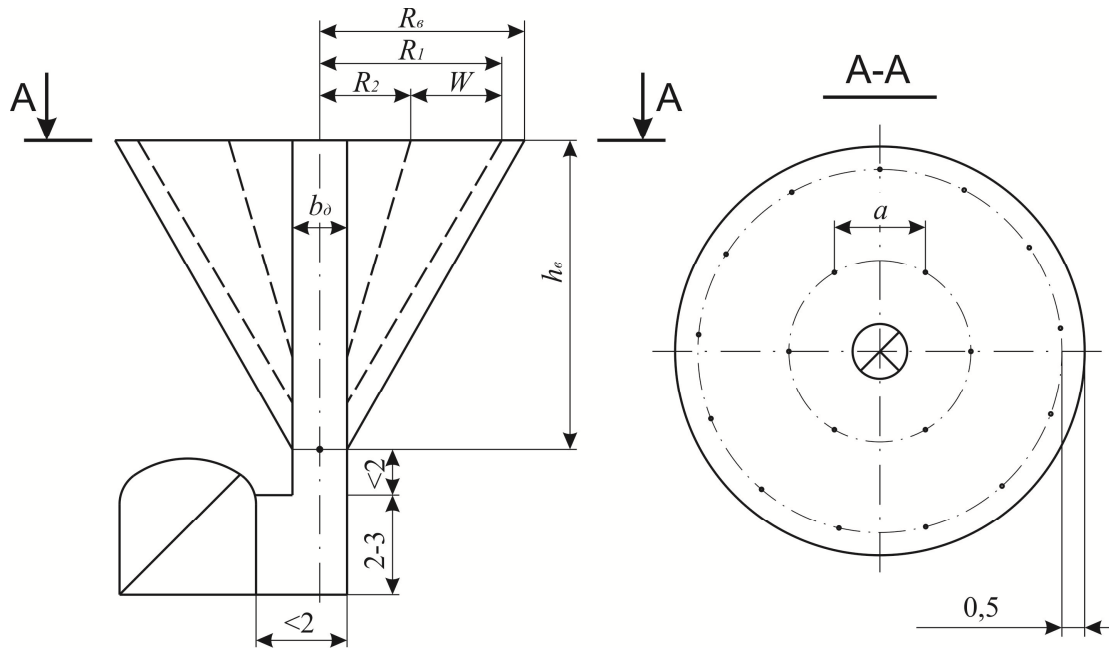


Рис. 3.2. Розрахункова схема розвороту воронки штанговими шпурами

Радіус першого кільцевого віяла

$$R_1 = R_g - 0,5, \text{ м.} \quad (3.2)$$

Кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі

$$n_1 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_1}{a}, \text{ шт.}, \quad (3.3)$$

де a – відстань між вибоями штангових шпурів

$$a = m \cdot W, \text{ м,} \quad (3.4)$$

m – коефіцієнт зближення зарядів, що дорівнює 0,9 – 1,5;

W – лінія найменшого опору штангових шпурів

$$W = 80 \cdot K \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta b}{f \cdot \Delta q \cdot m}}, \text{ м,} \quad (3.5)$$

де K – поправний коефіцієнт, який враховує напрям відбивання і міцність порід, при відбиванні шарів руди при $f > 10$ дорівнює 1,0, при $f \leq 10$ – 0,9;

δ – щільність заряджання, т/м³;

$\Delta q = \sqrt[3]{d/0,085}$ – коефіцієнт рівномірності розподілу ВР у масиві що відбивається;

Δb – коефіцієнт відносної працездатності ВР, для амоніту № 6ЖВ що дорівнює 1,0, ігданіт – 0,92, грануліти – 0,88, скальний амоніт – $\Delta b = 2,04 - 0,58d$, грамоніти – $\Delta b = 0,71 + 0,16d$, україніт-ПП-2Б – $\Delta b = 1,385 - 0,23d$;

d – діаметр штангового шпуру, м.

Радіус другого кільцевого віяла

$$R_2 = R_1 - W, \text{ м.} \quad (3.6)$$

Кількість штангових шпурів у другому кільцевому віялі

$$n_2 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_2}{a}, \text{ шт.} \quad (3.7)$$

За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки і згідно з розрахунковою схемою в масштабі роблять креслення воронки, за яким графічно визначають довжину штангових шпурів у першому та другому кільцевих віялах.

Сумарна довжина штангових шпурів для розвороту однієї воронки

$$L_{\text{сум}} = n_1 \cdot l_1 + n_2 \cdot l_2, \text{ м,} \quad (3.8)$$

де l_1 – довжина штангового шпуру в першому кільцевому віялі, м;

l_2 – довжина штангового шпуру в другому кільцевому віялі, м.

Кількість руди, отриманої при формуванні воронки:

- при розвороті дучки в приймальну воронку

$$Q_{p.\text{вор.}} = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot h_{\text{в}} \cdot (R_{\text{в}}^2 + R_{\text{в}} \cdot r_{\text{в}} + r_{\text{в}}^2) \cdot \gamma_p - h_{\text{в}} \cdot S_{\text{д}} \cdot \gamma_p, \text{ т,} \quad (3.9)$$

де $r_{\text{в}}$ – радіус нижньої частини воронки, м;

$S_{\text{д}}$ – площа поперечного перерізу дучки, м²;

γ_p – об'ємна щільність руди, т/м³;

- при утворенні воронки за відсутності дучки

$$Q_{p.\text{вор.}} = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot h_{\text{в}} \cdot (R_{\text{в}}^2 + R_{\text{в}} \cdot r_{\text{в}} + r_{\text{в}}^2) \cdot \gamma_p, \text{ т.} \quad (3.10)$$

Промисловий запас руди при утворенні підсікання воронками

$$A_{\text{пром}} = n_{\text{вор.}} \cdot Q_{p.\text{вор.}}, \text{ т,} \quad (3.11)$$

де $n_{\text{вор.}}$ – загальна кількість воронки у камері (блоці), шт.

Змінна продуктивність $H_{\text{б}}$ буріння штангових шпурів телескопним перфоратором визначається за формулою (2.14).

Трудомісткість буріння

$$T_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{сум}} \cdot n_{\text{вор.}}}{H_{\text{б}}}, \text{ чол-змін.} \quad (3.12)$$

Норма бурильника, виражена в тоннах

$$H_{\text{б.т}} = \frac{A_{\text{пром}}}{T_{\text{бур}}}, \text{ т/зміну.} \quad (3.13)$$

Питомі витрати ВР на відбивання руди

$$q = 0,1 \cdot f \cdot \frac{\Delta q}{\Delta b \cdot \gamma_p}, \text{ кг/т,} \quad (3.14)$$

Загальна витрата ВР для відбивання руди у воронках

$$Q_{\text{вр}} = q \cdot A_{\text{пром}}, \text{ кг,} \quad (3.15)$$

Змінна продуктивність при механізованому заряджанні штангових шпурів або свердловин зарядною машиною

$$H_{\text{зар.}} = \frac{10 \cdot (T_{\text{зм}} - T_{\text{об}}) \cdot k_m}{\left(\frac{10 \cdot T_{\text{нз}}}{n + (t_o + t_e) \cdot (1 + k_{\text{від}})} \right)}, \text{ м/зміну,} \quad (3.16)$$

де $T_{пз}$ – тривалість підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 60 – 90 хв;

$T_{об}$ – час на обслуговування зарядної установки, що дорівнює 1 – 15 хв;

k_m – поправний коефіцієнт, який враховує тип ВР, при використанні вибухових механічних сумішей дорівнює 1,0, при використанні емульсійних ВР – 1,3 – 1,35;

n – сумарна довжина штангових шпурів або свердловин, які заряджаються з однієї установки зарядної машини, м, при довжині штангових шпурів 10 – 20 м або свердловин 10 – 30 м $n = 150 – 1000$ м;

$(t_o + t_{\theta})$ – витрати часу на заряджання 10 м штангових шпурів або свердловин, що дорівнює 4 – 15 хв;

$k_{від}$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 0,1.

Витрати часу на заряджання ВР штангових шпурів або свердловин у воронках:

$$T_{зар.} = \frac{4 \cdot Q_{вр}}{H_{зар.} \cdot \Delta \cdot d^2}, \text{ чол-змін}, \quad (3.17)$$

де Δ – щільність ВР, що дорівнює 900 – 1100 кг/м³;

d – діаметр штангового шпуру або свердловини, м.

Норма виробітку підривника в тоннах

$$H_{зар.м} = \frac{A_{пром}}{T_{зар.} \cdot n_{від}}, \text{ т/зміну}, \quad (3.18)$$

де $n_{від}$ – кількість підривників у ланці, що дорівнює 3 – 4 чол.

Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-постачальної машини визначається за формулами (2.22) – (2.23) і (2.85) – (2.86).

Трудомісткість доставки руди скреперної установкою або вантажно-постачальної машиною

$$T_{нав} = \frac{A_{пром}}{H_n \cdot \gamma_p}, \text{ чол-змін}. \quad (3.19)$$

Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником

$$T_{нав} = \frac{A_{пром}}{H_n}, \text{ чол-змін}. \quad (3.20)$$

Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника, виражена в тоннах

$$H_{маш.нав} = \frac{A_{пром}}{T_{нав}}, \text{ т/зміну}. \quad (3.21)$$

Витрата стисненого повітря перфораторами при виконанні очисних робіт

$$Q_{ст.п.} = \frac{q_{\theta} \cdot n_n \cdot K_{пер} \cdot K_{одн} \cdot T_{бур} \cdot T_{зм}}{A_{пром}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (3.22)$$

де q_{θ} – питома витрата повітря перфоратором, м³/хв;

n_n – кількість одночасно працюючих перфораторів, шт.;

$K_{пер}$ – коефіцієнт перевитрати стисненого повітря, що дорівнює

1,15;

$K_{одн}$ – коефіцієнт одночасної роботи перфораторів, при $n_n = 2$

$K_{одн} = 0,9$; $n_n = 1,0$, $K_{одн} = 1,0$;

$T_{бур}$ – тривалість буріння, чол-змін;

$T_{зм}$ – тривалість зміни, хв.

Витрата стисненого повітря буровими верстатами при виконанні очисних робіт

$$Q_{ст.п.} = \frac{q_{б} \cdot T_{бур} \cdot T_{зм}}{A_{пром}}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (3.23)$$

де $q_{б}$ – питома витрата повітря буровим верстатом, $\text{м}^3/\text{хв}$;

Витрата електричної енергії буровим верстатом

$$Q_{енер.} = \frac{N_{б} \cdot T_{бур} \cdot T_{зм}}{A_{пром}}, \text{ кВт} \cdot \text{год}/\text{т}. \quad (3.24)$$

де $N_{б}$ – споживана потужність бурового верстата, кВт;

$T_{зм}$ – тривалість зміни, год.

Витрата електроенергії скреперною установкою, вантажно-посточальною машиною, люком або вібраційним живильником:

$$Q_{енер.} = \frac{N_n \cdot T_{нав} \cdot T_{зм}}{A_{пром}}, \text{ кВт} \cdot \text{год}/\text{т}, \quad (3.25)$$

де N_n – споживана потужність скреперної установки, вантажно-постачальною машиною, люком або вібраційним живильником, кВт;

$T_{нав}$ – тривалість навантаження, чол-змін.

Питома витрата ВР

$$q_{вр} = \frac{Q_{вр}}{A_{пром}}, \text{ кг}/\text{т}, \quad (3.26)$$

Питома витрата електродетонаторів

$$q_{ед} = \frac{Q_{ед}}{A_{пром}}, \text{ шт.}/\text{т} \quad (3.27)$$

де $Q_{ед}$ – загальна витрата електродетонаторів, шт.

Для розрахунку розвороту воронок свердловинами скористаємося розрахунковою схемою, поданою на рис. 3.3.

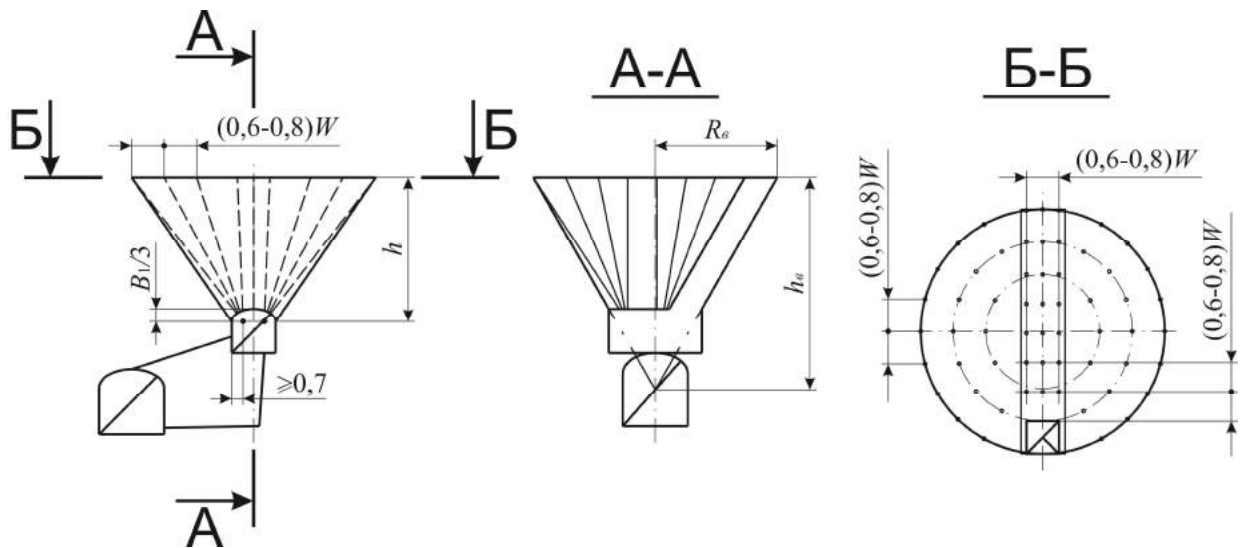


Рис. 3.3. Розрахункова схема розвороту воронки свердловинами

Висота воронки

$$h_g = \operatorname{tg} \beta \cdot R_g, \text{ м}, \quad (3.28)$$

де R_g – радіус верхньої підстави воронки, що дорівнює 5,0 – 7,5 м;
Величина лінії найменшого опору при відбиванні руди свердловинами

$$W = 114 \cdot K \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta b}{f \cdot \Delta q \cdot m}}, \text{ м}, \quad (3.29)$$

де d – діаметр свердловини, м.

Відстань між вибоями свердловин

$$a = m \cdot W, \text{ м}, \quad (3.30)$$

де m – коефіцієнт зближення зарядів, що дорівнює 0,8 – 1,2;

За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки свердловинами і згідно з розрахунковою схемою в масштабі роблять креслення воронки, за яким графічно визначають сумарну довжину свердловин $L_{\text{сум}}$ для розвороту однієї воронки.

Кількість руди, отриманої при розвороті воронки

$$Q_{p.\text{вор.}} = \gamma_p \cdot \left(\frac{1}{3} h \cdot (B_1 l_{ne} + R_g (\sqrt{\pi \cdot l_{ne} \cdot B_1} + \pi R)) - 0,26 B_1^2 l_{ne} - S_g \frac{h}{\operatorname{Sin} \beta} \right), \text{ т}, \quad (3.31)$$

де l_{ne} – довжина підсічної виробки, м;

S_g – площа поперечного перерізу відрізного підняттевого або дучки, м².

Промисловий запас руди при створенні підсікання воронками визначається за формулою (3.11). Змінна продуктивність буріння H_g свердловин буровим верстатом визначається за формулами (2.74) – (2.78). Трудомісткість буріння свердловин визначається за формулою (3.12). Норма бурильника виражена в тоннах визначається за формулою (3.13). Питомі витрати ВР на відбивання руди визначаються за формулою (3.14). Загальна витрата ВР для відбивання руди у воронках (3.15). Змінна продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначається за формулою (3.16). Витрати часу

на заряджання свердловин ВР у воронках визначаються за формулою (3.17). Норма виробітку підричника в тоннах визначається за формулою (3.18). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-постачальної машини визначається за формулами (2.22) – (2.23) і (2.85) – (2.86). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-постачальною машиною визначається за формулою (3.19). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (3.20). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника, виражена в тоннах визначається за формулою (3.21). Витрата основних матеріалів і енергії для розвороту воронок визначаються за формулами (3.23) – (3.27).

3.2.2 Утворення траншейного підсікання

Основними перевагами траншейного підсікання є: висока безпека робіт, незалежність ведення бурових та вибухових робіт, висока продуктивність праці, велика стійкість виробок розташованих у днищі блоку (камери). Сутність траншейного підсікання полягає в утворенні в днищі камери, блоку або панелі траншеї або траншей, що мають у поперечному перерізі форму трапеції. Траншея створюється послідовним підриванням рядів віял штангових шпурів або свердловин, які буряться з підсічних (траншейних) виробок (штреків, ортів), розташованих на рівні відкотного горизонту або вище на 3,0 – 5,0 м.

Попередньо на початку кожної траншеї створюється відрізна щілина шляхом розширення пройденого піднягтевого або ж послідовним підриванням віялових штангових шпурів чи свердловин, пробурених у площині поперечного перерізу траншеї. Траншейне підсікання утворюється штанговими шпурами або свердловинами діаметром 50 – 105 мм. Для визначення параметрів траншейного підсікання використовують таку методику.

Величина лінії найменшого опору при відбиванні руди штанговими шпурами або свердловинами визначається за формулами (3.5) або (3.29). Відстань між вибоями штангових шпурів або свердловин визначається за формулою (3.4). Кількість віял для створення траншейного підсікання визначається графічно відповідно до креслення системи розробки. За результатами розрахунку будують розташування штангових шпурів або свердловин у віялі і віял для створення траншейного підсікання згідно з розрахунковою схемою, поданою на рис. 3.4.

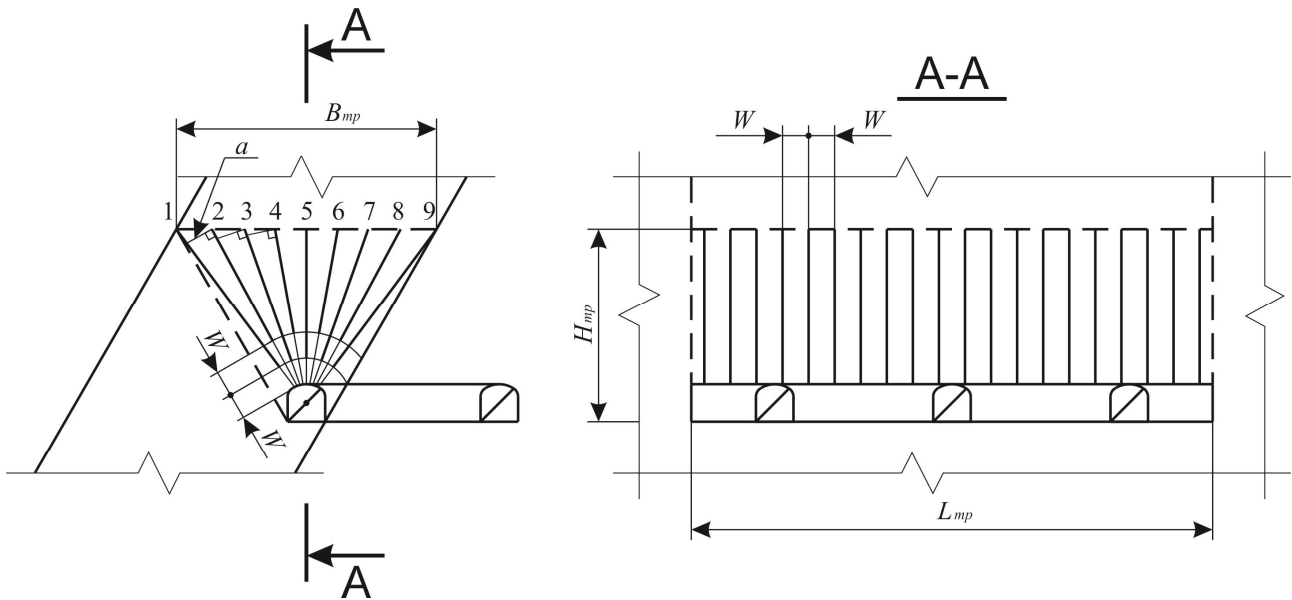


Рис. 3.4. Розрахункова схема траншейного підсікання

Побудова віяла штангових шпурів або свердловин та віял для створення траншейного підсікання виконують у масштабі 1:200 або 1:500. Графічно визначають довжину штангових шпурів або свердловин і довжину заряду. Отримані дані зводять за зразком табл. 3.1.

Таблиця 3.1

Характеристика віяла

№ свердловини	$L_{св.}, \text{ м}$	$L_{зар.}, \text{ м}$
1		
2		
3		
Σ		

Площа траншеї

$$S_{тр} = \frac{B_{тр.в} + B_{тр}}{2} \cdot H_{тр}, \text{ м}^2, \quad (3.32)$$

де $B_{тр.в}$ – ширина виробки підсікання (траншейної), дорівнює 2 – 4 м;
 $B_{тр}$ – ширина траншеї у верхній частині, яка визначається з конструктивних міркувань залежно від фізико-механічних властивостей руди і відстані між виробками випуску, м.

Промисловий запас руди після створення траншейного підсікання:

$$A_{пром} = (S_{тр} - S_{тр.в}) \cdot L_{тр} \cdot \gamma_p - S_в \cdot h_в \cdot \gamma_p, \text{ т.} \quad (3.33)$$

де $S_{тр.в}$ – площа поперечного перерізу підсічної (траншейної) виробки начорно, м^2 ;

$S_в$ – площа поперечного перерізу відрізного підняттевого в межах траншейного підсікання, м^2 ;

h_g – висота відрізного підняття в межах траншейного підсікання, м².

Змінна продуктивність буріння H_b штангових шпурів або свердловин буровим верстатом визначається за формулами (2.74) – (2.79).

Трудомісткість буріння штангових шпурів або свердловин:

$$T_{бур} = \frac{\Sigma L_{св.}}{H_b}, \text{ чол-змін.} \quad (3.34)$$

де $\Sigma L_{св.}$ – сумарна довжина штангових шпурів або свердловин, м.

Норма бурильника виражена в тоннах визначається за формулою (3.12).

Загальна витрата ВР для відбивання руди в траншеї:

$$Q_{вр} = p \cdot \Sigma L_{зар}, \text{ кг,} \quad (3.35)$$

де p – кількість ВР у 1 м штангового шпурі або свердловини, кг/м, визначається за формулою (2.73);

$\Sigma L_{зар}$ – сумарна довжина заряду для створення підсікання, м.

Змінна продуктивність при механізованому заряджанні штангових шпурів або свердловин зарядною машиною визначається за формулою (3.16). Витрати часу на заряджання ВР для відбивання руди в траншеї визначається за формулою (3.17). Норма виробітку підривника в тоннах визначається за формулою (3.18). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-постачальної машини визначається за формулами (2.22) – (2.23) і (2.85) – (2.86). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-постачальною машиною визначається за формулою (3.19). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (3.20). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника, виражена в тоннах визначається за формулою (3.21). Витрата стисненого повітря, електричної енергії, питомої витрати ВР і електродетонаторів визначається за формулами (3.22) – (3.27).

Питома витрата ДШ

$$q_{ди} = \frac{0,65 \cdot \Sigma L_{св.}}{A_{пром}}, \text{ м/т.} \quad (3.36)$$

Питома витрата коронок для буріння свердловин

$$q_{кор} = \frac{\Sigma L_{св.} \cdot q_k}{A_{пром}}, \text{ шт./т.} \quad (3.37)$$

Питома витрата бурових штанг для буріння свердловин

$$q_{штанг} = \frac{\Sigma L_{св.} \cdot q_{ш}}{A_{пром}}, \text{ шт./т.} \quad (3.38)$$

3.3 Відрізка запасів руди в блоці

Під **відрізкою запасів руди** в блоці розуміють гірничі роботи, одну зі стадій очисних робіт, що призначена для створення відрізної щілини. **Відрізна щілина** – це вертикальна площина оголення (компенсаційний простір), необхідна для подальшого відбивання руди вертикальними шарами в межах заданого контуру блоку. Відрізку застосовують при таких системах розробки: камерно-стовповій, поверхово-камерній, підповерхово-камерній, підповерхового і поверхового обвалення тощо. Залежно від обраного способу відбивання руди відрізні щілини створюють: шпурами, штанговими шпурами і глибокими свердловинами.

Для створення відрізної щілини необхідно проведення нарізних виробок, до яких належать: відрізні штреки, орти і підняттяві. Відрізний підняттявий – це вертикальна або похила гірничя виробка, яку проходять по корисній викопні для підготовки очисного вибою. З відрізного підняттявого починають роботи щодо створення відрізної щілини. Основні більш поширені розміри відрізних підняттявих 1,5 × 1,5, 1,8 × 1,8, 2 × 2 і 2 × 3 м. Після проведення всіх необхідних відрізних виробок виробляють утворення відрізної щілини.

