

**О.Є. ХОМЕНКО
М.М. КОНОНЕНКО
М.В. САВЧЕНКО**

ТЕХНОЛОГІЯ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ

ПІДРУЧНИК



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»



**ДНІПРОВСЬКА
ПОЛІТЕХНІКА**
1899

**О.Є. Хоменко
М.М. Кононенко
М.В. Савченко**

**ТЕХНОЛОГІЯ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ
РУДНИХ РОДОВИЩ**

Підручник

Дніпро
НТУ «ДП»
2018

MINISTRY OF EDUCATION AND SCIENCE OF UKRAINE
DNIPRO UNIVERSITY OF TECHNOLOGY



DNIPRO UNIVERSITY
of TECHNOLOGY
1899

Oleh Khomenko
Maksym Kononenko
Mykola Savchenko

**TECHNOLOGY OF UNDERGROUND MINING
OF ORE DEPOSITS**

Textbook

Dnipro
Dnipro University of Technology
2018

УДК 622. 27(075)

X76

*Рекомендовано до видання
вченою радою Національного технічного університету
«Дніпровська політехніка» як підручник
для студентів спеціальності 184 Гірництво
(протокол № 8 від 13.06.2018).*

Рецензенти:

В.О. Калініченко – д-р техн. наук, професор, завідувач кафедри підземної розробки родовищ корисних копалин (Державний вищий навчальний заклад «Криворізький національний університет»);

З.Р. Маланчук – д-р техн. наук, професор, професор кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин (Національний університет водного господарства та природокористування);

Л.Н. Ширін – д-р техн. наук, професор, завідувач кафедри транспортних систем і технологій (Національний технічний університет «Дніпровська політехніка»).

Хоменко О.Є.

X76 Технологія підземної розробки рудних родовищ: підручник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, М.В. Савченко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: НТУ «ДП», 2018. – 450 с.

ISBN 978-966-350-696-8

DOI: 10.33271/DUT.001

Зміст видання відповідає освітньо-професійній програмі підготовки бакалаврів спеціальності 184 Гірництво, зокрема програмі навчальної дисципліни «Технологія підземної розробки рудних родовищ».

Подано основні положення підземної розробки рудних родовищ, розглянуто виробничі процеси, технології проведення підготовчих і нарізних виробок, системи розробки, підготовки та розкриття балансових запасів.

Спираючись на науково-обґрунтовані системи розробки, підготовки та розкриття рудних родовищ, майбутні фахівці володітимуть світовим досвідом добору комплексів гірничих машин і робочих процесів, логікою поєднання технічних та технологічних рішень і об'ємним конструкторським проектуванням.

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

УДК 622. 27(075)

© О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко,
М.В. Савченко, 2018

© НТУ

«Дніпровська політехніка», 2018

ISBN 978-966-350-696-8

ЗМІСТ

| | |
|---|-----|
| ПЕРЕДМОВА | 8 |
| ВСТУП | 9 |
| 1. ОСНОВНІ ПОЛОЖЕННЯ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ | 10 |
| 1.1. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОДОВИЩ | 10 |
| 1.1.1. Поняття про корисні копалини і родовища | 10 |
| 1.1.2. Класифікація запасів корисних копалин | 11 |
| 1.1.3. Характеристика рудних родовищ | 15 |
| 1.1.4. Фізико-механічні характеристики гірських порід | 20 |
| 1.1.5. Цінність руд | 25 |
| <i>Питання для самоконтролю</i> | 27 |
| 1.2. ОСНОВНІ ПОЛОЖЕННЯ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ | 28 |
| 1.2.1. Стадії розробки | 28 |
| 1.2.2. Гірниче підприємство, шахтне поле і порядок розробки | 29 |
| 1.2.3. Панель, стовп, поверх, блок | 34 |
| 1.2.4. Порядок відпрацювання поверхів і блоків | 36 |
| 1.2.5. Експлуатаційна розвідка та опробування руд | 38 |
| 1.2.6. Втрати руди в процесі видобутку | 40 |
| 1.2.7. Класифікація та врахування втрат | 40 |
| 1.2.8. Показники вилучення руди при видобуванні | 42 |
| 1.2.9. Визначення втрати якості та збіднення руд | 43 |
| 1.2.10. Основні вимоги щодо розробки родовищ | 45 |
| <i>Питання для самоконтролю</i> | 46 |
| 2. ПРОЦЕСИ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ РУДНИХ РОДОВИЩ ... | 47 |
| 2.1. ВИРОБНИЧІ ПРОЦЕСИ ПІДЗЕМНИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ | 47 |
| 2.1.1. Загальні відомості про процеси на гірничорудному підприємстві ... | 47 |
| 2.1.2. Загальна характеристика організації виробничого процесу | 50 |
| 2.1.3. Класифікація виробничих процесів | 52 |
| <i>Питання для самоконтролю</i> | 53 |
| 2.2. ПРОЦЕСИ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК | 54 |
| 2.2.1. Класифікація робочих процесів при проведенні горизонтальних виробок | 54 |
| 2.2.2. Процеси при проведенні горизонтальних виробок | 55 |
| 2.2.3. Процеси при проведенні вертикальних виробок | 108 |
| <i>Питання для самоконтролю</i> | 126 |

| | |
|---|-----|
| 2.3. ПРОЦЕСИ ПРИ ВИКОНАННІ ОЧИСНИХ РОБІТ | 127 |
| 2.3.1. Класифікація комплексів робочих процесів очисних робіт | 127 |
| 2.3.2. Відбивання руди | 128 |
| 2.3.3. Доставка та випуск руди | 178 |
| 2.3.4. Ліквідація зависань руди та подрібнення негабариту | 196 |
| 2.3.5. Підтримання очисного простору | 197 |
| <i>Питання для самоконтролю</i> | 207 |
| 2.4. ДОПОМІЖНІ ПРОЦЕСИ | 208 |
| 2.4.1. Робочі процеси забезпечення очисних робіт | 208 |
| 2.4.2. Допоміжні робочі процеси | 214 |
| <i>Питання для самоконтролю</i> | 218 |
| | |
| 3. ТЕХНОЛОГІЯ ПРОВЕДЕННЯ | |
| ПІДГОТОВЧИХ І НАРІЗНИХ ВИРОБОК | 219 |
| 3.1. ПІДГОТОВЧО-НАРІЗНІ РОБОТИ | 219 |
| 3.1.1. Характеристика підготовчих і нарізних виробок | 219 |
| 3.1.2. Форма, переріз і кріплення виробок | 220 |
| 3.1.3. Проведення горизонтальних виробок | 226 |
| 3.1.4. Проведення вертикальних виробок | 256 |
| <i>Питання для самоконтролю</i> | 262 |
| | |
| 4. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ | 263 |
| 4.1. СТРУКТУРА СИСТЕМИ РОЗРОБКИ | 263 |
| 4.1.1. Основні поняття та визначення, вимоги до систем розробки | 263 |
| 4.1.2. Класифікація систем розробки | 265 |
| 4.1.3. Вибір та обґрунтування систем за факторами | 274 |
| 4.1.4. Показники ефективності системи розробки | 277 |
| <i>Питання для самоконтролю</i> | 279 |
| 4.2. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ | |
| 3 ВІДКРИТИМ ОЧИСНИМ ПРОСТОРОМ | 280 |
| 4.2.1. Особливість систем з відкритим очисним простором | 280 |
| 4.2.2. Покрівлеуступні системи | 280 |
| 4.2.3. Суцільні системи | 283 |
| 4.2.4. Камерно-стовпові системи | 286 |
| 4.2.5. Підповерхово-камерні системи | 289 |
| 4.2.6. Поверхово-камерні системи | 292 |
| <i>Питання для самоконтролю</i> | 295 |
| 4.3. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ | |
| 3 МАГАЗИНУВАННЯМ РУДИ В ОЧИСНОМУ ПРОСТОРІ | 296 |
| 4.3.1. Особливість систем з магазинуванням руди | 296 |
| 4.3.2. Системи з відбиванням з магазину | 296 |
| 4.3.3. Поверхово-камерні системи з магазинуванням | 299 |
| <i>Питання для самоконтролю</i> | 301 |

| | |
|---|------------|
| 4.4. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ З КРІПЛЕННЯМ ОЧИСНОГО ПРОСТОРУ | 302 |
| 4.4.1. Особливість систем з кріпленням очисного простору | 302 |
| 4.4.2. Системи з посиленням розпирним кріпленням | 302 |
| 4.4.3. Системи зі станковим кріпленням | 305 |
| Питання для самоконтролю | 307 |
| 4.5. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ІЗ ЗАКЛАДАННЯМ ОЧИСНОГО ПРОСТОРУ | 308 |
| 4.5.1. Особливість систем із закладанням очисного простору | 308 |
| 4.5.2. Системи розробки горизонтальними шарами із закладанням | 308 |
| 4.5.3. Системи розробки похилими шарами із закладанням | 311 |
| 4.5.4. Покрівлеуступні системи із закладанням | 314 |
| 4.5.5. Системи низхідного шарового відпрацювання із закладанням | 317 |
| 4.5.6. Підповерхово-камерні системи із закладанням | 320 |
| 4.5.7. Поверхово-камерні системи із закладанням | 323 |
| Питання для самоконтролю | 326 |
| 4.6. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ З ОБВАЛЕННЯМ ПОРІД | 327 |
| 4.6.1. Особливість систем з обваленням порід | 327 |
| 4.6.2. Системи шарового обвалення | 327 |
| 4.6.3. Стовпові системи з обваленням покрівлі | 330 |
| 4.6.4. Системи підповерхового обвалення | 334 |
| 4.6.5. Системи поверхового обвалення | 337 |
| 4.6.6. Системи поверхового самообвалення | 340 |
| Питання для самоконтролю | 344 |
| 4.7. ВИРОБНИЧА ПОТУЖНІСТЬ ШАХТИ, ПАРАМЕТРИ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ | 345 |
| 4.7.1. Виробнича потужність та строк служби шахти | 345 |
| 4.7.2. Параметри конструктивних елементів систем розробки | 349 |
| Питання для самоконтролю | 354 |
| 4.8. ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ | 355 |
| 4.8.1. Показники та елементи витрат | 355 |
| 4.8.2. Розподіл запасів руди | 355 |
| 4.8.3. Розподіл робочої сили | 359 |
| 4.8.4. Витрати матеріалів та енергії | 361 |
| 4.8.5. Час відпрацювання запасів руди | 363 |
| 4.8.6. Собівартість видобутку руди | 365 |
| Питання для самоконтролю | 372 |

| | |
|---|-----|
| 5. ПІДГОТОВКА БАЛАНСОВИХ ЗАПАСІВ | 373 |
| 5.1. СПОСОБИ ПІДГОТОВКИ РУДНИХ ПОКЛАДІВ | 373 |
| 5.1.1. Класифікація способів підготовки | 373 |
| 5.1.2. Погоризонтний спосіб підготовки | 375 |
| 5.1.3. Панельний спосіб підготовки | 377 |
| 5.1.4. Поверховий спосіб підготовки | 381 |
| 5.1.5. Підготовка тонких покладів | 387 |
| 5.1.6. Вибір способу та схеми підготовки | 389 |
| Питання для самоконтролю | 391 |
| 6. РОЗКРИТТЯ РУДНИХ РОДОВИЩ | 392 |
| 6.1. СПОСОБИ РОЗКРИТТЯ | 392 |
| 6.1.1. Розкривальні гірничі виробки | 392 |
| 6.1.2. Ступінь і крок розкриття | 398 |
| 6.1.3. Вплив гірничих робіт на масив гірських порід | 399 |
| 6.1.4. Розташування головних розкривальних виробок та їх кількість | 405 |
| 6.1.5. Класифікація способів розкриття | 409 |
| 6.1.6. Прості способи розкриття | 411 |
| 6.1.7. Комбіновані способи розкриття | 418 |
| Питання для самоконтролю | 422 |
| 6.2. ВИБІР СПОСОБУ РОЗКРИТТЯ | 423 |
| 6.2.1. Сутність методу варіантів | 423 |
| 6.2.2. Вимоги до схем розкриття | 424 |
| 6.2.3. Вибір перетину розкривальних виробок | 426 |
| 6.2.4. Перевірка поперечного перетину розкривальних виробок | 433 |
| 6.2.5. Розрахунок капітальних і експлуатаційних витрат | 433 |
| 6.2.6. Розрахунок питомих витрат і вибір схеми розкриття | 435 |
| Питання для самоконтролю | 435 |
| 7. ПРОМИСЛОВИЙ МАЙДАНЧИК РУДНОЇ ШАХТИ | 436 |
| 7.1. ТЕХНОЛОГІЧНИЙ КОМПЛЕКС ПОВЕРХНІ | 436 |
| 7.1.1. Промисловий майданчик рудної шахти | 436 |
| 7.1.2. Технологічний комплекс поверхні шахти | 437 |
| Питання для самоконтролю | 442 |
| ЛІТЕРАТУРА | 443 |
| ПРЕДМЕТНИЙ ПОКАЖЧИК | 447 |

ПЕРЕДМОВА



Видання підручника присвячено Горбману Юрію Матвійовичу – провідному викладачу Криворізького гірничого технікуму (нині – гірничий коледж Державного вищого навчального закладу «Криворізький національний університет»), у якому він пропрацював майже півстоліття та підготував не одне покоління молодших спеціалістів-технологів для потреб Криворізького залізрудного басейну та інших гірничодобувних регіонів світу. Викладач-методист вищої категорії Горбман Ю.М. видав цілу низку навчально-методичних робіт, за якими викладались дисципліни з технологій розробки рудних родовищ у закладах середньої освіти. Його методичні видання спирались на виробничий досвід, технічні новації та були науково-обґрунтованими. Юрій Матвійович багато часу проводив у бібліотеках, вивчаючи прогресивні методи, встановлюючи нові закономірності та отримуючи сучасні формули. Зокрема ним було проаналізовано понад 100 формул з розрахунку лінії найменшого опору зарядів та обрано найефективнішу серед них. Також Юрієм Матвійовичем виведено формулу для розрахунку витрат часу на перестановку бурового верстату, якої до нього у виробничій практиці не існувало.

Автори підручника навчалися за спеціальністю «Технологія відкритої та підземної розробки» та вивчали дисципліну «Розробка рудних і нерудних родовищ», що викладалася для гірників третього курсу за методикою Горбмана Ю.М. Цю дисципліну Хоменко О.Є. вивчав у 1993 році в Криворізькому гірничому технікумі, а Кононенко М.М. – у 1998 році в Дніпрорудненському індустріальному технікумі. Дисципліна містила такі змістовні розділи, як характеристика рудних покладів та гірських порід; терміни, поняття та стадії підземної розробки; розкриття, підготовка, розробка запасів і доставка руди; класифікація, види та проектування систем підземної розробки; терміни, поняття та стадії відкритих гірничих робіт; розкриття кар'єрів, проведення траншей; буропідривні, навантажувальні та транспортні роботи; класифікація та види систем відкритої розробки і розробка розсипів.

Початковим імпульсом до написання підручника став конспект лекцій за методикою викладання цієї дисципліни Юрієм Матвійовичем. За 8 років кропіткої роботи авторам вдалося запропонувати новітні системи розробки, підготовки та розкриття рудних родовищ за допомогою сучасних комплексів гірничих машин, поєднати технічні та технологічні рішення з об'ємним конструкторським проектуванням. Для популяризації підручника, його розмістили в електронних бібліотеках, а для доступності навчання його формат адаптували до сучасних смартфонів. Усі ці новації були отримані завдяки таланту Юрія Матвійовича Горбмана, який був Педагогом з великої літери та вміло розвинув у майбутніх авторів підручника творчу наснагу до гірництва!

*До 120-річчя Національного технічного університету
«Дніпровська політехніка»*

ВСТУП

Активний випуск високопродуктивного обладнання, що здатне майже самостійно виконувати гірничі роботи, унеможливило подальше застосування в Україні існуючих технологій розробки рудних родовищ, а зниження цін на рудну сировину та підвищення вимог до її якості, за умов дотримання європейських екологічних норм, спонукає вітчизняних виробників до суттєвих змін у технологіях розробки руд. На жаль, вітчизняні підходи до видобування не враховують світові тенденції розвитку та створення нових матеріалів, обладнання, вибухових речовин, робочих процесів задля ефективного розкриття, підготовки та розробки запасів. У першу чергу це пов'язано з недостатнім упровадженням науково-методичних підходів до застосування самохідної техніки, емульсійної вибухівки, геоенергії тощо. Більшість авторів сучасних підручників спиралась лише на досвід окремих регіонів чи родовищ. Самі ж видання не представлені в інтернеті або мають формат, що неоптимізований до мобільних пристроїв. А головне, ці книги не надають системних знань, не формують сучасних компетенцій та не розвивають нагальних умінь у майбутніх фахівців з гірництва.

Імпортне обладнання, що активно впроваджується на вітчизняних гірничорудних підприємствах, закуповується в різних виробників та має базову комплектацію, що не передбачає повного технічного сервісу, додаткових засобів безпеки, клімат-контролю, автоматизації та комп'ютеризації. У подальшому це не дозволить отримати повноцінний ефект від застосування високопродуктивної техніки. Перш за все, це зумовлено внутрішньою несумісністю парку гірничих машин та неможливістю створення електронної шахтної мережі, а також підтримання on-line зв'язку між гірничими машинами та компанією-виробником. Застосування нової техніки тимчасово вирішує проблеми раціонального співвідношення між розкритими, підготовленими та готовими до розробки запасами, а впровадження комбінованих технологій, процесів, речовин, матеріалів без системного наукового обґрунтування в умовах недостатньої кваліфікованої підготовки та перепідготовки спеціалістів взагалі унеможливило досягнення необхідного результату.

Отже, системність викладу матеріалу в підручнику дозволяє опанувати дисципліни «Процеси при підземній розробці рудних родовищ», «Підготовчо-нарізні роботи», «Технологія підземної розробки рудних родовищ» і «Проектування рудних шахт» на належному рівні. Спираючись на науково-обґрунтовані системи розробки, підготовки та розкриття рудних родовищ, майбутні фахівці з гірництва зможуть опанувати світовий досвід добору комплексів гірничих машин та оволодіти логікою поєднання технічних і технологічних рішень на засадах об'ємного конструкторського проектування. Підручник розміщено у більшості інтернет-бібліотек світу, а його електронна версія має формат, що адаптований до сучасних web-пристроїв. Це робить навчальне видання широко доступним та універсальним задля вирішення нагальних і поточних проблем гірничорудної промисловості України.

1. ОСНОВНІ ПОЛОЖЕННЯ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ

1.1. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА РОДОВИЩ

Викладено основні поняття про корисні копалини і родовища. Наведено класифікацію запасів корисних копалин, характеристики рудних родовищ та відомості про фізико-механічні властивості і цінність руд.

Мета – сформуувати знання про рудні корисні копалини і родовища, їх фізико-механічні властивості та цінність.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- характеризувати запаси рудних родовищ;
- розрізняти форми рудних тіл;
- використовувати фізико-механічні характеристиками руд і порід;
- визначати цінність руд.

1.1.1. Поняття про корисні копалини і родовища

Корисною копалиною називають будь-яку природню мінеральну речовину, яку при сучасних техніко-економічних умовах доцільно видобувати з надр Землі для подальшого промислового використання.

За фізичним станом розрізняють корисні копалини *тверді* (вугілля, руди металів, гірничо-хімічна і будівельна сировина та ін.), *рідкі* (нафта, мінеральні води) і *газоподібні* (горючі гази).

Тверді корисні копалини з точки зору промислового призначення і за характером використання у промисловості поділяють на 3 групи:

- горючі або паливо – вугілля, горючі сланці, торф;
- металеві – руди металів (залізні, мідні, алюмінієві та ін.);
- неметалеві – сірка, кухонна сіль, апатит та ін.

Корисні копалини поділяють на *рудні* та *нерудні*. Відмінною рисою рудних копалин є необхідність подальшої їх переробки для вилучення корисних компонентів, які містяться в них. Гірські породи, що оточують родовище або включені в нього та не містять металу (корисного компоненту) або містять його в кількості, недостатній для промислової переробки називають *пустою породою*. Межа між рудними та нерудними копалинами умовна. Багато корисних копалин, які раніше використовувалися відразу після видобутку, в даний час піддають комплексній переробці для вилучення з них усіх корисних компонентів. Тому термін «руда» втрачає своє первинне вузьке значення. Його застосовують також до багатьох нерудних корисних копалин. У цьому сенсі поняттям «руда» будемо користуватися надалі.

Родовище корисної копалини – це природне скупчення корисної копалини в земній корі. Родовище вважають *промисловим*, якщо розробка його в даних економічних і географічних умовах при сучасному рівні техніки та технології є

доцільною. Поділ родовищ на промислові та непромислові є умовним. Родовища з однаковою за складом і якістю рудою можуть бути промисловими внаслідок сприятливих гірничо-геологічних умов розробки (наприклад, великої потужності покладів або їх залягання поблизу поверхні) і непромисловими з огляду на труднощі експлуатації, віддаленість від транспортних шляхів і промислових центрів та інших причин. **Рудне тіло** – обмежене з усіх боків природне скупчення руди, приурочене до певного структурно-геологічному елементу або комбінації таких елементів. **Поклад руди** – скупчення руди в земній корі, чітко обмежене від оточуючих порід. Розміри покладів за простяганням і падіння змінюються від декількох десятків до сотень метрів, а окремі поклади тягнуться на кілька кілометрів. Запаси рудних тіл становлять від декількох тисяч до декількох мільйонів тон, а іноді перевищують мільярд тон. Родовища зазвичай представлені кількома, іноді багатьма рудними тілами, розміщеними на великій площі. Запас одного родовища змінюється від сотень тисяч тон до декількох мільярдів тон.

Бокові (бічні) породи – це гірські породи, які безпосередньо обмежують поклад (пласт, жилу) корисної копалини. При горизонтальному та пологому заляганні покладу нижче лежачий пласт гірських порід називають **підшовою**, вище лежачий – **покрівлею**. У разі похилого або крутоспадного залягання покладу, розрізняють бокові породи **висячого боку**, які знаходяться над покладом та **лежачого боку**, які знаходять під покладом. Бокові породи мають такі самі властивості, як і руда, різноманітністю є тільки в частині міцності та стійкості. Що стосується вмісту в них корисних компонентів, то іноді вони практично дорівнюють нулю і контакт рудного тіла з ними цілком виразний. Але в багатьох родовищах вміст металу в руді зменшується поступово, і рудні тіла мають лише умовні межі, які визначаються опробуванням і відповідають прийнятому на даний період бортовому (тобто мінімально припустимому по межах рудних тіл) вмістом корисного компонента. У першому випадку, тобто при виразних контактах більш жорсткі вимоги висувають до точності контурів відбивання і чистоті виймання без засмічення руди боковими породами.

1.1.2. Класифікація запасів корисних копалин

Усі запаси корисних копалин в межах виявленої частини родовища називають **геологічними**. За комерційним значенням геологічні запаси поділяють на дві групи, що підлягають окремому обліку: балансові і забалансові. **Балансові запаси** – це запаси, які задовольняють промисловим кондиціям, тобто економічно вигідні для розробки. **Забалансові запаси** внаслідок низького вмісту корисного компонента, малої потужності рудних тіл, складності умов їх розробки, непридатні для використання в даний час, але можуть розглядатися як об'єкт промислового освоєння в майбутньому. Розмежування балансових і забалансових запасів здійснюють на основі кондицій, що встановлені відповідними державними органами для кожного родовища або для групи родовищ, аналогічних за геологічними та економічними умовами.

Кондиції на мінеральну сировину (промислові кондиції) представляють собою сукупність вимог до якості та кількості корисних копалин, гірничо-геологічних, гірничотехнічних та іншим умовам розробки родовищ. Параметри кондицій є граничними значеннями натуральних показників для підрахунку та оцінки запасів. Їх встановлюють окремі гірничодобувні підприємства або об'єднання підприємств відповідно до ціни на видобутий вид корисного компоненту, умовами розробки родовища та технічного оснащення підприємства. Поряд з іншими показниками кондиції передбачають мінімальний промисловий вміст корисного компоненту, тобто та межа, нижче якої видобуток руди та її переробка стають економічно не вигідним.

Балансові запаси включають **промислові запаси**, що підлягають відпрацюванню за планами гірничих робіт, і **проектні втрати**, які не планують відпрацювати з технічних причин (наприклад, запаси руди, які залишають в охоронних ціликах). У процесі розробки частину промислових запасів втрачають. Ці втрати називають **експлуатаційними**. При розробці корисних копалин окрім руди, видобувають і пусті породи. Частина з них видають на поверхню окремо від руди, а частину змішують з рудою в процесі розробки. Руду, яку видають на поверхню за домішаною пустою породою називають – **рудною масою**, а сукупність рудної маси та пустих порід, які видають окремо від руди – **гірською масою** (рис. 1.1).

Запаси твердих корисних копалин за ступенем їх вивченості поділяють на розвідані – категорії А, В і С₁ і попередньо оцінені – категорія С₂. Прогнозні ресурси твердих корисних копалин за ступенем їх обґрунтованості поділяють на категорії Р₁, Р₂ і Р₃ (рис. 1.2).

Категорія А – запаси, розвідані і вивчені з детальністю, що забезпечує повне з'ясування умов залягання, форми та будови тіл корисної копалини; виявлення природних типів і промислових сортів мінеральної сировини, їх контури і просторове положення; виділення й оконтурювання безрудних і некондиційних ділянок всередині тіл корисної копалини; повне з'ясування якості, технологічних властивостей корисної копалини і природних факторів (гідрогеологічних, інженерно-геологічних та ін.), що визначають умови ведення гірничо-експлуатаційних робіт. Контури запасів корисних копалин цієї категорії встановлюють відповідно до вимог кондицій за свердловинами або гірничими виробками.

Категорія В – запаси, розвідані та вивчені з детальністю, що забезпечує з'ясування основних особливостей залягання, форми і характеру будови тіл корисної копалини; виявлення природних типів і промислових сортів мінеральної сировини, закономірності їх розподілу (без точного відображення просторового положення кожного типу); з'ясування співвідношення і характеру безрудних і некондиційних ділянок всередині тіл корисної копалини без точного їх оконтурювання; з'ясування якості, основних технологічних властивостей корисної копалини і основних природних факторів, що визначають умови ведення гірничо-експлуатаційних робіт. Контур запасів корисних копалин встановлюють за даними розвідувальних виробок.

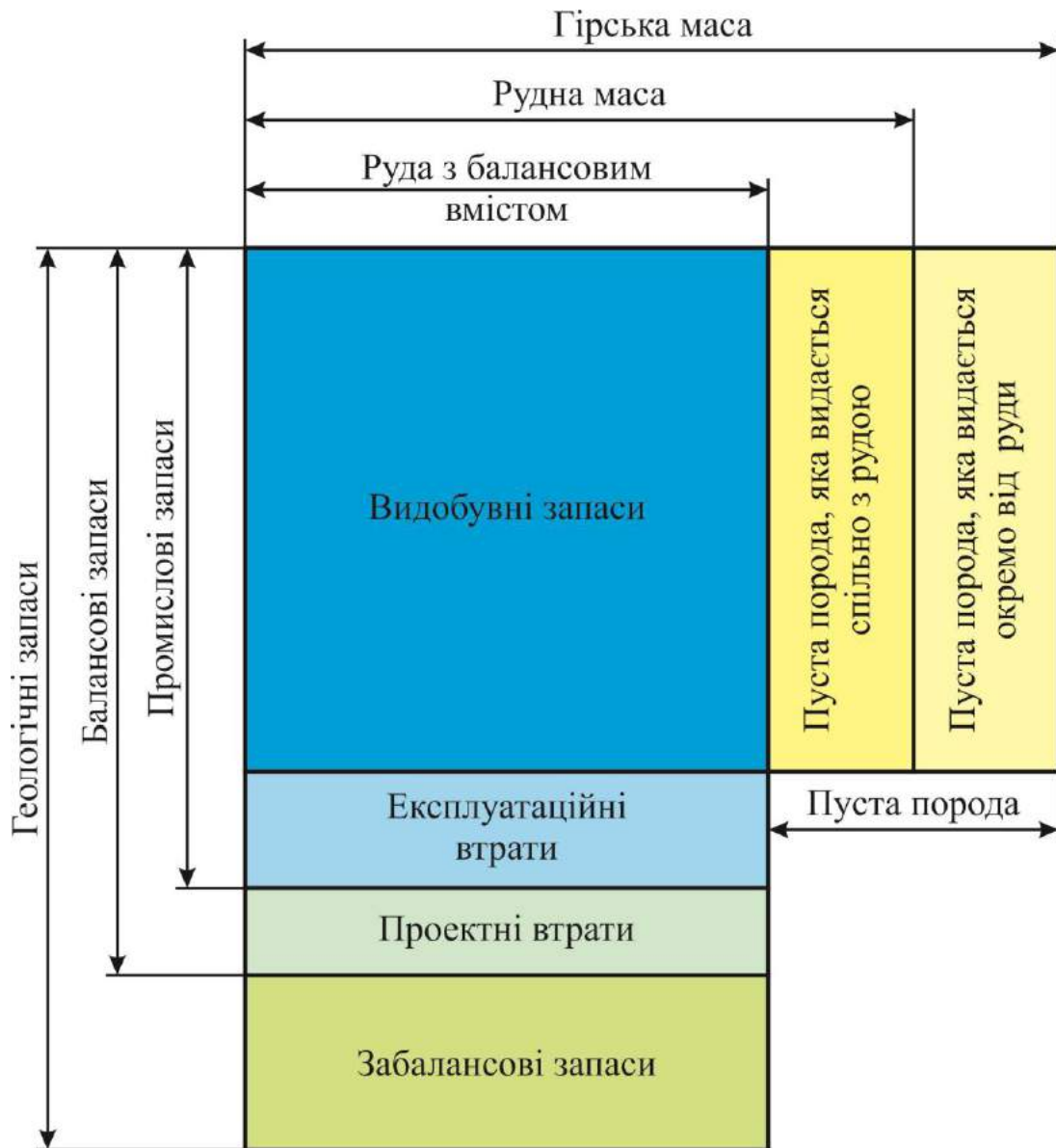


Рис. 1.1. Схема розподілу запасів і видобутої гірської маси

| | | | | | | | |
|---------------------------------|-----------|---|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| | Запаси | | | | Ресурси | | |
| Ступінь вивченості та категорії | Розвідані | | | | Прогнозні | | |
| | A | B | C ₁ | C ₂ | P ₁ | P ₂ | P ₃ |

Рис. 1.2. Класифікація запасів рудних родовищ

Категорія C_1 – запаси, розвідані і вивчені з детальністю, що забезпечує з'ясування в загальних рисах умов залягання, форми і будови тіл корисної копалини, його природних типів, промислових сортів, якості, технологічних властивостей, а також природних факторів, що визначають умови ведення гірничо-експлуатаційних робіт. Контур запасів корисних копалин встановлюють за даними розвідувальних свердловин, виробок і за геологічними даними.

Категорія C_2 – запаси, попередньо оцінені; умови залягання, форма і розповсюдження тіл корисної копалини визначені на підставі геологічних і геофізичних даних, підтверджених розкриттям корисної копалини в окремих точках або за аналогією з вивченими ділянками. Якість корисної копалини визначено за одиничними пробами і зразками або за даними прилеглих розвіданих ділянок. Контур запасів корисних копалин встановлюють у межах геологічно сприятливих структур і комплексів гірських порід.

Прогнозні ресурси категорії P_1 відображають можливість приросту запасів за рахунок розширення площ поширення тіл корисної копалини за контуром підрахунку запасів за категорією C_2 або виявлення нових тіл на розвіданих, на тих що розвідуються, а також виявлених при пошуково-оціночних роботах на родовищах. Оцінка ресурсів ґрунтується на результатах геологічних, геофізичних і геохімічних дослідженнях площ можливого поширення корисних копалин, а також на геологічній екстраполяцією наявних даних більш вивченої частини родовища про форму і будову рудних тіл, мінеральний склад і якості (концентрації корисних компонентів) руди, структурні особливості, літологічні і стратиграфічні передумови, що визначають площі та глибини поширення корисних копалин, які представляють промисловий інтерес.

Прогнозні ресурси категорії P_2 враховують можливість виявлення в басейні, районі, рудному вузлу, рудному полі нових родовищ корисних копалин, передбачувана наявність яких ґрунтується на позитивній оцінці виявлених під час великомасштабної геологічної зйомки і пошукових роботах проявів корисних копалин, а також геофізичних і геохімічних аномалій, природна і можлива перспективність яких встановлена одиничними виробками. Кількісна оцінка ресурсів передбачуваних родовищ, уявлення про форму, розміри тіл корисних копалин, їх мінеральному складі та якості ґрунтуються на аналогіях з відомими родовищами того ж формаційного (генетичного) типу.

Прогнозні ресурси категорії P_3 відображають лише потенційну можливість виявлення нових родовищ на підставі сприятливих стратиграфічних, літологічних, тектонічних і палеогеографічних передумов, що виявлені при виробництві в оціночному районі середньо- і дрібномасштабних геологічних зйомок, дешифрування космічних знімків, а також при аналізі результатів геофізичних і геохімічних досліджень. Кількісну оцінку ресурсів цієї категорії проводять за орієнтовним параметром на основі аналогії з більш вивченими районами, площами та басейнами де є розвідані родовища того ж генетичного типу.

1.1.3. Характеристика рудних родовищ

На вибір технології та системи розробки з ознак, які характеризують родовище, впливає його форма (морфологія), розміри та умови залягання. Поклади металевих руд частіше мають неправильну форму, далеку від будь-якої геометричної фігури. За формою рудні тіла можна розділити на три типи:

- ізометричні – однаково розвинені в усіх трьох напрямках у просторі;
- стовпоподібні – витягнуті в одному напрямку в глибину;
- пластоподібні – витягнуті в двох напрямках.

До першого типу рудних тіл ізометричної форми відносять штокверки, штоки і гнізда (рис. 1.3). **Штокверк** – рудне тіло, що утворене масою гірської породи, пронизаної густою мережею різноорієнтованих жил і дрібних прожилків, що містять рудні мінерали. Такі ж мінерали у формі вкраплень як правило знаходяться в породах, що перетинаються прожилками. Штокверки бувають площадкові та лінійні. Площадкові штокверки мають ізометричні контури зі звивистими границями. Лінійні штокверки витягнуті в одному напрямку. Розміри їх коливаються від десятків метрів до кілометрів. Штокверки відносять до групи гідротермальних утворень, що виникли при відкладенні металонесних речовин з гарячих мінералізованих розчинів, які циркулювали серед тріщинуватих гірських порід. До них відносять деякі родовища руд міді, молібдену, вольфраму, золота, олова та інших металів.

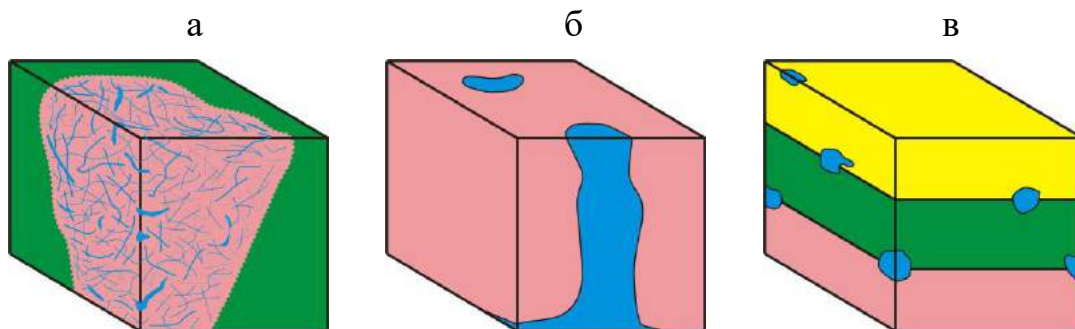


Рис. 1.3. Рудні родовища ізометричної форми: а – штокверк; б – шток; в – гніздо

Шток – тіло гірських порід або корисних копалин, що має циліндричну, краплеподібну або ізометричну форму. Має січені контакти неправильних контурів з боковими породами, ускладнені потовщеннями та відгалуженнями. Розміри в поперечному розрізі від декількох метрів до декількох кілометрів, по довшій осі – до кілька кілометрів. За умовами утворення розрізняють: тектонічні, магматичні та метасоматичні. Тектонічні утворюються внаслідок видавлювання пластичної речовини гірських порід при їх тектонічних деформаціях. Прикладом можуть служити кам'яні солі в областях діапирової тектоніки. Магматичні утворюються при впровадженні магматичного розплаву. На ранній геосинклінальній стадії формуються з ультраосновних та основних порід, а також асоційовані з ними хромітів і титаномagnetитів, на середній

стадії з гранітних порід, на пізнішій стадії геосинклінального циклу та в платформних умовах створюються з сієнітів, порфірів, порфіритів, діабазів, андезитів та ін. Метасоматичні утворюються при заміщенні гірських порід мінеральними речовинами, які відклалися з циркулюючих у земній корі гарячих гідротермальних розчинів. До них відносять руди міді, свинцю, цинку, олова, сурми та інших металів.

Гніздо – відносно невелике локальне скупчення корисної копалини, зазвичай не більше 1 м в поперечному перерізі. Це як правило найбільш багаті частини рудних родовищ, які придатні для видобутку.

До другого типу рудних тіл стовпоподібної форми відносять стовпи і лінзи (рис. 1.4). Стовпоподібну форму мають багато корінних родовищ алмазів (кімберлітові трубки). Стовп в глибину поширюється на кілометри при розмірах горизонтального поперечного перерізу в сотні метрів. Так, наприклад, в Криворізькому басейні до стовпоподібних прийнято відносити рудні тіла, довжина яких перевищує потужність не більше ніж в шість разів.

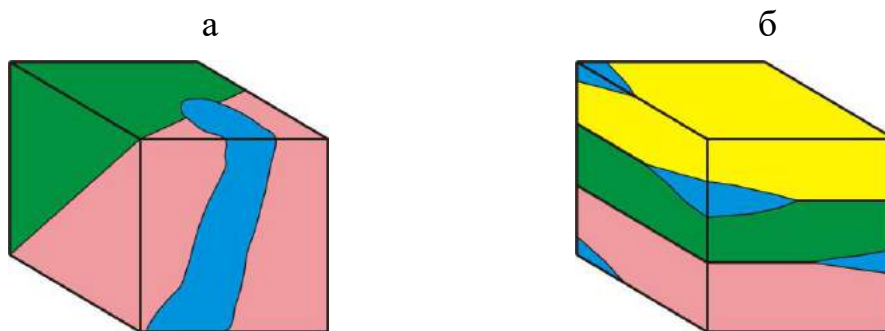


Рис. 1.4. Рудні родовища стовпоподібної форми: а – стовп; б – лінза

Лінза – геологічне тіло лінзоподібної форми, виклинюється в усіх напрямках. Товщина лінзи в порівнянні з її протяжністю невелика. Лінзи представляють собою перехідну форму між першою і третьою групами.

До рудних тіл третьої групи відносять пласти і жили (рис. 1.5). **Пласт** – геологічне тіло, що має плоску форму, при якій його потужність у багато разів менше розмірів площі його поширення, яке має однорідні ознаки і обмежене більш-менш паралельними поверхнями: верхньою – покрівлею і нижньою – підшовою. Пласти складаються осадочними, вулканогенно-осадочними або метаморфічними гірськими породами.

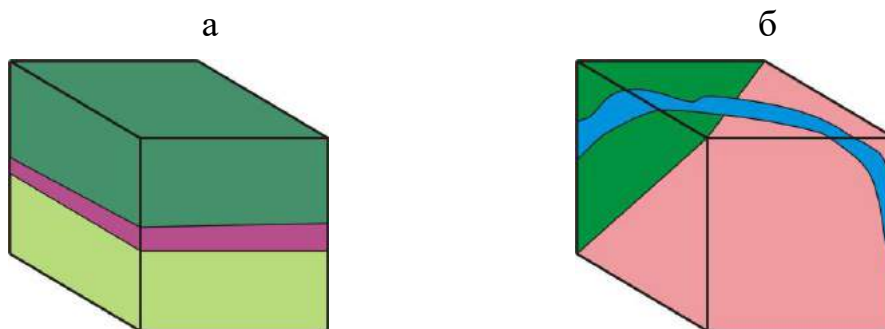


Рис. 1.5. Рудні родовища пластоподібної форми: а – пласт; б – жила

Жила – пластоподібне геологічне тіло, що утворилося в результаті заповнення тріщини мінеральною речовиною або внаслідок метасоматичного заміщення гірських порід уздовж тріщини. Довжина жил коливається від 1 км до 200 км (золоторудні жили). За падінням деякі жили виклинюються на близькій відстані від земної поверхні, а інші зливаються на глибині більше 3 км. На відміну від дайок, складених переважно магматичними гірськими породами, жила складена рудними мінералами (кварц, карбонати, сульфіді і т.п.). За формою жили поділяються на прості, плитоподібні (одиначні мінералізовані тріщини) і складні (пучки переплетених тріщин, зон подрібнення або розсланцювання) – ступінчасті (сходові), четковидні, сітчасті, гіллясті, камерні, лінзоподібні, рубцеві та ін. З жилами пов'язано багато родовищ різних видів мінеральної сировини (золото, свинцево-цинкові руди, вольфрам, ртуть та ін.). Робоча потужність жили в залежності від цінності, яку складають мінерали – від декількох сантиметрів до десятків метрів. Рудні поклади, що відрізняються від пластів менш витриманою формою і непостійною потужністю, називають пластоподібними.

Також зустрічаються складні форми рудних тіл – сідлоподібні, куполоподібні та ін. У більшості випадків родовище буває представлено не одним, а кількома рудними тілами. Ці рудні тіла, які спільно залягають, бувають відділені одне від одного масивом пустої породи, іноді перетинаються, з'єднуються і знову розділяються. Родовища нерідко порушуються скидами, зсувами, бувають вигнуті, перем'яті, роздрібнені, у результаті чого розробка їх ускладнюється. Чим не правильніший за формою поклад, тим більше тектонічних порушень він має, тим складніше його розробка.

Крім форми родовища, важливою ознакою є характер його контакту з боковими породами. Контакт в одних випадках буває різко виражений, рудне тіло чітко відділяється від бокових порід. В інших випадках перехід від руди до пустої породи відбувається поступово, межу промислового зруднення можна встановити тільки шляхом випробування. Розробка родовищ з виразними контактами простіша. Іноді наявність зруднення у бокових породах сприятливо позначається на розробці, так як руда при відбиванні засмічується не пустими, а рудоносними породами.

Залежно від характеру розподілу рудних мінералів розрізняють суцільні та вкраплені руди. **Суцільні руди** складаються з рудних мінералів, змішаних з невеликою кількістю породи. Вони зазвичай мають чітко виражені межі з боковими породами. **Вкраплені руди** – це відносно рідкісні вкраплення рудних мінералів у рудоносній породі та, як правило, не мають чітких меж з боковими породами. На багатьох родовищах зустрічаються обидва типи руд, зазвичай в середній частині рудного тіла руди суцільні, а в іншій частині – вкраплені. Деякі поклади залізних руд Криворізького басейну в центральній своїй частині або з одного боку представлені суцільними багатими рудами, які поступово в напрямку лежачого боку заміщуються вкрапленими рудами, а потім боковими породами з малим вмістом заліза.

Процеси формування рудних родовищ, як і всі геологічні процеси, що протікають в земній корі, можна поділити на **ендогенні**, що відбуваються під

дією внутрішньої енергії Землі, та **екзогенні**, що обумовлені проявом зовнішніх сил, головним чином явищами, породженими впливом сонячної енергії. Ендогенні та екзогенні родовища можуть піддаватися подальшим змінам. Наприклад, при їх зануренні на великі глибини, внаслідок тектонічних процесів або перекритті потужними товщами інших гірських порід, утворюються метаморфогенні родовища. **Ендогенні родовища** своїм походженням зобов'язані розплавленій магмі та поділяються на магматичні, контактні, жильні та метасоматичні.

Магматичні родовища утворюються внаслідок концентрації окремих складових частин магми або в самому магматичному масиві, або при проникненні розплавленої магми в суміжні тверді породи. Концентрація окремих мінералів у розплавленій магмі може відбуватися через різницю в щільності, розчинності, в'язкості та ін. При цьому магма в своїй масі розділяється на складові частини, деякі з них при охолодженні утворюють масивні скупчення корисних копалин. Якщо процес поділу (диференціації) магми не встиг завершитися до її застигання то можуть утворитися родовища вкраплених руд, де пуста порода насичується зернами (вкрапленнями) корисних мінералів. На контакті з розплавленою магмою можуть виникати **контактні родовища**. Вони утворюються з газів, парів і розчинів, що виділяються з магми і концентруються на контакті з нею при їх взаємодії з оточуючими породами або при проникненні в пори і тріщини цих порід. Форма таких родовищ зазвичай неправильна – лінзи, гнізда. Жильні родовища утворюються внаслідок скупчення в тріщинах земної кори корисної копалини, осажденої з парів або розчинів. Такі жили як правило мають малу потужність і відносно невеликі розміри за простяганням і падінням. Деякі жили утворюються, як уже зазначалося, при заповненні тріщин розплавленою магмою та її подальшому застиганні. Вони можуть мати значні розміри. Загальним для всіх жильних родовищ є, як правило, складна форма рудних тіл і великі коливання вмісту корисних компонентів.

Метасоматичні родовища (родовища заміщення) утворюються при хімічній взаємодії газів, які виділяються з магми, парів або розчинів з іншими породами. В результаті відбувається перетворення одних мінералів в інші. Рудні тіла такого типу можуть мати як правильну плаstopодібну, так і неправильну форму.

Екзогенні родовища своєю появою зобов'язані головним чином різного роду процесів руйнування ендогенних родовищ на поверхні. Частишки зруйнованих порід або розчинені корисні компоненти переносяться водою на значні відстані від корінних родовищ та осідають в руслах водних потоків або на дні водойм з утворенням розсипів. Таким чином, виникають осадочні родовища. Як магматичні, так і осадочні родовища в результаті геологічних процесів можуть занурюватися на великі глибини, де вони піддаються впливу високих тисків і температур, унаслідок чого змінюються структура, склад і фізико-механічні властивості порід. Родовища такого типу називаються **метаморфогенними**.

Положення рудних тіл у просторі та їх розміри визначають за елементами залягання: простяганням, кутом падіння, потужністю, глибиною залягання та поширення від земної поверхні (рис. 1.6).

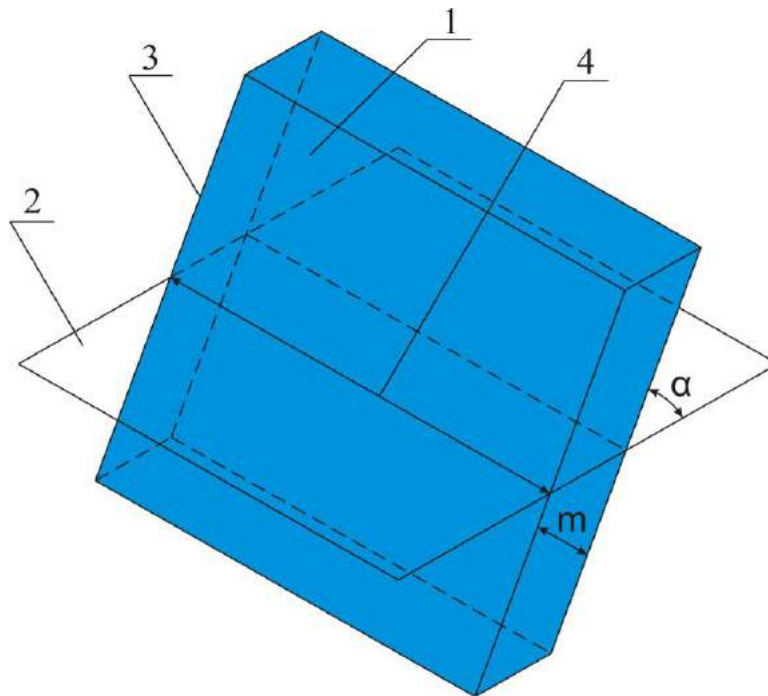


Рис. 1.6. Елементи залягання рудного тіла: 1 – рудне тіло; 2 – горизонтальна площина; 3 – лінія падіння; 4 – лінія простягання; m – потужність рудного тіла; α – кут падіння рудного тіла

Лінія простягання – уявна лінія перетину рудного тіла з горизонтальною площиною.

Кут падіння – кут, що утворений при перетині горизонтальної площини з перпендикуляром до лінії простягання, розташованим у площині рудного покладу. Класифікація за кутом падіння подано на рис. 1.7. Цей поділ пов'язано зі зміною умов розробки та застосуванням при різних кутах падіння різних способів очисного виймання.

Потужність рудного тіла – це відстань по нормалі між його висячим і лежачим боками. Якщо цю відстань вимірюють по нормалі, то потужність називають **дійсною**, якщо ж її вимірюють по вертикалі або горизонталі, то потужність відповідно називають **вертикальною** або **горизонтальною**. Вертикальну потужність користують для пологих рудних тіл, а горизонтальну – для крутоспадних. Потужність рудного тіла змінюється у широкому діапазоні – від десятків сантиметрів до декількох кілометрів. Для родовищ з непостійною потужністю вказують крайні межі її коливань, а також середню потужність за окремими ділянками родовища. Основний об'єм руд видобувають з покладів середньої потужності і потужних. Від потужності покладу залежать вибір методу гірничих робіт та їх ефективність. Класифікація рудних родовищ за потужністю подано на рис. 1.8.

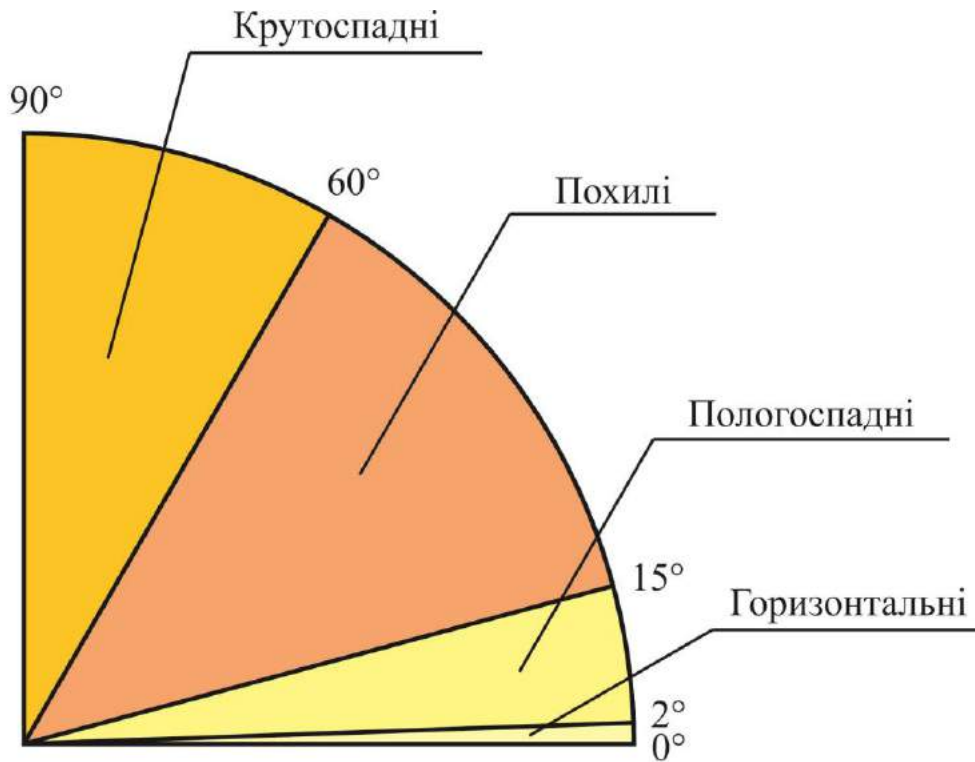


Рис. 1.7. Класифікація покладів за кутом падіння

| | |
|----------------------|--------------|
| Вельми тонкі | $\leq 0,6$ м |
| Тонкі | 0,6 - 2 м |
| Малої потужності | 2 - 5 м |
| Середньої потужності | 5 - 12 м |
| Потужні | 12 - 25 м |
| Вельми потужні | > 25 м |

Рис. 1.8. Класифікація рудних родовищ за потужністю

1.1.4. Фізико-механічні характеристики гірських порід

Зі всіх фізико-механічних властивостей руд і порід найбільший вплив на вибір системи розробки та технологію видобування здійснює їх міцність і стійкість.

Міцність гірських порід – загальноприйняте умовне поняття, яке символізує сукупність механічних властивостей гірських порід, що виявляється в різних технологічних процесах під час видобутку та переробки корисних копалин. Міцність зростає зі збільшенням сил зв'язку між частками гірських порід і вмістом міцних мінералів у породі та знижується, як правило, при зволоженні, особливо у в'язких гірських породах. Професором Протод'яконовим М.М. для оцінки міцності спочатку була запропонована класифікація, яка заснована на припущенні, що руйнування гірських порід відбувається в основному шляхом подолання міцності порід на стиснення. Вона має велике поширення у вітчизняній практиці та літературі. Професор Протод'яконов М.М. запропонував оцінювати міцність гірських порід за коефіцієнтом

$$f = \frac{\sigma_{cm}}{10}, \quad (1.1)$$

де σ_{cm} – межа міцності гірських порід на стиск, МПа.

Класифікація порід і руд в залежності від коефіцієнту міцності подана на рис. 1.9.

| | |
|--------------------------|---------------|
| Вельми міцні | $f > 16$ |
| Міцні | $f = 12 - 16$ |
| Середньої міцності | $f = 8 - 11$ |
| Нижче середньої міцності | $f = 5 - 7$ |
| Слабкі | $f \leq 4$ |

Рис. 1.9. Класифікація порід і руд у залежності від коефіцієнта міцності

Не менше значення, ніж міцність, при підземній розробці рудних родовищ має стійкість руди та бокових порід. **Стійкість** – це здатність руди або бокових порід тримати горизонтальну площину відслонення без обвалення протягом тривалого терміну. Стійкість залежить від того, наскільки розвинена в руді та породах, тріщинуватість. Класифікація руд і порід за стійкістю подана в табл. 1.1.

Тріщинуватість – порушеність монолітності порід тріщинами, тобто сукупність тріщин, наявних в масиві гірських порід. Тріщинуватість гірських порід значно впливає на вибір системи розробки та параметри буропідривних робіт.

За будовою руди масиви можна поділити на:

- масивні – щільні, без тріщин, включень та шаруватості;
- тріщинуваті, шаруваті та рихлі.

Класифікація гірських порід за тріщинуватістю подана в табл. 1.2.

Таблиця 1.1

Класифікація руд і порід за стійкістю

| Найменування групи | Характеристика відслонення |
|---------------------|--|
| Вельми нестійкі | Не допускають відслонення покрівлі та боків виробки без кріплення та, як правило, вимагають застосування випереджаючого кріплення. Допустима площа відслонення $S_{don} < 10 \text{ м}^2$. При розробці рудних родовищ такі породи (пливуні, сипучі, рихлі породи, насичені водою) майже не зустрічаються |
| Нестійкі | Допускають невелике відслонення покрівлі ($S_{don} = 10 - 100 \text{ м}^2$), які вимагають міцної її підтримки слідом за вийманням |
| Середньої стійкості | Допускають відслонення покрівлі на порівняльно великій площі ($S_{don} = 100 - 400 \text{ м}^2$), але при тривалому відслоненні вимагають підтримки |
| Стойкі | Допускають дуже значне відслонення покрівлі та боків на великій площі ($S_{don} = 400 - 800 \text{ м}^2$), яка потребує підтримки тільки в окремих місцях |
| Вельми стійкі | Допускають велике відслонення ($S_{don} > 800 \text{ м}^2$) як знизу, так і з боків, і тривалий час можуть стояти без підтримки та не обвалюватися. Породи цієї групи зустрічаються рідше, ніж у двох попередніх групах |

Таблиця 1.2

Класифікація гірських порід за тріщинуватістю

| Клас порід | Група порід | Відстань між тріщинами або максимальний розмір окремоостей, мм |
|------------------|--------------------|--|
| Шаруваті породи | Тонко шаруваті | 0 – 0,3 |
| | Середньо шаруваті | 0,3 – 0,6 |
| | Товстоплитчасті | 0,6 – 0,9 |
| | Слабо шаруваті | 0,9 – 1,5 |
| | Відносно монолітні | > 1,5 |
| Блочні породи | Дрібно блочні | 0 – 0,3 |
| | Середньо блочні | 0,3 – 0,6 |
| | Блочні | 0,6 – 0,9 |
| | Крупноблочні | 0,9 – 1,5 |
| | Відносно монолітні | > 1,5 |
| Монолітні породи | - | > 2,0 – 3,0 |

Грудкуватість відбитої руди – крупність кусків, які утворюються при відбиванні, характеризується її гранулометричним складом, тобто кількісним співвідношенням кусків різних розмірів у загальній масі відбитої руди. Крупність кусків, які мають неправильну форму, прийнято виражати середнім розміром за трьома взаємно перпендикулярними напрямками. Класифікація грудкуватості руд подана в табл. 1.3.

Таблиця 1.3

Класифікація грудкуватості руд

| Рівень грудкуватості | Розмір куску, м |
|----------------------------|-----------------|
| Рудний дрібняк | $\leq 0,1$ |
| Руда середньої крупності | 0,1 – 0,3 |
| Руда крупногрудкова | 0,3 – 0,6 |
| Руда вельми крупногрудкова | $\geq 0,6$ |

Кондиційним куском руди називають кусок з максимально припустимим розміром, який можна видавати з видобувного блоку для завантажування у відкотні судини. При підземній розробці рудних родовищ він коливається у середньому від 300 до 700 мм, а іноді досягає 1000 мм. Ухвалений розмір кондиційного куска дуже впливає на вибір обладнання для всіх виробничих процесів видобутку, доставки, навантажування, транспортування. Куски руди, що перевищують кондиційні розміри, називають **негабаритом**. Частину негабаритних кусків у загальній масі відбитої руди називають **виходом негабариту**.

Розпушеність руди – властивість руди займати у розпушеному стані більший об'єм у порівнянні з тим, який вона займала у масиві. Відношення об'єму відбитої руди до об'єму, який вона займала у масиві, називається коефіцієнтом розпушення. Залежно від умов, в яких проводиться відбивання масиву, та гранулометричного складу коефіцієнт розпушення однієї та тієї ж породи може коливатися у межах від 1,2 до 1,8 або визначається за емпіричною формулою:

$$K_p = 0,16 \cdot \sqrt{f} + 1,34. \quad (1.2)$$

Згодом, у міру ущільнення відбитої руди, коефіцієнт розпушення її зменшується.

Злежуваність – здатність відбитої руди або породи через певний проміжок часу ущільнюватися та утворювати суцільну масу, яку важко розпушити. Частина руд володіє цією властивістю у відбитому стані: частинки вологої руди в навалі злипаються між собою, знов утворюючи масив. Сприяє цьому і статичний тиск маси порід, що налягають, і динамічний тиск удару маси падаючих порід. Схильність до злежування мають руди, в яких присутній глинистий матеріал та інші липкі фракції. Швидко злежуються деякі сульфідні руди, зокрема руди з великою кількістю піротину. Це відбувається внаслідок окислювання в присутності вологи на поверхні кусків руди і утворення на ній плівки спікливих сульфатів. Злежуваність руд виключає або різко обмежує

застосування методів гірничих робіт, пов'язаних зі накопиченням у виробленому просторі великої кількості відбитої руди, а також з перепуском руди під дією власної ваги по вертикальним і круто похилим виробкам.

Самозаймання – займання горючого матеріалу, яке відбувається в результаті безперервних окислювальних реакцій у самій речовині. Деякі руди при тривалому перебуванні у відбитому стані окислюються по поверхні частинок, розігріваються і загоряються. Причому одні руди розігріваються за місяці і роки, а інші – буквально за кілька днів, причому спалахнути можуть навіть цілики, якщо вони розтріскалися. Сприяє самозайманню доступ свіжого повітря, а також контакт зі зруйнованим дерев'яним кріпленням. Самозаймання властиве деяким колчеданним рудам з високим вмістом сірки. Самозаймисті руди не можна розробляти такими методами, при яких у виробленому просторі залишаються назавжди значна кількість відбитої руди, а при особливо високому самозайманні неприпустимі взагалі скупчення відбитої руди навіть на невеликий час.

Обводненість руд – насиченість масиву руди підземними водами, тобто властивість руд поглинати та утримувати воду. Поряд з практично сухими рудами, зустрічаються і обводнені. В останньому випадку в рудах можуть бути ізольовані порожнини, заповнені водою. Обводненість знижує стійкість породного масиву, потребує спеціальних заходів по дренажу задля уникнення великих або навіть катастрофічних водопритоків у вибої. Обводненість руди залежить від притоку води в руднику та сприяє її злежуванню, а в зимовий час – змерзанню.

Абразивність – здатність руди або порід зношувати тверді деталі гірничого інструменту або механізми у процесі їх роботи. Деталі гірничих машин, які труться об породу, зношуються швидше, ніж ті, які піддаються ударним навантаженням. Абразивність породи, яка знаходиться в роздробленому стані, більш висока, ніж у масиві, тому що питомий контакт вище. У результаті абразивного зносу поступово змінюються розміри та геометрія робочих органів. Зокрема, зменшується діаметр коронок, а на різцях утворюються площадки притуплення, зменшується товщина стінок бурильних труб при терті об стінки свердловин, зношуються ковши, кузова, транспортери. Абразивність є найважливішою технологічною властивістю, яка безпосередньо впливає на терміни експлуатації інструменту. Звичайно, чим вище міцність, тим вище абразивність (дані величини прямо пропорційні). Виняток становлять корундовмісткі породи, наприклад, деякі види бокситів. Висока міцність та абразивність характерна більшості руд, які складають рудні родовища. Тому в більшості випадків відділення руди від масиву ведеться буропідричним способом, а деталі машин та окремі вузли виготовляються з міцних металів та матеріалів.

Таким чином, рудні родовища надзвичайно різноманітні за гірничо-геологічними умовами, причому основні характеристики (такі, як потужність покладу, кут падіння, міцність порід, тріщинуватість і т.д.) можуть істотно змінюватися в межах навіть локальної ділянки одного і того ж родовища. Цим і викликане різноманіття техніки та технології виконання гірничих робіт. Для

переважної більшості рудних шахт стереотипні рішення можливі лише за окремими елементами гірничих робіт, але ніяк, ні за всім їх комплексом. Виключається можливість обмежитися якимось одним, загальним для всіх рудників головним напрямком технічного розвитку (наприклад, вдосконалення комбайнового виймання з конвеєрним транспортуванням руди, яке підходить для пластів м'яких руд, але неприйнятне для потужних покладів міцних руд). Гірничо-геологічні умови рудних родовищ можна поділити на кілька груп, для кожної з яких існує свій комплекс прогресивних тенденцій подальшого розвитку техніки і технології гірничих робіт.

1.1.5. Цінність руд

Цінність руди визначається вмістом у ній корисних компонентів і їх вартості. За цінністю руди можна поділяти на: багаті (високосортні), середньої цінності (рядові) і бідні (низькосортні). Класифікація руд за якістю подана в табл. 1.4, що дає первинні данні для оцінки руд і їх родовищ.

Таблиця 1.4

Класифікація руд за якістю

| Корисний компонент | Характеристика руд за сортами | | |
|-----------------------|-------------------------------|--------------------|-------------|
| | багаті | середньої цінності | бідні |
| Залізо | > 55% | 40 – 55% | 20 – 40% |
| Марганець | > 28 | 20 – 28% | < 20% |
| Титан: в ільменіті | > 15% | 10 – 15% | 5 – 10% |
| в рутилі | > 5% | 3 – 5% | 2 – 3% |
| Мідь | > 3% | 1 – 3% | 0,5 – 1% |
| Нікель | > 3% | 1 – 3% | 0,5 – 1% |
| Свинець | > 5% | 2 – 5% | 1 – 2% |
| Олово | > 0,5% | 0,2 – 0,5% | 0,1 – 0,2% |
| Молібден | > 0,3% | 0,1 – 0,3% | 0,05 – 0,1% |
| Вольфрам | > 0,5% | 0,2 – 0,5% | 0,1 – 0,2% |
| Кобальт | > 1% | 0,1 – 1% | 0,01 – 0,1% |
| Тантал | > 1% | 0,1 – 1% | 0,01 – 0,1% |
| Уран | > 1% | 0,1 – 1% | 0,01 – 0,1% |
| Золото | > 100 г/т | 10 – 100 г/т | 1 – 10 г/т |
| Платина | > 100 г/т | 10 – 100 г/т | 1 – 10 г/т |

Цінність руди дуже впливає на вибір способу розробки. При високій цінності руди допускає застосування вартісних способів розробки, які забезпечують мінімальні втрати руди у процесі видобування. Навпаки, у рудах невеликої цінності прагнуть застосовувати найбільш дешеві способи розробки, якщо навіть вони пов'язані з підвищеними втратами. Однак цінність руди не завжди характеризує економічний ефект, який можна отримати від розробки

родовища. Можливі випадки, коли розробка руд невеликої цінності завдяки легкості їх видобутку і переробки дає економічний ефект більший, ніж розробка багаті руди з важкими для видобутку умовами і вартісною переробкою.

Вимірниками цінності руди слугують наступні показники:

- валова цінність, яка визначається відпускнуою ціною металів, що містяться в 1 т руди;

- видобувна цінність – відпускна ціна металів, які вилучають з 1 т руди. Видобувна цінність менше валової за рахунок втрати частини металу в процесі переробки.

Показником цінності руди може слугувати також різниця між видобувною цінністю і витратами з видобутку і переробки 1 т руди до отримання з неї металу. Легко побачити, що ця різниця виражає чистий прибуток від реалізації 1 т видобутої руди. Величина чистого доходу слугує основним показником для визначення рентабельності підприємства, вибору системи розробки і для вирішення ряду інших техніко-економічних завдань гірничорудного виробництва. На різних ділянках одного і того ж родовища часто можуть бути присутні різні руди, як за вмістом корисних компонентів, так і за мінералогічним складом. Іноді вміст і склад руди змінюються за потужністю рудного тіла. Нерідко спостерігається зміна складу і вмісту руд в родовищі з глибиною, що пов'язане з зональністю. На деяких рудниках при видобуванні або первинній переробці виділяють сорти руди в залежності від вмісту в ній металу або шкідливих домішок, гранулометричного складу та інших ознак.

Іноді руду розділяють за цінністю в процесі розробки родовища, видобуваючи найбільш багату – першосортну частину, окремо від більш низькосортних. Таке видобування руд називається роздільним і дозволяє скорочувати витрати на подальшу переробку, так як дозволяє направляти багату руду безпосередньо в плавку і збагачувати тільки бідну руду. Іноді обидва сорти руд піддають збагаченню, але за різними схемами. Межа вмісту корисного компоненту, нижче якого руда даного родовища стає економічно не вигідною для видобування і переробки, називають **мінімальним промисловим вмістом**.

Так як мінімальний промисловий вміст забезпечує лише повернення зроблених витрат на видобування і переробку руди, то отримання накопичень, необхідних для розширеного відтворення, можливо за умови, якщо середній вміст металу у видобутої руди буде вище мінімального промислового. Тому вміст металу в усіх блоках, що підраховані та підлягають вийманню, має бути, як правило, вище мінімального промислового. Мінімальний промисловий вміст корисного компоненту

$$\alpha_{\min.p} = \frac{\sum Z_i}{C_m \cdot K_{\text{вил.кк}} \cdot k} \cdot 100, \% \quad (1.3)$$

де $\sum Z_i$ – сумарні витрати на видобуток и переробку 1 т руди, грн.;
 C_m – оптова ціна за 1 т корисного компоненту (металу) у концентраті, грн;
 $K_{\text{вил.кк}}$ – коефіцієнт вилучення корисного компоненту в концентрат;
 k – коефіцієнт, який враховує збіднення, що дорівнює відношенню вмісту корисного компоненту у видобутій руді до вмісту його у руді родовища.

Якщо оптові ціни встановлені на концентрат, то мінімальний промисловий вміст корисного компонента

$$\alpha_{\min.p} = \frac{\sum Z_i \cdot a_k}{C_o \cdot K_{\text{вил.кк}} \cdot k} \cdot 100, \% \quad (1.4)$$

де a_k – вміст корисного компонента у концентраті, %; C_o – оптова ціна концентрату з урахуванням його якості, грн.

Цінність руд визначається за *модулем цінності* – це відношення вмісту корисного компонента в масиві до мінімального промислового його вмісту

$$\beta = \frac{a}{\alpha_{\min.p}} \quad (1.5)$$

де a – вміст корисного компонента в руді, %.

За модулем цінності визначають цінність руди.

Для руд кольорових металів:

1. Бідні $\beta = 1 - 1,25$;
2. Середньої цінності $\beta = 1,26 - 2,9$;
3. Багаті $\beta > 3$.

Для залізних руд:

1. Бідні $\beta = 1 - 1,15$;
2. Середньої цінності $\beta = 1,16 - 1,28$;
3. Багаті $\beta > 1,29$.

Питання для самоконтролю

1. Дайте визначення корисній копалині, родовищу корисних копалин і рудному тілу.
2. Дайте загальну характеристику геологічним запасам.
3. Охарактеризуйте балансові запаси.
4. Що таке кондиція на мінеральну сировину?
5. Охарактеризуйте класифікацію запасів рудних родовищ.
6. Наведіть класифікацію рудних тіл за їх формою.
7. Охарактеризуйте рудні тіла ізометричної форми.
8. Опишіть рудні тіла стовпоподібної форми.
9. Охарактеризуйте рудні тіла пластоподібної форми.
10. Дайте визначення лінії простягання, куту падіння та потужності рудного тіла.
11. Наведіть класифікацію рудних тіл за кутом падіння.
12. Наведіть класифікацію рудних тіл за потужністю.
13. Наведіть класифікацію руд и порід за їх міцністю.
14. Дайте визначення стійкості, тріщинуватості і грудкуватості відбитої руди.
15. Дайте визначення розпушеності, злежуваності, самозайманню та обводненості руди.
16. Охарактеризуйте цінність руди.

1.2. ОСНОВНІ ПОЛОЖЕННЯ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ

Викладено основні положення підземної розробки рудних родовищ. Наведено поняття про стадії розробки і розкрита гірничорудна термінологія, подано розрахунки показників вилучення руди при видобуванні та порядок визначення втрат якості і збіднення руд.

Мета – сформулювати знання про основні положення підземної розробки рудних родовищ, з визначенням показників вилучення втрат якості та збіднення руд.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- користуватися гірничорудною термінологією;
- визначати порядок відпрацювання поверхів та блоків
- розраховувати показники вилучення руди при видобуванні;
- обчислювати втрати якості та збіднення руди.

1.2.1. Стадії розробки

Ефективна розробка родовища можлива за умови узгодження в часі трьох стадій підземної розробки: розкриття, підготовки та очисного виймання. **Розкриття** – це проведення розкриваючих гірничих виробок, які забезпечують доступ до родовища з поверхні. Виробками розкриття є: шахтні стволи, приствольні виробки, квершлагги, штольні, капітальні рудоспуски та ін., що слугують для транспортування видобутої корисної копалини та породи під землею на земну поверхню, для доставки людей, обладнання, матеріалів до робочих місць, для провітрювання гірничих виробок, відкачування води та інших цілей. **Підготовка або підготовчі роботи** – проведення виробок (штреків, підняттєвих, ортів) після розкриття родовища з метою створення умов для початку і подальшого впровадження очисного виймання. Підготовка родовища включає 2 етапи:

- **гірничо-підготовчі роботи** – проведення виробок з метою розподілу розкритої частини родовища на видобувні ділянки – поверхи, блоки, панелі, стовпи;

- **нарізні роботи** – проведення виробок, необхідних для виймання корисної копалини, на цих ділянках, тобто виймальну дільницю розділяють на окремі частини: підповерхи, шари, смуги, прирізки, уступи і камери, а також міжповерхові, міжкамерні та міжпанельні цілики.

Очисне виймання – це технологічний процес виймання руди з видобувної дільниці та підтримання очисного простору, який при цьому утворюється. Порядок очисного виймання залежить від стану очисного простору добувної дільниці під час розробки. Ця ознака найбільш повно відображає спільність та відмінність умов застосування різних систем розробки, особливості технології очисного виймання та техніко-економічні показники кожної системи. При

будівництві рудника всі стадії здійснюють послідовно, а у процесі його експлуатації – паралельно.

Планомірна та ефективна розробка родовища можлива за умови суворого ув'язування у часі та просторі розкриття, підготовки та очисного виймання і при забезпеченості рудника (шахти) достатніми запасами розкритої, підготовленої та готової до виймання корисної копалини. **Розкриті запаси** – це запаси руди в родовищі або його частині, що знаходяться вище горизонту їх підсікання розкривними виробками. **Підготовлені запаси** – частина розкритих запасів, в яких пройдені всі підготовчі виробки. **Готові до виймання запаси** – це частина підготовлених запасів, в якій пройдені всі нарізні виробки. Між зазначеними видами запасів встановлюють певне співвідношення: розкритих запасів повинно бути більше, ніж підготовлених, а підготовлених – більше, ніж готових до виймання. Для кожного рудника встановлюють нормативи (мінімальна кількість) кожного виду запасів на будь-який момент роботи рудника. Одиниця виміру нормативів – місяці (для розкритих запасів – роки) безперервної роботи шахти на цих запасах із заданою продуктивністю. Забезпеченість рудника розкритими запасами визначають виходячи з часу, необхідного для розкриття наступної ділянки або горизонту родовища. Орієнтовно мінімально допустимі нормативи забезпеченості в залежності від технології розробки родовища складають: для підготовлених запасів від 6 до 20 місяців, для готових до виймання – від 2 до 8 місяців.

Наявність достатньої кількості розкритих, підготовлених та готових до виймання запасів руди необхідно для того, щоб:

- по мірі відпрацювання одних добувних ділянок родовища своєчасно та планомірно розвивати видобуток руди на інших ділянках у кількості та з якістю, встановленими планом;
- мати резервні видобувні ділянки на випадок тимчасового припинення робіт з розкриття та підготовки або необхідності збільшення обсягу видобутку понад встановленого планом;
- мати запас часу для експлуатаційної розвідки та дренажу частин родовища, які вводять в експлуатацію.

1.2.2. Гірниче підприємство, шахтне поле і порядок розробки

Для розробки родовища корисних копалин, що найчастіше суміщають з розвідкою родовища та з переробкою видобутої корисної копалини, створюють **гірниче підприємство**. Найбільш поширеним типом гірничих підприємств є рудник. **Рудником** називають гірниче підприємство, котре здійснює розробку родовища на відведеній для нього земельній ділянці (гірничому відводі), яке складається з однієї або декількох виробничих одиниць – шахт, штолень, кар'єрів та різних поверхневих цехів. Рудник як підприємство має єдине адміністративно-технічне управління. **Шахтою** називають самостійну виробничу одиницю, що входить до складу рудника або гірничого підприємства, яка виконує підземний видобуток корисних копалин в межах відведеної для неї частини родовища. До шахти відносять наземні споруди та

підземні гірничі виробки, які призначені для розробки родовища. **Підземна гірнича виробка** – штучна порожнина, яка створена в надрах Землі. Підземні гірничі виробки, незалежно від наявності безпосереднього виходу на поверхню, мають замкнутий контур поперечного перерізу. Відповідно до положення у просторі розрізняють вертикальні, горизонтальні та похилі виробки. Схема розташування підземних гірничих виробок подано на рис. 1.10.

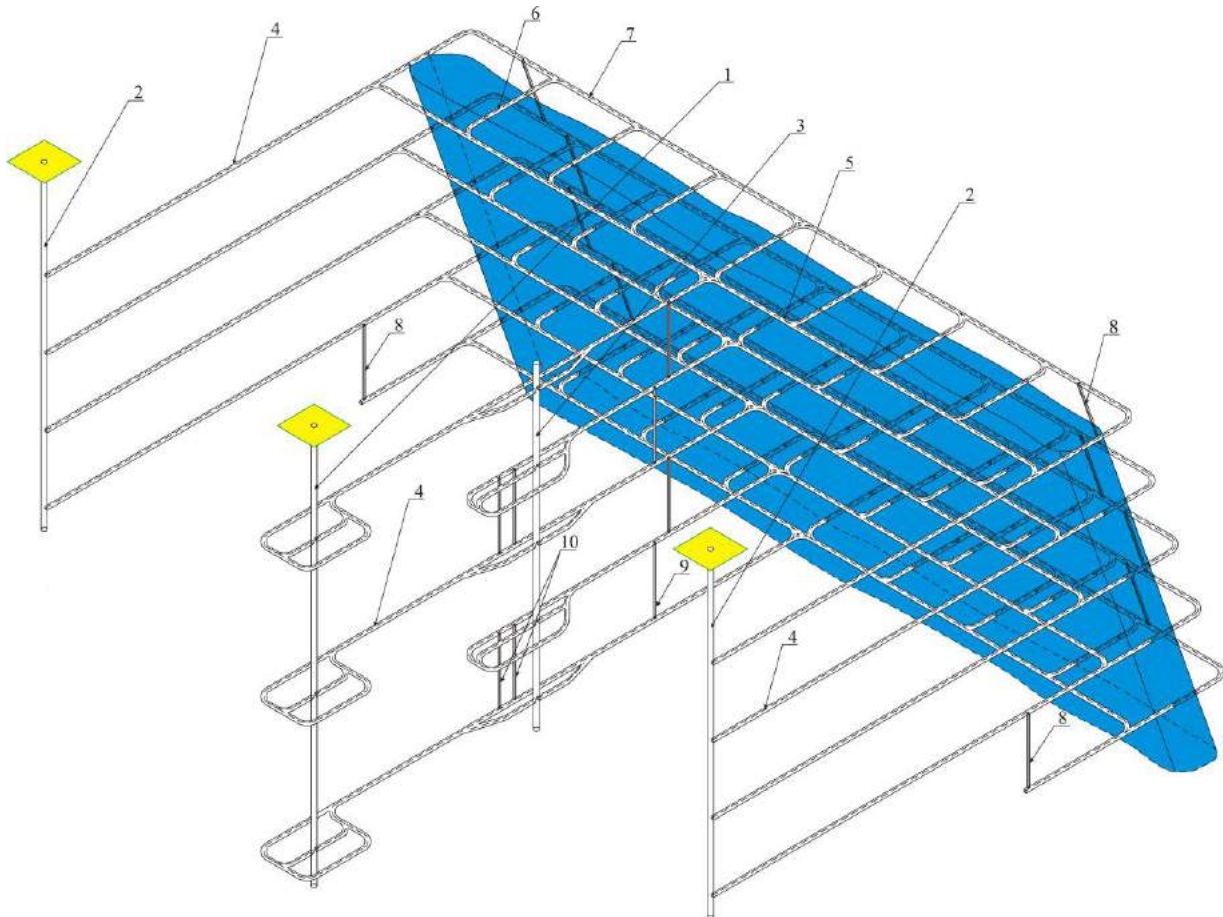


Рис. 1.10. Схема розташування підземних гірничих виробок: 1 – головний вертикальний ствол; 2 – фланговий вентиляційний ствол; 3 – вертикальний сліпий ствол; 4 – квершлаг; 5 – штрек лежачого боку; 6 – орт; 7 – штрек висячого боку; 8 – вентиляційний підняттєвий; 9 – ходовий підняттєвий; 10 – рудоперепускний та породоперепускний підняттєві

Вертикальний ствол – вертикальна гірнича виробка, що має вихід на земну поверхню і призначена для розкриття родовищ та обслуговування підземних гірничих робіт. Розрізняють головні та допоміжні стволи шахт. **Головний ствол** розташовують на центральному майданчику шахти і призначений для підйому на поверхню корисної копалини, **допоміжний** – для транспортування людей, пустих порід, обладнання, матеріалів та інше. Допоміжний ствол може бути також вентиляційним – для подачі у шахту свіжого повітря або видачі відпрацьованого. Такі стволи можуть розташовуватися на центральній промисловій площадці та на флангах шахтного поля (флангові стволи).

Вертикальний сліпий ствол – вертикальна підземна виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню та призначена для обслуговування нижніх горизонтів. Розрізняють розвідувальні та експлуатаційні вертикальні сліпі стволи. Розвідувальні сліпі стволи проходять з діючого горизонту для розвідки та розкриття нижчих горизонтів родовища. Експлуатаційні сліпі стволи обладнають механічним підйомом та використовують для видачі корисної копалини з нижчих горизонтів, а також спуску і підйому людей та різних вантажів, провітрювання, водовідливу та іншого.

Підняттявий – вертикальна або крутопохила виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню та слугує для перепуску корисних копалин або породи, доставки закладних та інших матеріалів з одного горизонту на інший, пересування людей, вентиляції, прокладки трубопроводів та електрокабелів, а також для розвідувальних цілей. У залежності від призначення підняттявий проводять по корисній копалині або пустим породам, обладнують одним, двома або трьома відділеннями (для корисної копалини, породи, сходових ходів і т.д.).

Шурф – вертикальна (рідше похила) гірнича виробка (частіше прямокутного перетину), яка проведена з поверхні землі для пошуку та розвідки корисних копалин, а також для інженерно-геологічних і гідрогеологічних досліджень. Розвідувальні шурфи слугують для вивчення умов залягання та літологічного складу порід під основою запроектованої споруди, ступеня їх збереження і стійкості, для відбору проб (монолітів) порід у стані природної вологості й порушеної структури. Експлуатаційні шурфи призначені для вентиляції шахт, водовідливу, транспортування матеріалів, спуску та підйому людей. На відміну від шахтних стволів експлуатаційні шурфи мають глибину до 150 м, оснащені легким допоміжним підйомом, використовують головним чином для провітрювання.

Похилий ствол – похила гірнича виробка, яка має вихід на земну поверхню та призначена для ти же цілей, що і вертикальний шахтний ствол.

Похилий сліпий ствол – похила гірнича виробка, яка не має вихід на земну поверхню і призначена для ти же цілей, що і вертикальний сліпий ствол.

Уклон – похила гірнича виробка, яка не має безпосереднього виходу на денну поверхню і призначена для підйому корисної копалини з нижнього горизонту на верхній механічним способом.

Бремсберг – похила гірнича виробка, яка не має безпосереднього виходу на денну поверхню та призначена для спуску корисної копалини з верхнього горизонту на нижній механізованим способом. У рудній промисловості термін «бремсберг» зазвичай не застосовують, відповідну виробку називають похилим підняттявим.

Штольня – підземна гірнича виробка, яка має безпосередній вихід на земну поверхню, проведена на місцевості зі складним рельєфом горизонтально або з незначним підйомом. Штольні бувають розвідувальні та експлуатаційні (для розробки родовища). Крім того, розрізняють відкотні, вентиляційні та водовідливні штольні.

Квершлаг – горизонтальна підземна гірнича виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню та пройдена вхрест простягання покладу по пустим породам. Призначений для розкриття пластів та покладів корисних копалин, транспортування вантажів, пересування людей, вентиляції, відведення підземних вод з шахти. Залежно від призначення та розташування розрізняють квершлагів блокові, головні, панельні, проміжні, дільничні, флангові, поверхові.

Штрек – горизонтальна гірнича виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню та проведена за простяганням крутоспадного або похилого родовища чи в будь-якому іншому напрямку при горизонтальному та пологому заляганні корисної копалини. Штрек, що пройдений по пустим породам називають – польовим. Залежно від призначення штреки поділяють на відкотні та вентиляційні.

Орт – горизонтальна гірнича виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню та проведена вхрест простягання покладу корисної копалини безпосередньо в межах самого покладу.

Збійка – підземна вертикальна, похила або горизонтальна виробка, яку проводить між двома виробками та замикає контур прямокутного провітрювання підземних виробок.

Дучка – коротка вертикальна або похила гірнича виробка, яка призначена для випуску з очисного простору відбитої або обваленої руди на нижче розташований транспортний горизонт.

Камера – очисна виробка значних розмірів (при камерних або камерно-стовпових системах розробки корисних копалин з вибоєм невеликої довжини), яка обмежена з боків масивом або ціликами, або гірнича виробка, що має при порівняно великих поперечних розмірах невелику довжину та призначена для розміщення обладнання, матеріалів та інвентаря або для санітарних та інших потреб.

Шнур – гірнича виробка, яка проведена процесом вибурювання з діаметром < 85 мм та глибиною до 5 м.

Штанговий шнур – гірнича виробка, яка проведена процесом вибурювання з діаметром 50 – 85 мм та глибиною 5 – 20 м.

Свердловина – гірнича виробка, яка проведена процесом вибурювання з діаметром > 85 мм та глибиною > 5 м.

Рудник включає **гірничий відвід** – частина надр, надану йому для розробки родовища, а також наземні споруди, сукупність підземних гірничих виробок, гірничі машини та комплекси, енергетичні установки та колектив трудящих, який забезпечує підземний видобуток руди. Балансові запаси, які входять до гірничого відводу та підлягають відпрацюванню рудником називають **рудниковим полем**. Рудникове поле найчастіше включає в себе все родовище, а не його частина. Рудникове поле може складатися з декількох шахтних полів або з одного шахтного поля. В останньому випадку поняття рудник і шахта збігаються. У разі, коли рудникове поле складається з декількох шахтних полів, то останні мають між собою кордони, іменовані межі шахтного поля.

Шахтним полем називають частину родовища, яку відведено шахті для розробки корисної копалини (рис. 1.11). Відповідно можуть бути поля рудника і штольні. Розміри шахтних полів у кожному конкретному випадку визначають виходячи з техніко-економічних міркувань. При цьому порівнюють суми капітальних і експлуатаційних витрат на 1 т видобутку при різних розмірах шахтного поля. Кожне шахтне поле характеризується довжиною і шириною для горизонтальних та пологих покладів, а для похилих та крутоспадних – довжиною за простяганням та глибиною. Довжина шахтних полів за простяганням для потужних та середньої потужності родовищ, становить 0,6 – 1,2 км з річною потужністю шахти $A_p \leq 1,5$ млн т на рік, близько 1,2 – 2,5 км – з $A_p = 1,5 - 3$ млн т на рік та 2,5 – 5 км – з $A_p > 3$ млн т на рік. Залежно від ступеня розвідки родовища, потреби у корисному компоненті, розміру капітальних витрат та строків уведення шахт в експлуатацію розробку шахтних полів, які входять до складу одного рудника, ведуть послідовно, одночасно або змішано. Порядок розробки шахтних полів у певній мірі умовний.

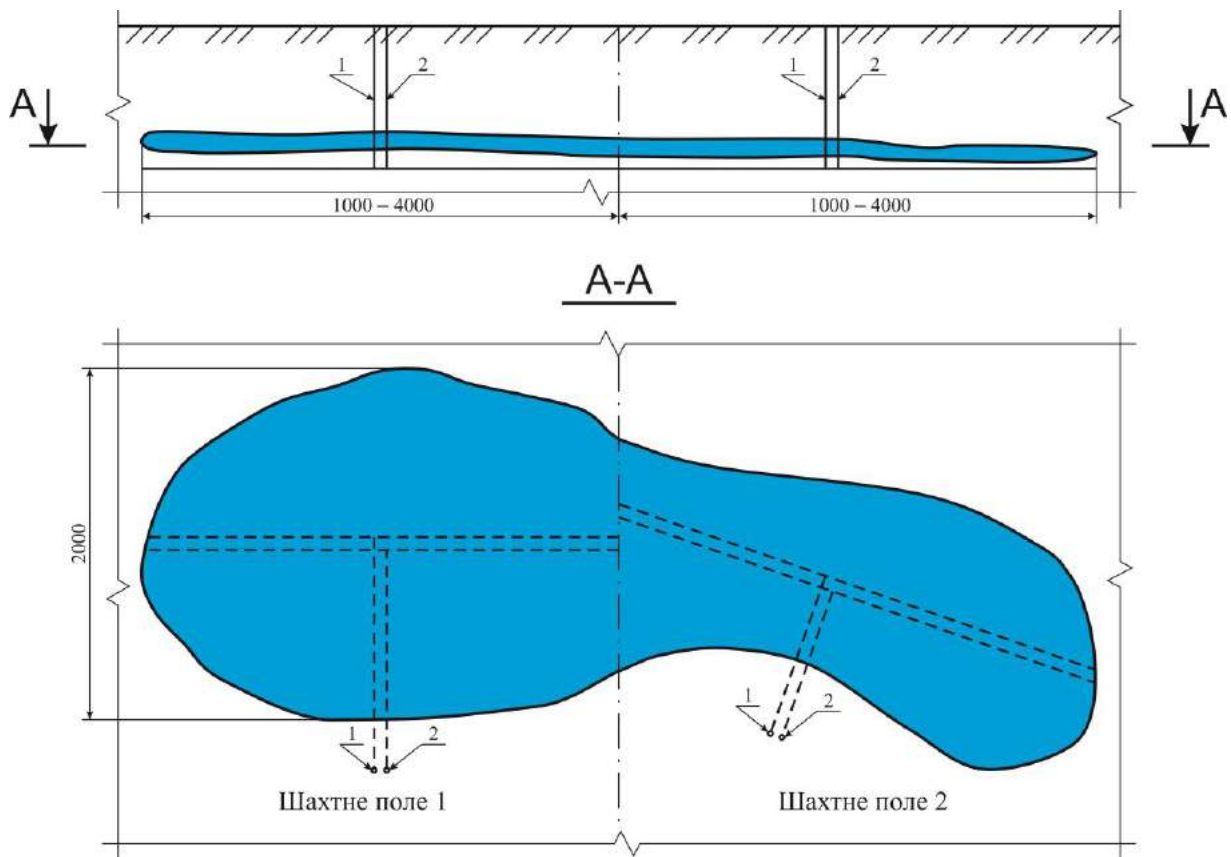


Рис. 1.11. Розподіл рудникового поля пологого родовища на два шахтних поля: 1 – головний ствол; 2 – вентиляційний ствол

Послідовну розробку шахтних полів застосовують для жильних родовищ золота, рідкісних та благородних металів, а також у тих випадках, коли розробка родовища пов'язана з великими капіталовкладеннями та тривалим терміном експлуатації. Також послідовну розробку застосовують при розробці горизонтальних родовищ, що поширюються на велику площу.