Створення відрізної щілини шпурами. Цей спосіб створення відрізної щілини застосовується при камерно-стовпових системах розробки. Сутність способу полягає в наступному. У блоці (панелі), що буде відпрацьовуватися на всю ширину, проводять відрізні виробки (штреки або орти), потім на всю висоту по центру панелі проходять відрізний підняттявий. Створення відрізної щілини здійснюється шляхом відбивання низхідних вертикальних шпурів в уступах. Висота уступів становить 2 – 3 м, а ширина дорівнює ширині відрізної виробки. Відбиту руду випускають через відрізний підняттявий на відкотний горизонт. Відпрацювання уступів ведуть до тих пір, доки не утворюється відрізна щілина на всю ширину і висоту очисної панелі (блоку). Шпуровий спосіб утворення відрізної щілини, порівняно з іншими, має обмежені умови застосування і практично, не використовується через такі суттєві недоліки: більш небезпечний внаслідок того, що над головою робітників знаходиться всезростаюча, у міру розвитку відрізної щілини, площа оголення вміщуючого масиву, вимагає великих витрат праці на перекидання відбитої руди, на створення відрізної щілини необхідно багато часу.

Створення відрізної щілини штанговими шпурами. Цей спосіб утворення відрізної щілини застосовується як при системах з обваленням руди, так і при камерних системах розробки. У панелі (блоці) що відпрацьовується проводять відрізний підняттявий перетином 1,5 × 1,5 або 1,8 × 1,8 м розташованого зазвичай на контурі панелі (блоку) з масивом руди. На горизонті підсікання від відрізного підняттявого проводять відрізну виробку, яка з'єднується з виробкою підсікання. У покрівлі відрізної виробки залежно від міцності руди на відстані 1,5 – 2,0 м від відрізного підняттявого бурять штангові шпури. Послідовним підриванням зарядів штангових шпурів створюють відрізну щілину необхідних розмірів.

Другий спосіб створення відрізної щілини штанговими шпурами полягає в наступному. Відрізний підняттявий проходиться до контрольного штреку у стелини. Роботи щодо створення відрізної щілини полягають у проведенні кільцевих заходок на кожному підповерху і бурінні в покрівлі заходок штангових шпурів з подальшим їх підриванням, у результаті чого утворюється відрізна щілину на всю ширину і висоту камери. Ширина відрізної щілини досягає 4 – 5, а іноді 6 м.

Створення відрізної щілини глибокими свердловинами. Цей спосіб створення відрізної щілини застосовується при камерних системах розробки. На кожному буровому горизонті або підповерху до збійки з відрізним підняттявим проходять відрізні штреки або орти, з яких бурять паралельні ряди висхідних пробурених на 2/3 підповерха і низхідних свердловин, пробурених на 1/3 підповерха. У ряді розташовують від 4-х до 8 свердловин.

Ряди свердловин підривають послідовно від відрізного підняттявого в створі по всій висоті камери. В результаті підривання всіх рядів свердловин утворюється відрізна щілина довжиною 12 – 15 м. Така довжина відрізної щілини очисної камери приймається виходячи з мінімізації трудомісткості її утворення. Далі проводять формування компенсаційної щілини на всю ширину очисної камери підриваючи віялові комплекти глибоких свердловин пробурених з бурового штреку або орту камери. Довжина щілини зумовлена конструктивними розмірами системи розробки.

Відрізні щілини створюють розширенням попередньо пройденого відрізного підняттявого послідовним підриванням зарядів ВР у штангових шпурах або свердловинах, пробурених зверху вниз або знизу вгору з відрізних штреків або ортів. Залежно від міцності руди і ширини щілини застосовують паралельне або паралельно-пучкове розташування рядів свердловин. При рудах середньої і нижче середньої міцності свердловини розташовують у вигляді віяла, а при рудах вище середньої міцності і міцних – паралельно і пучками паралельно зближених свердловин. З урахуванням роботи зарядів ВР у стиснутому просторі розміри сітки свердловин необхідно приймати на 20 – 40% менше, а питому витрату ВР на 20 – 50% більше, ніж при відбиванні масиву руди камери. Штангові шпури або Свердловини для створення відрізної щілини залежно від ширини камери відносно відрізного підняттявого розташовують згідно з розрахунковими схемами (рис. 3.5 а-г).

При віяловому, паралельному або паралельно-пучковому розташуванні штангових шпурів або свердловин величину лінії найменшого опору визначають за формулами (3.5) або (3.29).

Якщо застосовується паралельно-пучкове розташування штангових шпурів або свердловин, то відстань між зарядами в пучку визначається за формулою

$$Q = (3...6) \cdot d, \text{ м}, \quad (3.39)$$

де d – діаметр штангового шпуру або свердловини, м.

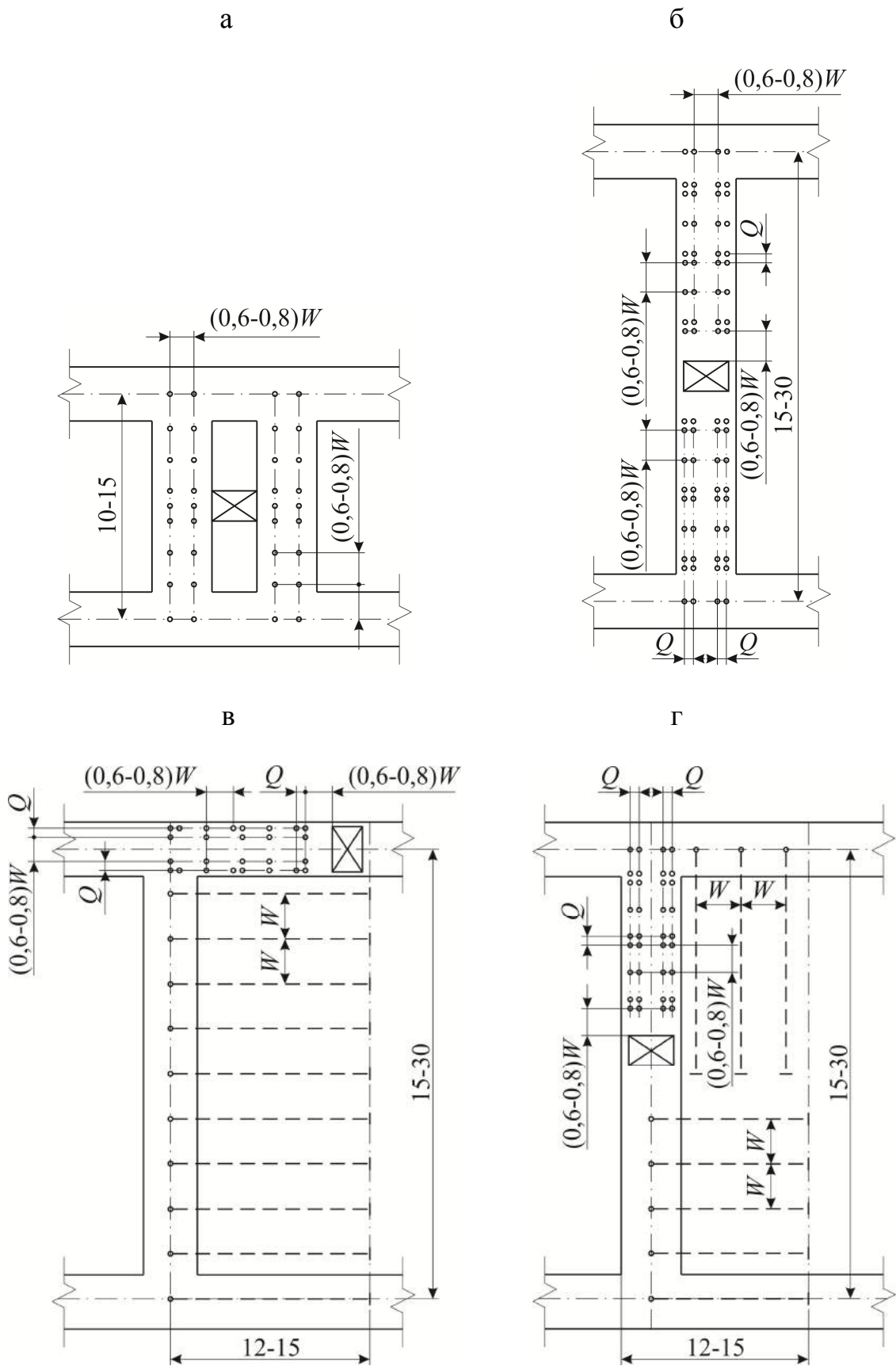


Рис. 3.5. Розрахункові схеми створення відрізної щілини з двома паралельними відрізними штреками або ортами (а), з одним відрізним штреком або ортом (б), за орто-штрековою (в) і штреко-ортовою (г) схемами

Промисловий запас руди у відрізній щілині

$$A_{\text{пром}} = n_{\delta} \cdot \left[(B \cdot h_{\delta} \cdot B_{\text{ощ}} - (S_{\delta} \cdot h_{\delta} + S_{\text{ов}} \cdot B)) \cdot \gamma_p \right] + \gamma_p \cdot (S_{\kappa} \cdot B_{\text{ощ}} - S_{\text{вк}} \cdot h_{\text{вк}}), \text{ т}, \quad (3.40)$$

де n_{δ} – кількість бурових горизонтів;

$B_{\text{ощ}}$ – ширина відрізної щілини, що дорівнює 2 – 15 м;

B – ширина очисної камери (блока), м;

h_{δ} – відстань між буровими горизонтами, м;

S_{δ} – площа поперечного перерізу відрізного підняттявого, м²;

h_{δ} – висота відрізного підняттявого між буровими горизонтами, м;

$S_{\text{ов}}$ – площа поперечного перерізу відрізної виробки (штрек, орт);

S_{κ} – площа поперечного перерізу покрівлі (купола) камери, м²;

$S_{\text{вк}}$ – площа поперечного перерізу відрізного підняттявого в межах покрівлі (купола) камери, м²;

$h_{\text{вк}}$ – висота відрізного підняттявого в межах покрівлі (купола) камери, м.

Сумарну довжину $L_{\text{сум}}$ штангових шпурів або свердловин для створення відрізної щілини визначають графічно за кресленням системи розробки.

Змінна продуктивність буріння H_{δ} штангових шпурів або свердловин буровим верстатом визначається за формулами (2.74) – (2.79).

Трудомісткість буріння штангових шпурів або свердловин

$$T_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{сум}}}{H_{\delta}}, \text{ чол-змін}. \quad (3.41)$$

Норма бурильника виражена в тоннах визначається за формулою (3.12).

Загальна витрата ВР для відбивання руди при утворенні відрізної щілини

$$Q_{\text{вр}} = p \cdot L_{\text{сум}} \cdot K_3, \text{ кг}, \quad (3.42)$$

де K_3 – коефіцієнт заповнення штангового шпuru або свердловини, що дорівнює 0,8 – 0,9.

Змінна продуктивність при механізованому заряджанні штангових шпурів або свердловин зарядною машиною визначається за формулою (3.16). Витрати часу на заряджання ВР для відбивання руди визначається за формулою (3.17). Норма виробітку підрильника в тоннах визначається за формулою (3.18). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-постачальної машини визначається за формулами (2.22) – (2.23) і (2.85) – (2.86). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-постачальною машиною визначається за формулою (3.19). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (3.20). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника, виражена в тоннах, визначається за формулою (3.21). Витрата стисненого повітря, електричної енергії, питомої витрати ВР і електродетонаторів визначається за формулами (3.22) – (3.27) і (3.36) – (3.38).

3.4 Відбивання запасів руди в блоці

3.4.1 Відбивання запасів руди вибуховим способом

Відбивання руди шпурами. Шпуровим відбиванням називається відбивання підриванням зарядів ВР, розміщених в шпурах. Уперше відбивання руди шпуровими зарядами почали застосовувати з того часу, коли був винайдений порох. У наш час буріння шпурів здійснюється за допомогою ручних і телескопних перфораторів, а також колонкових перфораторів розміщених на установках бурильних шахтних. З розвитком науки і техніки, останнім часом широке застосування отримали високопродуктивні гідравлічні перфоратори вітчизняного і зарубіжного виробництва. Шпурове відбивання застосовується при розробці рудних тіл невеликою потужністю до 8 м при видобутку руд з межею міцності 40 – 200 МПа. Переваги: висока точність відбивання руди, гарне дроблення і відсутність виходу негабариту, мала сейсмічна дія на навколишній масив гірських порід. Недоліки: низька продуктивність праці – 20 – 40 т/зміну, велика питома витрата ВР, важкі умови праці, наявність професійних захворювань робітників (силікоз, вібрація, глухота).

Суттєвою відмінністю шпурового відбивання при відбиванні руди, в порівняно з проведенням гірничих виробок, є те, що вибій має мінімум дві площини оголення. Одна площина, в якій бурять шпури, а друга, на яку будуть виробляти відбивання (шпури бурять паралельно до неї, що виключають необхідність врубкових шпурів). Горизонтальні і пологі родовища малої потужності відпрацьовують без поділу на шари по вертикалі. В інших випадках при шпуровому відбиванні застосовують відпрацювання горизонтальними або слабо похилими шарами. Основні схеми відбивання руди шпурами подано на рис. 3.6.

Пошарове виймання у висхідному порядку застосовують при стійких рудах. Низхідне відпрацювання – при нестійких рудах під захистом твердіючої закладки, так і при стійкій покрівлі при горизонтальному і пологому заляганні рудного тіла.

Відбивання руди шпурами широко застосовують при подальших системах розробки: із закладанням, з магазинуванням, шарового обвалення, з суцільним відпрацюванням, при окремих системах розробки з відкритим очисним простором та ін. Діаметр шпуру визначається залежно від кондиційного розміру шматка і коефіцієнта дроблення

$$d_{ш} = R \cdot K_{др}, \text{ м}, \quad (3.43)$$

де $K_{др}$ – коефіцієнт дроблення відповідно для трудно дроблених і легко дроблених, що дорівнює 0,05 – 0,2;

R – кондиційний розмір шматка руди, визначається як найменший з розрахованих розмірів, м:

- для випускних отворів

$$R = D_{вип.отв.} / (3...5), \text{ м},$$

- для навантажувальних машин

$$R = 0,45 \cdot \sqrt[3]{V_{\text{ковш.}}}, \text{ м,}$$

- для конвеєра або лотка віброживильника

$$R = 0,5 \cdot B_{\text{л}} + 0,25, \text{ м,}$$

де $D_{\text{вип.отв.}}$ – діаметр випускного отвору (дучки, рудоспуску), що дорівнює 1,5 – 2,0 м;

$V_{\text{ковш.}}$ – об'єм ковша навантажувальної машини, м³;

$B_{\text{л}}$ – ширина стрічки конвеєра, лотка люка або віброживильника, м.

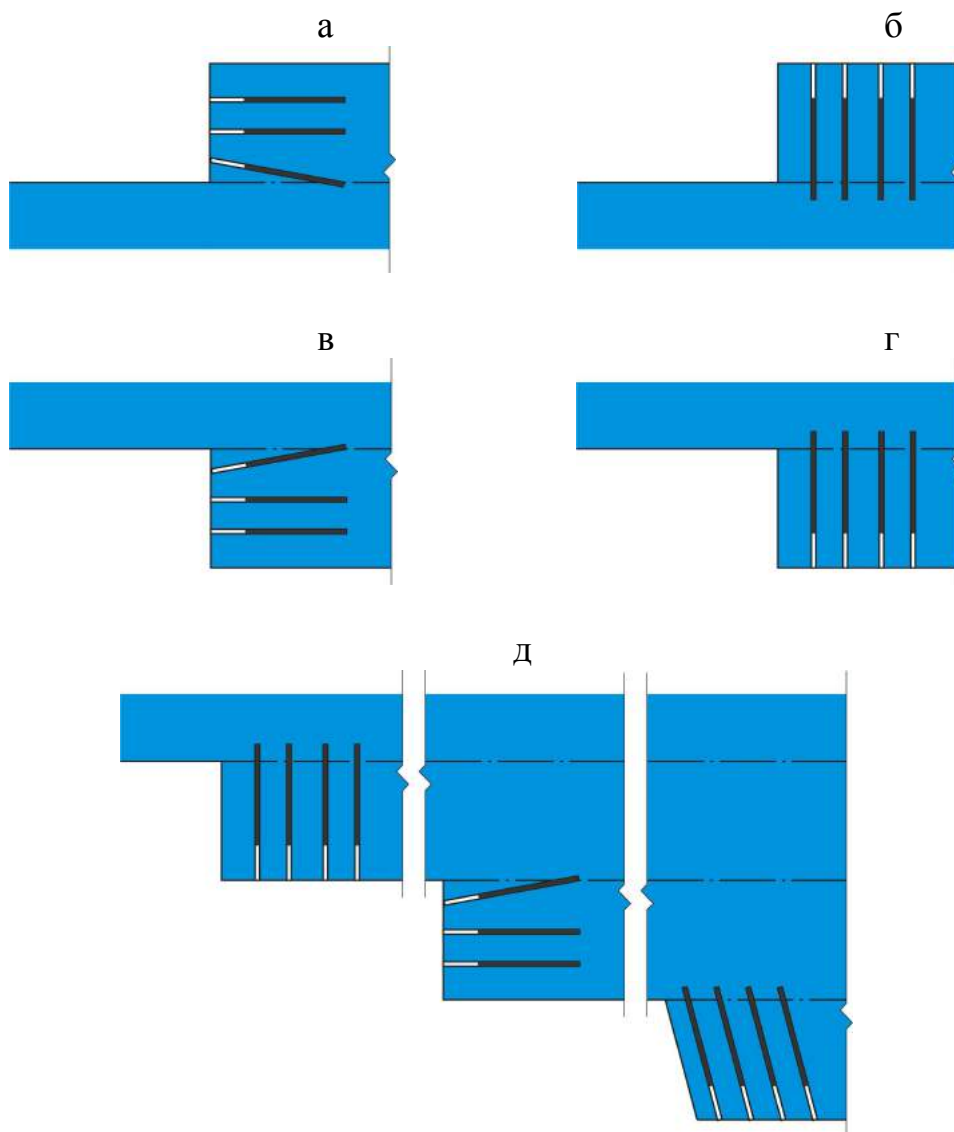


Рис. 3.6. Схеми відбивання руди шпурами: а – низхідне шарове відпрацювання з відбиванням горизонтальними шпурами, б – низхідне шарове відпрацювання з відбиванням вертикальними шпурами; в – висхідне шарове відпрацювання з відбиванням горизонтальними шпурами; г – висхідне шарове відпрацювання з відбиванням вертикальними шпурами; д – покрівлеуступне відпрацювання

Довжина шпуру залежно від властивостей руди і кута забурювання шпуру в масив

$$l_{ш} = \frac{l_{відх}}{\eta \cdot \sin \alpha_{ш}}, \text{ м}, \quad (3.44)$$

де $l_{відх}$ – відхід вибою за цикл, м;

η – коефіцієнт використання шпуру, що дорівнює 0,85 – 0,9;

$\alpha_{ш}$ – кут нахилу шпуру до площини вибою, що дорівнює $\alpha_{ш} = 90^\circ - \alpha_{тріщ}$, град.;

$\alpha_{тріщ}$ – кут нахилу основної системи тріщин до площини вибою, град.

Питома витрата ВР:

- при відбиванні з одною оголеною поверхнею

$$q = q_o \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_9 \cdot k_{10} \cdot k_{11}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.45)$$

- при відбиванні з двома оголеними поверхнями

$$q = q_o \cdot k_1 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_8 \cdot k_{10}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.46)$$

де q_o – теоретична витрата еталонної ВР (амоніту № 6 ЖВ) на відбивання, вибирається залежно від міцності руди:

- при відбиванні з одною оголеною поверхнею при міцності руди $f = 4 - 20$ – $q_o = 0,4 - 1,5$ кг/м³;

- при відбиванні з двома оголеними поверхнями при міцності руди $f = 4 - 20$, ширині вибою 1 – 3 м – $q_o = 0,6 - 2,1$ кг/м³;

k_1 – коефіцієнт відносної працездатності вибраної ВР порівняно з еталонним амонітом № 6 ЖВ, рівний 0,8 – 1,13;

k_2 – коефіцієнт, що враховує структуру руди: для шаруватих руд з перпендикулярною шпуру тріщинуватістю дорівнює 1,3; для хаотично і дрібно тріщинуватих руд – 1,4; для монолітних, щільних або в'язких, пористих руд – 2;

k_3 – коефіцієнт заповнення шпуру зарядом ВР, який дорівнює 0,6 – 0,72;

k_4 – коефіцієнт враховує розташування шпурів щодо вільної поверхні (спрямованості вибуху): при паралельному розташуванні, що дорівнює 1; при перпендикулярному – 1,4 – 1,6;

k_5 – коефіцієнт, що враховує спосіб заряджання: при ручному заряджанні розсипних ВР, що дорівнює 1; при заряджанні патронованими ВР – 0,8 – 0,85; при механізованому заряджанні – 0,85 – 0,9;

k_6 – коефіцієнт, що враховує діаметр шпуру і масивність порід, що дорівнює $k_6 = \left(\frac{d_{ш}}{0,042} \right)^n$;

n – дорівнює, відповідно 1 і 0,5 для монолітних і тріщинуватих руд;

k_8 – поправний коефіцієнт на довжину шпуру, що дорівнює 1,3 – 0,8 при довжині шпуру 1 – 5 м;

k_9 – коефіцієнт, що враховує загальну площу вибою, що дорівнює

$$k_9 = \frac{6,5}{S_{виб}};$$

k_{10} – коефіцієнт, що враховує щільність забивки в шпурі, що дорівнює 0,8–0,95;

k_{11} – коефіцієнт, що враховує діаметр патронів ВР, що дорівнює 1,1 – 0,95 відповідно, для патронів діаметрів 25, 30, 40 мм.

Величину лінії найменшого опору

$$W = d_{ш} \cdot \sqrt{\frac{8,2 \cdot \Delta}{m \cdot q}}, \text{ м}, \quad (3.47)$$

де: Δ – щільність ВР, що дорівнює 0,9 – 1,1 кг/дм³;

m – коефіцієнт зближення зарядів, що дорівнює при електричному підриванні 0,8 – 1,5, при вогневому підриванні 1,2 – 1,5.

Відстань між шпурами в ряду

$$a = m \cdot W, \text{ м}. \quad (3.48)$$

Відстань між рядами шпурів залежить від послідовності підривання рядів зарядів та інтервалів уповільнення:

- при короткоуповільненому і уповільненому підриванні (> 50 мс):

$$b = W, \text{ м};$$

- при майже миттєвому підриванні декількох рядів (< 50 мс):

$$b = (0,7 \dots 0,9) \cdot W, \text{ м};$$

Кількість шпурів у ряді визначається шириною вибою або потужністю покладу

$$N = 1 + \frac{m - 2 \cdot a_{кр}}{a}, \text{ шт.}, \quad (3.49)$$

де m – ширина вибою або потужність покладу, м;

$a_{кр}$ – крайові відстані, що дорівнює 0,2 – 0,4 м, на межі із закладкою до 0,7 м.

Кількість рядів шпурів

$$N = 1 + \frac{h - W}{b}, \text{ шт.}, \quad (3.50)$$

де h – висота або довжина шару, що відбивається, м.

Після округлення до цілого числа N необхідно перерахувати відстань між шпурами $a_{факт}$, відстань між рядами шпурів $b_{факт}$ і лінію найменшого опору $W_{факт}$ за формулами

$$a_{факт} = \frac{m - 2a_{кр}}{N - 1}, \text{ м},$$

$$b_{факт} = \frac{h - W}{N - 1}, \text{ м},$$

$$W_{факт} = \frac{a_{факт}}{a} \cdot W, \text{ м}.$$

За розрахунками лінії найменшого опору, відстані між шпурами в ряді і рядами шпурів складають схему розташування шпурів в очисному вибої згідно з розрахунковою схемою, подано на рис. 3.7.

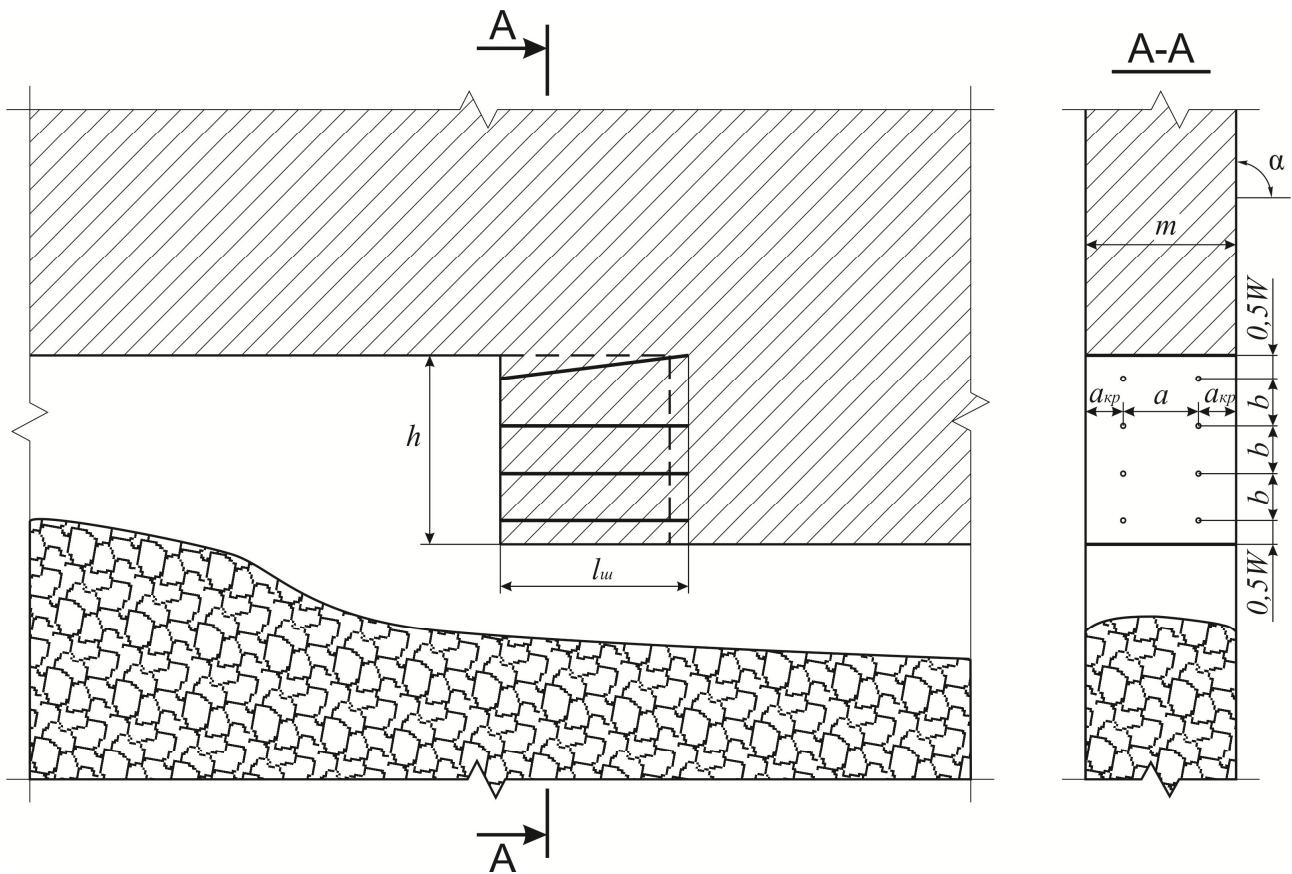


Рис. 3.7. Розрахункова схема розташування шпурів в очисному вибої

Сумарна довжина шпурів

$$L_{\text{сум.ш}} = N \cdot l_{\text{ш}} \cdot n_c, \text{ м}, \quad (3.51)$$

де N – кількість шпурів в одному шарі що відбивається, м;
 n_c – кількість шарів у камері що відбиваються, м.

Кількість руди, отриманої при відбиванні одного шару

$$Q_c = m \cdot h \cdot l_{\text{відх}} \cdot \gamma_p, \text{ т}. \quad (3.52)$$

Промисловий запас руди при відпрацюванні запасів камери

$$A_{\text{пром}} = Q_c \cdot n_c = m \cdot h_k \cdot l_k \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (3.53)$$

де m – потужність покладу, м;
 h_k – висота очисної камери, м;
 l_k – довжина очисної камери, м.

Змінна продуктивність H_{δ} буріння шпурів перфораторами визначається за формулою (2.14).

Трудомісткість буріння шпурів

$$T_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{сум.ш}}}{H_{\delta}}, \text{ чол-змін}. \quad (3.54)$$

Норма бурильника, виражена в тоннах, визначається за формулою (3.12).

Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері

$$Q_{\text{вр}} = q \cdot m \cdot h_k \cdot l_k, \text{ кг}. \quad (3.55)$$

Змінна продуктивність при ручному або механізованому заряджанні шпурів визначається за формулами (2.17) або (2.18). Витрата часу на заряджання ВР шпурів визначається за формулою (3.17). Норма виробітку підричника в тоннах визначається за формулою (3.18). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-постачальної машини визначається за формулами (2.22) – (2.23) і (2.85) – (2.86). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-постачальною машиною визначається за формулою (3.19). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (3.20). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника виражена в тоннах визначається за формулою (3.21). Витрата основних матеріалів і енергії визначається за формулами (3.22) – (3.27).

Відбивання руди штанговими шпурами. Відбивання штанговими шпурами застосовується при видобутку руд з межею міцності 20 – 200 МПа, а також при утворенні (розвороті) воронок, підсіканні і відрізанні масиву руди. Основна перевага відбивання штанговими шпурами порівняно зі шпуровим полягає в більш високій продуктивності праці бурильника. Порівняно з відбиванням глибокими свердловинами – менше втрат і збіднення руди, краще дроблення і менший вихід негабариту. Недоліки: невисока продуктивність праці – 60 – 200 т/зміну, висока питома витрата ВР. Цей спосіб відбивання руди отримав широке застосування при камерних системах розробки, створення підсічних і відрізнних камер, а також при різних варіантах систем підповерхового обвалення. Основними параметрами буропідривних робіт при відбиванні руди штанговими шпурами є: діаметр штангового шпуру, лінія найменшого опору, відстань між шпурами в ряді. Діаметр штангових шпурів на практиці змінюється в межах 55 – 85 мм. Лінія найменшого опору залежить від міцності і стійкості руди і визначається за формулою (3.5). Відстань між вибоями штангових шпурів у віялі визначається за формулою (3.4). Сумарну довжину штангових шпурів і довжину заряду у віялі визначають графічно.

Промисловий запас руди в очисній камері

$$A_{\text{пром}} = (B \cdot H \cdot A - \sum V_{\text{вк}}) \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (3.56)$$

де B – ширина камери, при її відпрацюванні за простяганням і потужністю покладу до 25 м, що дорівнює потужності рудного покладу, а при відпрацюванні вхрест простягання, ширина камери приймається в залежності від конструкції днища;

H – висота камери, без урахування підсікання м;

A – довжина камери без урахування відрізної щілини, м;

$\sum V_{\text{вк}}$ – сумарний обсяг виробок, проведених у камері, м³.

Кількість віял в очисній камері, сумарна довжина штангових шпурів і довжина заряду визначається графічним способом за кресленням системи розробки.

Змінна продуктивність буріння H_6 штангових шпурів буровим верстатом визначається за формулами (2.76) – (2.79). Трудомісткість буріння штангових

шпурів визначається за формулою (3.34). Норма бурильника виражена в тоннах визначається за формулою (3.13). Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (3.35). Змінна продуктивність при механізованому заряджанні штангових шпурів зарядною машиною визначається за формулою (3.16). Витрата часу на зарядження ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (3.17). Норма виробітку підрильника в тоннах визначається за формулою (3.18). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-постачальної машини визначається за формулами (2.22) – (2.23) і (2.85) – (2.86). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-постачальною машиною визначається за формулою (3.19). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (3.20). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника виражена в тоннах, визначається за формулою (3.21). Витрати основних матеріалів і енергії для відбивання руди в камері штанговими шпурами визначається за формулами (3.23) – (3.27) і (3.36) – (3.38).

Відбивання руди свердловинами. При підземній розробці відбивання руди підриванням свердловин набула поширення при розробці потужних родовищ, руд не сильно тріщинуватих і не сильно шаруватих з межею міцності 30 – 200 МПа. Основні переваги свердловинного відбивання руди: висока продуктивність праці – 150 – 400 т/зміну, великий ступінь механізації робіт, більш безпечні і здорові умови праці робітників. Недоліки: неможливість точного відбивання руди за контуром, нерівномірне подрібнення і підвищений вихід негабариту, високий сейсмічний ефект, великі втрати і збіднення руди. За взаємним розташуванням розрізняють такі схеми розташування свердловин (рис. 3.8): паралельна, віялова, віялово-пучкова і паралельно-пучкова.

Паралельна схема розташування свердловин (рис. 3.8, а), застосовується при міцності руди 100 – 200 МПа і має такі переваги: мінімальна сумарна довжина свердловин, рівномірний розподіл заряду в масиві, унаслідок чого – рівномірне подрібнення руди. Недоліки: велика довжина бурових виробок, велика кількість перестановок бурового верстата.

Віялова схема розташування свердловин (рис. 3.8, б), застосовується при міцності руди 30 – 200 МПа і має такі переваги: менша довжина бурових виробок, мінімальна кількість перестановок бурового верстата, середня сумарна довжина свердловин порівняно з іншими схемами. Недоліки: нерівномірний розподіл зарядів і нерівномірне подрібнення руди.

Віялово-пучкова схема розташування свердловин (рис. 3.8, в) застосовується при міцності руди 30 – 200 МПа і має такі переваги: мінімальна довжина бурових виробок, мінімальна кількість перестановок бурового верстата. Недоліки: максимальна сумарна довжина свердловин; нерівномірний розподіл зарядів і нерівномірне подрібнення руди.

Паралельно-пучкова схема розташування свердловин (рис. 3.8, г) застосовується при міцності руди 100 – 200 МПа і має такі переваги – середня сумарна довжина свердловин порівняно з іншими схемами. Недоліки: велика

довжина бурових виробок, велика кількість перестановок бурового верстата, нерівномірний розподіл зарядів і нерівномірне подрібнення руди.

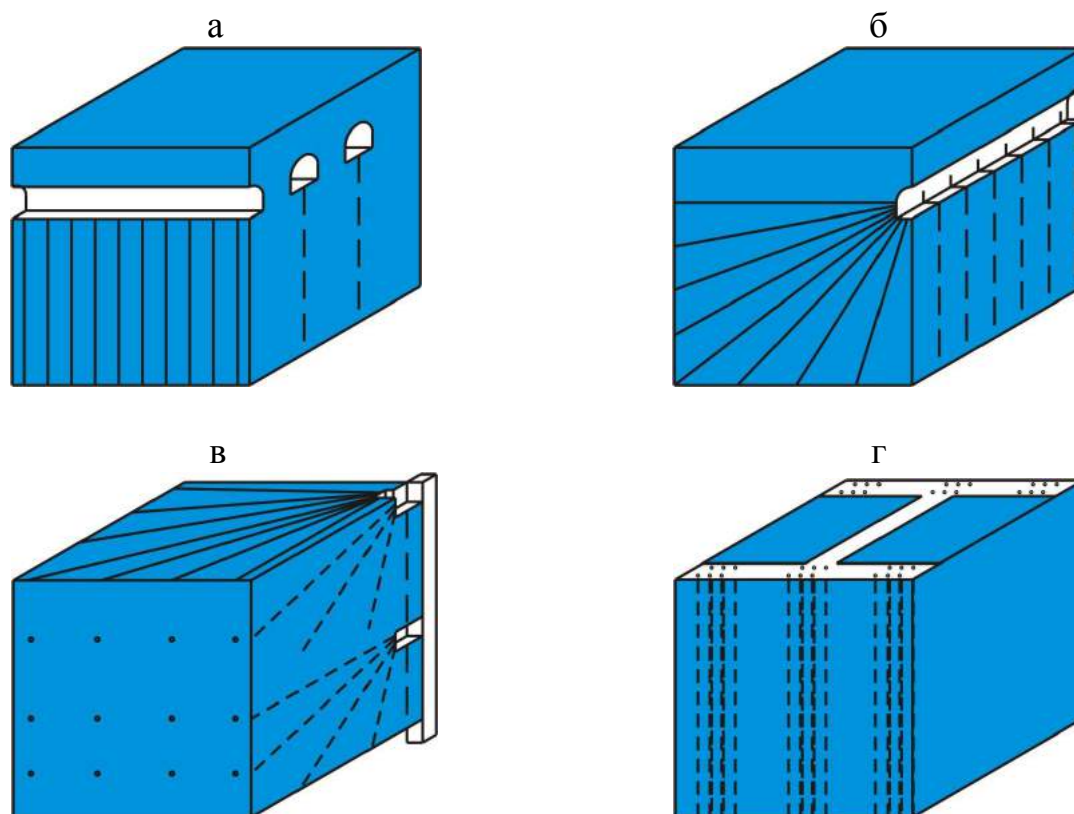


Рис. 3.8. Схеми розташування свердловин: а – паралельна, б – віялова; в – віялово-пучкова; г – паралельно-пучкова

Відбивання руди свердловинами залежно від розташування оголеної площини очисного вибою здійснюють вертикальними, горизонтальними або похилими шарами. Свердловини в площині шару розташовують паралельно або віялоподібно. Умови застосування різних варіантів відбивання руди свердловинами, подано в табл. 3.2.

Таблиця 3.2

Умови застосування різних варіантів відбивання руди свердловинами

Варіант розташування свердловин	Умови застосування
1	2
Вертикальні шари	При системах розробки з відкритим очисним простором і з обваленням
1. Паралельні свердловини	При видобутку міцних і досить міцних руд, частіше при розробці потужних крутоспадних покладів
1.1. Буріння з відкритих камер	Зрідка, пов'язано з необхідністю великих оголень на буровому горизонті

1	2
1.2. Буріння з бурових заходок	Найбільш часто, при великих розмірах камер
1.3. Буріння з поверхових (підповерхових) виробок	Під час виймання крутоспадних покладів потужністю 2,0 – 3,5 м при наявності витриманих і прямолінійних контактів рудного тіла
1.4. Буріння масиву з підсічного простору	При розробці крутоспадних потужних покладів міцних руд, за умов невеликої висоти поверху
2. Віялові свердловини	При видобутку руд міцних і середньої міцності, при камерних системах
2.1. Буріння з однієї поверхової (підповерхової) виробки	При вийманні крутоспадних або масивних пологих рудних покладів зі стійкими боками і відносно стійкою однорідною рудою, при виразних контактах рудного тіла
2.2. Буріння масиву з декількох поверхових (підповерхових) виробок	У більш потужних родовищах, ніж зазначених у пункті 2.1, можливі менш виразні контакти рудного тіла
2.3. Буріння масиву з підсічного простору	При розробці потужних покладів міцних руд при невеликій висоті поверху і відносно невисоких вимогах до якості оконтурювання масиву, що відбивається
Горизонтальні шари	При різних системах розробки. Застосування можливе і при відносно невисокій стійкості руди і бокових порід
1. Паралельні свердловини	При видобутку руд різної міцності (від середньої до досить міцної)
1.1. Буріння з шарових виробок	Найбільш поширений при наявності міжкамерних ціликів
1.2. Буріння з очисного простору	При системах горизонтальних шарів із закладенням
2. Віялові свердловини	При відбиванні руд середньої міцності
2.1. Буріння з однієї підняттевої виробки	При вийманні крутоспадних і пологих покладів середньої та великої потужності, при відносно невеликій стійкості руди і бокових порід
2.2. Буріння з декількох підняттевих виробок	Досить поширений. Найбільш доцільніше при великих розмірах камер, блоків
Похилі шари	При розробці пологих і похилих рудних покладів, частіше системами з відкритим очисним простором, для відбивання міцних і середньої міцності руд

1	2
Комбіноване розташування шарів	У зв'язку з різкою зміною гірничо-геологічних умов при розробці родовища

За напрямом буріння свердловини розташовують: горизонтально, вертикально (знизу вгору) і вертикально (зверху вниз). Горизонтальне розташування свердловин застосовується в рудах середньої та вище середньої міцності і стійкості. Перевага – можливість оконтурювання стелини. Недоліки: складність перестановки бурового верстата, неможливість застосування самохідних бурових верстатів.

Вертикальне розташування свердловин знизу вгору застосовується в нестійких рудах. Переваги: гарні умови для перестановки бурового верстата, можливість застосування самохідних бурових верстатів. Недолік – неможливість оконтурювання стелини.

Вертикальне розташування свердловин зверху вниз застосовується в рудах середньої та вище середньої міцності і стійкості. Переваги: гарні умови для перестановки бурового верстата, можливість застосування самохідних бурових верстатів, можливість оконтурювання стелини. Недолік – мінімальна швидкість буріння бурового верстата.

Діаметр свердловини визначається залежно від кондиційного розміру шматка руди

$$d = 0,157 \cdot R^{1,32}, \text{ м}, \quad (3.57)$$

де R – кондиційний розмір куска руди, визначається як найменший з розрахованих розмірів, м:

- для випускних отворів

$$R = D_{\text{вип.отв.}} / (3 \dots 5), \text{ м},$$

- для навантажувальних машин

$$R = 0,45 \cdot \sqrt[3]{V_{\text{ковш.}}}, \text{ м},$$

- для конвеєра і лотка люка або вібраційного живильника

$$R = 0,5 \cdot B_n + 0,25, \text{ м}.$$

Віялове розташування свердловин. Лінію найменшого опору і відстань між вибоями свердловин визначають за формулами (3.29) і (3.30). Кількість свердловин на шар, загальна їх довжина, довжина зарядженої частини свердловин встановлюється за допомогою масштабного креслення вибою. Розрахункові схеми побудови віял свердловин подано на рис. 3.9 і 3.10.

Побудову віяла свердловин починають з креслення меж шару, що відбивається. При побудові віяла враховують такі умови:

- кути шару, що відбивається повинні опрацьовуватися кожен своєю свердловиною;

- побудову віяла починають з обрамлюючих свердловин;

- відстань між вибоями свердловин відкладають за перпендикуляром, опущеному з кінця коротшої свердловини на сусідню, більш довшу;

- всі свердловини віяла будують з геометричного центру бурової виробки.

З першої і останньої свердловини за перпендикуляром відкладають

відстань a . З точки перетину межі розташування свердловин і кінця відрізка відстані a проводять свердловину до центру бурової виробки. Устя свердловин розташовані по контуру виробки. Аналогічно будують інші свердловини до суміжного кута межі розташування свердловин щодо бурової виробки. Межу шару при досить міцній і стійкій руді може бути збільшена на відстань $a/2$, а при м'якій нестійкій руді або відбиваний шар межує з закладкою, межа шару може бути зменшена на відстань $a/2$.

Відстань між двома свердловинами в суміжному куті може дорівнювати $0,5W - 1,7W$. Коли виконано побудову сітки свердловин, то у віялі виконують побудову довжини заряду.

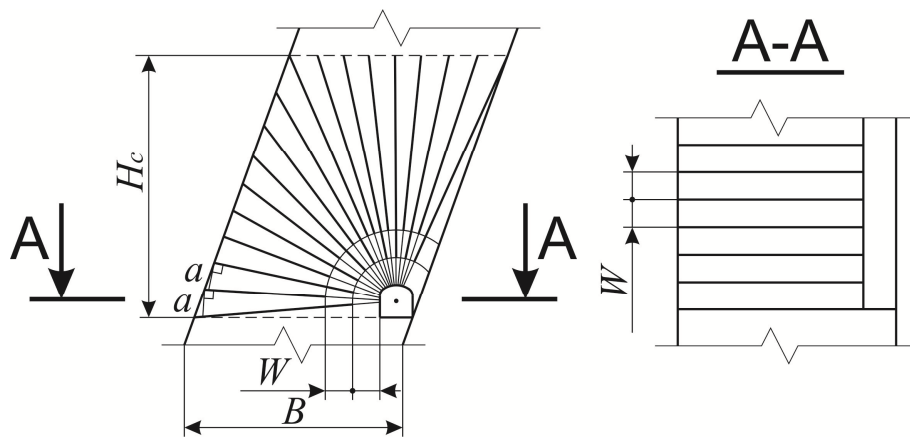


Рис. 3.9. Розрахункова схема побудови віяла свердловин при відбиванні руди на вертикальний компенсаційний простір

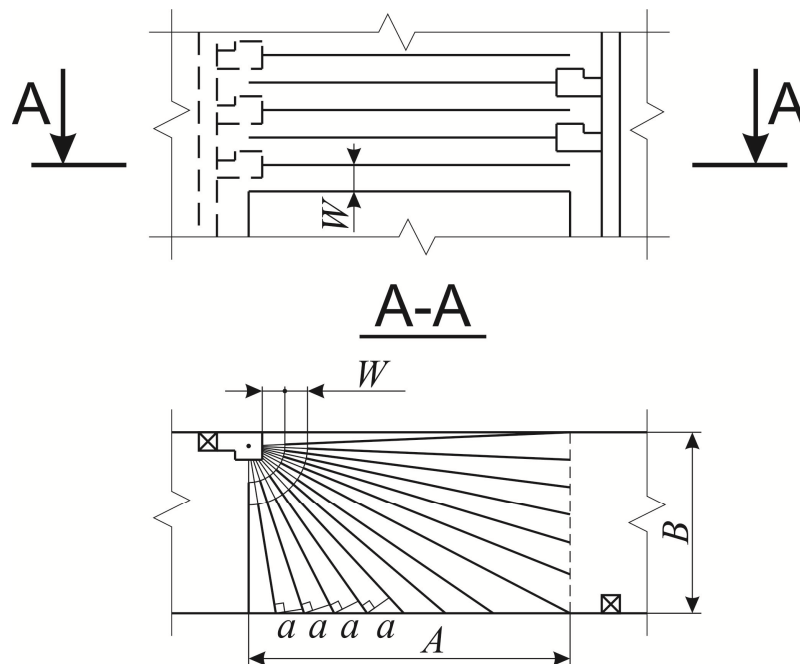


Рис. 3.10. Розрахункова схема побудови віяла свердловин при відбиванні руди на горизонтальний компенсаційний простір

Віялові схеми розташування свердловин характеризуються нерівномірністю розподілу ВР у масиві. З метою зменшення цього недоліку устя свердловин у певному порядку недозаряджають на різну довжину з таким розрахунком, щоб відстань між сусідніми зарядами ВР у зоні їх зближення приблизно дорівнювала $(0,5 - 0,7)W$. Довжину заряду свердловини знаходять графічним способом (рис. 3.11). Для спрощення зарядки приймають 2 – 4 довжини недозаряду, які кратні лінії найменшого опору. Однакову величину недозаряду приймають через одну (рис. 3.11, а) або через дві свердловини (рис. 3.11, б). Після закінчення побудови свердловин за кресленням визначають кількість свердловин у віялі, їх загальну довжину і сумарну довжину зарядженої частини свердловин, яка зображена потовщеними лініями.

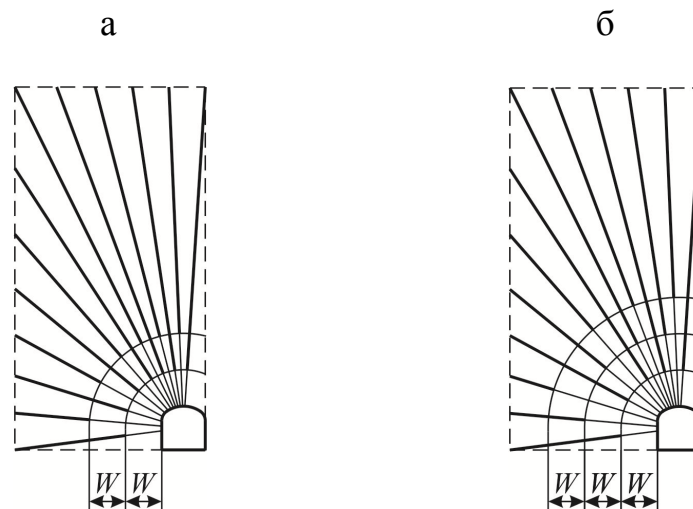


Рис. 3.11. Схеми розміщення заряду ВР у віялі свердловин

Значно впливає на ефективність відбивання і якість подрібнення руди спосіб ініціювання зарядів ВР у свердловинах. Він може бути одностороннім з розміщенням детонаторів на початку заряду (устя свердловини), зустрічним при розміщенні детонаторів на початку і кінці заряду і багаторазовим при розміщенні детонаторів на початку, у кінці і посередині заряду (рис. 3.12).

Як показує практичний досвід і численні дослідження зустрічне і багаторазове ініціювання зарядів, порівняно з однобічним, покращує якість подрібнення руди. Проте їх застосування вимагає додаткових заходів безпеки (розміщення детонаторів у кінці і в середині заряду в безпечних капсулах, зниження потенціалу статичної електрики). Конструкції зарядів ВР у свердловинах подано на рис. 3.13.

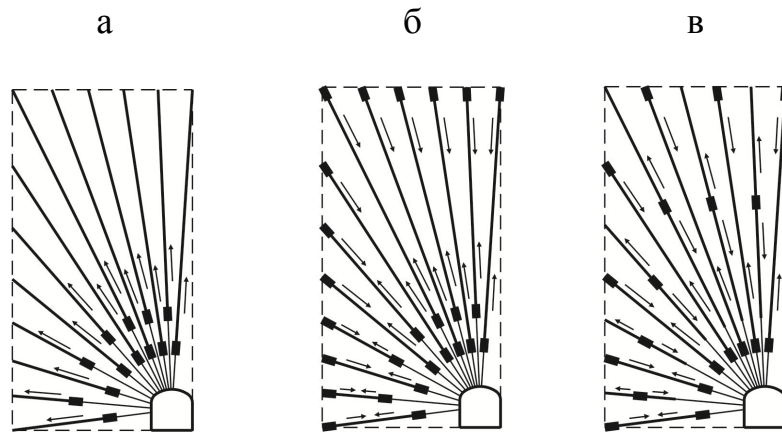


Рис. 3.12. Способи ініціювання зарядів ВР у свердловинах: а – одностороннє, б – зустрічне; в – комбіноване

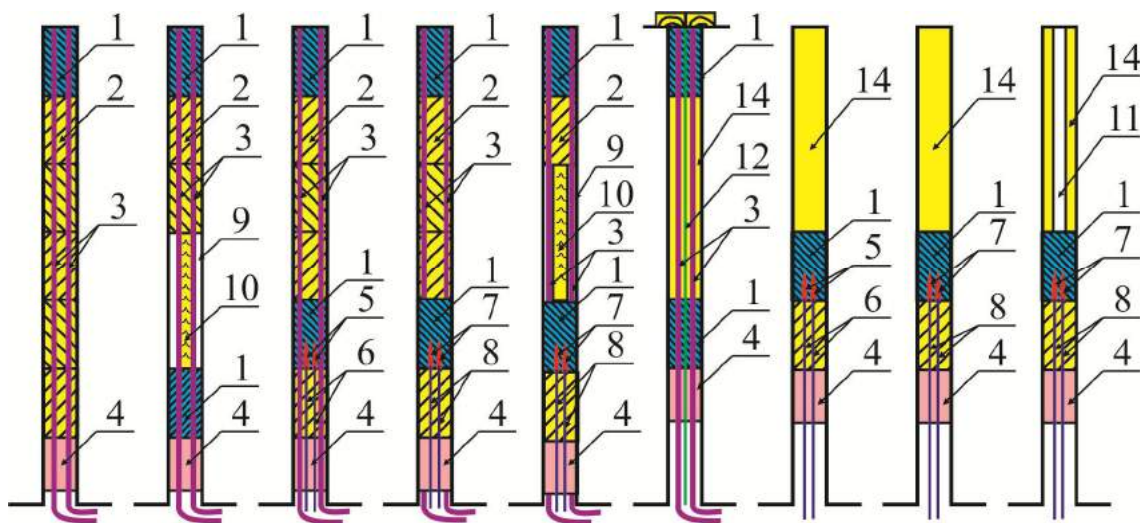


Рис. 3.13. Конструкція зарядів ВР у свердловинах: 1 – патрон-бойовик; 2 – патрон ВР; 3 – детонувальний шнур; 4 – забивка; 5 – капсуль-детонатор; 6 – вогнепровідний шнур; 7 – електродетонатори; 8 – електропровід; 9 – повітряний проміжок; 10 – дерев'яна розпірка; 11 – осьова порожнина; 12 – шпагат; 13 – дерев'яна пробка; 14 – розсипна ВР

Схема електропідривної мережі при підриванні зарядів ВР у свердловинах. При електричному способі підривання електропідривна мережа складається з електродетонаторів (ЕД), розподільної мережі та магістралі. В залежності від схеми з'єднань ЕД розрізняють послідовне, паралельне і змішане з'єднання (рис. 3.14 і 3.15).