Одночасну розробку шахтних полів застосовують, коли до складу рудникового поля входять потужні поклади з великими запасами корисних копалин, розробка яких може здійснюватися окремими шахтними полями протягом декількох десятків років.

Змішану розробку проводять, коли шахтні поля вводять в експлуатацію послідовно по мірі закінчення розвідки нових ділянок, а розробляють одночасно або коли одна група шахтних полів включається у розробку одночасно, а інша послідовно, після закінчення розробки першої.

Визначення оптимальних розмірів шахтного поля є складним техніко-економічним завданням, яке вирішують за рахунок порівняння декількох варіантів. Щоб встановити, який з варіантів буде економічно вигідним, необхідно по кожному варіанту підрахувати капітальні витрати на розкриття родовища, створення поверхневих споруд та експлуатаційні витрати на транспортування руди та обслуговуванню комплексу поверхневих споруд. Порівняння сум цих витрат показує, який з варіантів є більш доцільним. Точність подібного роду розрахунків складає близько 10 – 15%, тому варіанти, за якими витрати змінюються в зазначених межах, можна вважати рівноцінними. При порівнянні варіантів користуються укрупненими вартісними нормами.

У великих гірничорудних районах створюють потужні підприємства зі значною продуктивністю та значною довжиною шахтних і рудникових полів. Це пов'язано з тим, що перевагою великого гірничого підприємства зі значною довжиною рудникового поля дозволяє знизити собівартість видобутку руди у кілька разів, ніж при невеликій довжині шахтних полів.

1.2.3. Панель, стовп, поверх, блок

Видобуток руди у межах усього шахтного поля починати відразу не можна, це пов'язано з тим, що шахтне поле має значні розміри та великі запаси руди. Тому шахтне поле ділять на більш дрібні частини, в межах яких в подальшому розпочинають видобуток.

При розробці горизонтальних та пологих родовищ шахтне поле ділять умовними кордонами або у результаті гірничо-підготовчих робіт штреками на панелі, а панелі на стовпи, у межах яких ведуть видобування руди. **Панель** – частина шахтного поля горизонтального, пологого або слабо похилого рудного тіла, обмежена за падінням або підняттям головними штреками (відкотним та вентиляційним) або одним головним штреком та однією з меж шахтного поля за падінням (підняттям), а за простяганням – границями з сусідніми полями або однією з цих меж та меж шахтного поля за простяганням. Зазвичай довжина панелі дорівнює величині шахтного поля і має довжину до 600 м і більше, а ширина становить 50 – 300 м. **Стовп** – це частина масиву руди обмежена з чотирьох сторін підготовчими виробками. Ширина стовпа у більшості випадків коливається у межах 15 – 100 м (рис. 1.12).

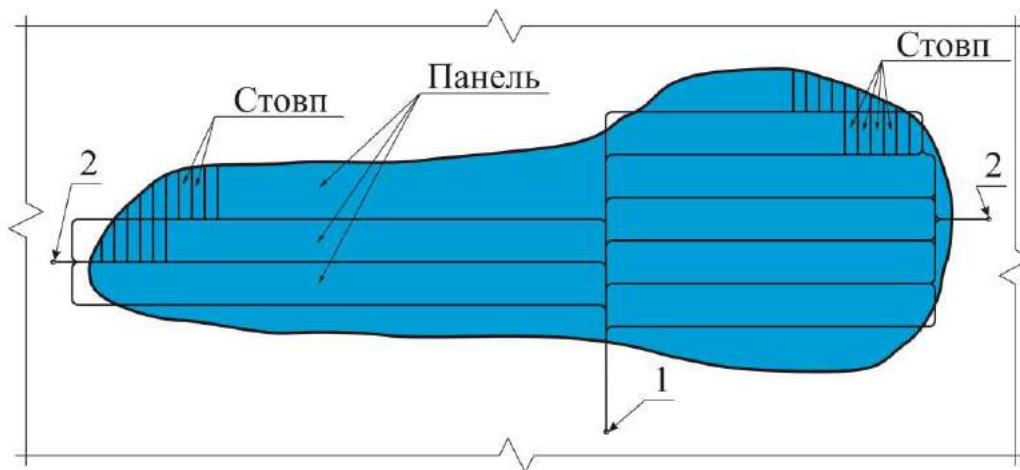


Рис. 1.12. Розподіл горизонтального родовища на панелі та стовпи: 1 – головний ствол; 2 – вентиляційний ствол

При розробці крутоспадних та похилих родовищ шахтне поле ділять на поверхи, а поверхи на блоки. **Поверх** – частина шахтного поля, що обмежена за простяганням розмірами шахтного поля, а за падінням – штреками. Піднятковими виробками поверхи ділять на блоки, які вводять у розробку в певній послідовності. Таким чином, **блок** – частина родовища у межах поверху, яка має прямокутну форму і являє собою самостійну виймальну ділянку (рис. 1.13).

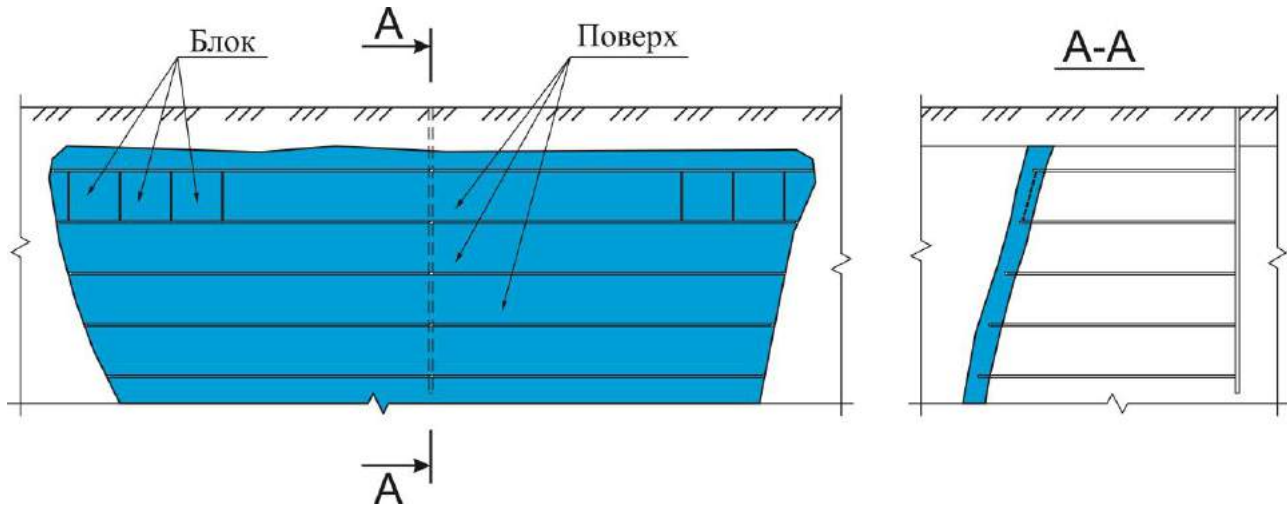


Рис. 1.13. Розподіл крутоспадного родовища на поверхи та блоки

При камерних системах розробки, які відносять до класу систем з відкритим очисним простором, блок включає в себе камеру, міжкамерні цілики та міжповерховий цілик (стеліну). При камерних системах розробки із закладанням очисна камера є блоком. Основними параметрами блоку є його довжина, ширина та висота. Довжину блоків змінюють у межах 30 – 100 м та визначають за умови транспортування руди в їх межах, а також стійкістю камери, яка створюється у блоці в процесі виймання руди. Ширина блоку

залежить від потужності покладу, а висота дорівнює висоті поверху. При потужності до 25 м ширина блоку дорівнює потужності покладу, а при потужності понад 25 м, блок розташовують вхрест простягання де його ширина приймається залежно від інженерних міркувань. Нерідко у межах поверху проводять проміжні підповерхові виробки (штреки), які ділять поверх на підповерхи (верхній, нижній, середній). Отже, *підповерх* – частина поверху, яка дорівнює його довжині, а за падінням обмежена проміжними (підповерховими) штреками. Верхніми границями поверху є поверхові або відкотні штреки, кількість яких залежить від потужності родовища. Таким чином, поверх являє собою частину шахтного поля, обмежену за падінням відкотними штреками, а за простяганням – границями шахтного поля. Одним з основних параметрів поверху є його висота.

1.2.4. Порядок відпрацювання поверхів і блоків

Відпрацювання поверхів по вертикалі ведуть, як у *висхідному*, так і в *низхідному* порядку. Висхідний порядок відпрацювання поверхів зустрічається вкрай рідко і скоріш є винятком для деяких жил або родовищ, які залягають неглибоко. У більшості випадків при розробці рудних родовищ застосовується низхідний порядок, тобто першим відпрацьовують поверх, розташований найближче до поверхні, потім наступний за ним і так далі у напрямку зверху до низу. Такий порядок відпрацювання поверхів дозволяє скоротити час до початку розробки і вести додаткову розвідку родовища в глибину при його експлуатації. Зазвичай у розробці одночасно задіяно 3 поверхи. В одному з них ведуть роботи з видобутку руди, у вище лежачому допрацьовують решту запасів, а нижній поверх розкривають та підготовлюють. Такий порядок є нормальним. У силу того, що на верхніх поверхах тимчасово залишають невідпрацьовані ділянки з більш бідними рудами або блоки з важкими умовами розробки нормальний порядок відпрацювання поверхів порушується. Це призводить до переходу на нижні поверхи та відпрацювання блоків з багатою рудою. В цьому випадку роботи з видобування руди можуть розтягнутися за падінням на п'ять-шість та більше поверхів. Кількість поверхів, які розробляють одночасно, зазвичай залежить від системи розробки, яка застосовується, та ухваленою річною продуктивністю рудника (шахти). Разом з тим не завжди гірничо-технологічні умови дозволяють вести видобувні роботи на кількох поверхах.

Для проведення очисних робіт поверх ділять на блоки, які вводять у розробку в певному порядку. Застосовують чотири схеми послідовності відпрацювання блоків у поверхсі: наступаюча, відступаюча, комбінована та відпрацювання одночасно за всім простяганням родовища.

Наступаюче відпрацювання блоків здійснюють від шахтного ствола до меж шахтного поля, тобто відпрацювання починають у блоках, що розташовані ближче до підйомного ствола. При такому порядку відпрацювання, проведення відкотного штреку здійснюють одночасно з розвитком очисного видобування у блоках, дещо випереджуючи його. Кількість блоків, які одночасно

розроблюють і визначається необхідним обсягом видобутку. Причому блоки вводять у роботу послідовно, по одному або по мірі відпрацювання початих, або групами по 2 – 3 блока та більше. Умови застосування наступаючого відпрацювання доцільно: у шахтних полях великої довжини, коли необхідно прискорити введення поверху в експлуатацію та розвиток робіт з видобування корисних копалин; у стійких рудах та бокових породах; при фланговому розташуванні вентиляційних стволів.

Відступаюче відпрацювання блоків має порядок, зворотній вищенаведеному. Очисні роботи починають біля меж шахтного поля після проведення відкотного штреку. Число одночасно працюючих блоків залежить від діючої продуктивності рудника. Використання відступаючого відпрацювання доцільно при: невеликих шахтних полях; нестійких рудах та бокових породах; центральному розташуванні головного і вентиляційного стволів. Застосування відступаючого відпрацювання застосовують при наявності нестійкої руди та бокових порід, що обумовлено зниженням витрат на підтримку виробок основного горизонту у зв'язку з їх погашенням при відпрацюванні блоків у напрямку від флангу до центру. Збільшення гірського тиску у виробках основного горизонту відбувається в результаті виймання руди у самому блоці.

Комбіноване відпрацювання блоків представляє поєднання двох попередніх схем у наступних варіантах:

- наступаюче відпрацювання ведуть допоки не завершують проведення основного відкотного штреку до меж шахтного поля, а далі ведеться як наступаюче, так і відступаюче відпрацювання;
- наступаюче та відступаюче відпрацювання починають одночасно після проведення відкотного штреку до меж шахтного поля;
- одне крило шахтного поля (наприклад, довге крило – відпрацьовує у наступаючому порядку, а інше – коротке крило або з менш стійкими породами – у відступаючому порядку).

Комбіноване відпрацювання у певних умовах використовує переваги наступаючого та відступаючого відпрацювання.

Відпрацювання поверху одночасно по всьому простяганню родовища здійснюють, коли у поверсі ведуть одночасне відпрацювання всіх блоків.

У практиці розробки рудних родовищ мають місце такі технологічні схеми відпрацювання руди у межах блоку: висхідна, низхідна, комбінована, вхрест простягання і за простяганням на всю потужність рудного тіла.

Висхідний порядок відпрацювання. При цьому порядку очисні роботи у блоці починають від виробок основного відкотного горизонту та поступово посуваються до виробок вище лежачого горизонту, тобто відпрацювання блоку здійснюють знизу вгору. Такий порядок відпрацювання руди у блоці застосовують при системах із закладанням, з магазинуванням руди, з кріпленням та ін.

Низхідний порядок відпрацювання. У даному випадку відпрацювання блоку починають від виробок вентиляційного горизонту та поступово знижуючись досягає виробок відкотного горизонту. При цьому порядку відпрацювання,

очисний простір залишають відкритим або заповнюють пустою породою. Такий порядок відпрацювання руди застосовують при системах шарового обвалення, підповерхового обвалення та ін.

Комбіноване відпрацювання руди у блоці. На практиці є два різновиди цього порядку: відпрацювання руди у блоці проводить одночасно у двох напрямках – від центру до флангів; у межах одного блоку камери першої черги відпрацьовують у висхідному порядку, а камери другої черги – у низхідному порядку.

Відпрацювання руди вхрест простягання застосовують при відпрацюванні покладів потужністю більше 25 м за допомогою камерних систем розробки.

Відпрацювання руди за простяганням на всю потужність рудного тіла. Такий порядок відпрацювання руди у блоці застосовують у горизонтальних або пологих родовищах з витриманими елементами залягання. Управління гірським тиском здійснюють залишенням у виробленому просторі ціликів, встановленням кріплення, заповненням виробленого простору обваленими породами висячого боку або покрівлі. Зазначений порядок відпрацювання руди застосовують при суцільній та камерно-стовповій системах розробки.

1.2.5. Експлуатаційна розвідка та опробування руд

Експлуатаційну розвідку ведуть одночасно з розробкою родовища у поверхах і блоках, які підлягають введенню в експлуатацію з метою уточнення даних, які були отримані при геологічній розвідці. Експлуатаційна розвідка включає проведення гірничих виробок, буріння свердловин та відбір проб руди для аналізу. Для експлуатаційної розвідки використовують гірничі виробки, що призначені для розкриття та підготовки родовища. В свою чергу розвідувальні виробки повинні мати такі розміри і так розташовуватися, щоб згодом їх можна було використовувати для розкриття, підготовки або для допоміжних цілей. Бурінням свердловин уточнюють контури рудних тіл на нових горизонтах, а іноді й на горизонтах, які розробляють, якщо крім основного рудного тіла є паралельні або «сліпі» рудні тіла. Гірничими виробками квершлагами, ортами, штреками, піднятковими розвідають рудні тіла на розкритих поверхах.

Як при експлуатаційній розвідці, так і в процесі проведення підготовчих виробок і очисного виймання, ведуть опробування руд для встановлення вмісту корисних компонентів та шкідливих домішок, а також для виявлення меж промислового зруднення, урахування втрат та збіднення руд при видобуванні.

Розрізняють опробування: розвідувальних, підготовчих та очисних виробок (опробування в масиві); розвідувальних та експлуатаційних свердловин (керна, бурового шламу); видобутої руди.

Опробування включає наступні операції: відбір проби, її підготовку (подрібнення та зменшення) й аналіз.

Опробування руди в масиві у вибої здійснюють різними методами, які обирають з урахуванням особливостей руди, вмісту й розподілу в ній корисних компонентів та цілей, для яких відбирають пробу.

Точкове опробування полягає у відборі у вибої за певною сіткою (зазвичай квадратної або прямокутної) у кутах або середині її кусків руди, з яких складається загальна проба.

Борозенне опробування полягає у вийманні на поверхні вибою борозен-канавок шириною від 15 до 200 мм й глибиною від 10 до 100 мм. Вибір ширини, глибини борозен та відстані між ними залежить від рівномірності розподілу в руді корисних компонентів та її міцності. Чим нерівномірний розподіл корисних компонентів, тим ширше роблять борозни або тим ближче їх розташовують одну від одної. Напрямок борозен повинен збігатися з напрямком найбільших коливань якісного складу руди. Відстань між борознами зазвичай змінюється від 1 до 5 м, маса проби з 1 м борозни від 1 до 4 кг. Такий спосіб опробування руд на практиці набув найбільшого поширення.

Опробування задиркою полягає у відбиванні тонкого (5 – 10 см) рівного шару руди від поверхні вибою, покрівлі, боків або підосви виробки.

При *валовому опробуванні* у пробу надходить вся відбита гірська маса від проведення виробки або її частина через певні інтервали (кожна п'ята або десята лопата). Такий спосіб опробування при експлуатаційній розвідці застосовують набагато рідше.

Опробування свердловин та шпурів для аналізу здійснюють відбором кернів (з бурових свердловин) або бурового шламу зі шпурів та експлуатаційних свердловин. Для збору бурового шламу застосовують спеціальні пристосування. Маса проби з 1 м шпурію діаметром 32 мм становить 2 – 2,5 кг. Інтервали між пробами 2 – 5 м.

Опробування видобутої руди проводять наступними методами.

Опробування методом вичерпування застосовують у вибоях після відбивання руди. Для цього на відбиту руду накладають мотузяну сітку та з середини її квадратів відбирають порції певної маси, що становлять загальну пробу. Якщо у точці відбору зустрічаються куски, то від них молотком відбивають куски, відповідно прийнятої масі часткових проб.

Опробування руди з рудничних вагонеток здійснюють шляхом відбору невеликих порцій з поверхні руди у двох-п'яти точках. Загальна маса проби з однієї вагонетки становить 1 – 2 кг. Зазвичай апробують не всі вагонетки, а кожену другу, третю, десятую і т.д. у залежності від рівномірності вмісту корисних компонентів у руді. Проби з вагонеток відбирають у приствольному дворі, біля центральних рудоспусків або на поверхні. Так як за бирками відомо місце, де завантажувалася кожна вагонетка, такий метод опробування дозволяє визначати вміст корисних компонентів та шкідливих домішок не тільки по руднику (шахті) у цілому, але і по окремим рудним тілам, поверхам, блокам за будь-який проміжок часу.

Опробування руди у залізничних вагонах здійснюють аналогічно попередньому, але з більшого числа точок на поверхні руди за певною сіткою. Маса проби з вагону повинна бути не менше 0,1 кг на 1 т руди. Опробування з вагонів дає достовірні результати, але воно не може характеризувати вміст корисних компонентів та шкідливих домішок за окремими рудними тілами, поверхами, блокам. Тому вагонне опробування використовують тільки для

контролю роботи рудника у цілому та для розрахунків зі споживачами руди.

Іноді проводять *опробування руди з відвалів* поточного видобутку на поверхні або старих відвалів. Опробування ведуть борознами через певні інтервали, шурфами або точковим методом.

1.2.6. Втрати руди в процесі видобутку

У процесі розробки родовища частина його запасів втрачається – залишається у надрах не видобутою або надходить на поверхню у відвали разом з породою. Втрати 2 – 3% розвіданих запасів неминучі майже при будь-якому способі розробки. Зазвичай втрати у процесі розробки становлять 20%, іноді сягають 50% та навіть більше. Крім кількісних втрат, при видобуванні найчастіше відбуваються якісні втрати – зниження якості видобутої корисної копалини внаслідок домішування до нього пустих або бокових порід, що мають непромисловий вміст корисного компонента. Як кількісні, так і якісні втрати негативно впливають на економічні показники розробки родовищ.

Кількісні втрати спричиняють зростання витрат на розвідку, збільшення амортизації, капітальних витрат та витрат на підготовку та очисне виймання, а також призводять до недоотримання прибутку від втраченої частини корисної копалини. Крім безпосереднього економічного збитку, втрати ведуть до скорочення терміну існування рудника і необхідності дострокового вкладення коштів у будівництво нового рудника (шахти) або розкриття та підготовку нового поверху. При розробці корисних копалин, схильних до займання або самозаймання, втрати можуть бути причиною виникнення рудникових пожеж. Застосування методів та систем розробки з підвищеними кількісними втратами буває виправдано зниженням собівартості видобутку або якісних втрат.

Необхідно мати на увазі, що якісні втрати при видобутку призводять до економічних збитків для підприємства не менше а ніж кількісні втрати. Цей збиток виражається у непродуктивних витратах на транспортування домішаної породи та переробку її на збагачувальній фабриці або металургійному заводі; зниження виробничої потужності переробних підприємств по кінцевій продукції (концентрату, металу) та нерідко – погіршенні якості цієї продукції. У підсумку якісні втрати при видобутку призводять до недоотримання підприємством прибутку, найчастіше у великих розмірах.

Оскільки кількісні та якісні втрати у процесі розробки між собою взаємопов'язані, то припустиму величину тих та інших витрат необхідно визначати спільним техніко-економічним розрахунком.

1.2.7. Класифікація та врахування втрат

Визначення оптимальної повноти вилучення запасів корисних копалин з надр неможливо без правильно поставленого обліку та контролю втрат у процесі видобутку. Достовірний і надійний облік вимагає раціонального групування, тобто класифікації видів втрат за певними ознаками.

Існує Єдина класифікація втрат твердих корисних копалин під час розробки родовищ та прийнята всіма гірничодобувними підприємствами. В основу її покладено дві ознаки: стан втраченої корисної копалини та місцезнаходження втрат. Згідно з цією класифікацією всі види втрат твердих корисних копалин під час розробки родовищ поділяють на 2 самостійних класи, які окремо та по-різному враховують.

I клас – загальношахтні (загальнорудничні, загальнокар’єрні, загальнокопальневі) втрати. До них відносять втрати корисних копалин в охоронних ціликах навколо гірничо-капітальних виробок, по границям гірничого відводу, під гірничотехнічними спорудами, комунікаціями, будівлями і т.д.

II клас – експлуатаційні втрати. До них відносить втрати, що відбуваються безпосередньо у процесі розробки.

За станом залишеної у надрах (втраченої) корисної копалини клас експлуатаційних втрат поділяють на 2 групи:

- група А – втрати корисної копалини у масиві;
- група Б – втрати відокремленої від масиву (відбитої) корисної копалини.

Такий розподіл відображає також стадію виробничого процесу, на якій відбулися втрати – підготовка для групи А, очисне виймання для групи Б, а також економічну сторону – величину витрат, вкладених у втрачені запаси.

У групі А виділяють 8 основних видів втрат за місцем їх утворення.

1. У недопрацьованій частині ціликів у підготовчих виробок.
2. У ціликах всередині добувної дільниці.
3. У лежачому, висячому боках (у подошві, покрівлі) по верхній і нижній границям контурів рудного тіла (покладу, пласту).
4. Між добувними шарами.
5. У місцях виклинювання і на флангах рудного тіла (покладу, пласту).
6. У підроблених частинах рудного тіла.
7. У ціликах пожежних, затоплених, аварійних ділянок.
8. У ціликах у геологічних порушень.

У групі Б виділяють 4 види втрат також за місцем їх утворення.

1. У підготовчих та очисних вибоях при спільному вийманні та перемішуванні корисної копалини з пустими породами.
2. Втрати залишеної у виробленому просторі відбитої корисної копалини.
3. У місцях обвалень, завалів, у пожежних, затоплених ділянках.
4. У місцях навантаження, розвантаження, складування та сортування, на транспортних шляхах гірничого підприємства. Втрати цього виду, як правило, дуже невеликі, проте вони присутні при видобуванні будь-яких корисних копалин і майже на кожному гірничому підприємстві.

Втрати всіх видів, за винятком ненормованих сьомого і восьмого видів групи А і третього виду групи Б, поділяють на нормативні, тобто визнані неминучими або виправданими, і фактичні.

На гірничих підприємствах застосовують 2 основні методи визначення величини втрат.

Прямий метод, заснований на безпосередніх вимірах величини втрат за видами у процесі (або після) їх утворення

$$P = P_1 + P_2 + \dots + P_n, \text{ т}, \quad (1.6)$$

де P_1, P_2, \dots, P_n – величина втрат відповідно за видами, т.

Непрямий метод, заснований на визначенні втрат розрахунковим шляхом, за різницею між величиною погашених балансових запасів та кількістю вилученої (фактично видобутої) корисної копалини

$$P = A_{n.бал} - A_{вид}, \text{ т}, \quad (1.7)$$

де $A_{n.бал}$ – величина погашених балансових запасів, т; $A_{вид}$ – кількість фактично видобутої корисної копалини.

Непрямий метод в порівнянні з прямим має такі недоліки: низька достовірність; можливі відносні помилки у визначенні величини втрат непрямим методом можуть сягати до 50% і більше; дозволяє визначати тільки сумарні втрати і до того ж на порівняно великі проміжки часу; визначення величини втрат за окремими видами та місцем їх виникнення практично неможливо; неможливо нормування величини втрат за окремими видами, системами розробки, добувними блоками; застосування непрямого методу ускладнює контроль за правильністю звітних даних по втратах і може містити безпідставні списання, що не підтвердилися, балансових запасів у великих кількостях.

Прямий метод не має цих недоліків, але застосування його пов'язано з деяким збільшенням витрат праці за вимірами і розрахунками. Однак їх у повній мірі виправдовують з високою вірогідністю, оперативністю прямого методу та можливістю на його основі нормувати величину втрат і вживати своєчасні заходи щодо усунення наднормативних втрат.

Тому рекомендують застосовувати, як правило, прямий метод визначення втрат, а непрямий тільки як виняток, коли застосування прямого методу з будь-яких причин неможливо.

1.2.8. Показники вилучення руди при видобуванні

Геологічні запаси родовища руди

$$A_{геол} = A_{бал} + A_{заб}, \text{ т}, \quad (1.8)$$

де $A_{бал}$ – балансові запаси, т; $A_{заб}$ – забалансові запаси, т.

Балансові запаси:

– для пологих та горизонтальних родовищ

$$A_{бал} = S \cdot m \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (1.9)$$

– для похилих та крутоспадних родовищ

$$A_{бал} = \frac{L \cdot H \cdot m \cdot \gamma_p}{\sin \alpha} = L \cdot H \cdot m_c \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (1.10)$$

де S – площа родовища, м²; m – нормальна потужність рудного тіла, м; m_c – горизонтальна потужність рудного тіла, м; L – довжина родовища за простяганням, м; H – вертикальна висота рудного тіла, м; α – кут падіння рудного тіла, град; γ_p – щільність руди в масиві, т/м³.

Промислові запаси

$$A_{\text{пром}} = A_{\text{бал}} - P_{\text{проект}}, \text{ т}, \quad (1.11)$$

де $P_{\text{проект}}$ – проектні втрати, які в середньому дорівнюють 10 – 15% від балансових запасів, т.

Видобувні запаси

$$A_{\text{вид.з}} = A_{\text{пром}} - P_{\text{експл}}, \text{ т}, \quad (1.12)$$

де $P_{\text{експл}}$ – експлуатаційні втрати, обирають з табл. 1.5 та визначають від промислових запасів.

Таблиця 1.5

Припустимі експлуатаційні втрати для руди різної цінності

| Якість руди | Припустимі експлуатаційні втрати, % |
|--------------------|-------------------------------------|
| Багаті | 2 – 5 |
| Середньої цінності | 5 – 20 |
| Бідні | 20 – 50 |

Коефіцієнт втрат руди – це відношення кількості втраченої під час видобування руди до промислових її запасів:

$$K_{\text{втр.р}} = \frac{P_{\text{експл}}}{A_{\text{пром}}}, \quad (1.13)$$

але

$$P_{\text{експл}} = A_{\text{пром}} - A_{\text{вид.з}}, \text{ т},$$

то

$$K_n = \frac{A_{\text{пром}} - A_{\text{вид.з}}}{A_{\text{пром}}} = 1 - \frac{A_{\text{вид.з}}}{A_{\text{пром}}},$$

де $K_{\text{вид.р}} = \frac{A_{\text{вид.з}}}{A_{\text{пром}}}$ – коефіцієнт видобутку руди.

1.2.9. Визначення втрати якості та збіднення руд

В процесі видобування промислової руди до неї часто домішується деяка кількість пустої породи. У результаті цього вміст корисних компонентів у видобутій руді (рудній масі) у порівнянні з вмістом у промисловій руді родовища знижується, відбувається процес **збіднення руди**. Крім основної причини – домішування до промислової руди породи – зниження вмісту у видобутій руді корисних компонентів може відбуватися внаслідок того, що частина руди, яку втрачають – дрібняк і пил – має більш високий вміст. Це явище спостерігають коли рудні мінерали (наприклад, свинцю, цинку, вольфраму, олова, золота) відрізняються від рудної породи більшою крихкістю, легко викришуються і подрібнюються при відбиванні та переміщенні. Іноді (наприклад, при розробці мідно-колчеданних руд) зниження вмісту металу в руді відбувається внаслідок вилуговування частини металу з відбитої руди водою або слабкими кислотними розчинами.

Збіднення так само, як і втрати руди, викликають економічні збитки, які складаються з:

- невиробничих витрат на підземний і поверхневий транспорт домішаної породи, на сортування рудної маси, якщо до такої доводиться вдаватися, і на переробку породи на збагачувальній фабриці або заводі;
- додаткових втрат металу, які зазвичай виникають при сортуванні та переробці збідненої руди;
- зниження виробничої потужності переробних руду фабрик або заводів з випуску кінцевої продукції (концентрату, металу), а іноді також погіршення якості цієї продукції.

Підрахунки, виконані за даними багатьох рудників, показують, що у повній собівартості концентрату або металу витрати за рахунок надлишкового (понад норму) збіднення становлять 20 – 30%, а в окремих випадках сягають до 40%. Найбільш вагомою є шкода від збіднення при розробці тонких жил. На жильних родовищах жоден захід, як в процесі видобутку, так і в процесі переробки руди не може дати такого техніко-економічного ефекту, як зниження збіднення.

Коефіцієнт збіднення прийнято виражати

$$R = \frac{a - b}{a - c}, \text{ часток одиниць (ч.о.)}, \quad (1.14)$$

де a – вміст корисного компоненту в руді, %; b – вміст корисного компоненту у видобутій рудній масі, %; c – вміст корисного компоненту у бокових породах, %.

На деяких гірничих підприємствах (зокрема, у Криворізькому басейні) коефіцієнт збіднення називають коефіцієнтом втрат якості руди. Якщо якість не змінюється та не знижується, то це означає, що вміст корисного компоненту у видобутій руді дорівнює вмісту у масиві руди. Тоді, коефіцієнт втрат якості у цьому випадку буде дорівнювати нулю. Тому формулу (1.14) можна записати у вигляді

$$R = 1 - \frac{b}{a}, \text{ ч.о.} \quad (1.15)$$

Показник b/a , називають *коефіцієнтом зміни якості руди*. Він відображає зміну якості корисних копалин при видобутку і дозволяє спростити техніко-економічні розрахунки щодо визначення збитків, які пов'язані зі збідненням руди

$$K_{\text{зм.як.р}} = \frac{b}{a}, \text{ ч.о.} \quad (1.16)$$

Коефіцієнт зміни якості руди вказує на ступінь зміни природної якості корисних копалин у процесі видобування і знаходиться на рівні 0,70 – 0,95. Під час видобування вельми тонких покладів це значення може сягати до 0,5 – 0,2. Врахування втрат і збіднення прийнято проводити по експлуатаційним блокам для того, щоб знати їх величину для різних систем розробки та гірничо-геологічних умов.

1.2.10. Основні вимоги щодо розробки родовищ

До розробки рудних родовищ висувають такі вимоги.

1. Безпека робіт та дотримання необхідних санітарно-гігієнічних умов. Огороження зон можливих провалів земної поверхні; запобігання сейсмічної небезпеки для населених пунктів при масових вибухах (обмеження величини вибухів або тимчасове виведення людей з небезпечної зони тощо); розташування вентиляційних шахтних стволів та породних відвалів, що виключає запилення селища тощо.

2. Недопущення наднормативних, втрат корисних копалин, а також вибіркового відпрацювання ділянок родовищ з багатую рудою або особливо легкими умовами робіт, якщо це призведе до необґрунтованих втрат балансових запасів корисних копалин чи суттєво ускладнить їх подальшу розробку. Збереження позабалансових запасів, якщо це не пов'язано з надмірними витратами.

3. Максимальна інтенсивність відпрацювання розкритих та підготовлених ділянок родовища.

4. Мінімальні витрати виробництва та максимальна продуктивність праці з видобування руди (при дотриманні нормативів втрат і збіднення руди).

5. Виконання виробничої програми за кількістю та якістю видобутої рудної маси. Задана продуктивність рудника повинна бути забезпечена кількістю вибоїв та продуктивністю технологічних процесів. Останню ж визначають технологією, механізацією та організацією процесів.

6. Комплексне використання родовища, тобто, можливе більш повне використання всіх типів руд, а також пустих порід, що попутно виймають, які можуть бути застосовані для виробництва будівельних матеріалів, спорудження дорожніх покриттів та тощо. Ця вимога може бути виконана лише при комплексному вирішенні відповідних питань видобутку та переробки руд, виробництва будматеріалів, поставок матеріалів для дорожнього будівництва та тощо. Іноді для комплексного використання потрібно видавати руду двох або декількох сортів. Шахтні води, що містять корисні компоненти, повинні пройти переробку для вилучення цих компонентів (наприклад, вилуговування міді).

7. Постійна у часі (точніше, змінюється лише у невеликих межах) якість рудної маси, щоб уникнути підвищених втрат корисного компоненту при переробці. У зв'язку з цим повинні дотримуватися певні пропорції у видобуванні рудної маси з різних частин родовища де наявна різна якість руд. На окремих підприємствах немає необхідності у дотриманні цієї вимоги у зв'язку з постійністю якості руди, або особливою технологією збагачення руд, або наявністю усереднювального складу між рудником та збагачувальною фабрикою. Іноді виникають ті чи інші вимоги до гранулометричного складу руди. Так, металургійному переділу багатих залізних руд сприяє мінімальний вміст дрібних фракцій.

8. Охорона родовища корисних копалин від затоплення, обводнення, пожеж та від інших порушень, які знижують якість корисних копалин та промислову цінність родовищ або ускладнюють їх розробку та призводять до значних втрат руди.

9. Можливий спосіб використання старих гірничих виробок під парникове господарство, склади, відновлювані джерела енергії або для інших цілей.

До охорони навколишнього середовища належать такі вимоги.

1. Охорона атмосферного повітря, земель, лісів, вод та інших об'єктів природного середовища, а також будівель та споруд від шкідливого впливу робіт, пов'язаних з використанням надр. Це дає додатковий аргумент на користь застосування систем розробки, які забезпечують збереження земної поверхні. Іноді ж ці системи розробки є єдино прийнятними, якщо над родовищем є цінні споруди, водойми тощо. Охороні вод додатково сприяє використання шахтних вод для технічного водопостачання рудника, збагачувальної фабрики, зрошування земель та тощо.

2. Виключення шкідливого впливу відходів виробництва на довкілля. Для забезпечення цього відходи збагачення і попутно отриману пусту породу, яку не використовують для виробництва будматеріалів тощо, слід застосовувати для закладання виробленого простору, причому це особливо важливо для калійних рудників щоб уникнути засолення ґрунту. Шкідливі відходи виробництва повинні бути захороненні. Шахтні води зі шкідливими домішками перед скиданням повинні пройти очищення. Відпрацьоване повітря повинне видаватися з рудників у таких місцях, звідки воно не може відноситися вітром до населеного пункту.

3. Збереження заповідників, пам'яток природи та культури від шкідливого впливу робіт, пов'язаних з користуванням надр.

4. Приведення земельних ділянок, порушених при користуванні надрами, у безпечний стан, а також у стан, придатний для використання у комерції. Особливо це відноситься до орних земель.

Питання для самоконтролю

- 1. Наведіть стадії розробки родовища.*
- 2. Дайте визначення рудника, шахти.*
- 3. Що називають рудниковим і шахтним полем?*
- 4. Охарактеризуйте порядок розробки шахтних полів.*
- 5. Дайте визначення панелі, стовпу, поверху і блоку.*
- 6. Наведіть порядок відпрацювання поверхів та блоків.*
- 7. Охарактеризуйте, що таке експлуатаційна розвідка і опробування руд.*
- 8. Наведіть втрати руди в процесі видобування.*
- 9. Приведіть класифікацію та врахування втрат руди.*
- 10. Як визначають втрати якості та збіднення руди?*
- 11. Наведіть основні вимоги щодо розробки рудних родовищ.*

2. ПРОЦЕСИ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ РУДНИХ РОДОВИЩ

2.1. ВИРОБНИЧІ ПРОЦЕСИ ПІДЗЕМНИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ

Викладено загальні відомості про виробничі процеси підземних гірничих робіт. Наведено основні поняття про процеси на гірничорудному підприємстві, характеристику організації виробничого процесу, а також класифікацію виробничих процесів.

Мета – сформулювати знання про виробничі процеси підземних гірничих робіт на гірничорудному підприємстві.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- характеризувати процеси на гірничорудному підприємстві;
- розрізняти між собою основні та допоміжні процеси;
- відрізняти форми організації виробництва;
- класифікувати виробничі процеси.

2.1.1. Загальні відомості про процеси на гірничорудному підприємстві

Основою діяльності кожного підприємства є виробничий процес, кінцева мета якого – випуск продукції. **Виробничий процес** – це процес праці, який має певний технічний та організаційний зміст, спрямований на створення конкретних матеріальних благ і характеризується сталістю головного предмета праці. На гірничому підприємстві виробничий процес являє собою поєднання трудових та технологічних процесів, спрямованих на видобування корисної копалини з надр Землі та на перетворення його у вихідний продукт. Виробничий процес на гірничому підприємстві характеризується особливостями, зумовленими тим, що предметом праці є – корисна копалина. Великий вплив на специфіку виробництва мають гірничо-геологічні умови та гірничотехнічні фактори. Для гірничорудного виробництва характерно різноманіття знарядь праці та технологічних процесів, а також їх складність, розташування робочих місць на значній відстані, складні транспортні зв'язки та енергетичні комунікації. Видобування руди пов'язано з природними процесами, ефективне управління якими часто буває досить складним. Наприклад, дуже складно управляти гірським тиском, самообваленням руди та порід. Для оцінки значення окремих виробничих процесів та складових елементів у єдиному процесі видобутку корисних копалин, їх групують за такими основними ознаками. Це роль процесу у випуску готової продукції, ступень оснащення праці та роль людини, характер протікання процесів, ступень впливу на предмет праці. По ролі процесу у випуску готової продукції на гірничорудному підприємстві виділяють основні, допоміжні та обслуговуючі виробництва.

До *основних процесів* відносяться ті, які безпосередньо спрямовані на випуск основної продукції або на виконання виробничих задач, що є цільовими для даного виробництва. На гірничорудному підприємстві виконання основних процесів забезпечує розкриття родовища, його підготовку до очисне виймання, безпосередньо видобування руди, її транспортування до навантажувальних пунктів або безпосередньо до споживача (на збагачувальну фабрику) та всі стадії збагачення.

Допоміжні процеси спрямовані на забезпечення нормального виконання основних процесів у кожен відрізок часу, тобто постійно. Вони протікають одночасно та нерозривно пов'язані з основними процесами. На гірничорудному підприємстві до допоміжних процесів відноситься технічне обслуговування і ремонт засобів праці та гірничих виробок, енергопостачання, освітлення, водовідлив, вентиляція, зв'язок тощо.

Обслуговуючі процеси сприяють нормальному виконанню основних та допоміжних процесів. На гірничому підприємстві до обслуговуючих виробництв відносять центральні ремонтні майстерні, транспортно-складські підрозділи, культурно-побутові установи.

Залежно від ступеня оснащення праці та ролі людини виділяють немеханізовані, частково механізовані та машинні процеси.

Немеханізованими є процеси, які здійснюються без застосування будь-яких видів енергії та механізмів. Вони спрямовані на зміну положення предметів праці або їх форми за допомогою ручного інструменту. На гірничих підприємствах в основному виробництві немеханізовані процеси у даний час зустрічаються рідше. Однак у допоміжних та обслуговуючих виробництвах частка ручної праці все ще значна.

До *частково механізованим* відносяться процеси, які виконуються такою машиною або механізованим інструментом, управління якими вимагає ручної праці людини. Наприклад, розпушування гірської породи відбійним молотком, буріння шпурів перфоратором тощо.

При *машинних* процесах знаряддям праці є машина, дії якої тільки направляються людиною безпосередньо на робочому місці або дистанційно. Практично всі основні процеси на гірничому підприємстві на даний час машинні.

Для гірничорудних підприємств велике значення має комплексна механізація виробничого процесу, при якій ручна або частково механізована праця замінюється системою взаємно доповнюючи один одного машин, які забезпечують високу продуктивність праці та створюють умови для автоматизації виробництва.

Кожен виробничий процес має свою структуру. За технологічним змістом він поділяється на виробничі стадії, комплекси робочих процесів, робочі процеси та операції.

Виробнича стадія – це технічно, технологічно та організаційно-відокремлена частина виробничого процесу видобування та збагачення корисних копалин, яка включає сукупність взаємопов'язаних і тих, що протікають у послідовності одного за іншим у комплексі робочих процесів. На

гірничорудному підприємстві виділяють наступні виробничі стадії: розкриття родовища, підготовка запасів, очисні роботи, збагачення корисних копалин, відвантаження готової продукції споживачам. Вони можуть виконуватися послідовно та паралельно. У початковий період експлуатації родовища, розкриття, підготовка та очисні роботи виконуються тільки послідовно. Надалі вони можуть вестися паралельно. Наприклад, поряд з очисними роботами на верхніх горизонтах може проводитися розкриття та підготовка нижньої частини родовища.

Комплекс робочих процесів – це організаційно та технологічно відособлена частина виробничого процесу, яка характеризується особливим технологічним змістом і вимагає для свого виконання спеціальних засобів виробництва та робітників певних професій. Наприклад, для розкриття родовища необхідно згідно з проектом провести всі розкривні виробки, виконати у них монтаж транспортних та енергетичних комунікацій, забезпечити надійне провітрювання гірничих робіт. У той же час кожен комплекс робіт містить абсолютно конкретні робочі процеси. Так, для проведення виробок необхідно виконати такі робочі процеси як буріння шпурів, їх заряджання, підривання, провітрювання вибою, прибирання гірської маси, кріплення.

Робочий процес – це чітко окреслена та відмінна за своєю організаційною структурою та технологічним змістом частина комплексу робочих процесів, яка характеризується певним технологічним змістом, предметом праці зі засобами праці, що застосовуються. Кожен робочий процес має свою технологію та техніку, структуру та мету, які відрізняють його від інших робочих процесів. Наприклад, у стадії очисних робіт чітко виділяють наступні комплекси робочих процесів. Це нарізні роботи, буріння свердловин, відбивання руди, випуск та доставка відбитої руди, підтримання виробленого простору. У свою чергу для відділення частини корисної копалини від масиву необхідно виконати певні робочі процеси. Це буріння свердловин, утворення компенсаційного простору (підсічної або відрізної щілини), заряджання свердловин, монтаж вибухової мережі, підривання та провітрювання, відновлювальні роботи. Робочий процес може бути простим та складним. *Прості робочі процеси* мають один головний предмет праці, наприклад, кріплення покрівлі. *Складні робочі процеси* виконуються за допомогою машини та мають декілька основних предметів праці. Наприклад, проведення гірничої виробки комбайном включає зарубку, відбивання гірської породи та навантаження її у транспортні засоби. Залежно від способу виконання розрізняють робочі процеси машинні, частково механізовані, немеханізовані.

Операція – це сукупність робочих дій, яка характеризується однорідністю технологічного змісту, незмінність засобів та предметів праці. Так, робочий процес буріння свердловин складається з наступних операцій. Це огляд, змащування та установка бурового верстата, розворот його для буріння чергової свердловини, забурювання свердловини, саме буріння, нарощування бурових штанг, заміна бурових коронок, очищення свердловин від шламу тощо. Операції поділяються на основні, допоміжні та підготовчо-заклучні. У результаті

виконання основних операцій вносяться зміни у форму, положення або стан предмета праці. Вони визначають зміст та кінцеву мету кожного робочого процесу (буріння свердловин). Залежно від способу виконання основні операції поділяються на механізовані та немеханізовані. Перші у свою чергу поділяються на автоматизовані, машинні з ручним керуванням та машинні з ручною подачею. *Допоміжні операції* супроводять основним. Вони не вносять змін до форми, положення або стану предмету праці. Однак вони необхідні для успішного виконання основних операцій. *Підготовчо-заклучні операції* пов'язані з підготовкою робочого місця на початку зміни, закінченням її, завершенням циклу робіт.

За трудовим змістом кожна операція поділяється на трудові прийоми, трудові дії та трудові рухи.

Трудовий прийом – частина операції, яка представляє закінчену елементарну роботу одного виконавця, що має цільове значення. Для виконання операції по установці бурового верстата необхідно виконати наступні прийоми. Це підготувати місце для установки верстата, перемістити та встановити верстат, добитися правильного положення та надійно закріпити його, підключити до верстата водяний та повітряний шланги тощо.

Трудова дія це складова частина трудового прийому, яка характеризується сукупністю кількох однакових рухів робочого, безперервно повторюваних. Наприклад, для надійного кріплення верстата необхідно встановити розпірні колонки, здійснюючи певні рухи.

Трудовий рух – найменший вимірний елемент дії виконавця, обмежений двома фіксованими точками, що має призначення «взяти», «переставити», «відпустити», «повернути». Найбільш характерне поєднання хватальних та переставних рухів. Наприклад, трудову дію «взяти» складається з двох рухів: «повернути руку до предмету» (переставне) та «захопити предмет пальцями» (хватальне).

Кожному виробничому процесу відповідає своя структура. Вона визначається особливостями гірничо-геологічних умов, прийнятої технологією виробництва, ступенем механізації процесів, складом обладнання, професійною кваліфікацією робітників.

2.1.2. Загальна характеристика організації виробничого процесу

Сучасне гірниче підприємство, на якому кооперуються зусилля великої кількості робочих, інженерно-технічних працівників (ІТП) та службовців, застосовуються різноманітні виробництва, може ефективно здійснювати свою діяльність тільки при раціональній організації виробництва. Під організацією виробництва слід розуміти систему науково-обґрунтованих заходів, що спрямовані на створення найбільш раціональної структури гірничорудного підприємства та його підрозділів, на доцільне поєднання та з'єднання у часі та просторі трудових та технологічних процесів, а також засобів виробництва з метою ефективного виконання планових завдань та досягнення найкращих кінцевих результатів. Таким чином, у межах підприємства організовується

єдиний виробничий процес, який представляє собою систему взаємопов'язаних, цілеспрямованих технологічних та трудових процесів.

Організація виробництва – це система взаємопов'язаних, цілеспрямованих технологічних та трудових процесів, яка сприяє досягненню найкращих кінцевих результатів. Головне завдання виробничого процесу на гірничому підприємстві – створення таких умов, при яких праця і засоби виробництва використовуються найбільш повно та доцільно та при цьому досягаються високі техніко-економічні показники. Основним критерієм рівня організації виробництва є продуктивність праці.

Організувати виробничий процес у просторі – це визначення складу, спеціалізації та розміщення цехів, а всередині їх виробничих ділянок та робочих місць, визначити ефективну технологію для кожного структурного підрозділу та раціонально розмістити на його території відповідні прийнятої технології засоби праці. Розробити оптимальну структуру трудового колективу з раціональним розподілом та кооперацією праці, розробити систему обслуговування та забезпечення основного виробництва (транспорт, енергією, ремонтом). При організації виробничого процесу на гірничому підприємстві необхідно дотримуватися наступних загальних принципів:

- *плановість* – стадії, комплекси робочих процесів, робочі процеси та операції виконуються тільки відповідно до затверджених планів і графіків;
- *безперервність* процесу видобування корисних копалин та його подальша переробка здійснюються без затримок;
- *ритмічність виробництва* – у рівні проміжки часу видобуток рівної кількості корисних копалин або виконання в однакові проміжки часу однакових обсягів гірничих робіт;
- *паралельність* – одночасне виконання всіх стадій гірничих робіт;
- *надійність* – на гірничорудному підприємстві з особливими умовами виробництва причини порушення встановленого ритму повинні бути зовсім усунені або зведені до мінімуму;
- *прямоточність* – виключення далеких, зворотних, зустрічних та інших нераціональних вантажопотоків;
- *економічність* – виконання завдань з видобутку руди та виробництва концентратів при мінімально можливих витратах трудових та матеріальних ресурсів.

На гірничорудних підприємствах застосовуються наступні форми організації виробництва. Це циклічна, циклічно-потокова та потокова.

Циклічна форма організації виробництва характеризується повторюваністю стадій, робочих процесів та операцій в установленому порядку та через певні проміжки часу. Широке поширення вона отримала під час проведення гірничих виробок та при очисному вийманні із застосуванням буропідливних робіт. Тривалість виробничого циклу вимірюється часом від початку одного робочого процесу або однієї операції до найближчого їх відновлення після завершення всіх інших робочих процесів та операцій.

Циклічно-поточна організація виробничих процесів передбачає поєднання деяких технологічних процесів з метою забезпечення безперервної видачі корисної копалини.

Поточна організація виробництва відрізняється повним суміщенням робочих процесів та операцій у часі та безперервною видачою продукції протягом робочого часу, передбаченого добовим режимом роботи. Поточна організація виробництва характерна для дробильно-сортувальних та збагачувальних фабрик. Вона знаходить застосування на гірничих роботах при вийманні корисної копалини комбайнами та спеціальними комплексами.

2.1.3. Класифікація виробничих процесів

Як було вище зазначено видобуток руд, та взагалі виробництво будь-якої продукції поділяється на виробничі процеси, які у свою чергу поділяються на робочі процеси й далі на операції. Класифікація виробничих процесів гірничорудного підприємства по В.Р. Іменітову подана на рис. 2.1.

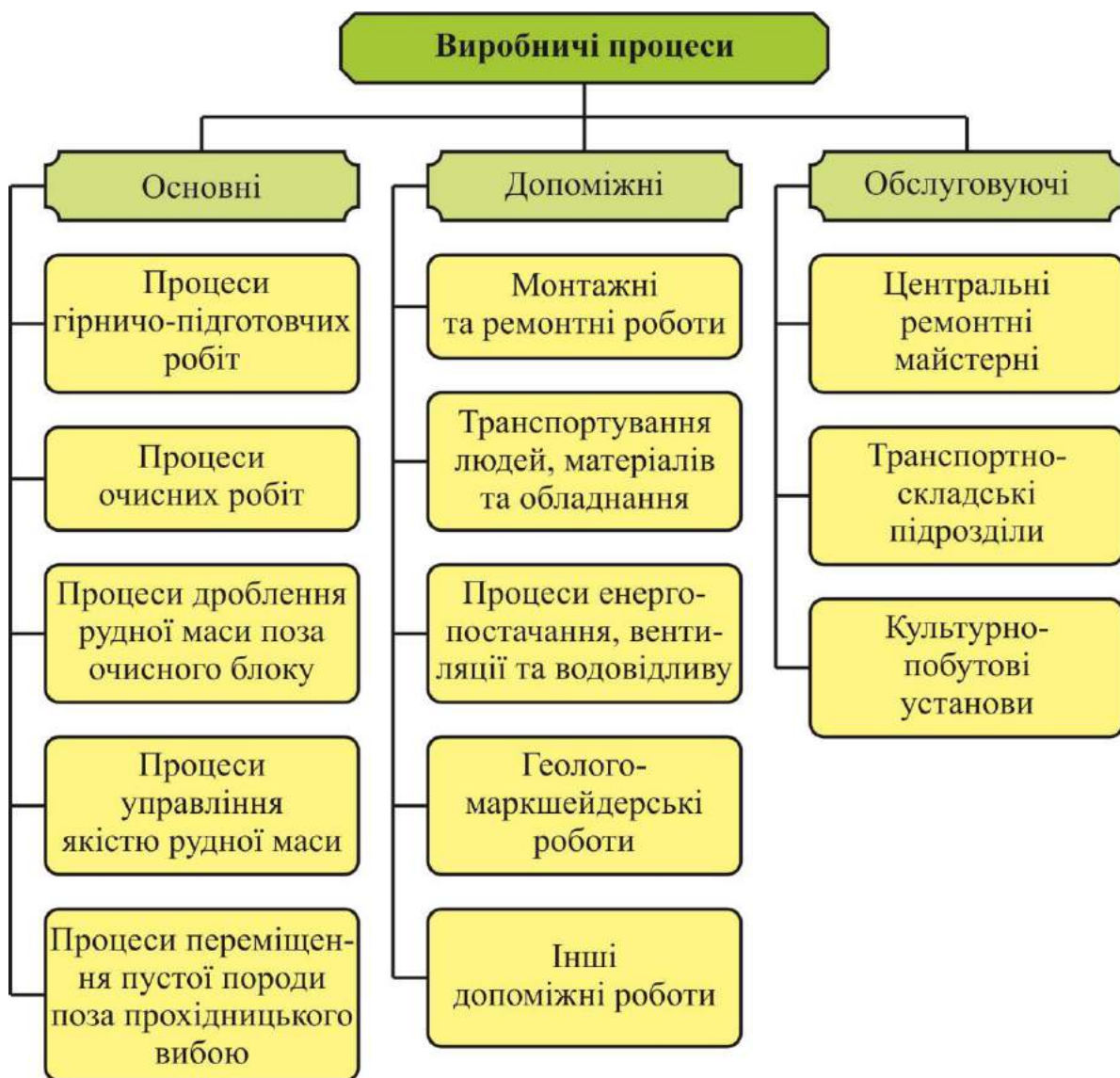


Рис. 2.1. Класифікація виробничих процесів гірничорудного підприємства по В.Р. Іменітову

Для кращого вивчення виробничих процесів на гірничорудних підприємствах найзручніше буде розділити процеси на три групи, що подано на рис. 2.2.



Рис. 2.2. Класифікація виробничих процесів

У запропонованій класифікації кожна з груп виробничих процесів виконує свої функції:

- перша група – процеси при проведенні гірничих виробок, тобто процеси та операції прохідницького циклу при проведенні виробок по породі та руді;
- друга група – процеси очисних робіт, тобто виймання руди;
- третя група – допоміжні процеси, всі роботи та процеси, які виконуються для того, щоб можна було забезпечити виймання руди.

Питання для самоконтролю

1. Дайте визначення виробничому процесу.
2. На які процеси поділяється виробничий процес?
3. Охарактеризуйте основні виробничі процеси.
4. Охарактеризуйте допоміжні виробничі процеси.
5. Охарактеризуйте обслуговуючі виробничі процеси.
6. Дайте визначення, що таке комплекс робочих процесів?
7. Дайте визначення, що таке робочий процес?
8. Дайте визначення, що таке операція?
9. Наведіть класифікацію виробничих процесів по В.Р. Іменітову.
10. Наведіть спрощену класифікацію виробничих процесів та вкажіть чим вона відрізняється від класифікації В.Р. Іменітова?

2.2. ПРОЦЕСИ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

Викладено основні поняття про процеси при проведенні гірничих виробок. Наведено класифікацію робочих процесів, детально розглянуто робочі процеси та операції при проведенні горизонтальних і вертикальних гірничих виробок.

Мета – сформуувати знання про робочі процеси та операції при проведенні горизонтальних і вертикальних гірничих виробок.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- класифікувати робочі процеси при проведенні гірничих виробок;
- розрізняти основні та допоміжні робочі процеси при проведенні виробок;
- розпізнавати послідовність виконання операцій у робочому процесі;
- розраховувати тривалість робочих процесів.

2.2.1. Класифікація робочих процесів при проведенні горизонтальних виробок

При проведенні гірничих виробок буропідривним або комбайновим способами розрізняють основні та допоміжні робочі процеси. *Основні* – виконуються у вибої виробки та безпосередньо пов'язані з вийманням породи або руди і кріпленням контуру виробки. *Допоміжні процеси* – забезпечують виконання основних процесів. Класифікація робочих процесів при проведенні гірничих виробок буропідривним способом подана на рис. 2.3.

Основні та допоміжні робочі процеси при проведенні гірничих виробок, повторюються в одній і тій же послідовності за певний проміжок часу, називають **прохідницьким циклом**, а організацію робіт при цьому – **цикловою**. Час виконання одного циклу називається його тривалістю. Цикл характеризується певним посуванням вибою виробки. Чим більше буде зроблено циклів за місяць, тим більша буде швидкість проведення виробки. Циклограма – це лінійний графік організації робіт у вибої, що показує послідовність та час виконання окремих процесів прохідницького циклу. Графіки організації робіт у вибої поділяються на групи за деякими ознаками:

- за ступенем поєднання окремих робочих процесів у часі – графік з послідовним виконанням основних процесів та з частковим суміщенням їх у часі;

- за кількістю циклів на добу – графіки одноциклічні та багатоциклічні;

- за кількістю вибоїв, які обслуговуються однією бригадою – графік одновибійний або багатовибійний.

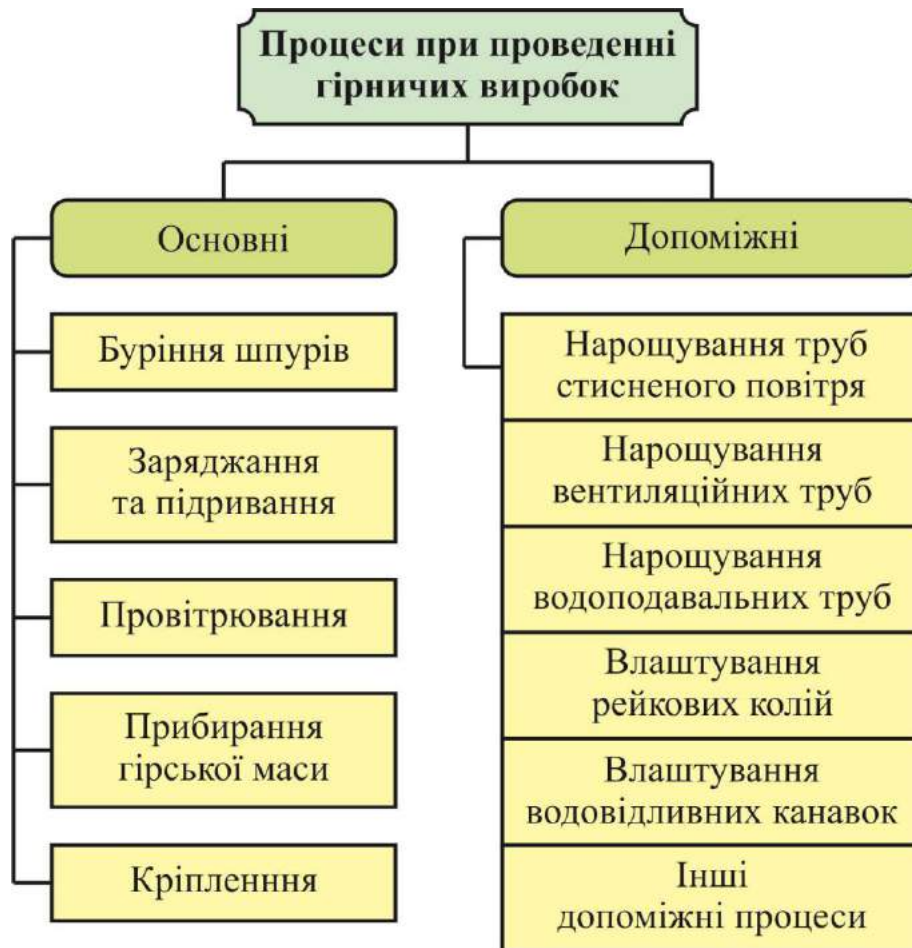


Рис. 2.3. Класифікація робочих процесів при проведенні гірничих виробок

2.2.2. Процеси при проведенні горизонтальних виробок

2.2.2.1. Буріння шпурів у вибою

Робочий процес буріння шпурів у прохідницькому циклі є одним з основних та визначає технічний рівень проведення виробок. Буріння за часом та трудомісткістю займає 25 – 40% загальної тривалості та трудомісткості циклу гірничопрохідницьких робіт. Буріння шпурів полягає у руйнуванні буровим інструментом (буровою коронкою) гірської породи по вибою шпуру та очищення шпуру від зруйнованої породи (бурового дрібняка). Бурова коронка подається у шпур за допомогою бурових штанг. Буровий дрібняк видаляють з шпуру, промиваючи його водою або продуваючи стисненим повітрям. Робочий процес буріння шпурів у вибої розділяється на низку операцій, які виконуються послідовно, класифікація яких подана на рис. 2.4.

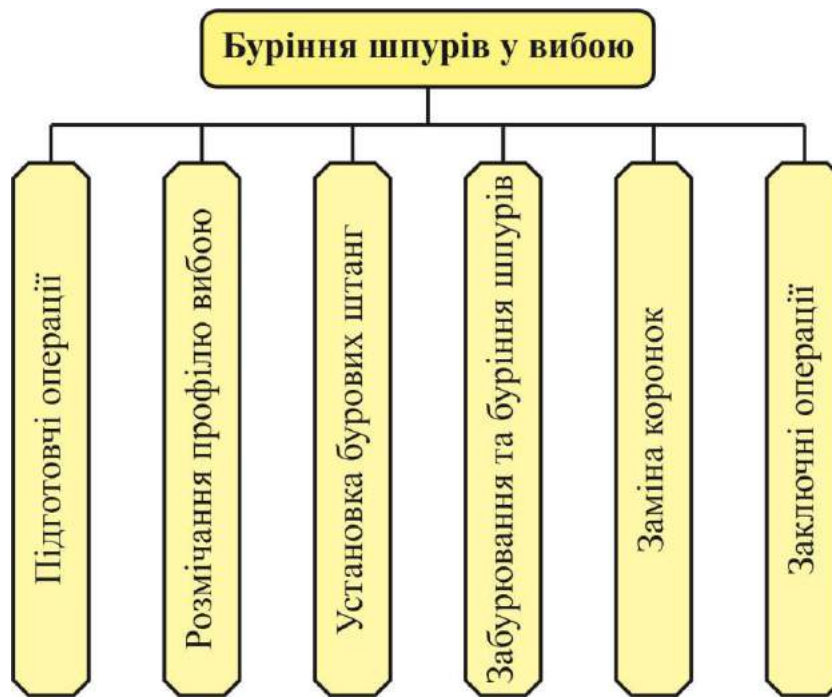


Рис. 2.4. Класифікація операцій при робочому процесі буріння шпурів у вибою

Підготовчі операції при бурінні шпурів полягають у наступному. Це робоче місце (вибій) повинен бути добре провітрений, обладнаний освітленням, закріплений згідно з паспортом кріплення, висаджена гірська маса прибрана. Піднесено або переміщено бурове обладнання, інструмент, мастильні та інші матеріали. Вибій приводять до безпечного стану шляхом ретельного оббирання та простукування за допомогою спеціального відбіркового довгого лома різної довжини. Породу, яка видає при простукуванні характерний глухий звук та має видимі заколи, відбивають та видаляють. Перевіряють та при необхідності, змащують бурильну машину (перфоратор) або установку бурильну шахтну. Перевіряють надійність з'єднання трубопроводів стисненого повітря та води з буровим обладнанням, виконують перевірку працездатності бурильної машини.

Розмічання місць розташування шпурів у вибої, виконується відповідно до схеми наведеної у паспорті буропідричних робіт на проведення виробки. Перед розмічанням шпурів вибій перевіряється на відсутність непідірваних зарядів («відмов») та залишків вибухових речовин у «стаканах» (що збереглися після висадження даних частин шпурів). Категорично забороняється розбурювати «стакани», так як у них можуть бути залишки вибухової речовини (ВР). При виявленні у вибою «відмови» – заряду який не вибухнув – прохідник зобов'язаний повідомити про це особу технічного нагляду та припинити роботи у вибою. Роботу з ліквідації заряду, який не вибухнув, може виконувати тільки підричник або прохідник, який має Єдину книжку підричника. Ліквідацію відмов шпурових зарядів здійснюють підриванням зарядів у допоміжних шпурах, пробурених на певній відстані паралельно до «відмов». Усі роботи з ліквідації «відмов» виконуються у присутності особи технічного нагляду та за його вказівкою. Для забезпечення необхідного ефекту підривання та

правильного оконтурення виробки необхідно особливо ретельно виконувати розмітку шпурів у вибою, особливо врубових та контурних. При розмітці шпурів використовують механічні (шаблони, рулетки тощо) та оптичні (проекційні) пристрої. Розмітку верхніх шпурів ведуть з висувних площадок – підмостків, щита або самохідних пересувних конструкцій, які мають міцне огороження, або спеціальні прохідницькі сходи.

Інструмент для буріння складається з штанг та коронок. Штанги призначені для роботи зі змінними коронками та слугують для передачі зусиль від бурильної машини до інструменту. Штанги виготовляються витими, шестигранными та круглими. При установці та зміні бурових штанг необхідно уникати вільного або раптового включення бурової машини.

Буріння шпурів слід виконувати у чіткій відповідності з паспортом буропідривних робіт. Паспортом буропідривних робіт (БПР) називають інструктивну карту (технічний документ), який визначає основні параметри вибуху. Це число, напрям та глибину шпурів, масу зарядів та послідовність їх висадження, тип ВР та засобів ініціювання (ЗІ) зарядів, схему та розрахунок електропідривної мережі, матеріал та розмір забивки, вказання про місце укриття підривників та робітників, тривалість провітрювання вибою гірничої виробки після вибуху, заходи техніки безпеки. Паспорт БПР визначає порядок виконання вибухових робіт. Примірник паспорту, який виконано чітко та незмивною фарбою, на твердій основі (фанера, жерсть тощо), вивішують у вибою.

При бурінні шпурів у вибою гірничих виробок застосовують наступні види буріння. Це обертальний, ударно-поворотний та обертально-ударний. Сутність обертального виду полягає у тому, що різець під дією зусилля впроваджується у породу та сколює її. При збільшенні міцності порід, збільшується зусилля, яке додається до різця. Тому область застосування обертального буріння обмежується міцністю порід $f \leq 8$, та при розробці рудних родовищ цей вид буріння не знайшов широкого застосування. Переваги: безперервність процесу, висока продуктивність, руйнування породи великим зрізом, що зменшує пилоутворення, відносно невелика вібрація. Недоліки: обмежена область застосування за міцністю.

Ударно-поворотне буріння це коли клиновидний інструмент впроваджується у породу під дією короткочасного навантаження (удару), спрямованої за віссю інструменту. Після кожного удару інструмент відскакує від вибою і повертається на деякий кут ($10 - 20^\circ$). Зруйновану породу видаляють з шпуру промиванням або продуванням. Область застосування ударно-поворотного буріння при міцності порід $f = 3 - 20$. Застосовується такий вид буріння у переносних (ПП) і телескопних (ПТ) перфораторах.

Переносні перфоратори (рис. 2.5) призначені для буріння з рук горизонтальних і похилих шпурів діаметром 32 – 46 мм та глибиною до 5 м, пневматичних підтримок або установчо-падаючих пристроїв у породах з коефіцієнтом міцності $f \leq 20$. Для очищення шпурів при бурінні у перфораторах передбачено пристрій для промивання та продування шпуру від бурового дрібняку. Характеристика переносних та телескопних перфораторів виробництва України подано у табл. 2.1.



Рис. 2.5. Загальний вигляд переносних перфораторів: а – ПП-50В1; б – ПП-54В2

Таблиця 2.1

Характеристика переносних перфораторів

| Тип перфоратора | Діаметр коронки, мм | Глибина буріння, м | Енергія удару, Дж | Частота удару, Гц | Коефіцієнт міцності, f | Витрата повітря, м ³ /хв | Маса, кг |
|-----------------|---------------------|--------------------|-------------------|-------------------|--------------------------|-------------------------------------|----------|
| ПП-36В2 | 32 – 40 | ≤ 2 | 36 – 40 | 33 – 40 | ≤ 12 | 2,80 | 24,0 |
| ПП-50В1 | 36 – 40 | ≤ 3 | 50,0 | 34 | ≤ 18 | 3,43 | 29,0 |
| ПП-54 | ≤ 46 | ≤ 4 | 55,5 | 40 | ≤ 14 | - | 31,5 |
| ПП-60НВ | 32 – 40 | ≤ 2 | 60,0 | 40 | ≤ 15 | 4,47 | 22,0 |
| ПП-63 | ≤ 46 | ≤ 5 | 63,74 | 30,8 | ≤ 20 | 3,83 | 32,0 |
| ПП-76В | 40 – 65 | ≤ 12 | 76,0 | 30 – 38 | ≤ 20 | 5,20 | 34,0 |
| ПП-80НВ | ≤ 46 | ≤ 9 | 76,0 | 33 | ≤ 20 | 4,47 | 31,5 |

Пневматичні підтримки (рис. 2.6, а) призначені для підтримання переносних перфораторів на певній висоті при бурінні шпурів та подаванні перфораторів на вибій. При проведенні гірничих виробок використовують пневматичні підтримки типу П1К, П2К та П3К, які характеризуються ходом поршня 800, 1100 і 1300 мм та масою 15,5, 17,5 та 19 кг, відповідно. Час на установку та перестановку підтримки у нове положення у розрахунку на один шпур становить 1,8 – 2 хв.

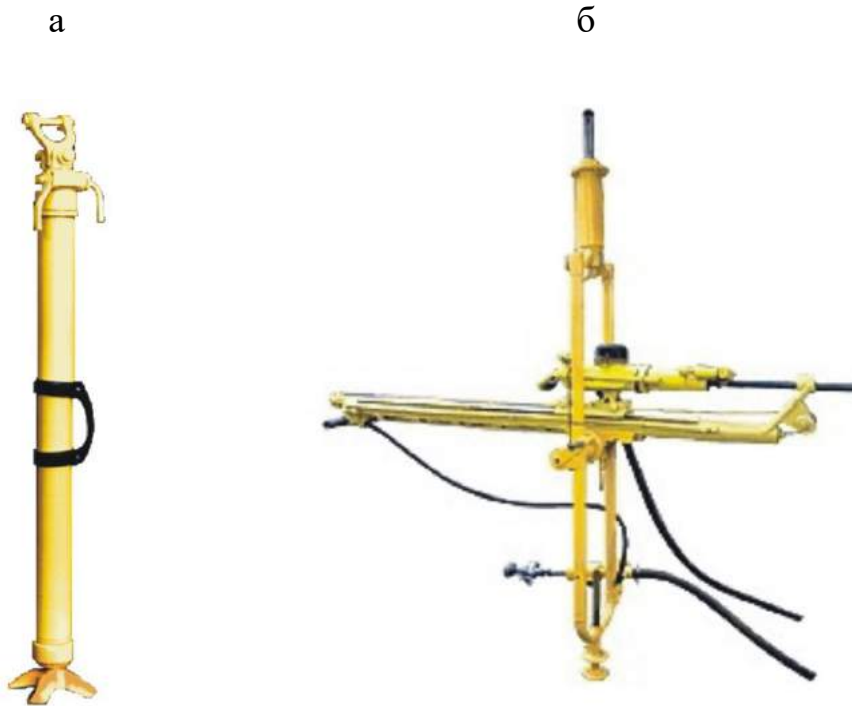


Рис. 2.6. Загальний вигляд: а – пневматична підтримка типу ПІК; б – установка переносна бурильна УПБ-1Б

Установки переносні бурильні типу УПБ (рис. 2.6, б) призначені для буріння горизонтальних та похилих шпурів у породах різної міцності при проведенні підземних гірничих виробок висотою 1,8 – 3 м, переважно для підповерхових виробок та забезпечення зниження вібрації на рукоятках управління до санітарних норм. Застосування установки до мінімуму зводить контакт робітника з перфоратором. Конструкція машини дозволяє розвертати подавач з перфоратором у горизонтальній площині на 360°.

Телескопні перфоратори (рис. 2.7) призначені для буріння підняттевих шпурів глибиною до 15 м та діаметром 36 – 85 мм при проходці підняттевих виробок і при кріпленні анкерами у породах з коефіцієнтом міцності $f \leq 20$. Характеристика телескопних перфораторів виробництва України подано в табл. 2.2.



Рис. 2.7. Загальний вигляд телескопних перфораторів: а – ПТ-38Б; б – ПТ-48А

Таблиця 2.2

Характеристика телескопних перфораторів

| Тип перфоратора | Діаметр коронки, мм | Глибина буріння, м | Енергія удару, Дж | Частота удару, Гц | Коефіцієнт міцності, f | Витрата повітря, м ³ /хв | Маса, кг |
|-----------------|---------------------|--------------------|-------------------|-------------------|--------------------------|-------------------------------------|----------|
| ПТ-38Б | 36 – 40 | ≤ 4 | 46 | 40,0 | ≤ 20 | 3,5 | 38 |
| ПТ-48А | 52 – 85 | ≤ 15 | 47 | 43,3 | ≤ 20 | 1,5 – 2,0 | 47 |
| ПТ-63 | ≤ 46 | ≤ 5 | 63 | 30,0 | ≤ 20 | 3,5 | 42 |

До основних факторів, які впливають на вибір бурильних машин, відноситься міцність гірських порід у вибою, діаметр та довжина шпурів.

Змінна продуктивність буріння шпурів перфораторами

$$H_{\sigma} = \frac{T_{зм} - (T_{nz} + T_{об} + T_{oc})}{\left(\frac{1}{v} + t_e\right) \cdot k_{від}}, \text{ шп.-м/зміну}, \quad (2.1)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, хв; T_{nz} – 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; $T_{об}$ – 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_{oc} – час на особисті потреби, що дорівнює 10 хв; v – чиста швидкість буріння бурильної машини

$$v = \frac{13400 \cdot A \cdot n}{d^2 \cdot (10 \cdot \sigma_{cm})^{0,59}}, \text{ мм/хв}, \quad (2.2)$$

де A – енергія удару, Дж; n – частота удару, Гц; d – діаметр шпуру, мм; σ_{cm} – границя міцності породи на одновісний стиск, МПа, тобто $\sigma_{cm} = 10 \times f$, МПа; t_e – 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.

Обертально-ударне буріння являє собою поєднання двох способів, при яких на буровий інструмент діє велике осьове зусилля, великий обертальний момент та ударне навантаження. Область застосування обертально-ударного

буріння при міцності порід $f = 8 - 20$. Застосовується такий вид буріння у колонкових перфораторах, бурильних машинах та бурових головках, встановлених на самохідних установках бурильних шахтних типу УБШ (виробництва України), Воомег (виробництва Швеції) та DD (виробництва Фінляндії). Характеристика бурильних машин та бурильних головок подано у табл. 2.3.

Таблиця 2.3

Характеристика бурильних машин та бурильних головок

| Тип бурильної машини | Діаметр коронки, мм | Енергія удару, Дж | Частота удару, Гц | Потужність удару, кВт | Частота обертання, об/хв | Маса, кг |
|----------------------|---------------------|-------------------|-------------------|-----------------------|--------------------------|----------|
| ПК-60М | 40 – 65 | 90 – 130 | 33,3 – 46,7 | 4,12 | - | 60 |
| ПК-75М | 46 – 85 | 147 – 157 | 33,3 | 4,86 | - | 75 |
| БГА-2М | 42 – 52 | 92 | 43,0 | 3,90 | 90 – 120 | 140 |
| М3 | 42 – 75 | 167 | 37,0 | 5,50 | 50 – 80 | - |
| М4 | 42 – 75 | 260 | 37,0 | 7,50 | 50 – 80 | - |
| Б106 | 40 – 65 | 80 – 100 | 40,0 – 60,0 | 5,25 | - | 65 |
| Б106А | 40 – 65 | 120 – 130 | 40,0 – 60,0 | 7,20 | - | 85 |
| СОР 1638 | 33 – 76 | 267 | 60,0 | 16,0 | 0 – 370 | 170 |
| СОР 3038 | 43 – 64 | 360 | 102,0 | 30,0 | 0 – 380 | 165 |
| HLX5 | 43 – 64 | 330 | 40 – 60 | 20,0 | - | 210 |
| HL510 | 32 – 89 | 267 | 59,0 | 16,0 | 0 – 250 | 130 |

Самохідні установки бурильні шахтні (рис. 2.8) призначені для буріння шпурів у породах різної міцності при проведенні гірничих виробок, а також при веденні очисних робіт у рудних шахтах. Бурильні установки повністю механізують процес буріння, покращують санітарно-гігієнічні умови праці та частково механізують процеси заряджання шпурів та кріплення гірничих виробок. Бурильні установки поділяють на фронтальні та радіально-фронтальні. Фронтальними установками бурять шпури вздовж осі виробки, а радіально-фронтальними – вздовж та перпендикулярно осі виробки.

Усі бурильні установки класифікують за такими ознаками:

- за типом застосовуваних бурильних головок: обертальної дії, обертально-ударної дії, ударно-обертальної дії;
- за родом споживаної енергії: пневматичні, гідравлічні, електричні, комбіновані;
- за типом ходової частини: пневмошинні (П), колісно-рейкові (КР), гусеничні (Г).

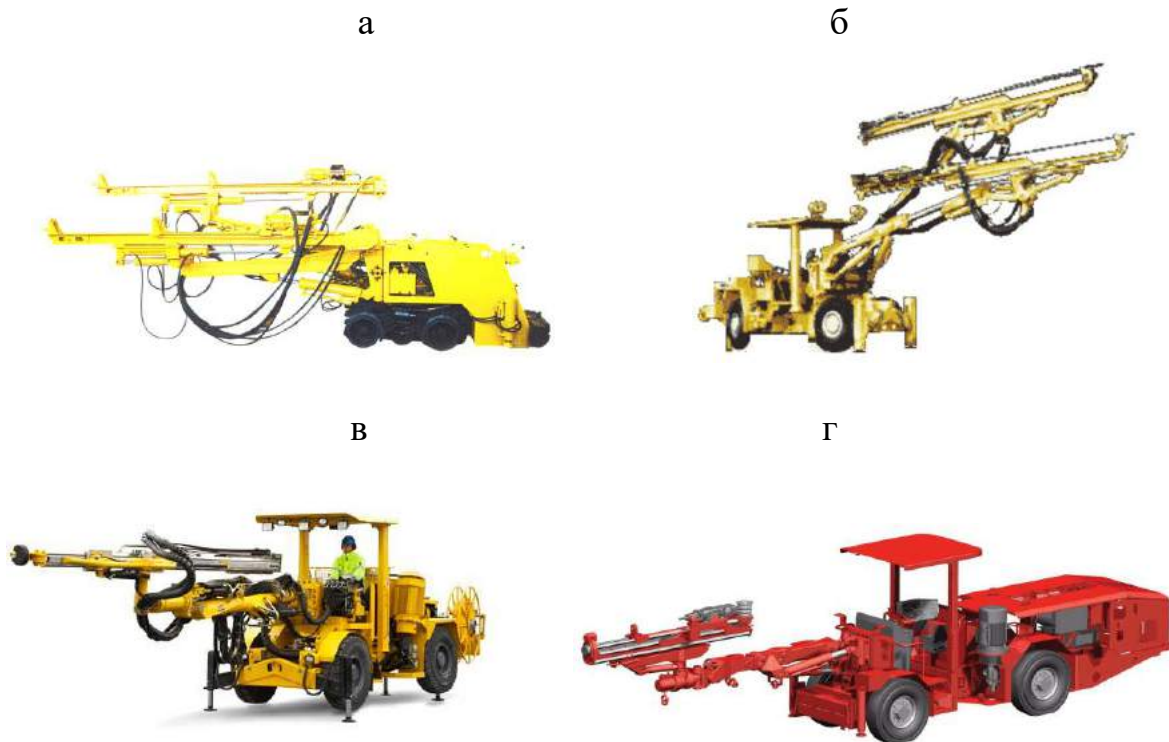


Рис. 2.8. Зовнішній вигляд самоходних бурильних шахтних установок: а – УБШ-207; б – УБШ-312А; в – Boomer 281; г – DD 311-40

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

$$H_{\sigma} = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t'_{nz} + t_{від} + t_{\epsilonз})}{\frac{1}{(k_o \cdot n \cdot v)} + (t_{ман} + t_{зв.х.} + t_{\kappa})}, \text{ шп.-м/зміну}, \quad (2.3)$$

де t_{nz} – час загальних підготовчо-заключних операцій, приймається рівним 2,5% від тривалості зміни, хв; t'_{nz} – час підготовчо-заключних 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; $t_{\epsilonз}$ – 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_{κ} – 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 (2.2).

Характеристика установок бурильних шахтних подано в табл. 2.4.

Таблиця 2.4

Характеристика установок бурильних шахтних

| Тип | Зона буріння (висота × ширина), м | Глибина буріння, м | Кількість бурильних машин, шт. | Тип Бурильної машини | Тип ходової частини | Довжина, м | Ширина, м | Висота, м |
|---|---|-----------------------|--------------------------------------|----------------------------|------------------------|------------|-----------|-----------|
| Виробництва різних виробників (Україна) | | | | | | | | |
| УБШ-207 | 3,2×4,0 | 2,5 | 2 | Б106 | КР | 6,5 | 1,3 | 1,5 |
| УБШ-227 | 3,5×4,0 | 2,7 | 1 | Б106 | КР | 6,9 | 1,3 | 1,65 |
| УБШ-308У | 4,0×5,0 | 2,8 – 3,2 | 2 | БГА-2М | Г | 7,8 | 1,6 | 1,7 |
| УБШ-201А | 3,3×4,0 | 2,2 | 2 | Б106 | П | 6,05 | 1,45 | 1,6 |
| УБШ-312А | 5,0×7,0 | 3,9 | 2 | Б106 | П | 12,0 | 2,0 | 2,5 |
| Виробництва «Atlas Copco» (Швеція) | | | | | | | | |
| Boomer 104 | 4,7×4,8 | 2,5 – 3,7 | 1 | СОР 1838 | П | 9,7 | 1,2 | 2,7 |
| Boomer 281 | 6,1×6,1 | 3,1 – 4,9 | 1 | СОР 1838 | П | 10,7 | 1,65 | 2,8 |
| Boomer 282 | 6,4×8,7 | 3,1 – 4,9 | 2 | СОР 1838 | П | 11,8 | 2,0 | 3,0 |
| Boomer M2C | 6,8×8,7 | 5,0 | 2 | СОР 1838 | П | 13,6 | 2,2 | 3,0 |
| Виробництва «Sandvik» (Фінляндія) | | | | | | | | |
| DD 311-40 | 5,83×7,2 | 4,66 | 1 | HLX 5 | П | 11,87 | 1,85 | 3,1 |
| DD 321-40 | 6,06×8,82 | 4,66 | 2 | HLX 5 | П | 12,55 | 2,15 | 3,2 |
| DD 421-60 | 6,69×9,97 | 4,66 | 2 | HLX 5 | П | 13,0 | 2,31 | 3,42 |

Забурювання шпуру виконують при неповністю відкритому повітряному крані забурником з хрестовою коронкою, але з притупленим лезом, що дозволяє уникнути викришування твердого напаявання. Після поглиблення штанги на 3 – 5 см повітряний кран можна відкрити повністю та продовжувати буріння на повну потужність перфоратора. В ході буріння необхідно уважно стежити за правильним положенням штанги, не допускаючи її торкання до стінок шпуру. Це дозволить уникнути викривлення шпуру та заклинювання штанги. Бурові штанги повинні бути прямими, без тріщин, зі заправленими хвостовиками та головками. Для оберігання очей від засмічення буровим дрібняком та від попадання струменя стиснутого повітря у разі розриву шланги, прохідники повинні користуватися захисними окулярами з небитким склом. При бурінні шпурів у тріщинуватих породах можливе заклинювання буру. Бур, який заклинило у шпурі витягають тільки із застосуванням бурового ключа або спеціального пристрою. Забороняється використовувати для цих цілей бурові механізми. Якщо у процесі буріння з'явилися ознаки зміни геологічних та гідрогеологічних умов (мимовільне різке збільшення або зниження швидкості буріння, часте заклинювання буру в шпурі, проскакування буру в порожнечі тощо), то буріння шпурів припиняють та повідомляють про це керівнику зміни для прийняття необхідних заходів.

Шпури буряться складовими бурами зі зйомними коронками, армованими твердим сплавом типу ВК 8В, ВК 11В, ВК 15 у вигляді пластинок або циліндричних штирів. Найбільш широко поширені коронки долотчаті з пластинчастими або штирьовими твердосплавними вставками (коронки КДП і КДШ), а також трипері (КТП і КТШ) та хрестові (ККП та ККШ). Умови застосування бурових коронок подано у табл. 2.5.

Таблиця 2.5

Умови застосування бурових коронок

| Позначення бурової коронки | Область застосування |
|----------------------------|--|
| КДП, КДШ | Буріння в'язких монолітних порід |
| ККП, ККШ | Буріння в'язких тріщинуватих та абразивних порід |
| КТП, КТШ | Буріння крихких монолітних та тріщинуватих порід |

Діаметр коронок встановлюється у залежності від діаметру патронів ВР, які застосовуються. При бурінні шпурів бурильними установками застосовують коронки одного діаметру, який повинен бути на 4 – 6 мм більше діаметру патронів ВР.

Після закінчення буріння шпурів на задану глибину їх ретельно продувають стисненим повітрям через металеву трубку діаметром 15 – 20 мм, яка вводиться у шпур поступово на всю глибину. Контролює відповідність пробурених шпурів згідно з паспортом БПР змінний інженер, гірничий майстер або підривник. Далі від'єднують шланг від магістралей та бурильної машини або установки бурильної шахтної. Проводять прибирання бурового інструменту, мастильних та інших матеріалів. Прибирають бурильну машину або відганяють установку бурильну шахтну на місце стоянки.

2.2.2.2. Заряджання та підривання

Вибухові роботи виконуються згідно з паспортом буропідривних робіт (БПР), затвердженим в установленому порядку. До виконання підривних робіт допускаються робітники, які мають «Єдину книжку підривника». Заряджання шпурів здійснюють після закінчення буріння всіх шпурів. У кінці буріння шпурів майстер-підривник або гірничий майстер перевіряє відповідність глибини розташування шпурів паспорту БПР. Шпури, які не відповідають паспорту, потрібно перебурювати, а шпури, які мають глибину менше паспортної – добурювати. *Заряджання шпурів* – це робочий процес введення ВР у шпур та підготовка його до вибуху. Робочий процес заряджання та підривання шпурів у вибою розділяється на низку операцій, які виконуються послідовно, класифікація яких подано на рис. 2.9.

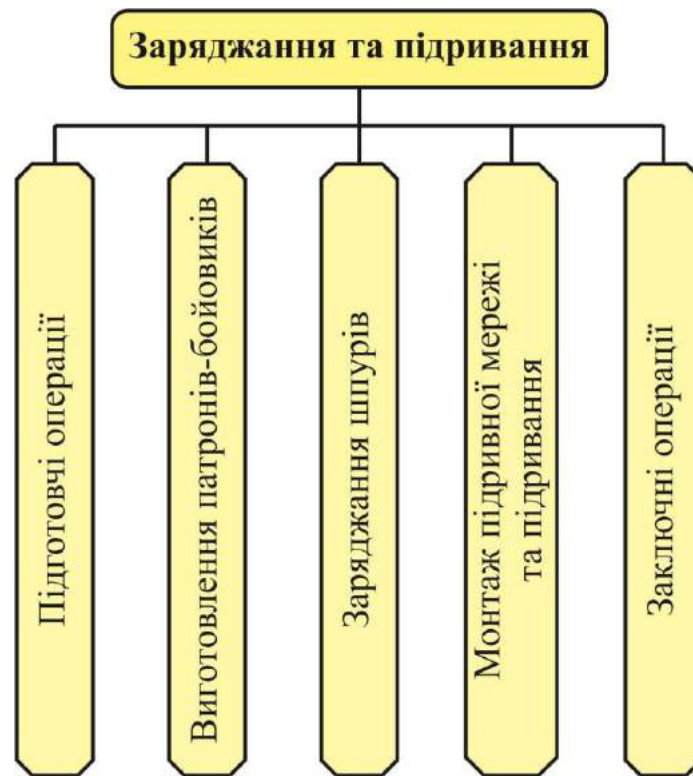


Рис. 2.9. Класифікація операцій при робочому процесі зарядження та підривання шпурів у вибою

При вибухових роботах найбільш трудомістким процесом є доставка ВР та зарядження шпурів. Зарядження шпурів може бути ручним (патронованими ВР) і механізованим (гранульованими або емульсійними ВР). При механізованому зарядженні застосовують зарядники (рис. 2.10), які допущені до застосування Держнаглядохоронпраці України, при ручному – у шпур патрони ВР досилають за допомогою набивача. В даний час у підземних виробках експлуатують зарядники пневматичного типу, конструкції яких розроблені для шахт та рудників, безпечних щодо газу та пилу, технічну характеристику яких подано у табл. Б2.6.