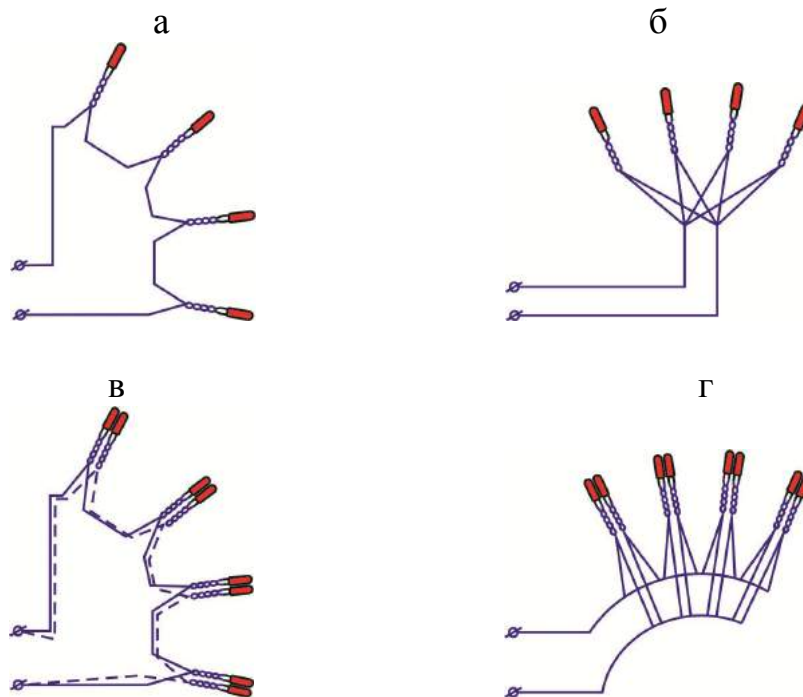


Рис. 3.14. Схеми з'єднання ЕД: а – послідовне; б – подвійна послідовна мережа; в – паралельно-пучкове; г – паралельне ступінчасте

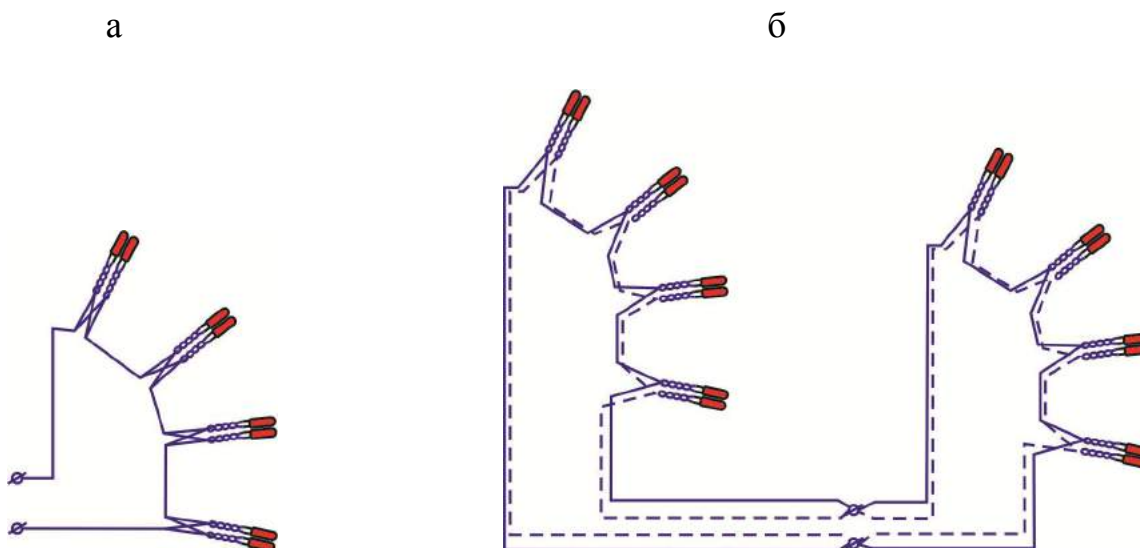


Рис. 3.15. Змішане з'єднання ЕД: а – паралельно-послідовне; б – послідовно-паралельне

Послідовне з'єднання. Переваги: з'єднання найбільш зручне для розрахунку, монтажу та перевірки несправності мережі. При дотриманні інструктивних вказівок щодо застосування ЕД (відповідність опорів ЕД значенням, вказаним на упаковці, з'єднання в одне коло ЕД однієї партії і подача в коло гарантійного струму), послідовне з'єднання забезпечує найвищу надійність підривання порівняно з іншими схемами без дублювання. Недолік: при попаданні в мережу хоча б одного дефектного ЕД з малим імпульсом

плавлення містка або з малим часом передачі, можливий попередній розрив мережі і відмова решти справних ЕД (рис. 3.14 а, б).

Паралельне з'єднання. Основні різновиди паралельного з'єднання – пучкове і ступінчасте (рис. 3.14 в, г). Перевага: обрив будь-якого проводу розподільної мережі або попадання дефектного ЕД призводить до відмови лише одного заряду. Недоліки: при ступінчастому з'єднанні через ЕД протікають струми різної величини, що може викликати передчасний вибух заряду, гарантійний струм забезпечується тільки потужним джерелом струму, великий перетин проводів магістральної лінії, досить скрутна перевірка справності підривної мережі, можливість замикання між проводами при монтажі і вибуху, що може призвести до відмови ЕД, розрахунок вибухової мережі набагато складніший, ніж при послідовному з'єднанні.

Змішане з'єднання. Послідовне підривання мережі з парно-паралельним ЕД (рис. 3.15, а). Переваги: можливість застосування джерел струму, розрахованих на значно менший струм і проводів малого перетину для магістралі, забезпечення високої надійності при масових вибухах дублюванням вибуху кожного заряду за допомогою подвійних послідовних вибухових мереж. Недоліки можливі масові відмови при розриві або відключенні одного з ЕД пари внаслідок того, що через другий ЕД буде протікати струм у два рази більший, ніж через інші, що призведе до передчасного розриву мережі, і частина ЕД може не встигнути запалитись, при попаданні в мережу ЕД з замиканням містка або вивідних кінців можливе шунтування парного ЕД, невелика кількість зарядів, які можуть бути висаджені машинками.

Паралельно-послідовні вибухові мережі (рис. 3.15, б) повинні у всіх групах мати однакову кількість ЕД і однаковий опір паралельних гілок. Невиконання цієї вимоги або обрив проводу від гілки може призвести до відмови заряду, як при парно-паралельному з'єднанні. Витрата проводів значно вище, ніж при послідовному з'єднанні.

Кількість послідовно з'єднаних ЕД визначається, як правило, напругою силової мережі. При змінному струмі промислової частоти розрахунок мережі необхідно проводити з умови, що на кожен ЕД буде надходити сила струму не менше 3,5 А. Якщо кількість у блоці свердловин велика і всі ЕД не можна з'єднати в подвійну послідовну мережу, то в цьому випадку застосовують послідовно-паралельне з'єднання ЕД. При повному розрахунку таких мереж необхідно визначити кількість паралельних гілок і розподілити за ними ЕД з розрахунком, щоб опори гілок були більш-менш однакові. Потім знаходять величини струмів у гілках. Якщо виявиться, що струм хоча б в одній із гілок буде меншим гарантійного, то змінюють кількість паралельних гілок і знову проводять розрахунок.

Сьогодні на рудниках набули поширення неелектричні системи ініціювання (НСІ) зарядів ВР. НСІ є простими у використанні системами, що призначені для проведення вибухових робіт на земній поверхні, у підземних рудниках і шахтах, не небезпечних щодо газу і пилу. Вони допускають створення необмеженої кількості комбінацій і можуть використовуватися з усіма типами вибухових речовин. Основою НСІ є ударна трубка (хвилевід), яка

служує для передачі ініціюючого імпульсу на неелектричний детонатор. Конструкція ударної трубки забезпечує безпеку і надійність системи в будь-яких складних умовах у процесі заряджання. Ударна трубка є пластиковою трубкою малого діаметра, з нанесеним на внутрішню поверхню каналу трубки тонкого шару реагуючого матеріалу (близько 15 міліграм на 1 п/м). При ініціюванні ударна трубка надійно передає низько енергетичний ініціюючий імпульс зі швидкістю 2000 м/с від точки ініціації до протилежного кінця. Ударна хвиля такого типу подібна вибуху пилу, яка поширюється через трубку, розташовану під будь-яким кутом і містить різного роду вузли і петлі. Детонація підтримується такою малою кількістю реагуючого матеріалу, що зовнішня поверхня ударної трубки не зазнає ніяких змін після проходження ініціюючого імпульсу. На здатності ударної трубки передавати ініціюючий імпульс не відбивається напрям ініціювання вибухової речовини. Більш того, зіткнення ударних трубок і їх перетин не приводить до передачі імпульсу від однієї трубки до іншої. Ударна трубка, як неелектрична система, не передає ініціюючого імпульсу при впливі високочастотного радіовипромінювання, статичної електрики і блукаючих струмів, відкритого вогню, при терті і ударі в нормальних умовах гірничодобувного підприємства. Конструкції зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ подано на рис. 3.16.

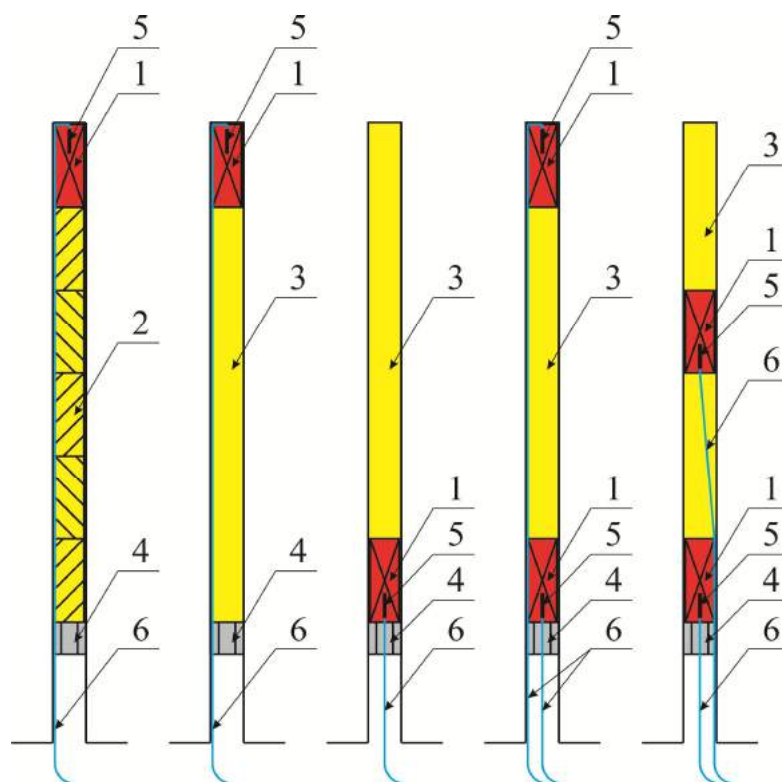


Рис. 3.16. Конструкція зарядів ВР у свердловинах з НСІ: 1 – патрон-бойовик; 2 – патрон ВР; 3 – розсипна ВР; 4 – забивка; 5 – детонатор НСІ; 6 – ударна трубка (хвилевід)

Схема комутації вибухової мережі при підриванні зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ подано на рис. 3.17.

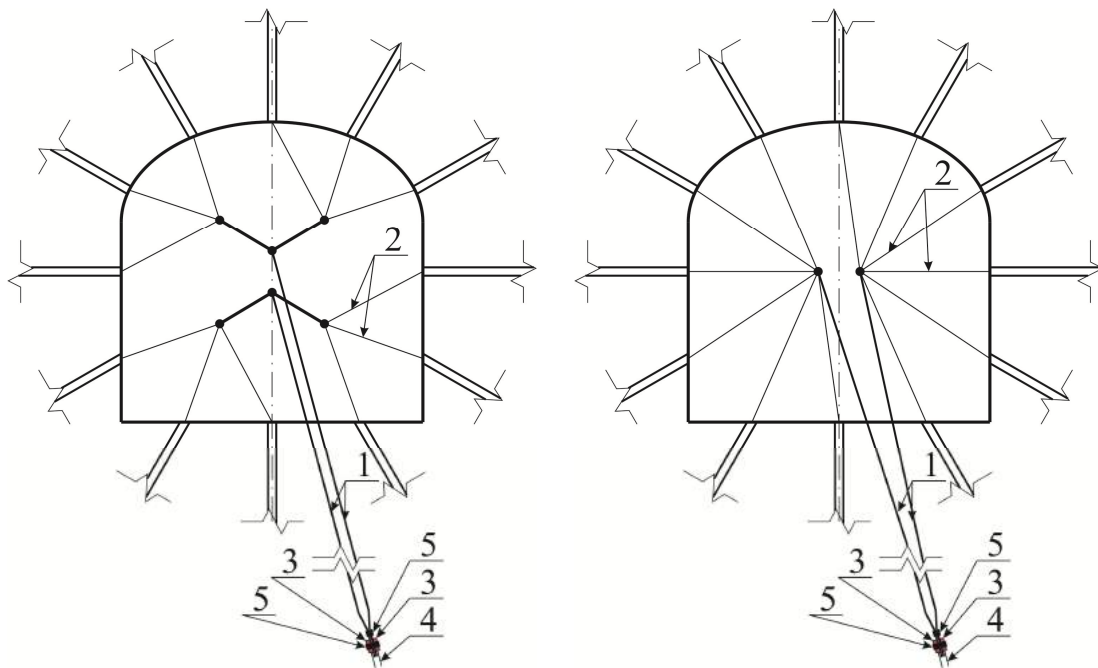


Рис. 3.17. Схема комутації вибухової мережі при підриванні зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ: 1 – ініціюючий ДШ; 2 – ударна трубка (хвилевід); 3 – електродетонатор; 4 – магістральний провід; 5 – шпагат

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (3.56). Кількість віял у камері, сумарна довжина свердловин і довжина заряду визначається за кресленням системи розробки. Змінна продуктивність буріння H_6 свердловин буровим верстатом визначається за формулами (2.74) – (2.79). Трудомісткість буріння свердловин визначається за формулою (3.34). Норма бурильника виражена в тоннах, визначається за формулою (3.13). Загальний витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (3.35). Змінна продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядної машиною визначається за формулою (3.16). Витрата часу на зарядження ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (3.17). Норма виробітку підривника в тоннах визначається за формулою (3.18). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-постачальної машини визначається за формулами (2.22) – (2.23) і (2.85) – (2.86). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-постачальною машиною визначається за формулою (3.19). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (3.20). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника виражена в тоннах, визначається за формулою (3.21). Витрата основних матеріалів і енергії для відбивання руди в камері визначається за формулами (3.23) – (3.27) і (3.36) – (3.38).

Паралельне розташування свердловин. При такому розташуванні свердловин лінію найменшого опору і відстань між вибоями свердловин визначають за формулами (3.29) і (3.30).

Кількість свердловин у шарі, що відбивається (отримана величина округлюється до найближчого цілого):

$$N_c = \frac{B_c - 2 \cdot a_{кр}}{a} + 1, \quad (3.58)$$

де B_c – ширина шару що відбивається, м;

$a_{кр}$ – відстань від крайових свердловин до контуру відбивання, що дорівнює 0,5 м або приймається $0,2W$.

Для розрахованої кількості свердловин у шарі уточнюється відстань між ними

$$a = \frac{B_c - 2 \cdot a_{кр}}{N_c - 1}, \text{ м.}$$

За розрахунками лінії найменшого опору і відстані між свердловинами складають схему розташування свердловин у шарі, що відбивається, згідно з розрахунковою схемою, поданою на рис. 3.18.

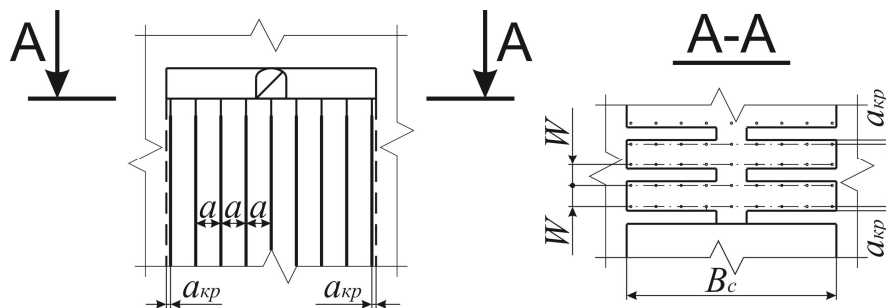


Рис. 3.18. Розрахункова схема відбивання руди паралельними свердловинами

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (3.56).

Сумарна довжина свердловин у шарі

$$L_{св} = N_c \cdot l_{св}, \text{ м,} \quad (3.59)$$

де $l_{св}$ – довжина однієї свердловини в шарі, м.

Сумарна довжина заряду у шарі

$$L_{зар} = N_c \cdot l_{св} \cdot k_3, \text{ м,} \quad (3.60)$$

де k_3 – коефіцієнт заповнення свердловини, що дорівнює 0,7 – 0,95.

Кількість шарів що відбиваються в камері, сумарна довжина свердловин і довжина заряду визначається графічним способом за кресленням системи розробки. Змінна продуктивність буріння $H_б$ свердловин буровим верстатом визначається за формулами (2.74) – (2.79). Трудомісткість буріння свердловин визначається за формулою (3.34). Норма бурильника, виражена в тоннах визначається за формулою (3.13). Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (3.35). Змінна продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначається за формулою (3.16). Витрата часу на заряджання ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (3.17). Норма виробітку підрильника в тоннах

визначається за формулою (3.18). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-постачальної машини визначається за формулами (2.22) – (2.23) і (2.85) – (2.86). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-постачальною машиною визначається за формулою (3.19). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (3.20). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника виражена в тоннах визначається за формулою (3.21). Витрата основних матеріалів і енергії для відбивання руди в камері визначається за формулами (3.23) – (3.27) і (3.36) – (3.38).

Віялово-пучкове розташування свердловин. Параметри буропідричних робіт при цьому розташуванні свердловин визначаються, як і при віяловому розташуванні, тільки пучки віял розташовують згідно з розрахунковою схемою, поданою на рис. 3.19.

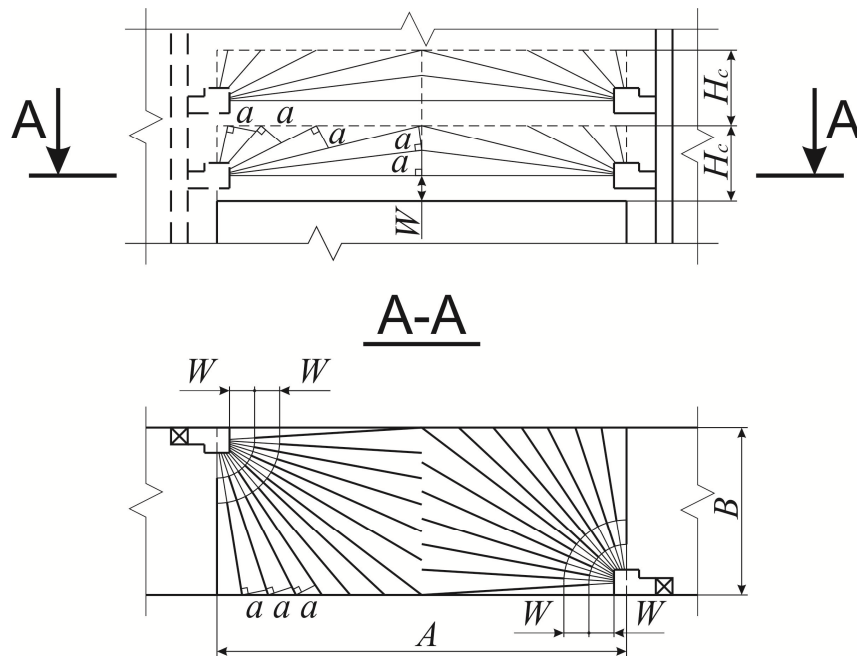


Рис. 3.19. Розрахункова схема віялово-пучкового розташування свердловин

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (3.56). Кількість віял у камері, сумарна довжина свердловин і довжина заряду визначається за кресленням системи розробки. Змінна продуктивність буріння H_b свердловин буровим верстатом визначається за формулами (2.74) – (2.79). Трудомісткість буріння свердловин визначається за формулою (3.34). Норма бурильника, виражена в тоннах визначається за формулою (3.13). Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (3.35). Змінна продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначається за формулою (3.16). Витрата часу на зарядження ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (3.17). Норма виробітку підричника в тоннах визначається за формулою (3.18). Змінна продуктивність

скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-постачальної машини визначається за формулами (2.22) – (2.23) і (2.85) – (2.86). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-постачальною машиною визначається за формулою (3.19). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (3.20). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника виражена в тоннах визначається за формулою (3.21). Витрата основних матеріалів і енергії для відбивання руди в камері визначається за формулами (3.23) – (3.27) і (3.36) – (3.38).

Паралельно пучкове розташування свердловин. Сутність методу паралельних зближених зарядів полягає в такому. Кілька свердловин звичайного діаметру розташовують паралельно на зближеній відстані в концентричному або плоскому пучку, щоб утворити еквівалентний заряд більшого діаметра, яким можна зруйнувати руду при великій лінії найменшого опору. Параметри паралельних зближених зарядів розраховують за наступною методикою.

Відстань між зарядами в пучку визначається за формулою (3.38).

Розрахунковий еквівалентний діаметр свердловини великого діаметру

$$d_e = d\sqrt{n}, \text{ м}, \quad (3.61)$$

де n – число свердловин у пучку, може бути 2 – 9.

Лінія найменшого опору для всього пучка зарядів

$$W_n = 29,6 \cdot d \cdot \sqrt{2,17 \cdot n - 1}, \text{ м}, \quad (3.62)$$

де d – діаметр свердловини, м.

Відстань між центрами пучків свердловин

$$Q_n = m \cdot W_n, \text{ м}, \quad (3.63)$$

де m – відносна відстань між пучками свердловин, що дорівнює 0,8 – 1,2.

Кількість пучків паралельних свердловин у шарі, що відбивається (отримана величина округлюється до найближчого цілого):

$$N_n = \frac{B_c - Q_n}{Q_n} + 1, \quad (3.64)$$

Для розрахованої кількості пучків паралельних свердловин у шарі уточнюється відстань між пучками

$$Q_n = \frac{B_c - Q_n}{N_n - 1}, \text{ м}.$$

За розрахованими параметрами буропідливних робіт пучки паралельних свердловин у шарі, що відбивається розташовують згідно з розрахунковою схемою, поданою на рис. 3.20.

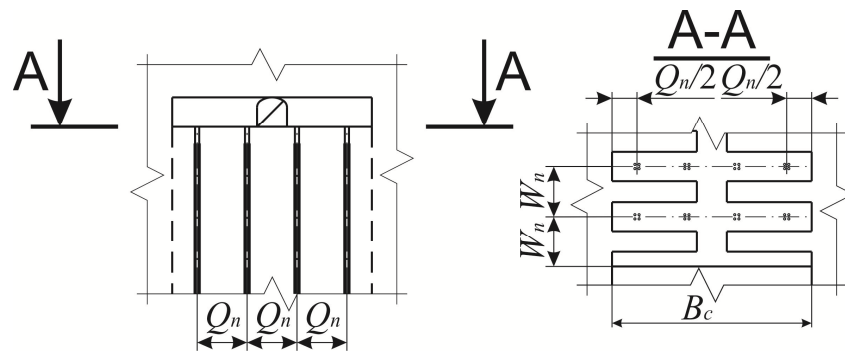


Рис. 3.20. Розрахункова схема розташування пучків паралельних свердловин у шарі, що відбивається

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (3.56).

Сумарна довжина свердловин у шарі

$$L_{св} = N_n \cdot l_{св} \cdot n, \text{ м}, \quad (3.65)$$

де $l_{св}$ – довжина однієї свердловини, м.

Сумарна довжина заряду в шарі

$$L_{зар} = N_n \cdot l_{св} \cdot n \cdot k_3, \text{ м}, \quad (3.66)$$

де k_3 – коефіцієнт заповнення свердловини, що дорівнює 0,7 – 0,95.

Кількість шарів що відбиваються в камері, сумарна довжина свердловин і довжина заряду визначається графічним способом за кресленням системи розробки. Змінна продуктивність буріння H_6 свердловин буровим верстатом визначається за формулами (2.74) – (2.79). Трудомісткість буріння свердловин визначається за формулою (3.34). Норма бурильника, виражена в тоннах визначається за формулою (3.13). Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (3.35). Змінна продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначається за формулою (3.16). Витрати часу на заряджання ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (3.17). Норма виробітку підрильника в тоннах визначається за формулою (3.18). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-постачальної машини визначається за формулами (2.22) – (2.23) і (2.85) – (2.86). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-постачальною машиною визначається за формулою (3.19). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (3.20). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника, виражена в тоннах визначається за формулою (3.21). Витрата основних матеріалів і енергії для відбивання руди в камері визначається за формулами (3.23) – (3.27) і (3.36) – (3.38).

Відбиванням руди в затиснутому середовищі називається відбивання на контактуючу впритул із вибоєм відбиту руду або обвалену вміщуючу породу (затискаючий матеріал). Вільний простір біля масиву, що підривається, відсутній або є не більше 10 – 20% об'єму масиву, що підривається. Обсяг

підірваної руди збільшується за рахунок зрушення й ущільнення затискаючого матеріалу (рис. 3.21).

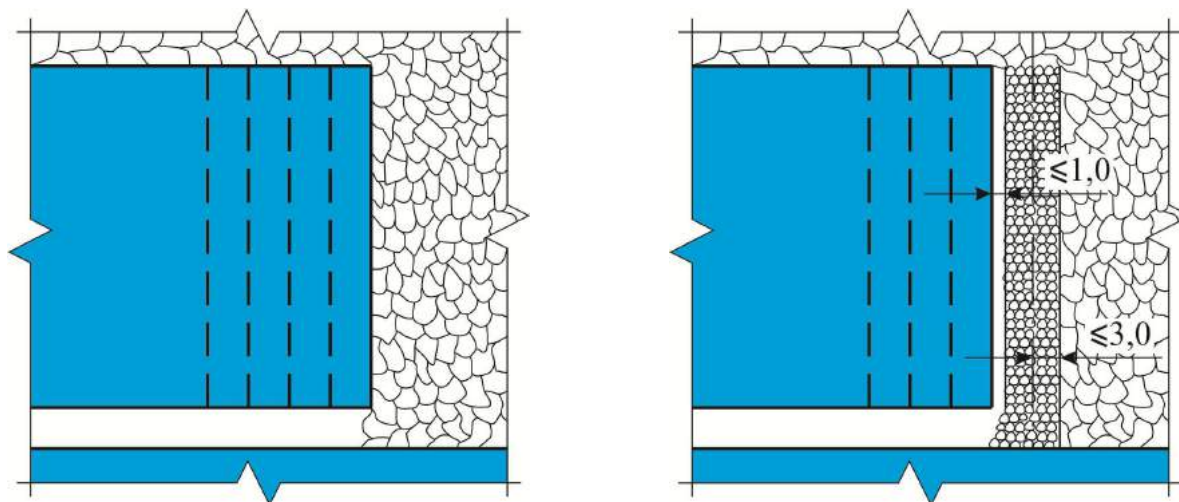


Рис. 3.21. Відбивання руди в затиску

Відбивання в затиску застосовується при розробці потужних і середньої потужності покладів з будь-яким кутом падіння при відбиванні міцних і середньої міцності руд. Основні переваги відбивання руди в затиску:

- зниження виходу великих шматків при відбиванні, що інтенсифікує випуск і доставку руди в 1,5 – 2 рази;
- виключає необхідність попереднього створювання компенсаційного простору, що підвищує стійкість масиву і дозволяє вести виїмку в одну стадію за однотипною технологією;
- дає можливість магазинувати руду при відбиванні не тільки горизонтальними, але й вертикальними шарами, випускати руду безпосередньо в бурову виробку (так званій, торцевий випуск), що виключає необхідність проведення спеціальних нарізних (випускних) виробок.

Недоліки: труднощі при випуску перших доз ущільненої вибухом руди (зависання руди над випускними отворами), викид руди в бурові виробки або певне ускладнення схем підготовки блоку, щоб уникнути викиду. У більшості випадків ці недоліки менш істотні, ніж зазначені переваги.

Вимоги до технології відбивання руди в затиску такі. При відпрацюванні пологих і похилих покладів нижня частина масиву висячого боку встигає обрушитися. Невелика висота товщі порід і в крутих покладах поблизу стійкого висячого боку. У цих умовах затискаючий матеріал якщо і ущільнюється з часом, то мало і повільно. Тому допустимі тривалі, до декількох місяців, перерви між підриванням і випуском руди. Інша картина спостерігається на крутих покладах поблизу лежачого боку, а іноді і по всій площі поверху, якщо висячий бік нестійкий. Тут товща обвалених порід складає сотні метрів, і затискаючий матеріал сильно ущільнюється за кілька тижнів. Причому ущільнення інтенсифікується виробленими поруч підривними роботами. У цих умовах підривати черговий шар необхідно відразу після закінчення випуску

руди. Якщо ж з якоїсь причини в майбутньому може знадобитися затримка, то в зоні ущільнення майбутнім вибухом випуск повинен бути припинений з таким розрахунком, щоб залишився шар руди висотою 0,2 – 0,3 висоти блоку. Перед черговим підриванням цей шар випустять, щоб розпушити затискаючий матеріал. Якщо ж затискаючий матеріал ущільнений, то ширина перших відбиваючих на нього секцій повинна бути зменшена. Затискаючий матеріал під дією вибухів поступово ущільнюється і злежується в зоні 25 – 30 м від вибою, тому при багаторядному підриванні кількість рядів не повинна перевищувати п'яти.

При відпрацьовуванні потужних покладів товщина шару що відбивається не повинна перевищувати 15 – 18 м, а при недозаряджанні свердловин у козирку стелини бурової виробки ширина може досягати 20 – 30 м. При потужності покладу 10 м товщина шару зменшується в 1,5 рази, так як на ущільнення руди додатково впливають стінки камери. Лінія найменшого опору першого ряду свердловин у шарі, що відбивається, трохи збільшують, щоб не пошкодити їх попередніми вибухами, інтервал уповільнення повинен бути збільшений порівняно зі звичайним багаторядним підриванням, щоб продовжити дію відбитої хвилі на масив і, щоб встиг утворитися просвіт між масивом і затискаючим матеріалом. Після вибухів повинна бути випущена руда обсягом 20% від підірваної, щоб зменшити щільність затискаючого матеріалу до оптимальної ($K_p = 1,3 - 1,4$). При відбиванні в затиску лінію найменшого опору між сусідніми секціями, що відбиваються, декілька збільшують і підвищують інтервал уповільнення в 1,5 рази.

Головна особливість відбивання в затиску полягає в тому, що частина енергії вибуху відштовхується від межі середовища (масив – магазинована руда) і повертається в масив, створюючи там додаткові тріщини, а інша частина енергії витрачається на ущільнення затискаючого матеріалу, це враховується введенням в розрахунок параметрів буропідривних робіт коефіцієнта затиску

$$K_{зам} = 0,1 \cdot (8 \cdot B_c \cdot (K_p - 1) - 1), \quad (3.67)$$

де B_c – ширина шару що відбивається (секції), м;

K_p – коефіцієнт розпушення руди при випуску, що дорівнює 1,15 – 1,20.

Питома витрата ВР на відбивання в затиснутому середовищі, відрізняється від використання ВР на компенсаційний простір

$$q_{зам} = q \cdot K_{зам}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.68)$$

де q – питома витрата ВР, визначається за формулою

$$q = 0,1 \cdot f \cdot \frac{\Delta q}{\Delta b}, \text{ кг/м}^3. \quad (3.69)$$

Лінія найменшого опору першого ряду свердловин (першого віяла)

$$W_{зам} = \frac{W}{\sqrt[3]{K_{зам}}}, \text{ м}, \quad (3.70)$$

де W – лінія найменшого опору одиночної свердловини, м, визначається за формулою (3.29).

Лінія найменшого опору наступних рядів свердловин в секції що обвалюється

$$W = (0,7 \dots 0,9) \cdot W_{зам}, \text{ м.} \quad (3.71)$$

Відстань між вибоями свердловин визначається за формулою (3.30). Кількість свердловин на шар (секцію), загальна їх довжина, довжина зарядженої частини свердловин встановлюються за допомогою масштабного креслення вибою за розрахунковою схемою, поданою на рис. 3.9.

Промисловий запас блока при системах розробки підповерхового обвалення з торцевим випуском

$$A_{пром} = (S_n \cdot L_n - V_e) \cdot \gamma_p \cdot N_n, \text{ т,} \quad (3.72)$$

де S_n – площа панелі, м^2 ;

L_n – довжина панелі без урахування відрізної щілини, м;

V_e – обсяг виробок панелі без урахування відрізної щілини, м^3 ;

N_n – кількість панелей у блоці.

Промисловий запас камери при системах розробки поверхового обвалення з торцевим випуском

$$A_{пром} = (S_k \cdot L_k - V_e) \cdot \gamma_p, \text{ т,} \quad (3.73)$$

де S_k – площа камери, м^2 ;

L_k – довжина камери без урахування відрізної щілини, м;

V_e – обсяг бурових виробок камери без урахування відрізної щілини, м^3 .

Кількість віял, сумарна довжина свердловин і довжина заряду визначається за кресленням системи розробки. Змінна продуктивність буріння H_b свердловин буровим верстатом визначається за формулами (2.74) – (2.79). Трудомісткість буріння свердловин визначається за формулою (3.34). Норма бурильника, виражена в тоннах, визначається за формулою (3.13). Загальна витрата ВР для відбивання руди визначається за формулою (3.35). Змінна продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначається за формулою (3.16). Витрата часу на заряджання ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (3.17). Норма виробітку підрильника в тоннах визначається за формулою (3.18). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-постачальної машини визначається за формулами (2.22) – (2.23) і (2.85) – (2.86). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-постачальною машиною визначається за формулою (3.19). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (3.20). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника, виражена в тоннах визначається за формулою (3.21). Витрата основних матеріалів і енергії для відбивання руди визначається за формулами (3.23) – (3.27) і (3.36) – (3.38).

Оптимальні параметри буропідривних робіт при відбиванні руди свердловинами рекомендується визначати з урахуванням вартісних показників відбивання

$$C_{видоб} = C_{бур} + C_e + C_{дост} \rightarrow \min, \quad (3.74)$$

де $C_{видоб}$ – витрати на видобуток руди в блоці, грн/м³;
 $C_{бур}$ – витрати на буріння свердловин, визначаються за емпіричної залежності

$$C_{бур} = \left(0,158 + 0,012 \cdot f - f \cdot \ln \left(\frac{56 \cdot d}{W} \right) \cdot 10^{-4} + \frac{0,92}{W} + 0,03W \right) \cdot K_{yo}, \text{ грн/м}^3;$$

f – коефіцієнт міцності руди за шкалою професора М.М. Протод'яконова;

C_{ϵ} – витрати на заряджання та підривання свердловин, визначаються за емпіричної залежності

$$C_{\epsilon} = \left(0,136 + 0,013 \cdot f - f^2 \cdot 6 \cdot 10^{-6} + 0,8 \cdot W - 0,002W^2 \right) \cdot K_{yo}, \text{ грн/м}^3;$$

$C_{дост}$ – витрати на вторинне подрібнення негабаритів і доставку руди, визначаються за емпіричної залежності

$$C_{дост} = \left(0,114 + 0,04 \cdot f - f^2 \cdot 2 \cdot 10^{-4} + 0,87 \cdot W \right) \cdot K_{yo}, \text{ грн/м}^3;$$

K_{yo} – курс у.о., грн.

За отриманими результатами будують графік залежності $C_{видоб} = f(W)$, за екстремумом кривої знаходять оптимальну ЛНО W_{opt}

Відбивання руди концентраційними (мінними) зарядами – це відбивання зосередженими зарядами великої маси, розміщеними в спеціально проведених для цієї мети або наявних виробках. Застосовують при розробці потужних покладів міцних руд з межею міцності понад 180 МПа, у рудах сильно тріщинуватих і сильно шаруватих, не нижче середньої стійкості, а також у тих випадках, коли буріння глибоких свердловин економічно нераціональне через низьку швидкість буріння (менше 3 – 4 м/зміну). Цей спосіб відбивання використовують при камерних системах розробки та системах з обваленням. За умовою розміщення ВР у виробках розрізняють три типи концентраційних зарядів: мінні заряди, горизонтальні і вертикальні концентраційні заряди.

Першим з'явилось відбивання руди мінними зарядами розрахункова схема, якої подана на рис. 3.22, але в силу суттєвих своїх недоліків у наш час застосовується рідше. При ній мінний штрек (орт) проводять перерізом 1,5 × 1,8 або 1,8 × 2,5 м, з якого проводять заходки (кишені) перетином 1,2 × 1,8 або 1,5 × 2,5 м, а під кишнями утворюють мінні колодязі глибиною 0,5 – 2,5 м. Руду, отриману при нарізці кишень і колодязів, тимчасово розміщують у мінній виробці, а потім, після заряджання, використовують для заповнення (забутовування) вільної частини кишень. При нарізці кишень і колодязів і забутовуванні руду переміщують в основному вручну. У зв'язку з цим, іноді відмовлялися від нарізки кишень і розташовували заряди безпосередньо в прямолінійних виробках без забутовування.

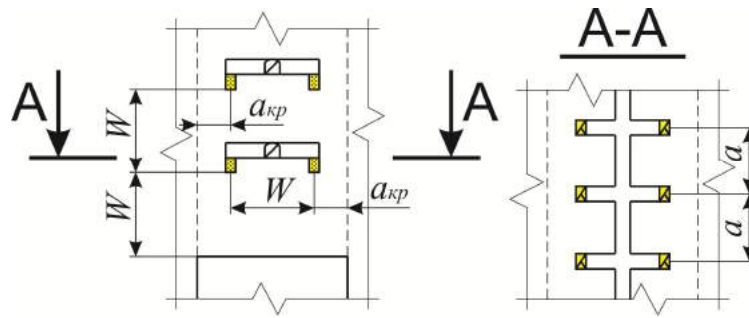


Рис. 3.22. Розрахункова схема відбивання руди мінними зарядами

Позитивні результати таких вибухів дозволили розробити відбивання горизонтальними концентраційними зарядами, розрахункова схема якої подана на рис. 3.23. У цьому випадку заряди розміщують безпосередньо в мінних виробках через 4 – 8 м. При цій схемі, порівняно з попередньою, зменшується трудомісткість робіт, поліпшуються умови праці, але збільшується приблизно в 1,5 рази питома витрата ВР і посилюється сейсмічна дія вибуху на навколишні виробки. Застосування цієї схеми не дозволило отримати позитивних результатів. Не було досягнуто того ступеня подрібнення руди, який варто було б очікувати від збільшення питомих витрат енергії вибуху, оскільки взаємодія зарядів була обмеженою.

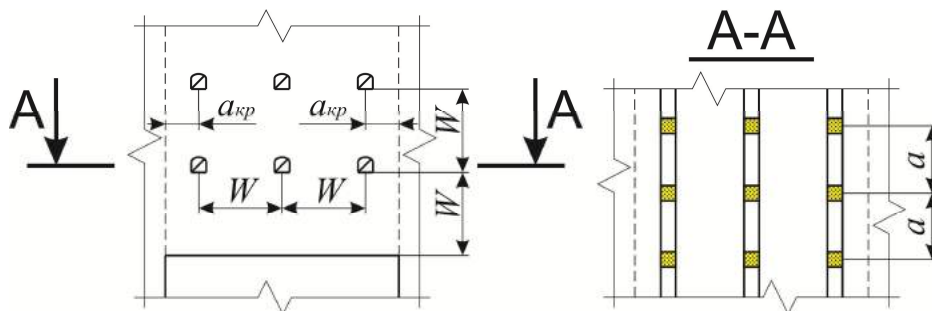


Рис. 3.23. Розрахункова схема відбивання руди горизонтальними концентраційними зарядами

Тому було запропоновано відбивання руди вертикальними концентраційними зарядами, розрахункова схема якої подана на рис. 3.24. Підготовка блоку при цій схемі майже не відрізняється від попередніх схем. Однак, з підповерхових штреків або ортів проходять не мінні колодязі, а короткі одно- або двосторонні підняття, устя яких засипаються відбитою рудою в процесі вибуху останнього комплексу шпурів при проходці. Утворені зарядні камери з'єднуються з горизонтальними виробками посередництвом буріння штангового шпуру, що слугує для подачі ВР до зарядної камери. Масив руди відбивають підриванням усіх вертикальних концентраційних зарядів з відповідним уповільненням між вибухами окремих зарядів або по черзі вертикальними шарами. Ця схема застосовується при достатньому за обсягом компенсаційному просторі.

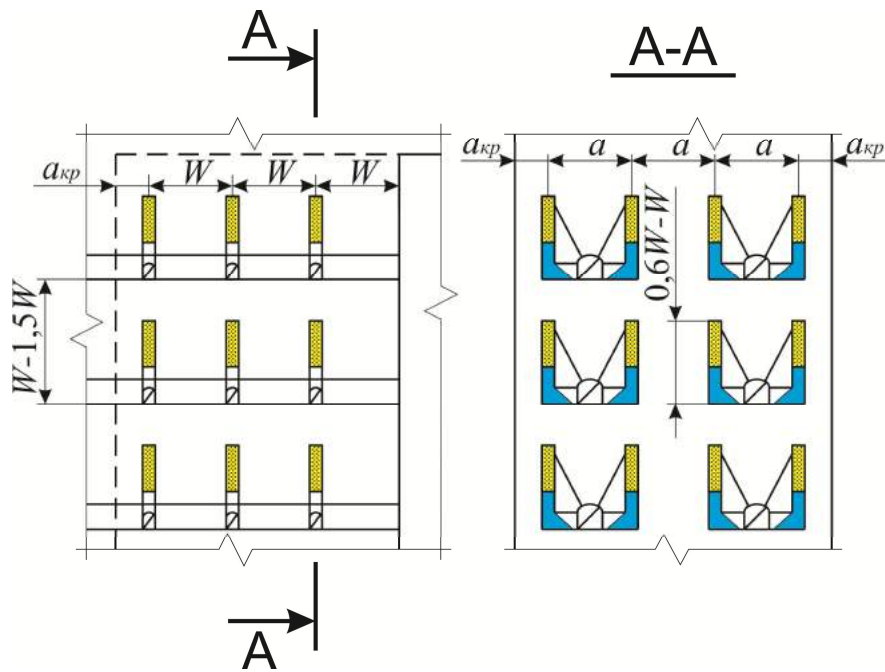


Рис. 3.24. Розрахункова схема відбивання руди вертикальними концентраційними зарядами

До основних переваг відбивання руди концентраційними (мінними) зарядами відносяться: можливість відбивання руди там, де неможливо бурити свердловини, велика продуктивність праці робітника з відбивання 400 – 600 т/зміну. Недоліки: велика сумарна довжина мінних виробок, складність проведення мінних виробок і низька продуктивність проходки, нерівні контури виїмки, збільшені (приблизно в 1,5 рази проти свердловинного відбивання) втрати і збіднення руди, порушення навколишнього масиву і часткове руйнування ближніх виробок, великий відсоток (40 – 70%) виходу негабариту, що суттєво знижує продуктивність робітника з доставки руди.

У свій час відбивання руди концентраційними (мінними) зарядами було поширене, але в подальшому, у зв'язку зі своїми суттєвими недоліками, воно майже було витіснене свердловинним відбиванням. Як основний спосіб відбивання, воно може зберегтися на якийсь час в обмежених масштабах для виїмки досить абразивних руд, в яких ще не досягнуті задовільні результати з буріння свердловин, а також для сильно тріщинуватих руд, якщо в них вибухові свердловини пересипаються.

Правильне розташування мінних виробок повинно забезпечувати: мінімальний обсяг нарізних робіт, добрі умови проведення виробок і розміщення мінних зарядів, рівномірний розподіл ВР у масиві, що підривається, мінімальні втрати і збіднення відбитої вибухом руди. Багаторічний досвід шахт Криворізького басейну показав, що відсутність забутовування мінних виробок не впливає негативно на ефективність відбивання руди концентраційними зарядами і значно спрощує умови заряджання мінних виробок. Основними параметрами при відбиванні руди концентраційними зарядами є лінія найменшого опору і відстань між мінними

зарядами в шарі що відбивається. Виходячи, з практичного досвіду оптимальна лінія найменшого опору (W) при відбиванні руди концентраційними зарядами становить 7 – 10 м. Відстань між мінними зарядами

$$a = m \cdot W, \text{ м.} \quad (3.75)$$

де m – коефіцієнт зближення концентраційних зарядів, що дорівнює 0,8 – 1,0.

Крайні заряди розташовують на відстані $a_{кр} = (0,3...0,4) W$ від проектного контуру відбивання.

Величина концентраційного заряду

$$Q = q_{баз} \cdot f(n) \cdot k_{заб} \cdot W^3, \text{ кг,} \quad (3.76)$$

де $q_{баз}$ – питома витрата ВР, що дорівнює

$$q_{баз} = 0,431 \cdot f^{0,7}, \text{ кг/м}^3,$$

f – коефіцієнт міцності руди або породи;

$f(n)$ – функція показника дії вибуху, яка дорівнює 1,0 при відбиванні руди і 0,4 при обваленні породи;

$k_{заб}$ – коефіцієнт забивки, що дорівнює 1 при забутовуванні мінних виробок і 1 – 1,5 при підриванні без мінних кишень і забутовування.

За отриманими параметрами буропідривних робіт будують схему розташування концентраційних (мінних) виробок, користуючись розрахунковими схемами, поданими на рис. 3.22, 3.23 і 3.24.

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (3.56).

Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері

$$Q_{вр} = Q \cdot n_з, \text{ кг,} \quad (3.77)$$

де $n_з$ – кількість концентраційних (мінних) зарядів у камері.

Змінна продуктивність при механізованому заряджанні концентраційних зарядів зарядною машиною

$$H_{зар.} = \frac{100 \cdot (T_{зм} - T_{об})}{\left(\frac{100 \cdot T_{нз}}{q + (t_o + t_e) \cdot (1 + k_{від})} \right)}, \text{ кг/зміну,} \quad (3.78)$$

де $T_{нз}$ – тривалість підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 60 – 90 хв;

$T_{об}$ – час на обслуговування зарядної установки, що дорівнює 1 – 15 хв;

q – величина концентраційного (мінного) заряду, який заряджається з однієї установки зарядної машини, що дорівнює 850 – 1250 кг;

$(t_o + t_e)$ – витрати часу на зарядження 100 кг ВР, що дорівнюють 28,8 – 37,7 хв;

$k_{від}$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 0,1.

Витрати часу на зарядження ВР для відбивання руди в камері

$$T_{зар.} = \frac{Q_{вр}}{H_{зар.}}, \text{ чол-змін.} \quad (3.79)$$

Норма виробітку підричника в тоннах визначається за формулою (3.18).

Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-постачальної машини визначається за формулами (2.22) – (2.23) і (2.85) – (2.86). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-постачальною машиною визначається за формулою (3.19). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (3.20). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника виражена в тоннах, визначається за формулою (3.21). Витрата електричної енергії визначається за формулою (3.25). Питома витрата ВР визначається за формулою (3.26).

Питома витрата електродетонаторів

$$q_{ед} = \frac{n_{\partial} \cdot n_{з}}{A_{пром}}, \text{ шт./т} \quad (3.80)$$

де n_{∂} – кількість електродетонаторів, які розміщені в одному концентраційному (мінному) заряді, що дорівнює 2 – 12 шт.

Питома витрата детонувального шнуру

$$q_{дш} = \frac{2 \cdot \Sigma L_{м.в.} \cdot k}{A_{пром}}, \text{ м/т}, \quad (3.81)$$

де 2 – кількість ниток детонувального шнуру;

$\Sigma L_{м.в.}$ – сумарна довжина мінних виробок в камері, м;

k – коефіцієнт, що враховує додаткову витрату детонувального шнуру, при комутації вибухової мережі, що дорівнює 1,2 – 1,3.

3.4.2 Відбивання запасів руди механічним способом

Механічне відбивання – це відділення корисної копалини від масиву за допомогою різних механізмів та інструментів. Цей вид відбивання здійснюється машинами і в незначному обсязі відбійними молотками. Механічне відбивання набуло поширення при видобутку м'яких руд (з межею міцності ≤ 60 МПа). Цим способом відбивається марганцеві руди, калійні і частково кам'яні солі, і, практично, увесь природний пильний камінь, що використовується в будівництві. Сучасні конструкції комбайнів і комплексів можуть застосовуватися при куті падіння пласта $\leq 15^\circ$, витриманою потужністю, його малої потужності (визначається висотою комбайнової виїмки) або середньої потужності (при двох-тришаровій виїмці).

Класифікація різновидів механічного відбивання:

- відбивання гірничими комбайнами і комплексами;
- відбивання врубовими машинами;
- пиляння;
- руйнування бурінням (без підривання).

Основна частка механічного відбивання припадає на гірничі комбайни та комплекси, які і використовують на марганцевих і калійних шахтах. Врубіві машини використовують порівняно рідко і лише для допоміжних цілей.

Пиляння та руйнування пилянням застосовуються в специфічних умовах, причому руйнування бурінням здійснюється при вийманні тонких жил.