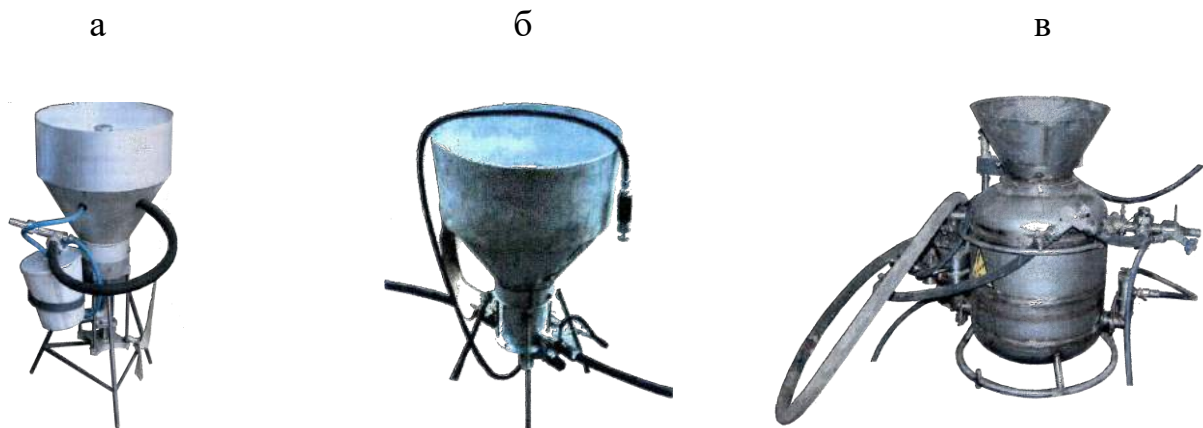


Рис. 2.10. Загальний вигляд пневматичних зарядників для механізованого зарядження шпурів: а – УЗП-2; б – УЗП-3; в – МЗП-1

Таблиця 2.6

Технічні характеристики пневматичних зарядників
для механізованого заряджання шпурів

| Найменування зарядника | Діаметр шпурів, мм | Глибина шпурів, м, не більше | Продуктивність технічна, кг/с | Довжина транспортування ВР, м, не більше | Маса, кг |
|------------------------|--------------------|------------------------------|-------------------------------|--|-----------|
| УЗП-2 | ≤ 50 | 5 | 0,5 – 0,6 | 100 | 20,0 |
| УРЗ-1Б ЕРА | ≤ 52 | 3 | 0,6 | 10 | 7,0 |
| ЗЕП-1 («Курама 7») | 34 – 60 | 3 | 0,3 | - | 2,0 – 2,2 |
| ЗЕП-В («Курама 8») | 34 – 50 | 3 | 0,2 | - | 2,5 |
| ЗЕП-15-01 | ≥ 36 | - | 0,6 – 0,9 | 8 | 40,0 |
| ЗМК-1А | 35 – 85 | - | 0,33 | 70 | 25,0 |
| ЗП-1 | 32 – 50 | 5 | 0,25 – 0,5 | - | 15,0 |
| ЗП-2 | ≤ 56 | ≤ 25 | 0,3 – 0,8 | 30 | 17,0 |
| УЗП-3 | ≤ 50 | 5 | 0,6 | 100 | 16,0 |
| МЗП-1 | 32 – 56 | 5 | 0,6 – 1,0 | 60 | 60,0 |
| ПСЗ-10 | ≥ 36 | - | 0,6 | 6 | 15,0 |

За принципом дії виконавчого органу, зарядники можуть бути нагнітальні та ежекторні. Для заряджання шпурів гранульованими ВР застосовуються різні пневматичні зарядники, класифікацію яких подано на рис. 2.11.

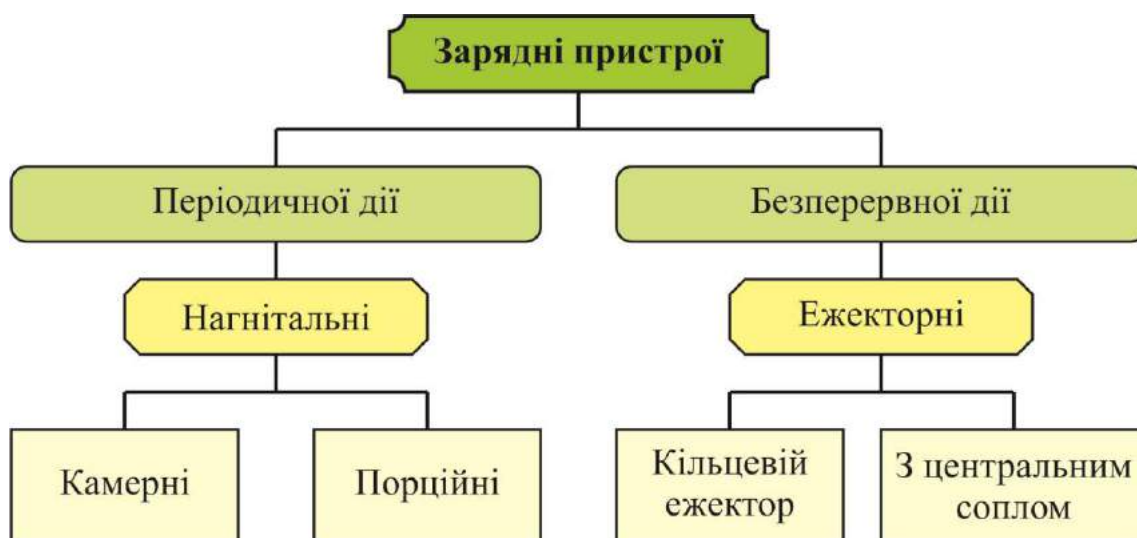


Рис. 2.11. Класифікація зарядних машин, призначених для механізованого заряджання шпурів

Доставка вибухових матеріалів (ВМ) до вибою виробок здійснюється вручну, рейковим або самохідним транспортом. Для доставки ВР до місця робіт допускаються тільки проінструктовані робітники. Доставка дозволяється працівникам, які перебувають під наглядом майстра-підричника. ВР переносяться у заводській упаковці у справних сумках або касетах. При цьому ВР та засоби ініціювання (ЗІ) розміщують у окремі сумки (касети). Детонатори та бойовики переносяться тільки підричниками. При доставці ВМ електровозом у спеціальних вагонах попереду та ззаду складу кріплять розпізнавальні знаки.

Підготовчі операції. Вибій повинен бути підготовлений: шпури очищені від бурового дрібняка, вибій добре освітлений, все обладнання виведено з вибою, трубопроводи огорожені, налагоджені та перевірені засоби вентиляції та пілозаглушення, при необхідності влаштовані підмостки та настили. При механізованому заряджанні здійснюється доставка до вибою пневматичного зарядника та шлангів, приєднання шлангів та пробний пуск зарядника без ВР. Після доставки ВМ підричник оглядає вибій, встановлює попереджувальні знаки та подає сигнал про початок вибухових робіт. При проведенні гірничих виробок застосовують такі методи підривання: вогневий, електричний, електровогневий та неелектричними системами ініціювання зарядів або детонувальним шнуром (при нестійких гірських породах).

Вогневе підривання – це спосіб підривання який виконується за допомогою капсуля-детонатора (КД) та вогнепровідного шнуру (ВШ) із застосуванням засобів його підпалювання. Спосіб застосовують на рудниках, безпечних щодо вибуху газу та пилу, при підриванні невеликої кількості зарядів та можливості швидкого і безперешкодного виходу підричника у безпечне місце або коли його не можна замінити на другі способи підривання. Початковим імпульсом слугує зовнішнє полум'я від горіння того чи іншого засобу запалювання. Вогнепровідний шнур містить пороховий заряд у асфальтованій або пластиковій оболонці та горить зі швидкістю 1 см/с. Вогневе підривання відрізняється простотою, дешевизною та достатньою ефективністю дії зарядів. Недолік – підвищена небезпека робіт, ніж при електричному підриванні або при підриванні детонувальним шнуром.

Електричне підривання – спосіб реалізується за допомогою електродетонаторів (ЕД), включених в електропідричну мережу. Сукупність електродетонаторів з дротами, з'єднаних між собою, та джерелом струму називається електропідричною мережею. Початковим імпульсом слугує електричний струм. До приладдя електричного підривання належать вибухові машинки та прилади, а також контрольно-вимірювальні прилади. У систему електричного підривання входять також дроти або кабелі та з'єднувальна арматура. Електричне підривання безпечніше вогневого, так дозволяє підривати більше зарядів і може застосовуватися у будь-яких умовах ведення вибухових робіт. Крім того, переваги полягають у відсутності шкідливих газів, які виділяються при горінні ВШ. Виконання вибуху з будь-якої відстані, у забезпеченні одночасного підривання зарядів, а також з інтервалами за серіями та тощо. Недоліки цього способу підривання полягають у високій складності при

підготовці електромереж та з'єднанні дротів. У небезпеці при ліквідації «відмов» зарядів та вибуху від блукаючих струмів, високій вартості засобів підривання.

Підривання за допомогою *детонувального шнуру* типу ДШ здійснюється простіше, ніж при електричному підриванні. Детонувальний шнур слугує для передачі детонації від ініціюючого капсулю-детонатору або електродетонатору до заряду ВР, а також від одного заряду до іншого. Для створення необхідних уповільнень між вибухами зарядів використовують піротехнічні уповільнювачі КЗДШ з десятьма ступенями уповільнення від 0,01 до 0,2 с. При підриванні за допомогою детонувального шнуру, патрон-бойовик являє собою патрон ВР, обв'язаний детонувальним шнуром. При цьому капсулі-детонатори або електродетонатори слугують тільки для ініціювання вибуху самого детонувального шнуру й не входять у патрон-бойовик.

Для *електровогневого підривання* зарядів застосовують КД, ВШ, електрозапалювальні патрони та приладдя: вибухові дроти або кабелі та з'єднувальна арматура. Початковим імпульсом є електричний струм. Електрозапалювальний патрон являє собою гільзу з тонкого картону, на дні якої знаходиться шар із суміші пороху, парафіну та каніфолі. У донну частину вмонтовано електричний запальник. При використанні електрозапалювальних патронів у гільзу вводять шнури запальних трубок, які йдуть з розташованих поблизу шпурів. Гільзу з пучком шнурів щільно обв'язують шпагатом. Дріт електрозапальника підключають до магістральних дротів та з укриття включають струм. Спалахує електричний запальник, від його полум'я загоряється займиста суміш, а остання запалює порохові серцевини ВШ запальних трубок. Електровогневе підривання здійснюється також у разі використання запалювальних патронів, коли займиста суміш загоряється за допомогою відрізка ВШ, підпаленого електрозапалювальною трубкою.

У даний час широке застосування на вітчизняних і закордонних рудниках знаходять *неелектричні системи ініціювання* (НСІ), засновані на передачі ударної хвилі по трубчастому пластиковому високоміцному хвилеводу зі швидкістю до 2 км на с. Це досягається за рахунок покриття (напилення) внутрішньої його поверхні найтоншим шаром ВР (теом або октогеном) з домішками тонкодисперсного алюмінію. Маса навішення ВР становить на 1 м хвилеводу близько 50 мг. Один кінець хвилеводу запаятий, а на іншому змонтований герметичний детонатор. Ініціювання ударної хвилі у хвилеводі виконується за допомогою спеціальних пістолетів-стартерів, що споряджаються капсулями, електричним імпульсом від вибухової машинки. Перед вибухом запаятий кінець хвилеводу обрізається. Ініціювання також здійснюється звичайними КД, ЕД чи петлею детонувального шнуру. Обрізка кінця хвилеводу не потрібно, проводиться ініціювання одночасно 20 і більше хвилеводів. НСІ зарядів зручні у монтажі, надійні та безпечні. Після перевірки та виміру шпурів підричник виготовляє патрони-бойовики точно за кількістю зарядів. Патрон-бойовик призначений для надійної детонації усього заряду (рис. 2.12).

При вогневому, електричному підриванні або НСІ він являє собою патрон ВР зі вставленим у нього детонатором. Патрони-бойовики виготовляють безпосередньо у вибою. Порядок виготовлення патронів-бойовиків наступний. На

одному з торців патрона, не розгортаючи оболонки, роблять поглиблення наколкою, яка виготовлена з дерева або з кольорового металу, вводять детонатор.

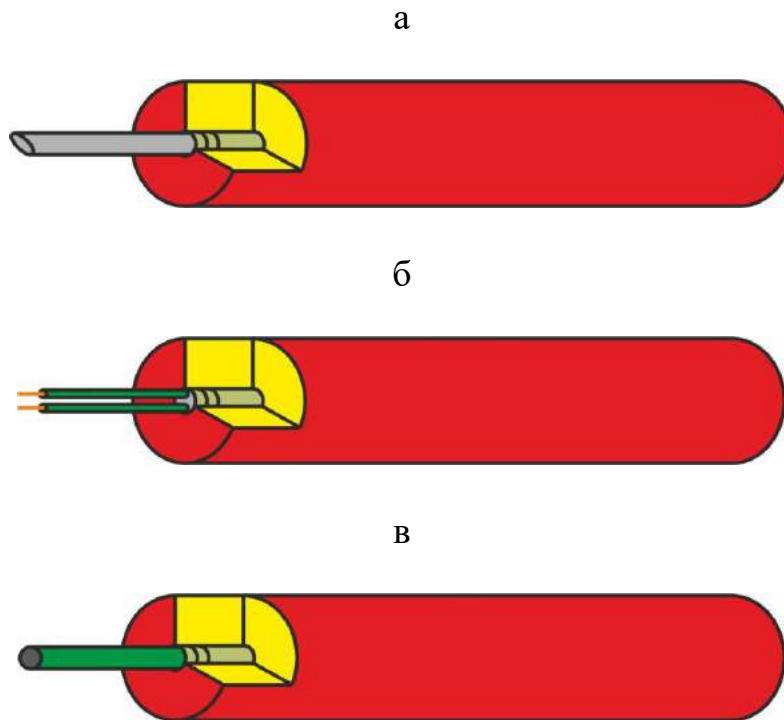


Рис. 2.12. Зовнішній вигляд патрона-бойовика при різних способах підривання: а – вогневому або електровогневому; б – електричному; в – НСІ

Заряджання шпурів. Перед початком заряджання шпурів у вибою, всі люди які не беруть участі у заряджанні, повинні бути виведені у безпечне місце, яке вказане у паспорті БПР. Перед заряджанням шпурів у місцях можливих підходів підземних виробок до вибою, де проводяться вибухові роботи, повинні бути виставлені пости охорони. У окремих випадках допускається, з моменту заряджання, виставлення попереджувальних знаків на межах небезпечної зони з обов'язковим виставленням постів, безпосередньо перед підриванням. Залежно від конструкції заряду в шпурах розрізняють пряме або зворотне ініціювання зарядів. При прямому ініціюванні спочатку заряджають шпур ВР, а потім вводять патрон-бойовик. При зворотному навпаки, спочатку в шпурі розміщують патрон-бойовик, а потім заряджають ВР. При ручному заряджанні шпурів патроном ВР для просовування патронів та ущільнення забивки допускається застосовувати набійники з дерева або інших матеріалів, які не дають іскри. Роботи зі заряджання вибою на висоті більше 1,5 м ведуть тільки з полків, висувних майданчиків або прохідницьких щитів. При механізованому заряджанні шпурів мішки з ВР підносяться до зарядника. Переконавшись у справності пневматичного зарядника, його заповнюють ВР, вводять до шпур зарядну трубку та за допомогою стиснутого повітря подають необхідну кількість ВР. Після закінчення заряджання всіх шпурів зарядник продувають стисненим повітрям, видаляючи залишки ВР, промивають водою, відключають від мережі стисненого повітря та прибирають з вибою. З метою

підвищення безпеки вибухових робіт та ефекту вибуху, а також запобігання викиду ВР з шпурів застосовують забивку – матеріал, яким закладають незаповнену зарядом частину шпуру. Без забивки газу, які утворюються під час вибуху, вибиваються з шпуру до атмосфери виробки, не виконавши корисної дії з руйнування масиву гірських порід. Довжина забивки повинна бути не менше 1/3 загальної довжини шпуру. У якості матеріалу забивки застосовують пісок, глину, воду. Кращим матеріалом для забивки вважають суміш однієї частини глини та трьох частин піску. Зазвичай матеріал для забивки шпурів готують у вигляді пижів (коротких циліндрів) діаметром, дещо меншим діаметра шпуру. Найкращі техніко-економічні показники забезпечує водяна забивка (гідралічна забивка) з пластикових ампул, заповнених водою. Циліндрична ампула з поліетилену на одному кінці має пелюстковий зворотний клапан для утримання води, другий кінець ампули запаений. При підриванні ВР ампули лопаються, вода зрощує підірвану породу та частково зменшує шкідливу дію газів й пилоутворення у рудничній атмосфері.

Змінна продуктивність при ручному заряджанні шпурів

$$H_3 = \frac{(T_{zm} - T_{n.z} - T_{n.m})}{(t_o + t_e) \cdot (1 + k_{eid})}, \text{ шп.-м/зміну}, \quad (2.4)$$

де $T_{n.z}$ – час підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 13 хв; $T_{n.m}$ – час на технологічну перерву, що дорівнює 20 хв; k_{eid} – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 0,1; $(t_o + t_e)$ – норма часу на заряджання 1 м шпуру:

| | | | | | |
|---------------------------|------|------|------|------|------|
| середня глибина шпурів, м | 1,0 | 1,5 | 2,0 | 2,5 | 3,0 |
| $(t_o + t_e)$, чол-хв/м | 1,52 | 1,34 | 1,18 | 1,06 | 0,95 |

Змінна продуктивність при механізованому заряджанні шпурів зарядною машиною

$$H_3 = \frac{(T_{zm} - T_{nz} - T_{ob} - T_{don})}{(t_o + t_e) \cdot (1 + k_{eid})}, \text{ шп.-м/зміну}, \quad (2.5)$$

де T_{nz} – тривалість підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 30 – 50 хв; T_{ob} – час на обслуговування зарядної машини, що дорівнює 1 – 15 хв; T_{don} – час на додаткові операції, що дорівнює 47 хв.

Монтаж підривної мережі – прокладка дротів електричних мереж, хвилеводів або ліній детонувального шнуру з підключенням до них зарядів у порядку, який забезпечує запроектовану схему уповільнень. Вибухову мережу монтують після закінчення заряджання й забивання шпурів і виведення людей з вибою. Ця робота вимагає від підривника великої обережності. Змінний інженер або гірничий майстер та підривник перевіряють правильність заряджання шпурів і монтажу підривної мережі, після чого зі спеціального укриття проводиться підривання. При електричному способі підривання кінцеві дроти від ЕД за допомогою дільничних та магістральних дротів з'єднуються у вибухову мережу, потім справність підривної мережі перевіряють приладом, кінці магістральних дротів з'єднують з джерелом струму, подають «бойовий» сигнал й вмикають струм. При підриванні за допомогою НСІ ініціювання хвилеводам передається від ДШ прикріпленого до їх груп. Після візуального

контролю мережі до іншого кінця ДШ під'єднують два ЕД, мережа перевіряється, подається «бойовий» сигнал, вмикається струм у вибухову мережу. При вогневому підриванні монтаж мережі не проводиться й кожен відрізок ВШ, що йде від зарядів, підпалюється та вибухає окремо. При електровогневому підриванні підпалювання відрізків ВШ, що йдуть до зарядів, проводиться електрозапальниками, змонтованими у електричну мережу. Одночасне підпалювання декількох відрізків ВШ (5 та більше) проводиться патронами групового запалювання.

При проведенні вибухових роботах подаються такі звукові сигнали:

- перший сигнал – «Попереджувальний» (один тривалий), при ньому всі люди, не задіяні на заряджанні й підриванні, повинні вийти за межі небезпечної зони, а біля її кордонів виставляються пости охорони;
- другий сигнал – «Бойовий» (два тривалих), після нього підривники при вогневому підриванні запалюють ВШ й видаляються в укриття, а при електричному підриванні вмикають струм;
- третій сигнал – «Відбій» (три коротких), подається після огляду місця вибуху й означає закінчення підривних робіт.

Для перевірки результатів вибуху та збору залишків ВМ допуск робітників до місця вибуху дозволяється особою технічного нагляду, відповідальним за ведення вибухових робіт у цій зміні.

2.2.2.3. Провітрювання

Отруйні гази, які утворилися під час вибуху зарядів ВР, повинні розріджуватися свіжим повітрям та виноситися з виробки протягом короткого відрізка часу, який не перевищує 30 хв. Провітрювання гірничих виробок при їх проведенні, здійснюють за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання (рис. 2.13) та за рахунок загальношахтної депресії. Провітрювання за рахунок загальношахтної депресії застосовують рідше, у тих випадках, коли проводять дві паралельні виробки, які збивають між собою через проміжки не більше 30 м.



Рис. 2.13. Зовнішній вигляд вентиляторів місцевого провітрювання: а – ВМЕ-4; б – ВМЕ-5; в – ВМП-4М

Найбільшого поширення набуло провітрювання гірничих виробок вентиляторами місцевого провітрювання у поєднанні з вентиляційними трубами, характеристика яких подано у табл. 2.7. За допомогою вентиляторів та труб провітрювання гірничих виробок здійснюють наступними способами: нагнітальним, всмоктувальним або комбінованим (рис. 2.14).

Таблиця 2.7

Характеристика вентиляторів місцевого провітрювання

| Показник | ВМЕ-4 | ВМЕ-5 | ВМЕ-6 | ВМЕ-8 | ВМЕ-12А | ВМП-4М | ВМП-6/1 |
|--------------------------------------|-------|-------|-------|-------|---------|--------|---------|
| Номінальний діаметр, мм | 400 | 500 | 630 | 800 | 1200 | 400 | 600 |
| Номінальна подача, м ³ /с | 2,0 | 3,65 | 7,0 | 10,0 | 21,0 | 1,4 | 5,2 |
| Номінальний повний тиск, Па | 1300 | 2000 | 2500 | 3200 | 2600 | 1400 | 2000 |
| Максимальний повний ККД | 0,61 | 0,66 | 0,68 | 0,63 | 0,72 | 0,25 | 0,33 |
| Потужність електро-двигуна, кВт | | 15 | 25 | 50 | 110 | - | - |
| Тиск стисненого повітря, МПа | - | - | - | - | - | 0,5 | 0,5 |
| Довжина, мм | - | 1020 | 1050 | 1216 | 2280 | - | - |
| Висота, мм | 590 | 825 | 975 | 1170 | 1717 | 650 | 1000 |
| Ширина, мм | 600 | 800 | 750 | 910 | 1350 | 600 | 1000 |
| Маса, кг | 145 | 270 | 420 | 800 | 2200 | 70 | 340 |

Нагнітальний спосіб – забезпечує швидке розрідження продуктів вибуху та винос газів й пилу з тупикової частини виробки за рахунок нагнітання по трубах свіжого повітря. Найбільший ефект досягається у тому випадку, якщо кінець вентиляційного трубопроводу знаходиться не ближче 8 – 10 м від вибою. Недолік цього способу полягає у тому, що виробка протягом всього періоду забруднена пилом і газами. Нагнітальну схему провітрювання застосовують при довжині виробок до 300 – 700 м.

Всмоктувальний спосіб провітрювання має обмежене застосування. Виробка вільна від шкідливих газів за всією своєю довжиною крім тупикової частини, яка прилегла до вибою. Провітрювання було б ефективним, якщо кінець трубопроводу можна було розташувати за 2 – 3 м від вибою. Однак його розташовують не ближче ніж за 6 – 8 м від вибою, щоб уникнути пошкодження під час вибуху. В цьому випадку провітрювання йде повільно, у вибою застоюються гази. Всмоктувальну схему провітрювання застосовують при довжині виробки 400 – 1000 м.

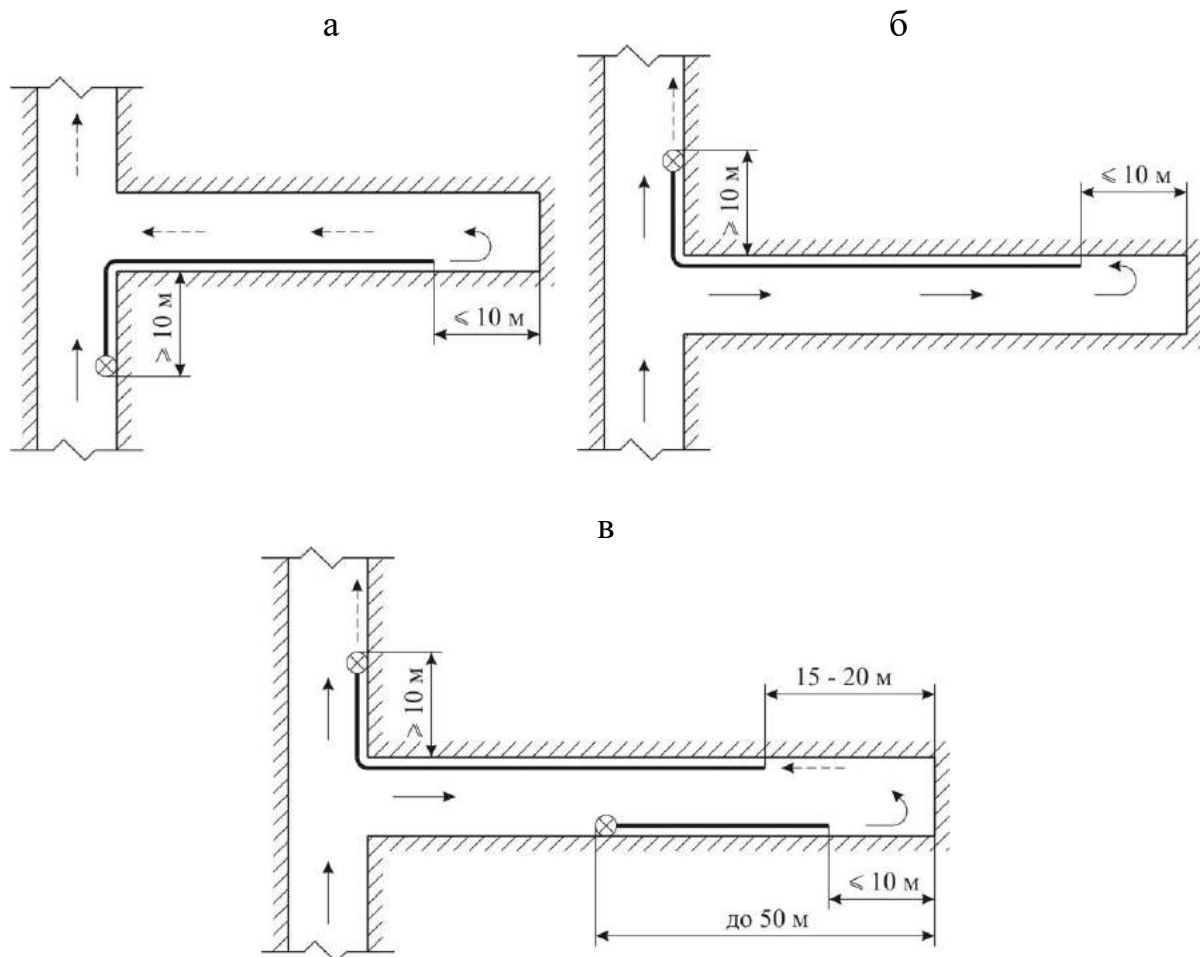


Рис. 2.14. Схеми провітрювання тупикових гірничих виробок: а – нагнітальна; б – всмоктувальна; в – комбінована

При *комбінованому способі* провітрювання застосовують два вентилятора. Один вентилятор нагнітає свіже повітря до вибою, а інший, який працює на всмоктування, видаляє з привибійного простору витиснуті та розбавлені гази. Продуктивність всмоктувального вентилятора повинна бути на 20% більше нагнітального. Якщо комбіноване провітрювання здійснюють без встановлення перемички, то продуктивність всмоктувального вентилятора приймають на 30% більше нагнітального, щоб уникнути поширення газів по виробці. Нагнітальний вентилятор встановлюється за межами зони, яка забруднена шкідливими газами та пилом від вибухових робіт. Протяжність цієї зони визначається розрахунком у залежності від маси заряду ВР, його властивостей та площі поперечного перерізу виробки. У середньому ця величина складає близько 50 м. Комбінована схема провітрювання застосовується при провітрюванні дуже протяжних виробок довжиною понад 1000 м.

На даний час провітрювання тупикових горизонтальних та похилих виробок здійснюють, як правило, із застосуванням гнучких вентиляційних труб діаметром 400, 500, 600, 800 та 1000 мм. Гнучкі труби виготовляють з капрону з одностороннім покриттям негорючої гумою, тканини «Чефер» з двостороннім покриттям поліхлорвінілом або з двостороннім гумовим покриттям. Гнучкі

труби з'єднують між собою стиковими кільцями та підвішують до тросу протягнутому по виробці. У порівнянні з металевими трубами гнучкі мають наступні переваги: менша кількість стиків, що знижує витік повітря та трудомісткість монтажу; мала маса (маса 1 м труби 1,8 – 4,7 кг); низька вартість, зручні при транспортуванні та монтажі. Недоліки гнучких труб: порівняно малий (12 – 24 міс.) термін служби, схильність до пошкоджень, у результаті чого збільшується витік повітря.

Металеві труби виготовляють з листової сталі товщиною 2 – 3 мм. Діаметр труб – 0,4 – 1,0 м, довжина 2,0, 2,5, 3,0 та 4,0 м. Маса 1 м труби з деталями підвіски становить 26 – 73 кг. Металеві труби з'єднують на фланцях болтами з гумовою прокладкою та підвішують на скоби. Металеві труби потребують великої витрати металу, трудомісткі при транспортуванні та монтажі. Їх переваги – великий (до 3 років) термін служби.

Вентиляційні труби повинні прокладатися прямолінійно з щільним з'єднанням стиків, які виключають витік повітря. Гнучкі труби повинні бути натягнуті, не повинні мати складок та скручування. На кінці гнучкого стояку слід вставляти металеву трубу рівного діаметру та довжиною 1,0 – 1,5 м.

Розрахунок вентиляції тупикових виробок містить розрахунок витрати повітря та депресії вентилятора місцевого провітрювання, а також вибір типу вентилятора, типу та діаметру вентиляційного трубопроводу, схеми встановлення вентилятора. Розрахунок витрати повітря при цьому проводиться за основним факторами:

- за розрідженням газів від вибухових робіт;
- за максимальною кількістю людей у вибою;
- за вихлопними газами від двигунів внутрішнього згорання;
- за мінімально-припустимою швидкістю руху повітря.

Із вище зазначених факторів до розрахунку приймається максимальне значення.

Витрата повітря за розрідженням газів від вибухових робіт за В.М. Вороніним

- при нагнітальному способі провітрювання

$$Q_n = \frac{2,3}{t} \cdot \sqrt[3]{A \cdot S_{ce}^2 \cdot L^2 \cdot B \cdot \varphi}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.6)$$

де t – час провітрювання вибою після виконання вибухових робіт, ≤ 1800 с (≤ 30 хв); A – маса ВР, які одночасно підриваються у вибою, кг; S_{ce} – площа перерізу виробки у світлі, м^2 ; L – довжина провітрюваної виробки, м; B – фактична газоносність ВР, що дорівнює 40 л/кг; φ – коефіцієнт, який враховує обводненість виробки, для сухих $\varphi = 0,8$, для вологих $\varphi = 0,6$.

- при всмоктувальному способі провітрювання

$$Q_e = \frac{2,83}{t} \cdot \sqrt[3]{A \cdot S_{ce} \cdot B \cdot \left(20 + \frac{A}{3}\right)}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.7)$$

- при комбінованому способі провітрювання:
– витрати повітря у вибою нагнітальним вентилятором

$$Q_{в.н} = \frac{2,3}{t} \cdot \sqrt[3]{A \cdot S_{св}^2 \cdot l^2 \cdot B}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.8)$$

де l – відстань від вибою виробки до вентиляційного трубопроводу або перемички, м.

– витрати повітря у вибою всмоктувальним вентилятором при наявності вентиляційної перемички

$$Q_{в.в} = 1,2 \cdot Q_{в.н}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.9)$$

– витрати повітря у вибою всмоктувальним вентилятором при відсутності вентиляційної перемички

$$Q_{в.в} = 1,3 \cdot Q_{в.н}, \text{ м}^3/\text{с}. \quad (2.10)$$

Витрата повітря за максимальною кількістю людей у вибою

$$Q = 0,1 \cdot n, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.11)$$

де 0,1 – норма витрати повітря на одну людину, $\text{м}^3/\text{с}$; n – найбільша кількість людей, яка одночасно знаходяться у вибою, чол.

Витрата повітря за вихлопними газами від двигунів внутрішнього згорання

$$Q = 0,068 \cdot N_{\partial}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.12)$$

де N_{∂} – сумарна потужність працюючих двигунів внутрішнього згорання, кВт; 0,068 – норма витрати повітря на 1 кВт номінальної потужності двигуна внутрішнього згорання, $\text{м}^3/\text{с}$, що дорівнює 4,08 $\text{м}^3/\text{хв}$ на 1 кВт.

Витрати повітря за мінімально-допустимою швидкістю руху повітря

$$Q = v_{\min} \cdot S_{св}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.13)$$

де v_{\min} – мінімально допустима швидкість руху повітря по виробці, що дорівнює 0,25 м/с.

Необхідна подача вентилятора місцевого провітрювання

$$Q_{в} = p \cdot Q, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.14)$$

де p – коефіцієнт витоків (втрат) повітря, (див. табл. 2.8).

Таблиця 2.8

Коефіцієнт витоків (втрат) повітря
для прогумованих вентиляційних трубопроводів

| Довжина трубопроводу, м | 100 | 200 | 300 | 400 | 500 | 600 | 700 | 800 |
|---|------|------|------|------|------|------|------|------|
| Коефіцієнт витоків (втрат) повітря, p | 1,07 | 1,14 | 1,19 | 1,25 | 1,30 | 1,36 | 1,39 | 1,43 |

Коефіцієнт витоків (втрат) повітря

$$p = \left(\frac{1}{3} \cdot k \cdot d_m \cdot \frac{L}{l_c} \sqrt{R} + 1 \right)^3, \quad (2.15)$$

де k – коефіцієнт питомої стикової повітропроникності, що дорівнює при хорошій якості збірки труб 0,0005 – 0,001, при задовільному – 0,001 – 0,003; d_m – діаметр трубопроводу, м; L – довжина трубопроводу, м; l_c – довжина однієї труби, м; R – аеродинамічний опір трубопроводу

$$R = \frac{6,5 \cdot \alpha \cdot L}{d_m^5}, \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4, \quad (2.16)$$

де α – коефіцієнт аеродинамічного опору трубопроводу, (див. табл. 2.9).

Таблиця 2.9

Коефіцієнт аеродинамічного опору для металевих труб

| Діаметр трубопроводу, м | 0,4 | 0,5 | 0,6 | 0,7 | 0,8 |
|--|--------|---------|---------|--------|---------|
| Коефіцієнт аеродинамічного опору, α | 0,0004 | 0,00035 | 0,00032 | 0,0003 | 0,00025 |

Для всіх діаметрів прогумованого трубопроводу коефіцієнт аеродинамічного опору без урахування втрат повітря за довжиною може бути прийнятий $\alpha = 0,00045$.

Статичний тиск

$$H_c = p \cdot R \cdot Q^2, \text{ Па.} \quad (2.17)$$

Місцеві втрати напору

$$H_m = 0,2 \cdot H_c, \text{ Па.} \quad (2.18)$$

Динамічний тиск

$$H_d = \frac{v_m^2 \cdot \gamma}{2}, \text{ Па,} \quad (2.19)$$

де γ – щільність повітря, що дорівнює $1,2 \text{ кг/м}^3$; v_m – швидкість руху повітря у трубопроводі

$$v_m = \frac{4 \cdot Q}{\pi \cdot d_m^2}, \text{ м/с.} \quad (2.20)$$

Тиск (напір) вентилятора місцевого провітрювання

$$H_v = H_c + H_m + H_d, \text{ Па.} \quad (2.21)$$

За розрахованими значеннями витрат повітря та тиску обирається вентилятор за його аеродинамічною характеристикою (рис. 2.15). Якщо вентилятор за тиском підібрати не можливо, то беруть до встановлення два або кілька вентиляторів, працюючих послідовно у одному металевому трубопроводі. При такій установці вентилятори повинні забезпечити розрахункові витрати повітря та у сумі давати тиск, що дорівнює розрахунковому тиску вентилятора.

Якщо для провітрювання застосовують гнучкі прогумовані труби, то вентилятори встановлюють один за іншим без розривів з боку свіжого струменя повітря – так зване каскадне розташування вентиляторів. У цьому випадку вентилятори повинні мати однакову продуктивність (подачу) та будуть забезпечувати сумарний тиск (депресію).

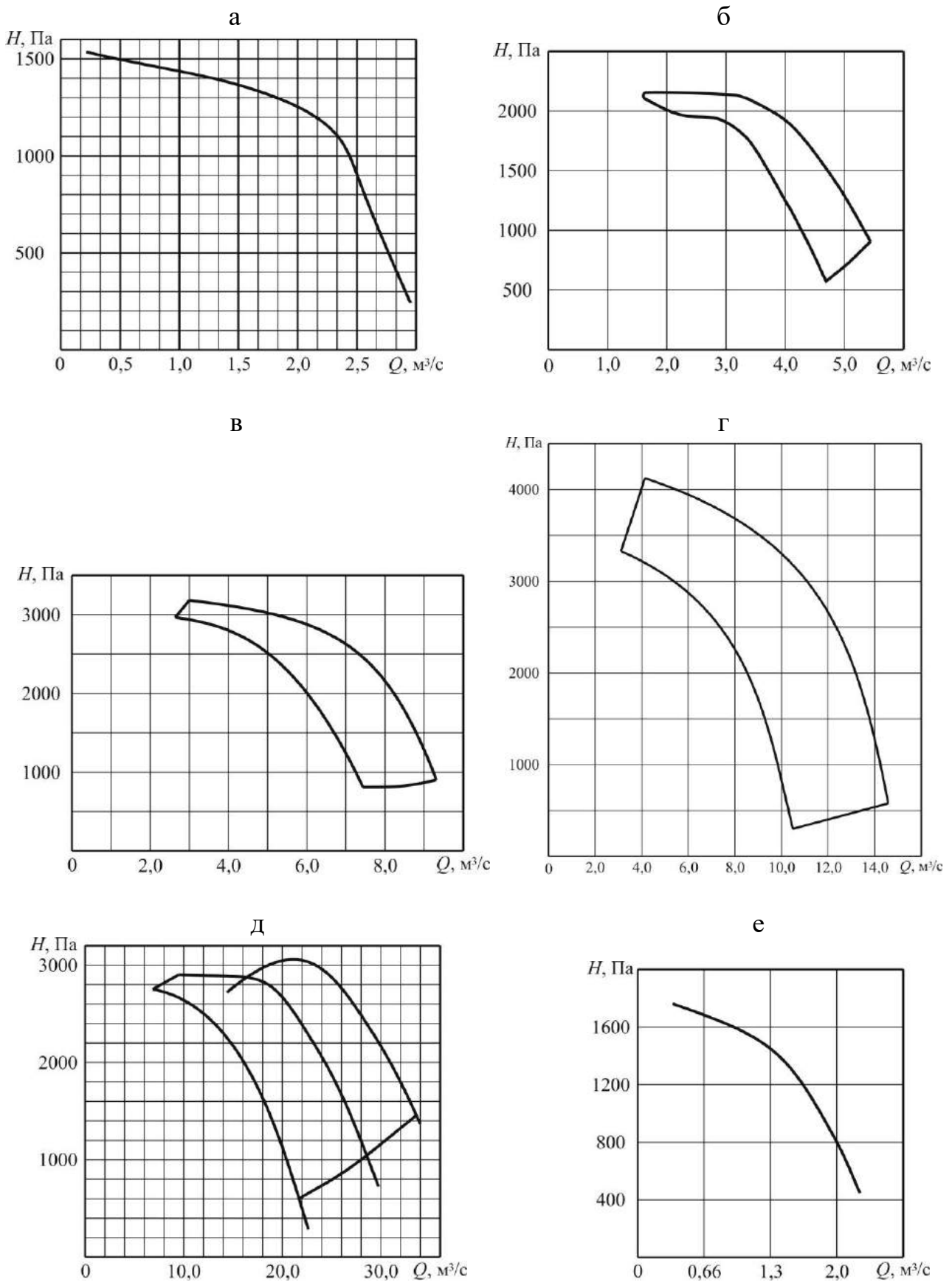


Рис. 2.15. Аеродинамічні характеристики вентиляторів місцевого провітрювання: а – ВМЕ-4; б – ВМЕ-5; в – ВМЕ-6; г – ВМЕ-8; д – ВМЕ-12А; е – ВМП-4М

2.2.2.4. Прибирання гірської маси

Прибирання гірської маси – це робочий процес навантаження зруйнованої гірської маси за допомогою навантажувальних машин безпосередньо або через перевантажувач у транспортний засіб або піднятковий. Це один з основних процесів прохідницького циклу, який займає до 40 – 50% часу від тривалості циклу. Рівень механізації навантаження складає близько 95 – 98%. Механізація навантаження здійснюється за допомогою навантажувальних машин та рідше скреперними установками. Навантажувальні машини призначені для механізації навантаження гірської маси у транспортні засоби. В даний час впровадження високопродуктивних навантажувальних машин дозволяє зменшити трудові витрати та час навантаження до 30 – 35% від загального циклу робіт. Робочий процес прибирання гірської маси у вибою включає низку операцій, що виконуються послідовно, класифікація яких подано на рис. 2.16.

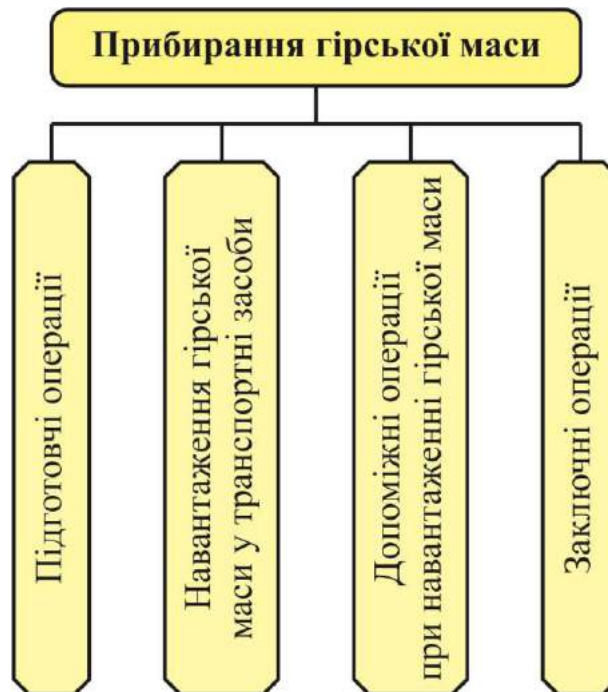


Рис. 2.16. Класифікація операцій при робочому процесі прибирання гірської маси у вибою

Підготовчими операціями при прибиранні гірської маси є: огляд робочого місця та приведення його у безпечний стан, налагодження освітлення, піднесення інструменту та мастильних матеріалів. Підключення повітропроводного шлангу або електричного кабелю до навантажувальної машини. Огляд, змащення, заправка (ПММ та ДП), випробування та усунення дрібних поломок навантажувальної машини, підгін її до вибою.

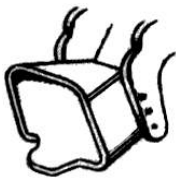



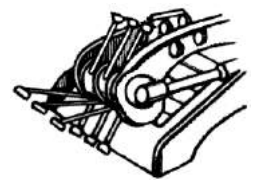
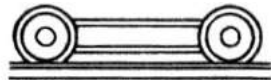

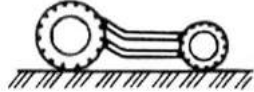
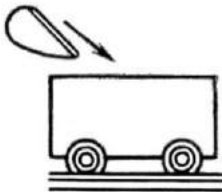
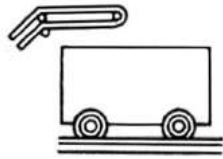
Операція навантаження гірської маси у транспортні засоби (вагонетки, шахтні автосамоскиди та тощо) здійснюється за допомогою навантажувальної машини. До основних факторів, які обумовлюють технологічні параметри навантажувальних машин, відносять гірничо-геологічні умови – поперечний

переріз гірничої виробки, кут нахилу виробки, міцність порід, багатоводність, крупність кусків відбитої гірської маси та тощо. Навантажувальна машина повинна забезпечити максимальний рівень механізації навантаження, високу продуктивність праці та, що дуже важливо, забезпечити проектовану швидкість проведення виробки. Машина повинна розміщуватися у виробці зі забезпеченням зазорів, що відповідають Правилам безпеки.

Навантажувальні машини класифікують за принципом роботи виконавчого органу – машини періодичної дії (ППН), машини безперервної дії (ПНБ) та транспортно-доставні машини (ПТ та ПД). Класифікація навантажувальних машин подано у табл. 2.10.

Таблиця 2.10

Класифікації навантажувальних машин

| За типом робочого органу | | | | |
|---|--|--|---|--|
| Ковшовий | Барабанно-лопатевий | Парні нагортаючи лапи | Гребковий | Гребково-роторний |
|  |  |  |  |  |
| За виконанням ходової частини | | | | |
| Колісно-рейковий | | Гусеничний | Пневмошинний | |
|  | |  |  | |
| За способом передачі вантажу | | | | |
| Прямий (робочим органом) | | Ступінчастий (перевантажувальним конвеєром) | | |
|  | |  | | |

Навантажувальні машини періодичної дії є машинами атакуючого дії (рис. 2.17). У процесі навантаження вони наступають на розпушену породу або руду, виконуючи її зачерпування, та відступають від вибою, одночасно розвантажуючи ківш у транспортний засіб. Технічну характеристику навантажувальних машин періодичної дії подано в табл. 2.11.

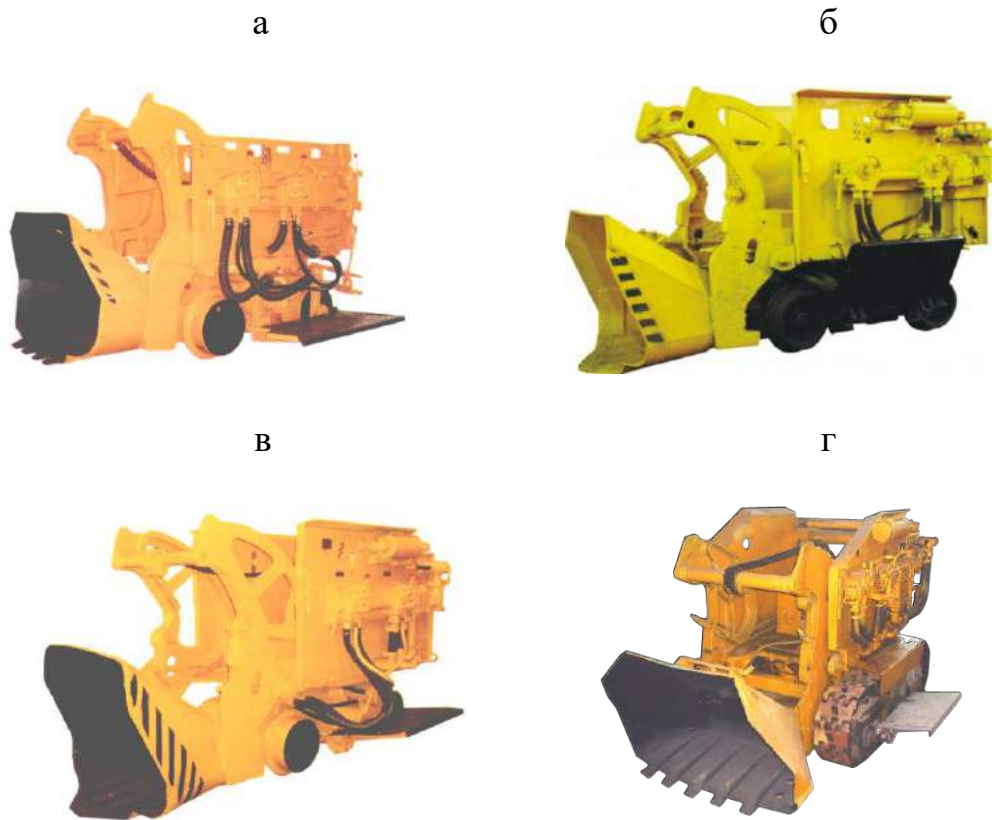


Рис. 2.17. Зовнішній вигляд навантажувальних машин періодичної дії: а – НК-1; б – ППН-3А; в – МППЗ; г – ППН-2Г

Таблиця 2.11

Технічна характеристика
навантажувальних машин періодичної дії

| Тип машини | Продуктивність, м ³ /хв | Ємність ковша, м ³ | Ширина захвату, м | Висота завантаження, м | Розмір навантажувальних кусків, мм | Довжина, м | Ширина, м | Висота, м | Коля, мм | Маса, т |
|------------|------------------------------------|-------------------------------|-------------------|------------------------|------------------------------------|------------|-----------|-----------|---------------|---------|
| ППН-1с | 1,0 | 0,2 | 2,2 | 1,25 | 400 | 2,25 | 1,25 | 1,50 | 600, 750 | 3,5 |
| НК-1 | 1,25 | 0,26 | 2,2 | 1,30 | 300 | 2,50 | 1,28 | 1,58 | 600, 750, 900 | 3,5 |
| ППН-3А | 1,75 | 0,55 | 3,2 | 1,65 | 600 | 3,20 | 1,5 | 1,80 | 750, 900 | 6,8 |
| МППЗ | 2,0 | 0,60 | 3,2 | 1,55 | 600 | 3,30 | 1,50 | 1,80 | 600, 750, 900 | 6,7 |
| ППН-2Г | 2,0 | 0,40 | - | 1,12 | 400 | 2,70 | 1,26 | 1,75 | - | 6,0 |
| ППМ-4У | 1,25 | 0,32 | 4,0 | 1,45 | 400 | 8,20 | 1,80 | 1,73 | 600, 750, 900 | 10,0 |

Навантажувальні машини безперервної дії (рис. 2.18) з парними нагрібальними лапами бокового захоплення типу ПНБ використовуються для навантаження гірської маси в очисному вибою і при проведенні підготовчих виробок висотою менше 5 м, які входять до складу різних прохідницьких та

очисних комплексів. Навантажувальні машини типу ПНБ випускаються чотирьох класів: легкі, середні, важкі та надважкі. Кожен клас позначається цифрою, яка в індексі машини ставиться праворуч (ПНБ-1, ПНБ-2, ПНБ-3, ПНБ-4). Машини першого та другого класів використовуються для навантаження дрібнокусковатих м'яких порід (вугілля, сланець), третього та четвертого – для навантаження крупнокусковатих міцних порід та руд. Технічну характеристику навантажувальних машин безперервної дії подано в табл. 2.12.



Рис. 2.18. Зовнішній вигляд вантажної машини безперервної дії типу ПНБ-3Д2

Таблиця 2.12

Технічна характеристика
навантажувальних машин безперервної дії типу ПНБ

| Тип машини | Технічна продуктивність, м ³ /хв | Загальна встановлена потужність, кВт | Крупність кусків гірської маси, мм | Довжина, м | Ширина, м | Висота, м | Маса, т |
|------------|---|--------------------------------------|------------------------------------|------------|-----------|-----------|---------|
| ПНБ-3Д | 3,5 | 134 | 800 | 9,0 | 2,7 | 1,9 | 26,0 |
| ПНБ-3Д2 | 5,0 | 134 | 800 | 9,5 | 2,7 | 1,9 | 27,0 |
| ПНБ-4 | 6,3 | 170 | 800 | 10,0 | 2,7 | 2,0 | 36,0 |

У даний час при проведенні гірничих виробок та веденні очисних робіт широке застосування отримали транспортно-доставні машини, які замінюють комплекси з навантажувального та транспортного обладнання. Транспортно-доставні машини у порівнянні з іншими засобами навантаження та транспортування мають ряд істотних переваг (рис. 2.19). Ці машини мають більшу маневреність, можуть працювати у декількох вибоях та транспортувати руду по виробках з малими радіусами заокруглень, мають високу продуктивність, вимагають меншої кількості обслуговуючого персоналу. Усі транспортно-доставні машини поділяються на вантажно-доставні машини типу

ПД та вантажно-транспортні машини типу ПТ. Вантажно-доставні машини транспортують гірничу масу в ковші. Вантажно-транспортні машини мають ківш та кузов й транспортують гірничу масу в кузові.

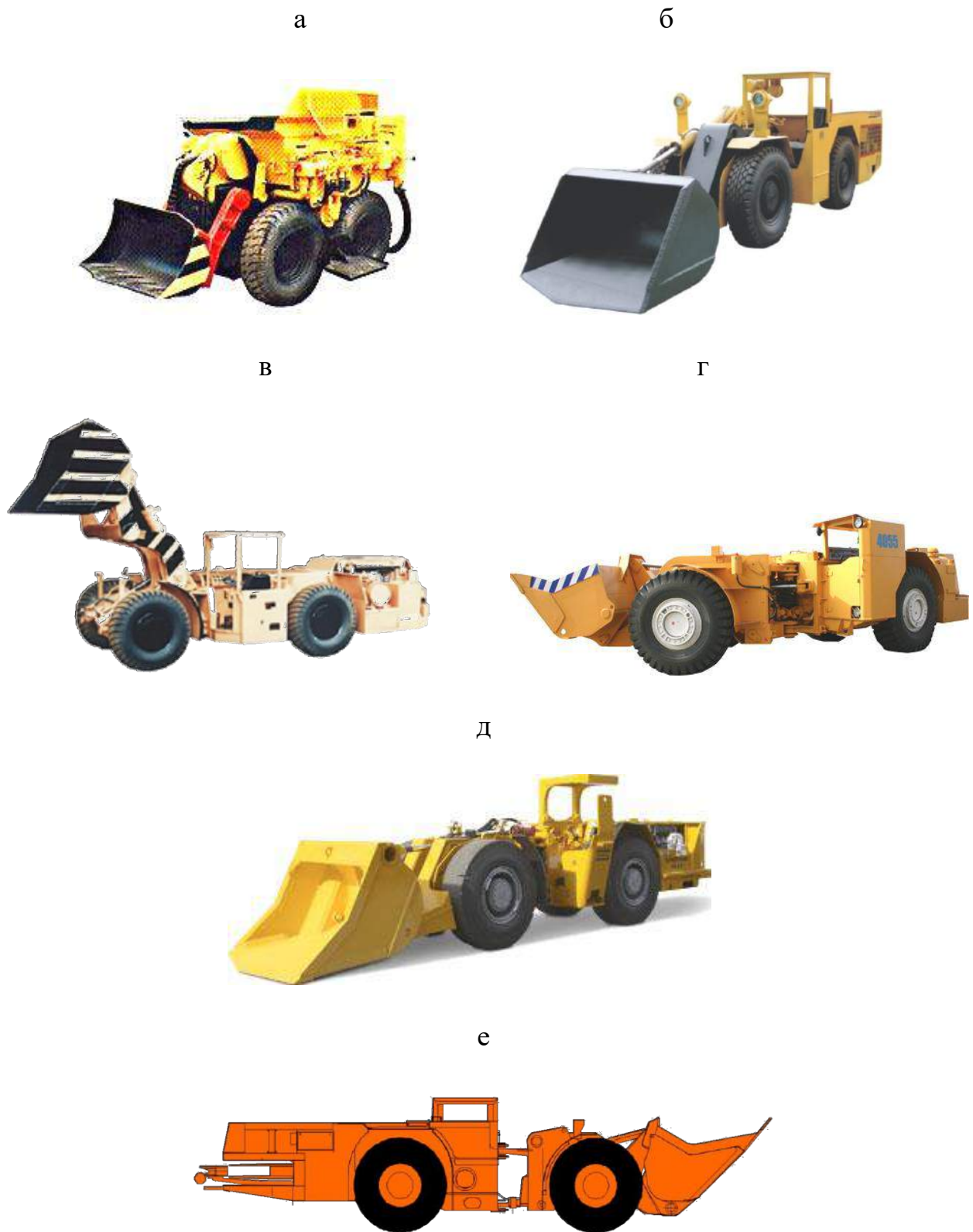


Рис. 2.19. Зовнішній вигляд транспортно-доставних навантажувальних машин: а – ПТ-4; б – ПД-2Э; в – ПД-5А; г – МоАЗ-4055; д – ST 3,5; е – LH 409E

Технічну характеристику транспортно-доставних машин подано в табл. 2.13.

Таблиця 2.13

Технічна характеристика
транспортно-доставних навантажувальних машин

| Тип машини | Вантажопідйомність, т | Місткість ковша, м ³ | Місткість кузова, м ³ | Висота розвантаження, м | Потужність приводу, кВт | Довжина, м | Ширина, м | Висота, м | Маса, т |
|---|-----------------------|---------------------------------|----------------------------------|-------------------------|-------------------------|------------|-----------|-----------|---------|
| Виробництва різних виробників (Україна, Росія, Білорусія) | | | | | | | | | |
| ПТ-4 | 4,0 | 0,2 | 1,5 | 2,20 | 42,7 | 3,02 | 1,8 | 1,8 | 4,6 |
| ПД-2Е | 2,6 | 1,4 | - | 2,8 | 45,0 | 6,25 | 1,5 | 1,9 | 6,9 |
| МПД-4 | 9,2 | 3,8 | - | 1,85 | 170,0 | 9,71 | 2,54 | 2,35 | 24,0 |
| ПД-5А | 6,0 | 3,0 | - | 1,53 | 100,0 | 8,0 | 2,2 | 1,85 | 15,0 |
| ПД-8 | 8,0 | 4,0 | - | 2,20 | 147,0 | 9,0 | 2,5 | 2,5 | 22,4 |
| МоАЗ-4055 | 9,0 | 2,7 | - | 1,84 | 190,0 | 9,96 | 2,65 | 2,3 | 24,0 |
| Виробництва «Strojarnе Prievizda» (Словаччина) | | | | | | | | | |
| PNE-900 | 2,0 | 0,9 | - | 1,03 | 30,0 | 5,15 | 1,25 | 1,99 | 9,0 |
| PNE-1700 | 6,0 | 1,7 | - | 1,60 | 55,0 | 7,39 | 1,65 | 2,0 | 18,6 |
| PNE-2500 | 10,0 | 2,4 | - | 1,60 | 75,0 | 7,39 | 2,0 | 2,0 | 22,0 |
| Виробництва «Atlas Copco» (Швеція) | | | | | | | | | |
| EST 2D | 3,6 | 2,0 | - | 2,54 | 56,0 | 6,88 | 1,52 | 2,09 | 11,4 |
| EST 3,5 | 6,0 | 3,4 | - | 2,70 | 74,6 | 8,85 | 2,12 | 2,12 | 17,0 |
| ST 2D | 3,6 | 2,0 | - | 2,54 | 63,0 | 6,88 | 1,56 | 2,09 | 11,5 |
| ST 3,5 | 6,0 | 3,4 | - | 2,70 | 136,0 | 8,85 | 2,12 | 2,12 | 17,5 |
| ST 8C | 14,5 | 7,6 | - | 3,52 | 242,0 | - | 2,76 | 2,69 | 39,1 |
| ST 710 | 6,5 | 3,4 | - | 3,15 | 149,0 | 8,83 | 2,14 | 2,11 | 18,2 |
| ST 1030 | 10,0 | 5,6 | - | 3,40 | 186,0 | 9,75 | 2,56 | 2,36 | 26,3 |
| ST 1520 | 15,0 | 7,5 | - | 4,13 | 298,0 | 11,32 | 2,92 | 2,65 | 41,3 |
| Виробництва «Sandvik» (Фінляндія) | | | | | | | | | |
| LH 203 | 3,5 | 1,75 | - | - | 63,0 | 6,97 | 1,48 | 1,84 | 8,7 |
| LH 203E | 3,5 | 1,75 | - | - | 55,0 | 7,0 | 1,48 | 1,84 | 9,4 |
| LH 409E | 9,6 | 4,6 | - | - | 110,0 | 9,74 | 2,53 | 2,32 | 24,5 |
| LH 514 | 14,0 | 6,0 | - | - | 243,0 | 10,51 | 2,84 | 2,54 | 33,7 |
| LH 307 | 6,70 | 3,3 | - | - | 142,0 | 8,61 | 2,23 | 2,20 | 17,2 |
| LH 410 | 10,0 | 5,4 | - | - | 187,0 | 9,68 | 2,55 | 2,40 | 26,2 |
| LH 517 | 17,2 | 8,4 | - | - | 298,0 | 11,12 | 3,0 | 2,75 | 44,0 |

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

$$H_n = \frac{T_{зм} - t_{нз} - t_{oc}}{k_{від} \cdot K_p \cdot \left(\frac{k_{кр}}{Q_m} + t_e + \frac{2 \cdot L}{60 \cdot V_e \cdot K_3 \cdot v \cdot n_e} \right)}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (2.22)$$

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 (1.2); $k_{кр}$ – коефіцієнт, що враховує величину кусків породи і її властивості, що дорівнює 1,3, якщо крупність кусків 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 та рівні 1,5 хв/м³ для машин періодичної дії, та 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 навантажувальної машини періодичної дії на гусеничному або пневмошинному ході і самохідного вагона

$$H_n = \frac{(T_{зм} - t_{нз} - t_{oc}) \cdot V \cdot K_3}{\left[\frac{V \cdot K_3 \cdot t_u}{V_k \cdot K_{3,k}} + t_e \right] \cdot k_{від} + \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_p}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (2.23)$$

де V – об'єм вагона, м³; K_3 – коефіцієнт заповнення вагона, що дорівнює 0,9; V_k – об'єм ковша, м³; $K_{3,k}$ – 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 вагон; 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 навантажувальної машини безперервної дії і самохідного вагона або автосамоскиду

$$H_n = \frac{(T_{зм} - t_{нз} - t_{oc}) \cdot V \cdot K_3}{\left[\frac{V \cdot K_3}{Q_m} + t_e \right] \cdot k_{від} + \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_p}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (2.24)$$

де Q_m – технічна продуктивність вантажної машини, м³/хв; t_6 – 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-доставних машин:

$$H_n = \frac{(T_{зм} - t_{нз} - t_{oc}) \cdot V \cdot K_3}{(t_o + t_6) \cdot k_{від} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{змін}, \quad (2.25)$$

де $t_{нз} - t_{нз}$ – тривалість підготовчо-заключних 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-доставних машин, м³; t_6 – час допоміжних операцій, пов'язаних з маневрами машини, штабелювання гірської маси, її кайлування і розбиття негабаритів, що дорівнює 0,8 – 3,0 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-доставної машини 0,9 – 1,4 хв, а для вантажно-транспортних машин

$$t_n = \frac{V \cdot K_3 \cdot t_{ц}}{V_k \cdot K_{3,к}}, \text{ хв},$$

де V і V_k – відповідно об'єм кузова і ковша, м³; K_3 і $K_{3,к}$ – коефіцієнти заповнення кузова 0,9 і ковша 0,75; $t_{ц}$ – тривалість циклу черпання, що дорівнює 0,8 хв.

Допоміжними операціями при прибиранні гірської маси навантажувальними машинами є: її зрошення, оборка вибою, маневри навантажувальної машини при навантаженні. Кайлування гірської маси (розбиття негабаритів). Відкидання гірської маси від боків виробки до ковша або нагортального пристрою. Розрівнювання гірської маси у транспортному засобі. Підтягування та підвішування кабелю або повітропровідного шлангу при навантаженні. Укладання й пересування до вибою ланки висувних рейок. Зачистка, підчищення шляху й робочого місця. При використанні у якості транспортних засобів вагонетки до допоміжних операцій при навантаженні відносять: причеплення вагонеток до машини та їх відчеплення. Відкатка навантажених та підкат порожніх вагонеток.

Заключні операції. Після прибирання гірської маси у вибою здійснюють відгін навантажувальної машини від вибою. Відключення кабелю або повітропровідного шлангу та очищення машини від гірської маси. Проводять прибирання інструменту та робочого місця.

2.2.2.5. Кріплення

Гірниче кріплення – штучна споруда, що зводиться у підземних гірничих виробках з метою запобігання обваленню оточуючого масиву гірських порід та збереження необхідних розмірів поперечного перерізу виробок. До гірничого кріплення висувають наступні вимоги. Кріплення повинно витримувати навантаження, яке на неї припадає, зберігати своє початкове положення, забезпечувати робочий стан виробки та безпечні умови експлуатації протягом всього терміну, бути простою у монтажі, сприймати без небезпечних деформацій багаторазову дію вибухових робіт, займати у виробці якомога менше місця, не заважати виконанню робочих процесів, не чинити великого опору руху повітряному струменю та бути безпечною у пожежному відношенні.

Матеріали, що застосовуються для виготовлення кріплення гірничих виробок називаються *кріпильними*. Метал є найбільш досконалим кріпильним матеріалом, так як він має високу міцність, довговічність, значну деформувальність без втрати несучої здатності, добре піддається обробці. Кріплення, яке виготовлено з металу, застосовується при будь-якій формі виробки та має високі експлуатаційні якості. Основним недоліком металу, як кріпильного матеріалу, є схильність його до корозії, яка сильно проявляється в підземних умовах, та досить висока вартість. Для гірничого кріплення використовується вуглецева сталь у вигляді прокатних профілів (рис. 2.20). Характеристика прокатних профілів, які застосовуються для виготовлення кріплення, подано в табл. 2.14.

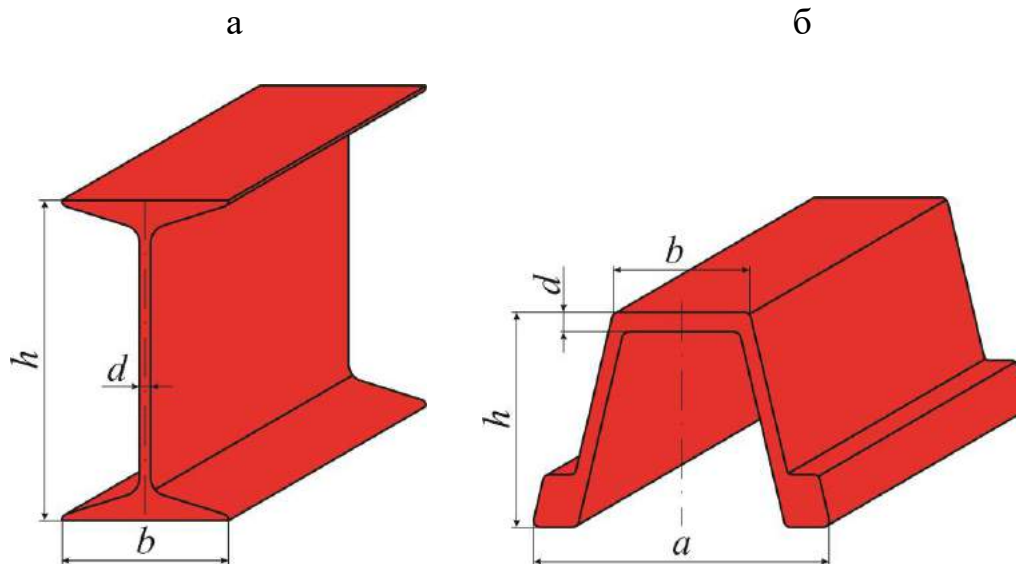


Рис. 2.20. Найбільш застосовувані профілі прокату для кріплення: а – двутавр; б – спеціальний взаємозамінний профіль (СВП)

Характеристика прокатних профілів, застосовуваних для виготовлення кріплення

| Прокат | Маса 1 м профіля, кг | Розміри перерізу, мм | | | |
|----------------------|----------------------|----------------------|----------|----------|----------|
| | | <i>h</i> | <i>a</i> | <i>b</i> | <i>d</i> |
| Двутавр: | | | | | |
| № 14 | 16,9 | 140,0 | - | 73,0 | 4,9 |
| № 16 | 20,5 | 160,0 | - | 81,0 | 5,0 |
| № 18 | 24,1 | 180,0 | - | 90,0 | 5,1 |
| № 20а | 27,9 | 200,0 | - | 110,0 | 5,2 |
| Спеціальний профіль: | | | | | |
| СВП-17 | 17,1 | 94,0 | 131,5 | 60,0 | 8,5 |
| СВП-22 | 21,9 | 110,0 | 145,5 | 60,0 | 11,0 |
| СВП-27 | 27,0 | 123,0 | 149,5 | 59,5 | 13,0 |

Для анкерного кріплення у якості затяжки використовують металеві сітки, а при рамній – пакет-затяжка з перфорованого листа. Двутаври рідше застосовуються в якості основних елементів постійного кріплення.

Кріплення гірничих виробок один з основних робочих процесів при проведенні виробок, що являє собою сукупність операцій зі зведення кріплення. Робочий процес кріплення поділяється на низку операцій, класифікацію яких подано на рис. 2.21.

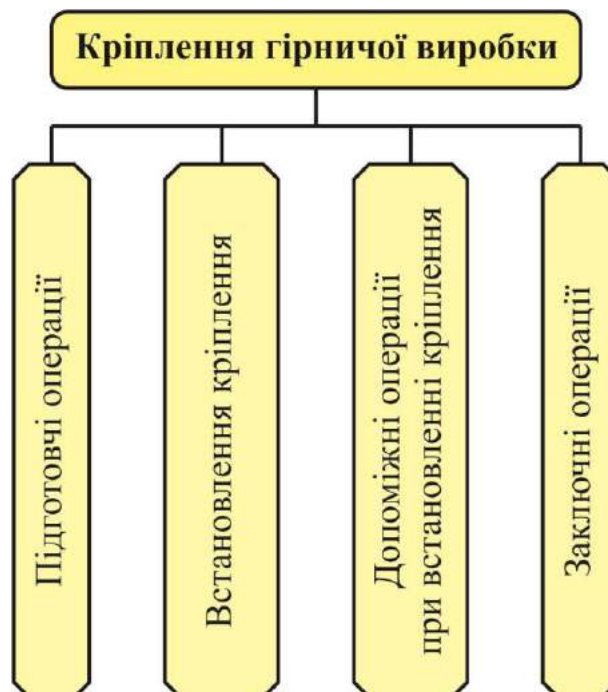


Рис. 2.21. Класифікація операцій у робочому процесі кріплення гірничої виробки

Підготовчі операції з кріплення гірничої виробки полягають у наступному. До початку робіт вибій оглядається кріпильником та приводиться у безпечний стан. Площина вибою та боки виробки очищаються від кусків гірничої маси. Робоче місце забезпечується необхідним запасом кріпильних матеріалів, що відповідають вимогам ДСТУ, включаючи й елементи кріплення, виготовлені на поверхні шахти. Проводиться налагодження освітлення та піднесення необхідних інструментів, виконується їх заточка. При кріпленні рамним кріпленням виконується замір стійок, верхняків та їх відпилювання, закладення лісоматеріалів, підготовка лунок, заготовка й піднесення клинів й вирівнювання вибою. При анкерному та набризкбетонному кріпленні проводиться доставка до вибою машин для зведення кріплення, їх підключення, випробування й змащення.

Встановлення кріплення у виробці здійснюється відповідно до паспорта кріплення. Перед початком встановлення кріплення виконується перевірка напрямку виробки, її поздовжньої осі та правильність установки кріплення. Види кріплення, та способи її зведення залежать від призначення виробок, термінів їх служби, розмірів поперечного перерізу, величини гірського тиску та характеру гірничих виробок.

Для рудних шахт розроблено уніфіковане піддатливе кріплення типу УПК (рис. 2.22). 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 виробки в просвіті й начорно. Характеристика основних типорозмірів кріплення і переріз гірничих виробок, які закріплені кріпленням типу УПК подано в табл. 2.15.

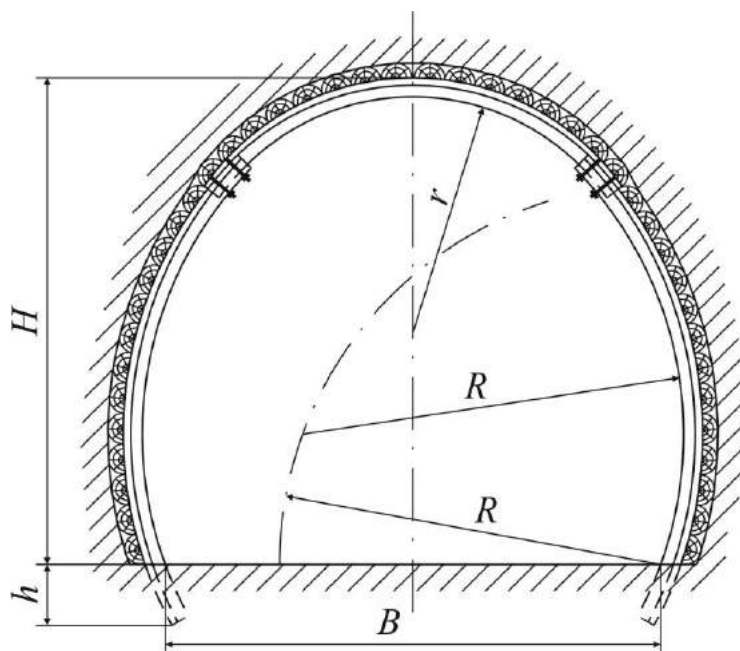


Рис. 2.22. Поперечний переріз виробки яка закріплена уніфікованим піддатливим кріпленням УПК

Таблиця 2.15

Переріз виробок, закріплених кріпленням УПК

| Шифр | | Площа поперечного перерізу виробки начорно, м ² | Розмір кріплення, мм | | | | | Маса комплекту, кг |
|------------|---------|--|-------------------------------|---|--------------------|---------------------|----------------------------------|--------------------|
| Кріплення | Профіль | | Висота виробки начорно, Н, мм | Глибина заглиблення кріплення в підшву виробки, h, мм | Радіус арки, r, мм | Радіус ніжки, R, мм | Ширина виробки в просвіті, В, 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 |

Операція встановлення кріплення, при кріпленні виробок уніфікованим податливим металевим кріпленням, містить у собі встановлення та з'єднання елементів кріплення. До допоміжних операцій при встановленні кріплення відносяться: піднесення елементів кріплення та матеріалів затяжки, вирівнювання покрівлі та боків виробки, підготовка лунок, заготовка клинів та розклинювання рам, підбір кріплення, облаштування та розбирання риштувань, перевірка правильності встановлення рам, затягування покрівлі та боків і з забутовуванням порожнеч.

Змінна продуктивність встановлення уніфікованого піддатливого кріплення типу УПК

$$H_k = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{ос})}{(t_o + t_e) \cdot k_e}, \text{ рам/змину,} \quad (2.26)$$

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; $t_{ос}$ – 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_e – норма допоміжного часу на встановлення 1 рами з затягуванням покрівлі та боків 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_e – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,12.

Підтримання виробок, проведених в слабких і нестійких породах при стабілізуючих у часі зсувах масиву застосовується металеве кріплення арочне жорстке зі спеціального профілю СВП типу КЖ-17 (рис. 2.23). Характеристика основних розмірів кріплення та переріз гірничих виробок, які закріплені кріпленням КЖ, подано в табл. 2.16.

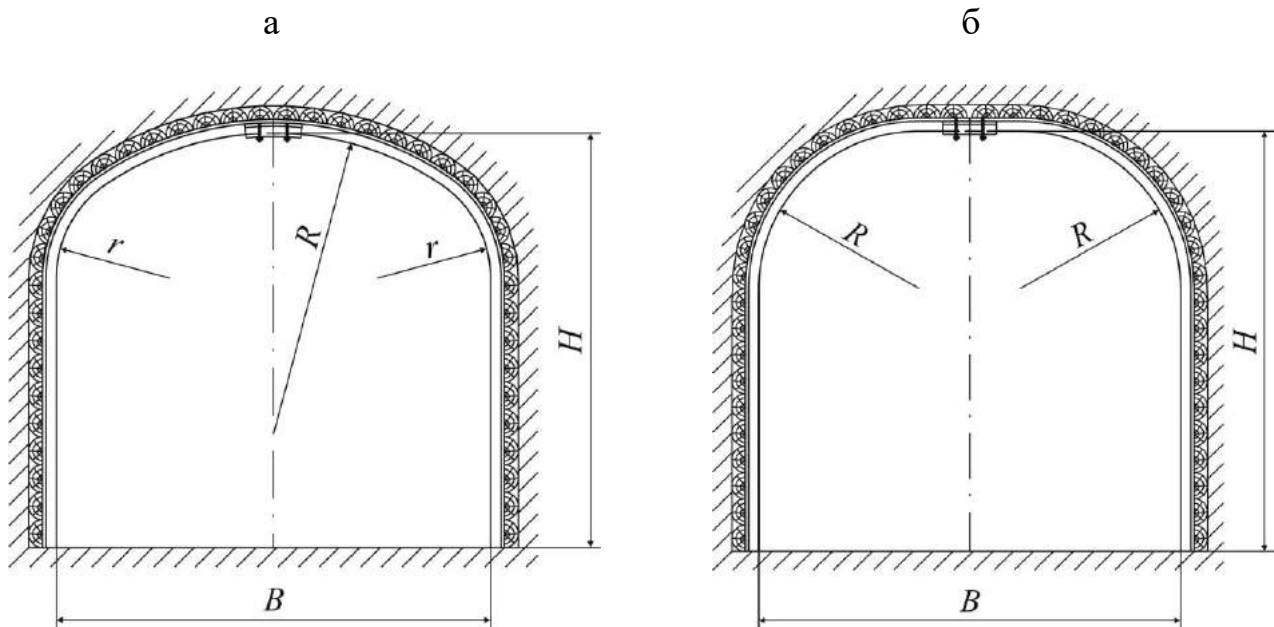


Рис. 2.23. Поперечний переріз виробки, закріпленої арковим жорстким кріпленням КЖ-17-1 і КЖ-17-2 (а), КЖ-17-3 (б)

Таблиця 2.16

Перерізи виробок закріплених кріпленням КЖ

| Шифр | | Площа поперечного перерізу виробки начорно, м ² | Розмір 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 |

До операції встановлення кріплення з жорстким металевим кріпленням відноситься встановлення та з'єднання елементів кріплення. Допоміжні операції при встановленні кріплення містять у собі: піднесення елементів кріплення та матеріалів затяжки, вирівнювання покрівлі та боків виробки, підготовка лунок, заготовка клинів та розклинювання рам, підбір скріплення,

влаштування та розбирання риштувань, перевірка правильності встановлення рам, затягування покрівлі та боків і з забутовуванням порожнеч.

Змінна продуктивність встановлення жорсткого арочного кріплення типу КЖ-17 із затягуванням боків і покрівлі при відстані між рамами у 1,0 – 1,5 м

$$H_{\kappa} = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_e) \cdot k_e}, \text{ рам/змину}, \quad (2.27)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 2,5% від тривалості зміни, хв; $t_{об}$ – час на обслуговування робочого місця, що дорівнює 2 – 3% від тривалості зміни, хв; t_{oc} – особистий час робочого, що дорівнює 10 хв; $(t_o + t_e)$ – норма часу на установку одної рами з затягуванням покрівлі та боків, що дорівнює 143,7 хв; k_e – коефіцієнт відпочинку, рівний 1,12.

Підтримання виробок, проведених у слабких 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. 2.24). Характеристика основних типорозмірів перерізу гірничих виробок, які закріплені дерев'яними трапецієподібними рамами, подано в табл. 2.17.

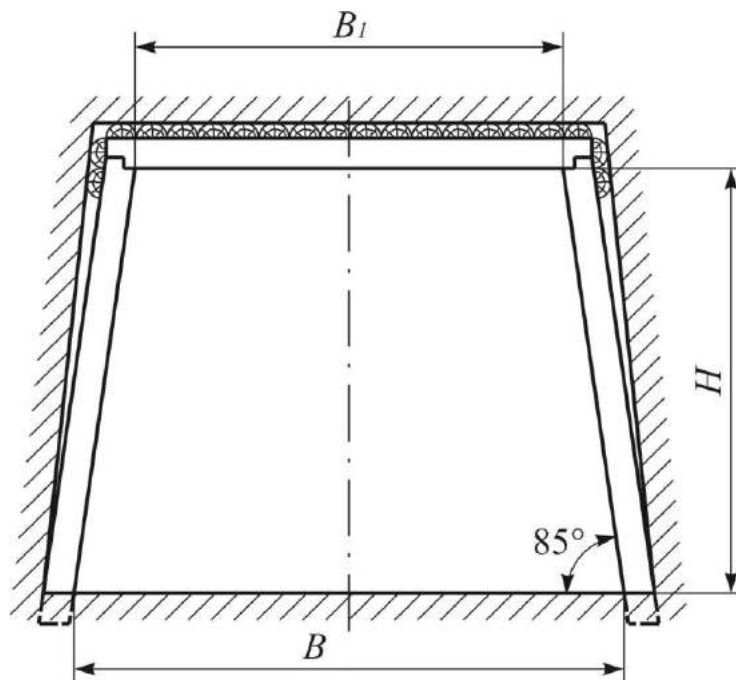


Рис. 2.24. Поперечний переріз виробки, яка закріплена дерев'яними трапецієподібними рамами

Таблиця 2.17

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 | 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 | 4370 | 3750 | 2720 | 11,0 |
| T-12,6 | 4870 | 4150 | 2800 | 12,6 |
| T-13,6 | 5000 | 4370 | 2900 | 13,6 |

До операції встановлення кріплення, при кріпленні виробок дерев'яними трапецієподібними рамами, відноситься встановлення та з'єднання елементів кріплення. Допоміжні операції при встановленні кріплення містять у собі: піднесення елементів кріплення та матеріалів затяжки, вирівнювання покрівлі та боків виробки, підготовка лунок, розклинення рам, влаштування та розбирання риштувань, перевірка правильності встановлення рам, затягування покрівлі та боків із забутовуванням порожнеч.

Змінна продуктивність установки дерев'яних рам

$$H_k = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_g) \cdot k_g}, \text{ рам/зміну}, \quad (2.28)$$

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 однієї рами, при перерізі виробки начорно $S_{вч} \leq 4 \text{ м}^2$ – 7,65 хв, при $S_{вч} = 4 - 6 \text{ м}^2$ – 8,60 хв, при $S_{вч} = 6 - 8 \text{ м}^2$ – 10,65 хв, при $S_{вч} = 8 - 10 \text{ м}^2$ – 12,55 хв, при $S_{вч} = 10 - 12 \text{ м}^2$ – 14,90 хв, при $S_{вч} = 12 - 14 \text{ м}^2$ – 17,40 хв, при $S_{вч} = 14 - 16 \text{ м}^2$ – 20,05 хв, при $S_{вч} > 16 \text{ м}^2$ – 22,65 хв; t_g – норма допоміжного часу на встановлення 1 рами з затягуванням покрівлі і боків 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_g – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,12.

При розробці м'яких (марганцевих) руд стовповими системами розробки з відпрацюванням заходками найбільшого поширення набули кільцева і арочна піддатливі металеві кріплення (рис. 2.25). Характеристика основних перерізів гірничих виробок круглої і аркової форми подано в табл. 2.18 і 2.19.

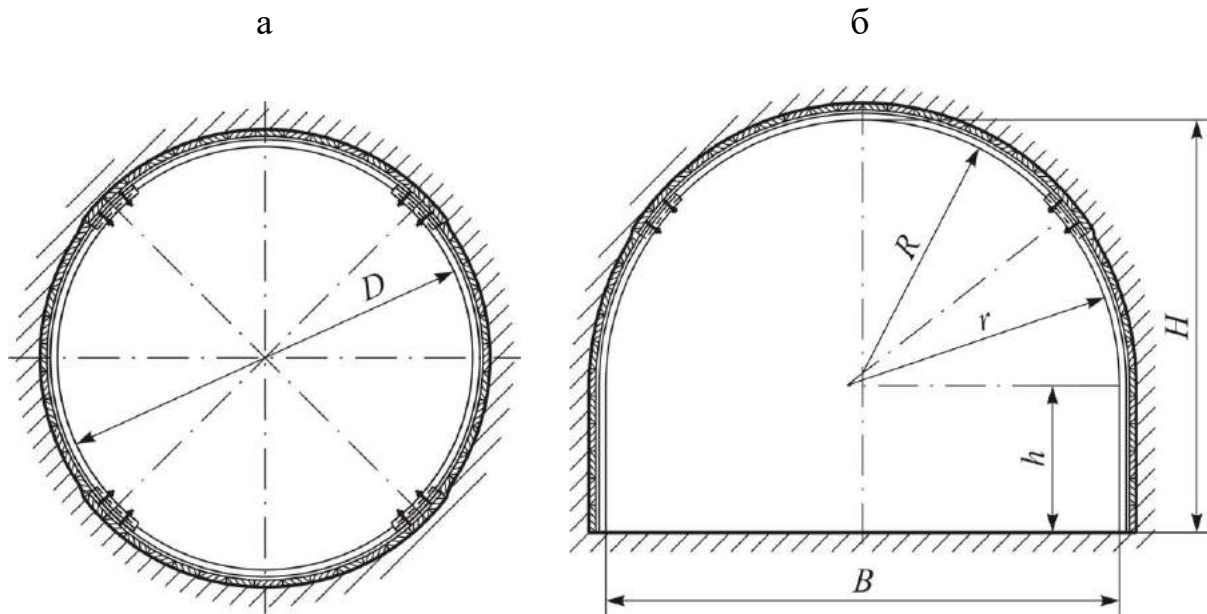


Рис. 2.25. Поперечний переріз виробки круглої (а) та аркової (б) форм

Таблиця 2.18

Переріз виробок круглої форми

| Площа поперечного перерізу виробки у світлі, м ² | Площа поперечного перерізу виробки начорно, м ² | Діаметр кріплення у світлі, D, мм | Маса комплексу, кг |
|---|--|-----------------------------------|--------------------|
| Профіль СВП-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 |

Операція встановлення кріплення, при кріпленні виробок кільцевим або арочним податливим металевим кріпленням, містить у собі встановлення та з'єднання елементів кріплення. До допоміжних операцій при встановленні кріплення відносяться: піднесення елементів кріплення та матеріалів затяжки, вирівнювання покрівлі та боків виробки, підготовка лунок, заготовка клинів та розклинювання рам, підбір скріплення, влаштування та розбирання риштувань, перевірка правильності встановлення рам, затягування покрівлі та боків і з забутовуванням порожнеч.

Таблиця 2.19

Переріз виробок аркової форми

| Площа перерізу виробки в проєкті до осідання, м ² | Площа перерізу виробки в проєкті 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 СВП-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 СВП-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 |

Змінна продуктивність установки аркового податливого кріплення типу АПК-3

$$H_k = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_e) \cdot k_e}, \text{рам/змину}, \quad (2.29)$$

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 одної рами, при перерізі виробки начорно $S_{вч} \leq 6 \text{ м}^2$ – 18,10 хв, при $S_{вч} = 6 - 8 \text{ м}^2$ – 19,45 хв, при $S_{вч} = 8 - 10 \text{ м}^2$ – 21,50 хв, при $S_{вч} = 10 - 12 \text{ м}^2$ – 23,45 хв, при $S_{вч} = 12 - 14 \text{ м}^2$ – 25,05 хв, при $S_{вч} = 14 - 16 \text{ м}^2$ – 27,65 хв, при $S_{вч} > 16 \text{ м}^2$ – 30,26 хв; t_e – норма допоміжного часу на встановлення одної 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 хв, при $l_p = 0,6 - 0,8 \text{ м}$ – 32,81 – 60,17 хв, при $l_p = 0,8 - 1,0 \text{ м}$ – 37,18 – 70,27 хв, при $l_p = 1,0 - 1,2 \text{ м}$ – 41,41 – 80,47 хв; k_e – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,12.