Основним обладнанням при видобутку м'яких руд є:

- прохідницько-очисні комбайни з різними типами робочих органів, що поєднують функції відбивання і вантаження, що працюють, як правило, в комплексі з бункерами-перевантажувачами і самохідними вагонами (при розробці калійних солей) або з вибійними конвеєрами змінної довжини (при розробці марганцевих руд);

- механізовані комплекси, що складаються з механізованого кріплення, комбайна і вибійного скребкового конвеєра, використовують для валової і селективної виїмки солей і марганцевих руд.

За типом робочого органу розрізняють комбайни з роторним (ПК-8МА, ПКС-8), планетарно-дисковим (Урал-10А, Урал-20А, Урал-20р, Урал-61), барабанно-лопатевим (МБЛ-М), шнековим (КМШ, КМШ-А, КДР-5, КДР-6) фрезерним робочим органом (2ПУ). Комбайни з роторним робочим органом найбільш поширені при розробці калійних солей. Робочим органом їх є обертальний бур великого діаметра, армований зубками з твердих сплавів. Вони призначені для порід з межею міцності до 50 МПа, мають 1 – 3 робочих органа та гусеничну ходову частину, що дозволяє долати ухил до 15°. Площа поперечного перерізу виробок (вибою) становить 7,5 – 14,3 м². Комбайни з планетарно-дисковим робочим органом використовуються при розробці калійних солей. Комбайнами типу «Урал» з двома робочими органами вибій руйнується відразу на повний переріз при безперервному русі машини.

Комбайни з барабанно-лопатевим або шнековим робочим органом використовуються при розробці марганцевих руд. Комбайн МБЛ-М – малогабаритний на гусеничному ході, призначений для руд з межею міцності до 30 МПа, на пластах потужністю 1,7 – 2,8 м. Переріз очисної виробки 2,8 × 2,8 м. Фронт відбивання і вантаження при нерухомих гусеницях становить 3 м. Комбайни КМШ і КМШ-А призначені для механізації відбивання і вантаження гірничої маси і руд в очисних і підготовчих виробках при потужності пласта ≤ 3,0 м з межею міцності до 40 МПа. Завдяки наявності гусеничного ходу фронт робіт комбайнів практично не обмежений. Навантаження гірничої маси проводиться в вагонетки, на конвеєр і інші транспортні засоби. Комбайни для видобутку руд КДР-5 і КДР-6 призначені для механізованого відбивання і вантаження гірничої маси і руди з межею міцності до 40 МПа, при веденні очисних робіт, у виробках з кутом нахилу ± 10°. Фронт відбивання і вантаження при нерухомих гусеницях складає до 3,75 м. Комбайни з фрезерним робочим органом призначені для проведення підготовчо-нарізних виробок і очисних робіт з рудою, що має межу міцності 20 МПа. Максимальна висота відбивання 3,1 м, мінімальна висота виробки 1,4 м і фронт відбивання при нерухомих гусеницях 3 м.

Механічне відбивання застосовується в двох варіантах: з виїмкою заходками з площею поперечного перерізу 7 – 9 м² і з виїмкою довгими вибоями. При виїмці заходками відбивання здійснюють з використанням прохідницьких комбайнів. Відбита руда завантажується комбайном на

короткий вибійний стрічковий конвеєр, а з нього – на панельний і далі на магістральний конвеєри. Деякі рудники, які видобувають марганцеву руду, обладнані конвеєрним підйомом на похилих стволах, тому руда в них рухається безперервно від вибою до поверхні.

Відпрацювання довгими очисними вибоями (лавами) ведуть із застосуванням механізованих комплексів. Комбайн, рухаючись вздовж вибою, відбиває шар руди і вантажить її на конвеєр. Після відпрацювання кожного шару на всю довжину вибою механізоване кріплення пересувається секціями слідом за конвеєром, покрівлю вибою за кріпленням обвалюють. Комбайни можуть забезпечувати як валовий, так і селективний видобуток.

При проектуванні параметрів очисних камер при камерно-стовповій системі розробки, яка відпрацьовується комплексами комбайн – бункер-перевантажувач – самохідний вагон, необхідно, щоб довжина доставки руди вагоном була не більше критичної, тобто такою, при якій технічна продуктивність комбайна і вагона рівні. При збільшенні довжини доставки продуктивність всього комплексу, що визначається продуктивністю вагона, зменшується, що призводить до збільшення часу простоїв комбайна і погіршення його техніко-економічних показників.

$$L_{кр} = \frac{v_{cp} \cdot \left[\frac{V_{б.н.}}{Q_k} + (k_n - 2) \cdot t_p \right]}{2}, \text{ м}, \quad (3.82)$$

де v_{cp} – середня швидкість руху самохідного вагона, що дорівнює 50 – 160 м/хв;

$V_{б.н.}$ – вантажопідйомність бункера-перевантажувача, що дорівнює 14 – 16 т;

Q_k – технічна продуктивність комбайна, т/хв;

k_n – коефіцієнт який враховує простої, що дорівнює 0 – 1;

t_p – час розвантаження самохідного вагона, що дорівнює 0,5 – 1,3 хв.

Змінна продуктивність комплексу

- при довжині доставки $< L_{кр}$

$$H_{комл} = \frac{60 \cdot T_{зм} \cdot k_u \cdot V_{б.н.} \cdot Q_k}{V_{б.н.} + k_n \cdot Q_k \cdot t_p}, \text{ т/зміну}, \quad (3.83)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, год;

k_u – коефіцієнт використання комбайна протягом зміни, що дорівнює 0,6.

- при довжині доставки $> L_{кр}$

$$H_{комл} = \frac{30 \cdot T_{зм} \cdot k_u \cdot V_{б.н.} \cdot v_{cp}}{L + v_{cp} \cdot t_p}, \text{ т/зміну}, \quad (3.84)$$

де L – довжина доставки, м.

Промисловий запас панелі:

$$A_{пром} = A_k \cdot B_k \cdot H_k \cdot n_k \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (3.85)$$

де A_k – довжина камери, м;

B_k – ширина камери, м;
 H_k – висота камери, м;
 n_k – кількість камер у панелі.

Час відпрацювання панелі

$$T_n = \frac{A_{пром}}{H_{комл}}, \text{ чол-змін.} \quad (3.86)$$

Норма виробітку робітника, по очисному вийманні виражена в тоннах

$$H_p = \frac{A_{пром}}{T_n \cdot n_p}, \text{ т/зміну,} \quad (3.87)$$

де n_p – кількість робітників у бригаді, рівне 6 – 8 чол.

Витрата електричної енергії комплексом

$$Q_{енер.} = \frac{\sum N \cdot T_n \cdot T_{зм}}{A_{пром}}, \text{ кВт·год/т.} \quad (3.88)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, год;

$\sum N$ – сумарна потужність електричних двигунів у комплексі, кВт.

При застосуванні стовпових систем розробки з обваленням покрівлі та відпрацюванням руди заходками використовують комбайни з барабанно-лопатовим або шнековим робочими органами. Відпрацювання кожної заходки включає такі види робіт: утворення сполучення заходки з виїмковим штреком, спорудження ніші для перегону комбайна, і власне відпрацювання запасів заходки та її погашення (витяг до 80% металевого кріплення заходки).

Утворення сполучення заходки з видобувним штреком включає такі робочі процеси: видалення металевого кріплення (на ділянці сполучення) та його складування, піддирання порід покрівлі та їх ручне вантаження, установка перегородок і ремонтин, доставка лісу-кругляка й укладання накатів, демонтаж ремонтин. Ці роботи виконує ланка кріпильників у складі двох чоловік за одну зміну.

Спорудження ніші (так званий «відхід» ніші) включає відбивання руди з частковим піддиранням порід покрівлі, її перекидання і вантаження, встановлення перегородок і ремонтин, кріплення 4-х рам з профілю СВП-27 та допоміжні операції з постачання кріпильних матеріалів. На ці роботи витрачається дві чол-зміни і їх виконує ланка кріпильників у складі двох чоловік протягом однієї зміни.

Очисні роботи при відпрацюванні заходки включають підготовчі операції, відбивання і вантаження руди комбайном, нарощування секційного привибійного конвеєра, кріплення заходки у міру посування вибою та заключні операції.

Погашення заходки здійснюється після повного її відпрацювання. Для цього демонтують секційний вибійний конвеєр, переганяють у підготовлену нішу комбайн й виконують витяг близько 80% металевого кріплення. Ці роботи виконує ланка робітників у складі трьох осіб за одну зміну.

Витрати робочої сили на допоміжні роботи приймають за даними практики в розмірі 10% від загальної трудомісткості по основних робіт.

Тривалість окремих робочих процесів з виймання руди визначається за формулами (2.55) – (2.57). Тривалість циклу з виїмки руди визначається за формулою (2.58). Кількість циклів за зміну визначається за формулою (2.59). Змінна швидкість відпрацювання заходки визначається за формулою (2.60).

Загальна трудомісткість відпрацювання запасів руди заходки

$$T_{зах} = T_c + T_n + \frac{L_{зах}}{V_{зм}} + T_n, \text{ чол-змін}, \quad (3.89)$$

де T_c – трудомісткість утворення сполучення заходки з видобувним штреком, що дорівнює 2 чол-змін;

T_n – трудомісткість спорудження ніші, що дорівнює 2 чол-змін;

$L_{зах}$ – довжина заходки, що дорівнює 30 – 35 м;

$V_{зм}$ – швидкість відпрацювання заходки, м/змін;

T_n – трудомісткість погашення заходки, що дорівнює 3 чол-змін.

Промисловий запас руди в одній заходці:

$$A_{зах} = S_{вч} \cdot L_{зах} \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (3.90)$$

де $S_{вч}$ – площа поперечного перерізу заходки начорно, м².

Промисловий запас руди у виймальному стовпі:

$$A_{пром} = A_{зах} \cdot N_{зах}, \text{ т}, \quad (3.91)$$

де $N_{зах}$ – кількість заходок у виймальному стовпі.

Норма виробітку робітника, виражена в тоннах руди:

$$H_p = \frac{A_{зах}}{T_{зах}}, \text{ т/змін}. \quad (3.92)$$

Витрата комплектів кріплення:

$$Q_{кр} = 0,8 \cdot \left(\frac{L_{зах}}{l_p \cdot A_{зах}} + \frac{1}{A_{зах}} \right), \text{ компл./т}. \quad (3.93)$$

Витрату матеріалів приймають за даними виробничої діяльності шахт ПАТ «Марганецький гірничо-збагачувальний комбінат», поданих в табл. 3.3.

Таблиця 3.3

Питома витрата металевої зтяжки і лісоматеріалів

Найменування матеріалу	Одиниця виміру	Величина
Металева зтяжка	кг/т	1,8
Дерев'яна зтяжка	м ³ /т	0,0015
Дерев'яний розпил	м ³ /т	0,003
Накат	м ³ /т	0,0007
Шпальний брус	м ³ /т	0,002
Дошка	м ³ /т	0,0002

Витрата електричної енергії на одну тонну

$$Q_{енер} = \frac{t_k \cdot N_u \cdot (N_k + N_{кон})}{60 \cdot A_{зах}}, \text{ кВт} \cdot \text{год/т}, \quad (3.94)$$

де N_k – встановлена потужність електричного двигуна комбайна, кВт;
 $N_{кон}$ – встановлена потужність електричного двигуна конвеєра КЛЗС, що дорівнює 7,5 кВт.

Для розробки родовищ калійних і марганцевих руд стовповою системою розробки з обваленням покрівлі та відпрацюванням довгим очисним вибоєм (лавою) поширення набули механізовані комплекси типу ОКП-70, 2МКДД.

Теоретична (розрахункова) продуктивність комбайна

$$Q_m = v_n \cdot m \cdot r \cdot \gamma_p, \text{ т/хв}, \quad (3.95)$$

де v_n – технічно допустима швидкість подачі комбайна, м/хв;
 m – потужність пласта (покладу), що виймається, м;
 r – ширина захвату комбайна, що дорівнює при $m \leq 1,2$ м $r = 0,8$ м, а при $m > 1,2$ м $r = 0,63$ м;

Швидкість подачі комбайна визначають за такими основними факторами: опірності руди різанню, газовому фактору, швидкості кріплення лави і продуктивності конвеєра. Для умов родовищ марганцевих руд швидкість подачі комбайна визначають тільки за опірністю руди різанню, швидкістю кріплення лави і продуктивністю конвеєра. При розробці родовищ калійних солей ще й за газовим чинником, це пов'язано з тим, що на калійних рудниках метан (CH_4) виділяється в суміші з іншими газами, основними з яких є азот (N), вуглекислий газ (CO_2). Горючими домішками є: етан (C_2H_6), бутан (C_4H_{10}), пропан (C_3H_8), водень (H_2).

Швидкість подачі комбайна за опірністю руди різанню

$$v_n^k = \frac{N_{cm}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma_p}, \text{ м/хв}, \quad (3.96)$$

де N_{cm} – стійка потужність двигуна комбайна визначається

$$N_{cm} = (0,7 \dots 0,9) \cdot N_y, \text{ кВт},$$

N_y – встановлена потужність двигуна комбайна, кВт;

H_w – питомі енерговитрати на руйнування руди

$$H_w = 0,00185 \cdot A_p \cdot (0,77 + 0,008 \cdot R), \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{т},$$

A_p – опірність руди різанню, кН/м;

R – показник руйнівності пласта (покладу), що дорівнює для в'язких руд $R = 0,25 \cdot A_p$, для крихких $R = 0,15 \cdot A_p$, для вельми крихких $R = 0,09 \cdot A_p$.

Швидкість подачі комбайна за газовим фактором

$$v_n^g = \frac{0,6 \cdot S \cdot v \cdot d}{q \cdot r \cdot m \cdot \gamma_p \cdot k}, \text{ м/хв}, \quad (3.97)$$

де S – площа поперечного перерізу робочого простору під кріпленням, що дорівнює 4,316 – 14,49 м² та приймається за технічною характеристикою механізованого кріплення;

v – максимально допустима швидкість руху струменя повітря в очисній виробці (лаві), що дорівнює 4 м/с;

d – сумарна допустима концентрація горючих газів (метану, водню) у вихідному струмені, що дорівнює 1%;

q – відносна газовість пласта (покладу), м³/т;
 k – коефіцієнт дегазації пласта (покладу), що дорівнює 1 без проведення дегазаційних заходів у вибої.

Швидкість подачі комбайна за кріпленням лави

$$v_n^{kp} = m \cdot \gamma_p \cdot r \cdot v_{kp} \cdot k_{kp}, \text{ м/хв}, \quad (3.98)$$

де v_{kp} – швидкість пересування секцій кріплення

$$v_{kp} = \frac{b_{kp}}{t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5}, \text{ м/хв},$$

b_{kp} – крок встановлення секцій кріплення, м;

t_1 – час на переміщення робочого від секції до секції і огляд покрівлі, що дорівнює 0,06 – 0,08 хв;

t_2 – час на зачистку секції кріплення перед пересуванням, що дорівнює 0,08 – 0,8 хв, якщо $t_2 > 0,5$ хв, то на зачистку секцій необхідно ставити спеціального робітника із зачистки;

t_3 – час на розвантаження секцій кріплення, що дорівнює 0,05 – 0,07 хв;

t_4 – час на власне пересування секцій кріплення, що дорівнює 0,05 – 0,08 хв;

t_5 – час на розпір секцій, що дорівнює 0,05 – 0,07 хв.

k_{kp} – коефіцієнт, що враховує міцність і обводненість порід підшви, що дорівнює 0,6 – 0,8.

Швидкість подачі комбайна за продуктивністю конвеєра

$$v_n^{kon} = \frac{Q_{kon}}{r \cdot m \cdot \gamma_p}, \text{ м/хв}, \quad (3.99)$$

де Q_{kon} – максимальна продуктивність конвеєра, т/хв.

Найменша з розрахованих швидкостей подачі комбайна за формулами (3.96), (3.97), (3.98), (3.99) приймається для подальших розрахунків. При цьому прийнята швидкість подачі комбайна не повинна перевищувати технічно допустиму швидкість.

Продуктивність комплексу

$$Q_{компл} = k_m \cdot Q_m, \text{ т/хв}, \quad (3.100)$$

де k_m – коефіцієнт машинного часу використання з урахуванням надійності кріплення і конвеєра, що дорівнює 0,43 – 0,68.

Змінна продуктивність комплексно-механізованого очисного вибою

$$Q_{зм} = T_{зм} \cdot Q_{компл}, \text{ т/зміну}, \quad (3.101)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, хв.

Продуктивність комплексу за цикл

$$Q_{ц} = L_l \cdot m \cdot r \cdot \gamma_p, \text{ т/цикл}, \quad (3.102)$$

де L_l – довжина лави, м.

Кількість робочих циклів на добу

$$n_{ц} = \frac{n_p \cdot Q_{зм}}{Q_{ц}}, \quad (3.103)$$

де n_p – кількість змін з виїмки руди, що дорівнює 3 зміни;
 Норма виробітку робітника, виражена в тоннах руди

$$H_p = \frac{Q_u}{T_n}, \text{ т/зміну}, \quad (3.104)$$

де T_n – норма обслуговування комплексу, що дорівнює 5,162 – 8,764 чол-змін.

Промисловий запас руди в виймальному стовпі

$$A_{пром} = L_{ст} \cdot L_l \cdot m \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (3.105)$$

де $L_{ст}$ – довжина виймального стовпа, м.

Витрати матеріалів подано в табл. 3.4.

Таблиця 3.4

Питома витрата матеріалів

Найменування матеріалу	Одиниця виміру	Величина
Лісоматеріали	м ³ /т	0,0045
Емульсія	м ³ /т	0,0012

Витрата електричної енергії на одну тонну

$$Q_{енер} = \frac{k_m \cdot T_{зм} \cdot (N_k + N_{кон} + N_{ст})}{Q_{зм}}, \text{ кВт}\cdot\text{год/т}, \quad (3.106)$$

где $T_{зм}$ – тривалість зміни, год;

N_k – встановлена потужність електричного двигуна комбайна, кВт;

$N_{кон}$ – встановлена потужність електричного двигуна скребкового конвеєра, кВт;

$N_{ст}$ – встановлена потужність електричного двигуна маслостанції типу СНТ, кВт.



Питання для самоконтролю

1. Дайте визначення, що називається очисними роботами.
2. Які комплекси робочих процесів включає в себе виробнича стадія очисні роботи?
3. Перелічіть, що визначають при розрахунку очисних робіт.
4. Дайте визначення, що називається підсіканням руди, і які види підсікання ви знаєте.
5. Охарактеризуйте існуючі способи підсікання руди в блоці.
6. Наведіть порядок розрахунку розвороту воронки.
7. Наведіть порядок розрахунку утворення траншеї.
8. Дайте визначення, що називається відрізкою запасів руди в блоці і відрізною щілиною.
9. Охарактеризуйте існуючі способи утворення відрізної щілини в блоці.

10. *Охарактеризуйте шпурове відбивання руди.*
11. *Охарактеризуйте відбивання руди штанговими шпурами.*
11. *Охарактеризуйте відбивання руди свердловинами.*
12. *Охарактеризуйте відбивання руди в затиснутому середовищі.*
13. *Охарактеризуйте відбивання руди концентраційними мінними зарядами.*
14. *Охарактеризуйте відбивання руди механічним способом.*



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 3

1. Агошков, М.И. Подземная разработка рудных месторождений [Текст] / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
2. Агошков, М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений [Текст]: учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.
3. Баранов, А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд [Текст]: Справочное пособие / А.О. Баранов – М.: Недра, 1993. – 283 с.
4. Баранов, А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд [Текст] / А.О. Баранов. – М.: Недра, 1985. – 224 с.
5. Борисенко, С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений [Текст] / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1977. – 296 с.
6. Борисенко, С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений [Текст] / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262с.
7. Единые правила безопасности при взрывных работах [Текст]. – Утв. Госгортехнадзором Украины. 25.03.92. – К.: Норматив, 1992. – 171 с.
8. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом [Текст]. – Утв. Госгортехнадзором СССР. 31.08.71. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1977. – 223 с.
9. Именитов, В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений [Текст]: учеб. пособие / В.Р. Именитов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 504 с.
10. Инструктивно-методические указания по выбору рациональных параметров буровзрывных работ при подземной очистной выемке на шахтах Криворожского бассейна и ЗЖРК-1 [Текст]. – Кривой Рог: НИГРИ, 1977. – 54 с.
11. Малахов, Г.М. Основные расчеты систем разработки рудных месторождений [Текст] / Г.М. Малахов, В.К. Мартынов, Г.Т. Фаустов, И.А. Кучерявенко. – М.: Недра, 1968. – 276 с.

12. Мартынов, В.К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений [Текст] / В.К. Мартынов. – К.: Вища школа, 1987. – 216 с.
13. Мартинов, В.К. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ [Текст] / В.К. Мартинов, М.Б. Федько. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2008. – 436 с.
14. Панин, И.М. Задачник по подземной разработке рудных месторождений [Текст] / И.М. Панин, И.А. Ковалев. – М.: Недра, 1964. – 212 с.
15. Порцевский, А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология [Текст] / А.К. Порцевский. – М.: МГГУ, 2003. – 767 с.
16. Справочник по горнорудному делу [Текст] / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.
17. Справочник по горнорудному делу [Текст]: Т. 2. / под ред. А.М. Терпигорева, Р.П. Каплунова. – М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу. – 1961.
18. Хоменко, О.Є. Огляд світового ринку бурової та навантажувальної техніки для розробки рудних родовищ [Текст] / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 12. – С. 5 – 7.
19. Хоменко, О.Є. Досвід використання бурового, навантажувального та допоміжного обладнання на рудних шахтах світу [Текст] / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, О.А. Долгий // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 1. – С. 18 – 21.
20. Хоменко, О.Є. Гірниче обладнання для підземної розробки рудних родовищ [Текст] : довідковий посібник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Д.: Національний гірничий університет, 2010. – 340 с.
21. Хоменко, О.Е. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений [Текст]: справочное пособие / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев. – 2-е изд. перераб. и доп. – Д.: Национальный горный университет, 2011. – 448 с. – На рус. яз.
22. Khomenko, O. Kononenko M. & Myronova I. Blasting works technology to decrease an emission of harmful matters into the mine atmosphere // School Underground Mining: Annual Scientific-Technical Collection “Mining of Mineral Deposits”. – Netherlands: CRC Press Balkema – 2013. – P. 231 – 235.
23. Черненко, А.Р. Подземная добыча богатых железных руд [Текст] / А.Р. Черненко, В.А. Черненко – М.: Недра, 1992. – 224 с.
24. Шехурдин, В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок [Текст]: учеб. пособие / В.К. Шехурдин. – М.: Недра, 1985. – 240 с.
25. Шехурдин, В.К. Горное дело [Текст]: учеб. / В.К. Шехурдин, В.И. Несмотряев, П.И. Федоренко. – М.: Недра, 1987. – 440 с.

РОЗДІЛ 4

ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ

4.1 Показники та елементи витрат

При розрахунку систем розробки визначають такі основні техніко-економічні показники: втрати, збіднення руди, вміст металу в рудній масі, продуктивність праці робітників з процесів, продуктивність праці одного робітника за системою розробки, продуктивність вибоїв, витрата основних матеріалів і енергії, собівартість видобутку 1 т руди за системою розробки, необхідну кількість діючих вибоїв і блоків (панелей, стовпів).

Собівартість 1 т руди є важливим і необхідним показником, який характеризує економічну ефективність використання системи розробки, що включає основні витрати, пов'язані з проведенням підготовчо-нарізних виробок і очисних робіт. У структуру собівартості входять такі статті калькуляції: основна і додаткова заробітні плати робітників і інженерно-технічних працівників (ІТП), єдиний соціальний внесок, вартість матеріалів та енергії, амортизаційні відрахування і витрати на ремонт і утримання вибійного обладнання. Підставою для визначення зазначених показників є дані розрахунків проведення підготовчих і нарізних виробок (див. розділ 2), очисних робіт (див. розділ 3) або нормативні матеріали і дані для проектного підприємства. Результати розрахунків усіх техніко-економічних показників за окремими виробками, видами робіт і за блоком (панеллю, стовпом) в цілому заносять у форми, розрахунок яких подано нижче.

4.2 Розподіл запасів руди в блоці

Запаси руди на добувній ділянці (блоці, панелі, стовпі) відповідно до геометричних параметрів і конструкції системи розробки розподіляють за окремими підготовчими і нарізними виробками, видами очисних робіт (розворот воронок, підсікання і/або відрізка запасів, відбивання руди), за елементами блоку (камера, стелина, цілик). На підставі розподілу запасів руди в блоці визначають: балансові запаси руди, що погашаються, показники втрат і засмічення (збіднення), кількість видобутої руди або рудної маси за кожною виробкою, за видами робіт і за блоком в цілому. Для цього складають форму, яка подана у вигляді табл. 4.1.

Заповненню табл. 4.1 повинен передувати вибір усіх параметрів, способів проведення гірничих робіт, застосовуваної механізації, конструктивного оформлення системи розробки для проектованих умов. Конструювання системи розробки та її розрахунок доцільно проводити для найбільш характерних умов родовища або його частини: потужності, кута падіння, фізико-механічних властивостей руди і порід, вмісту металу в руді, тобто проектують і розраховують системи розробки для блоку з усередненими гірничотехнічними параметрами.

Таблиця 4.1

Форма: розподіл запасів руди в блоці за виробками і видами робіт

№ п/п	Найменування виробок і видів робіт	Кількість виробок		Площа попереднього перізу виробки, м ²	Довжина виробки, м		Об'єм, м ³		Щільність руди, т/м ³	Промисловий запас, $A_{пром}, \text{т}$	Втрати руди		Коефіцієнт видобування, $K_{вид}$	Видобути запаси, $A_{вид} = A_{пром} \times K_{вид}, \text{т}$	Вміст металу, %			Збіднення, %			Видимий видобуток, $A_{вид}$, т		Відсоток участі у видобутку
		по породі	по руді		по породі	по руді	%	т			врати якості $(a - \theta)$	Р			Кількість пустих порід, $A_{вид} \times R, \text{т}$	$A_{вид} = A_{прод} / (1 - R), \text{т}$	$(A_{вид} / A_{прод}) \times 100, \%$						
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	
	Підготовчі роботи:																						
	по породі																						
																						
	по руді																						
																						
	РАЗОМ																						
	Нарізні роботи:																						
	по породі																						
																						
	по руді																						
																						
	РАЗОМ																						
	Очисні роботи:																						
																						
																						
																						
	РАЗОМ																						
	УСЬОГО ЗА БЛОКОМ, (ПАНЕЛІНО, СТОВПНОМ)																						
																							100

У графу 2 заносять усі виробки та види робіт з розділенням їх на підготовчі, нарізні та очисні. Відповідно до класифікації до підготовчих відносяться: горизонтальні виробки розташовані на основному горизонті (відкотні штреки, орти-заїзди), блокові підняттяві, що розділяють родовище на видобувні ділянки, а також похилі і спіральні з'їзди для самохідного обладнання. До нарізних виробок відносять:

- підповерхові штреки та орти, призначені для доставки руди, буріння штангових шпурів або свердловин, вентиляції, підсікання, відрізки, тощо;
- різні підняттяві (окрім блокових): перепускні, вентиляційні, ходові, відрізнi і тощо, а також дучки (без розвороту воронок);
- господарські виробки для встановлення механізмів, зберігання матеріалів та ін.

За кресленням системи розробки визначається кількість і сумарна довжина всіх підготовчо-нарізних виробок, пройдених по породі і руді, у межах видобувної ділянки. У графу 3 заноситься кількість підготовчих та нарізних виробок. У графах 4, 5 і 6 заноситься площа поперечного перерізу виробки і її довжина по руді або породі. Для кожної виробки, яка проводиться по породі, розраховується тільки обсяг породи і заноситься в графу 8, шляхом помноження граф 4 і 6. Для кожної виробки, яка проводиться по руді, визначають обсяг руди (граф 7) шляхом помноження граф 4 і 5. У графу 9 вносять щільність руди. Промисловий запас (граф 10) для виробок, пройдених по руді, визначають шляхом помноження графа 7 на 9. Величину промислового запасу при виконанні очисних робіт (граф 10) визначають як добуток обсягу видобутої руди (граф 7) і щільності руди (граф 9).

При розрахунку промислових запасів $A_{пром}$ (граф 10) необхідно відстежувати, щоб облік запасів руди на видобувній ділянці був тільки один раз. Наприклад, запаси руди при утворенні відрізної щілини, дорівнювали запасу руди в межах прийнятих розмірів самої щілини, мінус запас усіх виробок, пройдених у її контурах. Запаси руди блоку при поверхово-камерній системі розробки, дорівнюють запасам блоку, мінус запаси всіх пройдених виробок у межах блоку, а також запаси підсікання і відрізної щілини. Запаси для вилучення міжкамерного цілика дорівнюють запасам руди в цілику, мінус запаси всіх виробок, пройдених у контурах цілика. Необхідно прагнути до того, щоб промислові запаси руди блоку, визначені за геометричними розмірами, дорівнювали запасам, визначеним як сума графа 10.

Показники видобутку руди (втрати і збіднення) (графи 11 і 19) за виробками та видами робіт визначають розрахунковим способом або приймають за нормативними даними підприємств. При цьому, у переважній більшості, втрати і збіднення мають місце тільки під час очисних робіт. Тому величина видобутих запасів $A_{вид}$ і видимий видобуток $A_{в.вид}$ для виробок дорівнюють величині промислових запасів $A_{пром}$. Для камерних систем розробки показники видобутку нормуються за елементами блоку (камера, стелина, цілики) залежно від умов розробки і способів видобутку. У графу 11 заносяться кількісні витрати, які приймаються з різних видів очисних робіт на основі практичного досвіду роботи підприємств, поданих у табл. 4.2.

Показники видобутку руди

Вид очисних робіт	Втрати, P , %	Збіднення, R , %
Підсікання	0 – 6	0 – 2
Утворення відрізної щілини	0 – 4	0 – 4
Стелина	20 – 25	15 – 20
Міжкамерні цілики	20 – 35	15 – 25
Відбивання руди	За показниками системи розробки (див. розділ 1)	

За величинами промислових запасів (графа 10) і втрат (графа 11) визначають тоннаж втрат (графа 12), який визначається як: (графа 10 \times графу 11) / 100.

Коефіцієнт видобутку (графа 13)

$$K_{вид} = 100 - P, \text{ ч.о.}, \quad (4.1)$$

де P – величина втрат за кожним видом очисних робіт, % (див. табл. 4.2).

Величина видобутих запасів (графа 14):

$$A_{вид} = A_{пром} - P, \text{ т}, \quad (4.2)$$

або

$$A_{изв} = A_{пром} \cdot K_{изв}, \text{ т}, \quad (4.3)$$

де $A_{пром}$ – промисловий запас, т (див. графу 10 табл. 4.1);

P – кількісні втрати, т (див. графу 12 табл. 4.1);

$K_{вид}$ – коефіцієнт видобутку, ч.о.

У графі 15 і 17 заносять вміст металу у відсотках у масиві руди і породі. Вміст металу у видобутій руді (графа 16) за кожним видом очисних робіт

$$b = a - \frac{(a - c) \cdot R}{100}, \text{ \%}, \quad (4.4)$$

де a – вміст металу в масиві руди, %;

c – вміст металу в породі, %.

Втрати якості (графа 18) визначаються як: графа 15 – графа 16. Збіднення руди (графа 19) за видами очисних робіт приймається згідно з табл. 4.2 або при відомому вмісті металу в масиві руди, видобутій руді і породі

$$R = \frac{a - b}{a - c} \cdot 100, \text{ \%}, \quad (4.5)$$

Кількість пустих порід (графа 20) за видами очисних робіт визначається як помноження графі 14 на 19.

Видимий видобуток (графа 21) у тоннах за видами очисних робіт

$$A_{в.вид} = \frac{A_{пром} \cdot K_{вид}}{1 - R}, \text{ т}. \quad (4.6)$$

Видимий видобуток у відсотках (графа 22) визначається як: (графа 21 / графа 10) \times 100.

Визначивши видимий видобуток з підготовчих і нарізних робіт, визначають сумарний видобуток з очисних робіт і всього за блоком (панеллю, стовпом). Для цього підраховуються суми: промислового запасу (графа 10), втрати руди в тоннах (графа 12), видобутого запасу (графа 14), кількість пустої породи (графа 20) і видимий видобуток (графа 21).

За сумарними величинами видів очисних робіт і всього за блоком (панеллю, стовпом) визначається:

- величина втрат (графа 11) визначається як: Σ графи 12 / Σ графи 10;
- коефіцієнт видобутку (графа 13) визначається як: Σ графи 14 / Σ графи 10;
- збіднення (графа 19) визначається як: Σ графа 20 / Σ графа 14;
- втрата якості (графа 18) визначається як: графа 19 \times (графа 15 – графа 17);
- вміст металу у видобутій руді за видами очисних робіт і за блоком (панеллю, стовпом) визначається як: графа 15 – графа 18.

Далі знаходимо відсоток участі (графа 23) підготовчих, нарізних і очисних робіт у загальному запасі блоку (панелі, стовпа). Видимий видобуток за блоком (панеллю, стовпом) дорівнює 100%, звідси, відсоток участі підготовчих робіт визначається як результат ділення сумарного видимого видобутку з підготовчих робіт на видимий видобуток за блоком (панеллю, стовпом) і помножене на 100. Аналогічно визначається відсоток участі нарізних і очисних робіт. Сумарна протяжність всього за блоком (панеллю, стовпом) підготовчих і нарізних виробок на 1000 т здобутих запасів руди (погонаж) визначають за формулою: погонаж = $(\Sigma$ графи 5 + Σ графи 6) / 0,001 \times Σ графи 21.

4.3 Розподіл робочої сили у блоці

Розрахунок сумарних витрат робочої сили у блоці (панелі, стовпі) зводять у форму «Витрата робочої сили за блоком», поданій у табл. 4.3. Графи 1, 2 таблиці «Витрата робочої сили за блоком» відповідають графам 1, 2 таблиці «Розподіл запасів руди у блоці». У графу 3 заносять для виробок їх довжину, а для очисних робіт – видимий видобуток (графа 21 табл. 4.1). На кожну професію відводиться дві графи:

- норма виробітку (м/змінну або т/змінну);
- кількість чол-змін на виконання обсягу робіт, зазначеного у графі 3.

Таблиця 4.3

Форма: витрата робочої сили за блоком (панеллю, стовпом)

Найменування виробок і видів робіт	Видимий видобуток або потінок	Прохідник		Гірник очисного вибою		Машиніст бурового верстата		Підрийник		Кріпильник		Машиніст вібраційної установки		Всього змін	Норма на одного робітника
		м/змінну	змін	т/змінну	змін	т/змінну	змін	т/змінну	змін	м/змінну	змін	т/змінну	змін		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Підготовчі роботи: по породи по руді															
РАЗОМ			Σ											Σ	Графа 2 Графа 15
Нарізні роботи: по породи по руді															
РАЗОМ			Σ											Σ	Графа 2 Графа 15
Очисні роботи:															
РАЗОМ					Σ		Σ		Σ		Σ		Σ	Σ	Графа 2 Графа 15
УСЬОГО ЗА БЛОКОМ, (ПАНЕЛЛЮ, СТОВПОМ)			Σ		Σ		Σ		Σ		Σ		Σ	Σ	Графа 2 Графа 15

Кількість витрачених чол-змін робочими кожної професії з кожного виду робіт на виконання встановленого обсягу робіт (графа 5) визначають діленням обсягу робіт (графа 3) на норму виробітку робітника зазначеної професії. Отриману кількість чол-змін (графа 5) округляють до більшої найближчої кількості змін. Визначивши витрати чол-змін робітників усіх кваліфікацій за всіма видами робіт, визначаються сумарні витрати чол-змін робітників однієї професії за всіма видами робіт у блоці (панелі, стовпі) стосовно підготовчих, нарізних і очисних робіт. Потім визначають сумарні витрати робітників усіх кваліфікацій на відпрацювання блоку (панелі, стовпу) шляхом їх підсумовування. Продуктивність праці одного робітника за системою розробки визначають шляхом ділення обсягу робіт у блоці (видимий видобуток у блоці) на суму чол-змін робітників усіх професій у блоці з урахуванням перевиконання норми виробітку на 10% (коефіцієнт перевиконання норми 1,1), тобто (графа 2 / графу 15) $\times 1,1$. Для перевірки правильності результату витрати робочої сили у блоці знаходимо витрату чол-змін робочих за кожним видом робіт і підсумовуємо їх. Результат повинен співпадати з результатом складання сумарних витрат робітників різних професій за блоком (панеллю, стовпом).

4.4 Витрати матеріалів і енергії на блок

Розрахунок витрат матеріалів та енергії за блоком (панеллю, стовпом) зводять у форму «Витрата матеріалів і енергії на блок» поданої в табл. 4.4. Графи 1, 2 табл. 4.4 відповідають табл. 4.1. У графу 3 заносять для виробок їх довжину, а для очисних робіт – видимий видобуток (графа 21, табл. 4.1), а інші графи відповідають основним матеріалами і видам енергії. На кожен матеріал і вид енергії відводять дві графи:

- питома витрата на метр виробки або на одну тонну видобутої рудної маси;

- загальні витрати.

Питому витрату матеріалів і енергії заносять у таблицю з розрахунків підготовчих, нарізних і очисних робіт (див. розділ 2 і 3). Сумарну витрату різних матеріалів та енергії визначають шляхом помноження обсягу робіт на питому витрату. Потім визначають сумарну витрату різних матеріалів та енергії за блоком (панеллю, стовпом) шляхом їх підсумовування. Питома витрата матеріалів і енергії на 1 тонну руди, для відпрацювання блоку (панелі, стовпу), розраховують шляхом ділення сумарної витрати матеріалу або виду енергії на видимий видобуток за блоком (панеллю, стовпом).

Таблиця 4.4

Форма: витрата матеріалів і енергії за блоком (панеллю, стовпом)

Найменування виробок і видів робіт	Видимий видобуток або поточнак		Вибухова речовина		Електроде-тонатори		Коронки		Шпанги		Бетон		Канат скреперний		Детонувальний шнур		Магістральний провід		Стиснене повітря		Електрична енергія		
	кг/м	кг/т	кг	шт/м	шт/т	шт/м	шт/м	шт/м	шт/м	шт/м	шт/м	м ³	м ³ /м	м ³	кг/м	кг	м/т	м	м	м ³ /т	м ³	кВт год/м	кВт год
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22		
Підготовчі роботи: по породи по руді			графа 2 × графу 3																				
РАЗОМ			Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ
Нарізні роботи: по породи по руді																							
РАЗОМ			Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ
Очисні роботи:																							
РАЗОМ			Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ
УСЬОГО ЗА БЛОКОМ, (ПАНЕЛЛЮ, СТОВПНОМ)		графа 4	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ
		графа 2	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ	Σ

4.5 Час відпрацювання запасів руди в блоці

Правильний вибір часу підготовки і нарізки блоку (панелі, стовпу) істотно впливає на собівартість відпрацювання руди. Знаючи точний час проведення підготовчих, нарізних і очисних робіт, можна точно визначити штат робітників ділянки за професіями, місячний обсяг робіт і за місячною продуктивністю обладнання знайти необхідну кількість гірничого обладнання на блок (панель, стовп). Підготовку і нарізку блоку (панелі, стовпу) можна здійснювати методами послідовного або паралельного проведення гірничих робіт. За необхідності максимально можливої концентрації гірничих робіт виникає вірогідність скорочення часу підготовки і нарізки блоку (панелі, стовпу), що можливе тільки при паралельному проведенні робіт.

Проте зниження часу підготовки і нарізки блоку вимагає різкого збільшення швидкостей проведення виробок, що у свою чергу призводить до збільшення собівартості видобутку руди в блоці. З урахуванням послідовності робіт, складають схему виробок блоку. На схемі зазначають усі виробки блоку і в необхідній послідовності їм задаються номери (шифри) і вказується довжина виробок або окремих їх ділянок. За схемою виробок блоку і швидкості проведення виробок визначають час проведення всіх виробок блоку. Швидкість проведення виробок приймається за розрахунками проведення підготовчих і нарізних виробок (див. розділ 2). Для визначення часу проведення необхідно розділити довжину виробки на відхід вибою за добу. Потрібно також враховувати час, необхідний для робіт, які не включені до циклограми. Наприклад, час на монтаж і демонтаж КПВ, час на кріплення і обладнання виробки, якщо ці роботи не включені до циклограми робіт, та ін. Всі розрахунки часу проведення підготовчих і нарізних виробок пропонується записувати у формі, поданій в табл. 4.5.

Таблиця 4.5

Форма: розрахунок часу проведення підготовчих і нарізних виробок

№ п/п	Найменування виробки	Шифр виробки	Шифр попередньої роботи (виробки)	Довжина виробки, м	Відхід за цикл, м	Відхід за добу, м	Час проведення виробки, діб
1	2	3	4	5	6	7	8

Для визначення правильного часу підготовки і нарізки блоку використовують методику сітьового планування робіт у блоці «Методика побудови та розрахунку сітьового графіка для умов гірничого виробництва», яка розроблена кафедрою економіки та організації виробництва Державного ВНЗ «Криворізький національний університет». Сітьовий графік – це сукупність вершин, певним чином з'єднаних між собою стрілками. Вершинами є роботи, що зображують колами, а стрілки – взаємозв'язок між роботами. Сітьовий графік будують без масштабу. При побудові сітьового графіка варто уникати перетину стрілок або змен-

шувати їх до мінімальної кількості, оскільки перетини ускладнюють читання графіка. З урахуванням послідовності робіт і часу відпрацювання блоку, будується і розраховується сітьовий графік підготовки і нарізки блоку. Розрахунок сітки здійснюється безпосередньо на графіку. Кола, які відображають роботи, підрозділяють на сектори (рис. 4.1).

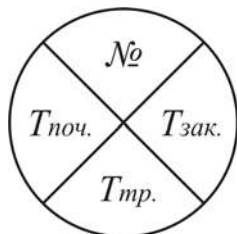


Рис. 4.1. Коло в сітьовому графіку, який відображає роботу

У верхньому секторі кола записуються номери (шифри) робіт, у нижньому – тривалість відповідних робіт у днях ($T_{тр.}$). Лівий і правий сектори призначені, відповідно, для термінів початку ($T_{поч.}$) і закінчення ($T_{зак.}$) робіт. Перед побудовою сітьового графіка встановлюють технологічну та організаційно-технічну послідовність виконання кожної роботи (проведення виробок). Після цього накреслюють кола в тій послідовності, в якій проводяться виробки блоку (панелі, стовпу). У колах вказують номер виробки і термін її проведення. Термін виконання останньої роботи повинен закінчуватися нулем. Коли всі ці процедури виконані, переходять безпосередньо до розрахунку терміну підготовки і нарізки блоку (панелі, стовпу). Для цього в зворотній послідовності розраховують терміни початку роботи, які закінчуються терміном початку підготовки і нарізки блоку. Резерв часу між будь-якою парою сполучених робіт дорівнює різниці між терміном після закінчення попередньої роботи та терміном початку наступної роботи. Значення резервів часу між роботами записується над стрілками, що з'єднують відповідні роботи. На сітьовому графіку розподіляють зони підготовчих і нарізних робіт, а потім визначають максимальну тривалість цих робіт, порівнюючи з тривалістю різних послідовностей робіт. Цей час є терміном початку ведення очисних робіт. Сумарний час підготовчих і нарізних робіт дорівнює терміну початку цих робіт на сітьовому графіку.

Для визначення часу очисних робіт у блоці необхідно врахувати час на буріння блоку, випуск руди і при потребі, закладки очисного простору. Для визначення часу випуску руди необхідно врахувати режим роботи дільниці, кількість обладнання, що працює на доставці, і його змінну продуктивність.

Час очисних робіт у блоці:

$$T_{оч} = \frac{A_{в.вид}}{Q_{зм} \cdot K_3 \cdot n \cdot N_{зм}}, \text{ днів}, \quad (4.7)$$

де $A_{в.вид}$ – видимий видобуток руди при очисних роботах, т;
 $Q_{зм}$ – змінна продуктивність обладнання на випуску руди (конвеєр, скреперна установка, люк, вібраційний конвеєр, вантажно-постачальна машина тощо), т/зміну;

K_3 – коефіцієнт завантаження обладнання, що дорівнює 0,2 – 0,5;

n – кількість обладнання на випуску, шт.;

$N_{зм}$ – кількість робочих змін на добу, що дорівнює 3 – 4.

Загальний час відпрацювання блоку (панелі, стовпу):

$$T_{\text{бл}} = T_{\text{пн}} + T_{\text{оч}}, \text{ діб}, \quad (4.8)$$

де $T_{\text{пн}}$ – час підготовки і нарізки блоку, діб.

4.6 Собівартість видобутку руди у блоці

Собівартість видобутку розраховується за видобувною одиницею в цілому (на блок, панель, стовп) і відповідає 1 т видобутої рудної маси. Для порівняння ефективності різних технологічних схем підготовки, нарізки блоку, очисної виїмки (його окремих технологічних процесів), використання різних комплексів обладнання, собівартість можна визначати окремо за кожним видом робіт керуючись зазначеною методикою. Підставою для визначення собівартості є середньозважені показники щодо витрати робочої сили (табл. 4.3), витрата матеріалів і енергії (табл. 4.4), кількість механізмів і амортизаційні відрахування, витрати на їх ремонт і утримання.

4.6.1 Розрахунок фонду заробітної плати робітників

Для розрахунку планового фонду заробітної плати необхідно знати трудомісткість робіт за кожною професією і середньо змінну заробітну плату. Трудомісткість робіт за робітничими професіями (табл. 4.3) розподіляється за розрядами:

- прохідник IV розряду – 60%, V розряду – 40%;
- бурильник III розряду – 40%, IV розряду – 60%;
- підрильник IV розряду – 40%, V розряду – 60%;
- машиніст гірничо-виймальних машин V розряду – 100%;
- кріпильник III розряду – 60%, IV розряду – 40%;
- скреперист III розряду – 40%, IV розряду – 60%;
- машиніст віброустановки або АШЛ III розряду – 40%, IV розряду – 60%;
- машиніст навантажувальних машин III розряду – 40%, IV розряду – 60%;
- гірник очисного вибою IV розряду – 60%, V розряду – 40%;
- гірник II розряду – 100%.

Крім робітників відрядників, передбачені робітники з погодинною оплатою праці (слюсаря для огляду і ремонту обладнання). Трудомісткість їх розраховується як 20 – 25% від сумарної трудомісткості робіт усіх професій. Кількість робочих днів слюсарів з огляду та ремонту обладнання визначається за кількістю днів відпрацювання блоку.

Денні тарифні ставки приймаються за діючими на базовому підприємстві тарифними ставками з урахуванням прийнятої тривалості робочого дня. Годинні тарифні ставки подано в табл. 4.6.

Таблиця 4.6

Годинні тарифні ставки (грн), діючі з 2013 р.

Найменування групи	I	II	III	IV	V
Вибійна	14,81	16,14	17,77	19,99	22,96
Інші підземні	12,88	14,04	15,46	17,39	19,96

Класифікація робочих професій за групами подана в табл. 4.7.

Таблиця 4.7

Класифікація професій за групами

Найменування групи	Професія
вибійна	прохідник, бурильник, підрильник, машиніст гірничо-виймальних машин
інші підземні	кріпильник, машиніст навантажувальних машин, скреперист, машиніст віброустановки або АШЛ, гірник, гірник очисного вибою, слюсар

Середня зарплата за зміну складається з тарифної ставки, відрядного приробітку, премії та доплат, що визначається за формулою:

$$ЗП_{зм} = T_{cm} + C_n + П + D_{on}, \text{ грн.} \quad (4.9)$$

де T_{cm} – годинна тарифна ставка, грн, (див. табл. 4.8);

C_n – відрядний приробіток, грн, що дорівнює 10% від тарифної ставки;

$П$ – премія, нараховується на суму відрядного заробітку (тарифна ставка, відрядний приробіток) і доплат, грн. Премії для вибійної групи – 50%, інша підземна група – 40%.

D_{on} – доплата, грн, приймається від тарифної ставки в розмірі: для прохідників і підрильників – 20%, інша вибійна група – 15%, інша підземна група – 10%.

Розрахунок середньої зарплати за зміну зводиться у форму, подану в табл. 4.8.

Таблиця 4.8

Форма: розрахунок середньої зарплати за зміну за професіями

Професія	Розряд	Денний тариф, грн.	Відрядний приробіток, грн.	Інші доплати, грн.	Премія		Змінна заробітна плата, грн.
					%	грн.	
1	2	3	4	5	6	7	8
.....							
.....							

Розрахунок фонду основної заробітної плати за кожною професією визначається як помноження трудомісткості робіт на середню зарплату за зміну

$$\Phi ЗП_{осн} = T_n \cdot ЗП_{зм}, \text{ грн.} \quad (4.10)$$

Додаткова заробітна плата становить 20% від основної зарплати. Єдиний соціальний внесок становить 40,4% від суми основної та додаткової заробітної плати. Розрахунок фонду зарплати робітників за професіями зводиться у форму, подану в табл. 4.9.

Таблиця 4.9

Форма: розрахунок фонду заробітної плати робітників

Професія	Розряд	Трудо- місткість, чол-змін	Змінна заробітна плата, $ЗП_{зм}$, грн	ФЗП, грн, (графа 3 × графу 4)
1	2	3	4	5
.....				
.....				
Разом $\Phi ЗП_{осн}$				
Додатковий ФЗП (20% от $\Phi ЗП_{осн}$)				$0,2 \times \Phi ЗП_{осн}$
Усього $\Phi ЗП_{осн} + \Phi ЗП_{дон}$				
Єдиний соціальний внесок 40,4% от $(\Phi ЗП_{осн} + \Phi ЗП_{дон})$				$0,404 \times \text{Всього}$

Фонд заробітної плати інженерно-технічних працівників (ІТП) планується за посадовими окладами, що подаються в табл. 4.10.

Таблиця 4.10

Посадові оклади ІТП, діючі з 2013 р.

Посада	Оклад, грн
Начальник дільниці	6120
Заступник начальника дільниці	5010
Механік дільниці	5010
Гірничий майстер	3780

Фонд основної заробітної плати ІТП за час відпрацювання блоку

$$\Phi ЗП_{ИТР} = \frac{O}{22} \cdot T_{бл}, \text{ грн,} \quad (4.11)$$

де O – посадовий оклад, грн;

22 – середня кількість робочих днів на місяць.

Розрахунок фонду заробітної плати ІТП ділянки зводиться у форму, подану в табл. 4.11.