Змінна продуктивність установки аркового податливого кріплення типу КПК-4

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

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 $S_{\epsilonч} = 6 - 8 \text{ м}^2 - 25,30 \text{ хв}$, при $S_{\epsilonч} = 8 - 10 \text{ м}^2 - 27,95 \text{ хв}$, при $S_{\epsilonч} = 10 - 12 \text{ м}^2 - 30,50 \text{ хв}$; t_{ϵ} – 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_{ϵ} – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,12.

У наш час велике поширення для кріплення гірничих виробок набули полегшені (зміцнюючі) види кріплення: анкерне, набризкбетонне та комбіноване – анкера з сіткою, анкера та набризкбетоном, анкера з сіткою та набризкбетоном. Ці види кріплень у переважній більшості застосовуються при прямокутно-склепінчастій формі поперечного перерізу гірничих виробок (рис. 2.26). Характеристика основних перерізів гірничих виробок прямокутно-склепінчастої форми подано в табл. 2.20.

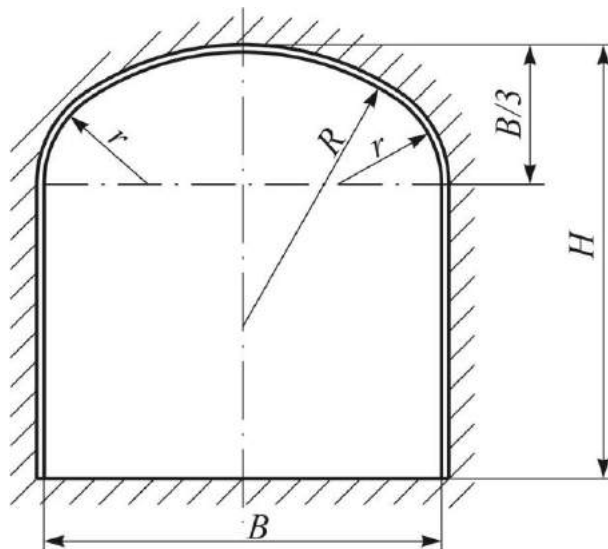


Рис. 2.26. Поперечний переріз виробки прямокутно-склепінчастої форми

Площа поперечного перерізу виробки начорно

$$S_{\epsilonч} = B_1 \cdot \left(H_1 - \frac{B_1}{3} + 0,26 \cdot B_1 \right), \text{ м}^2, \quad (2.31)$$

де B_1 – ширина виробки начорно

$$B_1 = B + 2 \cdot \delta, \text{ м}, \quad (2.32)$$

де δ – товщина кріплення, м; H_1 – висота виробки начорно

$$H_1 = H + \delta, \text{ м.} \quad (2.33)$$

Таблиця 2.20

Перерізи виробок прямокутно-склепінчастої форми

| Позначення перерізу | Ширина, B , мм | Висота, H , мм | Радіус бічної дуги склепіння, r , мм | Радіус осьової дуги склепіння, R , мм | Площа поперечного перерізу виробки у світлі, м 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 |

Анкерне кріплення – являє собою систему закріплених у шпурах анкерів (штанг), розташованих у масиві гірських порід за контуром виробки та призначених спільно з підтримуючими елементами (підхватами або опорними плитками) зміцнювати масив. Найбільшого поширення набули наступні анкерні кріплення: замкові (клинощілинні), залізобетонні, сталеполімерні, анкера системи «split-set» (трубчасті).

Замкові (клинощілинні) анкери виготовляють з круглої сталі діаметром 22 – 25 мм та довжиною 1,5 – 2,5 м (рис. 2.27, а). У замковій частини анкера згідно його діаметру розташована щілина шириною 2 – 4 мм та довжиною 150 – 200 мм, у яку при установці анкера вводиться клин довжиною 120 – 180 мм та товщиною 25 – 35 мм. Щілинний кінець та клин складають замок анкера. З іншого боку анкера нарізана різьба під гайку.

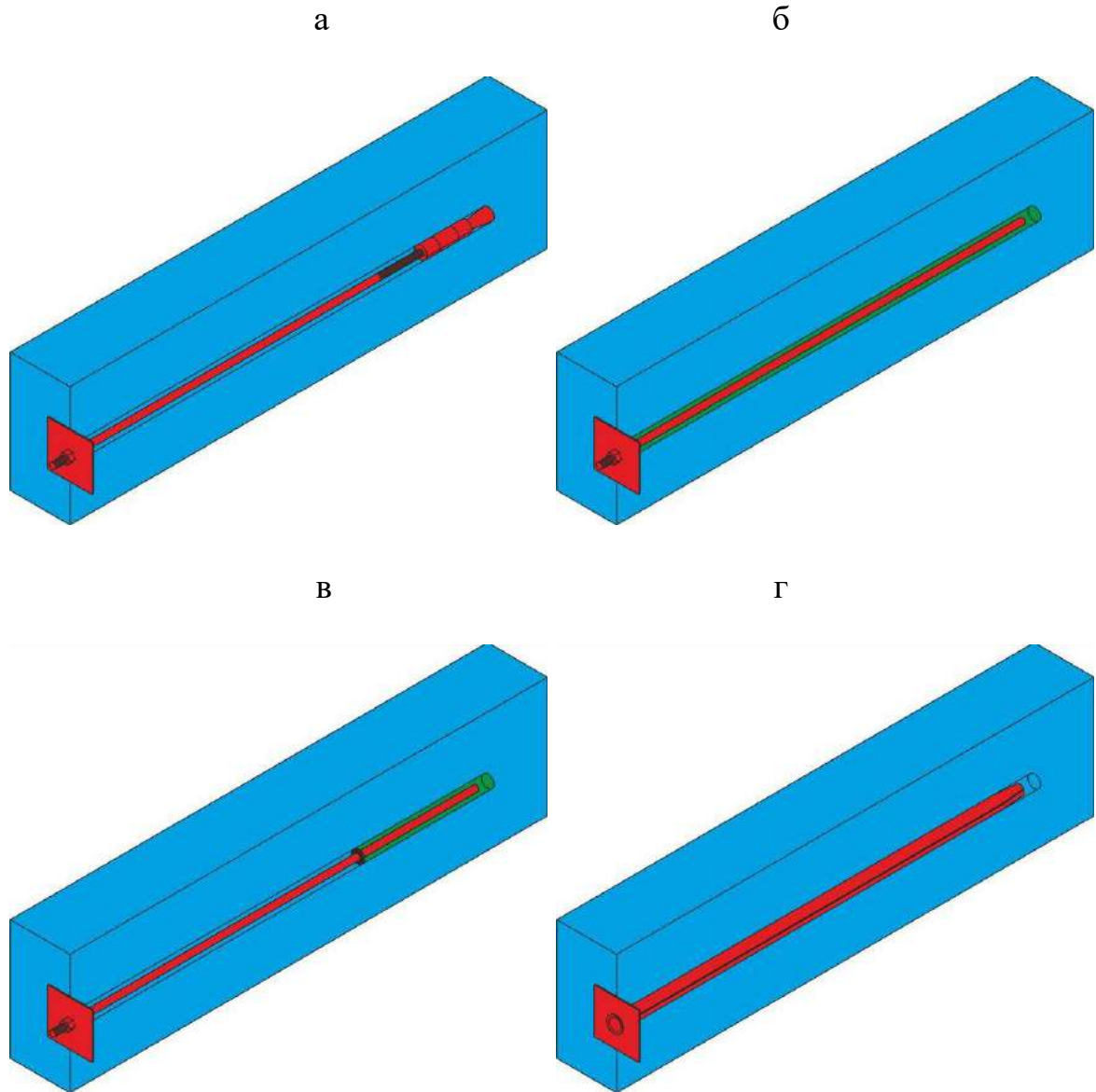


Рис. 2.27. Конструкції анкерів: а – клинощілинний; б – залізобетонний; в – сталеполімерний; г – трубчастий фрикційного зачеплення системи «split-set»

Залізобетонні анкери утворюються у результаті заповнення бетоном або цементним розчином шпуру, у який до або після цього вводять сталеву арматуру (рис. 2.27, б). Кінець арматури може бути з різьбою під гайку який виступає у виробку та слугує для закріплення на ньому опорної плити або підхоплення.

Сталеполімерні анкери складаються зі сталеві штанги з кільцем-ущільнювачем (рис. 2.27, в). На кінці штанги, що знаходиться у контурі виробки, також є різьба для гайки та опорна плитка або шайба. Глибинний кінець штанги закріплюється у шпурі за допомогою полімербетону, який складається зі смоли, загущувача, прискорювача твердіння та дрібного наповнювача. Для подачі полімерної суміші до вибою шпур застосовують скляні або поліетиленові ампули.

Трубчастий анкер фрикційного зачеплення системи «split-set» являє собою армований елемент системи – тонкостінна сталева трубка, яку забивають у шпур, що має менший діаметр (рис. 2.27, г).

Довжина анкерів приймається рівною 1,6 – 2,4 м, які розташовуються за сіткою, визначеною паспортом кріплення. У масивах великоблочної та середньоблочної структури – 1×1 м, дрібноблочної, а також у тонкошаруватих породах при проведенні гірничої виробки за простяганням – $0,75 \times 0,75$ м. Для підвищення безпеки, збільшення продуктивності та зменшення трудомісткості при установці анкерного кріплення використовуються спеціальні машини для кріплення (рис. 2.28), які механізують операції з установки анкерів.

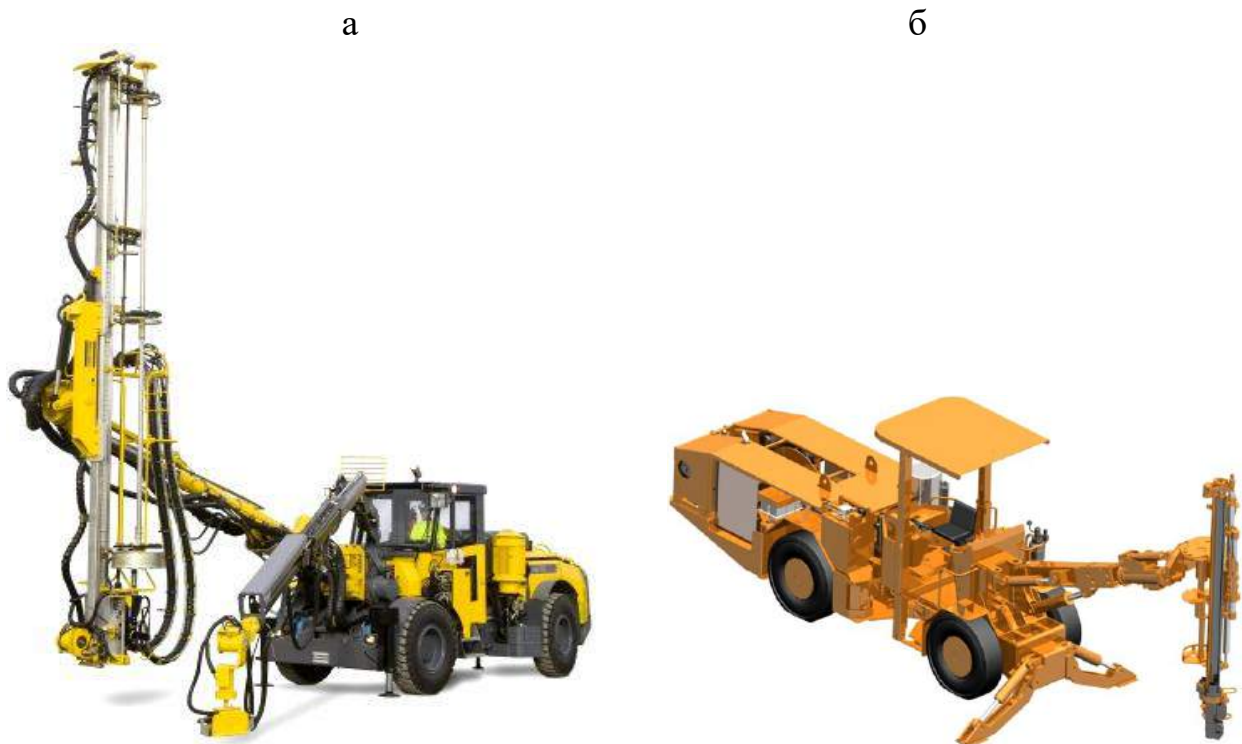


Рис. 2.28. Зовнішній вигляд машин для кріплення виробок анкерами: а – Voltec LD; б – DS 311

Технічну характеристику машин для кріплення анкерами подано в табл. 2.21.

Таблиця 2.21

Технічна характеристика машин для установки анкерів

| Тип машини | Довжина анкера, м | Діаметр анкера, мм | Довжина, м | Ширина, м | Висота, м |
|------------------------------------|-------------------|--------------------|------------|-----------|-------------|
| Виробництва «Atlas Copco» (Швеція) | | | | | |
| Boltec 235H-DCS | 1,5 – 2,4 | 16 – 32 | 6,192 | 2,205 | 2,3 – 3,0 |
| Boltec LC | 1,5 – 6,0 | 16 – 32 | 14,096 | 2,51 | 3,1 |
| Boltec LD | 1,5 – 6,0 | 16 – 32 | 14,096 | 2,51 | 2,39 – 3,07 |
| Boltec MC | 1,5 – 3,5 | 16 – 32 | 13,156 | 2,21 | 3,0 |
| Boltec MD | 1,5 – 3,5 | 16 – 32 | 13,156 | 2,21 | 2,265 – 2,9 |
| Виробництва «Sandvik» (Фінляндія) | | | | | |
| DS 311 | 1,5 – 3,0 | 22 – 28 | 10,8 | 1,75 | 2,1 – 3,1 |
| DS 410 | 1,5 – 3,0 | 15 – 30 | 11,0 | 2,25 | 2,4 – 3,2 |
| DS 420 | ≤ 25 | 32 | 12,05 | 2,77 | 2,4 – 3,2 |
| DS 510 | 1,2 – 6,0 | 15 – 60 | 14,0 | 2,50 | 2,75 – 3,6 |

До операції встановлення кріплення, при кріпленні виробок анкерами або анкерами з металевою сіткою, відносяться: установка та заклинювання анкера, нагнітання розчину до шпуру, забивання анкерів у шпури, установка підкладок та закріплення їх гайками, навішування металевої сітки. До допоміжних операцій при встановленні кріплення відносяться: підношення елементів кріплення (анкерів, підкладок, гайок, металевої сітки), приготування розчину та завантаження його до апарату, розтягування по ґрунту та підготовка до навішування металевої сітки, розмітка та свердління отворів у підхватах, насадка опорних плиток на анкери.

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

$$H_k = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_g) \cdot k_g}, \text{ шт./зміну}, \quad (2.34)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заклучних 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; k_g – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,12; $(t_o + t_g)$ – норма часу на установку одного залізобетонного анкера

| Норма часу на установку одного анкера $(t_o + t_g)$, 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 |

Змінна продуктивність з кріплення виробки металевими клинощілинними анкерами без буріння шпурів під анкери

$$H_{\kappa} = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_{\epsilon}) \cdot k_{\epsilon}}, \text{ шт./зміну}, \quad (2.35)$$

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; $(t_o + t_{\epsilon})$ – норма часу на установку одного металевого клинощілинного анкера

| Норма часу на установку одного анкера $(t_o + t_{\epsilon})$, 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 фрикційними анкерами (анкера системи «split-set») без буріння шпурів під анкери

$$H_{\kappa} = \frac{[T_{зм} - (t_{nz} + t_{mn} + t_{oc})] \cdot k_c}{(t_o + t_{\epsilon}) \cdot k_{\epsilon}}, \text{ шт./зміну}, \quad (2.36)$$

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; k_c – коефіцієнт, який враховує установку анкерів з металевою сіткою, приймається рівним 1,0 без металевої сітки і 0,5 – з металевою сіткою; $(t_o + t_{\epsilon})$ – 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 |
| $(t_o + t_{\epsilon})$, хв/шт | 9,3 | 9,8 | 10,3 | 10,8 | 11,3 | 11,8 | 12,3 | 12,8 | 13,3 |

Набризкбетон – штучний матеріал (бетон), що складається з суміші цементу, піску, гравію або щебню та, як правило, добавок – прискорювачів схоплювання і твердіння, та одержуваний нанесенням цієї суміші без опалубним методом. Кріплення виробок набризкбетоном полягає в тому, що на поверхню гірських порід за допомогою стиснутого повітря наноситься бетонна суміш здатна міцно схоплюватися з породами.

При нанесенні бетону на стінки виробки під напором частки цементу з дрібними фракціями піску забиваються в усі дрібні тріщини, відновлюючи таким чином порушений при контурний шар порід. Зміцнений шар порід разом з основним покриттям є вантажонесучою конструкцією. В даний час застосовують суцільне покриття набризкбетоном товщиною 0,03 – 0,15 м. Так само для кріплення гірничих виробок застосовують комбіноване кріплення: анкера з сіткою, набризкбетон у поєднанні з анкерами, і анкерами та металевою сіткою (рис. 2.29).

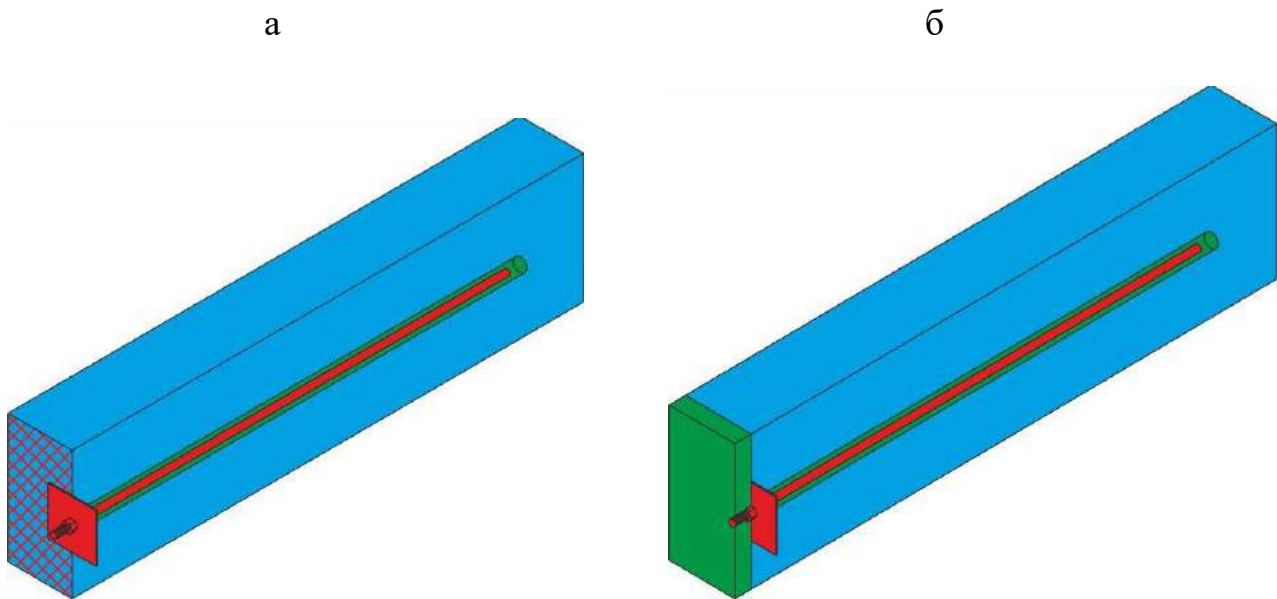


Рис. 2.29. Конструкція комбінованого кріплення гірничих виробок: а – анкера в поєднанні з металевою сіткою; б – анкера в поєднанні з набрызкбетоном

Для нанесення набрызкбетону на покрівлю та боки гірничої виробки використовуються спеціальні машини для кріплення (рис. 2.30). Технічну характеристику установок для кріплення набрызкбетоном подано в табл. 2.22.

Таблиця 2.22

Технічна характеристика
машин для кріплення виробок набрызкбетоном

| Тип машини | Продуктивність, м ³ /год | Довжина, м | Ширина, м | Висота, м |
|--|-------------------------------------|------------|-----------|-----------|
| Виробництва різних виробників (Україна, Росія) | | | | |
| БМ-68у | 6,0 | 1,45 | 0,85 | 1,65 |
| БМ-86 | 5,0 – 6,5 | 1,29 | 0,82 | 1,445 |
| ПБМ-2Е | 4,0 – 6,0 | 3,47 | 1,22 | 1,60 |
| Виробництва «Normet» (Фінляндія) | | | | |
| Spraymec 6050WP | 4,0 – 19,0 | 9,99 | 1,99 | 2,33 |
| Spraymec 7110WP | 25,0 – 30,0 | 8,33 | 2,26 | 3,08 |
| Spraymec 8100VC | 3,0 – 30,0 | 13,15 | 2,50 | 2,83 |
| Spraymec 9150WPC | 4,0 – 33,0 | 12,61 | 2,35 | 2,90 |

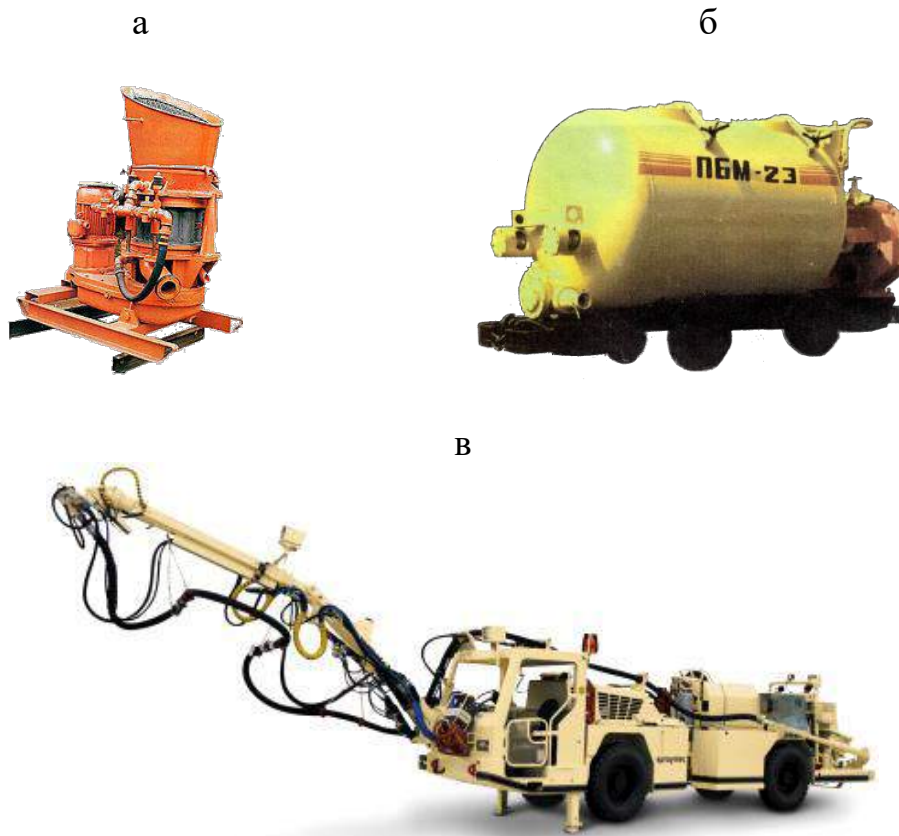


Рис. 2.30. Зовнішній вигляд машин для кріплення набризкбетоном: а – БМ-86; б – ПБМ-2Е; в – Spraymec 6050WP

Операція встановлення кріплення, при кріпленні виробок набризкбетоном, містить у собі нанесення суміші на боки та покрівлю виробки. До допоміжних операцій при кріпленні набризкбетоном відносяться: підготовка відслоненої поверхні, тобто змочування водою покрівлі та боків виробки, транспортування матеріалу, завантаження його у машину. Після закінчення нанесення суміші, виконують перевірку стану покриття набризкбетону, шляхом зовнішнього огляду та простукування молотком.

Змінна продуктивність кріплення виробки набризкбетоном

$$H_k = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{mn} + t_{об} + t_{ос})}{(t_o + t_e) \cdot k_e}, \text{ м}^2/\text{змину}, \quad (2.37)$$

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_e – час допоміжних операцій, пов'язаних з маневрами машини, підтягуванням або маніпуляцією шлангу до місця нанесення суміші тощо, приймається рівним 4 – 6 хв/м²; k_e – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,05; t_o – час нанесення 1 м² набризкбетону

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

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

Заключні операції. Після встановлення кріплення у виробці виконують прибирання інструменту та робочого місця, проводять очищення та відгін машини від вибою, відключення кабелю або повітропроводного шлангу.

2.2.2.6. Допоміжні процеси

До операцій допоміжних процесів при проведенні гірничих виробок відноситься: настилення колій, влаштування водовідливних канавок, доставка матеріалів, прокладка та нарощування труб і кабелів, освітлення, маркшейдерське забезпечення проведення виробок тощо.

Влаштування водовідливних канавок. Форма та розміри водовідливних канавок обираються в залежності від величини притоку води, властивостей порід підшви виробки та типу постійного кріплення. Зазвичай канавки мають трапецієподібну форму поперечного перерізу, розташовуються з боку проходу для людей, мають ухил у напрямку центрального водозбірника шахти. Канавки перекриваються залізобетонними плитами або дерев'яним настилом. У паспорті БПР передбачають 1 або 2 додаткових похилих шпурів в місці майбутньої канавки, які підриваються одночасно з комплектом шпурів вибою. Канавку оформляють до проектних розмірів за допомогою відбійних молотків. У міцних породах канавку не кріплять. В інших випадках кріплять деревом, монолітним бетоном, залізобетонними або азбоцементними лотками.

Настилення рейкового шляху. Для роботи навантажувальних машин поблизу від вибою настиляють тимчасовий шлях (тимчасову споруду). Її монтують із переносних ланок, які являють собою рейки довжиною 1 – 2 м, приварені до металевих шпал зі швелера. Укладку тимчасової колії, тобто заміну тимчасової споруди на тимчасовий шлях, роблять у міру видалення вибою на довжину стандартної рейки, тимчасові споруди демонтують та складають у боків виробки, планують підшву виробки та укладають тимчасовий шлях без баласту. Постійний шлях складається з баластного шару, шпал, рейок і скріплень та настиляється з відставанням від вибою на 25 – 100 м або після її проведення.

Порядок виконання робіт при настиленні постійного шляху наступний:

- розбивка маркшейдером осі колії та установка через 10 – 15 м реперів на стінці виробки на висоті 1 м від проектного положення голівок рейок;
- планування полотна шляху й укладання через 0,7 – 1 м дерев'яних або залізобетонних шпал;
- укладання на шпали рейок і кріплення рейок до шпал костиллями при дерев'яних шпалах або болтами для залізобетонних шпал, при цьому ширину колії, тобто розмір між внутрішніми робочими кантами голівок рейок, перевіряють шаблонами;
- засипка баласту між шпалами, підйом домкратами й рихтування колій, при цьому під шпалами шар баласту повинен бути не менше 0,1 м;

- вивірка рівнем ухилу шляху, який дорівнює 0,003 – 0,005 ‰ у бік, куди йде навантажений склад, і остаточна засипка баласту між шпалами на дві третини їх товщини. У якості баласту використовується щебінь або гравій.

Прокладання труб і кабелів. Трубопроводи води і стисненого повітря розташовують з боку проходу людей на висоті не нижче 1800 мм або укладають на підшву виробки на дерев'яні підкладки. Слабкострумові кабелі розташовують вище трубопроводів на 0,3 – 0,4 м. Силові кабелі підвішують на гнучких або жорстких підвісках через ≤ 3 м на протилежній від трубопроводів стороні або укладають на підшві виробки та закривають залізобетонними жолобами. Жорсткі вентиляційні труби підвішують за допомогою хомутів і гаків, а гнучкі за допомогою гаків до натягнутого тросу діаметром 5 – 6 мм.

Освітлення. Слідом за посуванням вибою з відставанням на 10 – 20 м нарощують постійну освітлювальну мережу. Для освітлення використовують вибухобезпечні світильники, які встановлюються через 4 – 6 м. Безпосередньо у вибою для освітлення використовуються прожектори гірничих машин та індивідуальні акумуляторні світильники.

2.2.2.7. Розрахунок тривалості робочих процесів

Усі гірничі виробки проводяться відповідно до затвердженого проекту (технологічного паспорту). Проект проведення гірничої виробки включає технічні, економічні та організаційні показники. До організаційних показників відносяться графіки організації робіт, виходів робітників. При проведенні гірничих виробок в основному застосовується циклічна організація виробництва. Склад, структура і тривалість прохідницького циклу визначаються у кожному конкретному випадку в залежності від гірничо-геологічних, технічних, технологічних, організаційно-економічних та інших факторів. Проектування організації гірничопрохідницьких робіт в основному зводиться до розрахунку циклу прохідницьких робіт та складання циклограми.

Одним з напрямів збільшення швидкості проведення гірничих виробок є скорочення тривалості циклу, застосування комплексної механізації всіх процесів (наприклад, прохідницьких самохідних комплексів), ефективних технологічних схем і типових проектів організації робочих місць. Ефективність використання самохідних гірничопрохідницьких комплексів багато в чому залежить від числа вибоїв, що обслуговуються однією бригадою. Перспективним вважається організація, якщо одна бригада одночасно проводить декілька виробок. Графік циклічної організації робіт складають, виходячи із заданої швидкості проведення гірничої виробки в наступній послідовності. Знаючи задану місячну швидкість проведення, режимом роботи протягом місяця і доби (число робочих днів та змін), визначають необхідну величину посування вибою за зміну. При відомих оптимальній глибині шпурів та коефіцієнті використання шпурів (КВШ) розраховують необхідну кількість циклів за зміну (або на добу). За кожним робочим процесом визначають норми виробітку:

- на буріння шпурів у вибою

$$H_{бур} = \frac{H_{б}}{N}, \text{ м/зміну}, \quad (2.38)$$

де N – орієнтовна кількість шпурів у вибою

– при коефіцієнті міцності порід $f \leq 10$

$$N = 2,3 \cdot S_{np} \cdot \sqrt{\frac{f}{S_{np}}}, \text{ шт.}; \quad (2.39)$$

– при коефіцієнті міцності порід $f > 10$

$$N = 2,7 \cdot S_{np} \cdot \sqrt{\frac{f}{S_{np}}}, \text{ шт.}, \quad (2.40)$$

де S_{np} – площа поперечного перерізу виробки в проходці (начорно), м².

- на навантаження гірничої маси

$$H_{нав} = \frac{H_n}{S_{вч}}, \text{ м/зміну}; \quad (2.41)$$

- на заряджання шпурів

$$H_{зар} = \frac{H_z}{N}, \text{ м/зміну}; \quad (2.42)$$

- на буріння шпурів під анкери

$$H_{бур.а} = \frac{H_{б}}{n_a}, \text{ м/зміну}, \quad (2.43)$$

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 у 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 – 0,95.

- на кріплення анкерами

$$H_{кр.а} = \frac{H_k}{l_{від}} \cdot a_a, \text{ м/зміну}; \quad (2.44)$$

- на кріплення набризкбетоном

$$H_{кр.нб} = \frac{H_k}{l_{від}}, \text{ м/зміну}; \quad (2.45)$$

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

$$H_{кр.р} = H_k \cdot l_p, \text{ м/зміну}, \quad (2.46)$$

де l_p – крок установки кріплення, м.

Для кожного робочого процесу прохідницького циклу розраховують трудомісткість робіт. Усі розрахунки зводяться в табл. 2.23.

Таблиця 2.23

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 | | | | | |
| | | | $\sum T_m$ | | $\sum T_u$ |

Комплексна норма виробітку

$$N_{\text{комп}} = \frac{1}{\sum T_m}, \text{ м/зміну.} \quad (2.47)$$

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_u приймається наявний штат робітників $N_{\text{я}}$ на проведення виробки. Коефіцієнт перевиконання норми виробітку

$$K_n = \frac{\sum T_u}{N_{\text{я}}}. \quad (2.48)$$

Тривалість кожного робочого процесу прохідницького циклу

$$t = \frac{T \cdot t_u \cdot \alpha}{n \cdot K_n}, \text{ год,} \quad (2.49)$$

де T – тривалість зміни, год; t_u – 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

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

де 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 вибою:

| 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.

2.2.2.8. 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, 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.

Робочі процеси при проведенні підготовчих і нарізних виробок комбайнами однакові як при механічному відбиванні руди тому вони розглядаються у розділі 2.3, а їх тривалість розраховується за формулами (2.158) – (2.164). За отриманими розрахунками часу на кожен робочий процес прохідницького циклу розробляють циклограму робіт у вибою:

| Назва робочого процесу | Кількість робочих | Тривалість, год | Тривалість зміни, год | | | | | | | |
|---|-------------------|-----------------|-----------------------|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| Підготовчі операції | | | | | | | | | | |
| Відбивання і навантаження гірської маси | | | | | | | | | | |
| Кріплення | | | | | | | | | | |
| Нарощування конвеєру | | | | | | | | | | |
| Заклучні операції | | | | | | | | | | |

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

2.2.3. Процеси при проведенні вертикальних виробок

Підняттява гірнича 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 порожніми породами, обладнують одним, двома або трьома відділеннями (для корисній копалини, породи, сходових ходів та ін.). Підняттяві поділяються на вентиляційні, ходові, закладні, перепускні, матеріально-господарські, бурові та відрізні. 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 × 2, 1,8 × 3,6, 2 × 3 і 2 × 4 м. На кожній рудній шахті розроблені типові перерізи і розміри підняттявих, які найбільш відповідають конкретним умовам робіт. Існують 2 способи проходки підняттявих – буропідривний або машинний (бурінням). До буропідривного відносяться такі способи проходки підняттявих:

- спосіб на полках (звичайний спосіб з обладнанням у період проходки сходового та породоперепускного відділень і влаштування робочого та 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 способом на полках полягає в оббурюванні вибою перфораторами з робочих полків, установлення розпірного або вінцевого кріплення і влаштування сходового і породоперепускного відділень. Унаслідок низької ефективності сьогодні цей спосіб застосовується в основному для коротких (до 25 – 30 м) підняттявих, а також для проходки дучек. При цьому способі 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 полок. Дерев'яний полок монтується на зведених розстрілах. Робочі переміщуються 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 полок і породоперепускне відділення підняттявого падає вниз, де навантажується з підошви виробки в транспортні або доставочні засоби. На час вибуху робітники та запобіжні полки демонтуються і замість них зводиться відбійний полок. 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 за кожним робочим процесом визначають за тими ж формулами, що і при проведенні горизонтальних виробок. Змінна продуктивність робітника при влаштуванні та установці «розстрілів» у підняттявому (дучці)

$$H_p = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_e) \cdot k_{від}}, \text{ шт./зміну}, \quad (2.50)$$

де t_{nz} – 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} – 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 підняттявому (дучці)

$$H_c = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_e) \cdot k_{від}}, \text{ м/зміну}, \quad (2.51)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заключних 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 підняттявому (дучці)

$$H_n = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_e) \cdot k_{від}}, \text{ м}^2/\text{зміну}, \quad (2.52)$$

де t_{nz} – час підготовчо-заключних 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 підняттевого (дучки):

- на обладнання і встановлення «розстрілів»

$$H_{o.p} = H_p \cdot l_p, \text{ м/зміну}, \quad (2.53)$$

де l_p – довжина «розстрілу», м.

- на встановлення сходів

$$H_{в.с} = \frac{H_c}{l_{відх}}, \text{ м/зміну}; \quad (2.54)$$

- на обладнання робочого і запобіжного настилу (полку)

$$H_{o.n} = \frac{H_n}{l_p}, \text{ м/зміну}. \quad (2.55)$$

Для кожного робочого процесу прохідницького циклу розраховують трудомісткість робіт. Потім розраховується тривалість кожного робочого процесу прохідницького циклу за формулою (2.49). За отриманими розрахунками часу на кожен робочий процес прохідницького циклу розробляють циклограму робіт у вибою:

| Назва робочого процесу | Кількість робочих | Тривалість, год | Тривалість зміни, год | | | | | | | |
|--|-------------------|-----------------|-----------------------|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| Приведення вибою до безпечного стану (ПВБС) | | | | | | | | | | |
| Прибирання вибою | | | | | | | | | | |
| Облаштування підняттевого (установка «розстрілів», сходів, настилів) | | | | | | | | | | |
| Буріння шпурів | | | | | | | | | | |
| Заряджання та підривання | | | | | | | | | | |
| Провітрювання | | | | | | | | | | |

Після складання циклограми робіт описується організація робіт при проходці підняттевого (дучки) і розраховуються витрати матеріалів та енергії.

Проходка підняттевих комплексами КПВ і КРН. Комплексами для проходки підняттевих КПВ (рис. 2.31) проходять крутопохилі підняттеві з кутом нахилу $60 - 90^\circ$ і довжиною $60 - 100$ м. Технічну характеристику комплексів, для проходки підняттевих подано в табл. 2.24. Комплекс складається з самохідної кабіни та робочого полку, які за допомогою пневмодвигуна, редуктора і шестеренчастого 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 підняття за допомогою анкерів довжиною 1,2 – 1,5 м, які закріплюються в шпурах, пробурених у породі. Стиснене повітря до пневматичного двигуна 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 та повітря виконують за допомогою блоку живлення, розташованого у виробці.

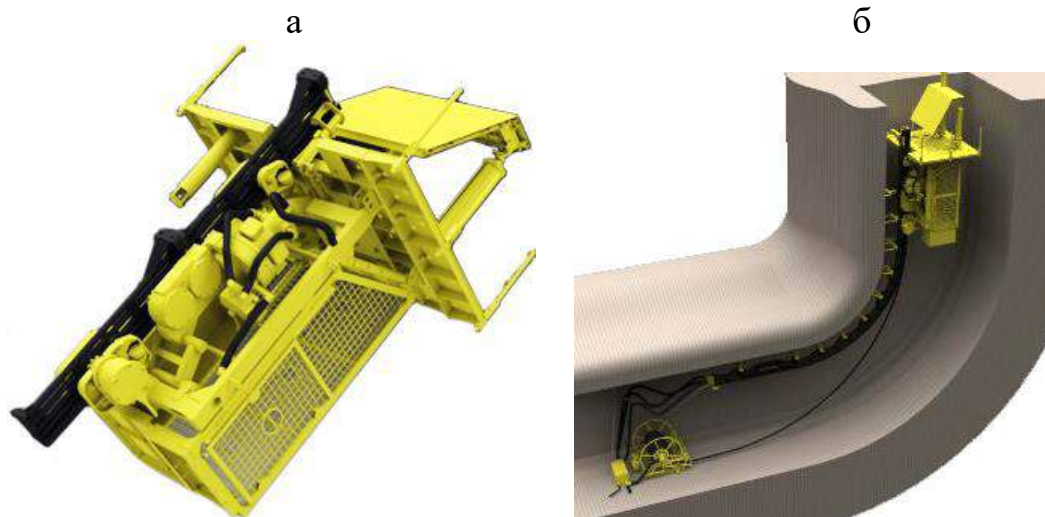


Рис. 2.31. Зовнішній вигляд прохідницького комплексу типу КПВ: а – прохідницький полук; б – комплекс КПВ

Таблиця 2.24

Технічна характеристика
комплексів для проходки підняттевих виробок

| Параметр | Показник | | |
|--|-----------|-----------|-----------|
| | КПВ-4 | КПН-4 | КПВ-2 |
| Кут нахилу виробки до горизонту, град. | 60 – 90 | 15 – 60 | 60 – 90 |
| Переріз виробки, м ² | 4 – 6 | 4 – 6 | 2 – 4 |
| Довжина (висота) виробки, м | ≤ 80 | ≤ 120 | ≤ 80 |
| Швидкість переміщення, м/с | 0,2 | 0,2 | 0,2 |
| Довжина секції монорейки, м | 0,75; 1,5 | 0,75; 1,5 | 0,75; 1,5 |
| Маса комплексу, т | 10,3 | 15,2 | 9,9 |

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 підняттевий 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 та укриття комплексу під час вибухових робіт, і 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 або ППН-3А 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 та зміцнюють анкерами. Потім проводять монтаж і встановлення інших секцій монорейки разом з ходовою частиною комплексу. В покрівлі камери до ходової частини навішують робочий полок (платформу) і кліть, на підшву встановлюють шлангову лебідку, до боків кріплять блок живлення, монтують повітряну та водяну магістралі. На монтаж комплексу КПВ витрачається 35,2 – 37,5 чол-год, демонтаж 13,5 – 15 чол-год.

Під час підйому полку у вибій зі швидкістю 0,2 м/с прохідники оглядають кріплення секцій монорейки та при необхідності підтягують болтові з'єднання. Піднявшись у вибій, робочі виходять через люк на робочу платформу, встановлюють запобіжний зонтик і виконують ретельне оббирання заколів у вибої та на боках підняттявого. Потім нарощують секцію монорейки та 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 телескопні перфоратори. 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 та повітряний шланги перфоратора до розподільної голівки монорейки. У деяких випадках для буріння шпурів у вибої застосовують 2 – 3 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 та 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 однієї години. Цей час може бути скорочено до 15 – 20 хв при наявності випереджувальної 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° і довжиною до 120 м. Комплекс оснащений двома бурильними агрегатами АБ-2, які мають стрілоподібні маніпулятори та 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-водяною сумішшю (аналогічно комплексу КПВ). Порядок проведення гірничо-прохідницьких робіт аналогічний як при застосуванні комплексу КПВ. При кутах нахилу від 30° і більше, відбита у вибої порода під дією власної ваги та 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).

Для кожного робочого процесу прохідницького циклу розраховують трудомісткість робіт. Потім розраховується тривалість кожного робочого процесу прохідницького циклу за формулою (2.49). За отриманими розрахунками часу на кожен робочий процес прохідницького циклу розробляють циклограму робіт у вибою:

| Назва робочого процесу | Кількість робочих | Тривалість, год | Тривалість зміни, год | | | | | | | |
|--------------------------|-------------------|-----------------|-----------------------|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| ПВБС | | | | | | | | | | |
| Нарощування монорейки | | | | | | | | | | |
| Буріння шпурів | | | | | | | | | | |
| Прибирання гірської маси | | | | | | | | | | |
| Заряджання та підривання | | | | | | | | | | |
| Провітрювання | | | | | | | | | | |

Після складання циклограми робіт описується організація робіт при проходці підняттевого (дучки) і розраховуються витрати матеріалів та енергії.

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 у якості ходових 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. Буріння свердловин здійснюється буровими верстатами (рис. 2.32). Для зменшення величини відхилення свердловин у процесі буріння рекомендується жорстке розкріплення бурового верстата на точці забурування. На нижньому горизонті проводять невелику акумулюючу камеру. Свердловини бурять знизу вгору або зверху донизу. Секційне відбивання ведуть ділянками (секціями) довжиною 2 – 4 м.

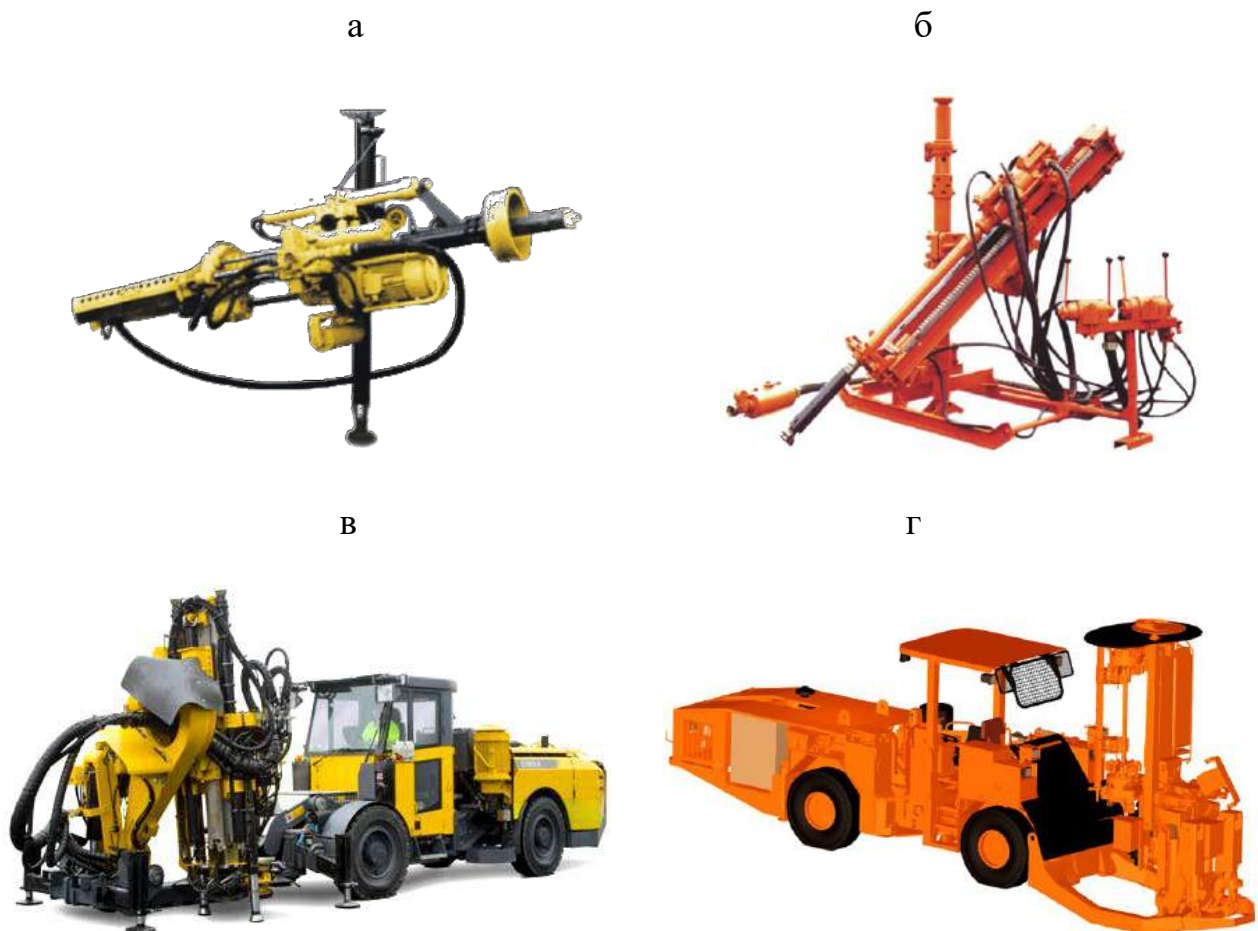


Рис. 2.32. Зовнішній вигляд бурових верстатів: а – НКР-100МПА; б – СТО-100; в – Simba L6C; г – DL 320

Технічну характеристику бурових верстатів подано в табл. 2.25.

Таблиця 2.25

Технічна характеристика бурових верстатів

| Тип бурового верстата | Діаметр свердловини, мм | Глибина буріння, м | Встановлена потужність, кВт | Довжина, м | Ширина, м | Висота, м |
|--|-------------------------|--------------------|-----------------------------|------------|-----------|------------|
| Виробництва різних виробників (Україна, Росія) | | | | | | |
| Удар-2М | 56 – 75 | 12 | - | 2,08 | 0,85 | 2,0 |
| КБУ-50 | 50 – 65 | 25 | - | 2,105 | 0,735 | 1,8 – 2,2 |
| КБУ-80 | 65 – 85 | 30 | - | 2,3 | 0,735 | 1,8 – 2,2 |
| НКР-100МПА | 105 | 50 | - | 1,8 | 0,7 | 0,7 |
| БУ-80НБ | 52 – 85 | 40 | - | - | - | - |
| СТО-100 | 85 – 130 | 50 – 80 | - | - | - | - |
| БУ-85С | 65 – 85 | 25 | - | 3,7 | 1,45 | 1,87 |
| Виробництва «Atlas Copco» (Швеція) | | | | | | |
| Simba H157 | 48 – 64 | 32 | 50 | 9,46 | 1,22 | 1,99 |
| Simba H257 | 48 – 76 | 32 | 45 | 9,46 | 2,0 | 2,10 |
| Simba 1254 | 51 – 89 | 33 | - | 6,525 | 2,38 | 2,81 |
| Simba H1352 | 102 | 50 | 59 | 8,43 | 2,26 | 1,96 |
| Simba H1257 | 48 – 76 | 32 | 45 | 9,46 | 2,0 | 2,10 |
| Simba L3C | 89 – 115 | 51 | 75 | 10,5 | 2,35 | 2,875 |
| Simba L6C | 89 – 115 | 51 | 75 | 10,5 | 2,35 | 2,945 |
| Simba M2C | 51 – 89 | 51 | 55 | 10,5 | 2,21 | 2,875 |
| Simba M3C | 51 – 89 | 51 | 55 | 10,5 | 2,35 | 2,875 |
| Виробництва «Sandvik» (Фінляндія) | | | | | | |
| DL 310 | 51 – 102 | 38 | 55 | 8,45 | 1,9 | 2,675 |
| DL 320 | 51 – 102 | 38 | 55 | 9,885 | 1,9 | 2,9 – 3,45 |
| DL 330 | 51 – 64 | 23 | 55 | 9,55 | 1,9 | 2,1 – 2,9 |
| DL 410 | 64 – 127 | 54 | 55 | 8,84 | 2,24 | 2,7 |
| DL 420 | 64 – 127 | 54 | 55 | 10,24 | 2,24 | 3,1 – 3,7 |
| DL 430 | 64 – 102 | 41 | 55 | 11,17 | 2,24 | 2,75 – 2,9 |

На результати вибуху та 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 та зводяться, як правило, до таких заходів: промивання водою, прострілювання свердловин після пробивання їх важким вантажем, повторне буріння. Простріли свердловин

через збільшену лінію найменшого опору та неправильну черговість підривання ліквідують повторним підриванням простріляних свердловин. При проектуванні розташування свердловин, в межах заданого контуру майбутнього підняттявого, необхідно щоб об'єм порожнини, який утворюється після вибуху, перевищував в 1,28 рази, що підривається. Це виключає запресовування.

При секційному підриванні наскрізних свердловин спочатку встановлюється пробка в нижній частині свердловини, а її заряджання ведеться зверху, з боку устя. Після установки пробки в свердловину насипається набійка висотою 0,5 м з дрібної породи або піску. Заряджання свердловини проводиться до половини довжини заряду, потім опускається патрон-бойовик з двома електродетонаторами або спеціальний патрон-бойовик НСІ, і проводиться дозаряджання 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 та дублююча. Якщо використовуються НСІ, то за межами підняттявого НСІ збираються в пучок, який комутується через детонувальний шнур (ДШ) з пучками НСІ.

Орієнтовна кількість свердловин у вибої підняттявого

$$N = \frac{q \cdot S_{nid}}{p}, \text{ шт.}, \quad (2.56)$$

де q – питома витрата ВР

$$q = 0,5 \cdot f + 15, \text{ кг/м}^3; \quad (2.57)$$

S_{nid} – площа поперечного перерізу підняттявого начорно, м²; p – місткість 1 м свердловини

$$p = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \Delta, \text{ кг/м}, \quad (2.58)$$

де d – діаметр свердловини, м; Δ – щільність ВР, кг/м³.

За отриманою кількістю свердловин обирають схему їх розташування у вибої підняттявого згідно схем поданих на рис. 2.33, де пунктирними лініями показано контури підняттявих.

Змінна продуктивність верстатів шарошкового буріння

$$H_{\sigma} = T_{zm} \cdot k_{\sigma} \cdot v_{\sigma}, \text{ м/зміну}, \quad (2.59)$$

де T_{zm} – тривалість зміни, год; k_{σ} – коефіцієнт використання машинного часу, $k_{\sigma} = 0,55 - 0,6$; v_{σ} – механічна швидкість буріння, м/год

$$v_{\sigma} = \frac{0,26 \cdot F_{\sigma} \cdot n^{0,8}}{f^{1,6} \cdot d}, \text{ м/год}, \quad (2.60)$$

де F_{σ} – осьове навантаження на буровий інструмент, кН; n – частота обертання бурового інструмента, с⁻¹; d – діаметр долота, м.

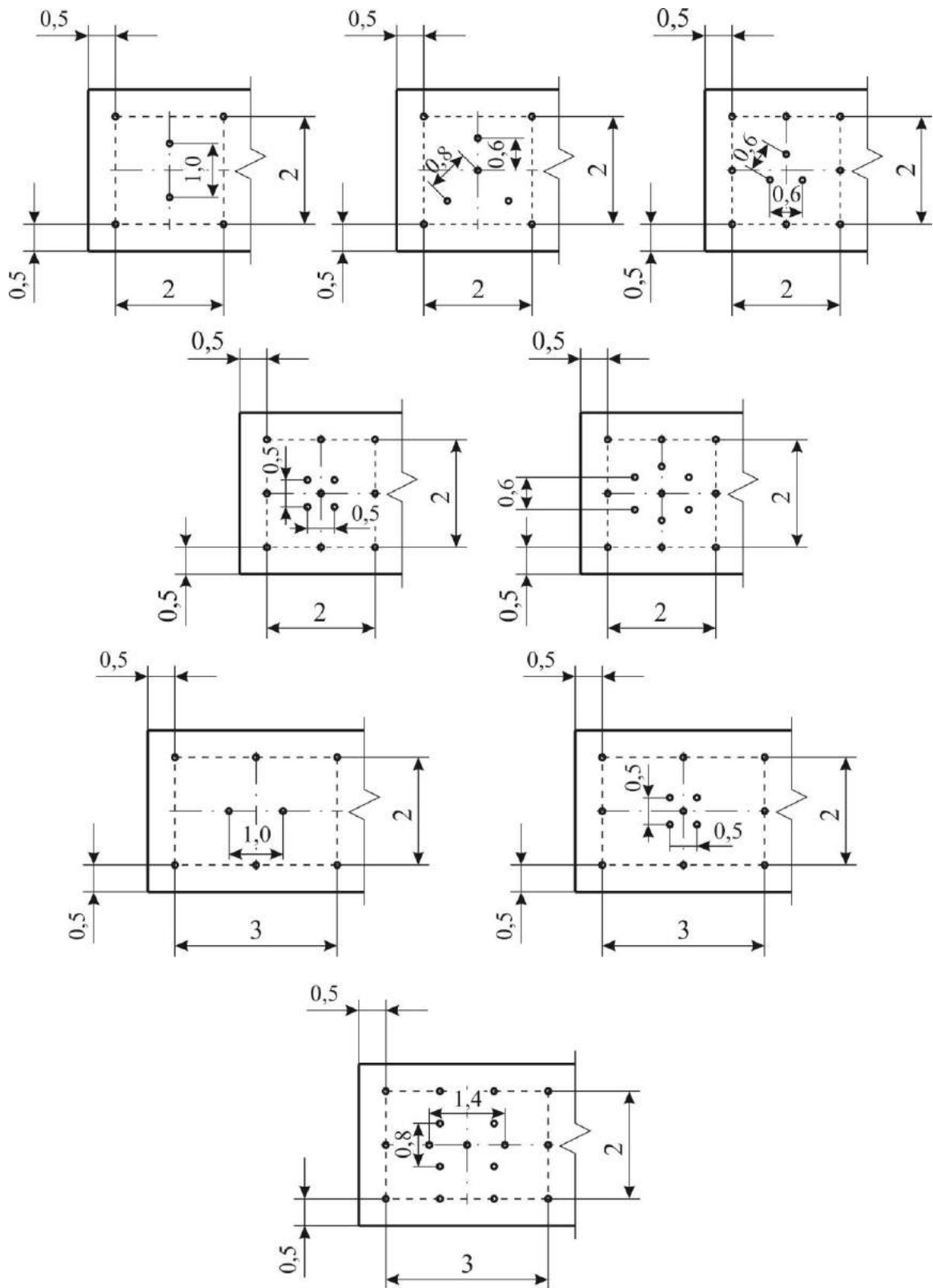


Рис. 2.33. Схеми розташування свердловин у вибої підняттевого

Змінна продуктивність верстатів обертально-ударного буріння

$$H_6 = \frac{k_6 \cdot (T_{зм} - T_{н.з})}{\left(\frac{1}{v} + t_{num}\right)}, \text{ м/зміну}, \quad (2.61)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, хв; $T_{н.з}$ – 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 (2.2).

Змінна продуктивність верстатів ударно-обертального буріння

$$H_{\bar{o}} = \frac{(T_{зм} - T_{н.з} - T_{oc}) \cdot K_m}{(t_o + t_e) \cdot k_{eid}}, \text{ м/зміну}, \quad (2.62)$$

де $T_{н.з}$ – 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. 2.26); k_{eid} – коефіцієнт відпочинку при обслуговуванні робітником одного верстата $k_{eid} = 1$, при багатостатному обслуговуванні $k_{eid} = 1,05$; t_e – час на виконання допоміжних операцій, що припадають на 1 м свердловини

$$t_e = P \cdot (0,5 \cdot t_1 \cdot H + t_2) + \frac{t_3}{h} + \frac{t_4}{H} + t_5, \text{ хв}, \quad (2.63)$$

де P – число опускань і підйомів бурового інструменту, необхідних для заміни коронок 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 $10 - 90^\circ$ $t_5 = 1,13 - 2,55$ хв; h – довжина бурової штанги, що дорівнює 1,0 – 1,3 м; H – глибина свердловини, м.

Таблиця 2.26

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

$$H_{\sigma} = \frac{(T_{зм} - T_{н.з} - T_{oc} - t_n) \cdot m}{\left(\frac{1}{v} + t_{\sigma}\right) \cdot k_{від} \cdot k_c}, \text{ м/зміну}, \quad (2.64)$$

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

$$t_n = \frac{4 \cdot (m + 1)}{m}, \text{ хв};$$

де t_{σ} – час на виконання допоміжних операцій, що припадають на 1 м штангового шпуру або свердловини визначається за формулою (2.63).

Інші позначення ті ж, що й у формулі (2.62).

Трудомісткість на буріння свердловин для проходки підняттяєвого

$$T_{\text{бур}} = \frac{N \cdot L_n}{H_{\sigma}}, \text{ чол-змін}, \quad (2.65)$$

де L_n – довжина підняттяєвого, м;

Змінна норма виробітку бурильника на буріння свердловин

$$H_{\sigma} = \frac{L_n}{T_{\text{бур}}}, \text{ м/зміну}. \quad (2.66)$$

Змінна продуктивність на заряджання свердловин патронованою ВР діаметром 45, 60 і 90 мм

$$H_{\text{зар}} = \frac{T_{зм} - (T_{нз} + T_{об} + T_{oc})}{(t_o + t_{\sigma}) \cdot k_{від}}, \text{ м/зміну}, \quad (2.67)$$

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 підняттяєвого менше 30 м $t_o = 3,34$ хв/м, при 30 – 60 м $t_o = 5,30$ хв/м; t_{σ} – 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 підняттяєвих менше 30 м $t_{\sigma} = 6,85$ хв/м, при 30 – 60 м $t_{\sigma} = 9,75$ хв/м; $k_{від}$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 1,1.

Визначаємо трудомісткість заряджання свердловин

$$T_{\text{зар}} = \frac{N \cdot L_n}{H_{\text{зар}}}, \text{ чол-змін}. \quad (2.68)$$

Змінна норма виробітку підривника на заряджання свердловин

$$H_z = \frac{L_n}{T_{\text{зар}}}, \text{ м/зміну}. \quad (2.69)$$

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

$$H_n = \frac{(T_{зм} - t_{nz} - t_{oc}) \cdot V \cdot k_3}{\left(\frac{1}{v_n} + \frac{1}{v_n} + t_{zp}\right) \cdot k_{від} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (2.70)$$

де t_{nz} – час на підготовчо-заклучних операцій, що дорівнює 40 хв (з урахуванням мастила, випробування лебідки, закріплення блочків та ін.); V – об'єм скрепера, м^3 ; k_3 – 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 (1.2).

Змінна продуктивність навантажувальної машини визначається за формулами (2.22) – (2.25).

Змінна продуктивність люкового навантажування

$$H_n = \frac{n_g \cdot V_g \cdot \gamma_p \cdot (T_{зм} - t_{nz})}{(t_c + t_p) \cdot (1 + k_{від})}, \text{ т/зміну}, \quad (2.71)$$

де n_g – кількість вагонеток у складі

$$n_g = \frac{Q_{oc}}{(m_g + V_g \cdot \gamma_p)}, \text{ шт.},$$

де Q_{oc} – вантажопідйомність складу, що дорівнює 100 – 200 т; V_g – місткість вагонетки, м^3 ; γ_p – щільність руди, $\text{т}/\text{м}^3$; t_{nz} – час на підготовчо-заклучні операції, що дорівнює 10 хв; $k_{от}$ – 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

$$t_c = n_g \cdot (t_o + t_g + t_{nep}),$$

де t_{nep} – час на перестановку вагонеток дорівнює 0,17 – 0,34 хв; $t_o + t_g$ – норма на завантаження однієї вагонетки з люків залежно від місткості вагонетки V_g , подано нижче з площею поперечного перерізу люків $\leq 0,79 \text{ м}^2$

| | | | | | |
|-------------------------|------------|------------|-----------|-------------|-----------|
| $V_g, \text{ м}^3$ | $\leq 0,6$ | 0,6 – 0,89 | 0,9 – 1,1 | 1,11 – 1,59 | 1,6 – 2,0 |
| $t_o + t_g, \text{ хв}$ | 1,45 | 1,54 | 1,62 | 1,76 | 1,97 |

З площею поперечного перерізу люків більш $0,8 \text{ м}^2$

| | | | | | | |
|-------------------------|-------------|-----------|------------|-----------|------|------|
| $V_g, \text{ м}^3$ | 1,11 – 1,56 | 1,6 – 2,0 | 2,1 – 3,16 | 3,2 – 4,0 | 5,0 | 10,0 |
| $t_o + t_g, \text{ хв}$ | 1,45 | 1,66 | 1,99 | 2,73 | 3,41 | 4,2 |

Змінна продуктивність вібраційного живильника або конвеєру при випуску та доставці руди

$$H_n = \frac{T_{зм} - t_{pn}}{t_{зав} + t_{en} + t_{ne} + t_{oc} + t_{вд}}, \text{ т/зміну}, \quad (2.72)$$

де t_{pn} – середньозмінна тривалість простоїв, що дорівнює 60 – 80 хв;
 $t_{зав}$ – питомі витрати часу на вторинне подрібнення негабариту, що дорівнює

$$t_{зав} = \frac{t'_{зав}}{Q_{зав}}, \text{ хв/т,}$$

де $t'_{зав}$ – 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

$$t_{ен} = \frac{t'_{ен} \cdot H}{100 \cdot n_k \cdot m_n}, \text{ хв/т,}$$

де $t'_{ен}$ – середні абсолютні витрати часу на одне підривання негабаритних кусків руди, що дорівнює 10 – 15 хв; H – вихід негабариту, що дорівнює 0 – 40%; n_k – кількість негабаритних кусків руди на підшві виробки, які підриваються одночасно, що дорівнює 2 – 4 шт.; m_n – середня маса одного негабаритного куска 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; $t_{не}$ – витрати часу на очікування перестановки вагонеток

$$t_{не} = \frac{t'_{не}}{60 \cdot Q_{ваг}}, \text{ хв/т,}$$

де $t'_{не}$ – середні абсолютні витрати часу на перестановку одного вагона, що дорівнює 20 – 40 с; $Q_{ваг}$ – вантажопідйомність одного вагона, т; t_{oc} – витрати часу на очікування заміни складів перед завантаженням

$$t_{oc} = \frac{t'_{oc}}{Q_{oc}}, \text{ хв/т,}$$

де t'_{oc} – витрати часу на очікування наступного складу, що дорівнює 10 – 15 хв; $t_{вд}$ – витрати часу безпосередньо на вібраційний випуск і завантаження, що дорівнює

$$t_{вд} = \frac{1}{60 \cdot v_p \cdot b_n \cdot h_p \cdot \gamma_p}, \text{ хв/т,}$$

де 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 переміщається по лотку віброживильника, м.

Трудомісткість навантаження гірничої маси за допомогою скреперної установки або навантажувальної машини

$$T_{нав} = \frac{S_{вч} \cdot L_n}{H_n}, \text{ чол-змін.} \quad (2.73)$$

Трудомісткість навантаження гірської маси за допомогою люків або вібраційних живильників

$$T_{нав} = \frac{S_{вч} \cdot L_n \cdot \gamma}{H_n}, \text{ чол-змін.} \quad (2.74)$$

де γ – щільність гірської маси, т/м³.

Змінна продуктивність машиніста скреперної установки, вантажної машини, люка або вібраційного конвеєра при навантаженні гірської маси

$$H_n = \frac{L_n}{T_{нав}}, \text{ м/зміну.} \quad (2.75)$$

За отриманими розрахунками часу на кожен робочий процес прохідницького циклу розробляють циклограму робіт на проходку підняттявого.

| Назва робочого процесу | Тривалість, змін (днів) | Тривалість, змін (днів) | | | | | | | |
|--------------------------|-------------------------|-------------------------|---|---|-----|----|----|----|-----|
| | | 1 | 2 | 3 | ... | 31 | 32 | 33 | ... |
| Буріння свердловин | | | | | | | | | |
| Заряджання | | | | | | | | | |
| Прибирання гірської маси | | | | | | | | | |

Після складання циклограми робіт описується організація робіт при проходці підняттявого і розраховуються витрати матеріалів та енергії.

Проходка підняттявих машинним (комбайновим) способом. Буріння підняттявих 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 підняттяві діаметром 1 – 3 м і довжиною до 1000 м. На даний час у рудних шахтах застосовують комбайни для проходки підняттявих (рис. 2.34), технічну характеристику яких подано в табл. 2.27. Це дуже перспективне гірниче обладнання.

Таблиця 2.27

Технічна характеристика комбайнів для проходки підняттявих

| Тип | Діаметр передової свердловини, мм | Діаметр бурової виробки, м | Глибина буріння, м | Встановлена потужність, кВт | Маса, т |
|--|-----------------------------------|----------------------------|--------------------|-----------------------------|---------|
| Виробництва різних виробників (України) | | | | | |
| 1KB1 | 320 | 1,5 | 91 | 132 | 59,5 |
| 2KB | 270 | 1,5 – 1,8 | 100 | 132 | 56,0 |
| Виробництва «Atlas Copco» (Швеції) | | | | | |
| Robbins 34RH | 229 | 1,5 | 340 | 112 | 6,0 |
| Robbins 44RH | 229 | 1 – 1,8 | 250 | 132 | 8,0 |
| Robbins 53RH | 279 | 1,5 – 2,4 | 490 | 225 | 14,0 |
| Robbins 73R | 279 | 1,8 – 3,1 | 550 | 225 | 10,0 |
| Robbins 123R | 349 | 3,1 – 6 | 920 | 448 | 25,4 |
| Виробництва «Trb-Raise Borers» (Фінляндії) | | | | | |
| RHINO 400 | 229 – 280 | 1,5 – 1,8 | - | 110 – 132 | 8,0 |
| RHINO 1000 | 280 | 2,4 – 3,5 | - | 300 | 16,0 |
| RHINO 2000 DC | 349 | 3,6 | - | 400 | 24,1 |

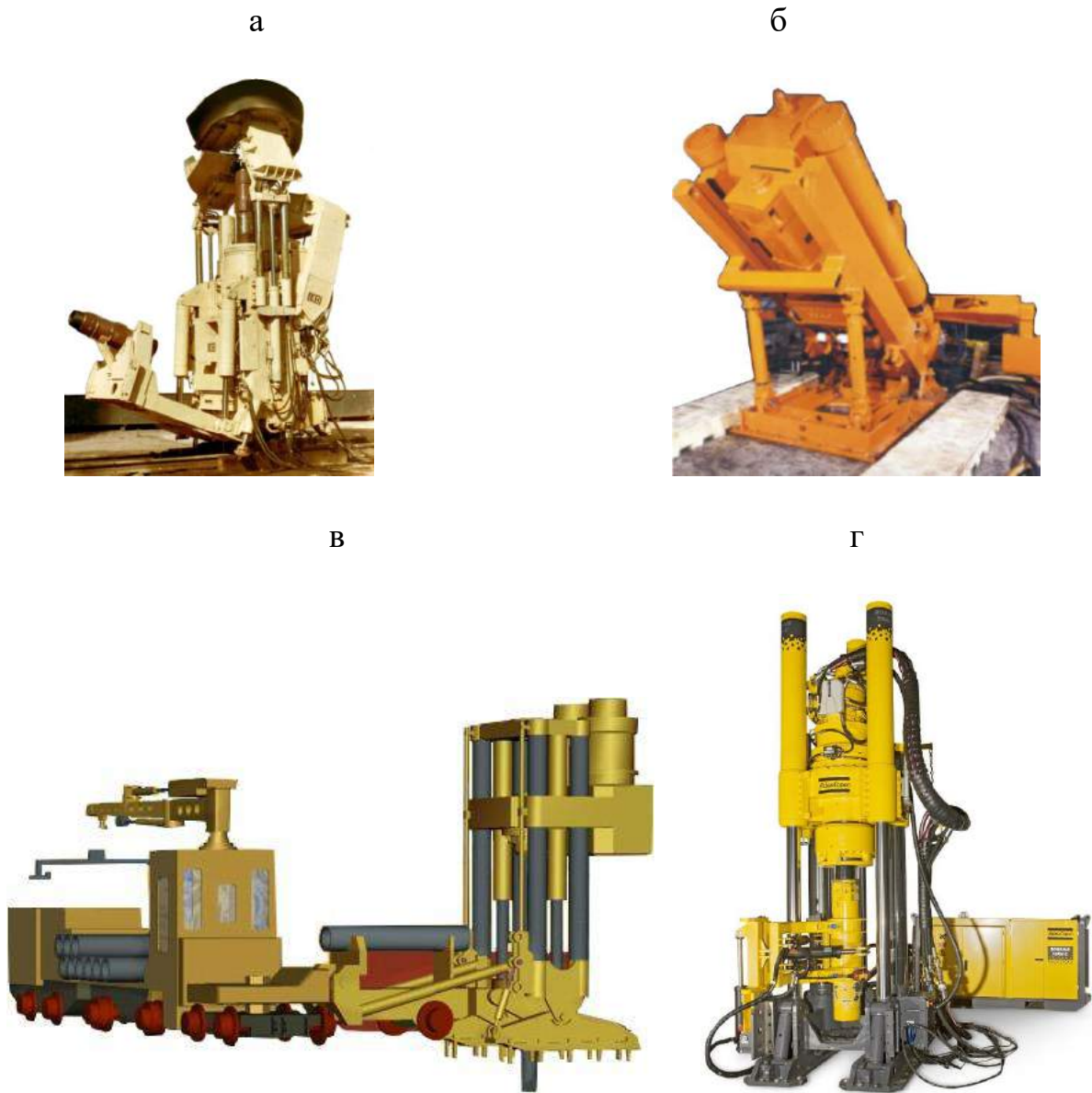


Рис. 2.34. Зовнішній вигляд комбайнів для проходки підняттявих: а – 1KB1; б – RHINO 1000; в – 2KB; г – Robbins 73R

У більшості випадків бурінням проходять підняттяві між двома концентраційними горизонтами. Найбільш поширена технологія з бурінням по осі підняттявого випереджаючої (передової, пілотної) свердловини діаметром до 0,3 м на повну довжину з подальшим її розширенням знизу вгору до проектного діаметру. За таким принципом працюють вітчизняний комбайн 2KB, шведські комбайни «Robbins» компанії «Atlas Copco» і фінські комбайни «Rhino» компанії «TRB-Raise Borers». При використанні вітчизняного комбайну 1KB1, підняттяві бурять знизу вгору відразу на повний діаметр. Усі комбайни для буріння підняттявих забезпечені маніпуляторами для механізації допоміжних процесів. У якості бурового інструменту у них застосовують 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 та зведення

підстави для нього біля устя свердловини. Підставою слугує бетонна площадка (фундамент), на яку цанговими болтами кріпляться лапи на рамі комбайна. Випереджальну свердловину бурять шарошечною коронкою з використанням спрямовуючих штанг, що перешкоджають відхиленню свердловини від заданого напрямку. Після виходу випереджальної свердловини на нижній горизонт шарошечну коронку знімають, а буровий став оснащують розширювачем заданого кінцевого діаметра підняттявого.

Розрахунок основних робочих процесів при проведенні підняттявих комбайнами.

Час монтажу комбайна

$$T_m = \frac{H_m}{T_{зм}}, \text{ чол-змін}, \quad (2.76)$$

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; $T_{зм}$ – тривалість зміни, год.

Час на буріння передової свердловини

$$T_o = \frac{L_n}{H_{вир}}, \text{ чол-змін}, \quad (2.77)$$

де L_n – довжина підняттявого, м; $H_{вир}$ – норма виробітку на буріння передової свердловини, м/змін, дорівнює для комбайна 2КВ:

– при довжині підняттявого до 20 м

$$H_{вир} = 15,9 - 0,3 \cdot f, \text{ м/змін};$$

– при довжині підняттявого до 40 м

$$H_{вир} = 17,54 - 0,34 \cdot f, \text{ м/змін};$$

– при довжині підняттявого до 60 м

$$H_{вир} = 19 - 0,4 \cdot f, \text{ м/змін};$$

– при довжині підняттявого до 80 м

$$H_{вир} = 19,85 - 0,4 \cdot f, \text{ м/змін};$$

– при довжині підняттявого до 100 м

$$H_{вир} = 20,44 - 0,42 \cdot f, \text{ м/змін}.$$

Для комбайна Robbins 73RM

– при довжині підняттявого до 60 м

$$H_{вир} = 22,55 - 0,45 \cdot f, \text{ м/змін};$$

– при довжині підняттявого до 80 м

$$H_{вир} = 23,82 - 0,5 \cdot f, \text{ м/змін};$$

– при довжині підняттявого до 100 м

$$H_{вир} = 24,73 - 0,55 \cdot f, \text{ м/змін};$$

Час на розбурювання підняттяєвого

$$T_p = \frac{L_n}{H_{вир}}, \text{ чол-змін,} \quad (2.78)$$

де $H_{вир}$ – норма виробітку на розбурювання підняттяєвого, м/змін, що дорівнює для комбайнів 1КВ1 і 2КВ

$$H_{вир} = 9,36 \cdot e^{-0,054 \cdot f}, \text{ м/змін.}$$

Для комбайна Robbins 73RM

$$H_{вир} = 11,02 \cdot e^{-0,05 \cdot f}, \text{ м/змін.}$$

Час демонтажу комбайна

$$T_\delta = \frac{H_\delta}{T_{зм}}, \text{ чол-змін,} \quad (2.79)$$

де H_δ – 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 підняттяєвого

$$T_{прох.н} = T_m + T_o + T_p + T_\delta, \text{ чол-змін.} \quad (2.80)$$

Змінна норма виробітку на проходку підняттяєвого комбайном

$$H_{нк} = \frac{L_n}{T_{прох.н}}, \text{ м/змін.} \quad (2.81)$$

За отриманими розрахунками часу на кожен робочий процес прохідницького циклу розробляють циклограму робіт на проходку підняттяєвого комбайном:

| Назва робочого процесу | Тривалість, змін (днів) | Тривалість, змін (днів) | | | | | | | |
|-------------------------------|-------------------------|-------------------------|---|---|-----|----|----|----|-----|
| | | 1 | 2 | 3 | ... | 31 | 32 | 33 | ... |
| Монтаж комбайну | | | | | | | | | |
| Буріння передової свердловини | | | | | | | | | |
| Розбурювання підняттяєвого | | | | | | | | | |
| Демонтаж | | | | | | | | | |

Після складання циклограми робіт описується організація робіт при проходці підняттяєвого і розраховуються витрати матеріалів та енергії.

Питання для самоконтролю

1. Які робочі процеси містить проведення гірничих виробок?
2. Охарактеризуйте основні робочі процеси.
3. Охарактеризуйте допоміжні робочі процеси.
4. Наведіть класифікацію процесів при проведенні гірничих виробок.
5. Охарактеризуйте робочий процес буріння шпурів у вибою.
6. Охарактеризуйте робочий процес заряджання та підривання шпурів.
7. Охарактеризуйте робочий процес провітрювання вибою.
8. Охарактеризуйте робочий процес прибирання гірничої маси.
9. Охарактеризуйте робочий процес кріплення вибою.
10. Охарактеризуйте допоміжні процеси при проведенні гірничих виробок.
11. Наведіть послідовність розрахунку та складання графіка організації робіт у вибою.
12. Як визначається трудомісткість на 1 м виробки та на цикл?
13. Як визначається тривалість кожного робочого процесу в прохідницькому циклі?
14. Охарактеризуйте робочі процеси при проведенні підняткових або дучок способом на полках.
15. Охарактеризуйте робочі процеси при проведенні підняткових за допомогою комплексів КПВ.
16. Охарактеризуйте робочі процеси при проведенні підняткових способом секційного висадження свердловин.
17. Охарактеризуйте робочі процеси при проведенні підняткових комбайнами.

2.3. ПРОЦЕСИ ПРИ ВИКОНАННІ ОЧИСНИХ РОБІТ

Викладено загальні відомості про процеси при виконанні очисних робіт з видобування руди. Наведено основні поняття про комплекси робочих процесів при відбиванні, доставці та випуску руди, підтриманні очисного простору.

Мета – сформулювати знання про комплекси робочих процесів очисних робіт при видобуванні руд.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- класифікувати комплекси робочих процесів очисних робіт;
- характеризувати різні комплекси робочих процесів при відбиванні руди;
- використовувати способи доставки та розраховувати випуск руди;
- вживати різноманітні способи підтримання очисного простору.

2.3.1. Класифікація комплексів робочих процесів очисних робіт

Очисне виймання – це комплекс взаємопов’язаних робочих процесів з виймання руди в очисних вибіях. **Очисними роботами** називають комплекс робочих процесів, який виконують в очисних виробках з метою вилучення корисних копалин. **Очисні виробки** – це виробки, що проводять по покладу корисної копалини, в яких здійснюється виймання. Вони безперервно або періодично переміщуються у просторі, а форма їх поперечного перерізу і довжина залежать від потужності і кута падіння рудних тіл, пластів, покладів і технології видобування корисної копалини. Очисні роботи є виробничою стадією, яка включає сукупність взаємопов’язаних і послідовних комплексів робочих процесів, класифікацію яких подано на рис. 2.35.



Рис. 2.35. Класифікація комплексу робочих процесів при виробничій стадії очисних робіт

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 та доставка руди, вторинне подрібнення і підтримання виробленого простору. Показники вилучення руди залежать, у більшості випадків, повністю

або майже повністю від очисних робіт. Якщо прийняти витрати на всі комплекси робочих процесів очисних робіт за 100%, то кожен з них матиме наступну частку:

- проведення гірничих виробок складе 1 – 30%;
- відбивання руди – 20 – 80%, менше значення відноситься до розробки слабких руд, більше – до міцних руд;
- доставка руди – 10 – 60%, у тому числі на вторинне подрібнення 0 – 25%;
- підтримання виробленого простору – 0 – 30%, а при підтриманні за допомогою закладки до 50% та більше.

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 підтримання 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 ухвалюватися з урахуванням комплексу взаємопов'язаних процесів, тобто на підставі комплексної оптимізації всієї технологічної схеми очисних робіт.

2.3.2. Відбивання руди

Відбиванням руди називається відділення частини руди від масиву і подрібнення її до куска певного розміру. Основні вимоги, які висувують до відбивання руди це безпека робіт, мінімальні матеріально-трудові витрати, добра якість відбивання, тобто найбільш повне відбивання у проектних контурах відпрацювання, мінімальні законтурні руйнування масиву як рудного, щоб уникнути його самообвалення і поганого подрібнення наступними вибухами, так і породного, щоб уникнути засмічення відбитої руди, доброго подрібнення руди, тобто відсутність або мінімальний вихід негабариту, що спонукає до застосування вторинного подрібнення. Зазвичай бажаний і мінімальний вихід дрібних (приблизно менше 5 мм) фракцій, які сприяють злежуванню руди, а іноді ускладнюють переробку рудної маси. Існуючі способи відбивання вельми різноманітні та мають свої області застосування і пов'язані з міцністю руд.

Однією з перших способів відбивання застосовували механічну, але з появою вибухового відбивання, її стали використовувати тільки при видобуванні м'яких руд. Механічне відбивання застосовують у м'яких рудах і для відбивання руди з міцністю до 60 – 80 МПа. Питома вага механічного відбивання не перевищує 12 – 15% від загального обсягу видобутку, у зв'язку з тим, що переважають міцні руди, до того ж на потужних родовищах навіть при м'яких рудах доцільніше застосовувати вибухове відбивання, при якому весь масив блоку можна розбурити свердловинами з невеликої кількості бурових виробок.

Відбивання руди вибуховим способом спочатку здійснювали шпурами, а на потужних родовищах та при міцних рудах використовували відбивання мінними (концентраційними) зарядами і лише пізніше з'явилася свердловинне відбивання. Остання практично повністю витіснила мінне відбивання і частково шпурову. Вибухове відбивання руди застосовується при видобуванні міцних руд, і менш енергоємна, ніж інші способи відбивання. На сьогоднішній день цей спосіб є основним. Питома вага вибухового відбивання становить близько 85 – 90% від загального обсягу видобутку. Класифікацію способів відбивання руди і їх особливості подано у табл. 2.28.

Таблиця 2.28

Класифікація способів відбивання руди

| Спосіб | Особливість |
|---|--|
| 1 Вибухове відбивання: | Висадження зарядів вибухових речовин, які розміщені в утвореній в масиві порожнині |
| 1.1 Шпурами | Шпури мають діаметр ≤ 85 мм и глибину ≤ 5 м |
| 1.2 Штанговими шпурами | Штангові шпури мають діаметр 56 – 85 мм и глибину 5 – 20 м |
| 1.3 Глибокими свердловинами | Свердловини мають діаметр > 85 мм и глибину > 5 м |
| 1.4 Концентраційними (мінними) зарядами | Зосереджені заряди розташовують у підготовчо-нарізних виробках |
| 2 Механічне відбивання | Використання механічних інструментів |
| 2.1 Машинами | Гірничі комбайни |
| 2.2 Відбійними молотками | - |
| 3 Самообвалення руди | Підсічений масив руди руйнується під дією сили тяжіння і тиску порід, лежачих вище |
| 4 Інші способи: | |
| 4.1 Гідравлічна | Руйнування високо-напірним струменем води |
| 4.2 Електрофізичні способи відбивання | - |

Самообвалення руди застосовують лише в одному класі систем розробки і в конкретних гірничо-геологічних умовах розробки. Гідравлічну відбійку випробовували при розробці малопотужних пологих пластів марганцевих руд. Причиною відмови від неї слугувало, в першу чергу, осідання на підшві покладу найбільш важких частинок, збагачених металом. Електрофізичні способи знаходяться в стадії розробки. Короткий огляд різних способів відбивання руди засвідчив, що у даний час широке застосування знайшов вибуховий та іноді механічний способи відбійки руди. Тому нижче будуть більш детально розглянуті ці два способи відбійки. Комплекс робочих процесів відбійки руди включає в себе низку робочих процесів, які виконують послідовно або у певних гірничо-геологічних умовах не виконують взагалі, класифікацію яких подано на рис. 2.36.



Рис. 2.36. Класифікація комплексу робочих процесів з відбійки руди

2.3.2.1. Підсікання запасів руди

Підсікання запасів руди в очисному блоці є найбільш важливою стадією при відбиванні руди, що багато в чому визначає ефективність системи розробки. **Підсіканням запасів руди** в межах очисної камери називається утворення в нижній частині масиву руди відслоненої площі, що підлягає відпрацюванню і слугує 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. 2.37).

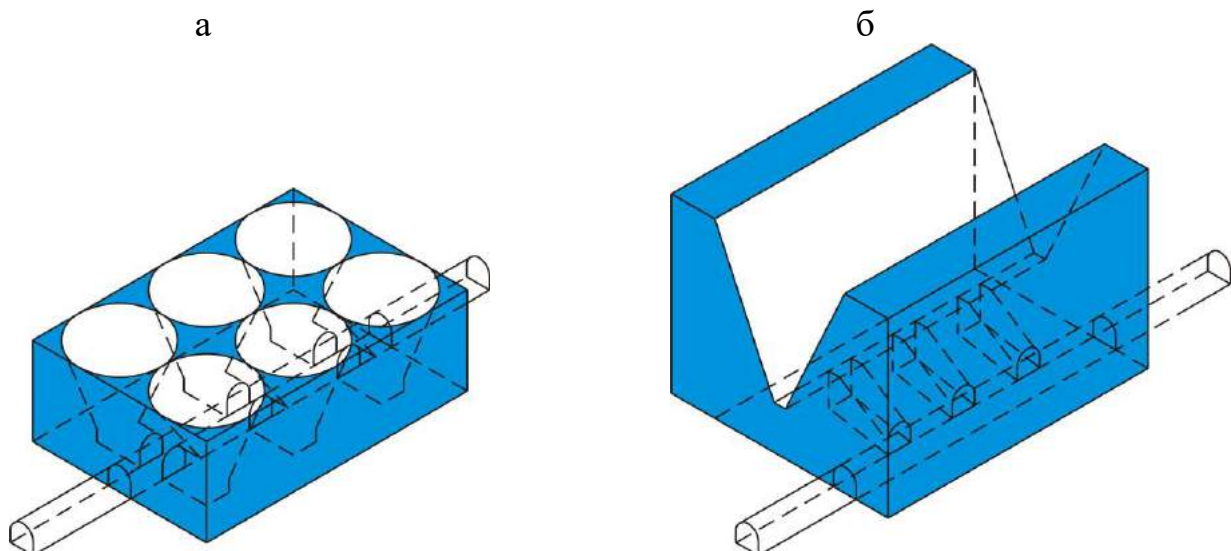


Рис. 2.37. Види підсікання руди в очисному блоці: а – підсікання воронками, б – траншейне підсікання

Існують наступні способи підсікання блоків: шпурами, варіант «закрите віяло», варіант «камера над дучками» і траншейний.

Підсікання шпурами. Даний спосіб підсікання застосовують при системах розробки з відкритим очисним простором і в системах з магазинуванням руди (рис. 2.38) при розробці тонких та малої потужності рудних тіл. На висоті

7 – 9 м від відкотного штреку проводять штрек підсікання. За всією довжиною камери на відстані 5 – 8 м з відкотного штреку до штреку підсікання проходять дучки. З них бурять кільцеві віяла шпурів, після висадження яких утворюють прийомні воронки.

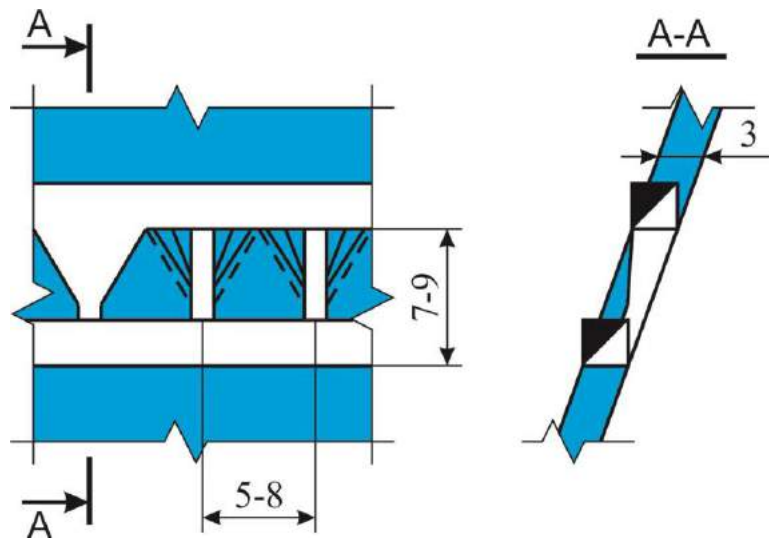


Рис. 2.38. Підсікання блоків шпурами

Підсікання блоків за допомогою варіанту «закрите віяло». З випускних дучок, дещо розширених у верхній частині, масив руди розбурюють висхідними віялами штангових шпурів довжиною до 7 – 10 м, які і розвертають у воронки при підриванні (рис. 2.39).

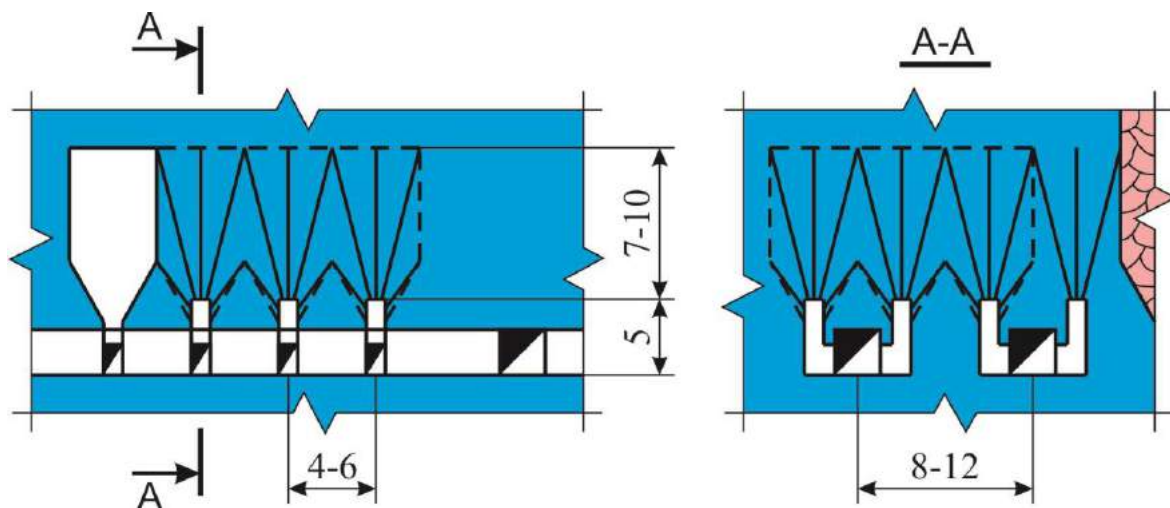


Рис. 2.39. Підсікання блоків за допомогою варіанту «закрите віяло»

Послідовним висадженням штангових шпурів у декількох дучках спочатку утворюють відріzną щілину, на яку потім висаджують шпури сусідніх дучок. Таким чином, послідовним висадженням штангових шпурів і випуском руди утворюється підсікання на висоту до 10 м. Кількість штангових шпурів, пробурених з кожної дучки, встановлюють залежно від міцності руди та діаметру шпурів.