Таблиця 4.11

Розрахунок фонду заробітної плати ІТП

Посада	Обліковий склад	Місячний посадовий оклад	Кількість місяців роботи	ФЗП за час відпрацювання блоку
Начальник дільниці	1			
Заступник начальника дільниці	1			
Гірничий майстер	4			
Механік дільниці	1			
Разом $\Phi ЗП_{ІТП}$				
Премія (60% от $\Phi ЗП_{ІТП}$)				$0,6 \times \Phi ЗП_{ІТП}$
Усього $\Phi ЗП_{ІТП}$				

4.6.2 Розрахунок вартості матеріалів та енергії

Для визначення витрати матеріалів необхідно знати їх номенклатуру і кількість, яка визначається технологією відпрацювання блоку (панелі, стовпу) і марками використовуваного обладнання. Ціни на матеріали подані в табл. 4.12.

Таблиця 4.12

Ціни на матеріали, діючі з 2013 р.

Найменування виду матеріалу	Одиниця виміру	Ціна, грн
1	2	3
Вибухова речовина (ВР), граммоніт 79/21	кг	12,93
ВР, граммоніт А	кг	9,68
ВР, україніт-ПП-2Б	кг	10,13
ВР, амоніт № 6 ЖВ (патронований)	кг	31,62
Електродетонатори (ЕД)	шт.	7,94
Детонувальний шнур (ДШ)	м	3,38
Вогнепровідний шнур (ОШ)	м	1,17
Магістральний провід	м	0,79
Арматура Ø 16 мм для анкерів	м	11,85
Арматура Ø 18 мм для анкерів	м	14,55
Арматура Ø 20 мм для анкерів	м	18,20
Анкер трубчатий	м	25,13
Коронки (Швеція) Ø 43 мм	шт.	758,82
Коронки (Швеція) Ø 51 мм	шт.	856,21
Коронка КДП Ø 40–43 мм	шт.	139,04
Коронка КТШ Ø 65 мм	шт.	293,20
Коронки (Швеція) Ø 89 мм	шт.	2706,92
Коронки (Швеція) Ø 102 мм	шт.	1421,87
Коронки для НКР-100 Ø 105 мм	шт.	3758,21

1	2	3
Штанга для УБШ (Швеція) довжиною 3,09 м	шт.	2091,57
Штанга для УБШ (Швеція) довжиною 3,7 м	шт.	3336,66
Штанга бурова довжиною 1,8 м	шт.	237,86
Штанга бурова довжиною 2,2 м	шт.	290,71
Штанга бурова довжиною 2,4 м	шт.	343,40
Штанга бурова для НКР-100	шт.	357,68
Штанга бурова для бурового верстату (Швеція)	шт.	2815,39
Шпали металеві під рейки Р 33	шт.	226,35
Шпали дерев'яні під рейки Р 33	м ³	1373,54
Рейки Р 33	кг	11,42
Скреперний канат	кг	12,81
Труба сталевая	кг	11,88
Труба вентиляційна Ø 600 мм	м	42,08
Труба вентиляційна Ø 800 мм	м	57,38
Лісоматеріали	м ³	1395,67
Бетон М 400	м ³	784,18
Твердіюча закладка	м ³	98,56
Металева кріплення КЖ	компл.	3375,00
Профіль СВІІ-17	кг	6,25
Профіль СВІІ-27	кг	5,46

Вартість матеріалів

$$C_m = Q_m \cdot C_m, \text{ грн}, \quad (4.12)$$

де Q_m – витрата матеріалу;

C_m – ціна за одиницю матеріалу, грн.

Розрахунок вартості матеріалів зводиться у форму, подану в табл. 4.13.

Таблиця 4.13

Форма: вартість матеріалів для відпрацювання блоку (панелі, стовпу)

Найменування матеріалів	Од. вим.	Витрата на відпрацювання блоку (панелі, стовпу)	Ціна одиниці, грн	Вартість, грн (граф 3× графу 4)
1	2	3	4	5
Разом:				
невраховані матеріали (15%)				0,15×Разом
Усього:				

Вартість електроенергії

$$C_{ел} = W \cdot b, \text{ грн}, \quad (4.13)$$

де W – витрата активної електричної енергії на блок (панель, стовп), кВт·год;

b – тариф за 1 кВт·год витраченої електроенергії, грн.

Вартість стисненого повітря

$$C_{ст.п} = Q_{ст.п} \cdot Ц_{ст.п}, \text{ грн}, \quad (4.14)$$

де $Q_{ст.п}$ – витрата стисненого повітря у блоці (панелі, стовпі);

$Ц_{ст.п}$ – ціна 1 м³ стисненого повітря, що дорівнює 0,1· b грн.

Розрахунок вартості енергії зводиться у форму, подану в табл. 4.14.

Таблиця 4.14

Форма: розрахунок вартості енергії
для відпрацювання блоку (панелі, стовпу)

Вид енергії	Од. вим.	Витрата на відпрацювання блоку (панелі, стовпу)	Вартість одиниці, грн	Вартість, грн
Електрична	кВт·год			
Пневматична	м ³			
Усього:				

4.6.3 Розрахунок амортизаційних відрахувань

Необхідна кількість обладнання для проведення нарізних і очисних робіт розраховується виходячи їх місячного обсягу робіт за кожним видом обладнання з урахуванням резерву

$$n = \frac{V_{міс}}{H_{зм} \cdot n_{зм}} \cdot k_{рез}, \quad (4.15)$$

де $V_{міс}$ – обсяг робіт за місяць для певного виду обладнання, м/міс. або т/міс.;

$H_{зм}$ – змінна продуктивність обладнання, м/змінну або т/змінну;

$n_{зм}$ – кількість робочих змін за місяць;

$k_{рез}$ – коефіцієнт резерву, приймають що дорівнює: для установок бурильних шахтних, навантажувальних машин, бурових верстатів, комбайнів – 1,2, для перфораторів – 1,5.

Розрахунок необхідної кількості обладнання зводиться у форму, подану в табл. 4.15.

Таблиця 4.15

Форма: розрахунок необхідної кількості обладнання

№ п/п	Найменування обладнання	Об'єм робіт, міс.		Норма на одиницю обладнання, $H_{зм} \times n_{зм}$		Розрахункова кількість обладнання	коефіцієнт резерву	Прийнята кількість обладнання
		Од. вим.	Кількість	Од. вим.	Кількість			

Сума амортизаційних відрахувань на місяць

$$A_{міс} = \frac{C_{\bar{o}} \cdot H_a}{100}, \text{ грн,} \quad (4.16)$$

де $C_{\bar{o}}$ – балансова вартість основних фондів, грн; H_a – місячна норма амортизації, що дорівнює 1,67%.

Балансова вартість основних фондів

$$C_{\bar{o}} = C_{онт} + Z_{\delta} + Z_m, \text{ грн,} \quad (4.17)$$

де $C_{онт}$ – орієнтовна оптова ціна одиниці основних фондів, грн. (див. табл. 4.16); Z_{δ} – витрати за доставку, що дорівнює 5% від орієнтовної оптової ціни одиниці основних фондів, грн; Z_m – витрати за монтаж, що дорівнює 7% від орієнтовної оптової ціни одиниці основних фондів, грн.

Таблиця 4.16

Орієнтовна оптова ціна одиниці гірничого обладнання

Найменування гірничого обладнання	Ціна, у.о.
1	2
Бурильні машини і подаючи пристосування	
Перфоратор переносний ПП-50В1	610
Перфоратор переносний ПП-54В2	700
Перфоратор переносний ПП-63В2	750
Перфоратор переносний ССПБ-1К	800
Перфоратор телескопний ПТ-38Б	900
Перфоратор телескопний ПТ-48А	1200
Перфоратор колонковий ПК-60А	1800
Перфоратор колонковий ПК-75А	2000
Бурильна головка М1	1500
Бурильна головка М2	1800
Бурильна головка М3	2000
Бурильна головка «Норіт»	2300
Бурильна головка Б106	1500

1	2
Бурильна головка Б106А	6100
Бурильна головка 501А-07.04.0140	6400
СОР 1238	40500
СОР 1638	98000
НЛ-510	68600
НЛХ-5	75250
Установка переносна бурильна УПБ-1Б	3100
Пневматична підтримка П1К	535
Пневматична підтримка П2К	580
Пневматична підтримка П3К	625
Установки бурильні шахтні	
Установка бурильна шахтна УБШ-208	26000
Установка бурильна шахтна УБШ-207	30000
Установка бурильна шахтна УБШ-401	38000
Установка бурильна шахтна УБШ-221П (УБШ-212)	51000
Установка бурильна шахтна УБШ-227	65500
Установка бурильна шахтна УБШ-201А	110000
Установка бурильна шахтна УБШ-312А	205000
Установка бурильна шахтна УБШ-501А	305500
Установка бурильна шахтна Voomer 104	530000
Установка бурильна шахтна Voomer 251	330000
Установка бурильна шахтна Voomer 252	480000
Установка бурильна шахтна Voomer 281	620000
Установка бурильна шахтна Voomer 282	735000
Установка бурильна шахтна Ахега D05-40	560000
Установка бурильна шахтна Ахега 5-140	720000
Бурові верстати	
Буровий верстат «Удар-2М»	4200
Буровий верстат КБУ-80	14800
Буровий верстат БШ-145	16500
Буровий верстат НКР-100МПА (з ЗІП)	12000
Буровий верстат НКР-100МВПА (з ЗІП)	13600
Буровий верстат НКР-100МА (з ЗІП)	12000
Буровий верстат НКР-100МВА (з ЗІП)	13300
Самохідний буровий верстат Simba H1254	780000
Самохідний буровий верстат Simba H1352	725000
Самохідний буровий верстат Solo 7-10С	1025000
Прохідницькі комплекси та комбайни для проходки підняттяєвих	
Комплекс для проходки підняттяєвих КПВ-2	14900
Комплекс для проходки підняттяєвих КПВ-4	25300
Комплекс для проходки похилих підняттяєвих КПН-4	16100
Комбайн для проходки підняттяєвих 2КВ	320400

1	2
Комбайн для проходки підняттяєвих Robbins 73RM	6610500
Вантажні машини, самохідні вагони і шахтні автосамоскиди	
Вантажна машина періодичної дії ППН-2Г	20500
Вантажна машина періодичної дії ППН-1с	32600
Вантажна машина періодичної дії ППН-3А	36300
Вантажна машина періодичної дії НК-1	27400
Вантажна машина періодичної дії МПП-3	36300
Вантажна машина безперервної дії ПНБ-3Д	78100
Вантажна машина безперервної дії ПНБ-3Д2	83000
Вантажна машина безперервної дії ПНБ-4	110000
Вантажно-транспортна машина ПТ-4	50000
Вантажно-постачальна машина ПТ-2ЭШ	112000
Вантажно-постачальна машина ПД-5А	116000
Вантажно-постачальна машина ПД-8	300000
Вантажно-постачальна машина PNE-1700	170000
Вантажно-постачальна машина PNE-2500	200000
Вантажно-постачальна машина EST-2D	250000
Вантажно-постачальна машина ST-3,5	320000
Вантажно-постачальна машина ST710	465000
Вантажно-постачальна машина ST1030	590000
Вантажно-постачальна машина TORO-301	320000
Вантажно-постачальна машина TORO-400D	450000
Вантажно-постачальна машина TORO-006	652400
Підземний самоскид МоА3-7405-9586	70000
Гірничі комбайни	
Комбайн для видобутку руд КДР-6	59500
Очисний комбайн 2ГШ68Б	100000
Машини для механізованого заряджання шпурів і свердловин	
ЗМК-1А	1000
УЗП-2	1500
МТЗ-3	6500
УЗДМ	5300
ЗМБС-2	6550
ЗП-2	550
ЗП-25	1100
RTCh-23 (для емульсійної ВР україніт-ПП-2Б)	955000
Машини для кріплення гірничих виробок і допоміжних робіт	
Spraymec 6050W	285000
Multimes 6600	323000
Секція механізованого кріплення 2КДД	8200
Маслостанція СНТ	5000
Обладнання для доставки руди в межах очисних блоків	

1	2
Автоматичний шахтний люк АШЛ	2900
Автоматичний шахтний люк 1АШЛ	5500
Віброживильник ВДПУ-4ТМ	4100
Віброживильник ВВДР-5	6500
Віброживильник ПШВ-6	4200
Лебідка скреперна 10ЛС-2С	4400
Лебідка скреперна 17ЛС-2С	6300
Лебідка скреперна 30ЛС-2С	8800
Лебідка скреперна 55ЛС-2С	11300
Лебідка скреперна 100ЛС-2С	18800
Конвеєр КЛЗС	5700
Конвеєр КТМ	62500
Конвеєр 1ЛТ-80	62500
Скребковий конвеєр КСД-27	87500
Електровозна відкатка	
Електровоз К10	77500
Електровоз К14У	82500
Вагонетка з глухим кузовом ВГ-4,5А	6000
Вагонетка з глухим кузовом ВГ-9	14000
Вагон прохідницький з донним конвеєром ВПК-7	35000
Вентилятори місцевого провітрювання	
ВМП-4	3800
ВМ-5М	3900
ВМЭ-6	3200
ВМЭ-8	12100

Зважаючи на те, що обладнання використовується у виробничому процесі не постійно, необхідно врахувати термін роботи кожного виду обладнання при підрахуванні амортизації.

Сума амортизаційних відрахувань за час роботи обладнання

$$A = A_{\text{міс}} \cdot T_{\text{об}}, \text{ грн}, \quad (4.18)$$

де $T_{\text{об}}$ – тривалість роботи обладнання, міс.

Тривалість роботи обладнання визначається на підставі заданого режиму роботи, термінів підготовки, нарізки, очисної виїмки і призначення обладнання до виконання тих чи інших робіт.

Тривалість роботи обладнання

$$T_{\text{об}} = \frac{D_{\text{роб}}}{D_{\text{міс}}}, \text{ міс.}, \quad (4.19)$$

де $D_{\text{роб}}$ – кількість днів роботи обладнання, що дорівнює термінам підготовки, нарізки або очисних робіт, днів;

$D_{\text{міс}}$ – кількість днів роботи обладнання за місяць залежить від режиму роботи гірничого підприємства, наприклад, для режиму роботи $251 \times 3 \times$

$7,2 D_{\text{міс}} = 22$ дня, для режиму роботи $303 \times 3 \times 7,2 D_{\text{міс}} = 26$ днів, для режиму роботи $365 \times 3 \times 7,2 D_{\text{міс}} = 30$ днів.

Річні витрати на ремонт обладнання складають 5,5% від сумарної вартості обладнання і 1,5% на його обслуговування. Витрати на ремонт та обслуговування обладнання за час підготовки, нарізки і очисних робіт

$$Z_{p.c.} = Z_{p.c.mic} \cdot T_{об} \cdot C_{б}, \text{ грн}, \quad (4.20)$$

де $Z_{p.c.mic}$ – місячна норма витрат на ремонт та обслуговування обладнання, що дорівнює 0,0058 ч. од.

Розрахунок амортизаційних відрахувань, витрат на ремонт та обслуговування обладнання зводиться у форму, подану в табл. 4.16.

Таблиця 4.16

Форма: розрахунок амортизаційних відрахувань, витрат на ремонт та обслуговування обладнання

Найменування обладнання	Кількість, шт.	Оптова ціна, грн.	Витрати на доставку (5%), грн, 3 графа \times 0,05	Витрати на монтаж (7%), грн, 3 графа \times 0,07	Балансова вартість, грн		Місячна амортизація, грн (1,67%), 7 графа \times 0,0167	Витрати на поточний ремонт та утримання за місяць (0,58%), грн, 7 графа \times 0,0058	Тривалість роботи обладнання, $T_{об}$, міс	Амортизація за час роботи обладнання, грн, 8 графа \times 10 графу	Витрати на поточний ремонт та утримання, грн, 9 графа \times 10 графу
					Одиниці 3 графа + 4 графа + 5 графа	Усього 6 графа \times 2 графу					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Усього:										Σ	Σ

4.6.4 Калькуляція собівартості 1 т руди

Собівартість 1 т видобутої руди (франко-люк), як зазначалося вище, визначається сумою витрат за фондом заробітної плати робітників і ІТП, основних матеріалів, енергії, амортизаційними відрахуванням обладнання і з поточного ремонту та утримання його. Загальні витрати на відпрацювання виїмкової одиниці і собівартість видобутку 1 т руди визначають за формою, поданою в табл. 4.17. Для заповнення цієї таблиці використовують результати розрахунків, поданих у таблицях 4.9, 4.11, 4.13, 4.14 і 4.16, а питомі витрати на 1 т видобутої руди отримують діленням конкретного виду витрат на видимий видобуток за блоком (панеллю, стовпом).

Форма: Калькуляція собівартості 1 т руди за системою розробки

№ п/п	Найменування елементів витрат	Витрати, грн	
		на блок (панель, стовп)	на 1 т руди
1	2	3	4
1.	Заробітна плата:		
	1.1. Робочих		
	- основна		
	- додаткова		
	1.2. ІТП		
2.	Єдиний соціальний внесок		
3.	Матеріали		
4.	Енергія:		
	4.1. Електроенергія		
	4.2. Пневмоенергія		
5.	Амортизаційні відрахування		
6.	Поточний ремонт та обслуговування обладнання		
	Усього собівартість видобутку		



Питання для самоконтролю

1. Які техніко-економічні показники визначаються при розрахунку систем розробки?
2. Як визначаються втрати і збіднення щодо очисних робіт при відпрацюванні блоку (панелі, стовпу) в цілому?
3. Як визначається вміст металу в видобутій руді по очисним роботам при відпрацюванні блоку (панелі, стовпу)?
4. Як визначається видимий видобуток у тоннах за видами очисних робіт?
5. Як визначається погонаж підготовчо-нарізних виробок за системою розробки?
6. Як визначають продуктивність одного робітника за системою розробки?
7. Як визначають питомі витрати основних видів матеріалів та енергії при відпрацюванні блоку (панелі, стовпу)?
8. Що називають сітьовим графіком?
9. Наведіть порядок побудови сітьового графіка підготовки і нарізки блоку (панелі, стовпу)?

10. Які статті витрат враховуються при визначенні собівартості видобутку руди за системою розробки?

11. Як розраховуються амортизаційні відрахування і витрати на поточний ремонт та утримання обладнання, яке використовується при відпрацюванні блоку (панелі, стовпу)?



ЛІТЕРАТУРА ДО РОЗДІЛУ 4

1. Агошков, М.И. Подземная разработка рудных месторождений [Текст] / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.

2. Агошков, М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений [Текст]: учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.

3. Бокий, О.Б. Экономика горной промышленности [Текст] / О.Б. Бокий, Л.Е. Каменецкий, А.И. Морозов. – М.: Недра, 1979. – 311 с.

4. Борисенко, С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений [Текст] / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1977. – 296 с.

5. Борисенко, С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений [Текст] / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262 с.

6. Горбман, Ю.М. Альбом наиболее распространенных систем разработки железорудных месторождений подземным способом [Текст] / Ю.М. Горбман. – Днепропетровск, 1982. – 58 с.

7. Комащенко, В.И. Организация, планирование и управление предприятиями горной промышленности [Текст]: учеб. пособие / В.И. Комащенко, И.Н. Школа. – М.: Высш. школа, 1980. – 352 с.

8. Караман, Г.В. Экономика, организация и планирование производства на предприятиях горнорудной промышленности (сборник примеров и задач) [Текст] / Г.В. Караман, Л.П. Дьякова, И.Н. Школа, Н.В. Григорьев. – М.: Недра, 1977. – 152 с.

9. Лобанов, Н.Я. Экономика, организация и планирование производства на предприятиях горнорудной промышленности [Текст] / Н.Я. Лобанов, В.Г. Торцев. – М.: Недра, 1986

10. Малахов, Г.М. Основные расчеты систем разработки рудных месторождений [Текст] / Г.М. Малахов, В.К. Мартынов, Г.Т. Фаустов, И.А. Кучерявенко. – М.: Недра, 1968. – 276 с.

11. Мартынов, В.К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений [Текст] / В.К. Мартынов. – К.: Вища школа, 1987. – 216 с.

12. Мартинов, В.К. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ [Текст] / В.К. Мартинов, М.Б. Федько. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2008. – 436 с.

13. Панин, И.М. Задачник по подземной разработке рудных месторождений [Текст] / И.М. Панин, И.А. Ковалев. – М.: Недра, 1964. – 212 с.
14. Порцевский, А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология [Текст] / А.К. Порцевский. – М.: МГГУ, 2003. – 767 с.
15. Справочник по горнорудному делу [Текст] / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.
16. Справочник по горнорудному делу [Текст]: Т. 3. / под ред. А.М. Терпигорева, Р.П. Каплунова. – М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу. – 1961.
17. Тонких, А.И. Техничко-экономические расчеты при подземной разработке рудных месторождений [Текст]: учеб. пособие / А.И. Тонких, В.Н. Макишин, И.Г. Ивановский. – Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2007. – 137 с.

ПРЕДМЕТНО-АЛФАВІТНИЙ ПОКАЖЧИК

В

Відбивання руди:

- шпурами	152
- штанговими шпурами	157
- глибокими свердловинами	158
- концентраційними зарядами	176
- механічним способом	180
- у затиснутому середовищі	172
Відрізка запасів	148
Відрізна щілина	148
Відрізний підняттявий	148

Види кріплення:

- для горизонтальних гірничих виробок	92
- для вертикальних гірничих виробок	101
Вибір гірничого обладнання	101

Г

Група систем розробки:

- покрівлеуступні системи розробки	15
- суцільні системи розробки	17
- камерно-стовпові системи розробки	20
- підповерхово-камерні системи розробки	23
- поверхово-камерні системи розробки	27
- системи розробки з магазинуванням і відбиванням з магазину	30
- поверхово-камерні системи розробки з магазинуванням	33
- з кріпленням посиленням розпірним кріпленням	37
- з кріпленням станковим кріпленням	39
- горизонтальними шарами із закладенням	42
- похилими шарами із закладенням	45
- покрівлеуступні системи розробки із закладенням	47
- низхідного шарового відпрацювання із закладенням	50
- підповерхово-камерних систем розробки із закладенням	53
- поверхово-камерні системи розробки із закладенням	56
- шарового обвалення	59
- стовпові системи розробки з обваленням покрівлі	62
- підповерхового обвалення	65
- поверхового обвалення	69
- поверхового самообвалення	71

Д

Доставка руди	83
---------------------	----

Доставка руди у блоці:

- скреперними установками	83
- вібраційними конвеєрами або живильниками	85
- самохідним обладнанням	86

К

Класифікація систем розробки:

- Мак-Клеланда	6
- Є.П. Прокоп'єва	7
- М.А. Старикова	9
- М.І. Трушкова	10
- гірничого бюро США	10
- В.Р. Іменітова	11
- М.І. Агошкова	11
- М.М. Кононенко	14

Конструкція зарядів ВР у свердловинах	164
---	-----

Конструкція зарядів ВР у свердловинах з НСІ	167
---	-----

Кріплення:

- металева арочна податлива (АПК-3)	97
- металева кільцева податлива (КПК-4)	97
- дерев'яна	95
- уніфікована податлива УПК	93
- арочна жорстка (КЖ)	94

М

Механічне відбивання	180
----------------------------	-----

Мінімальні поперечні перерізи виробок у просвіті	98
--	----

Н

Нарізні роботи	5
----------------------	---

О

Очисні виробки	136
----------------------	-----

Очисні роботи	5, 136
---------------------	--------

П

Параметри систем розробки:

- покрівлеуступні	80
- суцільні	78
- камерно-стовпові	78
- підповерхово-камерні	79
- поверхово-камерні	79
- з магазинуванням і відбиванням з магазину	80
- поверхово-камерні з магазинуванням	79
- з кріпленням посиленним розпірним кріпленням	80
- з кріпленням станковим кріпленням	80
- горизонтальними шарами із закладенням	81
- похилими шарами із закладенням	81
- покрівлеуступні із закладенням	81
- низхідним шаровим відпрацюванням із закладенням	81
- підповерхово-камерні із закладенням	81
- поверхово-камерні із закладенням	81
- шарового обвалення	82
- стовпові	83

- з обваленням	82
- з самообваленням	83
Перерізи виробок	100
Підготовчі роботи	5
Підняттявий	118
Підсікання:	
- шпуровим способом	137
- варіантом «закрите віяло»	137
- варіантом «камера над дучками»	138
- траншейне	138
Підсікання запасів руди	137
Підсікання за допомогою воронок	139
Показники видобутку руди	188
Проходка підняттяєвих:	
- на полках	119
- прохідницькими комплексами	121
- секційним підриванням глибоких свердловинних	123
- машинним (комбайновим) способом	130
Р	
Розрахунок:	
- проведення горизонтальних гірничих виробок	103
- проведення вертикальних гірничих виробок	118
- підсікання запасів	139
- відрізки запасів	148
- відбивання запасів	152
- часу відпрацювання блоку	198
С	
Сітьовий графік	198
Система розробки	5
Собівартість видобутку руди	200
Т	
Таблиця:	
- розподілу запасів руди в блоці	191
- розподілу робочої сили у блоці	195
- витрат матеріалів та енергії на блок	197
У	
Утворення відрізної щілини:	
- шпурами	148
- штанговими шпурами	148
- глибокими свердловинами	149

Навчальне видання

Кононенко Максим Миколайович
Хоменко Олег Євгенович
Усатий Володимир Юрійович

**ВИБІР І РОЗРАХУНОК
СИСТЕМ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ
РУДНИХ РОДОВИЩ**

Навчальний посібник

Редактор Л.Є. Гапонова

Підп. до друку 27.09.2013. Формат 30×42/4.
Папір офсет. Ризографія. Ум. друк. арк. 12,1.
Обл.-вид. арк. 12,1. Тираж 150 пр. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано
в Державному вищому навчальному закладі
«Національний гірничий університет».
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. Карла Маркса, 19.