Підсікання блоків за допомогою варіанту «камера над дучками». Цей спосіб підсікання набув широкого поширення при розробці потужних рудних родовищ системами поверхового та підповерхового обвалення, поверхово-камерною та ін. і дозволяє за одну стадію утворити підсікання на висоту 12 – 18 м (рис. 2.40).

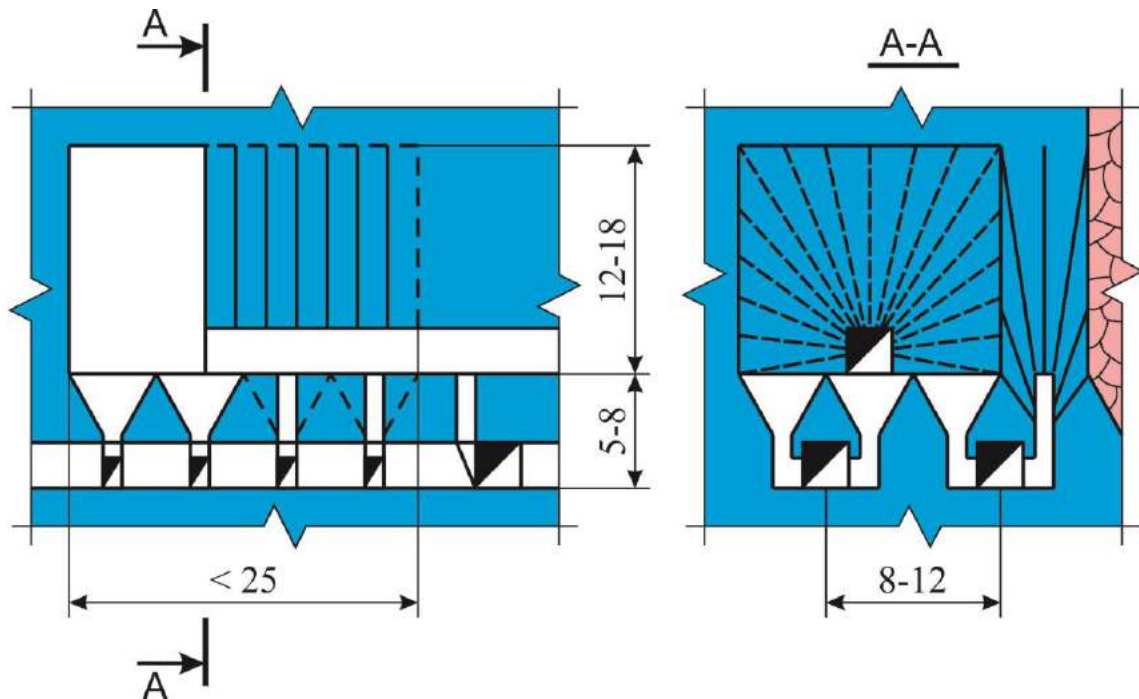


Рис. 2.40. Підсікання блоків за допомогою варіанту «камера над дучками»

Підсікання запасів блоку (панелі) виконують окремими камерами із залишенням між ними тимчасових ціликів, що руйнують разом з обваленням вище розміщеного масиву руди. По ряду дучок на горизонті підсікання проходять підсічні виробки, що розташовані посередині камери. З торця камери на всю її висоту утворюють відрізну щілину шляхом розширення проведеного підняттевого або секційним підриванням пробурених з підсічної виробки віял свердловин. Після утворення відрізної щілини послідовним 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. Під час утворення камери виконують розширення дучок у прийомні воронки. Після утворення підсічних камер тимчасові цілики між ними шириною 4 – 6 м руйнують масовим підриванням свердловин, пробурених з дучок перед обваленням масиву руди в блоці, що знаходиться вище. 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 1,0, 1,5 і 2,0 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, поверхово-камерними та підповерхово-камерними із закладанням (рис. 2.41).

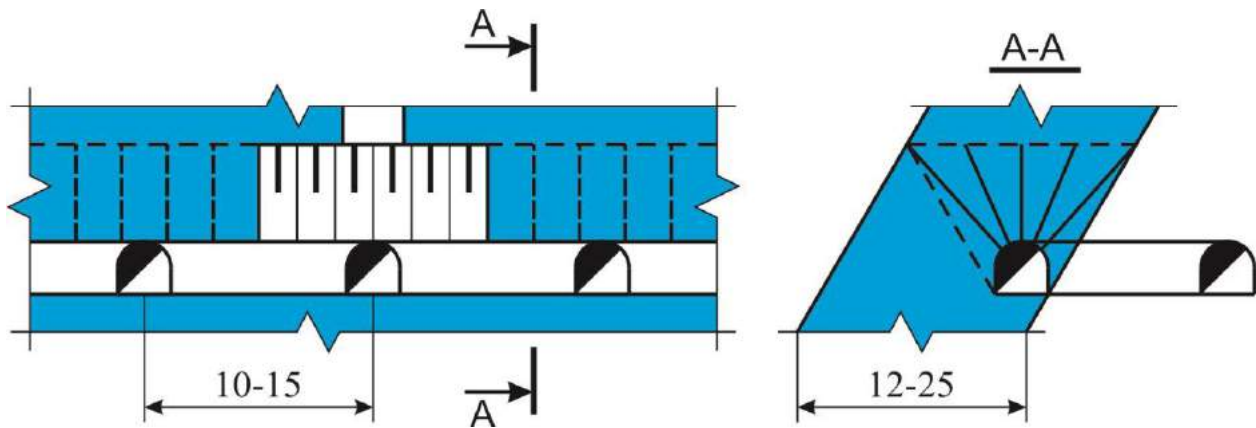


Рис. 2.41. Траншейне підсікання

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 або штангових шпурів, пробурених з підсічної виробки. Попередньо на початку траншеї утворюється відрізна щілина шляхом розширення з дучки спеціально пройденого піднягтевого 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'єднують між собою, утворюючи суцільну відслонену 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 та залежно від фізико-механічних властивостей руди і відстані між виробками випуску.

Утворення підсікання блоку за допомогою воронки. Із застосуванням підсікання воронками відбита або самообвалена руда в блоці потрапляє в приймальні воронки, які з'єднують рудоспусками (дучками) з виробками горизонту випуску. Розміри приймальних воронки 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 50 – 60° однієї воронки, її площа 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, яка становить 1 – 1,5 м від рівня покрівлі виробки випуску. Розміри поперечного перерізу випускних дучок визначають залежно від фізико-механічних властивостей руди (породи) і розміру кондиційного куска та

постачального обладнання. За виробничими даними розміри поперечного перерізу випускних дучок коливаються в межах від $1,2 \times 1,2$ до $2,0 \times 2,0$ м. Проходку дучок здійснюють поетапно. Спочатку за 1 – 2 прийоми проводять горизонтальну заходку глибиною до 2 м, а потім – безпосередньо дучку (рудоспуск). Проведення дучок нічим не відрізняється від проходки підняттевих. Тому методика розрахунку проходки дучок за всіма прохідницькими процесами аналогічна проведенню підняттевих звичайним способом.

Створення воронок розпочинають після закінчення проходки дучок. При розробці міцних руд, розворот дучок у приймальні воронки виконують дрібними (зверху донизу) і штанговими (знизу вгору) шпурами. У рудах менш міцних воронки створюють, як правило, штанговими шпурами, пробуреними з горизонтальних заходок або коротких дучок, проведених у нижній частині воронки. Для розрахунку розвороту воронки штанговими шпурами скористаємося розрахунковою схемою, поданою на рис. 2.42.

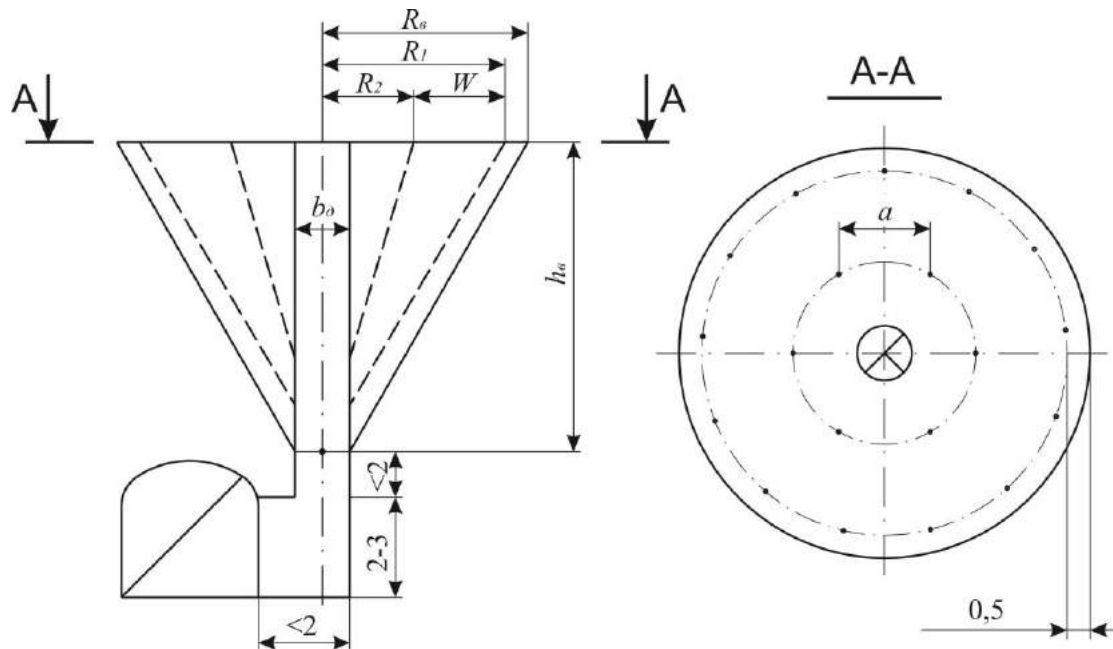


Рис. 2.42. Розрахункова схема розвороту воронки штанговими шпурами

Висота воронки

$$h_s = \operatorname{tg} \beta \cdot \left(R_s - \frac{b_0}{2} \right), \text{ м}, \quad (2.82)$$

де β – середній кут природного укосу руди що дорівнює $55 - 65^\circ$; R_s – радіус верхньої підстави воронки, що дорівнює $2,5 - 5,0$ м; b_0 – ширина або діаметр дучки, що дорівнює $1,2 - 2,0$ м.

Радіус першого кільцевого віяла

$$R_1 = R_s - 0,5, \text{ м}. \quad (2.83)$$

Кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі

$$n_1 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_1}{a}, \text{ шт.}, \quad (2.84)$$

де a – відстань між вибоями штангових шпурів

$$a = m \cdot W, \text{ м}, \quad (2.85)$$

де m – коефіцієнт зближення зарядів, що дорівнює 0,9 – 1,5; W – лінія найменшого опору для штангових шпурів

$$W = 80 \cdot K \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta b}{f \cdot \Delta q \cdot m}}, \text{ м}, \quad (2.86)$$

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 № 6 ЖВ 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 шпурів, м.

Радіус другого кільцевого віяля

$$R_2 = R_1 - W, \text{ м}. \quad (2.87)$$

Кількість штангових шпурів у другому кільцевому віялі

$$n_2 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_2}{a}, \text{ шт.} \quad (2.88)$$

За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки і згідно з розрахунковою схемою, в масштабі вибудовують креслення воронки, за яким графічно визначають довжину штангових шпурів у першому та другому кільцевих віялях.

Сумарна довжина штангових шпурів для розвороту однієї воронки

$$L_{\text{сум}} = n_1 \cdot l_1 + n_2 \cdot l_2, \text{ м}, \quad (2.89)$$

де l_1 – довжина штангового шпурів у першому кільцевому віялі, м; l_2 – довжина штангового шпурів у другому кільцевому віялі, м.

Кількість руди, отриманої при формуванні воронки:

– при розвороті дучки в приймальну воронку

$$Q_{p.\text{вор.}} = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot h_g \cdot (R_g^2 + R_g \cdot r_g + r_g) \cdot \gamma_p - h_g \cdot S_d \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (2.90)$$

де r_g – радіус нижньої частини воронки, м; S_d – площа поперечного перерізу дучки, м²; γ_p – об'ємна щільність руди, т/м³;

– при утворенні воронки за відсутності дучки

$$Q_{p.\text{вор.}} = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot h_g \cdot (R_g^2 + R_g \cdot r_g + r_g) \cdot \gamma_p, \text{ т}. \quad (2.91)$$

Промисловий запас руди при підсіканні масиву воронками

$$A_{\text{пром}} = n_{\text{вор.}} \cdot Q_{p.\text{вор.}}, \text{ т}, \quad (2.92)$$

де $n_{\text{вор.}}$ – загальна кількість воронки на камеру (блок), шт.

Змінна продуктивність H_b буріння штангових шпурів телескопним перфоратором визначається за формулою (2.1).

Трудомісткість буріння

$$T_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{сум}} \cdot n_{\text{вор.}}}{H_{\text{б}}}, \text{ чол-змін.} \quad (2.93)$$

Норма бурильника, виражена в тонах

$$H_{\text{б.м}} = \frac{A_{\text{пром}}}{T_{\text{бур}}}, \text{ т/зміну.} \quad (2.94)$$

Питомі витрати ВР на відбивання руди

$$q = 0,1 \cdot f \cdot \frac{\Delta q}{\Delta b \cdot \gamma_p}, \text{ кг/т.} \quad (2.95)$$

Загальна витрата ВР для відбивання руди у воронках

$$Q_{\text{вр}} = q \cdot A_{\text{пром}}, \text{ кг.} \quad (2.96)$$

Змінна продуктивність зарядної машини при механізованому заряджанні штангових шпурів або свердловин

$$H_{\text{зар}} = \frac{10 \cdot (T_{\text{зм}} - T_{\text{об}}) \cdot k_m}{\left(\frac{10 \cdot T_{\text{нз}}}{n + (t_o + t_e) \cdot (1 + k_{\text{від}})} \right)}, \text{ м/зміну,} \quad (2.97)$$

де $T_{\text{нз}}$ – тривалість підготовчо-заключних операцій, що дорівнює 60 – 90 хв; $T_{\text{об}}$ – 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 заряджають однією установкою зарядної машини, м, при довжині штангових шпурів 10 – 20 м або свердловин 10 – 30 м $n = 150 – 1000$ м; $(t_o + t_e)$ – витрати часу на заряджання 10 м штангових шпурів або свердловин, що дорівнює 4 – 15 хв; $k_{\text{від}}$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 0,1.

Витрати часу на заряджання ВР штангових шпурів або свердловин у воронках

$$T_{\text{зар.}} = \frac{4 \cdot Q_{\text{вр}}}{H_{\text{зар.}} \cdot \Delta \cdot d^2}, \text{ чол-змін,} \quad (2.98)$$

де Δ – щільність ВР, кг/м³; d – діаметр штангового шпуру або свердловини, м.

Норма виробітку підрильника, виражена у тонах

$$H_{\text{зар.м}} = \frac{A_{\text{пром}}}{T_{\text{зар.}} \cdot n_{\text{від}}}, \text{ т/зміну,} \quad (2.99)$$

де $n_{\text{від}}$ – кількість підрильників у ланці, що дорівнює 3 – 4 чол.

Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначається за формулами (2.25) і (2.70) – (2.72).

Трудомісткість доставки руди скреперної установкою або вантажно-доставною машиною

$$T_{\text{нав}} = \frac{A_{\text{пром}}}{H_n \cdot \gamma_p}, \text{ чол-змін.} \quad (2.100)$$

Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником

$$T_{нав} = \frac{A_{пром}}{H_n}, \text{ чол-змін.} \quad (2.101)$$

Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, виражена в тонах

$$H_{маш.нав} = \frac{A_{пром}}{T_{нав}}, \text{ т/зміну.} \quad (2.102)$$

Для розрахунку розвороту воронки свердловинами скористаємося розрахунковою схемою, поданою на рис. 2.43.

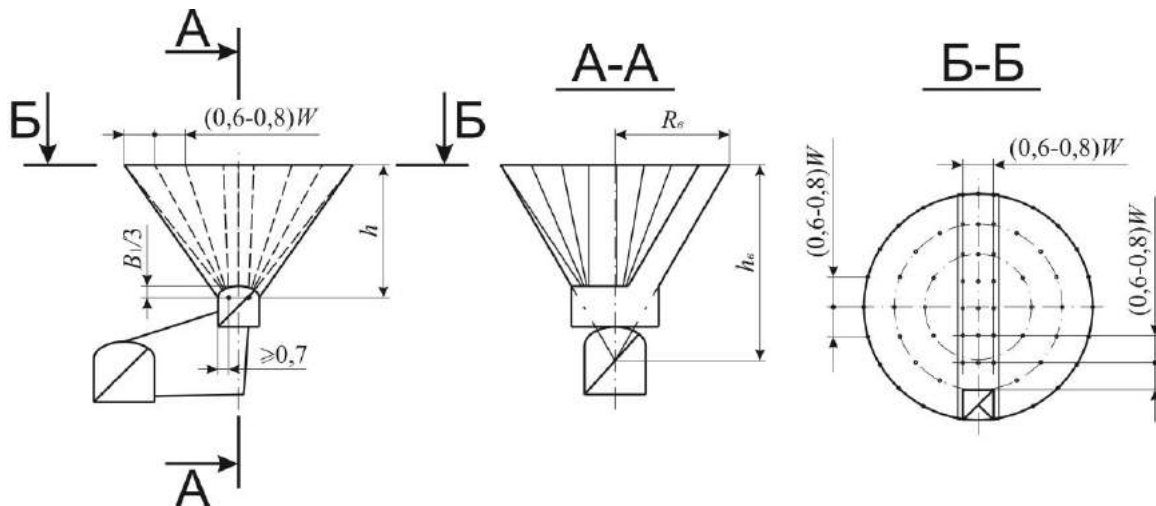


Рис. 2.43. Розрахункова схема розвороту воронки свердловинами

Висота воронки

$$h_g = \operatorname{tg} \beta \cdot R_g, \text{ м,} \quad (2.103)$$

де R_g – радіус верхньої підстави воронки, що дорівнює 5,0 – 7,5 м;

Величина лінії найменшого опору при відбиванні руди свердловинами

$$W = 114 \cdot K \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta b}{f \cdot \Delta q \cdot m}}, \text{ м,} \quad (2.104)$$

де d – діаметр свердловини, м.

Відстань між вибоями свердловин

$$a = m \cdot W, \text{ м,} \quad (2.105)$$

де m – коефіцієнт зближення зарядів, що дорівнює 0,8 – 1,2;

За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки свердловинами та згідно з розрахунковою схемою в масштабі виконують креслення воронки, за яким графічно визначають сумарну довжину свердловин $L_{сум}$, потрібних для розвороту однієї воронки.

Кількість руди, отриманої при розвороті воронки

$$Q_{р.вор.} = \gamma_p \cdot \left(\frac{1}{3} h \cdot \left(B_1 l_{нс} + R_g \left(\sqrt{\pi \cdot l_{нс} \cdot B_1} + \pi R \right) \right) - 0,26 B_1^2 l_{нс} - S_g \frac{h}{\sin \beta} \right), \text{ т,} \quad (2.106)$$

де $l_{нс}$ – довжина підсїчної виробки, м; S_g – площа поперечного перерізу відрізного підняттявого або дучки, м².

При створенні підсікання воронками промисловий запас руди визначається за формулою (2.92). Змінна продуктивність буріння H_6 свердловин буровим верстатом визначається за формулами (2.59) – (2.64). Трудомісткість буріння свердловин визначається за формулою (2.93). Норма бурильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.94). Питомі витрати ВР на відбивання руди визначають за формулою (2.95). Загальна витрата ВР для відбивання руди у воронках визначається за формулою (2.96). Змінна продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначається за формулою (2.97). Витрати часу на зарядання свердловин ВР у воронках визначають за формулою (2.98). Норма виробітку підрильника в тонах визначається за формулою (2.99). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначається за формулами (2.25) і (2.70) – (2.72). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначається за формулою (2.100). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (2.101). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.102).

Утворення траншейного підсікання. Основними перевагами траншейного підсікання є: висока безпека робіт, незалежність ведення бурових та вибухових робіт, висока продуктивність праці, велика стійкість виробок, що розташовані у днищі блоку (камери). Сутність траншейного підсікання полягає в утворенні у днищі камери, блоку або панелі траншеї або кількох траншей, що мають у поперечному перерізі форму трапеції. Траншея створюється послідовним підриванням рядів віял штангових шпурів або свердловин, які бурять з підсічних (траншейних) виробок (штреків, ортів), що розташовані на рівні відкотного горизонту або вище на 3 – 5 м.

Попередньо на початку кожної траншеї створюється відрізна щілина шляхом розширення пройденого підняттевого або ж послідовним підриванням віялових штангових шпурів чи свердловин, пробурених у площині поперечного перерізу траншеї. Траншейне підсікання утворюється штанговими шпурами або свердловинами діаметром 56 – 105 мм. Для визначення параметрів траншейного підсікання використовують таку методику.

Величина лінії найменшого опору при відбиванні руди штанговими шпурами або свердловинами визначається за формулами (2.86) або (2.104). Відстань між вибоями штангових шпурів або свердловин визначається за формулою (2.85) або (2.105). Кількість віял для створення траншейного підсікання визначається графічно та у відповідності до креслення системи розробки. За результатами розрахунку вибудовують розташування штангових шпурів або свердловин у віялі і рядів віял для створення траншейного підсікання згідно з розрахунковою схемою, поданою на рис. 2.44.

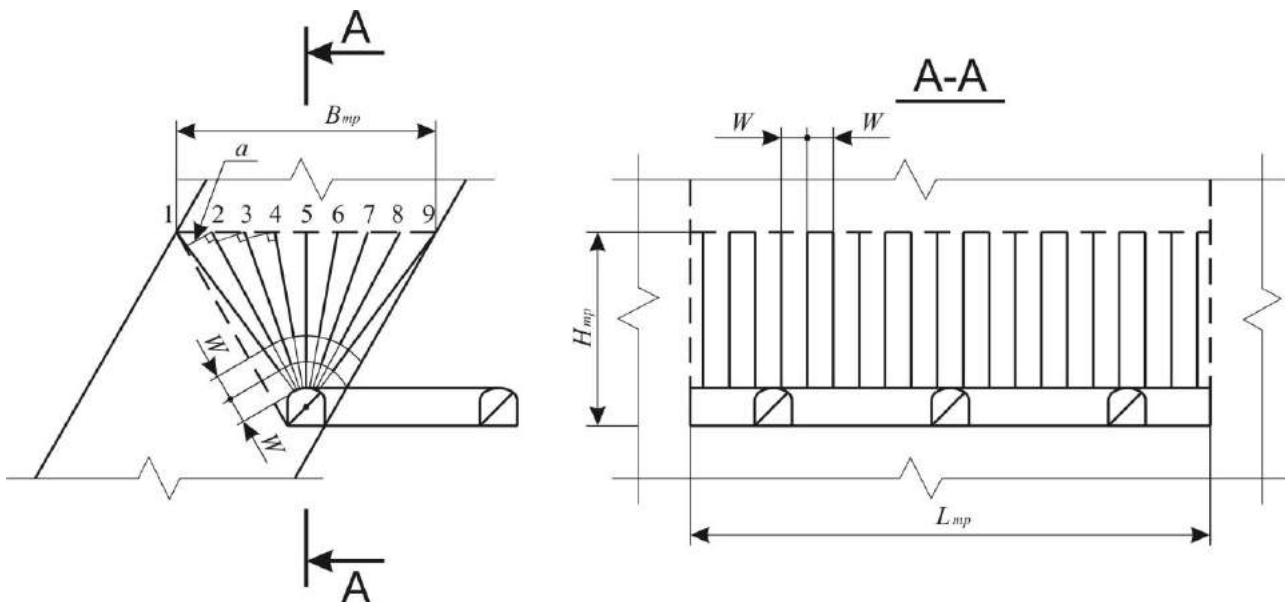


Рис. 2.44. Розрахункова схема траншейного підсікання

Побудова віяла штангових шпурів або свердловин та рядів віял для створення траншейного підсікання виконують у масштабі 1:200 або 1:500. Графічно визначають загальну довжину штангових шпурів або свердловин і загальну довжину заряду ВР. Отримані дані зводять за зразком табл. 2.29.

Таблиця 2.29

Характеристика віяла

| № свердловини | $L_{св.}, \text{ м}$ | $L_{зар.}, \text{ м}$ |
|---------------|----------------------|-----------------------|
| 1 | | |
| 2 | | |
| 3 | | |
| Σ | | |

Площа траншеї

$$S_{тр} = \frac{B_{тр.в} + B_{тр}}{2} \cdot H_{тр}, \text{ м}^2, \quad (2.107)$$

де $B_{тр.в}$ – ширина виробки підсікання (траншейної), дорівнює 2 – 4 м; $B_{тр}$ – ширина траншеї у її верхній частині, яка визначається з конструктивних міркувань і залежить від фізико-механічних властивостей руди та відстані між виробками випуску, м.

Промисловий запас руди після створення траншейного підсікання

$$A_{пром} = (S_{тр} - S_{тр.в}) \cdot L_{тр} \cdot \gamma_p - S_v \cdot h_v \cdot \gamma_p, \text{ Т}, \quad (2.108)$$

де $S_{тр.в}$ – площа поперечного перерізу підсічної (траншейної) виробки начорно, м^2 ; S_v – площа поперечного перерізу відрізного підняттевого в межах траншейного підсікання, м^2 ; h_v – висота відрізного підняттевого в межах траншейного підсікання, м^2 .

Змінна продуктивність буріння H_b штангових шпурів або свердловин буровим верстатом визначається за формулами (2.59) – (2.64).

Трудомісткість буріння штангових шпурів або свердловин

$$T_{\text{бур}} = \frac{\Sigma L_{\text{св.}}}{H_b}, \text{ чол-змін,} \quad (2.109)$$

де $\Sigma L_{\text{св.}}$ – сумарна довжина штангових шпурів або свердловин, м.

Норма бурильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.94).

Загальна витрата ВР для відбивання руди в траншеї

$$Q_{\text{вр}} = p \cdot \Sigma L_{\text{зар}}, \text{ кг,} \quad (2.110)$$

де p – кількість ВР у 1 м штангового шпуру або свердловини, кг/м, визначається за формулою (2.58); $\Sigma L_{\text{зар}}$ – сумарна довжина заряду ВР для створення підсікання, м.

Змінна продуктивність при механізованому заряджанні штангових шпурів або свердловин зарядною машиною визначається за формулою (2.97). Витрати часу на заряджання ВР для відбивання руди в траншеї визначається за формулою (2.98). Норма виробітку підрильника в тонах визначається за формулою (2.99). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначається за формулами (2.25) і (2.70) – (2.72). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначається за формулою (2.100). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (2.101). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.102).

2.3.2.2. Створення відрізної щілини

Під **відрізкою запасів** руди в блоці розуміють гірничі роботи, у якості однієї із стадій очисних робіт, що призначена для створення відрізної щілини. **Відрізна щілина** – це вертикальна площина відслонення (компенсаційний простір), що 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 та глибокими свердловинами.

Для створення відрізної щілини необхідно проведення нарізних виробок, до яких належать відрізні штреки та орти, підняттеві. **Відрізний підняттевий** – це вертикальна або похила гірнична виробка, яку проходять по корисній копалині для підготовки очисного вибою. З відрізного підняттевого починають роботи щодо створення відрізної щілини. Найбільш поширені розміри відрізних підняттевих $1,5 \times 1,5$, $1,8 \times 1,8$, 2×2 і 2×3 м. Після проведення всіх необхідних відрізних виробок виконують утворення відрізної щілини.

Утворення відрізної щілини шпурами. Цей спосіб утворення відрізної щілини застосовується при камерно-стовпових системах розробки. Сутність способу полягає в наступному. В блоці (панелі), що буде відпрацьовуватися, на всю його ширину проводять відрізні виробки (штреки або орти), а 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 їх ширина дорівнює ширині відрізної виробки. Відбиту руду випускають через відрізний підняттявий на відкотний горизонт. Відпрацювання уступів ведуть доки не утворюється відрізна щілина на всю ширину та висоту очисної панелі (блоку). Шпуровий спосіб утворення відрізної щілини порівняно з іншими має обмежені умови застосування і практично не використовується через суттєві недоліки. Це більш небезпечний спосіб внаслідок того, що над головою робітників знаходиться всезростаюча, у міру розвитку відрізної щілини, площа відслоненого масиву, вимагає великих витрат праці на перекидання відбитої руди, а створення відрізної щілини потребує 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. З підповерхових бурових виробок проводять відрізні виробки (штреки або орти). На всю висоту блоку (панелі) проходять відрізний підняттявий перетином $1,5 \times 1,5$ або $1,8 \times 1,8$ м, який зазвичай розташовують на контурі блоку (панелі) або контакті порід з масивом руди, який надалі з'єднується з підсечною виробкою. У покрівлі відрізних виробок на відстані 1,5 – 2 м від відрізного підняттявого в залежності від міцності руди, бурять паралельні штангові шпури. Відрізну щілину необхідних розмірів утворюють послідовним висадженням зарядів штангових шпурів на відрізний підняттявий (рис. 2.45).

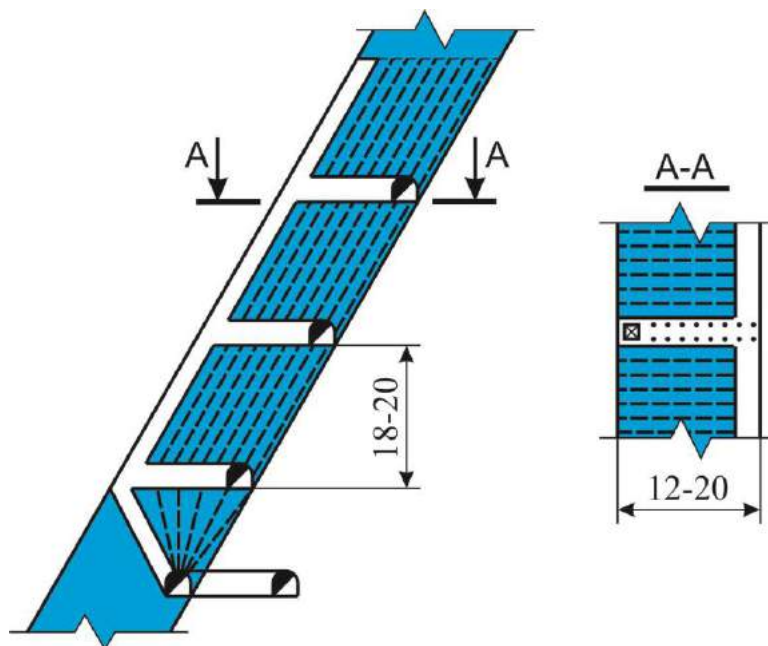


Рис. 2.45. Створення відрізної щілини штанговими шпурами

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 підняттям проходять відрізні штреки або орти, з яких бурять паралельні ряди висхідних, які пробурені на 2/3 підповерха, і низхідних свердловин, які пробурені на 1/3 підповерха. В кожному ряді розташовують від 4 до 8 свердловин (рис. 2.46).

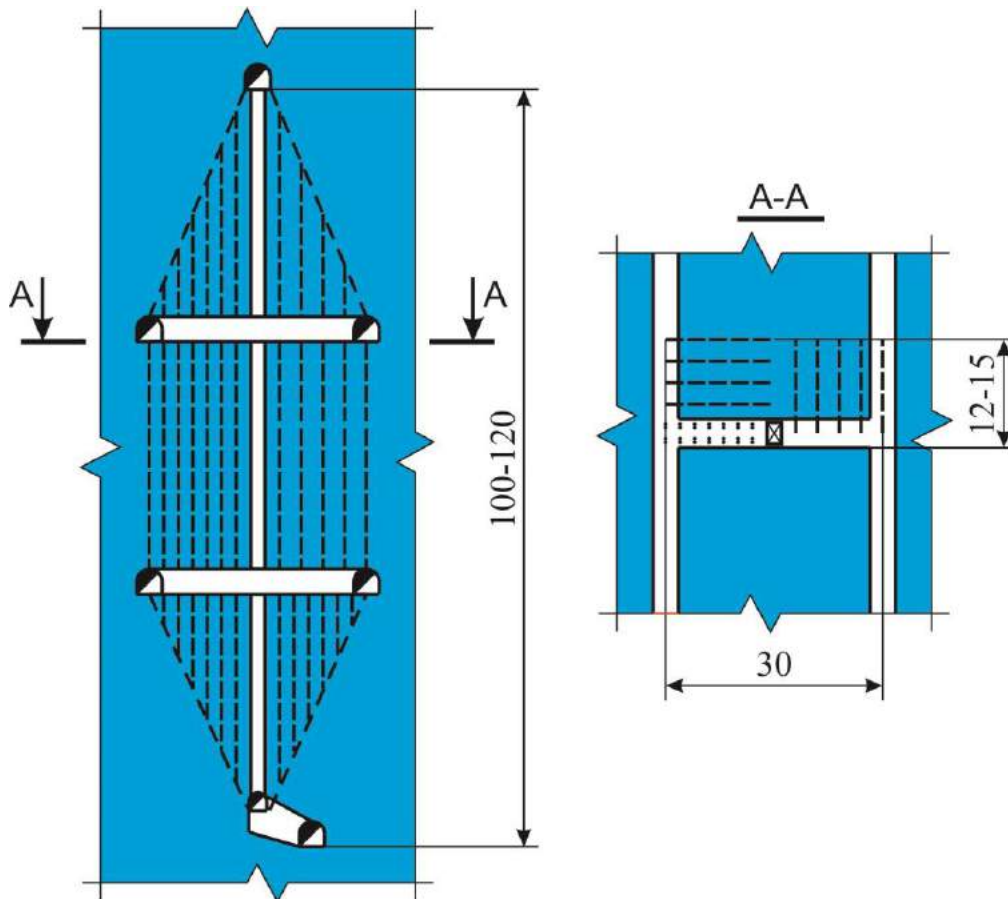


Рис. 2.46. Створення відрізної щілини глибокими свердловинами

Ряди свердловин висаджують послідовно від відрізного підняття в створі по всій висоті камери. В результаті підривання всіх рядів свердловин, утворюється відрізна щілина довжиною 12 – 15 м. Така довжина відрізної щілини для очисної камери потрібна для мінімізації трудомісткості її утворення. Далі проводять формування компенсаційної щілини на всю ширину очисної камери завдяки підриванню віялових комплектів глибоких свердловин, що пробурені з бурового штреку або орту. Довжина щілини обумовлена конструктивними розмірами системи розробки.

Відрізні щілини створюють розширенням завчасно пройденого відрізного підняття завдяки послідовному підриванню зарядів ВР у свердловинах, що пробурені зверху донизу або знизу вгору з відрізними штреків або ортів. Залежно від міцності руди та ширини щілини застосовують паралельне або паралельно-пучкове розташування рядів свердловин. У рудах середньої і нижче середньої міцності свердловини розташовують у вигляді віял, а у рудах вище середньої

міцності та 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 у камері.

Залежно від ширини камери свердловини для утворення відрізної щілини щодо відрізного підняттявого розташовують згідно розрахункових схем (рис. 2.47, а-г). При віяловому, паралельному або паралельно-пучковому розташуванні штангових шпурів або свердловин, величину лінії найменшого опору визначають за формулами (2.86) або (2.104). Якщо застосовується паралельно-пучкове розташування штангових шпурів або свердловин, то відстань між зарядами в пучку

$$Q = (3...6) \cdot d, \text{ м}, \quad (2.111)$$

де d – діаметр свердловини, м.

Промисловий запас руди у відрізній щілині

$$A_{\text{пром}} = n_{\delta} \cdot \left[(B \cdot h_{\delta} \cdot B_{\text{вщ}} - (S_n \cdot h_n + S_{\text{вв}} \cdot B)) \cdot \gamma_p \right] + \gamma_p \cdot (S_k \cdot B_{\text{вщ}} - S_{\text{нк}} \cdot h_{\text{нк}}), \text{ т}, \quad (2.112)$$

де n_{δ} – кількість бурових горизонтів; $B_{\text{вщ}}$ – ширина відрізної щілини, що дорівнює 2 – 15 м; B – ширина очисної камери (блоку), м; h_{δ} – відстань між буровими горизонтами, м; S_n – площа поперечного перерізу відрізного підняттявого, м²; h_n – висота відрізного підняттявого між буровими горизонтами, м; $S_{\text{вв}}$ – площа поперечного перерізу відрізної виробки (штреку, орту); S_k – площа поперечного перерізу покрівлі (куполу) камери, м²; $S_{\text{нк}}$ – площа поперечного перерізу відрізного підняттявого в межах покрівлі (куполу) камери, м²; $h_{\text{нк}}$ – висота відрізного підняттявого в межах покрівлі (куполу) 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 (2.59) – (2.64).

Трудомісткість буріння штангових шпурів або свердловин

$$T_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{сум}}}{H_{\delta}}, \text{ чол-змін}. \quad (2.113)$$

Норма бурильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.94).

Загальна витрата ВР для відбивання руди при утворенні відрізної щілини

$$Q_{\text{вр}} = p \cdot L_{\text{сум}}, \text{ кг}, \quad (2.114)$$

де K_z – коефіцієнт заповнення штангового шпуру або свердловини, що дорівнює 0,8 – 0,9.

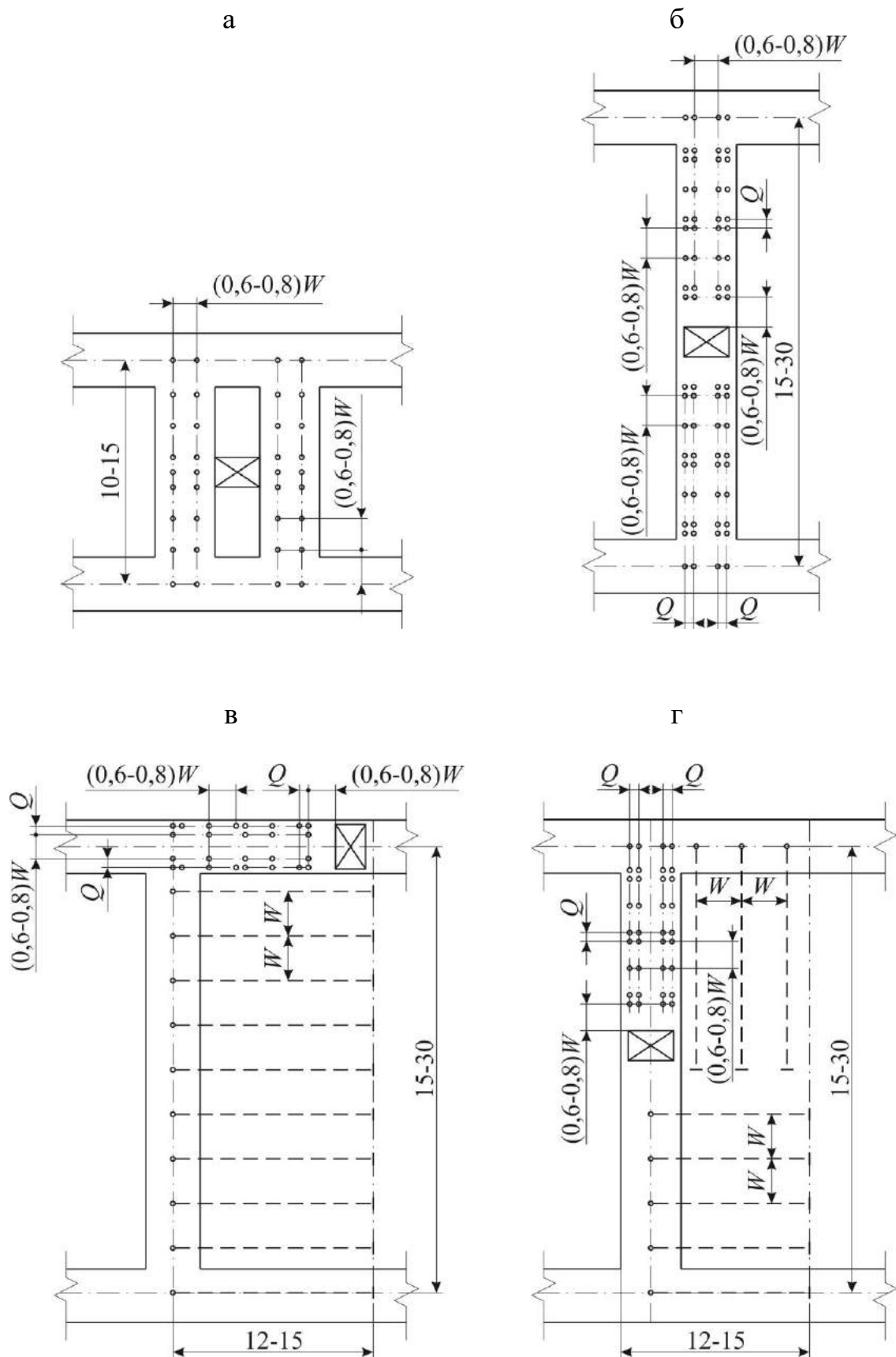


Рис. 2.47. Розрахункові схеми створення відрізної щілини з двома паралельними відрізними штреками або ортами (а), з одним відрізним штреком або ортом (б), за орто-штрековою (в) і штреко-ортовою (г) схемами

Змінна продуктивність при механізованому заряджанні штангових шпурів або свердловин зарядною машиною визначається за формулою (2.97). Витрати часу на заряджання ВР для відбивання руди визначається за формулою (2.98). Норма виробітку підричника в тонах визначається за формулою (2.99). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначається за формулами (2.25) і (2.70) – (2.72). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначається за формулою (2.100). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (2.101). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, виражена в тонах, визначається за формулою (2.102).

2.3.2.3. Безпосередньо відбивання руди

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 переносних і телескопних перфораторів, а також колонкових перфораторів розміщених на шахтних бурильних установках. З розвитком науки і техніки, останнім часом широке застосування отримали високопродуктивні гідравлічні перфоратори вітчизняного і закордонного виробництва. Шпурове відбивання застосовується при розробці рудних тіл невеликою потужністю до 8 м при видобуванні руд з межею міцності 40 – 200 МПа. Переваги: висока точність відбивання руди, гарне подрібнення 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 порівнянні з проведенням гірничих виробок, є те, що вибій має мінімум дві площини відслонення. Одна площина це та, в якій бурять шпури, а друга, на яку будуть виконувати відбивання. Шпури бурять паралельно до неї, що виключає необхідність у врубових шпурах. 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. 2.48.

Пошарове відпрацювання у висхідному порядку застосовують при стійких рудах, а низхідне відпрацювання – при нестійких рудах під захистом закладення, що затверділо, так і при стійкій покрівлі при горизонтальному і пологому заляганні рудного тіла.

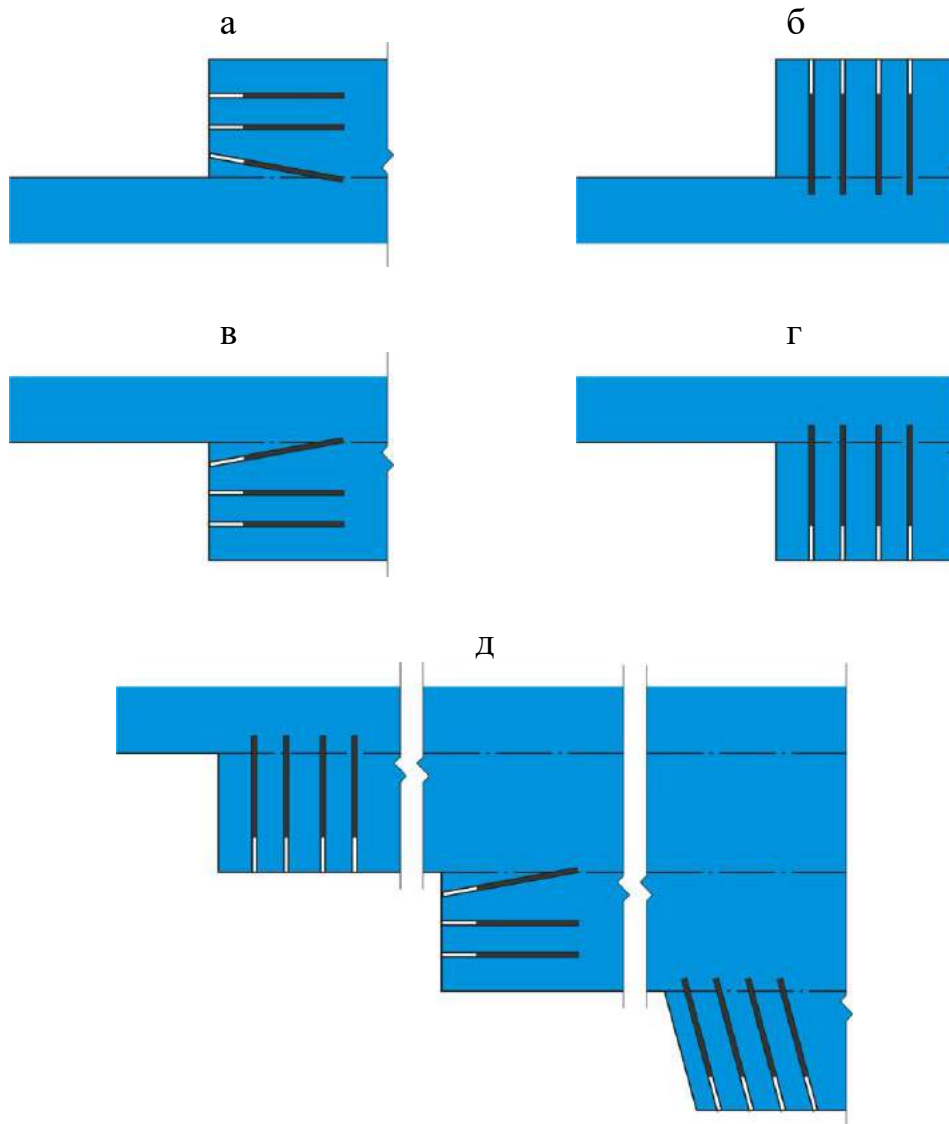


Рис. 2.48. Схеми відбивання руди шпурами: а – низхідне сферове відпрацювання з відбиванням горизонтальних шпурів, б – низхідне сферове відпрацювання з відбиванням вертикальних шпурів; в – висхідне сферове відпрацювання з відбиванням горизонтальних шпурів; г – висхідне сферове відпрацювання з відбиванням вертикальних шпурів; д – покрівле-ступінчасте відпрацювання

Відбивання руди шпурами широко застосовують при системах розробки із закладанням, з магазинуванням, сферового обвалення, з суцільним відпрацюванням, при окремих системах розробки з відкритим очисним простором та ін. Діаметр шпуру визначається залежно від кондиційного розміру куска і коефіцієнта подрібнення руди

$$d_{ш} = R \cdot K_{др}, \text{ м}, \quad (2.115)$$

де $K_{др}$ – коефіцієнт подрібнення для важкого і легко подрібнення, що дорівнює 0,05 – 0,2, відповідно; R – кондиційний розмір куска руди, що визначається як найменший з розрахованих розмірів, м:

– для випускних отворів

$$R = D_{\text{вип.отв.}} / (3...5), \text{ м,}$$

– для навантажувальних машин

$$R = 0,45 \cdot \sqrt[3]{V_{\text{ковш.}}}, \text{ м,}$$

– для конвеєра або віброживильника

$$R = 0,5 \cdot B_l + 0,25, \text{ м,}$$

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_l – ширина стрічки конвеєра, лотка люка або віброживильника, м.

Довжина шпуру залежно від властивостей руди і кута забурювання шпуру в масив

$$l_{\text{ш}} = \frac{l_{\text{відх}}}{\eta \cdot \sin \alpha_{\text{ш}}}, \text{ м,} \quad (2.116)$$

де $l_{\text{відх}}$ – відхід вибою за цикл, м; η – коефіцієнт використання шпуру, що дорівнює 0,85 – 0,9; $\alpha_{\text{ш}}$ – кут нахилу шпуру до площини вибою, що дорівнює $\alpha_{\text{ш}} = 90^\circ - \alpha_{\text{тріщ}}$, град.; $\alpha_{\text{тріщ}}$ – кут нахилу основної системи тріщин до площини вибою, град.

Питома витрата ВР:

– при відбиванні з одною відслоненою поверхнею

$$q = q_o \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_9 \cdot k_{10} \cdot k_{11}, \text{ кг/м}^3, \quad (2.117)$$

– при відбиванні з двома відслоненими поверхнями

$$q = q_o \cdot k_1 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_8 \cdot k_{10}, \text{ кг/м}^3, \quad (2.118)$$

де q_o – теоретична витрата еталонної ВР (амоніту № 6 ЖВ) на відбивання, обирається залежно від міцності руди:

– при відбиванні з одною відслоненою поверхнею та при міцності руди $f = 4 - 20 - q_o = 0,4 - 1,5$ кг/м³;

– при відбиванні з двома відслоненими поверхнями та при міцності руди $f = 4 - 20$, ширині вибою 1 – 3 м – $q_o = 0,6 - 2,1$ кг/м³;

де 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 відслоненої 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 гранульованих 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 $k_6 = \left(\frac{d_{\text{ш}}}{0,042} \right)^n$;

n – дорівнює, відповідно 1,0 і 0,5 для монолітних і тріщинуватих руд; k_8 – поправний коефіцієнт на довжину шпуру, що дорівнює 1,3 – 0,8 при довжині

шпуру 1,0 – 5 м; k_9 – коефіцієнт, що враховує загальну площу вибою, що дорівнює $k_9 = \frac{6,5}{S_{\text{виб}}}$; k_{10} – коефіцієнт, що враховує щільність забивки в шпурі, що дорівнює 0,8–0,95; k_{11} – коефіцієнт, що враховує діаметр патронів ВР, який дорівнює 1,1 – 0,95, відповідно, для патронів діаметрів 24, 28, 32, 36, 38, 40 мм.

Величина лінії найменшого опору

$$W = d_{\text{ш}} \cdot \sqrt{\frac{8,2 \cdot \Delta}{m \cdot q}}, \text{ м}, \quad (2.119)$$

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

$$a = m \cdot W, \text{ м}. \quad (2.120)$$

Відстань між рядами шпурів залежить від послідовності підривання рядів зарядів та інтервалів їх уповільнення:

– при короткоуповільненому та 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

$$N = 1 + \frac{m - 2 \cdot a_{\text{кр}}}{a}, \text{ шт.}, \quad (2.121)$$

де m – ширина вибою або потужність покладу, м; $a_{\text{кр}}$ – крайові відстані, що дорівнюють 0,2 – 0,4 м, на границі з закладкою до 0,7 м.

Кількість рядів шпурів

$$N = 1 + \frac{h - W}{b}, \text{ шт.}, \quad (2.122)$$

де h – висота або довжина шару, що відбивається, м.

Після округлення до цілого числа N необхідно перерахувати відстань між шпурами $a_{\text{факт}}$, відстань між рядами шпурів $b_{\text{факт}}$ і лінію найменшого опору $W_{\text{факт}}$ за формулами:

$$a_{\text{факт}} = \frac{m - 2a_{\text{кр}}}{N - 1}, \text{ м};$$

$$b_{\text{факт}} = \frac{h - W}{N - 1}, \text{ м};$$

$$W_{\text{факт}} = \frac{a_{\text{факт}}}{a} \cdot W, \text{ м}.$$

За розрахунками лінії найменшого опору, відстані між шпурами в ряді та рядами шпурів складають схему розташування шпурів в очисному вибою згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 2.49.

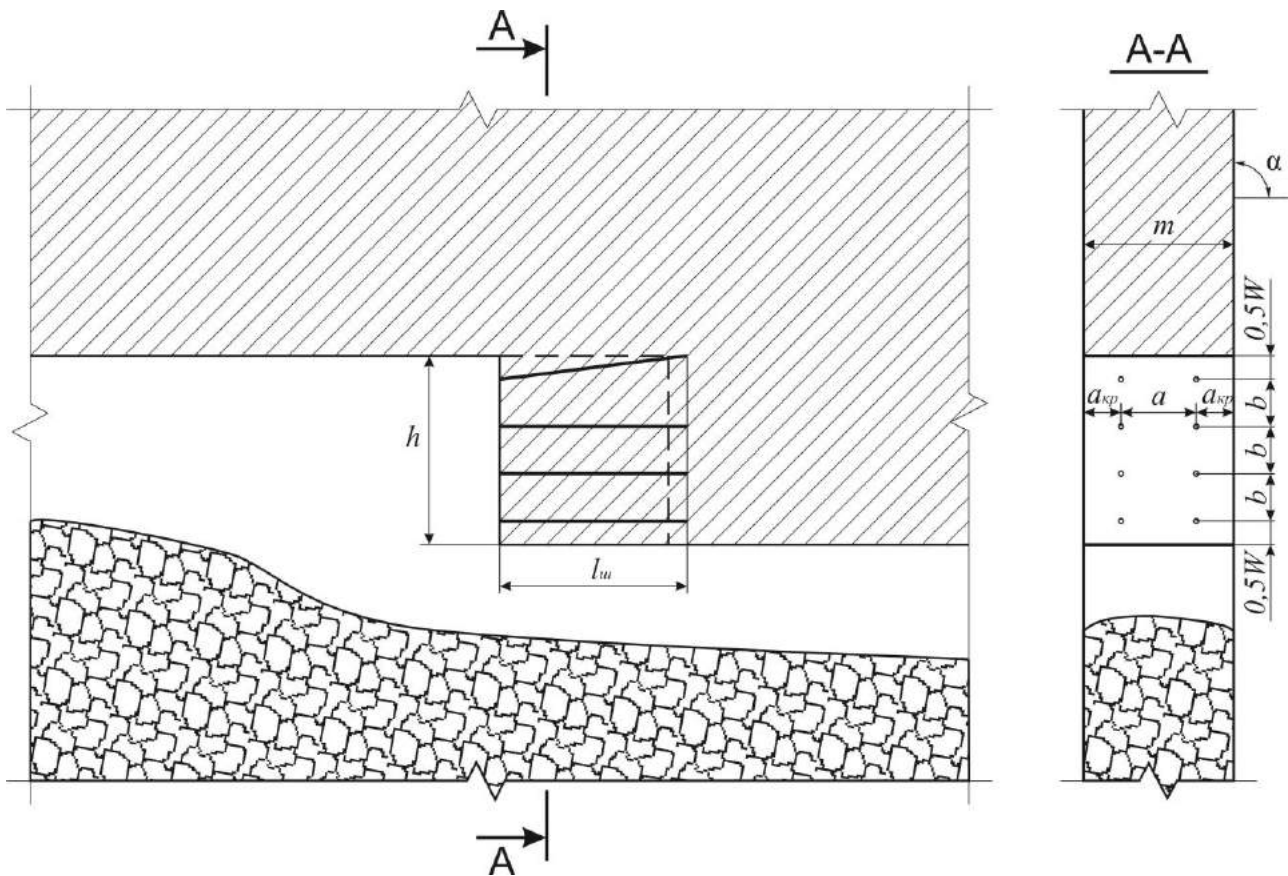


Рис. 2.49. Розрахункова схема розташування шпурів в очисному вибої

Сумарна довжина шпурів

$$L_{\text{сум.ш}} = N \cdot l_{\text{ш}} \cdot n_c, \text{ м}, \quad (2.123)$$

де N – кількість шпурів в одному шарі що відбивається, м; n_c – кількість шарів у камері, що відбивають, м.

Кількість руди, що отримано при відбиванні одного шару

$$Q_c = m \cdot h \cdot l_{\text{відх}} \cdot \gamma_p, \text{ т}. \quad (2.124)$$

Промисловий запас руди при відпрацюванні запасів камери

$$A_{\text{пром}} = Q_c \cdot n_c = m \cdot h_k \cdot l_k \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (2.125)$$

де m – потужність покладу, м; h_k – висота очисної камери, м; l_k – довжина очисної камери, м.

Змінна продуктивність H_b буріння шпурів перфораторами визначається за формулою (2.1).

Трудомісткість буріння шпурів

$$T_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{сум.ш}}}{H_b}, \text{ чол-змін}. \quad (2.126)$$

Норма бурильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.94).

Загальна витрата ВР для відбивання руди у камері

$$Q_{\text{вр}} = q \cdot m \cdot h_k \cdot l_k, \text{ кг}. \quad (2.127)$$

Змінна продуктивність при ручному або механізованому заряджанні шпурів визначається за формулами (2.4) або (2.5). Витрата часу на заряджання

ВР шпурів визначається за формулою (2.98). Норма виробітку підрильника в тонах визначається за формулою (2.99). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначається за формулами (2.25) і (2.70) – (2.72). Трудомісткість доставки руди скреперної установкою, вантажно-доставною машиною визначається за формулою (2.100). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (2.101). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.102).

Відбивання руди штанговими шпурами. Відбивання штанговими шпурами застосовується при видобуванні руд з межею міцності 20 – 200 МПа, а також при утворенні (розвороті) воронок, підсіканні та 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 подрібнення та менший вихід негабариту. Недоліки це невисока продуктивність праці – 60 – 200 т/зміну та висока питома витрата ВР. Цей спосіб відбивання руди отримав широке застосування при камерних системах розробки, при створенні 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 та відстань між шпурами в рядах. На практиці діаметр штангових шпурів змінюється в межах 56 – 85 мм. Лінія найменшого опору залежить від міцності та стійкості руди і визначається за формулою (2.86). Відстань між вибоями штангових шпурів у віялі визначається за формулою (2.85). Сумарну довжину штангових шпурів і довжину заряду у віялі визначають графічно.

Промисловий запас руди в очисній камері

$$A_{\text{пром}} = (B \cdot H \cdot A - \Sigma V_{\text{вк}}) \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (2.128)$$

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; $\Sigma V_{\text{вк}}$ – сумарний обсяг виробок, що проведено 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_b штангових шпурів буровим верстатом визначається за формулами (2.59) – (2.64). Трудомісткість буріння штангових шпурів визначається за формулою (2.109). Норма бурильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.94). Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (2.110). Змінна продуктивність при механізованому заряджанні штангових шпурів зарядною машиною визначається за формулою (2.97). Витрата часу на заряджання ВР для

відбивання руди в камері визначається за формулою (2.98). Норма виробітку підривника в тонах визначається за формулою (2.99). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначається за формулами (2.25) і (2.70) – (2.72). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-доставною машиною визначається за формулою (2.100). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (2.101). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.102).

Відбивання руди свердловинами. При підземній розробці відбивання руди підриванням свердловин набуло поширення при розробці потужних родовищ, не дуже тріщинуватих і шаруватих руд з межею міцності 30 – 200 МПа. Основні переваги свердловинного відбивання руди це 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 та підвищений вихід негабариту, високий сейсмічний ефект, великі втрати і збіднення руди. За взаємним розташуванням розрізняють такі схеми розташування свердловин (рис. 2.50): паралельна, віялова, віялово-пучкова і паралельно-пучкова.

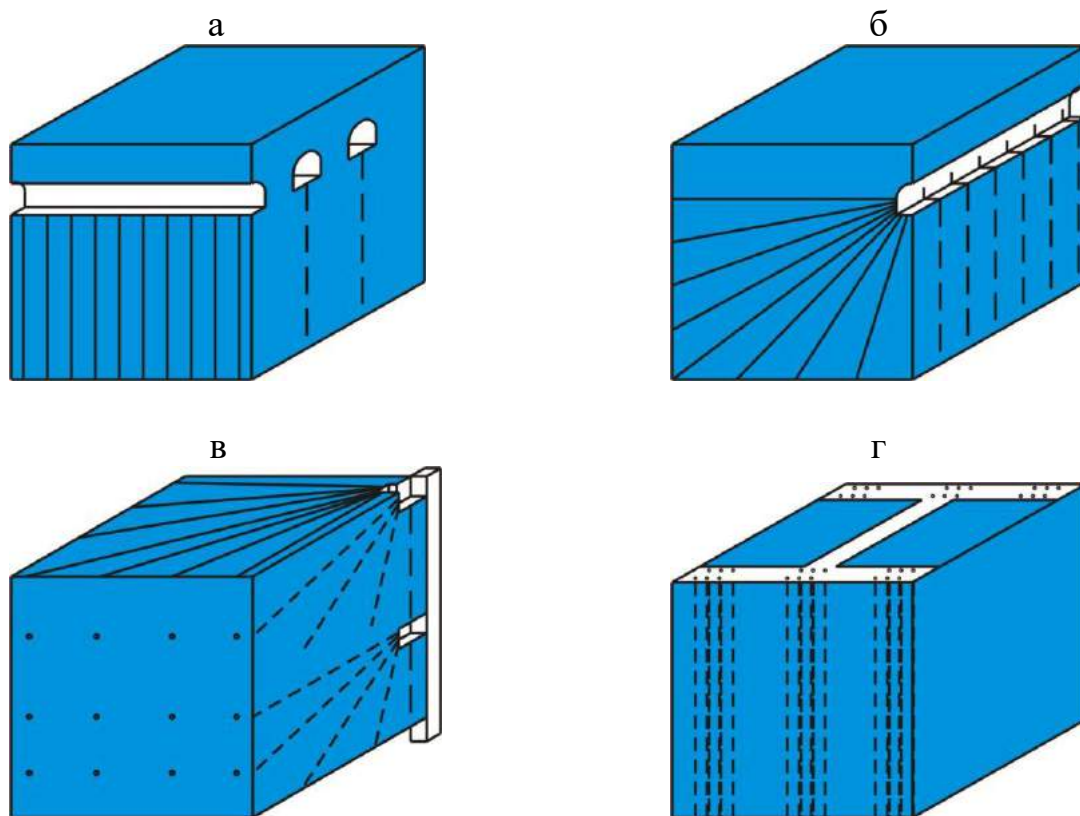


Рис. 2.50. Схеми розташування свердловин: а – паралельна, б – віялова; в – віялово-пучкова; г – паралельно-пучкова

Паралельна схема розташування свердловин (рис. 2.50, 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. 2.50, 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. 2.50, 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. 2.50, 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.

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. 2.30.

Таблиця 2.30

Умови застосування різних варіантів відбивання руди свердловинами

| Варіант розташування свердловин | Умова застосування |
|---|---|
| 1 | 2 |
| Вертикальні шари | При системах розробки з відкритим очисним простором і з обваленням |
| 1. Паралельні свердловини | При видобуванні міцних і досить міцних руд, частіше при розробці потужних крутоспадних покладів |
| 1.1. Буріння з відкритих камер | Зрідка і пов'язано з необхідністю отримання великих відслонень на буровому горизонті |
| 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 | 2 |
|--|---|
| 1.4. Буріння масиву з підсічного простору | При розробці крутоспадних потужних покладів міцних руд, за умов невеликої висоти поверху |
| 2. Віялові свердловини | При видобуванні руд міцних і середньої міцності, при камерних системах |
| 2.1. Буріння з однієї поверхової (підповерхової) виробки | При видобуванні 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 масиву, що відбивається |
| Горизонтальні шари | При різних системах розробки. Застосування можливе і при відносно невисокій стійкості руди та 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 та бокових порід |
| 2.2. Буріння з декількох підняттевих виробок | Досить поширений. Найбільш доцільніше при великих розмірах камер та блоків |
| Похилі шари | При розробці пологих і похилих рудних покладів, частіше системами з відкритим очисним простором, для відбивання міцних і середньої міцності руд |
| Комбіноване розташування шарів | У зв'язку з різкою зміною гірничо-геологічних умов під час розробки родовища |

Напрямок буріння свердловини може розташовуватись горизонтально, вертикально (знизу вгору) і вертикально (зверху донизу). Горизонтальне

розташування свердловин застосовується в рудах середньої та вище середньої міцності та 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 донизу 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 куска руди

$$d = 0,157 \cdot R^{1,32}, \text{ м}, \quad (2.129)$$

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 та відстань між вибоями свердловин визначають за формулами (2.104) і (2.105). Кількість свердловин у шарі, загальна їх довжина, довжина зарядженої частини свердловин встановлюється за допомогою масштабного креслення вибою. Розрахункові схеми побудови віял свердловин подано на рис. 2.51 і 2.52.

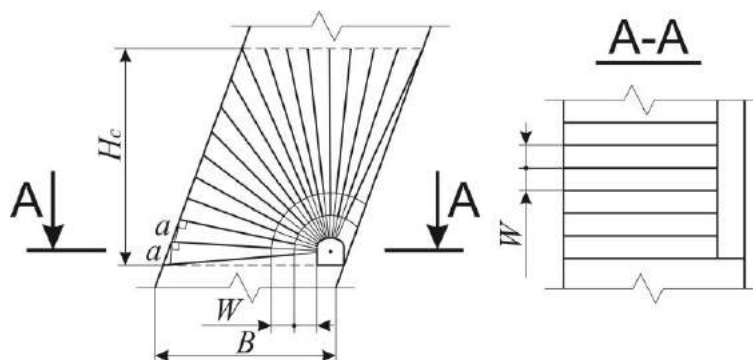


Рис. 2.51. Розрахункова схема побудови віяла свердловин при відбиванні руди на вертикальний компенсаційний простір

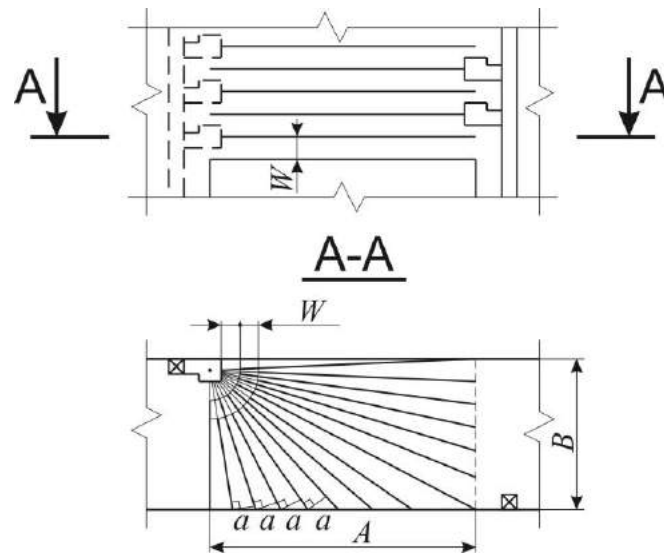


Рис. 2.52. Розрахункова схема побудови віяла свердловин при відбиванні руди на горизонтальний компенсаційний простір

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 свердловин, що обрамлюють;
- відстань між вибоями свердловин відкладають за перпендикуляром, що опущений з кінця коротшої свердловини на сусідню, більш довшу;
- всі свердловини віяла будують з геометричного центру бурової виробки.

З першої та 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 розташовують по контуру виробки. Аналогічно будують інші свердловини до суміжного кута межі розташування свердловин щодо бурової виробки. Межу шару при досить міцній та 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.

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. 2.53). Для спрощення зарядки приймають 2 – 4 довжини недозаряду, які кратні лінії найменшого опору. Однакову величину недозаряду приймають через одну (рис. 2.53, а) або через дві свердловини (рис. 2.53, б). Після закінчення побудови свердловин за кресленням визначають кількість свердловин у віялі, їх загальну довжину та сумарну довжину зарядженої частини свердловин, яка зображується потовщеними лініями.

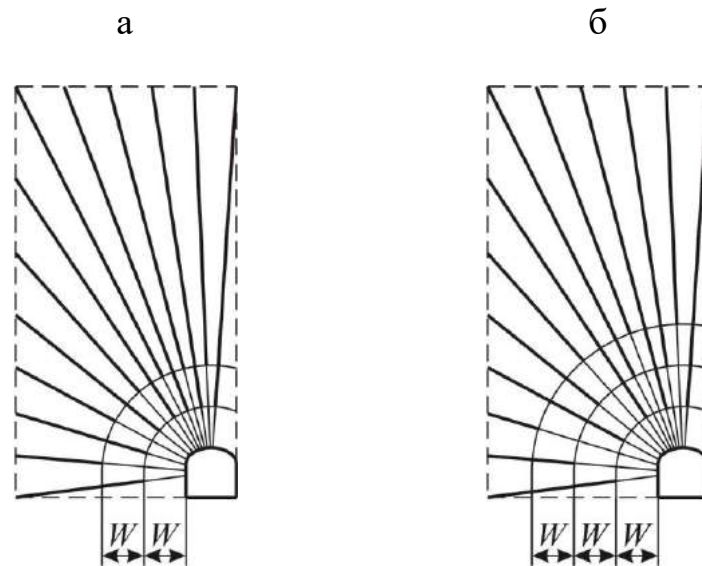


Рис. 2.53. Схеми розміщення заряду ВР у віялі свердловин

Значно впливає на ефективність відбивання та якість подрібнення руди спосіб ініціювання зарядів ВР у свердловинах. Він може бути одностороннім з розміщенням детонаторів на початку заряду (уста свердловини), зустрічним при розміщенні детонаторів на початку і кінці заряду та багаторазовим при розміщенні детонаторів на початку, у кінці та в середині заряду (рис. 2.54).

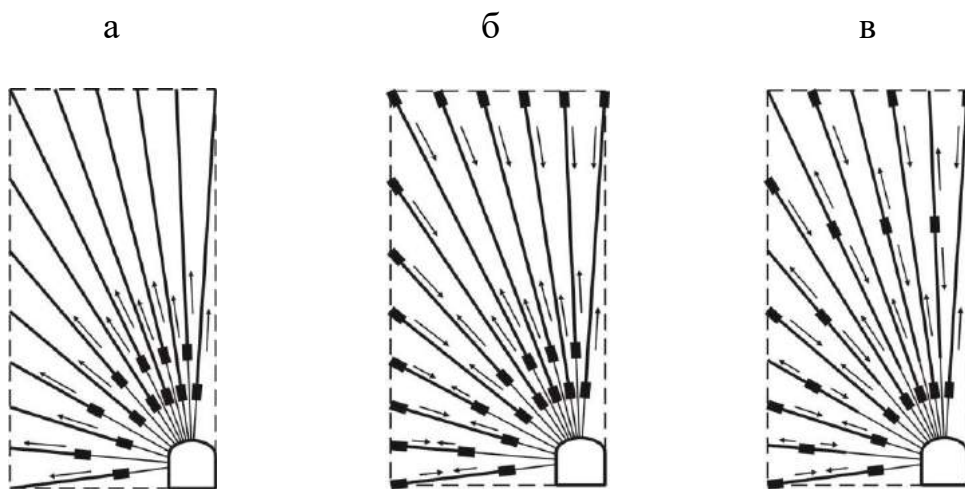


Рис. 2.54. Способи ініціювання зарядів ВР у свердловинах:
а – одностороннє, б – зустрічне; в – комбіноване

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 тощо). Конструкції зарядів ВР у свердловинах подано на рис. 2.55.

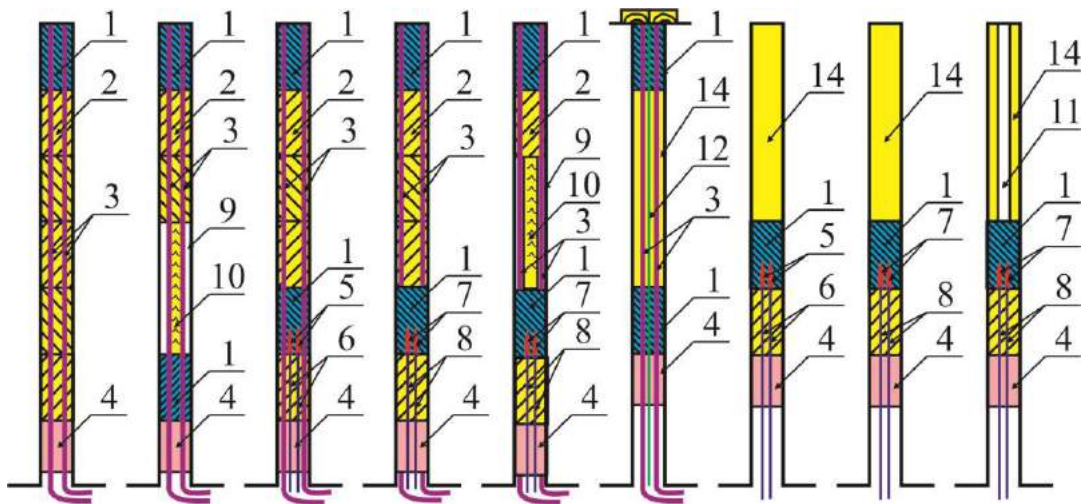


Рис. 2.55. Конструкція зарядів ВР у свердловинах: 1 – патрон-бойовик; 2 – патрон ВР; 3 – детонувальний шнур; 4 – забивка; 5 – капсуль-детонатор; 6 – вогнепровідний шнур; 7 – електродетонатори; 8 – електропровід; 9 – повітряний проміжок; 10 – дерев’яна розпівка; 11 – осьова порожнина; 12 – шпагат; 13 – дерев’яна пробка; 14 – патронована ВР

Схема електронідривної мережі при підриванні зарядів ВР у свердловинах. При електричному способі підривання електронідривна мережа складається з електродетонаторів (ЕД), розподільної мережі та магістралі. В залежності від схеми з’єднань ЕД розрізняють послідовне, паралельне і змішане з’єднання (рис. 2.56 і 2.57).

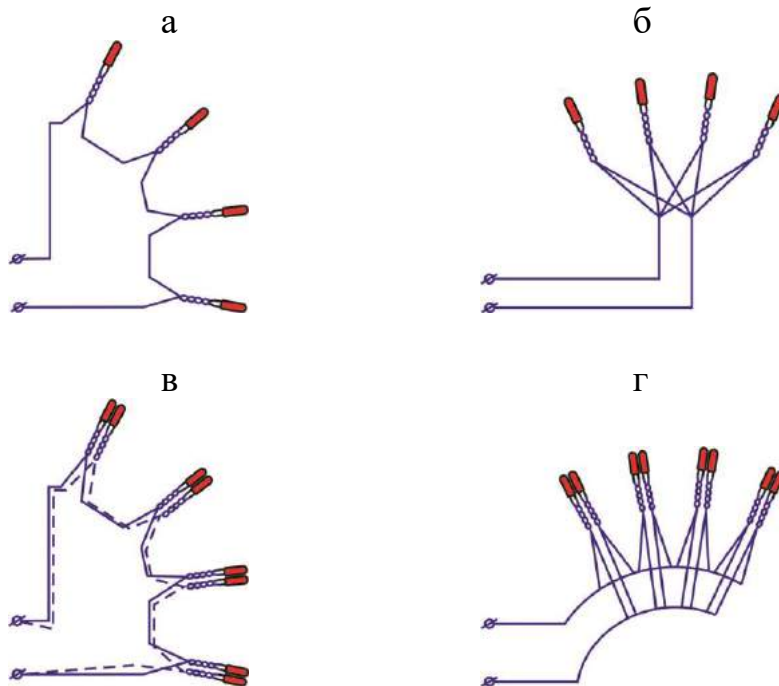


Рис. 2.56. Схеми з’єднання ЕД: а – послідовне; б – подвійна послідовна мережа; в – паралельно-пучкове; г – паралельне ступінчасте

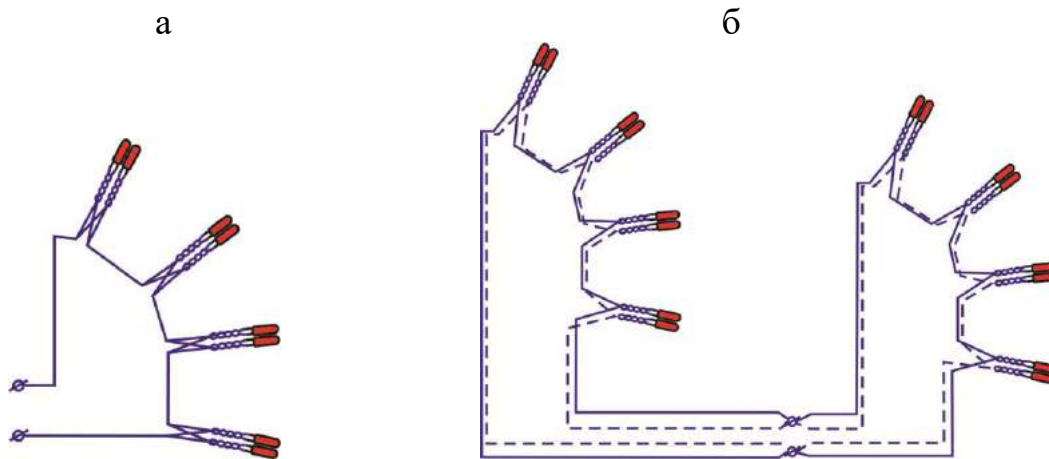


Рис. 2.57. Змішане з'єднання ЕД: а – паралельно-послідовне; б – послідовно-паралельне

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 без дублювання забезпечує найвищу надійність підривання порівняно з іншими схемами. Недолік: при попаданні в мережу хоча б одного дефектного ЕД з малим імпульсом плавлення містка або з малим часом передачі, можливий попередній розрив мережі та відмова решти справних ЕД (рис. 2.56 а, б).

Паралельне з'єднання. Основні різновиди паралельного з'єднання – пучкове і ступінчасте (рис. 2.56 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 складна перевірка справності підривної мережі, можливість замикання між проводами при монтажі та вибуху, що може призвести до відмови ЕД, розрахунок підривної мережі набагато складніший, ніж при послідовному з'єднанні.

Змішане з'єднання. Послідовне підривання з парно-паралельним з'єднанням ЕД у мережі (рис. 2.57, а). Переваги: можливість застосування джерел струму, розрахованих на значно менший струм і магістральних проводів малого перетину, забезпечення високої надійності при масових вибухах дублюванням вибуху кожного заряду за допомогою подвійних послідовних підривних мереж. Недоліки можливі масові відмови при розриві або відключенні одного з ЕД пари внаслідок того, що через другий ЕД буде протікати струм у 2 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 підривні мережі (рис. 2.57, б) повинні у всіх групах мати однакову кількість ЕД та 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 свердловин у блоці велика та всі ЕД не можна з'єднати у 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 системами простими у використанні, 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 ВР. Конструкції зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ подано на рис. 2.58.

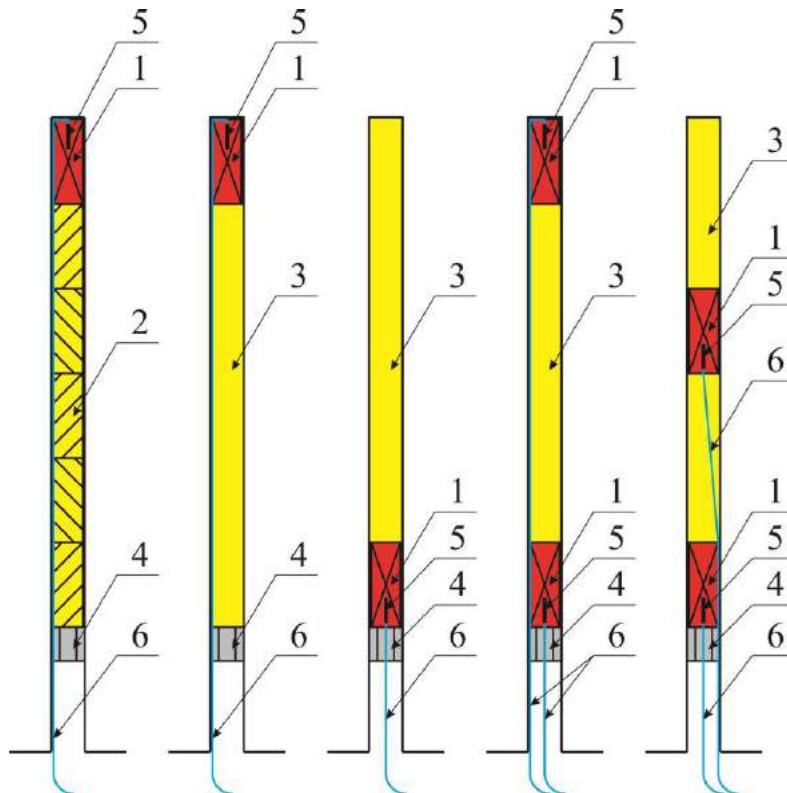


Рис. 2.58. Конструкція зарядів ВР у свердловинах з НСІ: 1 – патрон-бойовик; 2 – патрон ВР; 3 – патронована ВР; 4 – забивка; 5 – детонатор НСІ; 6 – ударна трубка (хвилевід)

Основою НСІ є ударна трубка (хвилевід), яка слугує для передачі ініціюючого імпульсу на неелектричний детонатор. Конструкція ударної трубки забезпечує безпеку та 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 та блукаючих струмів, відкритого вогню, при терті і ударі в нормальних умовах гірничодобувного підприємства. Схему комутації підривної мережі при підриванні зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ подано на рис. 2.59.

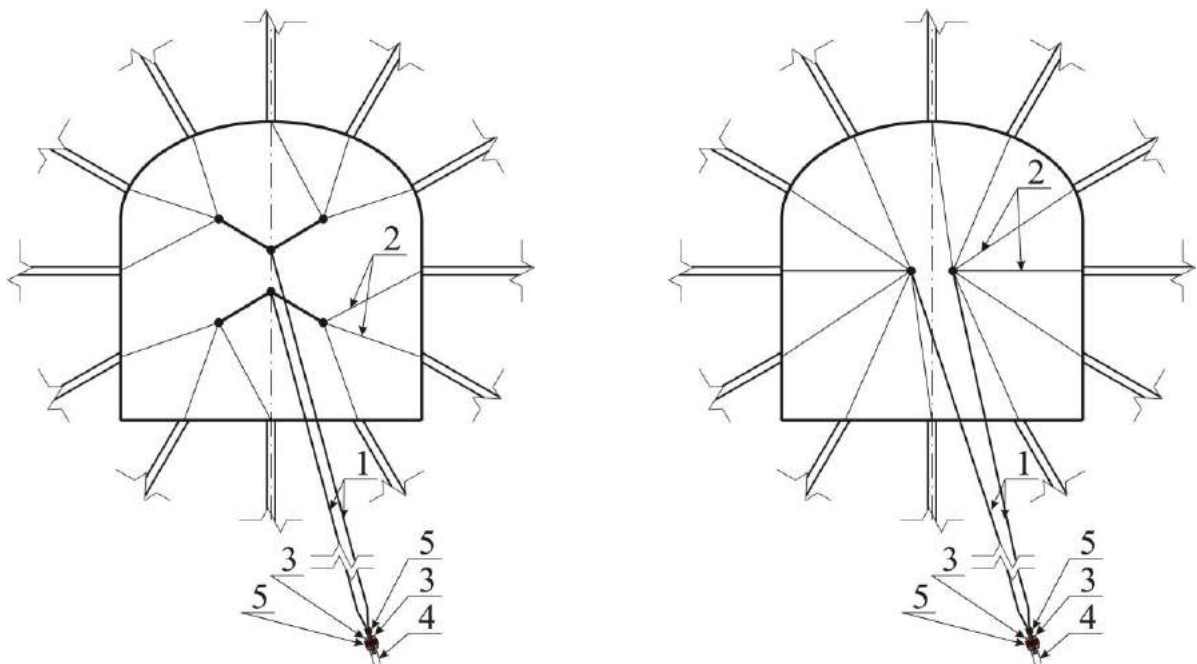


Рис. 2.59. Схема комутації підривної мережі при висаджуванні зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ: 1 – ініціюючий ДШ; 2 – ударна трубка (хвилевід); 3 – електродетонатор; 4 – магістральний провід; 5 – шпагат

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (2.128). 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 (2.59) – (2.64). Трудомісткість буріння свердловин визначається за формулою (2.109). Норма бурильника виражена в тонах, визначається за формулою (2.94). Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (2.110). Змінна продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядної машиною визначається за формулою (2.97). Витрата часу на заряджання ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (2.98). Норма виробітку підрильника в тонах визначається за формулою (2.99). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначається за формулами (2.25) і (2.70) – (2.72). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-доставною машиною визначається за формулою (2.100). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (2.101). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.102).

Паралельне розташування свердловин. При такому розташуванні свердловин лінію найменшого опору та відстань між вибоями свердловин визначають за формулами (2.104) і (2.105). Кількість свердловин у шарі, що відбивається (отримана величина округлюється до найближчого цілого)

$$N_c = \frac{B_c - 2 \cdot a_{кр}}{a} + 1, \quad (2.130)$$

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 уточняється відстань між ними

$$a = \frac{B_c - 2 \cdot a_{кр}}{N_c - 1}, \text{ м.}$$

За розрахунками лінії найменшого опору та відстані між свердловинами складають схему розташування свердловин у шарі, що відбивається, згідно з розрахунковою схемою, поданою на рис. 2.60.

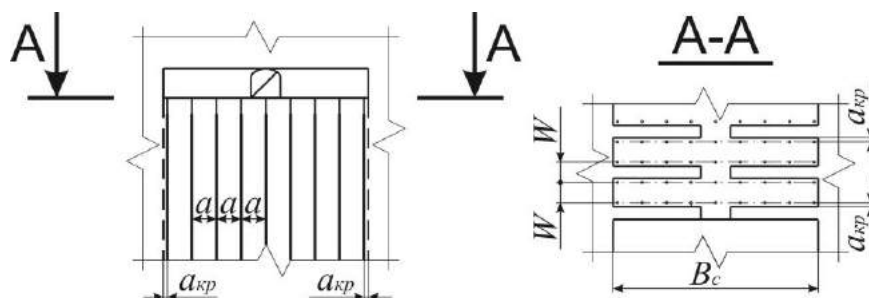


Рис. 2.60. Розрахункова схема відбивання руди паралельними свердловинами

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (2.128).

Сумарна довжина свердловин у шарі

$$L_{св} = N_c \cdot l_{св}, \text{ м,} \quad (2.131)$$

де $l_{св}$ – довжина однієї свердловини в шарі, м.

Сумарна довжина заряду у шарі

$$L_{зар} = N_c \cdot l_{св} \cdot k_3, \text{ м}, \quad (2.132)$$

де k_3 – коефіцієнт заповнення свердловини, що дорівнює 0,7 – 0,95.

Кількість шарів, що відбивають у 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 (2.59) – (2.64). Трудомісткість буріння свердловин визначається за формулою (2.109). Норма бурильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.94). Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (2.110). Змінна продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначається за формулою (2.97). Витрата часу на заряджання ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (2.98). Норма виробітку підрильника в тонах визначається за формулою (2.99). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначається за формулами (2.25) і (2.70) – (2.72). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-доставною машиною визначається за формулою (2.100). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (2.101). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.102).

Віялово-пучкове розташування свердловин. Параметри буропідривних робіт при цьому розташування свердловин визначають як і при віяловому розташуванні, тільки пучки віял розташовують згідно з розрахунковою схемою, поданою на рис. 2.61.

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (2.128). Кількість віял у камері, сумарна довжина свердловин і довжина заряду визначається за кресленням системи розробки. Змінна продуктивність буріння свердловин буровим верстатом визначається за формулами (2.59) – (2.64). Трудомісткість буріння свердловин визначається за формулою (2.109). Норма бурильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.94). Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (2.110). Змінна продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначається за формулою (2.97). Витрата часу на заряджання ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (2.98). Норма виробітку підрильника в тонах визначається за формулою (2.99). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначається за формулами (2.25) і (2.70) – (2.72). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-доставною машиною визначається за формулою (2.100). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (2.101). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.102).

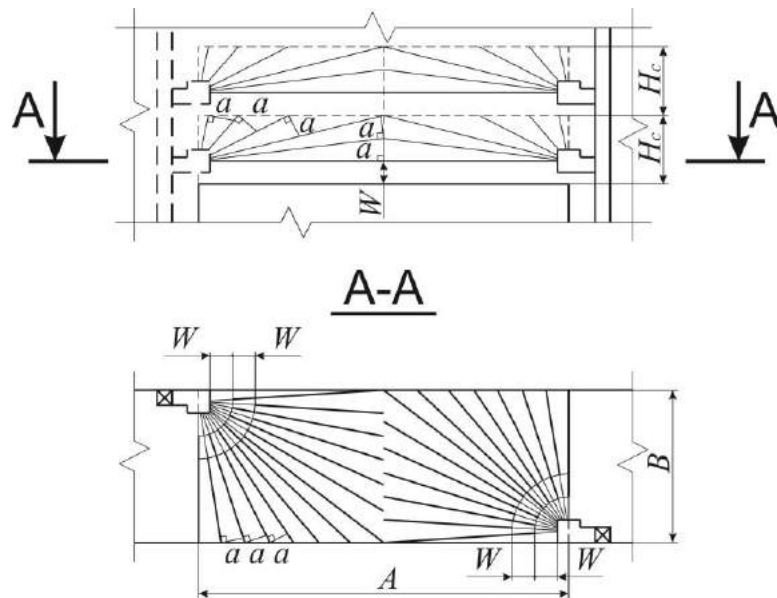


Рис. 2.61. Розрахункова схема віялово-пучкового розташування свердловин

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 (2.111).

Розрахунковий еквівалентний діаметр свердловини великого діаметру

$$d_e = d \sqrt{n}, \text{ м}, \quad (2.133)$$

де n – число свердловин у пучку може бути 2 – 9 шт.

Лінія найменшого опору для всього пучка зарядів

$$W_n = 29,6 \cdot d \cdot \sqrt{2,17 \cdot n - 1}, \text{ м}, \quad (2.134)$$

де d – діаметр свердловини, м.

Відстань між центрами пучків свердловин

$$Q_n = m \cdot W_n, \text{ м}, \quad (2.135)$$

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)

$$N_n = \frac{B_c - Q_n}{Q_n} + 1, \quad (2.136)$$

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 буропідричних робіт пучки паралельних свердловин у шарі, що відбивається розташовують згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 2.62.

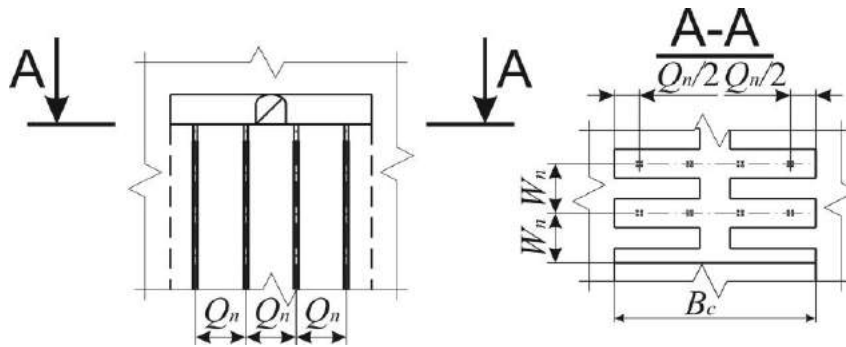


Рис. 2.62. Розрахункова схема розташування пучків паралельних свердловин у шарі, що відбивається

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (2.128).

Сумарна довжина свердловин у шарі

$$L_{св} = N_n \cdot l_{св} \cdot n, \text{ м}, \quad (2.137)$$

де $l_{св}$ – довжина однієї свердловини, м.

Сумарна довжина заряду в шарі

$$L_{зар} = N_n \cdot l_{св} \cdot n \cdot k_z, \text{ м}, \quad (2.138)$$

де k_z – коефіцієнт заповнення свердловини, що дорівнює 0,7 – 0,95.

Кількість шарів, що відбивають в камері, сумарна довжина свердловин і довжина заряду визначається графічним способом за кресленням системи розробки. Змінна продуктивність буріння свердловин буровим верстатом визначається за формулами (2.59) – (2.64). Трудомісткість буріння свердловин визначається за формулою (2.109). Норма бурильника, що виражена в тонах визначається за формулою (2.94). Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (2.110). Змінна продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначається за формулою (2.97). Витрата часу на зарядження ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (2.98). Норма виробітку підричника в тонах визначається за формулою (2.99). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначається за формулами (2.25) і (2.70) – (2.72). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-доставною машиною визначається за формулою (2.100). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (2.101). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.102).

Відбиванням руди в затиснутому середовищі називається відбивання на впритул контактуючу із вибоєм відбиту руду або обвалену 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. 2.63).

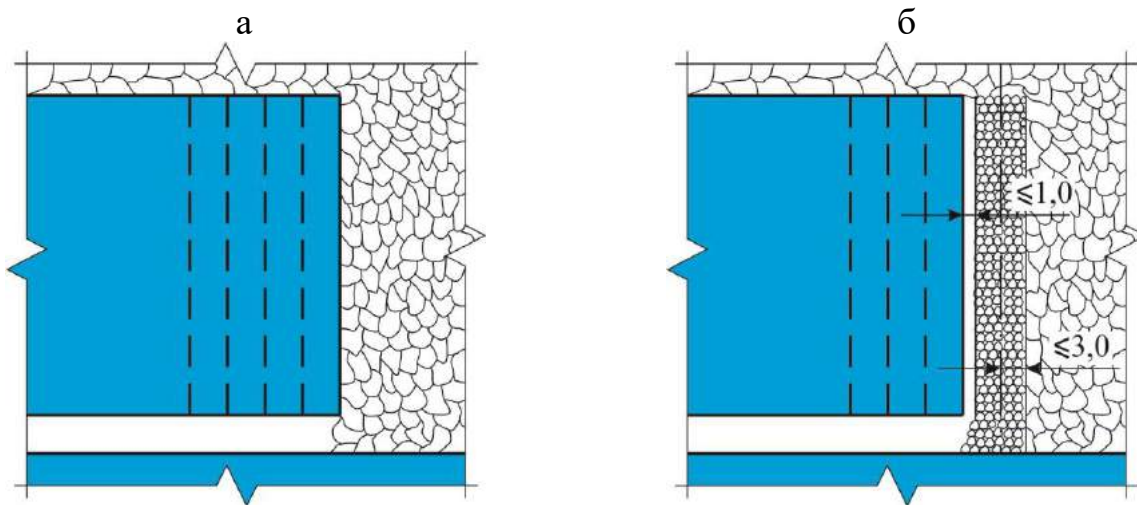


Рис. 2.63. Відбивання руди в затиску: а – до вибуху; б – після вибуху

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 кусків при відбиванні, що інтенсифікує випуск і доставку руди в 1,5 – 2,0 рази;
- виключає необхідність попереднього створення компенсаційного простору, що підвищує стійкість масиву і дозволяє вести виймання в одну стадію за однотипною технологією;
- дає можливість магазинування руди при відбиванні не тільки горизонтальними, але й вертикальними шарами, випускати руду безпосередньо в бурову виробку (так званий, 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 всякого боку встигає обвалитися. Невелика висота товщі порід на крутих покладах поблизу стійкого всякого 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 всячий 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 від висоти блоку. Перед черговим підриванням цей шар випустять, щоб розпушити затискаючий матеріал. Якщо ж затискаючий матеріал ущільнений, то ширина перших відбиваючих на нього шарів 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. Лінію найменшого опору першого ряду свердловин у шарі, що відбивається, трохи збільшують, щоб не пошкодити їх попередніми вибухами, а 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 у 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 шарами, що відбивають, декілька збільшують і підвищують інтервал уповільнення в 1,5 рази.

Основна 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

$$K_{зам} = 0,1 \cdot (8 \cdot B_c \cdot (K_p - 1) - 1), \quad (2.139)$$

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

$$q_{зам} = q \cdot K_{зам}, \text{ кг/м}^3, \quad (2.140)$$

де q – питома витрата ВР

$$q = 0,1 \cdot f \cdot \frac{\Delta q}{\Delta b}, \text{ кг/м}^3. \quad (2.141)$$

ЛНО першого ряду свердловин (першого віяла)

$$W_{зам} = \frac{W}{\sqrt[3]{K_{зам}}}, \text{ м}, \quad (2.142)$$

де W – лінія найменшого опору одиночної свердловини, м, визначається за формулою (2.104).

ЛНО наступних рядів свердловин в секції, що обвалюється

$$W = (0,7 \dots 0,9) \cdot W_{\text{зам}}, \text{ м.} \quad (2.143)$$

Відстань між вибоями свердловин визначається за формулою (2.105). Кількість свердловин на шар (секцію), загальна їх довжина, довжина зарядженої частини свердловин встановлюють за допомогою масштабного креслення вибою за розрахунковою схемою, поданою на рис. 2.51.

Промисловий запас блока при системах розробки підповерхового обвалення з торцевим випуском

$$A_{\text{пром}} = (S_n \cdot L_n - V_v) \cdot \gamma_p \cdot N_n, \text{ т,} \quad (2.144)$$

де S_n – площа панелі, м^2 ; L_n – довжина панелі без урахування відрізної щілини, м ; V_v – об’єм 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

$$A_{\text{пром}} = (S_k \cdot L_k - V_v) \cdot \gamma_p, \text{ т,} \quad (2.145)$$

де S_k – площа камери, м^2 ; L_k – довжина камери без урахування відрізної щілини, м ; V_v – об’єм 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 свердловин буровим верстатом визначається за формулами (2.59) – (2.64). Трудомісткість буріння свердловин визначається за формулою (2.109). Норма бурильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.94). Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (2.110). Змінна продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядної машиною визначається за формулою (2.97). Витрата часу на заряджання ВР для відбивання руди в камері визначається за формулою (2.98). Норма виробітку підрильника в тонах визначається за формулою (2.99). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначається за формулами (2.25) і (2.70) – (2.72). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-доставною машиною визначається за формулою (2.100). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (2.101). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника виражена в тонах, визначається за формулою (2.102).

Оптимальні параметри буропідривних робіт при відбиванні руди свердловинами рекомендується визначати з урахуванням вартісних показників відбивання

$$C_{\text{видоб}} = C_{\text{бур}} + C_v + C_{\text{дост}} \rightarrow \min, \quad (2.146)$$

де $C_{\text{видоб}}$ – витрати на видобування руди в блоці, $\text{грн}/\text{м}^3$; $C_{\text{бур}}$ – витрати на буріння свердловин, визначають за емпіричної залежності

$$C_{\text{бур}} = \left(0,158 + 0,012 \cdot f - f \cdot \ln \left(\frac{56 \cdot d}{W} \right) \cdot 10^{-4} + \frac{0,92}{W} + 0,03W \right) \cdot K_{y.o.}, \text{ грн/м}^3;$$

де f – коефіцієнт міцності руди за шкалою професора М.М. Протод'яконова; $C_{\text{с}}$ – витрати на заряджання та підривання свердловин, що визначають за емпіричної залежності

$$C_{\text{с}} = \left(0,136 + 0,013 \cdot f - f^2 \cdot 6 \cdot 10^{-6} + 0,8 \cdot W - 0,002W^2 \right) \cdot K_{y.o.}, \text{ грн/м}^3;$$

де $C_{\text{дост}}$ – витрати на вторинне подрібнення негабаритів і доставку руди, визначають за емпіричної залежності

$$C_{\text{дост}} = \left(0,114 + 0,04 \cdot f - f^2 \cdot 2 \cdot 10^{-4} + 0,87 \cdot W \right) \cdot K_{y.o.}, \text{ грн/м}^3;$$

де $K_{y.o.}$ – курс у.о., грн.

За отриманими результатами будують графік залежності $C_{\text{видоб}} = f(W)$, за екстремумом кривої знаходять оптимальну ЛНО $W_{\text{опт}}$.

Відбивання руди концентраційними (мінними) зарядами – це відбивання зосередженими зарядами великої маси, що розміщені в спеціально проведених для цієї мети або наявних виробках. Застосовують при розробці потужних покладів міцних руд з межею міцності понад 180 МПа, у рудах вельми тріщинуватих і вельми 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 умови розміщення ВР у виробках розрізняють 3 типи концентраційних зарядів: мінні заряди, горизонтальні та вертикальні концентраційні заряди.

Першим з'явилося відбивання руди мінними зарядами розрахункова схема, якого подана на рис. 2.64, але у наш час в силу суттєвих недоліків застосовується рідше. При ній мінний штрек (орт) проводять перерізом $1,5 \times 1,8$ або $1,8 \times 2,5$ м, з якого проводять заходки (кишені) перетином $1,2 \times 1,8$ або $1,5 \times 2,5$ м, а під кишнями утворюють мінні колодязі глибиною 0,5 – 2,5 м. Руду, що отримано при нарізці кишень і колодязів, тимчасово розміщують у мінній виробці, а після заряджання використовують для заповнення (забутовування) вільної частини кишень. При нарізці кишень і колодязів та забутовуванні, руду в основному переміщують вручну. В зв'язку з цим, іноді відмовлялися від нарізки кишень і заряди розташовували безпосередньо в прямолінійних виробках без забутовування.

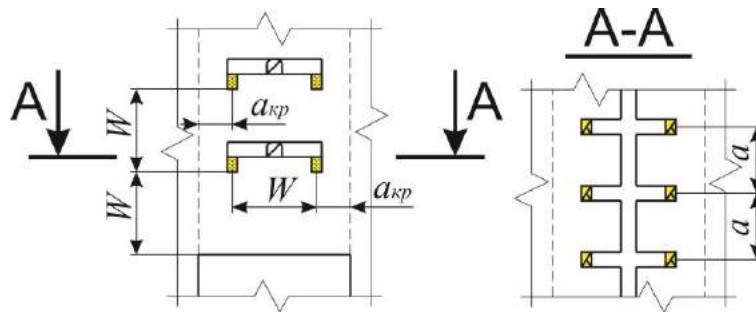


Рис. 2.64. Розрахункова схема відбивання руди мінними зарядами

Позитивні результати таких вибухів дозволили розробити технологію відбивання горизонтальними концентраційними зарядами, розрахункова схема якої подана на рис. 2.65. У цьому випадку заряди розміщують безпосередньо в мінних виробках через 4 – 8 м. Порівняно з попередньою, при цій схемі 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.

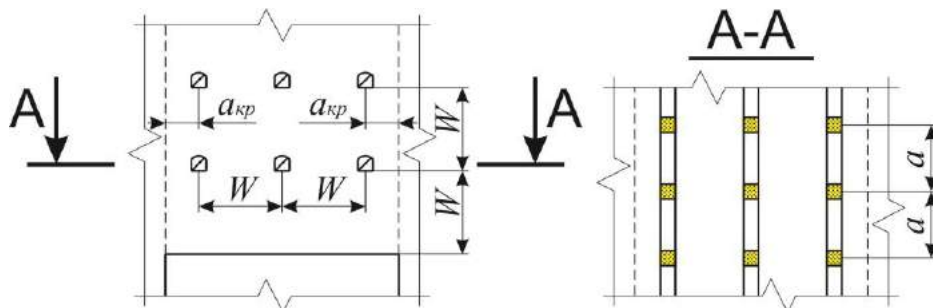


Рис. 2.65. Розрахункова схема відбивання руди горизонтальними концентраційними зарядами

Тому надалі було запропоновано відбивання руди вертикальними концентраційними зарядами, розрахункова схема якої подана на рис. 2.66. 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 засипають відбитою рудою в процесі вибуху останнього комплексу шпурів при проходці. Утворені зарядні камери з'єднують з горизонтальними виробками за рахунок буріння штангового шпуру, що слугує для подачі ВР до зарядної камери. Масив руди відбивають підірванням 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.

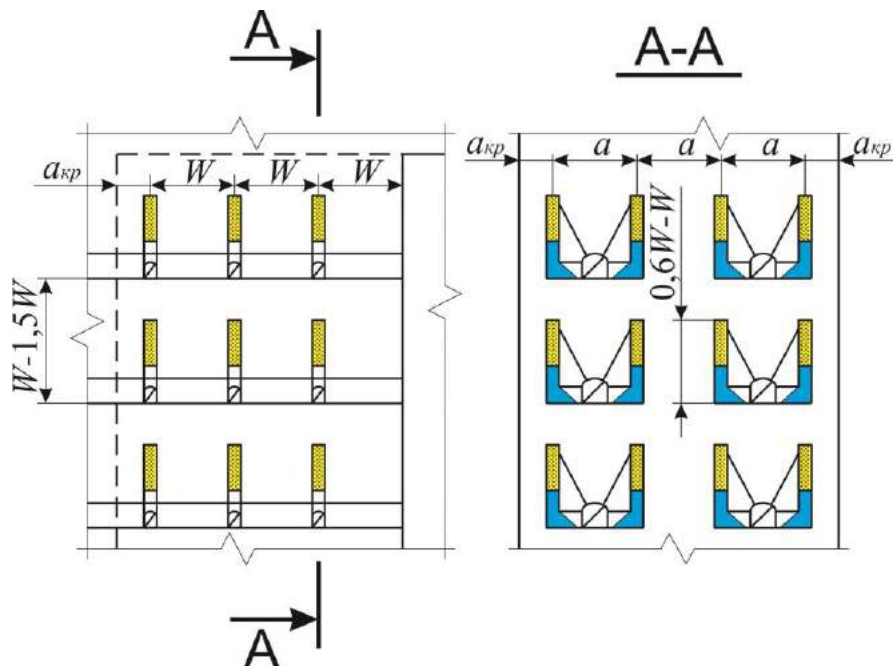


Рис. 2.66. Розрахункова схема відбивання руди вертикальними концентраційними зарядами

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 виймання, збільшені (приблизно в 1,5 рази проти свердловинного відбивання) втрати та збіднення руди, порушення навколишнього масиву і часткове руйнування прилеглих 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 виймання досить абразивних руд, в яких ще не досягнуті задовільні результати при бурінні свердловин, а також для сильно тріщинуватих руд, якщо в них вибухові свердловини пересипаються.

Вірне розташування мінних виробок повинно забезпечувати: мінімальний обсяг нарізних робіт, гарні умови проведення виробок і розміщення мінних зарядів, рівномірний розподіл ВР у масиві, що підривається, мінімальні втрати і збіднення відбитої руди. Багаторічний досвід шахт Криворізького залізорудного басейну довів, 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 та 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

$$a = m \cdot W, \text{ м}, \quad (2.147)$$

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

$$Q = q_{баз} \cdot f(n) \cdot k_{заб} \cdot W^3, \text{ кг}, \quad (2.148)$$

де $q_{баз}$ – питома витрата ВР

$$q_{баз} = 0,431 \cdot f^{0,7}, \text{ кг/м}^3,$$

де 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 1,0 при забутовуванні мінних виробок і 1,0 – 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. 2.64, 2.65 і 2.66.

Промисловий запас руди в камері визначається за формулою (2.128).

Загальна витрата ВР для відбивання руди в камері

$$Q_{вр} = Q \cdot n_3, \text{ кг}, \quad (2.149)$$

де n_3 – кількість концентраційних (мінних) зарядів у камері.

Змінна продуктивність при механізованому заряджанні концентраційних зарядів зарядною машиною

$$H_{зар.} = \frac{100 \cdot (T_{зм} - T_{об})}{\left(\frac{100 \cdot T_{нз}}{q + (t_o + t_e) \cdot (1 + k_{від})} \right)}, \text{ кг/зміну}, \quad (2.150)$$

де $T_{нз}$ – тривалість підготовчо-заключних операцій, що дорівнює 60 – 90 хв; $T_{об}$ – час на обслуговування зарядної установки, що дорівнює 1,0 – 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 заряджання 100 кг ВР, що дорівнюють 28,8 – 37,7 хв; $k_{від}$ – коефіцієнт відпочинку, що дорівнює 0,1.

Витрати часу на заряджання ВР для відбивання руди в камері

$$T_{зар.} = \frac{Q_{вр}}{H_{зар.}}, \text{ чол-змін}. \quad (2.151)$$

Норма виробітку підричника в тонах визначається за формулою (2.99). Змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначається за формулами (2.25) і (2.70) – (2.72). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою, вантажно-доставною машиною визначається за формулою (2.100).

Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначається за формулою (2.101). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-постачальної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначається за формулою (2.102).

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 видобуванні м'яких руд (з межею міцності ≤ 60 МПа). Цим способом відбивається марганцеві руди, калійні та 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 $\leq 15^\circ$, витримуваною потужністю, його малої потужності (визначається висотою комбайнового виймання) або середньої потужності (при двох-тришаровому вийманні).

Класифікація різновидів механічного відбивання:

- відбивання гірничими комбайнами та комплексами;
- відбивання врубовими машинами;
- пиляння;
- руйнування бурінням (без підривання).

Основна частка механічного відбивання припадає на гірничі комбайни та комплекси, які використовують на марганцевих та калійних шахтах. Врубкові машини використовують порівняно рідше і лише для допоміжних цілей. Пиляння та руйнування пилянням застосовують в специфічних умовах, причому руйнування бурінням здійснюється при вийманні тонких жил.

Основним обладнанням при видобуванні м'яких руд є:

- прохідницько-очисні комбайни з різними типами виконавчих органів, що поєднують функції відбивання і навантаження, 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 валового і селективного виймання солей і марганцевих руд.

За типом робочого органу комбайни поділяють на роторні (ПК-8МА, ПКС-8), планетарно-дискові (Урал-10А, Урал-20А, Урал-20р, Урал-61), барабанно-лопатові (МБЛ-М), шнекові (КМШ, КМШ-А, КДР-5, КДР-6), з фрезерними виконавчими органами (2ПУ). Комбайни з роторним виконавчим органом найбільш поширені при розробці калійних солей. Виконавчим органом у них є обертальний бур великого діаметру, армований зубками з твердих сплавів. Такі комбайни призначені для порід з межею міцності до 50 МПа, мають 1 – 3 робочих органи 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 виконавчим органом використовують при розробці калійних солей. Комбайнами типу «Урал» з двома виконавчими

органами, вибій руйнується відразу на повний переріз при безперервному русі машини.

Комбайни з барабанно-лопатовим або шнековим виконавчим органом використовують 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 та перерізі очисної виробки $2,8 \times 2,8$ м. Фронт відбивання і вантаження при нерухомих гусеницях становить 3 м. Комбайни КМШ і КМШ-А призначені для механізації відбивання і навантаження гірничої маси та руд в очисних і підготовчих виробках при потужності пласта $\leq 3,0$ 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 та інші транспортні засоби. Комбайни для видобутку руд КДР-5 і КДР-6 призначені для механізованого відбивання та навантаження гірничої маси і руди з межею міцності до 40 МПа, при веденні очисних робіт, у виробках з кутом нахилу $\pm 10^\circ$. Фронт відбивання і навантаження при нерухомих гусеницях складає до 3,75 м. Комбайни з фрезерним виконавчим органом призначені для проведення підготовчо-нарізних виробок і виконання очисних робіт по рудах, 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 вийманням заходками з площею поперечного перерізу 7 – 9 м² і з вийманням довгими вибоями. При вийманні заходками, відбивання здійснюють з використанням прохідницьких комбайнів. Відбита руда навантажується 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 у 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 валове, так і селективне видобування.

При проектуванні параметрів очисних камер під камерно-стовпові системи розробки, які відпрацьовуються за допомогою комплексів 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, яка визначається продуктивністю вагона, зменшується, що призводить до збільшення часу простоїв комбайна і погіршення його техніко-економічних показників

$$L_{кр} = \frac{v_{cp} \cdot \left[\frac{V_{б.н.}}{Q_k} + (k_n - 2) \cdot t_p \right]}{2}, \text{ м}, \quad (2.152)$$

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 простой, що дорівнює 0 – 1; t_p – час розвантаження самохідного вагона, що дорівнює 0,5 – 1,3 хв.

Змінна продуктивність комплексу

– при довжині доставки $< L_{кр}$

$$H_{комл} = \frac{60 \cdot T_{зм} \cdot k_u \cdot V_{б.н.} \cdot Q_k}{V_{б.н.} + k_n \cdot Q_k \cdot t_p}, \text{ т/зміну}, \quad (2.153)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, год; k_u – коефіцієнт використання комбайна протягом зміни, що дорівнює 0,6.

– при довжині доставки $> L_{кр}$

$$H_{комл} = \frac{30 \cdot T_{зм} \cdot k_u \cdot V_{б.н.} \cdot v_{cp}}{L + v_{cp} \cdot t_p}, \text{ т/зміну}, \quad (2.154)$$

де L – довжина доставки, м.

Промисловий запас панелі

$$A_{пром} = A_k \cdot B_k \cdot H_k \cdot n_k \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (2.155)$$

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

$$T_n = \frac{A_{пром}}{H_{комл}}, \text{ чол-змін}. \quad (2.156)$$

Норма виробітку робітника, по очисному вийманні, що виражена в тонах

$$H_p = \frac{A_{пром}}{T_n \cdot n_p}, \text{ т/зміну}, \quad (2.157)$$

де n_p – кількість робітників у бригаді, рівне 6 – 8 чол.

При застосуванні стовпових систем розробки з обваленням покрівлі та відпрацюванням руди заходками використовують комбайни з барабанно-лопатевим або шнековим робочими органами. Відпрацювання кожної заходки включає такі види робіт. Це утворення сполучення заходки з виймальним 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. Це видалення металевого кріплення (на ділянці сполучення) та його складування, піддирання порід покрівлі та їх ручне навантаження, установка перегородок і ремонтин, доставка лісу-кругляка й укладання накатів, демонтаж ремонтин. Усі ці роботи виконує за одну зміну ланка кріпильників у складі двох чоловік.

Спорудження ніші (так званій «відхід» ніші) включає відбивання руди з частковим піддиранням порід покрівлі, її перекидання та навантаження, встановлення перегородок і ремонтин, кріплення 4-х рам з профілю СВІІ-27 та допоміжні операції з постачання кріпильних матеріалів. На ці роботи

витрачається дві чол-зміни і їх протягом однієї зміни виконує ланка кріпильників у складі двох чоловік.

Очисні роботи при відпрацюванні заходки включають підготовчі операції, відбивання і навантаження 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 та 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 основним роботам.

Тривалість окремих робочих процесів з виймання гірничої маси.

Час виймання гірничої маси комбайном

$$t_k = Q \cdot S_{вч} \cdot l_p \cdot \gamma_p, \text{ хв}, \quad (2.158)$$

де Q – продуктивність комбайну, що дорівнює для комбайну КДР-6 – 2,4 хв/т.

Час встановлення однієї рами кріплення

$$t_{кр} = \frac{t_o + t_6}{n_p}, \text{ хв}, \quad (2.159)$$

де t_o – норма основного часу на встановлення однієї рами, приймається за формулою (2.29) або (2.30); t_6 – норма допоміжного часу на встановлення однієї рами з затягуванням покрівлі та боків і з забутовування порожнин, приймається за формулою (2.29) або (2.30); n_p – мінімально необхідна чисельність змінної ланки робітників, яка приймається за таких умов: для забезпечення обслуговування у технологічній схемі комплексу 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 трьом чоловікам.

Час на нарощування секції вибійного конвеєра типу КЛЗС

$$t_{н.к} = \frac{l_{сек} \cdot H_u}{n_p}, \text{ хв}, \quad (2.160)$$

де $l_{сек}$ – довжина секції конвеєра, що дорівнює 2,1 м; H_u – норма часу на нарощування 1 м конвеєра КЛЗС, що дорівнює 11,8 хв/м.

Тривалість циклу

$$t_u = t_k + t_{кр} + t_{н.к}, \text{ хв}. \quad (2.161)$$

Кількість циклів у зміну

$$N_u = \frac{T_{зм} - t_n - t_3}{t_u}, \quad (2.162)$$

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

$$V_{зм} = N_{ц} \cdot L_{ц}, \text{ м/зміну}, \quad (2.163)$$

де $L_{ц}$ - посування вибою виробки за цикл приймається кратним кроку встановлення рам кріплення але не більше ніж 9 м.

Комплексна норма виробітку

$$H_{комп} = \frac{V_{зм}}{n_p}, \text{ м/зміну}. \quad (2.164)$$

Загальна трудомісткість відпрацювання запасів руди у заходці

$$T_{зах} = T_c + T_n + \frac{L_{зах}}{V_{зм}} + T_n, \text{ чол-змін}, \quad (2.165)$$

де T_c – трудомісткість утворення сполучення заходки з виймальним штреком, що дорівнює 2 чол-зміни; T_n – трудомісткість спорудження ніші, що дорівнює 2 чол-зміни; $L_{зах}$ – довжина заходки, що дорівнює 30 – 35 м; $V_{зм}$ – швидкість відпрацювання заходки, м/зміну; T_n – трудомісткість погашення заходки, що дорівнює 3 чол-зміни.

Промисловий запас руди в одній заходці:

$$A_{зах} = S_{вч} \cdot L_{зах} \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (2.166)$$

де $S_{вч}$ – площа поперечного перерізу заходки начорно, м².

Промисловий запас руди у виймальному стовпі

$$A_{пром} = A_{зах} \cdot N_{зах}, \text{ т}, \quad (2.167)$$

де $N_{зах}$ – кількість заходок у виймальному стовпі.

Норма виробітку робітника, що виражена в тонах руди

$$H_p = \frac{A_{зах}}{T_{зах}}, \text{ т/зміну}. \quad (2.168)$$

Для розробки родовищ калійних і марганцевих руд за допомогою стовпової системи розробки з обваленням покрівлі та відпрацюванням довгим очисним вибоєм (лавою), поширення набули механізовані комплекси типу ОКП-70, 2МКДД.

Теоретична (розрахункова) продуктивність комбайна

$$Q_m = v_n \cdot m \cdot r \cdot \gamma_p, \text{ т/хв}, \quad (2.169)$$

де v_n – технічно припустима 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 $r = 0,5$ або $0,63$ 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 та продуктивністю конвеєра, а при розробці родовищ калійних солей ще й за газовим чинником. Це пов'язано з тим, що на калійних рудниках метан (CH₄) виділяється в суміші з іншими газами, основними з яких є азот (N) і вуглекислий газ (CO₂), а горючими домішками є етан (C₂H₆), бутан (C₄H₁₀), пропан (C₃H₈) та водень (H₂).

Швидкість подачі комбайна за опірністю руди різанню

$$v_n^k = \frac{N_{cm}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma_p}, \text{ м/хв}, \quad (2.170)$$

де N_{cm} – стійка потужність двигуна комбайна визначається

$$N_{cm} = (0,7 \dots 0,9) \cdot N_y, \text{ кВт},$$

де N_y – встановлена потужність двигуна комбайна, кВт; H_w – питомі енерговитрати на руйнування руди

$$H_w = 0,00185 \cdot A_p \cdot (0,77 + 0,008 \cdot R), \text{ кВт} \cdot \text{год/т},$$

де A_p – опірність руди різанню, кН/м; R – показник руйнівності пласта (покладу), що дорівнює: для в'язких руд $R = 0,25A_p$, для крихких $R = 0,15A_p$, для вельми крихких $R = 0,09A_p$.

Швидкість подачі комбайна за газовим фактором

$$v_n^g = \frac{0,6 \cdot S \cdot v \cdot d}{q \cdot r \cdot m \cdot \gamma_p \cdot k}, \text{ м/хв}, \quad (2.171)$$

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 газоносність пласта (покладу), м³/т; k – коефіцієнт дегазації пласта (покладу), що дорівнює 1,0 без проведення дегазаційних заходів у вибої.

Швидкість подачі комбайна за кріпленням лави

$$v_n^{kp} = m \cdot \gamma_p \cdot r \cdot v_{kp} \cdot k_{kp}, \text{ м/хв}, \quad (2.172)$$

де v_{kp} – швидкість пересування секцій кріплення

$$v_{kp} = \frac{b_{kp}}{t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5}, \text{ м/хв},$$

де 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, 0,5 – 0,08 хв; t_5 – час на розпір секцій, що дорівнює 0,05 – 0,07 хв; k_{kp} – коефіцієнт, що враховує міцність і багатоводність порід підшви, що дорівнює 0,6 – 0,8.

Швидкість подачі комбайна за продуктивністю конвеєра

$$v_n^{kon} = \frac{Q_{kon}}{r \cdot m \cdot \gamma_p}, \text{ м/хв}, \quad (2.173)$$

де Q_{kon} – максимальна продуктивність конвеєра, т/хв.

Для подальших розрахунків приймається найменша з визначених за формулами (2.170), (2.171), (2.172), (2.173) швидкостей подачі комбайна. При цьому обрана швидкість подачі комбайна не повинна перевищувати технічно допустиму швидкість.

Продуктивність комплексу

$$Q_{компл} = k_m \cdot Q_m, \text{ т/хв}, \quad (2.174)$$

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

$$Q_{зм} = T_{зм} \cdot Q_{компл}, \text{ т/зміну}, \quad (2.175)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, хв.

Продуктивність комплексу за цикл

$$Q_{ц} = L_l \cdot m \cdot r \cdot \gamma_p, \text{ т/цикл}, \quad (2.176)$$

де L_l – довжина лави, м.

Кількість робочих циклів на добу

$$n_{ц} = \frac{n_p \cdot Q_{зм}}{Q_{ц}}, \quad (2.177)$$

де n_p – кількість змін з виймання руди, що дорівнює 3 зміни.

Норма виробітку робітника, що виражена в тонах

$$H_p = \frac{Q_{ц}}{T_n}, \text{ т/зміну}, \quad (2.178)$$

де T_n – норма обслуговування комплексу, що дорівнює 5,162 – 8,764 чол-змін.

Промисловий запас руди у виймальному стовпі

$$A_{пром} = L_{ст} \cdot L_l \cdot m \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (2.179)$$

де $L_{ст}$ – довжина виймального стовпа, м.

2.3.3. Доставка та випуск руди

2.3.3.1. Доставка руди

У значній мірі ефективність видобутку в цілому визначають найважливіші виробничі процеси – випуск, навантаження та доставка руди. **Доставка руди** – це переміщення руди в межах очисного простору від місця її відбивання до місця навантаження в транспортні засоби основного горизонту. 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 очисного виймання, а отже, і концентрація гірничих робіт. Класифікацію способів доставки подано в табл. 2.31.

Різноманіття гірничо-геологічних умов розробки зумовлює різноманітність технологічних схем доставки руди, типів і типорозмірів обладнання, комплексів машин і механізмів. Вибір технологічної схеми та відповідного обладнання у

багатьох випадках спонукає до виконання техніко-економічного обґрунтування. При цьому для обмеження числа варіантів, що порівнюють, з одного боку, варто керуватися досвідом передових у технічному відношенні рудних шахт, а з іншого боку, враховувати вже наявні рекомендації щодо застосування того чи іншого обладнання.

Таблиця 2.31

Класифікація способів доставки руди

| Способи доставки | Особливість |
|--|--|
| 1 Самопливна: 1.1 Безпосередньо по очисному простору 1.2 По рудоспускам | Руда по очисному простору падає або скочується до виробок, через які її випускають з видобувного блоку |
| 2 Механізована: 2.1 Скреперними установками 2.2 Вібраційними конвеєрами і живильниками 2.3 Самохідним обладнанням | Руда завантажується і транспортується Самохідне обладнання, за допомогою якого завантажують і транспортують руду або тільки завантажують або тільки транспортують |
| 3 Інші види доставки: 3.1 Вибухова доставка 3.2 Гідравлічна доставка | Вибухом руда відбивається та відкидається по очисному простору до випускних виробок Руду змивають водою. Застосовується як допоміжний спосіб для зачистки лежачого боку |

Самопливна доставка руди. Доставку руди під дією власної ваги застосовують при відпрацюванні крутоспадних покладів міцних руд системами розробки з відкритим очисним простором, з магазинуванням руди, похилими шарами із закладенням виробленого простору тощо. Характерною особливістю застосування доставки руди під дією власної ваги є влаштування у днищі блоку камер грохочення, через які пропускають відбиту руду в рудоспуск. Підготовку та нарізку днищ блоків при застосуванні доставки руди під дією власної ваги подано на рис. 2.67.

До основних переваг доставки руди під дією власної ваги відноситься можливість організувати доставку руди при відсутності машин, висока продуктивність доставки руди у 200 – 600 т/зміну при гарному її подрібненні. Недоліки: великий обсяг нарізних робіт, підвищена небезпека при випуску руди, погана вентиляція камер грохочення.

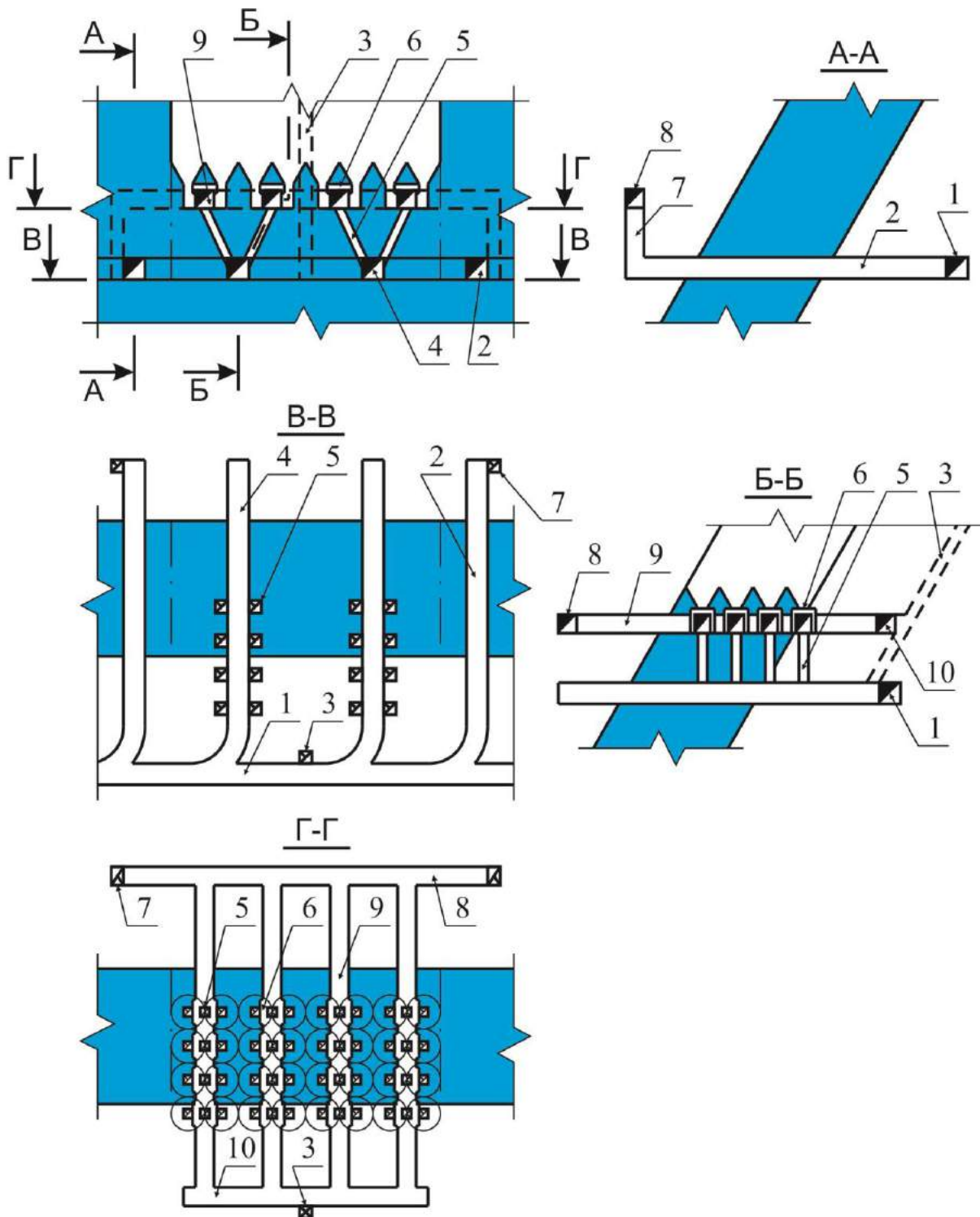


Рис. 2.67. Підготовка та нарізка дна блоку при доставці руди під дією власної ваги: 1 – відкотний штрек; 2 – відкотний орт; 3 – вентиляційний підняттєвий; 4 – навантажувальний орт; 5 – рудоспуск; 6 – камера грохочення; 7 – ходовий підняттєвий; 8 – вентиляційно-ходовий штрек горизонту грохочення; 9 – вентиляційно-ходовий орт горизонту грохочення; 10 – збірний вентиляційний штрек горизонту грохочення

Скреперна доставка руди. Застосовується для доставки руди з будь-якою межею міцності на відстань до 35 – 40 м, а інколи до 80 – 100 м. Вона здійснюється за допомогою скреперної установки, яка складається зі скреперної лебідки, 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 рудоспуску. Підготовку та нарізку днищ блоків при застосуванні скреперної доставки руди подано на рис. 2.68.

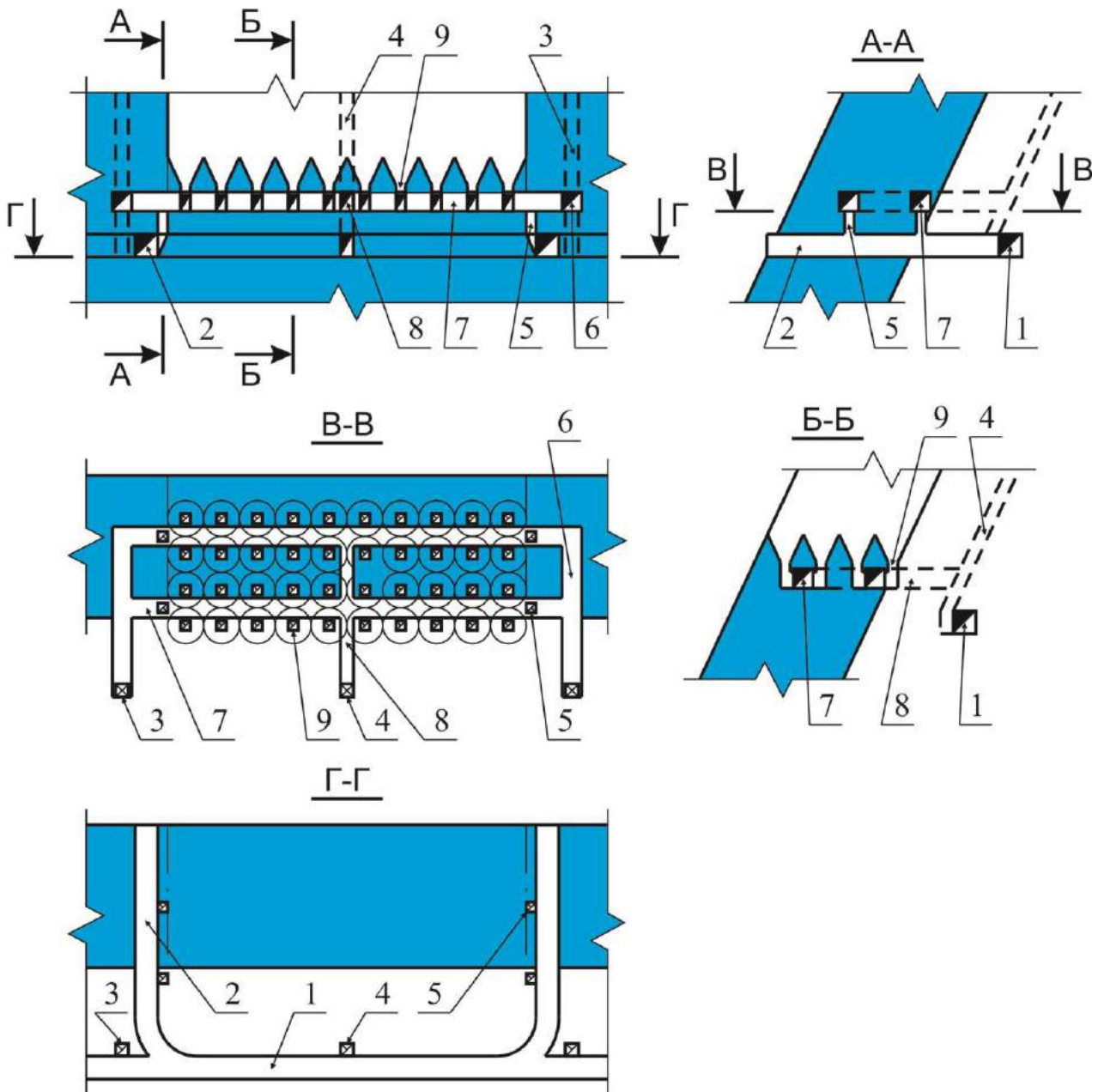


Рис. 2.68. Підготовка та нарізка днища блоку при скреперній доставці руди: 1 – відкотний штрек; 2 – відкотний орт; 3 – вентиляційно-ходовий підняттявий; 4 – вентиляційний підняттявий; 5 – рудоспуск; 6 – вентиляційно-ходовий орт горизонту скреперування; 7 – штрек скреперування; 8 – вентиляційний орт горизонту скреперування; 9 – дучка

Перевагами скреперної доставки руди є можливість застосування у різних гірничо-геологічних умовах, простота і невисока вартість доставочного обладнання, легкість управління; хороша вентиляція вибоїв. Недоліки: низька продуктивність праці (120 – 300 т/зміну), яка різко зменшується при поганому подрібненні руди або збільшенні довжини скреперування, неможливість автоматизувати процес доставки руди, велика довжина нарізних виробок, небезпечні умови праці.

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

$$a \geq k_1 \cdot l_0 \cdot \sqrt{\frac{k_2 \cdot \sigma_{cm}}{\sigma_{cm} - 0,002 \cdot \gamma \cdot H}}, \text{ м}, \quad (2.180)$$

де k_1 і k_2 – коефіцієнти, які 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. 2.69, а), по шаховій сітці (рис. 2.69, б) і при односторонньому розташуванні (рис. 2.69, в) l_0 – довжина ніші під дучки приймається < 2 м; σ_{cm} – межа міцності порід днища на стиск, МПа; γ – середня питома вага порід, кН/м³; H – глибина від земної поверхні, м.

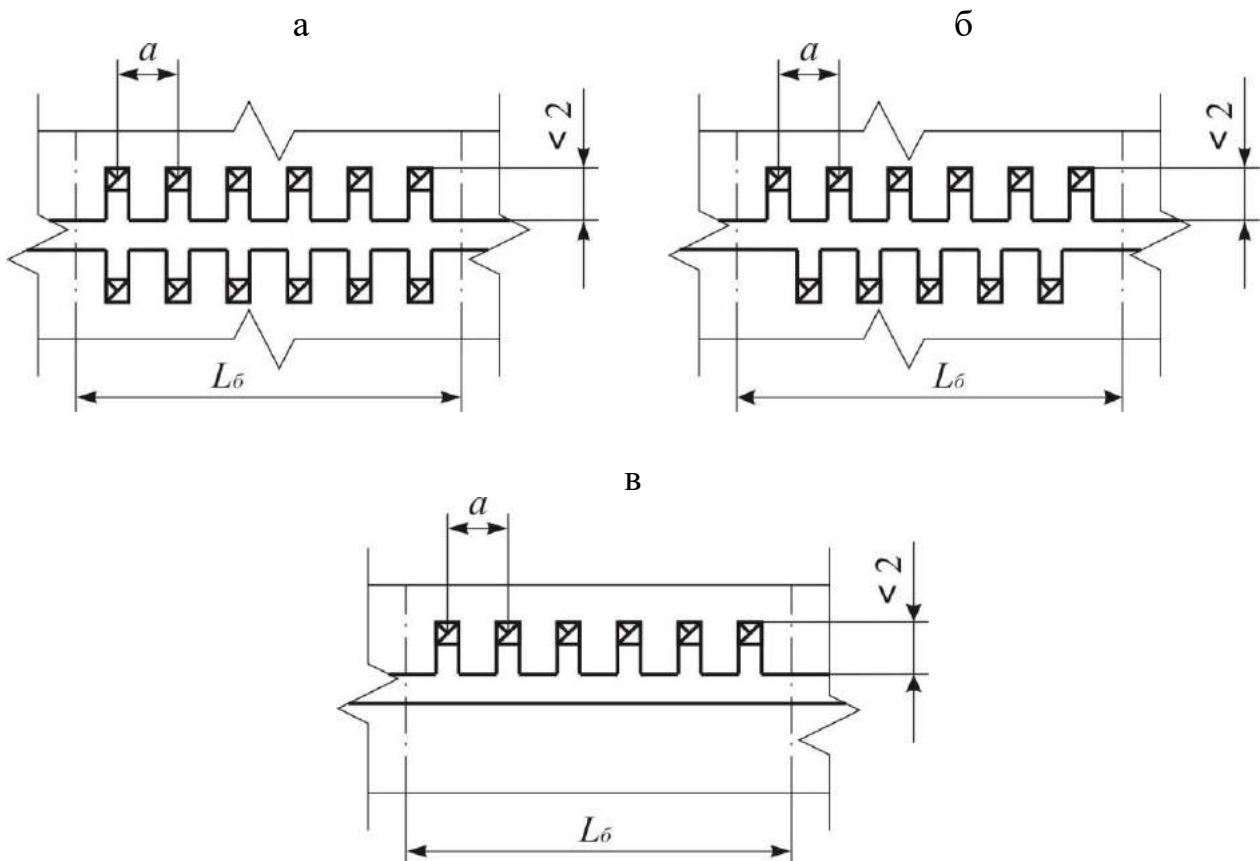


Рис. 2.69. Схеми горизонту скреперування при донному випуску руди з двостороннім по прямокутній сітці (а), з двостороннім по шаховій сітці (б), односторонньому з розташуванням випускних отворів (в)

Кількість випускних отворів з одного боку

$$N_o = 1 + \frac{L_6 - a}{a}, \text{ шт.} \quad (2.181)$$

Фактична відстань між випускними отворами

$$a_\phi = \frac{L_6 - a}{N_o - 1}, \text{ м.} \quad (2.182)$$

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 полягає в тому, що відбита руда через дучки або траншею надходить у 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. Підготовку та нарізку днищ блоків при застосуванні доставки руди вібраційними живильниками або конвеєрами подано на рис. 2.70.

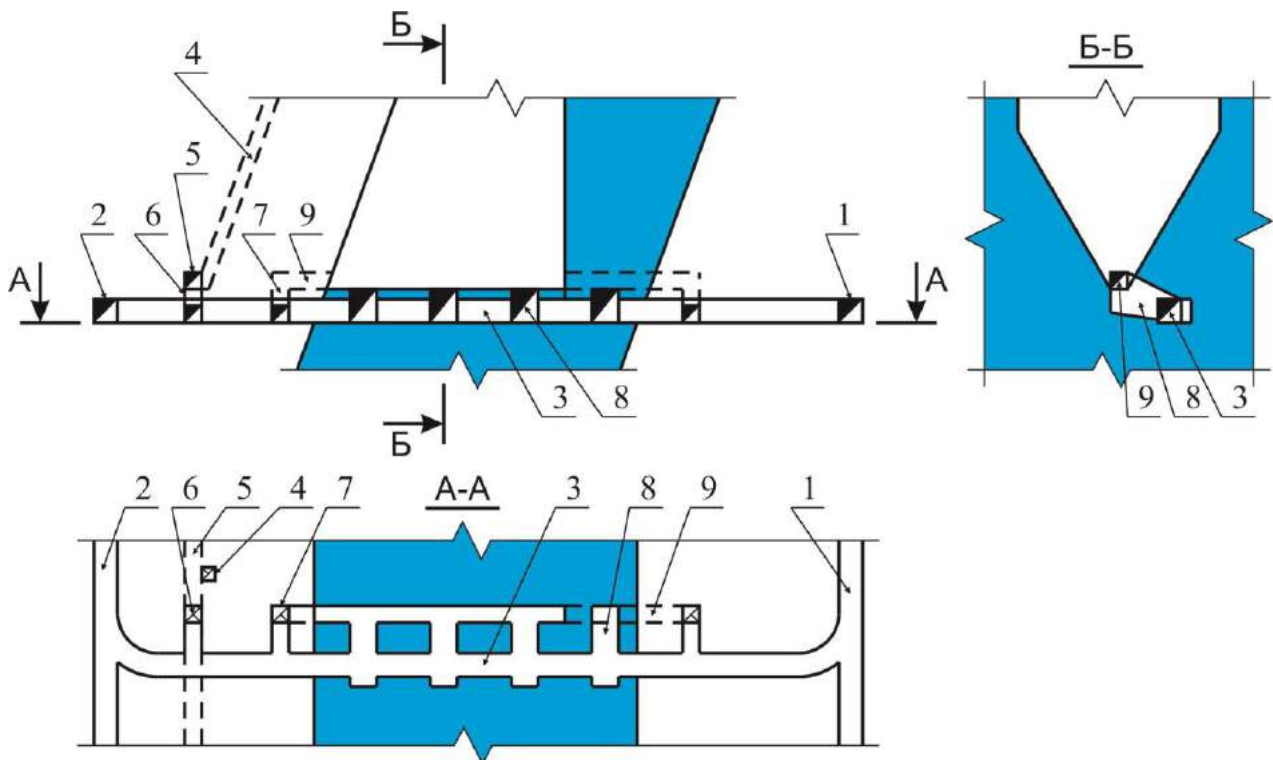


Рис. 2.70. Підготовка та нарізка днища блоку при доставці руди вібраційними конвеєрами або живильниками: 1 – відкотний штрек лежачого боку; 2 – відкотний штрек висячого боку; 3 – відкотний орт; 4 – вентиляційний підняттєвий; 5 – збірний вентиляційний штрек; 6 – вентиляційна збійка; 7 – вентиляційно-ходова збійка; 8 – ніша під вібраційний конвеєр або живильник; 9 – підсічний (траншейний) орт

Переваги: висока продуктивність (500 – 1200 т в зміну), простота управління, безпека робіт, хороша вентиляція очисного вибою, невеликий об'єм нарізних виробок. Недоліки: висока вартість вібраційних конвеєрів і живильників, складність монтажу та демонтажу. Тому конвеєрну доставку економічно доцільно застосовувати при відпрацюванні покладів з великими запасами. На рис. 2.71 подано розрахункову схему днища блоку при доставці руди вібраційними живильниками або конвеєрами.

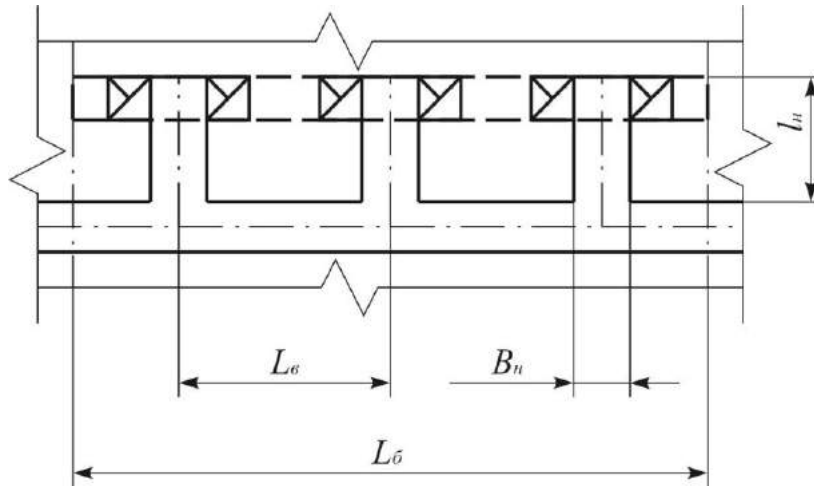


Рис. 2.71. Розрахункова схема днища блоку при доставці руди вібраційними живильниками або конвеєрами

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

Ширина ніші під вібраційний живильник або конвеєр у проходці

$$B_n = b_l + 2 \cdot m + 2 \cdot \delta_k, \text{ м}, \quad (2.183)$$

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

$$L_c = B_n + 2 \cdot \frac{h_o}{\text{tg}\beta}, \text{ м}, \quad (2.184)$$

де h_o – висота укосу відбитої руди, що визначається як $h_o = 0,38 \cdot e^{0,055 \cdot \beta}$, м;
 β – кут природного укосу руди, дорівнює для порід і руди, що не злежується $\beta \geq 60^\circ$ і для руди, що злежується $\beta \geq 70^\circ$.

Кількість вібраційних живильників або конвеєрів

$$N_c = 1 + \frac{L_б - L_c}{L_c}, \text{ шт.} \quad (2.185)$$

Фактична відстань між центрами ніш

$$L_\phi = \frac{L_б - L_c}{N_c - 1}, \text{ м.} \quad (2.186)$$

Доставка руди самохідним обладнанням. Самохідне навантажувальне і постачальне обладнання сьогодні набуває все більшого поширення. При видобуванні 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, самохідними вагонами або електровозною відкаткою. Сутність доставки руди за допомогою самохідного обладнання полягає в наступному. Відбита руда через дучки або траншею надходить на підовшу виробок доставки (навантажувальні заїзди або камери) і з них вантажними машинами навантажується в транспортні засоби або доставляється в рудоспуски. Застосовується такий вид доставки з добре роздробленою рудою з будь-якою межею міцності. Підготовку та нарізку днищ блоків при застосуванні доставки руди самохідним обладнанням подано на рис. 2.72.

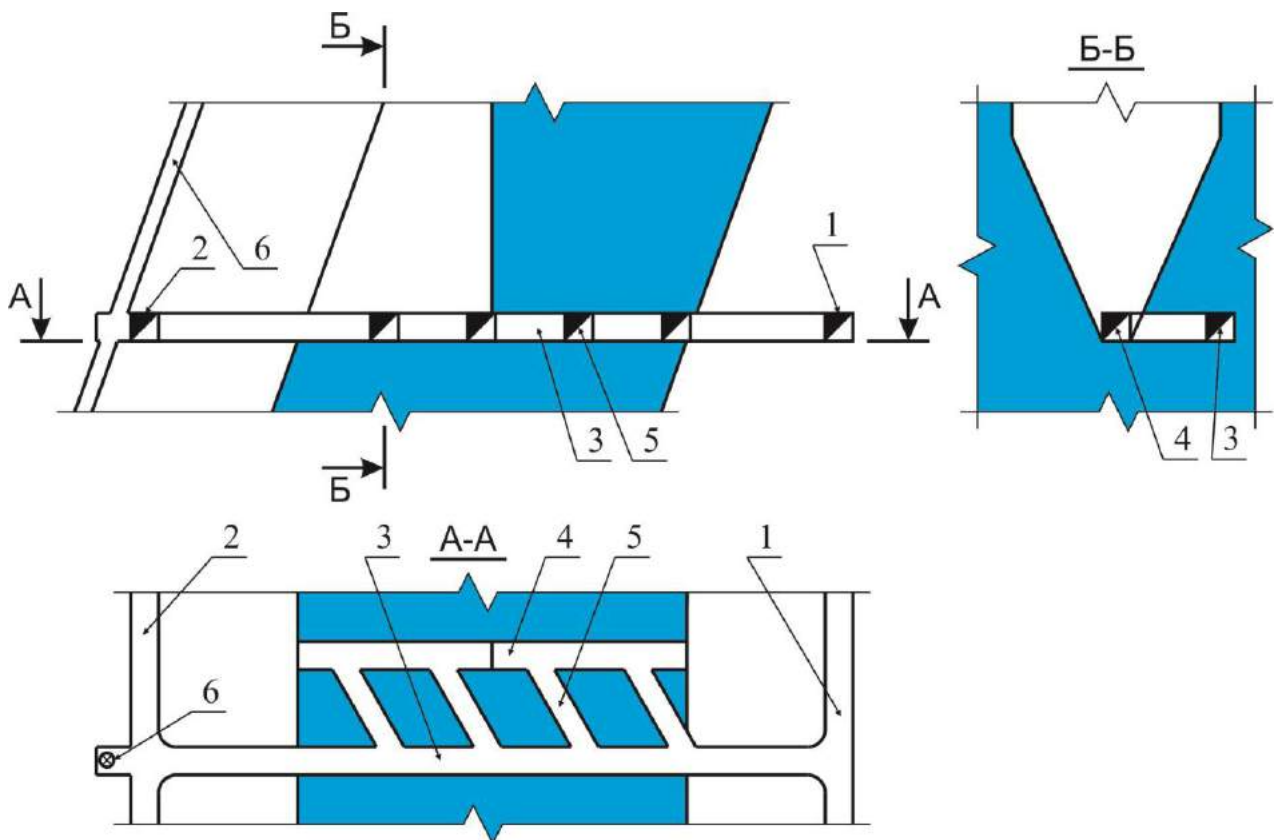


Рис. 2.72. Підготовка та нарізка днища блоку при використанні самохідних вантажно-доставних машин: 1 – відкотний штрек лежачого боку; 2 – відкотний штрек висячого боку; 3 – відкотний орт; 4 – підсічний (траншейний) орт; 5 – навантажувальні заходки; 6 – вентиляційний підняттявий

Переваги доставки руди самохідним обладнанням це простота нарізки днища блоку, малий об'єм нарізних робіт, хороша вентиляція, висока продуктивність самохідного обладнання при хорошому подрібненні руди, висока оперативність у зв'язку з відсутністю монтажних і демонтажних робіт доставного обладнання. Недолік: висока вартість самохідного обладнання.

На рис. 2.73 подано розрахункову схему днища блоку при доставці руди самохідними вантажно-доставними машинами.

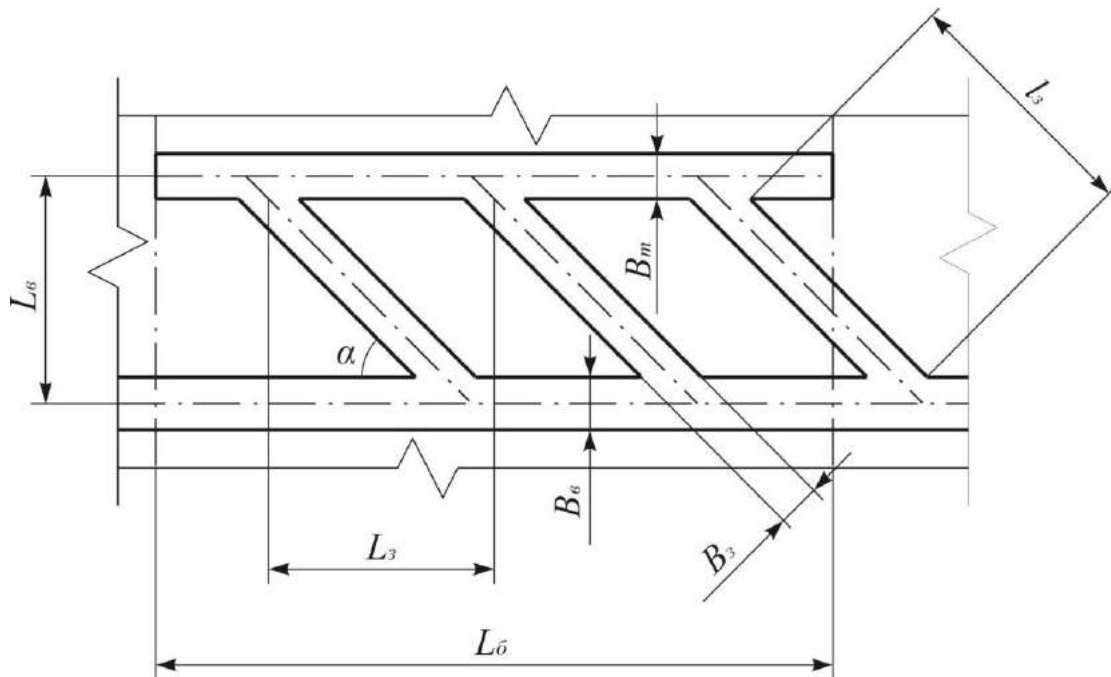


Рис. 2.73. Розрахункова схема днища блоку при доставці руди самохідними вантажно-доставними машинами

Ширина відкотних виробок у проходці, в яких можливе пересування людей

$$B_g = a + B_m + b + 2 \cdot \delta_k, \text{ м}, \quad (2.187)$$

де a – ширина пішоїдної 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 пішоїдів; 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 в год

$$B_3 = B_m + 2 \cdot 0,6, \text{ м}. \quad (2.188)$$

Довжина навантажувального заїзду

$$l_3 = L_m + \frac{H_m + (0,8 \dots 1,1)}{\text{tg}45^\circ}, \text{ м}, \quad (2.189)$$

де L_m – довжина машини, м; H_m – висота машини, м.

Відстань між центрами відкотної та траншейної виробок

$$L_6 = l_3 \cdot \sin \alpha + 0,5 \cdot (B_6 + B_m), \text{ м}, \quad (2.190)$$

де α – кут між відкотною виробкою та навантажувальним заїздом, що дорівнює 45 – 90°; B_m – ширина в проходці траншейної виробки, м.

Відстань між центрами навантажувальних заїздів

$$L_3 = B_3 + 2 \cdot \frac{h_0}{\operatorname{tg} \beta}, \text{ м.} \quad (2.191)$$

Кількість навантажувальних заїздів

$$N_3 = 1 + \frac{L_6 - L_3}{L_3}, \text{ шт.} \quad (2.192)$$

Фактична відстань між центрами навантажувальних заїздів

$$L_\phi = \frac{L_6 - L_3}{N_3 - 1}, \text{ м.} \quad (2.193)$$

Доставка руди вибухом. Під доставкою руди вибухом прийнято розуміти переміщення висадженої руди по пологій або похилій підшві очисного простору за рахунок кінетичної енергії, отриманої у результаті підривання свердловин, якими відбивають руду. Руда відкидається і скочується до траншей або воронок, з яких її випускають по очисному простору так само, як і у разі самопливної доставки. Зазвичай у шарі свердловини розташовують віялом. Вибурюють їх з бурової виробки, яка пройдена у лежачого боці рудного тіла. Відбивання ведуть пошарово. Вибухову доставку застосовують головним чином у пологих і похилих покладах, коли у відкритий очисний простір доступ робочих заборонений. Потужність покладів у наявних практичних прикладах становить 6,0 – 30 м. Дальність вибухової доставки 30 – 50 м при куті нахилу 12 – 30° і до 50 – 80 м при 30 – 45°. Підготовку та нарізку днищ блоків при застосуванні доставки руди вибухом подано на рис. 2.74.

Переваги доставки руди вибухом це хороша вентиляція, малий об'єм нарізних робіт; у порівнянні зі самопливною доставкою переваги її у тому, що виробки для випуску і подальшої механізованої доставки руди необхідні не по всій площі блоку, а лише у нижній її частині. Недоліки: однорядне підривання (або збільшене уповільнення при дворядному), що погіршує подрібнення руди та ускладнює організацію робіт; підвищена питома витрата ВР; необхідність механізованої доставки руди по очисному простору.

Гідравлічна доставка руди. Гідравлічну доставку руди застосовують у похилих покладах, зокрема у жилах потужністю 0,7 – 1,2 м при суцільному вибою. Найчастіше використовують її для зачистки невеликих обсягів рудного дрібняка, що залишився на лежачому боці після самопливної або, рідше, механізованої та вибухової доставки. Куски руди переміщуються за рахунок енергії напірного струменя, що виходить під тиском з насадки монітора. Витрата води при такому виді доставки руди становить 15 – 30 м³/год. Пульпа стікає у люки, де рудний дрібняк залишається і потім вантажиться у вагонетки.

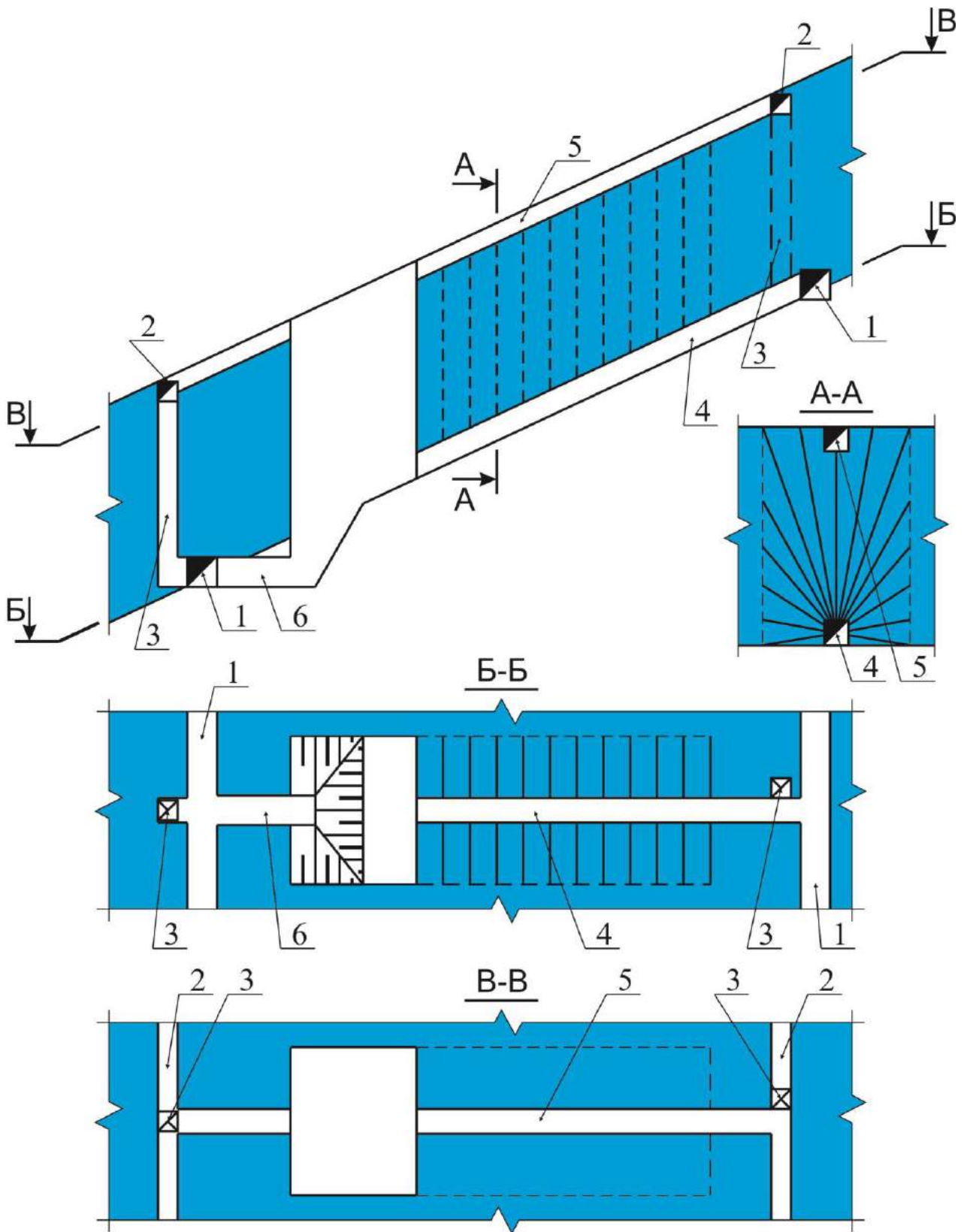


Рис. 2.74. Підготовка та нарізка днищ блоків при доставці руди вибухом:
 1 – панельний відкотний штрек; 2 – панельний вентиляційний штрек;
 3 – вентиляційний підняттевий; 4 – буровий штрек; 5 – вентиляційний штрек;
 6 – навантажувальна заходка

2.3.3.2. Випуск руди

Випуск руди – це послідовне вилучення відбитої руди з очисного простору або ємності для акумуляції під дією сили тяжіння. При системах розробки з підповерховим або поверховим обваленням, а також при підповерхово-камерних і поверхово-камерних системах при відпрацюванні стелин і міжкамерних ціликів обвалену руду з блоків (панелей) випускають під порожніми породами, які налягають та рухаються слідом за рудою. Відбиту руду випускають при наявності верхнього та бічного контактів із обваленими породами. Випуск руди з очисного простору здійснюється на горизонт, розташований у нижній частині виймальної ділянки через спеціальні виробки невеликої площі (випускні підняткові або дучки). Випуск супроводжується підвищеними втратами і збідненням руди. Об'єм чистої руди, яка витягується з випускного отвору дорівнює об'єму еліпсоїда випуску над ним, і залежить від радіуса випускного отвору, висоти еліпсоїда випуску та його ексцентриситету. При цьому значний вплив має гранулометричний склад і вологість руди, що випускається. Питаннями випуску руди з блоків займалися Малахов Г.М., Мартинов В.К., Куліков В.В., Кунін І.К., Дубінін М.Г., Корж В.А., Логачов Є.І., Калініченко В.О., Ступнік М.І. та ін.

Фізичні властивості обваленої руди, які впливають на процес випуску, визначають за розміром кусків, або гранулометричним складом, вмістом вологи та характером мінералів, які складають рудне тіло. На характер протікання процесу випуску руди з-під обвалених блоків впливає гранулометричний склад руди. Залежно від вмісту великих (більше 5 мм) та дрібних фракцій розрізняють кусковаті та дрібні руди. При дрібних рудах з перевагою фракцій 0 – 5 мм (залізні руди Криворізького басейну) важливу роль відіграють пилюваті та глинисті, які призводять до злежування, тобто ущільнення обваленої руди під впливом тиску порід, що налягають і власної ваги. Злежування ускладнює, а найчастіше робить абсолютно неможливим випуск руди у наслідок зависання ущільненої руди над рудоспуском або утворенням пустот у формі циліндра. Останні нерідко досягають контакту руди з породами, що налягають, заповнюються ними та сильно її засмічують порожніми породами під час випуску. Сипучі властивості руди, як показали дослідження, визначають не лише вмістом пилюватих і глинистих часток, але й вологи. Збільшення вмісту вільної вологи у дрібних рудах підсилює зчеплення між частинками і призводить до ущільнення і злежування відбитої руди, що ускладнює випуск.

Продуктивність випуску кусковатих руд залежить від виходу негабариту після відбивання. Надмірна кусковатість руди або невеликі розміри перетину рудоспусків призводить до заклинювання кусків руди, які утворюють склепіння. Якщо поверхня відбитої руди у камері слугує помостом для працюючих, знаходження працівників у камері при наявності пустот над випускним отвором небезпечно.

При раптовому випадковому обваленні стінок таких пустот на поверхні руди утворюється воронка, в яку можуть бути захоплені гірники, які знаходяться в камері. Оптимальне співвідношення між діаметром рудоспуску

та максимальними розмірами кусків (прохідність), за даними різних дослідників, змінюється від 3 до 5 шт. Вихід негабариту знижують, змінюючи параметри буропідривних робіт. При цьому враховують, що для підвищення продуктивності праці бажано збільшення розмірів кондиційного куска до 0,7 – 0,8 м.

Суттєвий вплив на показники випуску надає гранулометричний склад порід або некондиційні руди, які налягають над обваленою рудою. При великій кусковатості покриваючих порід, ніж руди, умови випуску найбільш сприятливі. Дрібні налягаючі породи (пісок) легко проникають у зазори між кусками руди та підвищують збіднення. Показники випуску при цьому різко погіршуються. Масовий випуск руди в таких умовах проводити не рекомендується. Для управління процесом випуску необхідно знати закономірності витікання сипучих тіл. З цією метою розглянемо основні теоретичні положення випуску руди.

Відповідно до класичної теорії випуску, яка ґрунтується на тому, що витікання сипучих тіл та обваленої руди через отвори, відбувається з об'ємів, які нагадують за формою еліпсоїд обертання, що отримав назву еліпсоїда випуску. Головна властивість цих еліпсоїдів полягає в тому, що частинки руди, які лежать на його поверхні, приходять до площини випускного отвору одночасно.

Відповідно до методики, заснованої на працях Малахова Г.М. та Мартинова В.К., основні параметри еліпсоїду випуску визначають згідно розрахункової схеми, поданій на рис. 2.75.

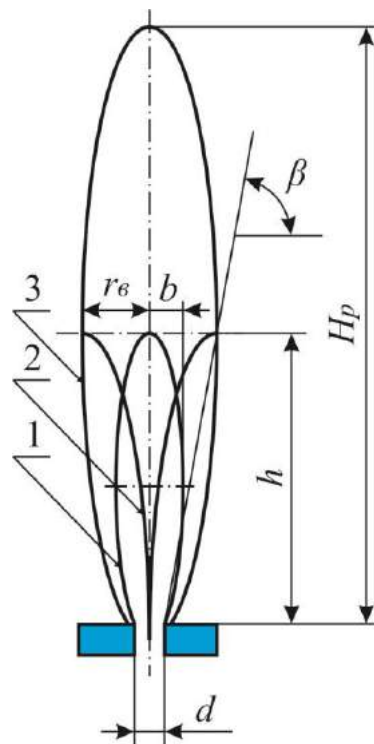


Рис. 2.75. Випуск руди з поодинокого отвору: 1 – еліпсоїд випуску чистої руди; 2 – воронка випуску; 3 – еліпсоїд розпушення

Об'єм еліпсоїда випуску

$$Q = 0,524h \cdot \left(\frac{h}{\operatorname{tg}\beta} + d \right)^2, \text{ м}^3, \quad (2.194)$$

де h – висота еліпсоїду випуску, м; $\operatorname{tg}\beta$ – тангенс середнього кута руху руди, що дорівнює 7,1 – 7,3 – для дрібної руди, 3,3 – 3,4 – для крупної руди; d – діаметр випускного отвору, м.

Велика піввісь еліпсоїду випуску

$$a \approx \frac{h}{2}, \text{ м}. \quad (2.195)$$

Мала піввісь еліпсоїду випуску

$$b = 0,5 \cdot \left(\frac{h}{\operatorname{tg}\beta} + d \right), \text{ м}. \quad (2.196)$$

У процесі випуску поверхня контакту руди з породами приймає форму воронки. Радіус воронки при випуску чистої руди до початку збіднення

$$r_e = \frac{h}{\operatorname{tg}\beta} + 0,5d, \text{ м}. \quad (2.197)$$

При випуску руди над отвором утворюється зона розпушення, яка має форму еліпсоїду висотою H_p , в межах якої частинки починають зміщуватися (рис. 2.75). Під час випуску руди з поодинокого отвору (дучки) об'єм чистої руди з шару висотою h , дорівнює об'єму еліпсоїду випуску висотою h . Надалі еліпсоїди випуску та розпушення збільшуються і до руди домішуються налягаючи порожні породи в об'ємі рівному частині еліпсоїду випуску вище поверхні контакту.

Для практичних цілей та спрощення розрахунків обвалену руду ділять на 2 умовних типи: дрібнокусову та крупнокусову (кусову). Параметри еліпсоїду випуску можна визначити за емпіричними формулами, які дають незначну похибку:

– об'єм еліпсоїду випуску

$$Q = \left(\frac{h}{K_1} + K_2 \cdot d \right)^3, \text{ м}^3; \quad (2.198)$$

– висота еліпсоїду випуску

$$h = K_1 \cdot \left(\sqrt[3]{Q} - d \right), \text{ м}; \quad (2.199)$$

– мала піввісь еліпсоїду випуску

$$b = K_3 \cdot h + 0,5 \cdot d, \text{ м}, \quad (2.200)$$

де K_1 , K_2 и K_3 – емпіричні коефіцієнти які залежать від типу руди

| Тип руди | K_1 | K_2 | K_3 |
|--------------|-------|-------|--------|
| дрібнокусова | 4,62 | 1,0 | 0,07 |
| кусова | 2,73 | 0,25 | 0,1515 |

При випуску руди з блоків (панелей) з вертикальними бічними стінками, руда випускається з дучок, що розташовані одна від одної на невеликій відстані за площею блоку. При послідовному випуску руди з дучок рівними дозами (рівномірно послідовний порядок) її контакт з обваленими при випуску породами переміщується практично у горизонтальному положенні, що призводить до найкращих показників вилучення руди. Контакт руди з обваленими породами при такому випуску буде переміщуватися у горизонтальному положенні тільки до певної критичної висоти, нижче якої випускні отвори діють окремо (рис. 2.76). Поверхня контакту буде прогинатися над кожною дучкою, набуваючи форму воронки. Критична висота дорівнює висоті еліпсоїдів випуску суміжних отворів, що торкаються один одного. Мала піввісь еліпсоїду критичної висоти

$$b = \frac{S}{2}, \text{ м,} \quad (2.201)$$

де S – відстань між випускними отворами, м.

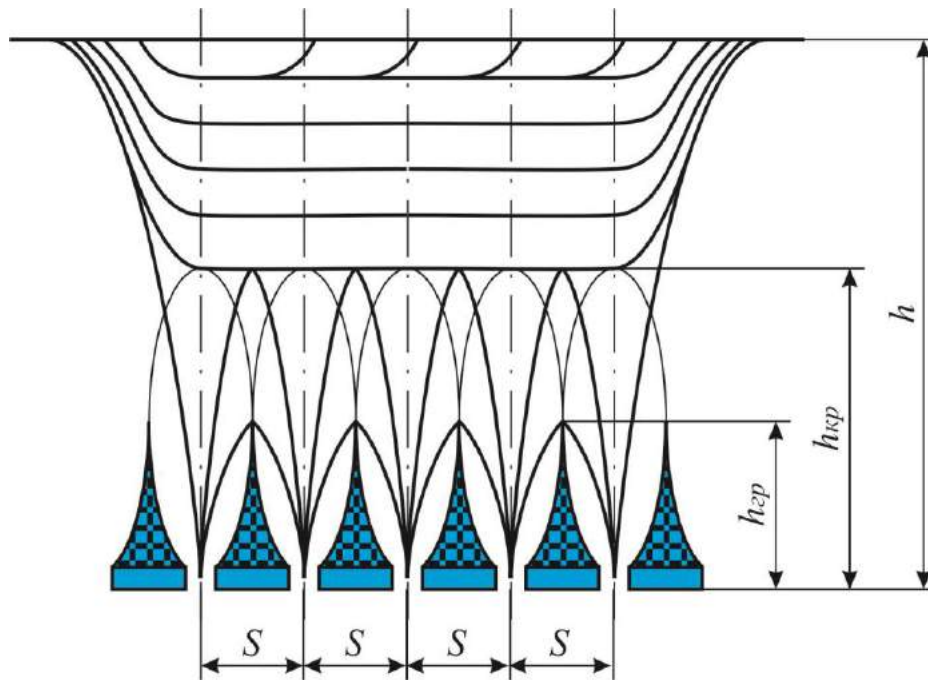


Рис. 2.76. Випуск руди зі зближених випускних отворів

На величину критичної висоти впливають сипкі та фізико-механічні властивості руди, відстань між випускними отворами та їх діаметр.

Критична висота

$$h_{кр} = \text{tg}\beta(S - d), \text{ м.} \quad (2.202)$$

Вилучення чистої руди до початку збіднення з обваленої частини блоку (панелі), що припадає на один випускний отвір при рівномірно-послідовному випуску

$$U_q = 1 - \frac{h_{кр} \cdot \left(0,476 - 0,393 \cdot \frac{d^2}{S^2} \right)}{h}, \text{ ч.о.} \quad (2.203)$$

При подальшому випуску починається процес збіднення руди, тобто в руду потрапляють породи. Залежно від того звідки потрапляє порода розрізняють верхнє та бічне збіднення. Верхнє збіднення зростає інтенсивніше та за величиною значно перевищує бічне. Тому верхнє збіднення починається з висоти шару руди

$$h_p \approx 0,75 \cdot h_{кр}, \text{ м.} \quad (2.204)$$

Зміна верхнього збіднення в дозах випуску при дослідженні динаміки цього процесу

$$R_{\sigma_i} = \frac{\gamma_n}{\gamma_{p.m.i}} \cdot \left(1 - \frac{3 \cdot h_p^2}{h_n^2 + h_n \cdot h_{n+1} + h_{n+1}^2} \right), \text{ ч.о.,} \quad (2.205)$$

де γ_n – об'ємна вага збіднюючих порід в розпушеному стані, т/м³, визначається як відношення об'ємної ваги порід до коефіцієнту розпушення; $\gamma_{p.m.i}$ – об'ємна вага рудної маси у дозі випуску

$$\gamma_{p.m.i} = \gamma_n \cdot R_{\sigma_i} + \gamma_p \cdot (1 - R_{\sigma_i}), \text{ т/м}^3, \quad (2.206)$$

де γ_p – об'ємна вага руди у розпушеному стані, т/м³, визначається як відношення об'ємної ваги руди до коефіцієнту розпушення; R_{σ_i} – збіднення за об'ємом

$$R_{\sigma_i} = 1 - \frac{3 \cdot h_p^2}{h_n^2 + h_n \cdot h_{n+1} + h_{n+1}^2}, \text{ ч.о.};$$

де h_n, h_{n+1} – висоти еліпсоїдів випуску, які відповідають об'ємам Q_n і Q_{n+1} , м, визначається за формулою (2.199).

Бічне збіднення у дозі випуску

$$R_{\sigma_i} = \frac{\gamma_n}{\gamma_{p.m.i}} \cdot 0,25 \cdot n_k \cdot \left(\frac{b_1^3}{b_2^3} - 3 \cdot \frac{b_1}{b_2} + 2 \right), \text{ ч.о.,} \quad (2.207)$$

де b_1 – мала піввісь еліпсоїду чистої руди, м; b_2 – мала піввісь еліпсоїду для даної дози, м; n_k – кількість бічних поверхонь контакту руди з породами.

Бічне збіднення у будь-якої дозі (Q_n, Q_{n+1})

$$R_{\sigma} = \frac{R_{\sigma_{n+1}} - R_{\sigma_n} \cdot \frac{Q_n}{Q_{n+1}}}{1 - \frac{Q_n}{Q_{n+1}}}, \text{ ч.о.,} \quad (2.208)$$

де R_{σ_n} і $R_{\sigma_{n+1}}$ – бічне збіднення на початку та у кінці дози випуску, ч.о., визначається за формулою (2.207); Q_n і Q_{n+1} – об'єми еліпсоїдів випуску на початку та у кінці дози випуску, м³.

Сумарне збіднення

$$R_{\text{сум}} = R_{\sigma} + R_{\sigma}, \text{ ч.о.} \quad (2.209)$$

Середнє збіднення рудної маси з урахуванням вилучення чистої руди

$$R_{ci} = \frac{100 \cdot \sum_{i=1}^i D_i}{T_{oi}}, \%, \quad (2.210)$$

де T_{oi} – вага розрахункової дози випуску

$$T_{oi} = Q_i \cdot \gamma_{p.m.i}, \text{ т}; \quad (2.211)$$

де Q_i – об'єм розрахункової дози випуску, м^3 ; D_i – вага породи у розрахунковій дозі випуску

$$D_i = T_{oi} \cdot R_{oi}, \text{ т}; \quad (2.212)$$

де R_{oi} – збіднення у розрахунковій дозі випуску, ч.о.; T_{oi} – вага рудної маси у дозах випуску до початку збіднення

$$T_{oi} = U_{ci} + \sum_{i=1}^i T_{oi}, \text{ т}. \quad (2.213)$$

Діаграма випуску, визначення показників вилучення. Для вирішення технологічних задач необхідна побудова діаграми випуску відбитої руди з блоку (панелі), на якій відображається динаміка зміни показників вилучення руди. Розрахунок і побудова діаграми, поданої на рис. 2.77, виконують на запас руди, який припадає на один випускний отвір (дучку), оскільки отримані результати будуть характерні для всього блоку (панелі).

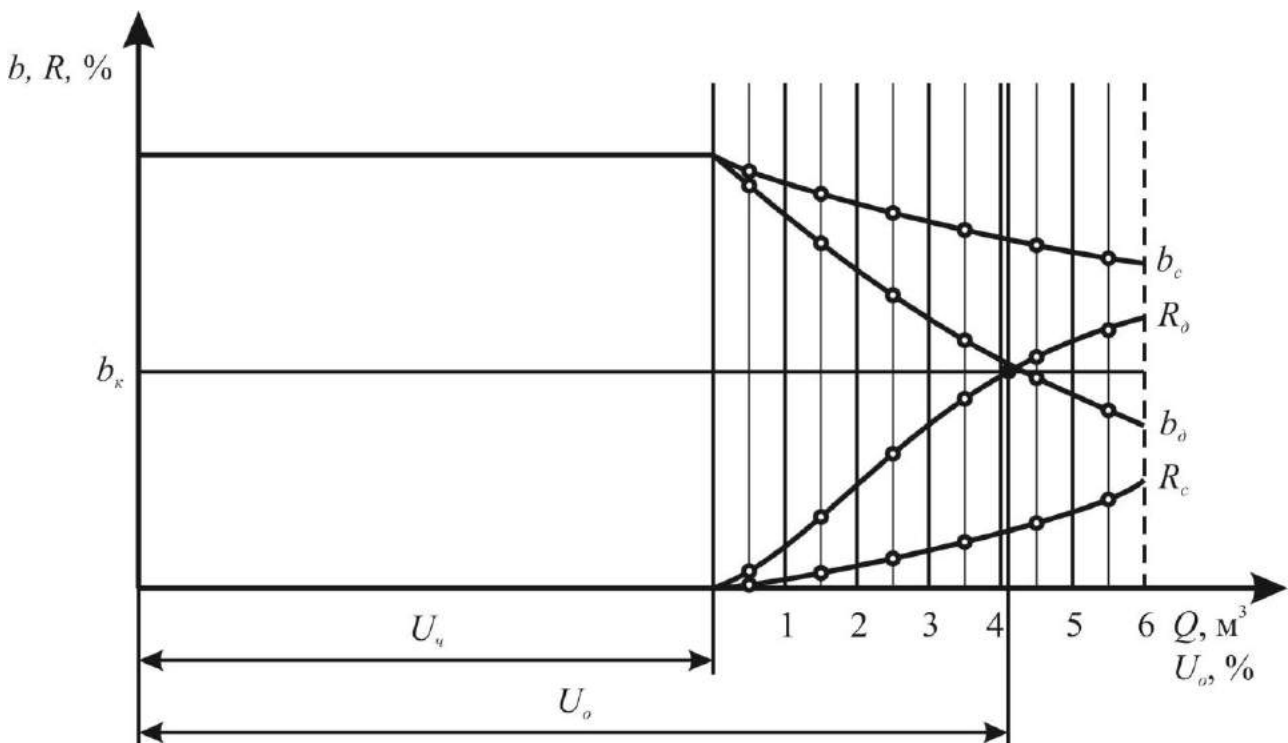


Рис. 2.77. Діаграма випуску руди: 1, 2, ..., 6 – розрахункові дози випуску збідненої руди

Діаграму випуску будують в координатах: вісь ординат – вміст металу в руді і збіднення. Вісь абсцис – кількість випущеної рудної маси і вилучення рудної маси у відсотках від запасу руди.

Порядок розрахунку та побудови діаграми випуску:

1. Для прийнятих параметрах системи розробки визначають: запас руди T , який припадає на один випускний отвір за формулою (2.214), критичну висоту $h_{кр}$ за формулою (2.202) і розрахункову висоту шару руди h_p за формулою (2.204).

Запас руди, який припадає на один випускний отвір

$$T = h \cdot S^2 \cdot \gamma_p = \frac{h \cdot M \cdot S \cdot \gamma_p}{2}, \text{ т}, \quad (2.214)$$

де h – висота шару відбитої руди або підповерху, м; M – відстань між прийомними виробками, м.

2. Визначають вилучення чистої руди до початку збіднення за формулою (2.203). Об'єм чистої руди, що вилучено

$$Q_u = U_u \cdot h \cdot S^2, \text{ м}^3. \quad (2.215)$$

3. Визначають об'єм еліпсоїда випуску для розрахункової висоти h_p за формулою (2.194) або (2.198).

4. Приймають 5 – 8 умовних розрахункових доз випуску руди по 40 – 100 м³ у кожній. Для кожної дози випуску визначають об'єм випущеної рудної маси

$$Q_i = Q_p + \sum Q_i, \text{ м}^3. \quad (2.216)$$

Наприклад, об'єм четвертої дози складає $Q_4 = Q_p + Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4, \text{ м}^3$.

5 Для кожної дози Q_i визначають відповідну висоту еліпсоїдів за формулою (2.199).

6. Величину збіднення в дозах випуску R_{di} визначають за формулою (2.205).

7. Для кожної дози визначають вміст металу у видобутій рудній масі

$$b_{di} = a - (a - c) \cdot R_{di}, \%, \quad (2.217)$$

де a – вміст металу в чистій руді (масиві), %; c – вміст металу в збіднюючих породах, %.

8. За результатами розрахунку виконують побудову діаграми випуску зміни збіднення R_{di} і якості рудної маси b_{di} в дозах випуску (рис. 2.77). При побудові графіків значення R і b відкладають по середині розрахункової дози випуску.

9. За формулою (2.210) визначають середнє збіднення рудної маси з урахуванням вилучення чистої руди R_{ci} і середню якість видобутої рудної маси b_{ci} за формулою (2.217), підставляючи замість R_{di} значення R_{ci} . Отримані результати розрахунків наносять на діаграму.

10. За прийнятим нижнім (бортовим) вмістом металу в дозі випуску, за яким оберають межу кондиції або нормативне середнє збіднення, визначають кінцеві показники: видиме вилучення рудної маси U_o , середнє збіднення рудної маси R_c , середній вміст металу в рудній масі b_c (пряма проведена через точку перетину графіка R_d з прямою b_c).

11. Визначають вилучення і втрати руди з обваленої частини блоку (панелі)

$$U = U_o \cdot (1 - R_c), \%; \quad (2.218)$$

$$P = 100 - U, \%. \quad (2.219)$$

2.3.4. Ліквідація зависань руди та подрібнення негабариту

При наявності у рудній масі негабаритних кусків їх розбивають в процесі доставки по виробках видобувного блоку, тобто здійснюють **вторинне подрібнення руди**. Сюди не відносять подрібнення руди поза межами очисного блоку в загальношахтних дробарках.

Вторинне подрібнення застосовують головним чином при буропідривному відбиванні. Вихід негабариту у відсотках до загальної кількості рудної маси змінюється від 0 до 10 – 25%. Великі значення відносяться до міцної руди, значної потужності покладу, при відбиванні свердловинами і тим більше концентраційними зарядами та до відносно малого кондиційного розміру кусків. Причому вплив потужності покладу істотно впливає у межах до 5 м при відбиванні шпурами, до 10 – 12 м при відбиванні свердловинами і до 20 – 30 м при відбиванні мінними зарядами. Руйнують негабарити переважно підривним способом. Місцями робіт можуть бути: очисний простір, якщо доступ до нього безпечний, виробки для доставки руди, випущеної з очисного простору, спеціальні виробки для вторинного подрібнення (рис. 2.78).

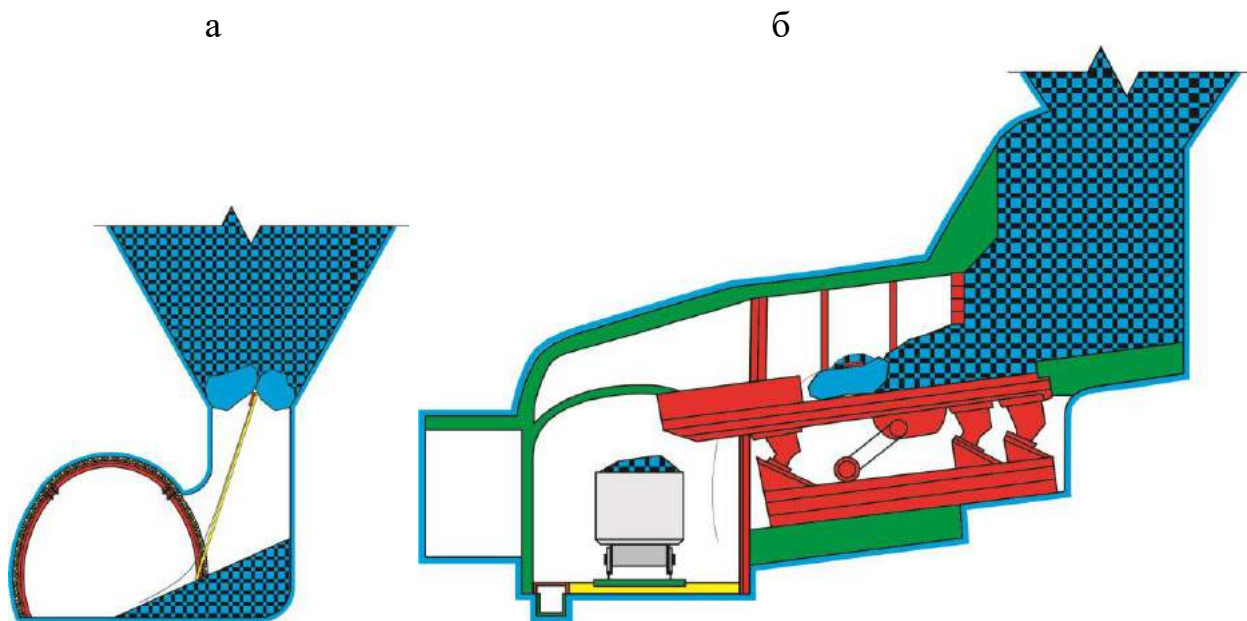


Рис. 2.78. Підривання у випускних виробках: а – ліквідація зависання руди фугасним зарядом; б – подрібнення негабариту на віброживильнику накладним зарядом

Великі куски, що лежать у виробці, подрібнюють накладними зарядами або розміщують заряди в неглибокі (близько 10 см) шпури. Є не особливо міцні, але настільки в'язкі руди, що їх куски погано руйнуються накладними зарядами, тому доводиться бурити шпури. Зазвичай великі куски відкладають у бік за допомогою вантажно-доставного обладнання, а потім, коли все вільне місце вже зайнято ними або коли закінчується робоча зміна, руйнують відразу всі куски серією зарядів, з'єднаних ДШ. Питома витрата ВР на подрібнення

негабариту накладними зарядами складає 1,5 – 2 кг/м³, шпуровими зарядами – 0,4 – 0,8 кг/м³. Велика витрата ВР викликає тривалу загазованість виробок і значний розліт кусків. При випусканні руди негабаритні куски найчастіше зависають у горловинах випускних виробок. Зависання утворюються також і при порівняно дрібній руді, коли куски розклинюються. Ліквідацію зависань здійснюють фугасними зарядами масою 2 – 10 кг і більше (за особливим дозволом), встановленими на жердинах. Питома витрата ВР – 20 – 30 кг/м³ на кусок, що розбивається. Великі заряди потребують тривалого провітрювання та руйнують виробку. Для ліквідації високих зависань, особливо в рудоспусках, можуть застосовуватися стріляючі системи, що доставляють заряди ВР до руди, яка зависла.

2.3.5. Підтримання очисного простору

Підтримання очисного простору – комплекс робочих процесів, що спрямовані на попередження проявів гірського тиску в очисних виробках з метою створення безпечних умов праці. Управління гірським тиском в очисних виробках при підземній розробці рудних родовищ зводиться до підтримання очисного простору. При очисному вийманні руди способи підтримання очисного простору поділяють на 3 класи, які подано в табл. 2.32.

Таблиця 2.32

Способи підтримання очисного простору

| Клас | Підтримання очисного простору | Спосіб підтримання очисного простору |
|------|-------------------------------|--------------------------------------|
| I | Природне | Рудними ціликами |
| | | Породними ціликами |
| II | Штучне | Магазинуванням руди |
| | | Кріпленням |
| | | Закладанням |
| III | Обваленням | Обваленням бокових порід |
| | | Обваленням руди та бокових порід |

Природне підтримання очисного простору здійснюється за рахунок природної стійкості порід, що налягають, рудних або породних ціликів. Гірський тиск при цьому регулюється за рахунок визначення параметрів очисного простору (камери), розташуванням і розмірами ціликів. Підтримання ціликами. Застосовується при вийманні руд невеликої цінності зі стійкими породами, так як втрати руди в ціликах неминучі, а масив повинен бути стійким з опорними стовпами або стрічками. Цілики розраховують на міцність під тиском товщі порід до поверхні або під тиском порід зі склепіння. Підтримання рудними ціликами застосовується як самостійний спосіб підтримання, так і в комбінуванні з іншими штучними способами. Рудні цілики залишають назавжди або тільки на час відпрацювання добувної ділянки.

Залежно від призначення і розташування, рудні цілики поділяють на:

- охоронні, які залишають для охорони від обвалення стволів та споруд;
- міжповерхові, які залишають над і під поверховими виробками основного горизонту, що розробляють;
- міжкамерні, які залишають на межі між двома сусідніми блоками;
- внутрішньовибійні, які залишають всередині очисного простору, камери або видобувної ділянки.

Міжповерхові цілики зазвичай залишають тимчасово на період відпрацювання поверху або його частини для підтримання очисного простору та підготовчих виробок (рис. 2.79). Міжповерховий цілик складається зі стелини (підштрековий цілик) та днища (надштрековий цілик) вище лежачого поверху. Стеліна буває суцільна, а днище посічене воронками та рудоспусками.

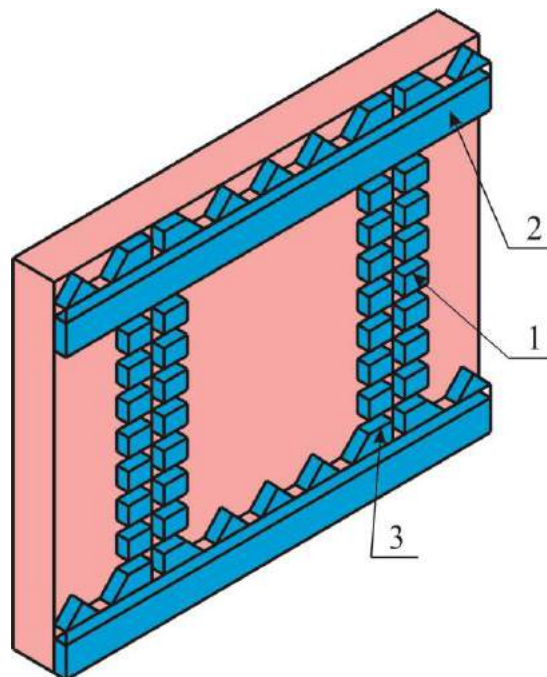


Рис. 2.79. Підтримання очисного простору міжповерховими та міжкамерними ціликами: 1 – міжкамерний цілик; 2 – підштрековий цілик; 3 – надштрековий цілик

Розрізняють постійні рудні цілики, які не відпрацьовують, та тимчасові, які відпрацьовують із запізненням, тобто в другу стадію. За формою цілики поділяють на стрічкові та опорні (рис. 2.80). У перетині опорні цілики бувають круглими або квадратними, іноді прямокутними, ромбічними або еліптичними. Опорні цілики при пологому та похилому заляганні залишають. При крутому падінні цілики мають форму стрічок.

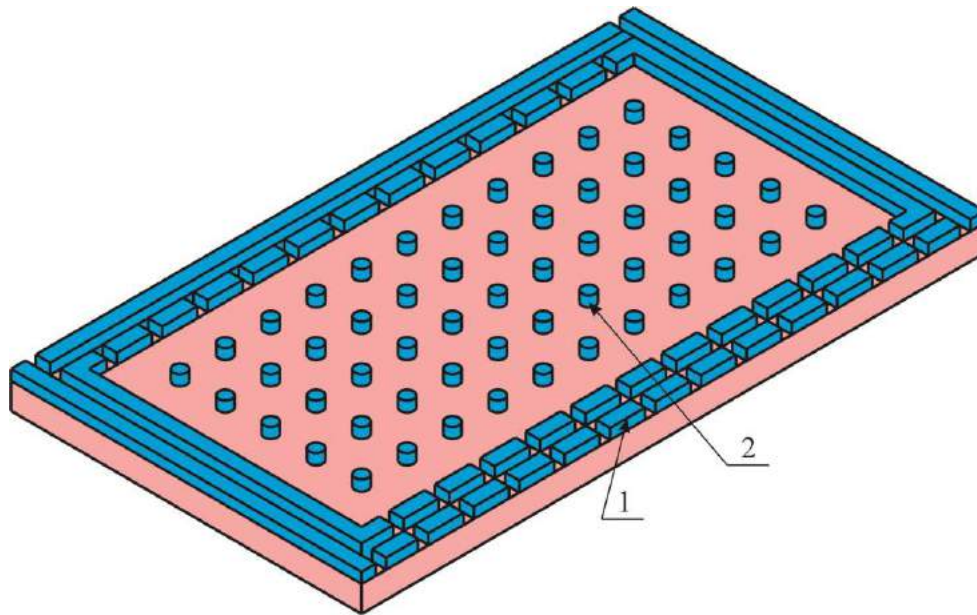


Рис. 2.80. Підтримання очисного простору рудними ціликами: 1 – стрічковий цілик; 2 – опорний цілик

Підтримання породними ціликами застосовується при суцільних системах розробки шляхом залишення породних ціликів при очисному вийманні руди (рис. 2.81).

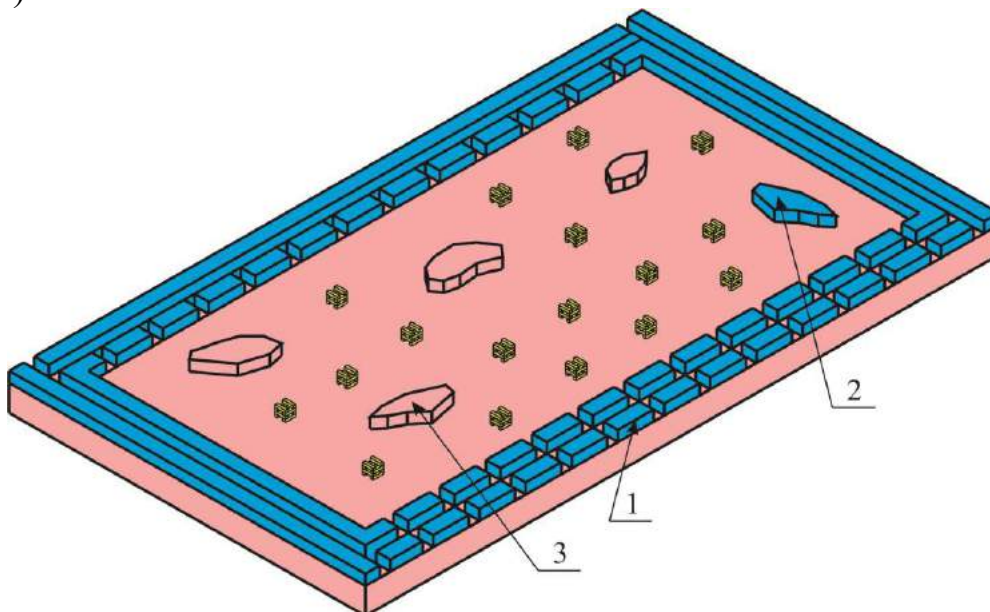


Рис. 2.81. Підтримання очисного простору породними ціликами: 1 – стрічковий цілик; 2 – опорний рудний цілик; 3 – опорний породний цілик

Штучне підтримання очисного простору здійснюється за допомогою магазинування руди, кріплення або закладки очисного простору. Штучне підтримання найбільш трудомісткий та дорогий технологічний процес підтримання очисного простору. Цей спосіб підтримання доцільний тоді, коли інші способи не забезпечують досить повного виймання руд або технічно неприйнятні.

Підтримання магазинуванням. **Магазинування** – це тимчасове накопичення відбитої рудної маси в очисному просторі (рис. 2.82). Підтримання боків очисного простору відбувається за рахунок самостійного розпору відбитої руди під дією маси сипучого матеріалу. Обмежуючий фактор використання магазинування це схильність руди до злежування та самозаймання.

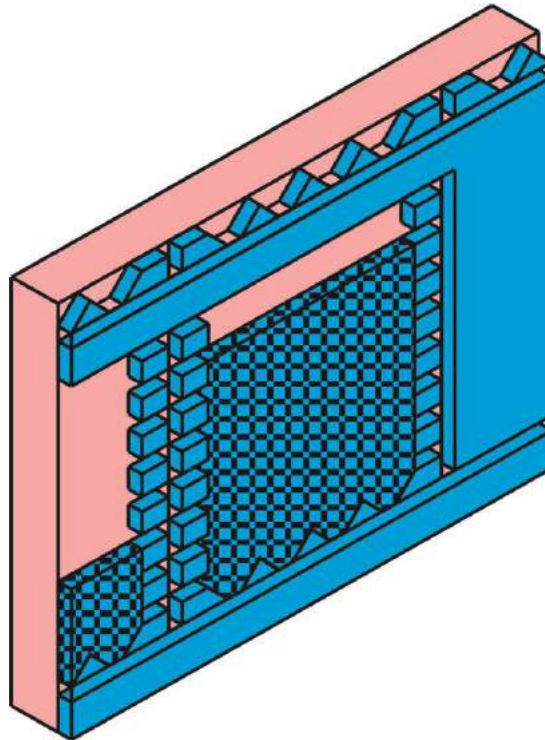


Рис. 2.82. Підтримання очисного простору магазинуванням руди

Підтримання кріпленням у чистому вигляді застосовується при відпрацюванні малопотужних покладів. При розробці покладів середньої потужності і більше при необхідності підтримання очисного простору після виймання руди, застосовують закладку. Кріпленням підтримують лише робочий простір у вибою.

Види кріплення:

- розпірна – стійки або розстріли, вбиті кувалдою між висячим і лежачим боками або між покрівлею та підшовою (рис. 2.83);
- кострова – у вигляді колодязного зрубу із заповненням його кусками породи або без заповнення;
- рамна – стійки, верхняк, часткове верхнє та бічне затягування дошками, іноді лежнем – при випинанні підшви (рис. 2.25);
- станкова – розпір розстрілами і стійками одночасно за всіма трьома напрямками (рис. 2.84);
- анкерна – металеві арматури (стержні), закріплені у шпурах механічним розпором або розчином, що твердіє (рис. 2.27).

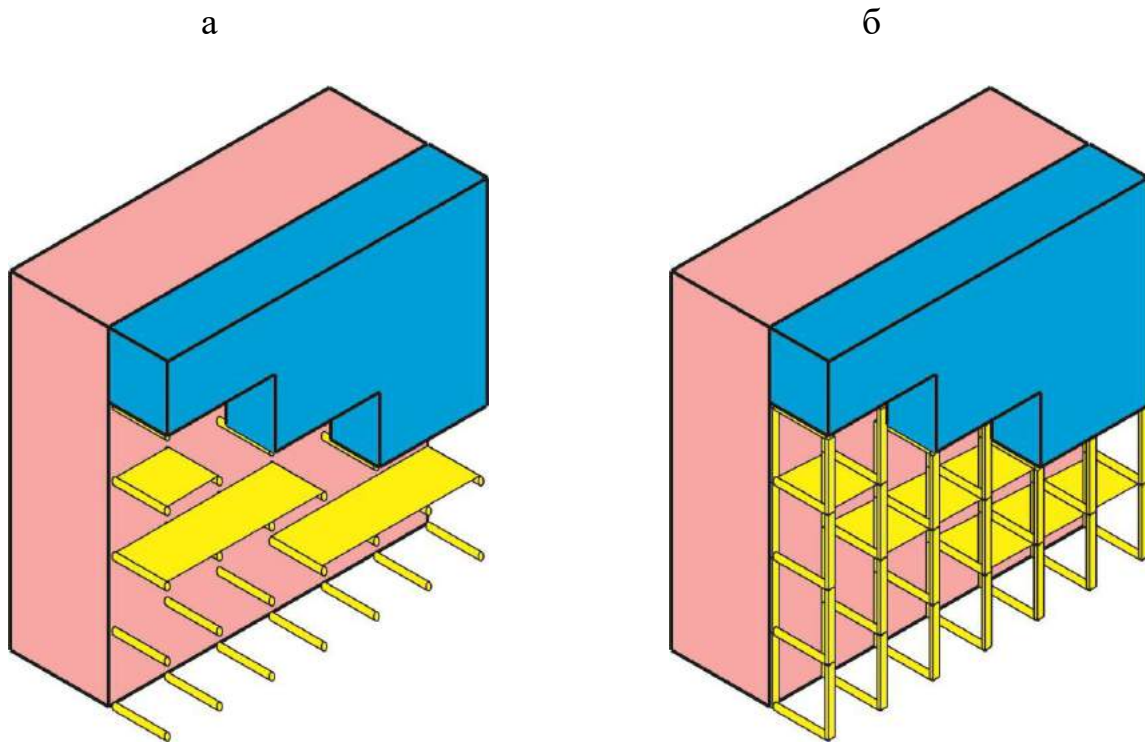


Рис. 2.83. Підтримання очисного простору кріпленням: а – розпирним; б – посилено розпирним

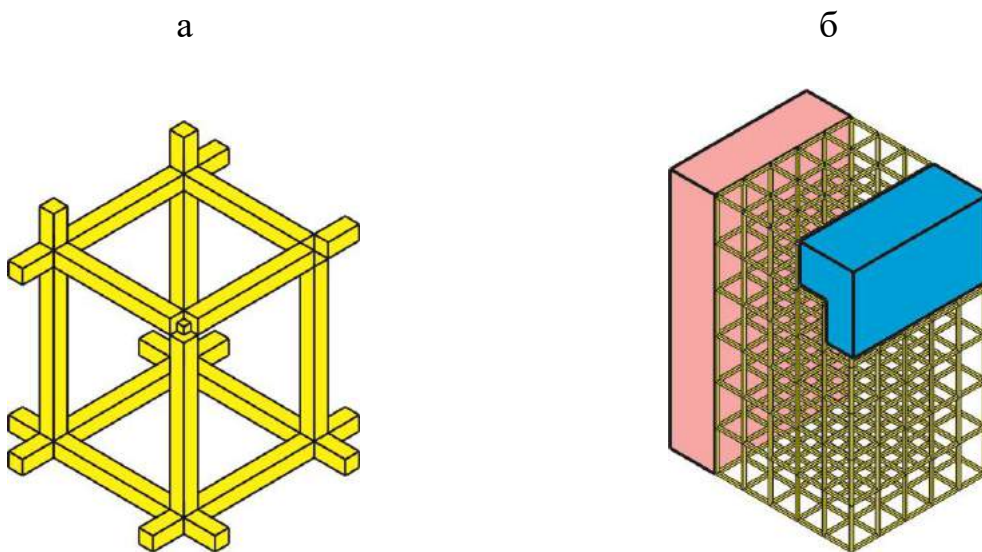


Рис. 2.84. Підтримання очисного простору станковим кріпленням: а – станкове кріплення; б – станкове кріплення в очисному вибою

Підтримання за допомогою закладки. Закладка – це робочий процес приготування, складування, транспортування та укладання закладного матеріалу до очисного простору (рис. 2.85). Закладка очисного простору застосовується для управління гірським тиском, зниження втрат руди, зменшення деформації земної поверхні, охорони від руйнування об'єктів на територіях, що підробляють, залишення у шахті порожньої породи від прохідницьких робіт та підвищення безпеки гірничих робіт.

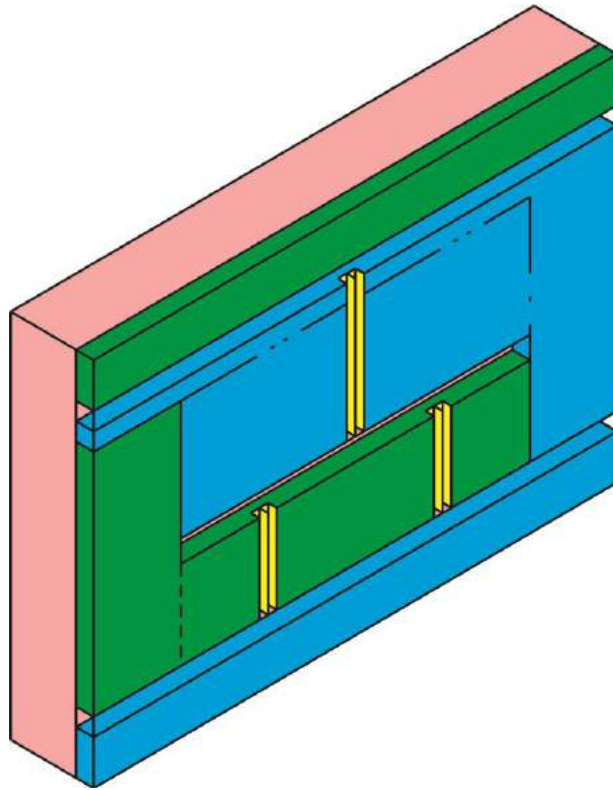


Рис. 2.85. Підтримання закладкою

При відпрацюванні стійкої руди зі стійкими породами застосовують технологію з *подальшою закладкою* очисного простору камер. При розробці покладів з нестійкими породами або в деяких випадках і рудами застосовують технологію *одночасної закладки* очисного простору в процесі виймання запасів блоку. Залежно від повноти заповнення виробленого простору, закладка може бути *повною* або *частковою* (у вигляді охоронних смуг).

За способом транспортування закладного матеріалу та формування з нього закладного масиву, закладка поділяється на самопливну, механічну, гідравлічну та пневматичну.

Самопливний спосіб закладки. При цьому способі закладки закладний матеріал подається в очисний простір та розподіляється в ньому під дією гравітаційних сил. Ущільнення закладного масиву спочатку відбувається за рахунок кінетичної енергії падаючих кусків, а в подальшому під дією ваги верхніх шарів масиву та гірського тиску. Подачу закладних матеріалів з поверхні здійснюють у клітках або по свердловинах. По виробках матеріал транспортується у вагонетках з бічним розвантаженням. Самопливну закладку очисного простору здійснюють по жолобах (решіткам) або трубах, що розташовані у закладних підняттях. Це найбільш дешевий спосіб закладки, однак внаслідок своїх недоліків (невисока щільність та значна усадка закладного масиву, що досягає 20 – 25% при дрібнозернистих матеріалах та 40 – 50% при крупнокускових матеріалах) широкого поширення не отримала.

Механічний спосіб закладки. При цьому способі закладки закладний матеріал подається до очисного простору або розміщується в ньому за

допомогою конвеєрів, металльної машини (стрічково-барабанної або дискової). Спосіб відрізняється складністю транспортування закладного матеріалу в привибійний простір і організацією ведення закладних робіт, громіздкістю обладнання, що застосовується, невеликою дальністю метання, порівняно невеликою та нерівномірною щільністю закладного масиву, усадка якого коливається від 15 до 30%, значним пилоутворенням. Механічний спосіб закладки, як самостійний спосіб, широкого застосування не знайшов.

Гідравлічний спосіб закладки заснований на використанні потоку води для транспортування по трубопроводах закладного матеріалу та заповнення ним очисного простору. У порівнянні з іншими способами закладки очисного простору, цей спосіб набув найбільшого поширення. Гідротранспорт закладних матеріалів до очисного простору здійснюють за системою низхідних та горизонтальних трубопроводів, що розташовані у виробках за рахунок напору, який виникає внаслідок різниці геодезичних відміток початкового та кінцевого пунктів транспортування. Перед заповненням очисного простору закладним матеріалом виконується його огороження спеціальними відшивками, зведення фільтруючих перепон та дренажних пристроїв. Перепони та відшивки споруджують з дерева, металевої сітки та фільтруючих тканин. Заповнення очисного простору виконується безпосередньо з торця закладного трубопроводу або за допомогою розподільного трубопроводу. Безперервне зведення закладного масиву за допомогою розподільного трубопроводу здійснюється при фронтальному випуску гідравлічної суміші через бічні випуски, що по чергово відкривають. При використанні крупнозернистих та кускових закладних матеріалів відпрацьована вода відводиться за допомогою дренажних труб та фільтрується через товщу закладного масиву. При використанні дрібнозернистих матеріалів на поверхні масиву утворюють відстійні пруди де вода видаляється через зливні пристрої. Переваги гідравлічного способу закладки – висока щільність (усадка 10 – 20%) та стійкість закладного масиву, можливість подачі закладного матеріалу до вибою з поверхні без перевантажень по трубопроводах значної протяжності, можливість суміщення очисних та закладних робіт. Недоліки: необхідність введення у шахту значної кількості води, винесення з масиву у відкотні виробки дрібних фракцій, необхідність здійснення спеціальних заходів з управління відпрацьованою водою.

Пневматичний спосіб закладки заснований на використанні енергії стисненого повітря для переміщення закладного матеріалу по трубопроводу та заповнення ним очисного простору. Область застосування та сама, що й у гідравлічного способу закладки. Основна перевага пневматичного способу закладки – простота зведення закладного масиву з відносно високою щільністю й повнотою заповнення очисного простору (усадка 20 – 30%). Недоліки: висока витрата електричної енергії на 1 м³ закладного матеріалу, великий знос обладнання та трубопроводів, значне пилоутворення.

Існують наступні види закладного матеріалу: суха, гідравлічна, та що твердіє, ін'єкційна, пастова, льодяна, бутова.

Суша закладка – являє собою подрібнені породи з відвалів, прохідницьких вибоїв або піщано-гравійна суміш. Вона використовується для заповнення підземних пустот, які не мають безпосереднього контакту з рудним тілом. Для подачі сухої закладки до очисного простору використовується самопливний або механічний способи закладки. Закладний матеріал доставляється до виробки, що закладається, у сухому вигляді та укладається простим насипом, розміщуючись тільки під дією гравітаційних сил або з використанням механізмів. В окремих випадках сухою породою закладають камери між рудними ціликами, які проектом передбачено залишати в надрах у вигляді втрат. Іноді суху породу в якості закладки використовують при системах розробки горизонтальними шарами із закладенням. При цьому на кожному шарі рудні стінки відокремлюють від масиву закладки кріпленням або обшивкою.

Гідравлічна закладка – це породи або піщано-гравійна суміш на водяній суміші (для полегшення транспортування пульпи по трубопроводу пневматичним способом). В очисному просторі створюється більш щільний закладний масив з низькою стискальністю. Необхідно лише передбачити ємність для збору зайвої води.

Закладка, що твердіє – це гідравлічна закладка з додаванням у суміш в'язучих матеріалів (цемент, вапно, гіпс, доменні шлаки). Закладний матеріал володіє достатньою пластичністю для його транспортування по трубах, а з часом він твердне у монолітний масив, міцність якого залежить в основному від кількості доданого в'язучого матеріалу. Затверділий закладний масив сприймає гірський тиск, зміцнюючи очисний простір у блоці шляхом створення об'ємної опорної решітки у вигляді монолітних стелин, запобіжних стінок, колон та міжкамерних ціликів. При значних об'ємах закладних робіт на поверхні будується закладний комплекс з трубопровідним транспортом литої гідравлічної суміші до місця укладання в очисні камери (рис. 2.86).

При цьому, суміш готують досить пластичною, з водо-цементним відношенням, близьким до одиниці. Самопливом гідравлічна суміш може переміщатися на відстань по горизонталі, у 3 – 4 рази перевищуючи вертикальний стовп суміші у трубопроводі. При великих відстанях транспортування через 50 – 60 м за довжиною у трубопровід врізаються форсунки стисненого повітря, які забезпечують пульсуючий пневмотранспорт гідравлічної суміші. Діаметр труб 0,15 – 0,2 м, товщина стінок 8 – 12 мм. Час перебування суміші в трубопроводі не повинен перевищувати однієї години. Застосовується і роздільний спосіб подачі закладки, що твердіє, коли в'язучий розчин та заповнювач подають до місця закладних робіт окремо та змішують їх у процесі подачі до очисного простору. Закладка, що твердіє – найбільш дорогий вид закладного матеріалу, проте він не дає усадки. Використання закладки, що твердіє, дозволяє вести суцільне виймання руди з мінімальними втратами. Тому її застосовують при розробці цінних руд, при необхідності збереження цілісності товщі порід, що налягає, якщо роботи ведуть під будь-якими важливими об'єктами або в умовах підвищеного гірського тиску.

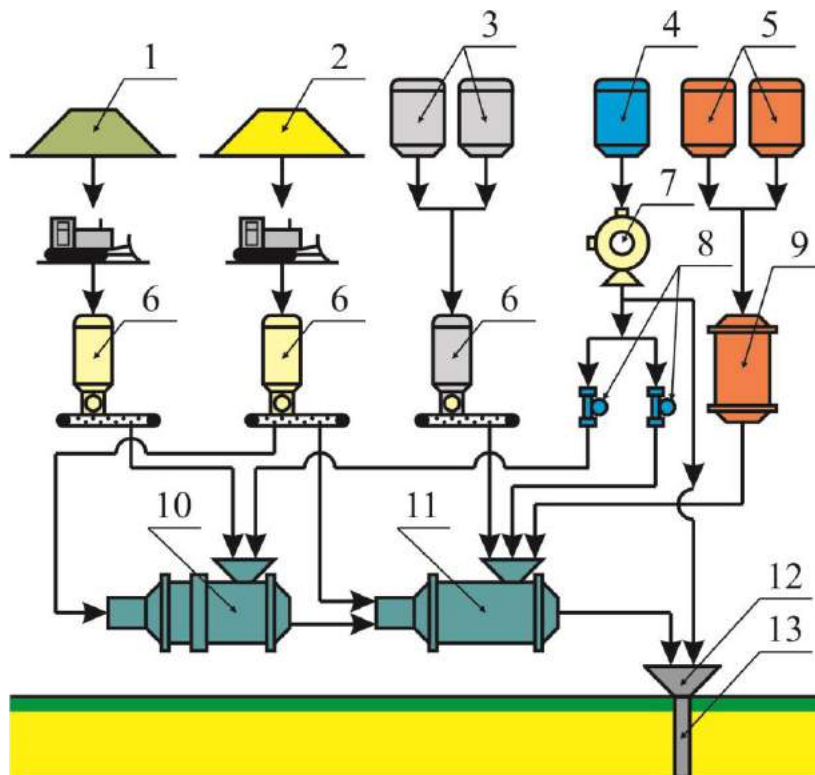


Рис. 2.86. Технологічна схема приготування закладної суміші: 1 – склад шлаку; 2 – склад заповнювача; 3 – склад цементу; 4 – ємність води; 5 – ємність для добавок; 6 – бункер-дозатор; 7 – насос; 8 – витратомір; 9 – вузол приготування добавок; 10 – млин; 11 – змішувач; 12 – лійка закладного трубопроводу; 13 – закладний трубопровід

Ін'єкційна закладка – зміцнення підірваних або обвалених порожніх порід (сухої закладки) шляхом подачі з поверхні по трубах в'язучого розчину. Розчин проникає у порожнечі подрібненої породи та перетворює її у моноліт. Як правило, моноліт, що утворений таким чином, має незначну міцність. Розчин зазвичай подають під тиском 1,0 – 1,5 МПа знизу вгору, тобто методом висхідного потоку. Радіус поширення ін'єкційного розчину до сипучої закладки досягає 10 м, а іноді і більше.

Пастова закладка. Для забезпечення доброї транспортабельності даного виду закладного матеріалу використовують фракції мінеральних відходів з хорошими колоїдними властивостями, які утримують воду в кількості, достатній для цементації закладки. У складі пасти бажана наявність не менше 15% фракцій, які не перевищують 20 мікрон. Паста являє собою матеріал, який в просторі відкритих пор містить воду у кількості, достатній для забезпечення його плинності. При транспортуванні пасти по трубопроводу потік розділяється на дві фази: тверду та рідку, причому рідка фаза розташовується по його периферії. Колоїдні властивості пасти можуть регулюватися і за допомогою хімічних добавок. Пастова закладка застосовується з додаванням в'язучих, без них вона схильна до розрідження та може залишатися у такому стані тривалий час. При використанні в'язучих збільшується швидкість гідратації, що зменшує терміни затвердіння (схоплювання) закладки.

Льодяна закладка зводиться методом шарового заморожування льоду з заповнювачем або одного льоду шляхом подачі закладного матеріалу та холодного атмосферного повітря, що нагнітається у очисний простір вентиляторів. Використання такої закладки можливо тільки в умовах вічної мерзлоти. При використанні хімічних розчинів у процесі закладки очисного простору спочатку проводиться укладання хімічно активної породи, яка може вступити в реакцію з ними. Потім подають хімічні розчини реагентів, які вступають в реакцію з мінералами, що містяться в породі, при якій відбувається їх розчинення. Через певний час відбувається повторна кристалізація, що дозволяє консолідувати породу в очисному просторі. Така закладка володіє достатньо високими характеристиками міцності, які зберігаються при тривалому навантаженні.

Бутова закладка. Для бутової закладки використовують кам'яні блоки різного розміру, які скріплюють між собою в'язучим розчином (аналогічно з цегляною кладкою). Бутовою закладкою заповнюють не весь очисний простір, а лише ділянки, які граничать з суміжними блоками, а в решту блоку подають суху закладку. Перевагою бутової закладки є скорочення до мінімуму втрати води, що має велике значення для зниження відносної вологості рудникової атмосфери. Недоліком є складність механізації робіт.

Підтримання обваленням використовується тоді, коли неможливо або недоцільно застосовувати природне або штучне підтримання. Воно має подвійну мету:

- знизити опорний тиск у сусідніх очисних блоках, де ведуться очисні або підготовчо-нарізні роботи;
- вчасно уникнути повітряних ударів, які виникають при несподіваному мимовільному обваленні у відпрацьований очисний простір великих мас порід, що налягають.

Удар падаючої маси порід може зруйнувати днище блоку, а повітряний потік – порушити кріплення виробок, вивести з ладу обладнання, призвести до нещасних випадків.

Обвалення порід, що налягають, на відбиту руду забезпечують двома шляхами:

- створюючи відслонення, що перевищують гранично припустимі розміри та провокують самостійне обвалення порід слідом за відбиванням руди;
- примусове обвалення порід, що налягають, мінними або свердловинними зарядами ВР за розрідженою сіткою.

При обваленні порід, що налягають, цілики та кріплення відсутні, доступ у очисний простір неможливий, тому відбиту руду в основному випускають з-під обвалених порід. Це призводить до перемішування руди з породами та подальшого її збіднення. Сильно збіднену руду отримувати не вигідно, тому видобування з обваленням порід, що налягають, супроводжується також підвищеними втратами. Обвалення порід можна застосовувати в тому випадку, коли можливе обвалення порід не призведе до розкриття водоносних шарів та пливунів, які можуть прорвати до підземних виробок. Неприпустимо також, щоб відбита руда злежувалася або самозаймалася.

Питання для самоконтролю

1. Дайте визначення, що таке очисне виймання?
2. Дайте визначення, що називається очисними роботами?
3. Які комплекси робочих процесів включає у себе виробнича стадія очисних робіт?
4. Охарактеризуйте взаємозв'язок окремих комплексів робочих процесів очисних робіт.
5. Дайте визначення, що називається підсіканням руди, та які види підсікання ви знаєте.
6. Охарактеризуйте існуючі способи підсікання руди у блоці.
7. Наведіть порядок розрахунку розвороту воронки.
8. Наведіть порядок розрахунку утворення траншеї.
9. Дайте визначення відрізки запасів руди у блоці та відрізній щілині.
10. Охарактеризуйте існуючі способи утворення відрізної щілині у блоці.
11. Охарактеризуйте відбивання руди шпурами.
12. Охарактеризуйте відбивання руди штанговими шпурами.
13. Охарактеризуйте відбивання руди свердловинами.
14. Охарактеризуйте відбивання руди у затиснутому середовищі.
15. Охарактеризуйте відбивання руди концентраційними мінними зарядами.
16. Охарактеризуйте відбивання руди механічним способом.
17. Що називається доставкою руди?
18. Наведіть способи доставки руди.
19. Охарактеризуйте самопливну доставку руди.
20. Охарактеризуйте скреперну доставку руди.
21. Охарактеризуйте доставку руди вібраційними конвеєрами та живильниками.
22. Охарактеризуйте доставку руди самохідним обладнанням.
23. Охарактеризуйте доставку руди вибухом.
24. Що називається випуском руди?
25. Наведіть порядок побудови діаграми випуску руди та визначення показників вилучення.
26. Охарактеризуйте вторинне подрібнення та ліквідацію зависань руди.
27. Що таке підтримання очисного простору?
28. Охарактеризуйте природне підтримання очисного простору.
29. Охарактеризуйте штучне підтримання очисного простору.
30. Охарактеризуйте підтримання очисного простору обваленням.

2.4. ДОПОМІЖНІ ПРОЦЕСИ

Викладено основні відомості про допоміжні процеси. Наведено основні поняття про робочі процеси щодо забезпечення очисних робіт, а також допоміжні процеси на гірничорудних підприємствах.

Мета – сформулювати знання про допоміжні процеси та робочі процеси щодо забезпечення очисних робіт.

Студент з опорою на матеріал повинен уміти:

- характеризувати робочі процеси забезпечення очисних робіт;
- розрізняти між собою допоміжні робочі процеси;
- застосовувати засоби транспортування та підймання рудної маси;
- використовувати засоби управління якістю рудної маси;

2.4.1. Робочі процеси забезпечення очисних робіт

2.4.1.1. Транспортування рудної маси

Під *транспортуванням рудної маси* розуміють переміщення рудної маси по транспортним виробкам від місць навантаження із очисних вибоїв видобувного блоку або рудоспусків до рудопідйимального стволу. З очисних блоків навантаження руди у транспортні засоби здійснюється за допомогою автоматичних шахтних люків, вібраційних живильників, навантажувальних машин або скреперних установок.

На рудних шахтах використовують наступний підземний транспорт:

- періодичної дії – локомотивний (рейковий), автомобільний (безрейковий);
- безперервної дії – конвеєрний, трубопровідний (гідравлічний, пневматичний).

У зв'язку з великою об'ємною вагою руд, їх міцністю, абразивністю і кусковатістю, а також великою кількістю навантажувальних пунктів і непостійністю їх місць, на більшості рудних шахт застосовують локомотивний транспорт. На сьогоднішній день локомотивний транспорт є основним видом підземного транспорту у горизонтальних відкотних виробках. Відкотні (поверхові) виробки вважаються горизонтальними, але проводяться з невеликим ухилом у бік приствольного двору. Ухил приймається таким, щоб опір руху навантажених складів під ухил (у сторону приствольного двору або рудоспуску) дорівнював опору руху порожніх складів, що рухаються на підйом у зворотному напрямку. Залежно від виду приводу розрізняють наступні типи локомотивів: електровози, повітровози, дизелевози й гіровози. Локомотиви характеризуються зчіпною вагою, тобто вагою (кН), яка припадає на приводні колеса. Сучасні локомотиви мають зчіпну вагу 40 – 280 кН. Найбільшого поширення на рудних шахтах набули контактні електровози у рудниковому нормальному виконанні (РН). Рудникові контактні електровози випускаються зі

зчіпною вагою 33, 40, 70, 100, 140 та 280 кН.

Для перевезення руди та породи, своєчасного та безперебійного постачання видобувних дільниць матеріалами, інструментом, обладнанням та при необхідності для перевезення людей до місця роботи й назад використовують шахтні вагонетки. Шахтні вагонетки поділяються на вантажні вагонетки для транспортування руди та породи гірничими виробками; пасажирські – для транспортування людей по горизонтальних і похилим виробкам; спеціального призначення, у тому числі платформи для перевезення допоміжних матеріалів та обладнання.

Вантажні вагонетки класифікують за такими ознаками:

- тип ходової частини – з півскатами та поворотними візками;
- тип кузова:

– з глухим, жорстко закріпленим на рамі, що розвантажують за допомогою перекидача, типу ВГ;

– з перекидним, встановленим на рамі, що розвантажують поворотом вручну або механічно, типу ВО;

– з саморозвантаженням через бічну стінку, яка відкривається при повороті кузова у пункті розвантаження, типу ВБ;

– з саморозвантаженням через донні клапани, що автоматично відкриваються у пункті розвантаження, типу ВД;

– з саморозвантаженням донним конвеєром для завантаження та розвантаження, типу ВК.

За призначенням пасажирські вагонетки поділяються на вагонетки для транспортування людей у горизонтальних виробках (типу ВПГ) і для транспортування людей у похилих виробках (типу ВПН). Вагонетки спеціального призначення використовують для перевезення гірничими виробками допоміжних матеріалів та обладнання.

Рейковий шлях у підземних виробках укладають на дерев'яні шпали. Якщо термін його служби більше 10 – 12 років, використовують залізобетонні шпали. Для укладання шпал відсипають полотно із баласту (щебінь, гравій), причому товщина шару баласту під шпалами повинна становити не менше 0,1 м. На поворотах радіус заокруглень дорівнює 10 – 15 м у навантажувальних виробках та 15 – 20 м у капітальних транспортних виробках і приствольних дворах. У місцях розгалуження рейкового шляху встановлюють стрілочні переводи.

Безрейковий транспорт рудної маси застосовують лише на окремих рудних шахтах. Основний вид транспорту – шахтні автосамоскиди або самохідні вагони вантажопідйомністю 15 – 80 т. Цей вид транспорту може працювати у комплексі з комбайнами, вантажними машинами або бункерами-перевантажувачами.

Конвеєрний транспорт широко використовують на калійних, гіпсових і марганцевих шахтах, де застосовується механічне відбивання. При вибуховому відбиванні з попереднім подрібненням руди у дробарках є лише окремі випадки транспортування руди стрічковими конвеєрами. Нерідко для допоміжних цілей використовується рейковий або автомобільний транспорт. При використанні

стрічково-візкових конвеєрів область застосування конвеєрного транспорту руди кілька розширилася на великих концентраційних горизонтах.

Трубопровідний транспорт руди майже не зустрічається, так як для нього розмір кусків повинен бути не більше 50 мм, а ще краще – не більше 10 мм. При підземному видобуванні руд трубопровідний транспорт використовують, в основному, для доставки закладних матеріалів та сумішей у вироблений простір.

2.4.1.2. Підйом рудної маси

Шахтний підйом – видача із шахти видобутої руди або породи на земну поверхню, а також підйом (спуск) людей та вантажів.

Підйом руди буває:

- періодичної дії – клітьовий, скіповий та автомобільний;
- безперервної дії – конвеєрний, трубопровідний (гідравлічний, пневматичний).

За типом обладнання яке використовується, підйом можна поділити на: клітьовий, скіповий, конвеєрний та автомобільний. За призначенням – на головний (для підйому руди) та допоміжний (для підйому породи, спуску і підйому людей, матеріалів).

Клітьовий підйом використовується при виробничій потужності шахти до 0,3 – 0,8 млн т на рік, а при глибині розробки 300 – 400 м – до 1 – 1,5 млн т на рік. Підйом руди вагонетками здійснюється в одно- і двоповерхових клітях. Місткість вагонеток до 4,5 м³. При клітьовому підйомі потрібно менший об'єм проведення виробок приствольного двору, ніж при використанні скіпового підйому.

Скіповий підйом використовується при виробничій потужності шахти понад 0,8 – 1 млн т на рік та значній глибині розробки. Висока продуктивність скіпового підйому пояснюється великою місткістю скипів (до 25 м³) та високою швидкістю руху (до 20 м/с і більше, тоді як кліті рухаються зі швидкістю не більше 8 м/с), а також повною автоматизацією вантажно-розвантажувальних операцій і підйому-спуску скипів.

Конвеєрний підйом руди похилими стволами використовується на неглибоких шахтах (менш 400 – 700 м) та великої продуктивності (більше 4 – 5 млн т на рік), а при глибині розробки до 100 – 150 м – на шахтах з продуктивністю більше 1 – 1,5 млн т на рік. Для застосування конвеєрного підйому необхідно порівняно дрібне подрібнення руди на куски розмірами не більше 0,1 – 0,15 м. Кут нахилу ствола становить 16 – 18°. Тому конвеєрний підйом використовується в рідких випадках: на марганцевих шахтах, де використовується механічне відбивання, а також на окремих дуже великих рудних шахтах, де застосовують вибухове відбивання.

Автомобільний підйом застосовують при глибині розробки до 150 – 600 м та продуктивності шахти 0,5 – 1,5 млн т на рік. Кут нахилу автомобільних з'їздів становить близько 6 – 8°. Автомобільний підйом може бути використаний як основний (від вибою до поверхні без перевантажень) або як

допоміжний для підйому рудної маси з нижніх горизонтів. Цей вид підйому руди вважають рентабельним при глибині розробки до 250 – 400 м та виробничій потужності до 1,5 млн т на рік, в основному там, де руду можливо перевозити у автосамоскидах від вибою до поверхні без перевантажень.

Трубопровідний (гідравлічний, пневматичний) підйом широкого застосування не отримав, так як має ряд недоліків: додаткове обводнення виробок, збільшення витрат на подрібнення (до 0,05 – 0,1 м.). Додаткові витрати на вилуговування та подальше збагачення розчинів, а також високі втрати при вилуговуванні, що пов'язані з неможливістю повністю розчинити потрібний мінерал, просочування рудної пульпи, в якій міститься рудний дрібняк при транспортуванні, осідання більших фракцій.

2.4.1.3. Управління якістю рудної маси

Якість рудної маси оцінюється за вмістом у ній корисних компонентів. Корисні чи шкідливі домішки (супутні мінерали), відповідно покращують або погіршують показники переробки рудної маси та впливають на вартість переробки і повноту вилучення корисних компонентів. Якість рудної маси істотно впливає на кількість, якість та собівартість продукції, й ступінь використання надр.

З боку споживача до якості видобутої руди висувається низка вимог, які базуються на наступних показниках:

- хімічний та мінералогічний склад руди, що визначає вміст корисних і шкідливих компонентів та технологічність переробки рудної сировини;
- ступінь однорідності складу рудної маси;
- кусковатість та вологість рудної маси;
- недопущення чужорідних матеріалів, які засмічують руду.

Управління якістю рудної маси необхідно для більш ефективної її переробки, щоб вміст корисних компонентів був більш-менш стабільним (коливався не більше ніж на 5 – 10% від базових показників).

Способи управління якістю руди при її видобуванні можуть бути:

- гірничо-технологічними;
- організаційними;
- економічними.

Гірничо-технологічні способи здійснюються шляхом вибору системи розробки та визначення її параметрів, що забезпечують відповідну зміну якість видобутку, а також вдосконаленням комплексу робочих процесів при виробничій стадії процеси очисних робіт, нерідко, з включенням у технологічну схему додаткових робочих процесів таких як усереднення, сортування та попередня концентрація.

Організаційне управління якістю руд виконується за рахунок заходів, що створюють певний порядок випуску руди, доставки, транспорту, режиму завантаження і вивантаження у акумуляційні (змішувальні) ємності, додаткову регламентацію гірничих робіт та ін.

Економічне управління якістю руди засноване на вивченні впливу якості рудної сировини на кінцеві результати діяльності гірничо-металургійного комплексу з інтегральною економічною оцінкою варіантів рішень відповідно до реальних виробничих можливостей рудної шахти та кон'юнктури ринку.

Гірничо-технологічні та організаційні способи управління якістю руди, можуть бути:

- розділові (сепараційні), при яких здійснюється вилучення із загальної маси руди порожніх порід, дуже бідних руд або багаті руди, яка найбільш відрізняється за своїми якісними характеристиками від середніх значень;
- змішувальні (усереднюванні), при яких відбувається об'єднання об'ємів різноякісних руди у більш однорідну за складом рудну масу;
- інші, що пов'язані із забезпеченням відповідної кусковатості та вологості рудної маси і недопущенням потрапляння предметів та матеріалів, що її засмічують.

В оперативне управління якістю рудної маси входять:

- опробування руди або рудної маси у вибоях, рудоспусках, вагонах, автомашинах, бункерах, на складах тощо;
- обробка отриманої інформації та відповідне коригування плану робіт за блоками;
- реалізація цих коректив.

Для коригування необхідно мати відомості про кількість рудної маси, виданої з різних блоків, перевезеної, що надійшла у рудоспуски (бункера) та вивантажена з них, а також про якість рудної маси за блоками, рудоспускам тощо.

Управління якістю досягається за допомогою таких робочих процесів:

- усереднення якості рудної маси;
- сортування рудної маси;
- попередня концентрація.

Усереднення якості рудної маси – це робочий процес, який забезпечує однорідність хімічного та гранулометричного складу рудної маси. Вміст корисних компонентів у рудній масі, що видається з блоку, змінюється в зв'язку з непостійністю вмісту корисного компоненту в руді та різними показниками збіднення. Для забезпечення необхідної якості рудної маси вона повинна надходити з різних блоків у певному співвідношенні. У зв'язку з цим значна частина блоків не може мати максимально можливу продуктивність та середня продуктивність блоку знижується на 30 – 50% й більше, що зменшує концентрацію гірничих робіт. Рудна маса різної якості змішується в рудоспусках, бункерах та на резервних складах. Ці пропорції у процесі експлуатації шахти коригуються не тільки позмінно, але й протягом кожної зміни у зв'язку з непередбаченими змінами, як продуктивності окремих блоків, так і якості рудної маси по блокам. Для коригування необхідно мати відомості про кількість рудної маси, виданої з різних блоків, перевезеної, що надійшла у рудоспуски або бункера й вивантажена з них, а так само про якість рудної маси за блоками, рудоспускам тощо.

Необхідні пропорції у видобутої рудної маси з різних блоків (камер) передбачають планування гірничих робіт за даними експлуатаційної розвідки за участю геологічної та маркшейдерської служб шахти. Основне завдання геологічної та маркшейдерської служб полягає у вивченні й графічному наданні:

- будови, форми й розмірів рудних тіл;
- розміщення у рудному тілі корисних та шкідливих компонентів;
- геомеханічних та інших властивостей руд і порід;
- розташування виробок у просторі;
- деформацій порід і земної поверхні, що викликані веденням гірничих робіт;
- динаміки (переміщення, зміни) гірничих робіт у просторі та в часі.

Усі ці завдання вирішуються на базі натурних вимірювань – маркшейдерських зйомок, експлуатаційної розвідки, математичної обробки отриманих результатів та подальших графічних побудов (складання гірничо-графічної або маркшейдерської документації). Геолого-маркшейдерські роботи на рудних шахтах виконують фахівці геологічних та маркшейдерських відділів і бюро. Відділи подають інформацію керівництву підприємства про стан гірничих робіт, характер і швидкість деформування масивів та земної поверхні, повноти, якості та об'єму видобування руди. Фахівці геологічних та маркшейдерських відділів встановлюють реальні форми, розміри та взаємне розташування очисних виробок, ціликів, виробленого простору та зон обвалення, визначають кількість вилучених запасів руд, розраховують об'єми втраченої руди та домішаної порожньої породи. Ці дані необхідні для контролю над дотриманням проектів, нормативів втрат та збіднення, за місцем розташування очисних вибоїв тощо.

Сортування рудної маси. При значних коливаннях якості рудної маси буває вигідно розділяти її на сорти. Кожен сорт переміщається своїм шляхом та переробляється по-різному. У найпростішому випадку розділяють рудну масу на сорти у залежності від того, з яких блоків вона надходить. Так, наприклад, у одних блоках видобувають окислену руду, а в інших – сульфідну, що переробляються окремо. В інших випадках сортування вимагає спеціальних робочих процесів, причому не виключає усереднення якості в межах кожного сорту.

Застосування сортування у кожному конкретному випадку вимагає економічного обґрунтування шляхом порівняння з усередненням усієї рудної маси. Розрізняють сортування геофізичними методами, за крупністю, та візуальне, а з точки зору місця проведення робіт – сортування вибійне (в очисних блоках), на підземних установах або станціях та на поверхневих комплексах сортування руди або дробарко-сортувальних фабриках. Сортування на поверхні іноді є частиною загальної схеми збагачення рудної маси.

Геофізичне сортування рудної маси засновано на радіометричних методах та використовує природну радіоактивність таких руд, як уранові. При радіометричному сортуванні вимірюють геофізичними приладами (радіометрами) інтенсивність природного радіоактивного випромінювання, а за ним визначають вміст металу в кожному куску або у певному об'ємі рудної

маси. Радіометричне сортування може бути застосовано, крім уранових, для цілого ряду залізних, свинцевих, мідних, ртутних, сурм'яних та золотовмісних руд. Для сортування використовують ядерно-фізичні методи експрес-опробування. Створюють сортувальні установки, засновані на механізованому розділенні кусків руди та породи за кольором. Якщо є відмінності у спектрі кольору від еталону, то автоматично включаються повітряні форсунки, які відділяють кусок від потоку на стрічковому конвеєрі. Геофізичні методи дозволяють повністю механізувати та автоматизувати сортування.

Сортування за крупністю здійснюють на грохотах (стаціонарних або вібраційних), на яких рудна маса розділяється на низку фракцій різної крупності. Якщо корисний компонент складається з крихких мінералів, то при грохоченні рудної маси утворюються дрібні фракції, які являють собою високоякісний сорт. Крупність рудної маси має іноді самостійне значення для її переробки, як, наприклад, при видобутку багатих руд заліза, а іноді і кольорових металів, частина яких йде прямо на металургійну переробку. За крупністю сортують і в підземних умовах, але частіше на земній поверхні. Візуальне сортування можна використовувати, якщо різні сорти або руда та порожня порода легко розрізняються на око (за кольором, блиском тощо), що характерно для руд деяких металів, а також для слюдяних родовищ.

Предконцентрація рудної маси. Предконцентрація (попередня концентрація) – це частина збагачувальної технології, яка здійснюється під час видобування, транспортування руди або під час рудопідготовки (стадіально у схемі дроблення або після перших стадій подрібнення). Предконцентрація може проводитися як у підземних гірничих виробках, так і на поверхні. Такі фактори, як збільшення об'єму рудної маси, зниження вмісту корисних компонентів, неоднорідність складу негативно впливають на процес збагачування. Збільшення об'ємів рудної маси під час переробки призводить до збільшення кількості тонкоподрібнених хвостів, а отже, до погіршення екологічної обстановки в районі гірничодобувного підприємства. Застосування предконцентрації рудної маси дозволяє компенсувати вплив негативних чинників гірничорудного виробництва на довкілля. Предконцентрація та грамотне формування рудного потоку, що надходить на збагачення, дозволяє уникати витрат по переміщенню, зберіганню та збагаченню від порожньої породи, яка домішалася у процесі видобування корисних копалин.

2.4.2. Допоміжні робочі процеси

До допоміжних робочих процесів відноситься доставка матеріалів та обладнання, монтажні та демонтажні роботи й по'язані з ними вантажно-розвантажувальні робочі процеси, а також ремонт обладнання, утримання виробок та ін. В основному вони особливо трудомісткі за рахунок низької механізації робіт. Механізація, тут особливо складна, тому допоміжні робочі процеси за можливістю слід виключати, або покращувати умови механізації їх шляхом удосконалення технології розробки родовищ або за рахунок використання самохідного обладнання для допоміжних робіт.

2.4.2.1. Доставка людей, матеріалів та обладнання

Обладнання та матеріали спускають в шахту і транспортують спеціалізовані бригади до інструментальних майстерень, витратних складів або місць використання на основному відкотному горизонті. Транспортування від витратних складів та доставку в межах очисного блоку зазвичай виконують вибійні бригади.

Доставка матеріалів та обладнання до робочих місць виконується за допомогою спеціалізованої техніки або вручну. Сипучі, штучні, розсипні матеріали та дрібне обладнання зазвичай доставляють у контейнерах. Цемент частіше завантажують у контейнер, в ящиках або в паперових мішках. Штучні довгомірні матеріали (лісоматеріали, труби, рейки) переміщують поодиночі або у зв'язках по 2 – 5 шт. Доставка рідких паливно-мастильних матеріалів, вибухових речовин та засобів підривання проводиться з дотриманням особливих вимог безпеки.

Великі вузли гірничих машин спускають у шахту під кліттю, більш дрібні вузли та обладнання, а також матеріали – на вантажних платформах або у вагонах у кліті. Для розвантаження використовують тельфери, крани та лебідки. При використанні самохідного обладнання для допоміжних цілей для основного та допоміжного підйому застосовують похилі стволи або з'їзди з земної поверхні на поверхові горизонти, з яких є заїзди у вибої. Людей, матеріали та обладнання доставляють на горизонти, склади та у вибої у автомашинах, а самохідне обладнання – своїм ходом. Сипучі матеріали для бетонних робіт та дорожніх покриттів під самохідне обладнання на ряді шахт спускають у розподільний бункер по свердловині або по трубі або шлангу, які прокладені у стволі.

На відкотному горизонті є одна або дві інструментальні майстерні, склад вибухових матеріалів, витратні склади лісоматеріалів (здебільшого дільничні) та склад металобрухту. В інструментальній майстерні зберігаються запчастини, троси, шланги, бурові штанги, інструмент, паливно-мастильні матеріали, а також обладнання, яке надходить на середній та капітальний ремонт (з подальшим підйомом на поверхню) або повертається з ремонту. Склади лісоматеріалів (на 1 – 3-добову потребу) та металобрухту влаштовують у відкотних або розвідувальних виробках, які перестали використовуватися за призначенням. Склади лісоматеріалів обладнають невеликими (вантажопідйомністю до 1 т) тельферами – ручними або електричними.

При електровозному транспортуванні руди, матеріали та обладнання від інструментальних майстерень та витратних складів лісоматеріалів до очисних блоків перевозяться електровозами у спеціальних вагонах або на платформах. Поблизу видобувних блоків під матеріально-ходовими підняттявими влаштовують ніші для тимчасового укладання матеріалів та обладнання.

Піднімають або спускають матеріали та обладнання в очисному блоці за спеціальними підняттявими або по матеріальним відділенням підняттявого. При цьому використовують лебідки однобарабанні вантажопідйомні з регульованою швидкістю підйому, пневматичні, іноді скреперні. У

матеріального відділення підняття повинна бути обладнана світлова та звукова сигналізація між пунктами навантаження та розвантаження. На рівень, до якого піднімають вантажі, матеріальне відділення повинно бути перекрито знімною лядою й обнесено металевою решіткою. Для підйому в очисний блок важких вантажів застосовують також спеціальні крани, що змонтовані на базі електровозу, на платформі якого є зварювальний агрегат. Цей же кран використовують на відкотному горизонті при навантаженні та розвантаженні матеріалів, укладанні рейок, зведенні кріплення з важких елементів, зварюванні рейок труб і металоконструкцій тощо.

На невелику висоту по коротким рудоспускам і вертикальним ходкам піднімають обладнання також за допомогою ручних лебідок і ручних талів вантажопідйомністю 0,2 – 5 т. По горизонталі (зазвичай на відстань до 50 – 100 м) до робочих місць матеріали та обладнання, підняті на потрібний рівень (підповерх, шар), доставляють або за допомогою тих же вантажопідйомних лебідок або самохідних кранів, для цього канат перекидають через блоки, підвішені у відповідних місцях або іншими засобами доставки. Скреперні установки, електродвигуни та інші забезпечені санчатами. Зазвичай під вантаж підкладають дерев'яні катки, прогони, металеві листи або спеціальні санчата. Переносні бурові верстати доставляють до робочих місць у розібраному на вузли вигляді, а від одного місця буріння до іншого переміщують у зібраному стані за допомогою ручних підвісних талей або ломиків. Якщо по горизонтальній підповерховій виробці доставляють велику кількість матеріалів і обладнання, то по ній прокладають рейковий шлях або підвісну монорельсову дорогу. Для підвищення продуктивності робіт з доставки використовуються комплекси спеціалізованих машин для допоміжних робіт.

2.4.2.2. Монтажні та демонтажні роботи

До монтажно-демонтажних робіт, які виконуються у видобувних блоках, відноситься: встановлення вібраційних живильників, скреперних лебідок, вентиляторів місцевого провітрювання та ін. У виробках здійснюють прокладку трубопроводів для подачі закладної суміші, стисненого повітря, води, енергетичних кабелів, рукавів вентиляції, прокладку рейкових шляхів тощо. Монтаж гірничих машин та установок повинен виконуватися відповідно до типового або, рідше, індивідуального паспорту виконання цих робіт.

Потужні стаціонарні машини монтують на бетонному фундаменті та кріплять металевими анкерами, закладеними у фундамент. Скреперні лебідки потужністю до 30 кВт, вантажопідйомні лебідки над матеріально-ходовими підняттями, секції вібраційних конвеєрів та деякі вібраційні живильники встановлюють прямо на вирівняній підшві виробки та кріплять до неї анкерами (штангами) або розклинають між покрівлею та підшвою за допомогою металевих розпірних колонок (зазвичай гвинтових) або дерев'яних стійок. Вентилятори місцевого провітрювання, а також трубопроводи та кабелі закріплюють на кронштейнах або підвішують до покрівлі або до стінок виробок на анкерне кріплення або на металевих штирях, вбитих у дерев'яні пробки,

закладені у короткі шпури довжиною до 0,2 – 0,3 м. Глибина шпурів, які використовують під анкерне кріплення, зазвичай становить 0,5 – 1 м, іноді досягає до 1,5 – 2 м.

В очисному блоці монтажно-демонтажні роботи виконує бригада вибійників або електрослюсарів даної виробничої дільниці під керівництвом механіка ділянки. Іноді до монтажно-демонтажних робіт залучаються бригади кріпильників або організована у масштабі шахти спеціалізована дільниця. При монтажно-демонтажних роботах використовують вантажопідйомні механізми, такелажні пристрої, самохідні крани, талі, тельфери, домкрати.

2.4.2.3. Обслуговування та ремонт обладнання

Ремонт обладнання передбачає певну послідовність робіт з відновлення працездатності обладнання. Як правило, всі ремонтні роботи крім капітального ремонту, здійснюють у підземних умовах та намагаються обмежитися заміною вузлів та агрегатів. На більшості рудних шахт передбачають 3 види ремонтів: технічне обслуговування, поточний та капітальний ремонт.

До складу технічного обслуговування входять мийка, огляд та контроль за технічним станом вузлів та агрегатів, приладів, машини у цілому, кріплення деталей, регулювання механізмів, вузлів, змащування, заміна мастил, випробування роботи окремих вузлів та машини у цілому, заміна та відновлення зношених деталей. При поточному ремонті здійснюють технічне обслуговування, а також часткове розбирання машини, усувають несправності в агрегатах і вузлах, замінюють окремі вузли та деталі (крім базових) новими або заздалегідь відремонтованими. Капітальний ремонт передбачає повне розбирання машини, заміну всіх зношених агрегатів, вузлів і деталей, їх регулювання. Під землею організовують ремонтні пункти за кожним з трьох основних видів обладнання: буровому, вантажно-доставному та транспортному. На цих пунктах здійснюють технічне обслуговування та поточний ремонт обладнання, а також виконують аварійні ремонти. Для технічного обслуговування та аварійного ремонту використовують спеціалізовані самохідні машини. Капітальний ремонт та ремонт несправних вузлів та агрегатів здійснюють, як правило, на ремонтно-механічному заводі (цеху) або у спеціалізованих підземних камерах по ремонту самохідного обладнання. Дрібний ремонт та змащування машин здійснюють безпосередньо у вибоях, для цього використовують спеціалізоване обладнання.

2.4.2.4. Утримання та ремонт виробок

У гірничих виробках потрібно утримувати та ремонтувати колії, дороги для самохідних машин, ремонтувати кріплення, прибирати розсипану гірську масу та осілий буровий шлам, очищати водовідливні канали тощо. Для очищення виробок, дренажних каналів, укладання, демонтажу та ремонту колії використовують рейкові та пневмоколісні самохідні машини зі стаціонарними та навісними пристосуваннями. На навантаженні гірської маси при проходці та

чищенні водовідливних каналів використовують навантажувач ковшовий універсальний ПКУ. На ньому ж можна встановлювати різне змінне обладнання (крюк, грейфер тощо), яке може використовуватися для ремонту рейкових шляхів, підвіски трубопроводів, монтажу обладнання, прибирання розсипаної гірничої маси, кріплення виробок, установки вагонеток, які зійшли з рейок тощо. Навантажувач працює на пневматичній енергії. При укладанні та ремонті рейкових шляхів використовують баласт-ущільнювальні машини. Для побілки відкотних виробок і камер під майстерні та склади застосовують агрегати для побілки. Широко використовуються самохідні машини для кріплення гірничих виробок набризг-бетонном та анкерним кріпленням.

Питання для самоконтролю

- 1. Наведіть робочі процеси забезпечення очисних робіт.*
- 2. Охарактеризуйте робочий процес транспортування рудної маси.*
- 3. Охарактеризуйте робочий процес підйому рудної маси.*
- 4. Охарактеризуйте управління якістю рудної маси.*
- 5. Наведіть приклад допоміжних робочих процесів.*
- 6. Охарактеризуйте робочі процеси при доставці людей, матеріалів та обладнання.*
- 7. Охарактеризуйте робочі процеси при монтажних та демонтажних роботах.*
- 8. Охарактеризуйте обслуговування та ремонт обладнання.*
- 9. Охарактеризуйте утримання та ремонт виробок.*

3. ТЕХНОЛОГІЯ ПРОВЕДЕННЯ ПІДГОТОВЧИХ І НАРІЗНИХ ВИРОБОК

3.1. ПІДГОТОВЧО-НАРІЗНІ РОБОТИ

Викладено загальні відомості про підготовчі та нарізні виробки. Наведено основні поняття про форму, переріз, вибір кріплення та технологію проведення горизонтальних і вертикальних підготовчо-нарізних виробок.

Мета – сформулювати знання про технологію проведення підготовчих та нарізних виробок.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- розрізнити між собою підготовчі та нарізні виробки;
- обирати форму, переріз та кріплення виробок;
- розраховувати паспорт буропідривних робіт для проведення виробки;
- скласти технологічні схеми проведення горизонтальних і вертикальних виробок.

3.1.1. Характеристика підготовчих і нарізних виробок

Підготовчі роботи – проведення підготовчих виробок з однією площиною оголення, які поділяють шахтне поле або його частину на окремі видобувні блоки з метою забезпечення транспорту матеріалів і руди, вентиляції, нарізних та очисних робіт. Для поділу шахтного поля на поверхи використовують підготовчі виробки основного горизонту. Це відкотні штреки та орти, а для поділу поверху на окремі добувні ділянки (блоки) використовують підняттеві. **Нарізні роботи** – проведення нарізних виробок з однією або двома площинами відслонення в межах видобувних блоків для подальшого виконання очисних робіт. Головною метою цих робіт є створення видобувних ділянок, підповерхових горизонтів, відрізних щілин, підсікання та ін. До нарізних виробок відносяться:

- підповерхові та шарові горизонтальні гірничі виробки, які 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 подрібнення руди;
- виробки горизонту грохочення, якщо такі є відповідно до конструкції системи розробки, до яких відносяться: камери, штреки, орти, що слугують для вторинного подрібнення великих кусків відбитої руди та перепускання її на основний горизонт;
- виробки горизонту підсікання призначені для утворення в нижній частині блоку відслоненої площі масиву руди, тобто відрізка масиву руди від днища блоку;

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

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

3.1.2. 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 у просторі та послідовність проведення. Для розрахунку проведення виробки у конкретних гірничо-геологічних умовах, визначаються з її формою і площею поперечного перерізу, видом кріплення і гірничим обладнанням для її проведення.

Факторами, що впливають на форму поперечного перерізу виробки є: фізико-механічні властивості гірських порід, призначення та 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 (рис. 3.1).

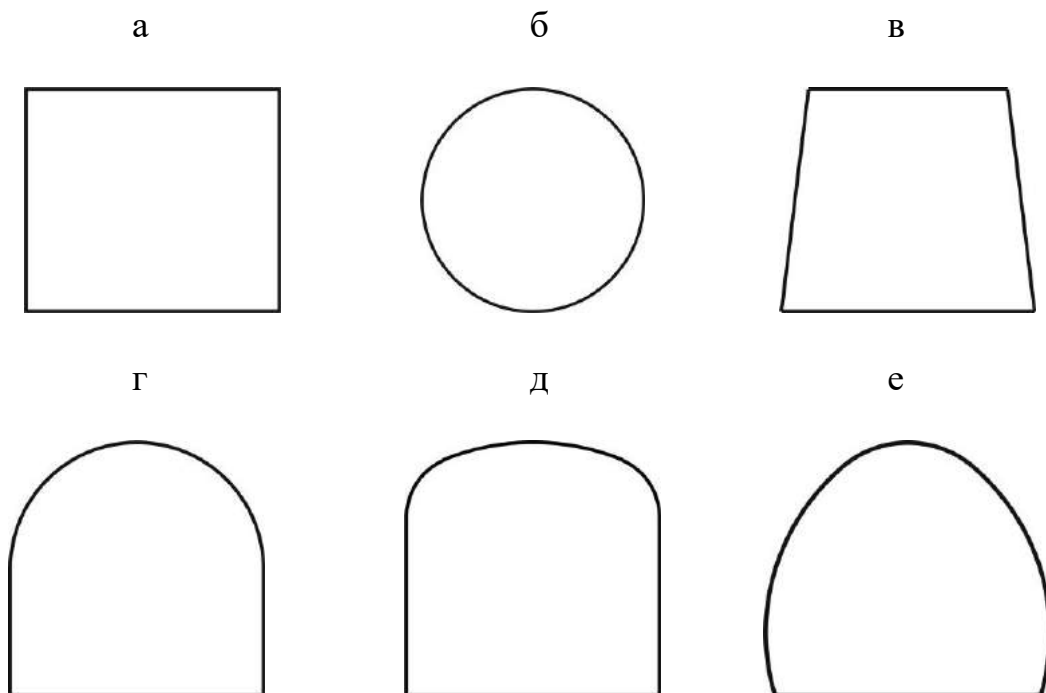


Рис. 3.1. Форми поперечного перерізу горизонтальних гірничих виробок: а – прямокутна; б – кругла; в – трапецієподібна; г – арочна (склепінчаста); д – прямокутно-склепінчаста; е – підковоподібна

У виробничій практиці для горизонтальних і похилих виробок найбільшого поширення набули прямокутно-склепінчаста, підковоподібна, при розробці м'яких руд – кругла та арочна, а при розробці тонких жил – трапецієвидна форма 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 впродовж усього терміну експлуатації за умови мінімальних витрат. На вибір форми виробки впливає інтенсивність гірського тиску і, як наслідок вид кріплення, що застосовується. З досвіду роботи рудних шахт орієнтовний вид кріплення горизонтальних гірничих виробок визначається за табл. 3.1.

Таблиця 3.1

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 встановлення, 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 | Набрызк-бетон 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 | Набрызк-бетон товщиною 0,05 – 0,07 м | Набрызк-бетон товщиною 0,05 м |
| | | УПК (0,5) | УПК (1,0) | | |
| 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 | Набрызкбетон 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 набрызкбетон товщиною 0,07 м | Набрызкбетон товщиною 0,05 – 0,07 м | | |
| | | КЖ-17 (1,0 – 1,5) | | | |

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 застосовують при використанні уніфікованого піддатливого кріплення типу УПК, трапецієподібна – при використанні дерев'яного рамного кріплення. Кругла форма застосовується при використанні кільцевого піддатливого кріплення, а арочна при використанні аркового піддатливого кріплення. Такі форми перерізу застосовують з урахуванням виробничого досвіду проведення та кріплення гірничих виробок, а також з урахуванням забезпечення найбільш вигідної конструкції кріплення за її характеристиками, міцності і техніко-економічними показниками.

Мінімальні розміри гірничих виробок визначають виходячи з габаритів рухомого складу, що здійснює доставку гірничої маси, людей, обладнання та матеріалів. На більшості рудних шахт основним транспортним засобом є електровозна відкатка гірничої маси, тому зчїпну вагу електровозу, ємність і розмір вагонетки визначають в залежності від річної виробничої потужності шахти, що подано в табл. 3.2. і 3.3.

Таблиця 3.2

Тип та ємність вагонеток
в залежності від річної виробничої потужності шахти

| Виробнича потужність шахти, млн т/рік | Ширина колії, мм | Зчїпна маса електровозу, кН | Ємність вагонетки, м ³ |
|---------------------------------------|------------------|-----------------------------|-----------------------------------|
| < 0,2 | 600 | 50 – 70 | 0,7 – 1,2 |
| 0,2 – 0,5 | 600 – 750 | 70 | 1,2 – 2,2 |
| 0,5 – 1,0 | 750 | 100 | 2,2 – 2,5 |
| 1,0 – 3,0 | 750 | 140 | 4,5 |
| > 3,0 | 750 – 900 | 140 – 240 | 4,5 – 10,0 |

Згідно з діючими правилами безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом (ПБ) мінімальні поперечні перерізи виробок у світлі встановлюють:

- 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 світлі не менше 2 м від головки рейок;
- для вентиляційних і проміжних штреків та уклонів не менше 3 м² при висоті цих виробок у світлі не менше 1,8 м;
- для вентиляційних підняттєвих, збїйок та інших – не менше 1,5 м².

Таблиця 3.3

Технічні характеристики вагонеток з глухим кузовом

| Параметр | Показник | | | | | | | |
|--------------------------------|----------|--------|--------|----------|--------|----------------|----------|----------|
| | ВГ-1 | ВГ-1,2 | ВГ-1,3 | ВГ-2,2 | ВГ-2,5 | ВГ-4,5А | ВГ-9,0А | ВГ-10 |
| Вантажо-підйомність, т | 2,5 | 2,75 | 3,25 | 4,0 | 4,5 | 11,0 | 27,0 | 25,0 |
| Ємність кузова, м ³ | 1,0 | 1,1 | 1,3 | 2,2 | 2,5 | 4,5 | 9,0 | 10,0 |
| Ширина колії, мм | 600 | 600 | 600 | 600, 750 | 900 | 750, 900 | 750; 900 | 750; 900 |
| Жорстка база, мм | 500 | 550 | 550 | 1000 | 800 | 1250 | 4000 | 4000 |
| Довжина, м | 1,50 | 1,80 | 2,0 | 2,95 | 2,975 | 3,95 | 7,85 | 7,595 |
| Ширина, м | 0,85 | 0,85 | 0,85 | 1,20 | 1,24 | 1,35 | 1,35 | 1,80 |
| Висота, м | 1,30 | 1,30 | 1,30 | 1,30 | 1,30 | 1,55 | 1,55 | 1,60 |
| Маса, т | 0,521 | 0,587 | 0,62 | 1,518 | 1,153 | 3,66; 3,725 | 9,10 | 8,80 |

За розмірами гірничого обладнання, яке буде функціонувати у виробці, обирають її висоту і ширину з урахуванням необхідних зазорів згідно ПБ. Усі горизонтальні виробки, якими буде проводиться транспортування вантажів, на прямолінійних ділянках повинні мати зазори між кріпленням або між розміщеним у виробках обладнанням та трубопроводами і найбільш виступаючою кромкою габариту рухомого складу не менше 0,7 м (вільний прохід для людей), а з іншого боку не менше 0,25 м – при дерев'яному, металевому і рамних конструкціях залізобетонного та бетонного кріплення і 0,2 м – при монолітному бетонному, кам'яному та 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 0,7 м з одного боку та 0,4 м з іншого. Відстань від верхньої площини стрічки конвеєра до верхняка або покрівлі виробки повинна бути не менше 0,5 м, а до натяжних і приводних головок – не менше 0,6 м. Ширина між коліями тобто відстань між осями двох паралельних прямих шляхів, повинна бути такою, щоб зазор між зустрічними електровозами (вагонетками) за найбільшою кромкою габариту електровоза (вагонетки) був не менше ніж 0,2 м.

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

- у виробках, що призначені для транспортування руди та що сполучені з очисними вибоями, між найбільшою частиною транспортного засобу і стінкою (кріпленням) виробки або розміщеним у виробці обладнанням 1,2 м з боку проходу людей і 0,5 м з протилежного боку. При влаштуванні пішохідної

доріжки висотою 0,3 м і шириною 0,8 м зазор для проходу 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 приймають 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 та 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 підошви виробки. Відстань від найбільшої 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.

За максимально припустимою швидкості руху повітря v_0 згідно ПБ

$$v = \frac{Q}{S} \leq v_0, \text{ м/с}, \quad (3.1)$$

де Q – витрата повітря, $\text{м}^3/\text{с}$; S – площа поперечного перерізу виробки, м^2 .

Швидкість руху струменя повітря в очисних вибоях повинна бути не нижче 0,5 м/с, у підготовчих і нарізних виробках при проведенні 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 уклонах 8 м/с;
- в інших виробках 6 м/с;
- у повітряних мостах (кросинг) і головних вентиляційних штреках 10 м/с;
- у вентиляційних свердловинах і підняттяєвих, 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.

Усі підготовчі та нарізні виробки, які проводяться у межах видобувних одиниць, можна поділити на такі категорії:

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

Залежно від виду кріплення та категорії виробки рекомендують площі поперечного перерізу гірничих виробок, які подані в табл. 3.4.

Таблиця 3.4

Рекомендовані перерізи виробок

| Категорія виробки | Вид кріплення | | |
|--|----------------|-----------|--|
| | Металевий | | Полегшений |
| | УПК | КЖ-17 | Анкерний, набризкбетонний або комбінований |
| Відкотні виробки зі строком служби 6 – 30 років | | | |
| квершлаги | 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; |
| уклони капітальні | 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 підняттєві різного призначення (вентиляційні, ходові, бурові, відрізні, закладні) рудоспуски або породоспуски та дучки. Залежно від призначення підняттєві проходять на одне, два або три відділення. Форма поперечного перерізу підняттєвих може бути прямокутною та круглою. Площа їх поперечного перерізу становить 1,5 – 8,0 м². Підняттєві 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 кусків руди або породи, що через них пропускається. З досвіду роботи рудників орієнтовний вид кріплення вертикальних гірничих виробок визначається за табл. 3.5.

Таблиця 3.5

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 |

3.1.3. Проведення горизонтальних виробок

3.1.3.1. Загальні відомості

Проведення (проходка) гірничих виробок це сукупність виробничих процесів, що здійснюють для штучного утворення у земній корі порожнин шляхом виймання гірських порід і руд. У спеціальній літературі термін «*проходка*» частіше відносять до шахтних стволів та вертикальних гірничих виробок (дучки, підняттяві), а термін «*проведення*» – до горизонтальних і похилих підземних гірничих виробок. **Спосіб проведення гірничої виробки** це сукупність робочих процесів, які виконують у необхідній послідовності для утворення та збереження порожнини в масиві гірських порід певного поперечного перерізу та довжини. Залежно від фізичних властивостей гірських порід, призначення, терміну служби і площі поперечного перерізу виробок, розрізняють звичайні та спеціальні способи їх проведення. *Звичайні способи* проведення виробок застосовують в середніх гірничо-геологічних умовах, які дозволяють відслонювати вибій та боки виробки, *спеціальні* – у складних гірничо-геологічних та гідрогеологічних умовах.

За методом відбивання (руйнування) гірської маси від масиву в вибої та використовуваним при цьому обладнанням звичайні способи проведення виробок поділяють на механічний (комбайновий), буропідривний та за допомогою відбійних молотків. Спосіб проведення виробки визначається гірничо-геологічними умовами, в яких буде проводитися виробка, та виробничо-технічними можливостями гірничого підприємства. Обраний спосіб повинен забезпечувати необхідну безпеку праці, нормальне та надійне виконання прохідницьких робочих процесів та операцій і максимальну економічність. До гірничо-геологічних факторів, які впливають на вибір способу проведення виробки, відносяться міцність порід, потужність рудного тіла, кут падіння, порушенність, газоносність, багатоводність, ударо- та викидо-небезпечність гірських порід. У найбільшій мірі вибір способу проведення виробок визначає міцність гірських порід. Цей фактор визначає границю між

комбайновим і буропідривним способами, диктує добір переважної більшості прохідницьких машин та механізмів – шахтних бурильних установок, навантажувальних машин, засобів доставки і транспортування гірської маси. До виробничо-технічних факторів належать площа перерізу виробки, її довжина, призначення і термін служби, глибина залягання, кут нахилу, взаємне розташування виробок, способи доставки та транспортування гірської маси, матеріалів і обладнання. Найбільш поширеним на даний час є буропідривний спосіб, при якому масив руйнується за допомогою зарядів вибухової речовини (ВР), що розміщують у шпурах. Із застосуванням цього способу в гірничорудній промисловості проводять до 95% всіх виробок.

При спорудженні виробок буропідривним способом для розміщення зарядів ВР бурять шпури (діаметром не більше 85 мм, довжиною не більше 5 м), які спрямовані перпендикулярно чи похило до площини вибою. Довжина заряду в шпурі приймається зазвичай від 1/3 до 4/5 довжини шпуру, інша його частина заповнюється забивкою (суміш глини, піску та води чи вода у поліетиленовій оболонці). За своїм призначенням шпури поділяють на 3 групи: врубові, відбійні, оконтурюючи.

Заряди врубових шпурів підривають у першу чергу, утворюючи при цьому додаткову відслонену поверхню. Врубіві шпури буряться зазвичай на 0,2 – 0,5 м глибше інших. Заряди відбійних шпурів підривають після врубових, і вони призначені для розширення первісного врубу й відбивання основного об'єму породи. Заряди шпурів, що оконтурюють виробку, підривають останніми. Вони призначені для надання виробці проектного перетину. Вибій контурних шпурів у породах середньої міцності збігаються з проектним контуром, у міцних породах виступають за контур на 5 – 10 см, а в слабких породах доходять до контуру. Тому контурні шпури, як правило, бурять на відстані 0,15 – 0,25 м від проектного контуру під кутом 80 – 87° убік контуру виробки. За глибиною шпури поділяють на глибокі (довжиною більш 2,5 м), середньої глибини (довжиною від 1,5 до 2,5 м) і дрібні (довжиною до 1,5 м).

Просування вибою за один вибух (величина заходки l_3) звичайно буває менше ніж глибина шпуру $l_{ш}$. Відношення величини заходки до глибини шпуру називається *коефіцієнтом використання шпуру* (КВШ)

$$\eta = \frac{l_3}{l_{ш}}. \quad (3.2)$$

Вимоги «Правил безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення» однозначно визначають мінімально припустимі відстані між шпурами і від заряду ВР до найближчої відслоненої поверхні. Наприклад, при застосуванні ВР класів III й IV мінімально припустимі відстані між шпурами: по вугіллю – 0,6 м, по породі з коефіцієнтом міцності $f < 7$ – 0,45 м, по породі з $f \geq 7$ – 0,3 м. Мінімально припустимі відстані від заряду до відслоненої поверхні для всіх класів ВР: по вугіллю – 0,5 м, по породі – 0,3 м.

3.1.3.2. Типи розташування врубових шпурів

Від розмірів порожнини, що утворюється під час підривання врубових шпурів, у значній мірі залежить ефективність підривних робіт. Тому в цей час при проведенні виробок, у залежності від властивостей і структури порід, положення врубових шпурів відносно площини вибою та принципу їх роботи всі типи врубів розділені на 2 групи:

- похилі вруби (відривної дії) – вруби з похилими шпурами;
- прямі вруби (руйнуючої дії) – вруби зі шпурами, перпендикулярними площині вибою.

Похилі вруби утворюють шпури, що пробурені похило до площини вибою. Кут нахилу шпурів $55 - 70^\circ$, відстань між кінцями $0,1 - 0,2$ м. У тріщинуватих породах вруби розташовують так, щоб вони перетинали площини тріщин під кутами, близькими до прямих, що збільшує ефективність руйнування. Похилі вруби за формою та розташуванням врубової порожнини поділяють на конічні, пірамідальні, клинові і віялові.

Конічний вруб в основному застосовується при проходці вертикальних стволів і утворюється при висадженні $5 - 12$ шпурів (рис. 3.2, а).

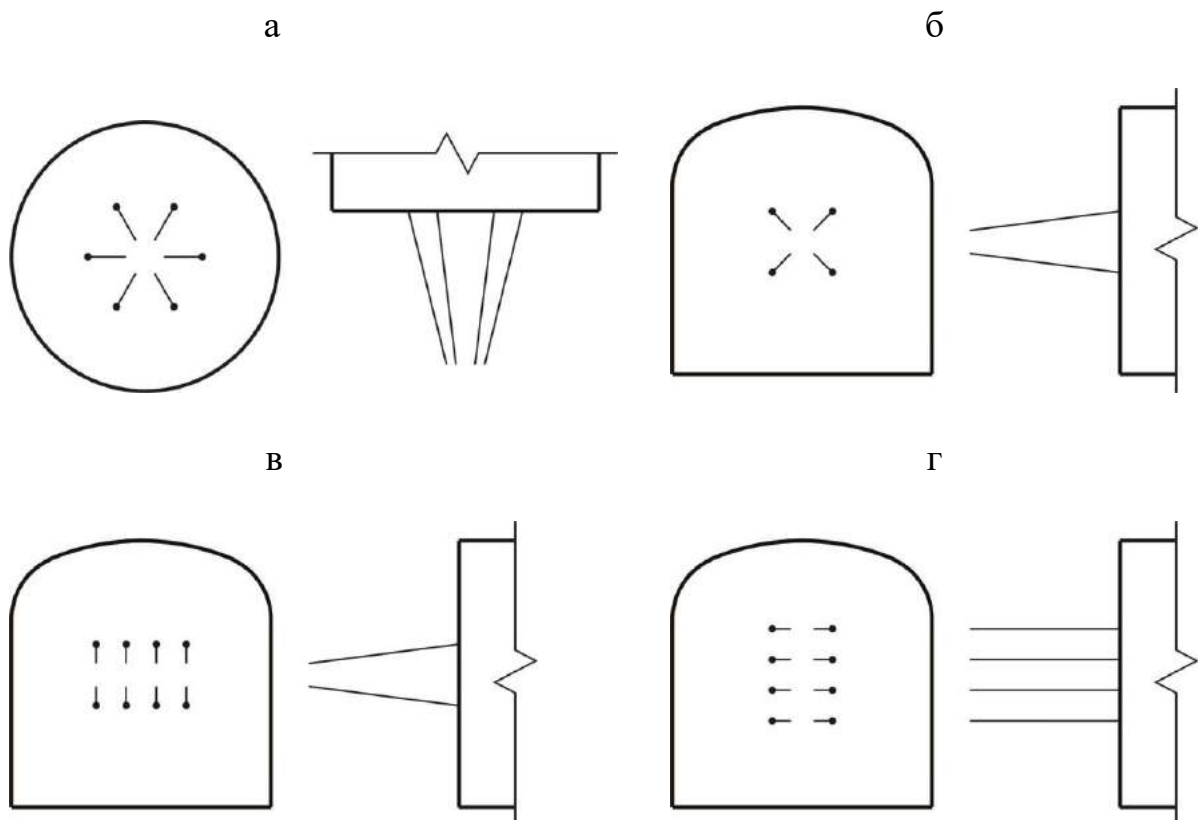


Рис. 3.2. Похилі вруби: а – конічний; б – пірамідальний; в – горизонтальний клиновий; г – вертикальний клиновий

Пірамідальний вруб рекомендується застосовувати при проходці шурфів і підняттявих прямокутного перетину, квершлагів і польових штреків. Вруб утворюється висадженням $3 - 4$ шпурів (рис. 3.2, б).

Клинові вруби (горизонтальний або вертикальний) застосовують при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок у тріщинуватій чи шаруватій гірській породі. Вруби утворюють за рахунок висадження 2 – 4 пар шпурів. Горизонтальний клиновий вруб застосовується в породах з розташуванням тріщин чи шарів, близьких до горизонтального стосовно напрямку проведення виробки (рис. 3.2, в). Вертикальний клиновий вруб застосовується в породах із розташуванням тріщин чи шарів, близьких до вертикального відносно напрямку проведення виробки (рис. 3.2, г).

Прямі вруби утворюють шпури, що пробурені перпендикулярно до площини вибою. Для цього типу врубів у ряді випадків характерна наявність незаряджених шпурів, що утворюють додаткові поверхні відслонення. Прямі вруби діляться на щілинні, призматичні та спіральні.

Щілинні вруби (горизонтальні чи вертикальні) утворюють підривом декількох паралельних шпурів, що розташовані в 1 – 2 ряди. Шпури можуть заряджатися через один. Горизонтальний щілинний вруб застосовується для порід із розташуванням тріщин чи шарів, близьких до горизонтального стосовно напрямку проведення виробки (рис. 3.3, а). Вертикальний щілинний вруб застосовується для порід із розташуванням тріщин чи шарів, близьких до вертикального стосовно напрямку проведення виробок (рис. 3.3, б).

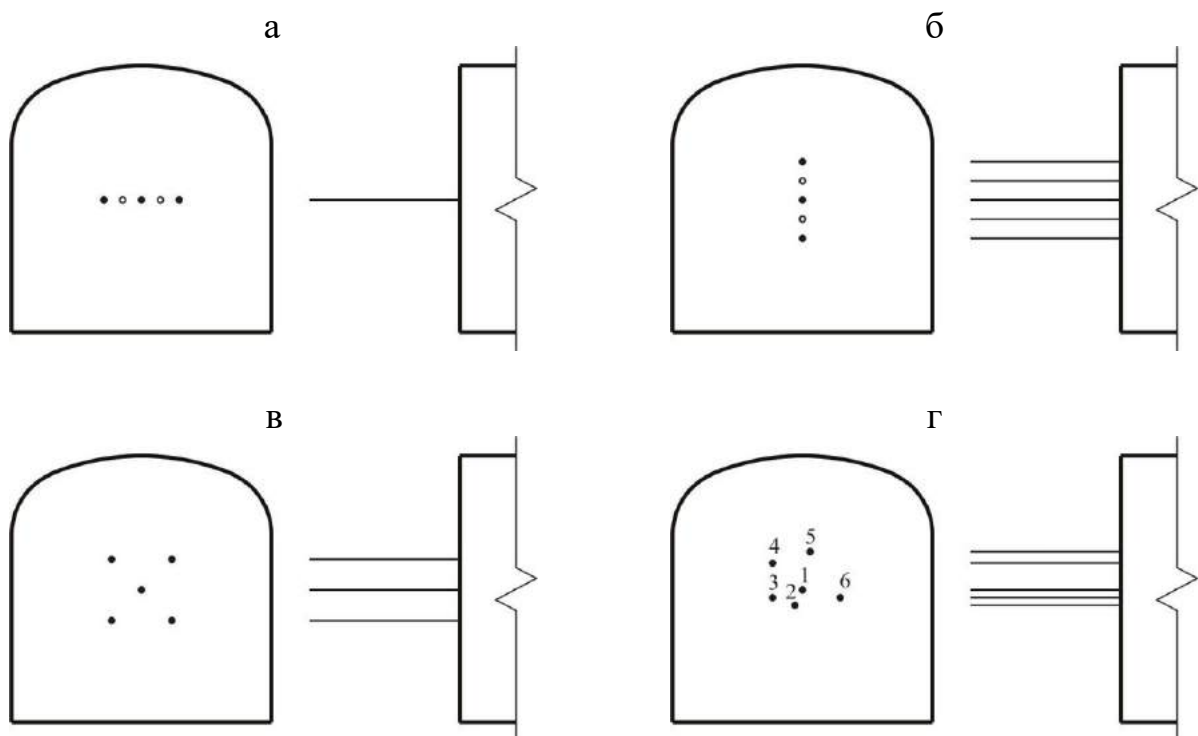


Рис. 3.3. Прямі вруби: а – горизонтальний щілинний; б – вертикальний щілинний; в – призматичний; г – спіральний

Призматичний вруб утворюється висадженням 4 – 9 наближених паралельних шпурів (рис. 3.3, в). Іноді деякі шпури не заряджають чи по центру врубу буриться свердловина. Застосовується у виробках малого і середнього перетину при проведенні по однорідним породам.

Спіральний вруб утворюється шляхом висадження 5 – 9 паралельних шпурів, розташованих за спіраллю (рис. 3.3, г). У центрі, як правило, знаходиться незаряджений шпур. Застосовується послідовне висадження по одному шпуру в однорідних породах середньої міцності і міцних.

При проведенні пластових виробок з неоднорідним вибієм для створення додаткової поверхні відслонення, спочатку відбивають вугілля, а потім породу.

3.1.3.3. Розрахунок похилих врубів

До параметрів похилих врубів відносяться: кількість шпурів у врубі, кут нахилу шпурів до площини вибою, відстань між устями шпурів одного нахилу, відстань між вибіями шпурів, відстань між устями шпурів і величина перебуру.

Розрахунок клинового врубу (горизонтального і вертикального) здійснюють згідно розрахункової схеми, що подано на рис. 3.4, а і б.

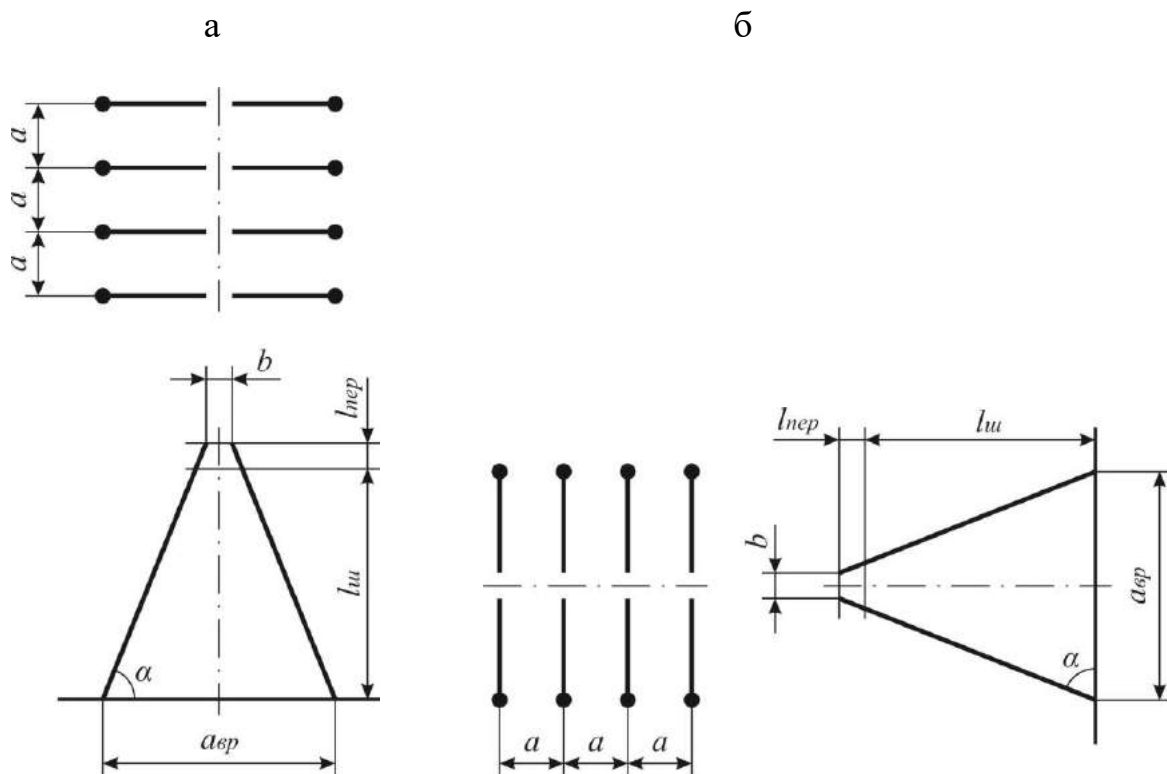


Рис. 3.4. Розрахункова схема вертикально-клинового (а) і горизонтально-клинового (б) врубів

Кількість врубових шпурів

$$N_{сп} = 2\sqrt{S_{сп}}, \text{ шт.}, \quad (3.3)$$

де $S_{сп}$ – площа поперечного перетину виробки у проходці, м².

Відстань між устями врубових шпурів у ряду

$$a = a_f \frac{d_3}{32} \sqrt{\frac{P_{BP}}{380}}, \text{ м або } a = a_f \frac{d_3}{32} \sqrt{\frac{Q_{BP}}{4316}}, \text{ м}, \quad (3.4)$$

де a_f – відстань між устями врубових шпурів в залежності від міцності порід, що дорівнює $a = 0,6 - 0,02f$, м; d_3 – діаметр заряду (патрону) ВР, мм; P_{BP} – працездатність ВР, см³; Q_{BP} – теплота вибуху, кДж/кг.

Відстань між рядами врубових шпурів, що сходяться на клин

$$a_{ep} = b + 2 \cdot l_{nep} \cdot \text{ctg} \alpha + 2 \cdot l_{ш} \cdot \text{ctg} \alpha, \text{ м}, \quad (3.5)$$

де b – відстань між вибоями шпурів що сходяться на клин, що дорівнює 0,2 – 0,3 м; l_{nep} – глибина перебуру врубових шпурів, що дорівнює 0,2 – 0,3 м; α – кут нахилу врубових шпурів, що дорівнює $\alpha = 74 - 0,97f$, град.; $l_{ш}$ – глибина комплекту шпурів, м.

Також відстань між рядами врубових шпурів

$$a_{ep} = b + \frac{2l_{ep}}{\text{tg} \alpha}, \text{ м}, \quad (3.6)$$

де l_{ep} – глибина врубових шпурів дорівнює $l_{ш} + l_{nep}$, м;

Площа врубів

$$S_{ep} = a \cdot (n - 1) \cdot a_{ep}, \text{ м}^2, \quad (3.7)$$

де n – кількість шпурів у похилому ряду врубів, шт.

Розрахунок пірамідального врубів здійснюють згідно розрахункової схеми, що подано на рис. 3.5.

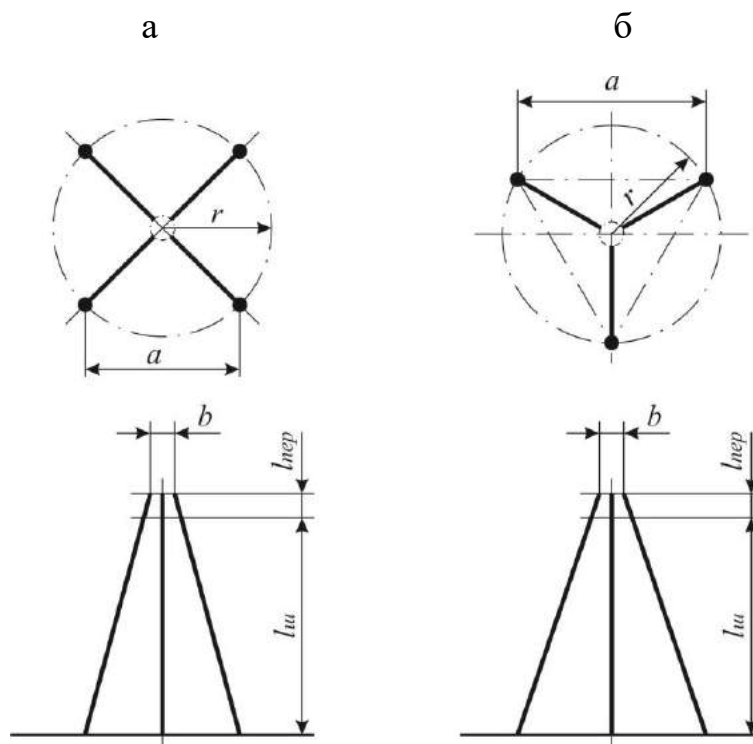


Рис. 3.5. Розрахункова схема пірамідального врубів

Устя шпурів пірамідального врубів розташовують по колу з радіусом

$$r = \frac{l_{ш} + l_{nep}}{\text{tg} \alpha} + \frac{b}{2}, \text{ м}, \quad (3.8)$$

де α – кут нахилу врубових шпурів, що дорівнює $\alpha = 72 - 0,6f$, град.

Відстань між врубовими шпурами пірамідального врубу:

– при трьох шпурах у врубі

$$a = r\sqrt{3}, \text{ м}; \quad (3.9)$$

– при чотирьох шпурах у врубі

$$a = r\sqrt{2}, \text{ м}; \quad (3.10)$$

Площа врубу

– при трьох шпурах у врубі

$$S_{ep} = \frac{a^2\sqrt{3}}{4}, \text{ м}^2; \quad (3.11)$$

– при чотирьох шпурах у врубі

$$S_{ep} = a^2, \text{ м}^2. \quad (3.12)$$

3.1.3.4. Розрахунок прямих врубів

Розташування шпурів у прямих врубах залежить від величини опору для відбійного шпуру, який працює на вруб

$$W_{від} = 47 \cdot K_m \cdot K_3 \cdot d_3 \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma \cdot e}}, \text{ м}, \quad (3.13)$$

де K_m – коефіцієнт місцевих геологічних умов (табл. 3.6); K_3 – коефіцієнт зажиму, що дорівнює 0,6 при $S_{np} < 4 \text{ м}^2$, 0,7 – 0,8 при $S_{np} = 4 - 60 \text{ м}^2$ і 0,9 при $S_{np} > 60 \text{ м}^2$; d_3 – діаметр заряду, м; Δ – щільність заряджання, т/м³; e – коефіцієнт працездатності ВР, що дорівнює $\frac{380}{P_{BP}}$ або $\frac{4316}{Q_{BP}}$; γ – щільність гірських порід, т/м³.

Таблиця 3.6

Коефіцієнт місцевих геологічних умов

| Породи | Категорія тріщинуватості | K_m |
|--|--------------------------|-------|
| Монолітні і великоблочні в'язкі з розмірами окремоостей, що перевищують відстані між зарядами, а так само багаторічно мерзлі скельні | V | 0,9 |
| Розбиті на окремості зімкнутими або зацементованими тріщинами | IV | 0,95 |
| Тріщинуваті, тріщини можуть бути заповнені м'якими утвореннями | III | 1,0 |
| Сильно тріщинуваті; масив розбитий на дрібні блоки зіяючими або заповненими пухкими утвореннями, тріщинами будь-якого напрямку | II | 1,05 |
| Те ж саме, при горизонтальному направленні тріщин і наявності слабких прошарків у подошві, а також дрібно блочні напівскельні | I | 1,1 |

Розрахунок щілинного врубу здійснюють згідно розрахункової схеми, що подано на рис. 3.6. До параметрів щілинного врубу відноситься довжина врубової щілини, відстань між шпурами врубу та кількість щілинних шпурів. Довжина шпурів щілинного врубу не повинна перевищувати ширини виробки.

Довжина врубової щілини

$$b_{щ} = (1,1 \dots 1,4) \cdot W_{від}, \text{ м.} \quad (3.14)$$

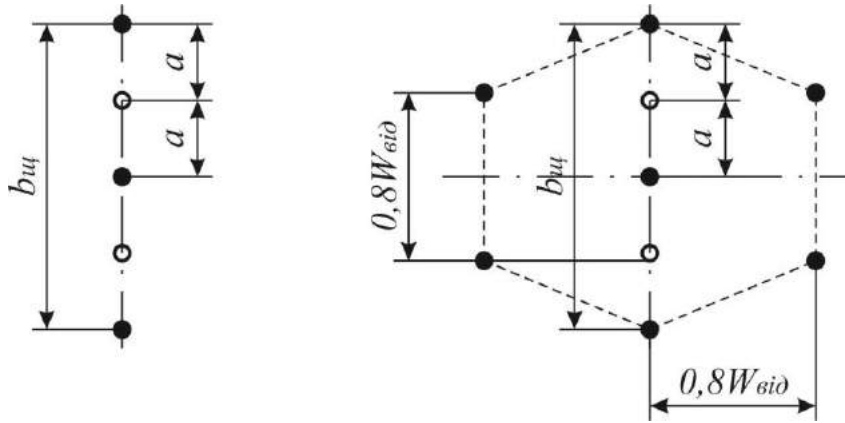


Рис. 3.6. Розрахункова схема щілинного врубу

Мінімально можлива відстань між шпурами, при якій утворюється щілина

$$a = c \cdot d_3 \cdot \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma \cdot e}}, \text{ м,} \quad (3.15)$$

де c – коефіцієнт, що залежить від групи порід за БНіП

| Група порід за БНіП | IV – V | VI | VII | VIII | IX | X | XI |
|---------------------|--------|-------|--------|---------|---------|---------|------|
| Коефіцієнт міцності | < 6 | 6 – 8 | 8 – 10 | 10 – 13 | 13 – 16 | 16 – 18 | > 18 |
| Коефіцієнт c | 9 | 8 | 7 | 6 | 5 | 4 | 3 |

Орієнтовні відстані між шпурами щілинного врубу 10 – 20 см.

У виробках середнього и великого перерізу висоту щілинного врубу приймають такою, щоб забезпечити можливість розташування з кожної сторони щілини два відбійних шпуру, які розширяють вруб (рис. 3.6).

Розрахунок призматичних врубів здійснюють згідно розрахункових схем поданих на рис. 3.7. Шпури у призматичних врубах можуть розташовуватися у вершинах або гранях різних фігур (квадрат, трикутник, хрест, коло та ін.) Шпури розташовують близько один від одного на відстані

$$a = (0,2 \dots 0,5) \cdot W_{від}, \text{ м.} \quad (3.16)$$

Менші значення відстані слід застосовувати для міцних порід. Окремі шпури можуть не заряджатись, такі шпури називають компенсаційними (холостими). Компенсаційні шпури створюють порожнини ослаблення в породному масиві та полегшують роботу зарядів в інших шпурах врубу. Площа врубу розраховується згідно геометричної фігури, за якою розташовані врубові шпури.

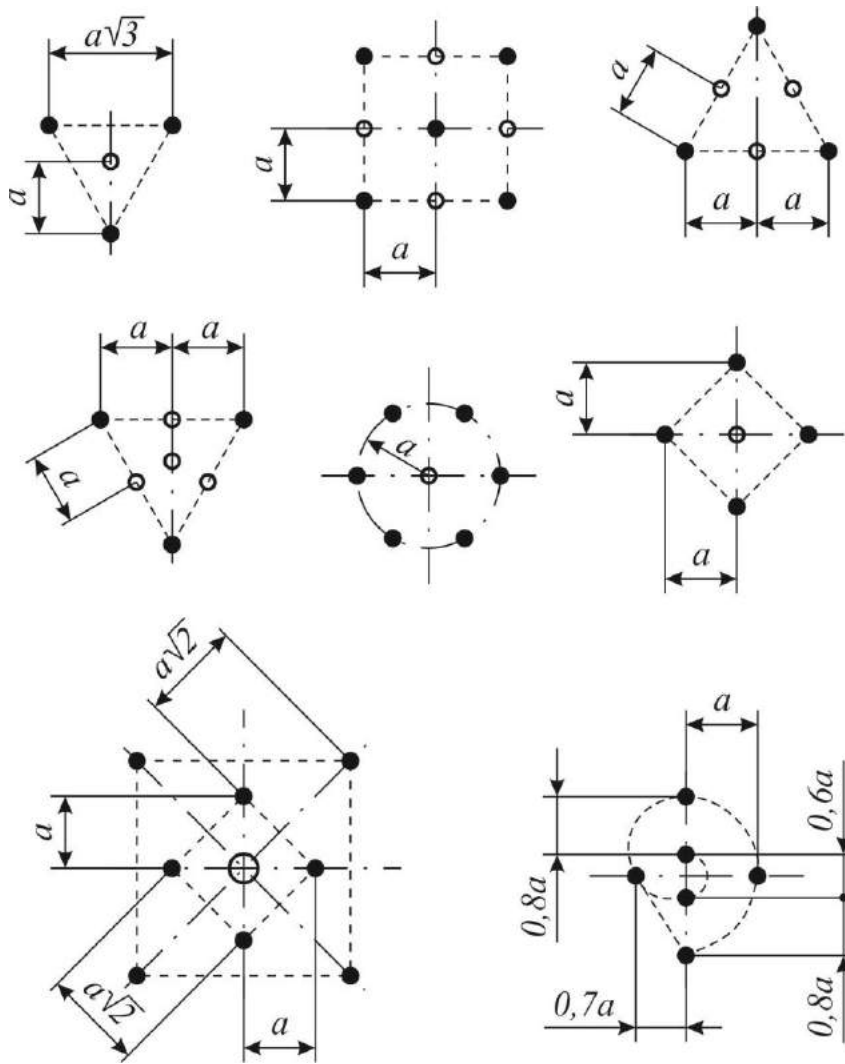


Рис. 3.7. Розрахункові схеми призматичних і спірального врубів

3.1.3.5. Розрахунок параметрів буропідривних робіт

Для однорідного вибою визначення параметрів буропідривних робіт встановлюють розрахунковим шляхом з урахуванням існуючої практики ведення підривних робіт в аналогічних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах. Розрахунок паспорта ведення буропідривних робіт (БПР) проводиться у наступній послідовності:

- вибір типу ВР;
- визначення діаметру та глибини шпурів (за заданими темпами проведення виробки) і коефіцієнту використання шпурів;
- встановлення типу та кількості бурильних і навантажувальних машин;
- виконується розрахунок загальної кількості ВР;
- проводиться вибір типу врубу;
- здійснюється розрахунок кількості шпурів на вибій;
- проводиться розташування шпурів у вибою виробки;
- виконується розрахунок заряду ВР на шпур;
- виконується розрахунок загальної кількості ВР на вибій;

- проводиться вибір конструкції заряду ВР у шпурі та типу забивки;
- визначається оптимальний час уповільнення та вибір засобів ініціювання зарядів;
- проводиться розрахунок підривної мережі;
- розробляють необхідні запобіжні заходи, місця схову та розстановки постів охорони;
- здійснюється розрахунок часу провітрювання вибою;
- проводиться заповнення паспорта БПР.

Вибір типу ВР. В якості ВР слід використовувати тільки допущені до постійного застосування в установленому в Україні порядку. ВР повинні відповідати зазначеним у діючих правилах безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення (НПАОП 0.00-1.66-13) їх застосування та можуть бути уточнені дозволами Держгірпромнагляду України. Вибір типу ВР повинен ґрунтуватися на дотриманні принципів відповідності ступеня небезпеки вибою за пило-газовим фактором, призначенням і класом запобіжності ВР, а також рекомендаціями за працездатністю ВР залежно від міцності гірських порід, що подано в табл. 3.7.

Таблиця 3.7

Рекомендації щодо вибору типу ВР

| Коефіцієнт міцності порід, f | 1 – 2 | 3 – 5 | 6 – 10 | > 10 |
|----------------------------------|-------|-----------|-----------|-----------|
| Працездатність ВР, см^3 | 220 | 220 – 320 | 320 – 400 | 400 – 600 |

Вибір відповідних ВР повинен затверджуватися керівником організації (шахти, руднику, шахтоуправління, шахто-будівельного управління). Забороняється розміщувати в одному шпурі ВР різних класів або різних найменувань.

Визначення діаметру, глибини шпурів (за заданими темпами проведення виробки) і коефіцієнту використання шпурів.

Шпур – штучне циліндрове поглиблення у гірській породі, що виконане процесом буріння і має діаметр менший за 85 мм і глибину не більшу за 5 м та призначений для розміщення зарядів ВР. Початок шпуру називається *устям*, а кінець (торцева частина) – *вибоєм* або *дном* шпуру, бокова поверхня шпуру – *стінками*. Основні параметри шпурів це діаметр, довжина та глибина (рис. 3.8).

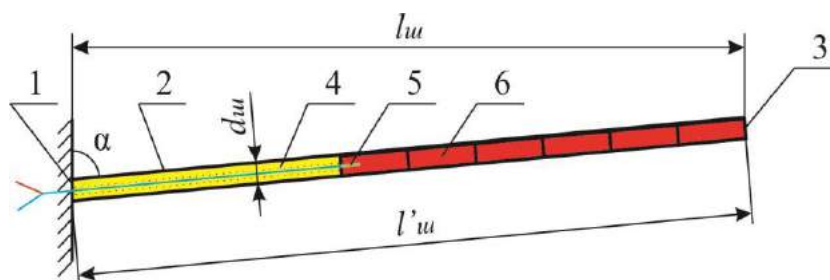


Рис. 3.8. Конструкція шпуру: 1 – устя шпуру; 2 – стінка шпуру; 3 – вибій шпуру; 4 – забивка; 5 – ЕД; 6 – патрон ВР

Шпури не мають точної циліндричної форми, так як на їх стінках під час буріння утворюються немінучі виступи з розмірами менше 1 мм. На патронах ВР також є нерівності. Тому, якщо діаметр шпуру дорівнює діаметру патрона, то патрон в кращому разі не увійде до шпуру, а в гіршому – дійде до якогось-небудь різкого виступу та заклинеться, що призведе до відмови під час його підривання. Водночас, чим більше радіальний зазор, тим менше початковий тиск при вибуху та його корисна дія. *Довжина шпуру* – це відстань від вибою шпуру до його устя, що виміряне за віссю. *Глибина шпуру* – це відстань від дна шпуру до вибою виробки, що виміряно за її поздовжній віссю, тобто це глибина закладення шпуру в гірському масиві. Глибину визначають як проекцію його довжини на поздовжню вісь виробки

$$l_{ш} = l'_{ш} \cdot \sin \alpha, \text{ м}, \quad (3.17)$$

де α – кут між вибоєм виробки та віссю шпуру, град.

Глибина шпуру (шпурів) $l_{ш}$ повинна бути менше або дорівнювати ширині виробки, що пройдено начорно (у проходці) та уточнюється можливістю застосовуваного бурового обладнання, тобто задовольняти умові

$$l_{ш} \leq B_{np}, \text{ м}. \quad (3.18)$$

Шпуровий заряд, особливо якщо лінія найменшого опору збігається з віссю шпуру, руйнує породу лише в найближчій до вибою його частині. Донна ж частина залишається в незруйнованій породі у вигляді так званого «стакану». Це призводить до того, що за одне підривання вибій виробки посувається не на повну глибину шпурів. Тому один з найважливіших параметрів вибухових робіт це довжина заходки – посування вибою за одне підривання (за один цикл), при цьому $l_{зах} < l_{ш}$.

Коефіцієнтом використання шпурів (КВШ) це відношення посування вибою за одне підривання до глибини шпурів

$$\eta = \frac{l_{зах}}{l_{ш}}. \quad (3.19)$$

КВШ – це безрозмірна величина, що характеризує ефективність дії підривання шпурових зарядів ВР, один з основних критеріїв якості вибуху, правильності обраної схеми розташування шпурів і питомих витрат ВР. Нормативне значення КВШ дорівнює 0,8. За даними практики ведення буропідривних робіт у породах монолітних, з коефіцієнтом міцності $f = 15 - 20$ задовільним може вважатися КВШ у межах 0,75 – 0,8; в породах середньої міцності – до 0,9; в слабких породах ця величина повинна наближатися до одиниці. У деяких «стаканах» може лишатись ВР. Тому не можна бурити шпури наступного циклу через «стакани», тобто забороняється їх розбурювати, бо це може спричинити несанкціонований вибух ВР з трагічними наслідками. При проектуванні БПР рекомендують наступні значення КВШ. На одну відкриту поверхню – 0,8 – 0,85; на дві відкриті поверхні – 0,90 – 0,95.

При проведенні промислових випробувань нових типів ВР і нових технологій ведення підривних робіт, КВШ встановлюють за посуванням вибою у певний період часу, що дорівнює 10 підриванням (циклом)

$$\eta = \frac{l_{від}}{n_{ц} \cdot l_{ш.ср}}, \quad (3.20)$$

де $l_{від}$ – відхід (посування) вибою виробки у заданий період часу (встановлюється маркшейдерськими вимірюваннями), м; $n_{ц}$ – кількість підривань за контрольний період; $l_{ш.ср}$ – середня глибина шпурів, м.

Глибина шпурів у нестійких породах визначається вимогами безпечного проведення робіт. На криволінійних ділянках – вимогами механічного порядку, що полягають в забезпеченні зниження впливу вибуху на кріплення виробок та недопущення збільшення площі перетину понад регламентованих БНіП норм. У разі, якщо виробка проводиться з заданими темпами проходки то глибина шпурів

$$l_{ш} = \frac{L}{k \cdot m \cdot n \cdot \eta}, \text{ м}, \quad (3.21)$$

де L – середньомісячні темпи проведення виробки, м/міс. (табл. 3.8); k – кількість робочих днів на місяць, діб; m – кількість робочих змін з проходки виробки на добу, змін; n – кількість циклів у зміну; η – коефіцієнт використання шпурів.

Таблиця 3.8

Середньомісячна нормативна швидкість проведення виробок

| Типи гірничих виробок | Швидкість виконання робіт, м/міс. |
|---|-----------------------------------|
| Стволи: | |
| - вертикальні | 55 |
| - похилі | 50 |
| - поглиблення вертикальних стволів | 25 |
| Приствольні двори та камери (на один вибій) і спряження виробок (на одне спряження) | 400 |
| Квершлагги та польові штреки | 70 |
| Горизонтальні виробки по корисній копалині (штреки, орти) | 110 |
| Похилі виробки, які проходять знизу вгору: | |
| - по корисній копалині | 95 |
| - польові | 70 |
| Похилі виробки, що проходять зверху донизу: | |
| - по корисній копалині | 80 |
| - польові | 60 |
| Капітальні рудоспуски та підняттеві | 45 |

Примітка: При проведенні горизонтальних і похилих виробок буропідривним способом без зведення кріплення нормативну швидкість, слід збільшувати на 30%. Допускається зменшувати нормативну швидкість:

- при зведенні монолітного бетонного або залізобетонного кріплення в горизонтальних і похилих виробках на 10%;

- при сильному капежі безперервними струменями в горизонтальних і похилих виробках на 15%;
- при проведенні виробок із зворотним склепінням, а також виробок з діючого горизонту на 20%;
- при проходці стволів у породах міцністю $f \geq 10$ – на 25%;
- при проведенні ділянок виробок, де прогнозують суфлярне виділення метану (водню), гірських ударів, викиди породи, вугілля і газу, прориви води, пливунів – на 30%.

Діаметр шпурів обирається залежно від діаметру обраного стандартного патрону ВР. При збільшенні діаметру шпуру зростає концентрація енергії вибуху та швидкість детонації, що підвищує ефективність підривних робіт: зменшується число шпурів, а отже, і витрата ВР, підвищується КВШ. Разом з тим, збільшення діаметрів шпурів призводить до погіршення контуру виробки, до зайвого руйнування породи за проектним контуром, а також до зниження швидкості буріння шпурів.

При електричному підриванні та розташуванні патрона-бойовика першим від устя шпуру згідно норм БНіП, діаметр шпуру повинен бути більше діаметра патрона ВР на 5 – 6 мм. На підставі узагальнення виробничого досвіду при проведенні гірничих виробок з площею поперечного перерізу понад 6 м² слід застосовувати ВР у патронах з діаметром 36 – 40 мм. У виробках, безпечних по газу та пилу, доцільно заряджати шпури з розрізанням патронів. У виробках з площею поперечного перерізу менше 6 м² потрібно застосовувати ВР у патронах з діаметром 32 – 36 мм. При проведенні вертикальних стволів найчастіше застосовують патрони ВР з діаметром 45 мм.

Тип бурильних і навантажувальних машин. Тип і кількість бурильних машин ухвалюється залежно від фізико-механічних властивостей гірських порід і поперечних розмірів виробки у світлі. Для проведення горизонтальних гірничих виробок перерізом < 7 м² і висотою ≤ 2,5 – 2,7 м, для буріння шпурів використовують переносні перфратори з пневматичними підтримками або переносні бурильні установки типу УПБ-1, УПБ-1Б і ЛКР-Т. Прибирання гірської маси здійснюється скреперними лебідками типу 17ЛС-2П, 30ЛС-2П, 55ЛС-2П або 17ЛС-2С, 30ЛС-2С з грибковими скреперами СГ-0,25, СГ-0,4, СГ-0,6 і СГ-1. Кількість перфраторів, що одночасно працюють у вибої, визначається з розрахунку не менш ніж на 2 м² в горизонтальних і похилих виробках. Кількість електросвердел на один вибій у горизонтальних і похилих виробках визначається з розрахунку 2 – 2,5 м² площі вибою на одне електросвердло. На кожні 3 робочі бурові машини рекомендується тримати одну резервну.

Для виробок перетином > 7 м², прохідницький комплекс складається з шахтної бурильної установки та навантажувальної машини. Вибір установки для буріння шпурів у горизонтальних і слабо похилих гірничих виробках повинен здійснюватися з урахуванням наступних основних положень:

- тип бурильної машини, що встановлена на установці, повинен відповідати коефіцієнту міцності порід у вибої;

- розміри зони буріння повинні бути більше або дорівнювати висоті та 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 шахтної бурильної установки

$$B_m = B - 2 \cdot t, \text{ м}, \quad (3.22)$$

де B – мінімальна ширина виробки, м; t – мінімальна ширина проходу для людей, згідно умови $\geq 0,7$ м.

Мінімальна висота установки бурильної шахтної у робочому положенні

$$H_m = H - (0,5 \dots 0,6), \text{ м}, \quad (3.23)$$

де H – мінімальна висота виробки, м.

Кількість бурових машин на шахтній бурильній установці, що працюють одночасно у вибої горизонтальних і похилих виробок визначається з розрахунку одна бурильна машина не менше ніж на 9 м^2 площі вибою. Визначивши мінімальні габарити установки, знаючи розміри зони буріння, найбільшу глибину шпурів і коефіцієнт міцності порід за технічними характеристиками вибирають шахтну бурильну установку.

При наявності у виробці рейкових шляхів для прибирання гірської маси намагаються застосувати вантажні машини періодичної (циклічної) дії в поєднанні з рудничними вагонетками типу ВГ або прохідницькими вагонами з донним конвеєром типу ВПК. Найбільша продуктивність в цьому випадку досягається коли у вибої відсутній обмін складів або навантажених вагонів на порожні та 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 формують 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 виконують 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, що залежать 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 фронту навантаження та ширини виробки за

підшоною допускається не більше ніж на 20%. Можливістю застосування вантажних машин періодичної дії на колісно-рейковому ході для навантаження гірничої маси використовують нерівність

$$\frac{\Phi}{B} \geq 0,8, \quad (3.24)$$

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 у привибійній зоні повинна збігатися з віссю тимчасового рейкового шляху для використання вантажною машиною всього фронту навантаження.

• міцність порід не впливає на вибір машини ковшового типу.

На вибір вантажних машин безперервної дії з парними лапами, що нагортають, значно впливає міцність і розміри гірничої маси. Висота 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-доставні машини поділяють на вантажно-транспортні та вантажно-доставні. При виборі цих машин враховують умови навантаження гірської маси, до яких відносяться гранулометричний склад гірської маси, щільність порід та вихід негабариту, розміри виробок, відстань транспортування, умови розвантаження у рудоспуски або транспортний засіб, можливість подавання свіжого повітря у достатній кількості для провітрювання, можливу продуктивність для транспортування гірської маси, конструктивні параметри та технічні показники машини. Вибір типорозміру вантажно-транспортної або вантажно-доставної машини здійснюється з урахуванням названих чинників і номенклатури існуючих машин. Прогресивною тенденцією при цьому є застосування найбільш потужних і вельми продуктивних машин. Однак це повинно стикуватися з існуючими або запроектованими площами поперечного перерізу гірничих виробок.

Максимальна ширина машини

$$B_m = B - a - b, \text{ м}, \quad (3.25)$$

де B – ширина виробки у світлі, по якій допускається пересування людей, м; a – ширина пішохідної доріжки, м; b – зазор між машиною та стінкою виробки, м,

або

$$B_m = B - 2b, \text{ м}, \quad (3.26)$$

де B – ширина виробки у світлі, де виключається можливість знаходження людей, крім обслуговуючого персоналу, м.

Максимальна висота машини

$$H_m = H - (0,8 \dots 1,1), \text{ м}, \quad (3.27)$$

де H – висота виробки у світлі, м.

Розрахунок загальної кількості ВР.

Загальна кількість ВР на вибій

$$Q = q \cdot V, \text{ кг}, \quad (3.28)$$

де q – питома витрата ВР, кг/м³; V – об’єм породи в масиві, що підривається, визначається за формулою:

$$V = S_{np} \cdot l_{ш}, \text{ м}^3,$$

де S_{np} – площа поперечного перетину виробки у проходці (начорно), м².

Найбільше поширення при визначенні питомої витрати ВР отримала формула професора Покровського Н.М., що є найбільш універсальною

$$q = q_1 \cdot e \cdot f_1 \cdot k_{зам}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.29)$$

де q_1 – нормальна питома витрата ВР

$$q_1 = 0,1f, \text{ кг/м}^3;$$

e – коефіцієнт працездатності ВР, що дорівнює $\frac{380}{P_{BP}}$ або $\frac{4316}{Q_{BP}}$;

f_1 – коефіцієнт, що враховує структуру породи (табл. 3.9); $k_{зам}$ – коефіцієнт затиску породи, при двох поверхнях відслонення, що дорівнює 1,2 – 1,5, за наявності однієї поверхні відслонення визначається за формулою:

$$k_{зам} = \frac{6,5}{\sqrt{S_{np}}}.$$

Таблиця 3.9

Коефіцієнт структури породи

| Характеристика структури породи | Коефіцієнт структури породи, f_1 |
|---------------------------------|------------------------------------|
| В’язкі, пористі | 2,0 |
| З дрібною тріщинуватістю | 1,3 |
| Сланцеві | 1,3 |
| Крихкі | 1,1 |
| Щільні дрібно шаруваті | 0,8 |

Вибір типу врубу.

Для досягнення потрібного просування вибою за цикл в горизонтальних та похилих виробках, площа врубової частини вибою, що обмежена допоміжними шпурами, повинна бути не менше поданої в табл. 3.10.

Таблиця 3.10

Площа врубової частини

| Відхід вибою за цикл, $l_{від}$, м | < 1 | 1 – 2 | 2 – 3 | 3 – 4 | 4 – 5 |
|---|------|-------|-------|-------|-------|
| Площа врубової частини, $S_{вр}$, м ² | 0,45 | 0,85 | 1,25 | 1,6 | 1,95 |

При цьому керуються тим, що ухвалена величина уповільнення вибуху наступної групи зарядів дозволяє винести з порожнини зруйновану породу в такій мірі, що це забезпечує безперешкодне руйнування масиву при черговому вибуху.

Розрахунок кількості шпурів на вибій.

Виробки трапецієвидної форми.

Периметр виробки у проходці (начорно)

$$P = B_k + B_{np} + \frac{2 \cdot H_{np}}{\sin \alpha}, \text{ м}, \quad (3.30)$$

де B_k – ширина покрівлі виробки у проходці (начорно), м; B_{np} – ширина підосви виробки у проходці (начорно), м; H_{np} – висота виробки у проходці (начорно), м; α – кут нахилу боків виробки, град.

Площа поперечного перерізу виробки у проходці (начорно)

$$S_{np} = 0,5 \cdot (B_k + B_{np}) \cdot H_{np}, \text{ м}^2. \quad (3.31)$$

Площа контурних шпурів

$$S_k = S_{np} - 0,5 \cdot (B_k - 2(\Delta_o + W_k) + B_{np} - 2(\Delta_o + W_k)) \times (H_{np} - 2(\Delta_o + W_k)), \text{ м}^2, \quad (3.32)$$

де Δ_o – відстань від контуру виробки до контурних шпурів, що дорівнює 0,15 – 0,25 м; W_k – відстань від лінії контурних шпурів до відслоненої поверхні, яка утворюється відбійними шпурами, що дорівнює $0,5 W_{від}$.

Площа вибою для відбійних шпурів

$$S_{від} = S_{np} - (S_{вр} + S_k), \text{ м}^2, \quad (3.33)$$

де $S_{вр}$ – площа врубу, м².

Кількість відбійних шпурів

$$N_{від} = \frac{1,27 \cdot q \cdot S_{від}}{\Delta \cdot d^2 \cdot k_{зан}}, \text{ шт.}, \quad (3.34)$$

де q – питома витрата ВР, кг/м³; Δ – щільність ВР у шпурі або патроні, кг/м³; d – діаметр шпуру або патрону ВР, м; $k_{зан}$ – коефіцієнт заповнення шпуру подано в табл. 3.11.

Таблиця 3.11

Коефіцієнт заповнення шпуру

| Діаметр патрона ВР, мм | Коефіцієнт заповнення шпуру, $k_{зан}$ | |
|------------------------|--|---------------|
| | $f = 3 - 9$ | $f = 10 - 20$ |
| 24, 28 | 0,35 – 0,70 | 0,75 – 0,85 |
| 32, 36, 38 | 0,30 – 0,60 | 0,60 – 0,85 |
| 40, 42 | 0,30 – 0,50 | 0,50 – 0,75 |
| 45 | 0,35 – 0,45 | 0,45 – 0,50 |

Отримана кількість відбійних шпурів повинна бути проаналізована. Велика їх кількість призводить до збільшення трудомісткості та тривалості бурових робіт, що знижує швидкість проведення виробки. Навпаки невелика кількість шпурів призводить до поганого подрібнення породи, що ускладнює її вантаження та транспортування. Досвід виконання підривних робіт при проведенні виробок дозволив встановити, що оптимальною є така кількість

відбійних шпурів, при якій на 1 м² площі вибою, яку висаджують ці шпури, приходиться 1 – 2 шпуру. Велика кількість шпурів вказує на те, що був невдало обраний тип ВР (недостатньої потужності) і занижений діаметр заряду. В цьому випадку необхідно обрати інший найбільш потужний тип ВР, збільшити діаметр заряду та виконати перерахунок кількості шпурів.

Площа вибою, що припадає на один відбійний шпур

$$S_{від.ш} = \frac{S_{від}}{N_{від}}, \text{ м}^2. \quad (3.35)$$

ЛНО відбійних шпурів

$$W_{від.ш} = \sqrt{S_{від.ш}}, \text{ м}. \quad (3.36)$$

Відстань між відбійними шпурами у ряду

$$a_{від} = m \cdot W_{від}, \text{ м}, \quad (3.37)$$

де m – коефіцієнт зближення зарядів, що дорівнює 0,8 – 1,3, менше значення коефіцієнту приймають для міцних порід.

Кількість шпурів у підшви

$$N_n = \frac{B_{np} - 2 \cdot (\Delta_o \cdot (1 + \text{ctg} \alpha))}{a_n} + 1, \text{ шт.}, \quad (3.38)$$

де a_n – відстань між шпурами підшви, що дорівнює $0,75 W_{від}$.

Фактична відстань між шпурами у підшви

$$a_n = \frac{B_{np} - 2 \cdot (\Delta_o \cdot (1 + \text{ctg} \alpha))}{N_n - 1}, \text{ м}. \quad (3.39)$$

Кількість шпурів з боків

$$N_{\delta} = \frac{2}{a_{\delta}} \cdot \left(\frac{H_{np}}{\sin \alpha} - 2 \cdot \Delta_o \right) - 2, \text{ шт.}, \quad (3.40)$$

де a_{δ} – відстань між шпурами з боків, що дорівнює $0,95 W_{від}$.

Фактична відстань між шпурами з боків

$$a_{\delta} = \frac{2}{N_{\delta}} \cdot \left(\frac{H_{np}}{\sin \alpha} - 2 \cdot \Delta_o \right), \text{ шт.} \quad (3.41)$$

Кількість шпурів покрівлі

$$N_{нок} = \frac{B_{\kappa} - 2 \cdot (\Delta_o \cdot (1 - \text{ctg} \alpha))}{a_{нок}} + 1, \text{ шт.}, \quad (3.42)$$

де $a_{нок}$ – відстань між шпурами покрівлі, що дорівнює $0,85 W_{від}$.

Фактична відстань між шпурами у підшви

$$a_{нок} = \frac{B_{np} - 2 \cdot (\Delta_o \cdot (1 - \text{ctg} \alpha))}{N_{нок} - 1}, \text{ м}. \quad (3.43)$$

Загальна кількість шпурів на вибій виробки

$$N = N_{ер} + N_{від} + N_n + N_{\delta} + N_{нок}, \text{ шт.}, \quad (3.44)$$

де $N_{ер}$ – кількість врубових шпурів, шт.

При складанні паспорту БПР у процесі його уточнення допускається

збільшення загальної кількості шпурів у вибої (без урахування шпурів для утворення водовідливної канавки) не більш ніж на 10%, а у виробках перерізом до 5 м² не більш ніж на 4 шпури.

Виробки аркової форми.

Периметр виробки у проходці (начорно)

$$P = 2 \cdot (h + R_{np}) + \pi R, \text{ м}, \quad (3.45)$$

де h – висота прямолінійної частини боку виробки у проходці (начорно), м;

R_{np} – радіус осьової дуги виробки у проходці (начорно), м.

Площа поперечного перерізу виробки у проходці (начорно)

$$S_{np} = 2 \cdot h \cdot R_{np} + \frac{\pi \cdot R_{np}^2}{2}, \text{ м}^2. \quad (3.46)$$

Площа контурних шпурів

$$S_k = S_{np} - \left(2 \cdot (h - \Delta_o - W_k) \cdot (R_{np} - \Delta_o - W_k) + \frac{\pi \cdot (R_{np} - \Delta_o - W_k)^2}{2} \right), \text{ м}^2. \quad (3.47)$$

Площа вибою для відбійних шпурів визначається за формулою (3.33).

Кількість відбійних шпурів визначається за формулою (3.34).

Кількість шпурів у підшви

$$N_n = \frac{2 \cdot (R_{np} - \Delta_o)}{a_n} + 1, \text{ шт.} \quad (3.48)$$

Фактична відстань між шпурами у підшви

$$a_n = \frac{2 \cdot (R_{np} - \Delta_o)}{N_n - 1}, \text{ м.} \quad (3.49)$$

Кількість шпурів з однієї прямолінійної частини боку

$$n_{\delta} = \frac{h - \Delta_o}{a_{\delta}} - 1, \text{ шт.} \quad (3.50)$$

Фактична відстань між шпурами з однієї прямолінійної частини боку

$$a_{\delta} = \frac{h - \Delta_o}{n_{\delta} + 1}, \text{ шт.} \quad (3.51)$$

Кількість шпурів з боків виробки

$$N_{\delta} = 2 \cdot n_{\delta}, \text{ шт.} \quad (3.52)$$

Кількість шпурів у покрівлі

$$N_{нок} = \frac{\pi \cdot (R_{np} - \Delta_o)}{a_{нок}} + 1, \text{ шт.}, \quad (3.53)$$

Фактична відстань між шпурами у покрівлі

$$a_{нок} = \frac{\pi \cdot (R_{np} - \Delta_o)}{N_{нок} - 1}, \text{ м.} \quad (3.54)$$

Загальна кількість шпурів на вибій виробки визначається за формулою (3.44).

Виробки прямокутно-склепінчастої форми.

Периметр виробки у проходці (начорно)

$$P = 2 \cdot \left(H_{np} - \frac{B_{np}}{3} \right) + 2,33 \cdot B_{np}, \text{ м}, \quad (3.55)$$

де H_{np} – висота виробки у проходці (начорно), м; B_{np} – ширина виробки у проходці (начорно), м.

Площа поперечного перерізу виробки у проходці (начорно)

$$S_{np} = B_{np} \cdot \left(H_{np} - \frac{B_{np}}{3} + 0,26 \cdot B_{np} \right), \text{ м}^2. \quad (3.56)$$

Площа контурних шпурів

$$S_k = S_{np} - (B_{np} - 2(\Delta_o + W_k)) \times \left(\left(H_{np} - 2(\Delta_o + W_k) \right) - \frac{B_{np} - 2(\Delta_o + W_k)}{3} + 0,26 \cdot (B_{np} - 2(\Delta_o + W_k)) \right), \text{ м}^2. \quad (3.57)$$

Площа вибою для відбійних шпурів визначається за формулою (3.33).

Кількість відбійних шпурів визначається за формулою (3.34).

Кількість шпурів у підшві

$$N_n = \frac{B_{np} - 2 \cdot \Delta_o}{a_n} + 1, \text{ шт.} \quad (3.58)$$

Фактична відстань між шпурами у підшві

$$a_n = \frac{B_{np} - 2 \cdot \Delta_o}{N_n - 1}, \text{ м.} \quad (3.59)$$

Кількість шпурів з однієї прямолінійної частини боку

$$n_o = \frac{H_{np} - \frac{B_{np}}{3} - \Delta_o}{a_o} - 1, \text{ шт.}, \quad (3.60)$$

Фактична відстань між шпурами з однієї прямолінійної частини боку

$$a_o = \frac{H_{np} - \frac{B_{np}}{3} - \Delta_o}{n_o + 1}, \text{ шт.} \quad (3.61)$$

Кількість шпурів з боків виробки визначається за формулою (3.52).

Кількість шпурів у покрівлі

$$N_{нок} = \frac{1,33 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)}{a_{нок}} + 1, \text{ шт.}, \quad (3.62)$$

Фактична відстань між шпурами покрівлі

$$a_{нок} = \frac{1,33 \cdot (B_{np} - 2 \cdot \Delta_o)}{N_{нок} - 1}, \text{ м.} \quad (3.63)$$

Загальна кількість шпурів на вибій виробки визначається за формулою (3.44).

Розташування шпурів у вибої виробки.

Побудова схеми розташування шпурів виконується у фронтальній, горизонтальній та профільній проекціях площі вибою. Врубіві, відбійні та контурні шпури розташовують у вибої виробки згідно розрахункової схеми, що подано на рис. 3.9. Розташування шпурів у вибої виробки починають з розміщення врубових шпурів. При використанні самохідного гірничого обладнання врубові шпури розміщують у центрі виробки. Для зменшення розлітання породи з врубової частини сам вруб переміщують до підосви виробки. Нижня межа розміщення врубу дорівнює ЛНО $W_{від}$, яку відкладено від підосви виробки. Далі від контуру виробки на відстані Δ_o вибудовують контур для розміщення контурних шпурів.

Контурні шпури у підосві розміщують у наступній послідовності. Лінію розміщення шпурів підосви розташовують на відстані ЛНО $W_{від}$ від підосви виробки. Спочатку розміщують по одному шпуру у кутах лінії шпурів підосви, потім від них на цій же лінії у напрямку центра вибою відкладають інші шпури підосви через фактичну відстань між ними. Контурні шпури з боків відкладають від шпурів, що розташовані у нижніх кутах лінії шпурів підосви. Контурні шпури покрівлі розміщують у наступній послідовності. Спочатку розміщують по одному шпуру у кутах лінії шпурів покрівлі, потім від них на цій же лінії у напрямку центра вибою відкладають інші шпури покрівлі через фактичну відстань між ними.

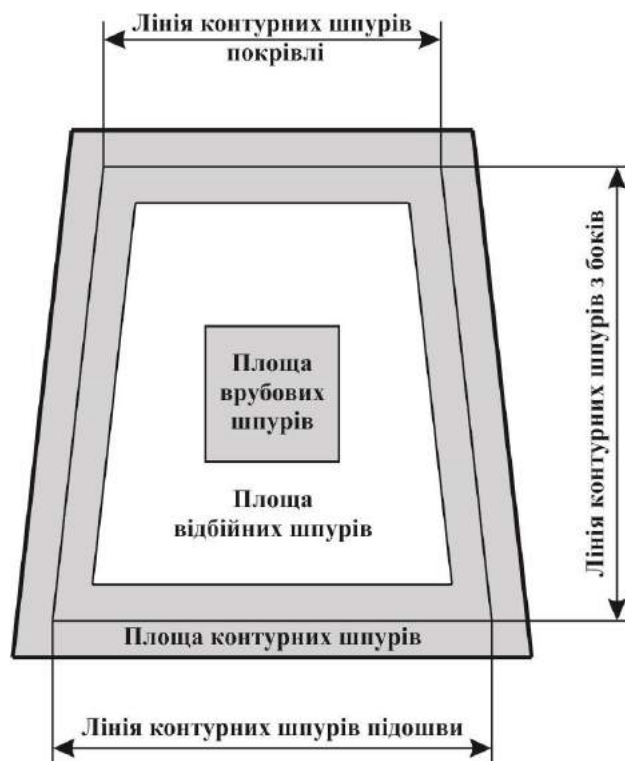


Рис. 3.9. Схема розташування шпурів у вибої виробки

Відбійні шпури можуть розташовуватися за двома схемами, а саме у вузлах квадратної сітки або на лініях відбійних контурів, які проводяться

поблизу врубу паралельно контуру врубу, а поблизу контуру виробки – паралельно останньому. При цьому потрібно дотримуватися плавного переходу від одного виду контуру до іншого. У першому випадку кількість горизонтальних і вертикальних рядів шпурів може не дорівнювати цілому числу. Тоді необхідно зменшити або збільшити відстань ЛНО між шпурами по горизонталі або по вертикалі.

Розрахунок заряду ВР на шпур.

Величина заряду на шпур зазвичай встановлюється дослідним шляхом для конкретних гірничо-геологічних умов. Орієнтовний обсяг одиночного шпурового заряду

$$Q_{ш} = \frac{Q}{N}, \text{ кг.} \quad (3.64)$$

Рекомендовану величину заряду ВР у врубових шпурах використовують на 10 – 20% більше від величини заряду на один шпур, у контурних шпурах на 5 – 10% менше. У кутових шпурах підосви обсяг заряду використовують на 20% більше від величини заряду ВР у контурних шпурах.

Величина заряду врубового шпуру

$$Q_{вр} = (1,1 \dots 1,2) \cdot Q_{ш}, \text{ кг.} \quad (3.65)$$

Величина заряду контурного шпуру

$$Q_{кон} = (0,9 \dots 0,95) \cdot Q_{ш}, \text{ кг.} \quad (3.66)$$

Величина заряду кутового шпуру підосви

$$Q_{куш} = 1,2 \cdot Q_{кон}, \text{ кг.} \quad (3.67)$$

Величина заряду відбійного шпуру

$$Q_{від} = \frac{Q - N_{вр} \cdot Q_{вр} - (N_{кон} - 2) \cdot Q_{кон} - 2 \cdot Q_{куш}}{N_{від}}, \text{ кг, або } Q_{від} = Q_{ш}, \text{ кг,} \quad (3.68)$$

де $N_{кон}$ – загальна кількість контурних шпурів, шт.

Величина заряду ВР для влаштування водовідливної канавки

$$Q_{вк} = \frac{S_{вк} \cdot q \cdot l_{вк}}{n_{вк}}, \text{ кг,} \quad (3.69)$$

де $S_{вк}$ – площа поперечного перерізу водовідливної канавки, м²; $l_{вк}$ – середня глибина шпуру водовідливної канавки, м; $n_{вк}$ – кількість шпурів для проведення водовідливної канавки, шт.

Отримана орієнтовна величина одиночного заряду перераховується до ближньої цілої кількості патронів ВР. Розраховані величини зарядів ВР перевіряють на дотримання вимог за величиною забивки:

– при заряджанні патронованими ВР

$$l_3 = l_{ш} - n_n \cdot l_n \geq l_{\min}, \text{ м;} \quad (3.70)$$

– при заряджанні розсипними або емульсійними ВР

$$l_3 = l_{ш} - \frac{Q_{ш}}{q_l} \geq l_{\min}, \text{ м,} \quad (3.71)$$

де l_3 – розрахункова довжина забивки, м; $l_{ш}$ – довжина шпуру, м; n_n – кількість патронів ВР, шт.; l_n – довжина патрону ВР, м; q_l – лінійна

щільність розсипної або емульсійної ВР, кг/м; l_{\min} – мінімальна довжина забивки, м, що дорівнює $\geq 0,5$ м, виходячи з умов ефективності ведення підричних робіт, довжину забивки у шпурах рекомендується приймати не менше довжини заряду ВР.

Розрахунок загальної кількості ВР на вибій.

Загальна кількість ВР на цикл визначається шляхом помноженням прийнятої величини заряду одного шпуру на розрахункову кількість шпурів даного типу на вибій, отримане графічним методом

$$Q_{\text{заг}} = Q_{\text{вр}} \cdot N_{\text{вр}} + Q_{\text{від}} \cdot N_{\text{від}} + Q_{\text{кон}} \cdot (N_{\text{кон}} - 2) + 2 \cdot Q_{\text{китп}}, \text{ кг.} \quad (3.72)$$

Загальна кількість ВР на цикл з урахуванням зарядів у шпурах для утворення водовідливної канавки

$$Q = Q_{\text{заг}} + Q_{\text{вк}} \cdot n_{\text{вк}}, \text{ кг.} \quad (3.73)$$

Вибір конструкції заряду ВР у шпурі і типу забивки виконується згідно діючих правил безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення (НПАОП 0.00-1.66-13).

Визначення оптимального часу уповільнення і вибір засобів ініціювання.

Інтервал уповільнення між підриванням окремих груп зарядів при короткоуповільненому підриванні

$$t = \frac{31,5}{\sqrt[4]{1,3 \cdot f}} \cdot W_{\text{від}} - 6 \cdot \sqrt[4]{1,3 \cdot f} + 9,6, \text{ мс.} \quad (3.74)$$

У групи об'єднують шпури, що дозволяють послідовно (шарами) вести відбивання гірської породи на врубову порожнину. Контурні шпури підривають одночасно, після підривання відбійних. За отриманим часом уповільнення підбирають ЕД або капсулі детонатори НСІ таким чином, щоб забезпечити підривання з максимальним числом ступенів і сумарним часом уповільнення.

Розрахунок підривної мережі.

Розрахунок електропідривної мережі виконується у наступній послідовності. Визначають схему з'єднання ЕД, тип підривного приладу та проводів, розраховується загальний опір електропідривної мережі, розраховується величина постійного (змінного) струму в електропідривної мережі. Якщо отримані значення струму, що буде протікати по електропідривної мережі задовольняє умові безвідмовного підривання ЕД, то дану схему приймають, в іншому випадку проводиться її коригування або оберають підричний прилад іншого типу з більш високою напругою висадження зарядів.

Мінімальний поперечний переріз застосовуваних проводів: магістральних – $0,75 \text{ мм}^2$, з'єднувальних – $0,5 \text{ мм}^2$, проводів ЕД – $0,2 \text{ мм}^2$.

Загальний опір електропідривної мережі:

– при послідовному з'єднанні ЕД

$$R_{\text{заг}} = 2 \cdot l_{\text{м}} \cdot \rho_{\text{м}} + L_{\text{з}} \cdot \rho_{\text{з}} + r_{\text{ед}} \cdot N, \text{ Ом;} \quad (3.75)$$

– при послідовно-паралельному з'єднанні ЕД

$$R_{\text{заг}} = 2 \cdot l_{\text{м}} \cdot \rho_{\text{м}} + L_{\text{з}} \cdot \rho_{\text{з}} + \frac{r_{\text{ед}} \cdot n}{m}, \text{ Ом;} \quad (3.76)$$

– при паралельно-ступінчатому з'єднанні ЕД

$$R_{заг} = 2 \cdot l_m \cdot \rho_m + L_3 \cdot \rho_3 + \frac{r_{ед}}{n}, \text{ Ом}, \quad (3.77)$$

де l_m – довжина магістральних проводів ухвалюють як відстань від місця підривання до місця укриття підричника, м; ρ_m – питомий опір магістральних проводів знаходиться в межах 0,037 – 0,05 Ом/м; L_3 – сумарна довжина з'єднувальних проводів, оберається після розрахунку 4 м з'єднувальних проводів на один детонатор, м; ρ_3 – питомий опір з'єднувальних проводів, що дорівнює 0,093 Ом/м; $r_{ед}$ – середній опір одного електродетонатора, що дорівнює 1,8 – 3 Ом; N – загальна кількість ЕД у мережі, шт.; n – кількість ЕД у одній гілці або секції, шт.; m – кількість паралельних гілок у послідовно-паралельній мережі, шт.

Величина постійного струму

$$I_{пост} = \frac{U}{R_{заг}}, \text{ А}, \quad (3.78)$$

де U – напруга конденсатора-накопичувача підривного прибору, В.

Величина перемінного струму

$$I_{пер} = \frac{U}{2 \cdot R_{заг}}, \text{ А}. \quad (3.79)$$

Перевірка величини струму в електропідривній мережі проводиться за умовою безвідмовного підривання ЕД

$$I \geq I_{без}, \text{ А}, \quad (3.80)$$

де $I_{без}$ – величина струму безвідмовного групового підривання ЕД, А. При підриванні постійним струмом необхідно забезпечити надходження величини струму до кожного електродетонатора силою не менше ніж 1 А при числі ЕД до 100 шт., і не менше ніж 1,3 А при числі ЕД – до 300 шт. При підриванні змінним струмом його сила для кожного ЕД повинна становити не менше 2,5 А.

Необхідні запобіжні заходи, місця укриття і розстановки постів охорони виконується згідно діючих правил безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення (НПАОП 0.00-1.66-13).

Розрахунок часу провітрювання вибою.

Кількість повітря, що подається у кожний вибій, де проводяться підривні роботи, повинна бути такою, щоб перед допуском робітників до вибою вміст отруйних продуктів вибуху, що виникли під час підривання, був меншим ніж 0,008% за об'ємом у перерахунку на умовний окис вуглецю. Такого вмісту отруйних продуктів вибуху потрібно досягати не більше ніж за 30 хвилин.

Заповнення паспорту буропідривних робіт.

За результатами проведених розрахунків проводиться не менше трьох пробних підривань, що уточнюють параметри паспорту БПР. Результати пробних підривань оформляють актом, підписаним членами комісії, які проводили пробні підривання. На підставі акту складається паспорт БПР.

3.1.3.6. Розрахунок буропідривних робіт при контурному підриванні зарядів

При буропідривному способі проведення виробок має місце ряд негативних явищ, у тому числі інтенсивне тріщиноутворення у приконтурних породах від вибуху зарядів ВР, що знижує міцність породи і тому збільшує навантаження на кріплення; недостатньо гладкий контур виробки та значні перебори перетину, що збільшує витрати на проведення і кріплення виробки та знижує темпи її спорудження.

Тому в деяких випадках застосовують так зване контурне чи гладке підривання. *Контурне підривання* – це такий спосіб, що забезпечує точне оконтурення стінок виробки та мінімальне тріщиноутворення у приконтурному породному масиві. Застосовується в гірничій справі при проведенні виробок, а також в гідротехнічному і транспортному будівництві при спорудженні тунелів, камер у скельних породах. Для здійснення контурного висадження необхідно зменшити в 2 – 4 рази концентрацію енергії вибуху в шпурах, що оконтурюють, зменшити щільність заряджання шпурів та більш точно дотримуватися параметрів розташування контурних шпурів. Зменшення концентрації енергії ВР на один погонний метр контурного шпуру досягається застосуванням звичайних ВР у патронах зменшеного діаметра, застосуванням ВР із малою працездатністю в патронах звичайного діаметра, розосередженням зарядів ВР.

Розрізняють попереднє та послідовне контурне підривання. При попередньому контурному підриванні спочатку підривають заряди ВР в контурних шпурах, а далі у певній послідовності (залежно від схеми підривання) решту шпурів, розташованих по всьому перетину виробки. При великих перетинах виробок або широких камерах, заряди в контурних шпурах підривають до буріння інших шпурів. При цьому за периметром виробки утворюється щілина, яка оберігає від порушення суцільності навколишній масив при подальшому відпрацюванні оконтуреного об'єму. При послідовному контурному підриванні заряди ВР у шпурах, що розташовані по контуру, підривають після вибуху врубових і відбійних шпурів з уповільненням не менше 25 мс.

При контурному підриванні застосовують 3 конструкції заряду: з радіальним, осьовим і радіально-осьовим зазором. При радіальній конструкції заряду в шпурах діаметром 42 – 44 мм застосовується ВР в патронах малого діаметру – 21 – 24 мм. При осьовій конструкції використовується ВР в патронах діаметром 32 – 36 мм, а при радіально-осьовій – застосовується ВР великої працездатності, але з малим діаметром патрона. Якість оконтурювання підвищується, якщо поряд з патроном-бойовиком розташовується патрон ВР діаметром 36 мм. У зарядах з осьовими та радіально-осьовим зазорами прокладають ДШ.

Перед початком робіт з проведення виробки контурним підриванням, повинен бути розроблений і скоректований паспорт БПР. Розрахунок параметрів БПР ведеться у послідовності відповідно до виробок з однорідним вибоєм. Вихідними даними для розробки паспорта БПР на контурне підривання можна використовувати діючий паспорт для звичайного методу ведення БПР

для цієї виробки з внесенням до нього скоригованих даних для шпурів контурного ряду. Питома витрата ВР контурних шпурів, визначається за формулою професора Протодьяконова М.М.

$$q_k = 0,15 \cdot \sqrt{f} \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{P} \right) \cdot e, \text{ кг/м}^3, \quad (3.81)$$

де P – периметр виробки в проходці, не рахуючи ширини у підосві, якщо там не застосовують контурного висадження

Маса заряду ВР у контурному шпуру

$$Q_{ш.к} = l_{ш} \cdot k_{зан.к} \cdot \gamma_k, \text{ кг}, \quad (3.82)$$

де $k_{зан.к}$ – коефіцієнт заповнення шпуру контурного ряду, що знаходиться у межах 0,6 – 0,7; γ_k – маса 1 м заряду ВР контурного шпуру

$$\gamma_k = \frac{\pi \cdot d_n^2}{4} \cdot \Delta, \text{ кг/м}, \quad (3.83)$$

де d_n – діаметр патронів ВР у шпурах контурного ряду, м; Δ – щільність ВР у патроні, кг/м³.

Розрахована маса заряду ВР у шпурі контурного ряду уточнюється округленням до цілої кількості патронів ВР. Глибина шпурів при переході на контурне підривання залишається відповідною глибини, ухваленій для данної виробки при звичайному підриванні.

Відстань між контурними шпурами

$$a_k = \sqrt{\frac{k_{зан.к} \cdot \gamma_k \cdot m}{q_k}}, \text{ м}, \quad (3.84)$$

де m – коефіцієнт зближення зарядів, що знаходиться у межах 0,6 – 0,8.

ЛНО контурних шпурів

$$W_k = \sqrt{\frac{k_{зан.к} \cdot \gamma_k}{q_k \cdot m}}, \text{ м}. \quad (3.85)$$

Отримані значення відстані між контурними шпурами та ЛНО контурних шпурів округляють до найближчого числа, щ є кратним 0,05 м.

Кількість шпурів у контурному ряді

$$N_k = \frac{P}{a_k} + 1, \text{ шт.} \quad (3.86)$$

Фактична відстань між контурними шпурами в ряду

$$a_k = \frac{P}{N_k - 1}, \text{ шт.} \quad (3.87)$$

3.1.3.7. Технологічні схеми проведення горизонтальних виробок

Технологічні схеми проведення виробок є схеми розстановки вибійного обладнання у виробках відповідно до графіку організації робіт і відображають порядок виконання основних робочих процесів у вибої виробки. **Технологічною схемою проведення виробки** називається певний порядок, що пов'язаний у просторі та часі виконання робочих процесів, засоби їх механізації

і відповідно до цього порядок розміщення обладнання. Характер технологічних схем, їх зміст виражається шляхом опису і графічного зображення технології проведення виробки. Основою технологічної схеми, є той чи інший комплекс основного прохідницького обладнання.

Проведення підготовчих виробіток при видобуванні марганцевих руд здійснюють за допомогою прохідницького комплексу, до складу якого входить комбайн КДР-5 або КДР-6 та вибійний секційний стрічковий конвеєр типу КЗЛС. Технологічну схему проведення підготовчих виробіток при видобування марганцевих руд подано на рис. 3.10.

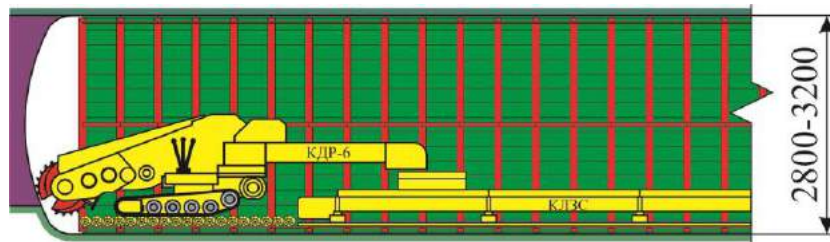


Рис. 3.10. Технологічна схема проведення підготовчих виробіток при видобуванні марганцевих руд

При розробці калійних руд для проведення підготовчих виробіток використовують прохідницький комплекс, до складу якого входить комбайн ПК-8МА и самохідний вагон 5ВС15М, а також для перевантаження гірської маси від комбайну до самохідного вагону використовують бункер-перевантажувач типу БП-14МА. Технологічну схему проведення підготовчих виробіток при видобуванні калійних руд подано на рис. 3.11.

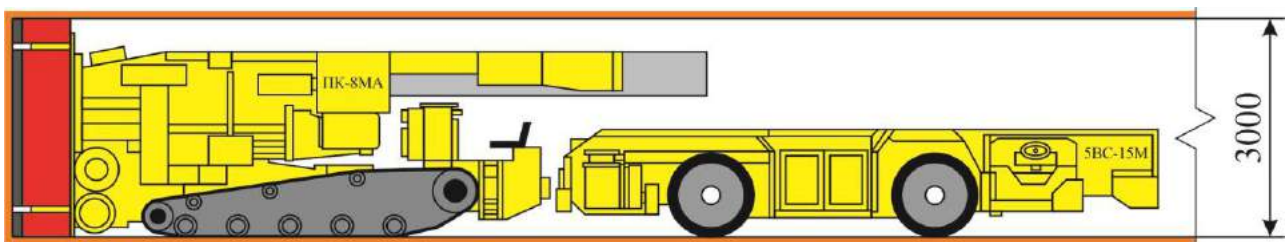


Рис. 3.11. Технологічна схема проведення підготовчих виробіток при видобуванні калійних руд

Технологічну схему проведення підготовчих і нарізних виробіток площею поперечного перетину $< 7 \text{ м}^2$ подано на рис. 3.12. Буріння шпурів у вибою виробки виконують переносними перфораторами типу ПП, а навантаження гірської маси здійснюють скреперною лебідкою 30ЛС-2С до рудоспуску або до виробки де навантажувальною машиною гірську масу завантажують у транспортні засоби. Також цей прохідницький комплекс застосовують для проведення збійок і ходків різного призначення – вентиляційних, закладних, бурових, ходових тощо.

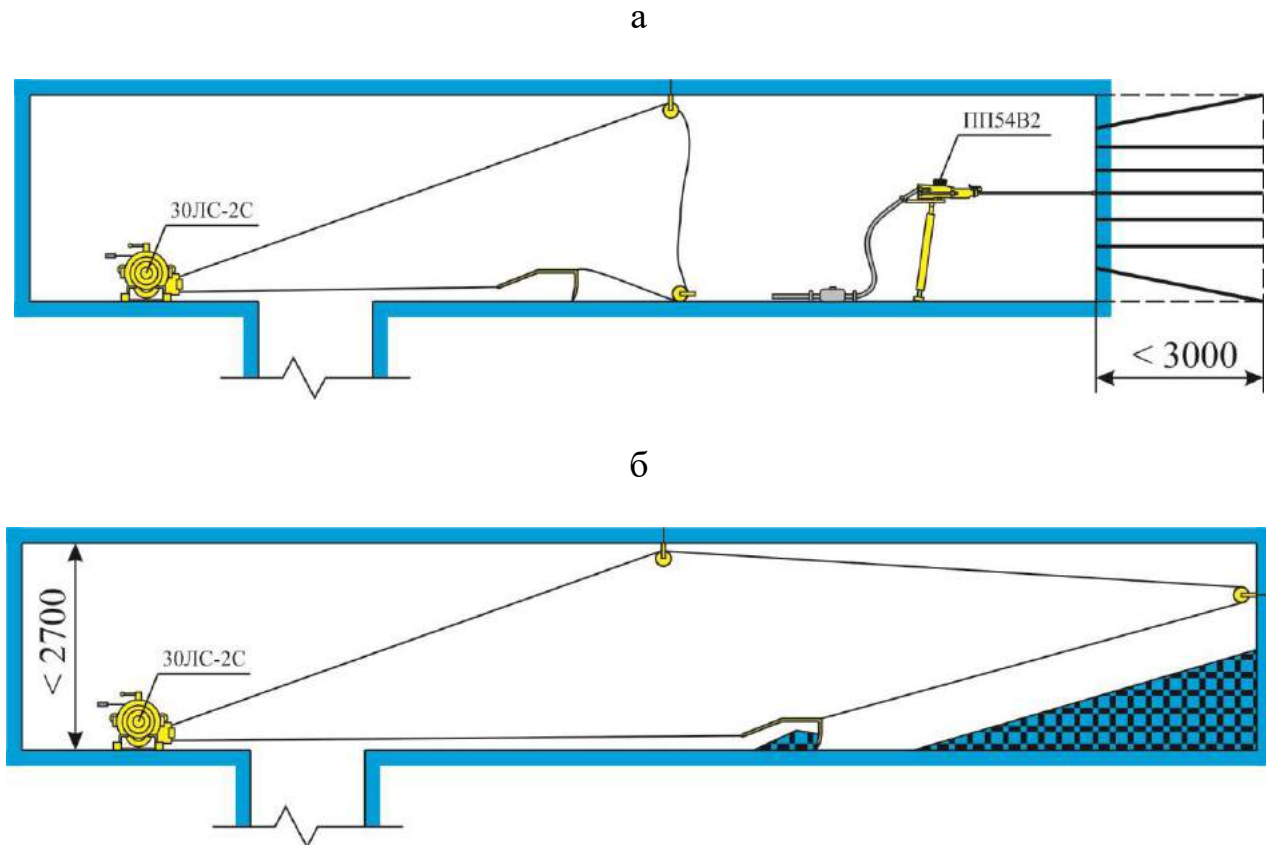


Рис. 3.12. Технологічна схема проведення виробок площею перетину $< 7 \text{ m}^2$: а – буріння шпурів у вибої виробки переносним перфоратором ПП54В2; б – навантаження гірської маси скреперною лебідкою 30ЛС-2С

Для проведення підготовчих і нарізних виробок, в яких є рейковий шлях і які мають площу поперечного перетину $7 - 12 \text{ m}^2$ найбільшого поширення набув прохідницький комплекс, до складу якого входить шахтна бурильна установка УБШ-207 і навантажувальна машина періодичної дії ППН-3А. Технологічна схема проведення таких виробок подана на рис. 3.13. Для буріння шпурів у вибої використовують шахтну бурильну установку УБШ-207, після чого заряджають шпури ВР і підривають заряди. Потім гірську масу навантажують у вагонетки ВГ-4А за допомогою навантажувальної машини типу ППН-3А. При проведенні підповерхових виробок, в яких є рейковий шлях для транспортування гірської маси, замість вагонеток ВГ-4А можуть застосовувати прохідницькі вагонетки типу ВПК, які обладнані донним конвеєром. Вони після навантаження транспортують гірську масу до підняття для її розвантаження та перепуску на горизонт, що розташований нижче.

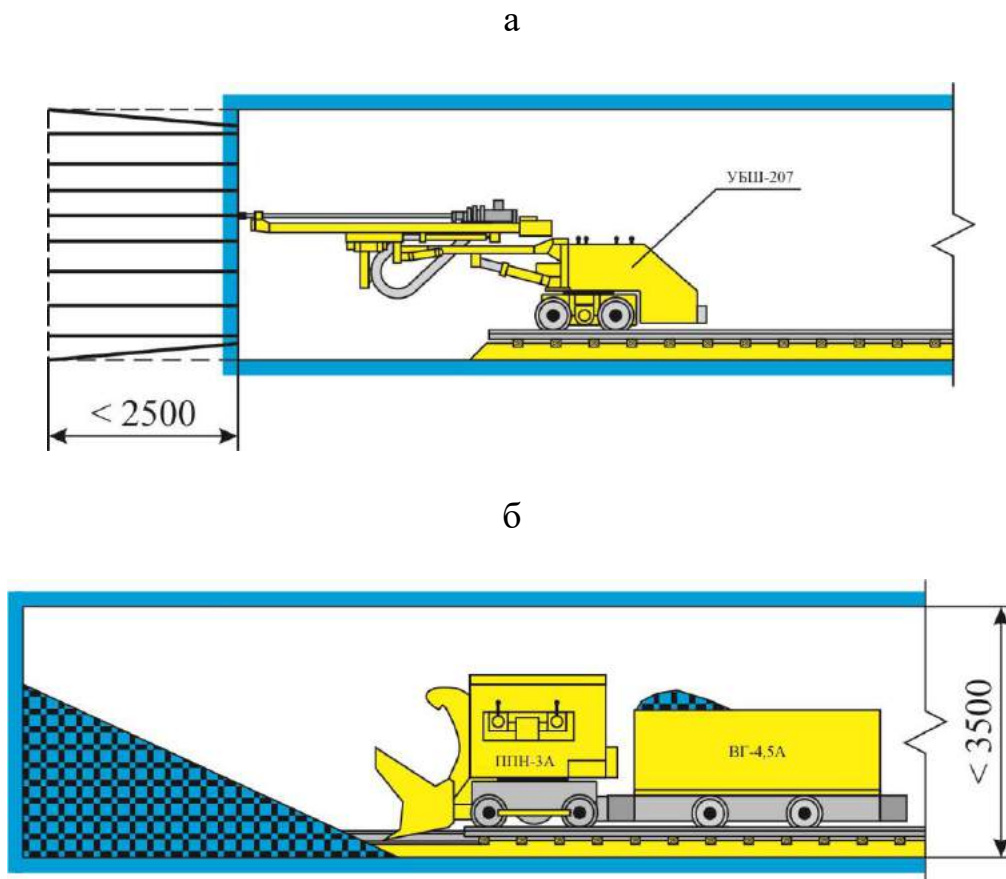
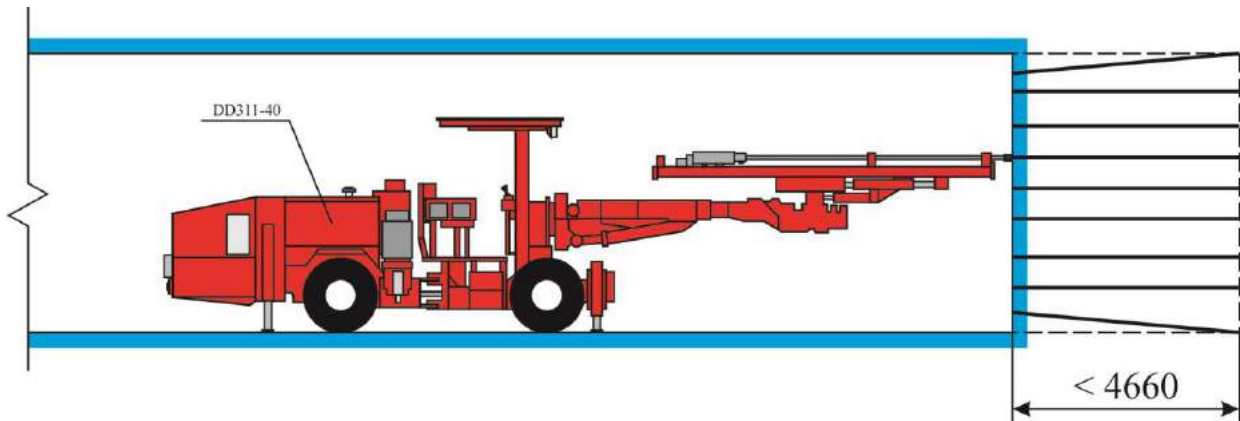


Рис. 3.13. Технологічна схема проведення виробок площею перетину 7 – 12 м²: а – буріння шпурів у вибої виробки шахтною бурильною установкою УБШ-207; б – навантаження гірської маси навантажувальною машиною ППН-3А

Останнім часом найбільшого поширення набули прохідницькі комплекси, до складу яких входить високопродуктивне самохідне гірничо-прохідницьке обладнання. При проведенні виробок використовують прохідницький комплекс, до складу якого входять бурильна установка типу DD і вантажно-доставна машина типу LH виробництва компанії Sanvik (Фінляндія). Одна з технологічних схем проведення виробок поперечним перетином 9 – 40 м² подана на рис. 3.14. Для буріння шпурів у вибої виробки використовують бурильну установку DD311-40, після чого виконують заряджання та підривання шпурів. Потім відбиту гірську масу прибирають за допомогою вантажно-доставною машиною LH409E, яка доставляє її до транспортних засобів або до підняттявого.

а



б

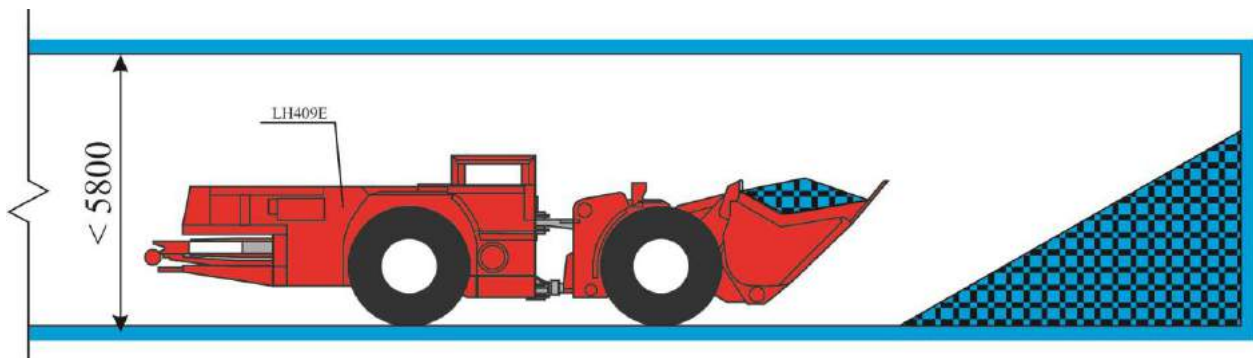
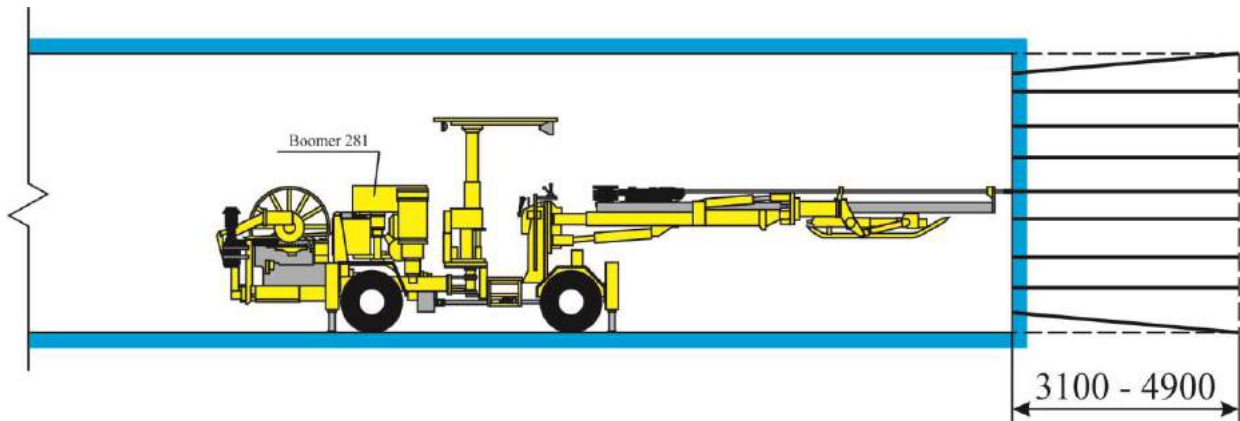


Рис. 3.14. Технологічна схема проведення виробок площею перетину 9 – 40 м²: а – буріння шпурів у вибої виробки бурильною установкою DD311-40; б – навантаження гірської маси вантажно-доставною машиною LH409E або LH409

Також для проведення підготовчих та нарізних виробок можуть використовувати прохідницький комплекс, до складу якого входять бурильна установка типу Boomer та вантажно-доставна машина типу ST (EST) виробництва компанії «Atlas Copco» (Швеція). Одна з технологічних схем проведення виробок поперечним перетином 7 – 40 м² за допомогою даного прохідницького комплексу подана на рис. 3.15. Для буріння шпурів у вибої виробки використовують бурильну установку Boomer 281, після чого виконують заряджання та підривання шпурів. Далі відбиту гірську масу прибирають за допомогою вантажно-доставної машини ST-3,5, яка доставляє її до транспортних засобів або до підняттявого.

При проведенні підготовчих та нарізних виробок може використовуватись різноманітна комбінація самохідних бурильних установок та вантажно-доставних машин різного виробництва.

а



б

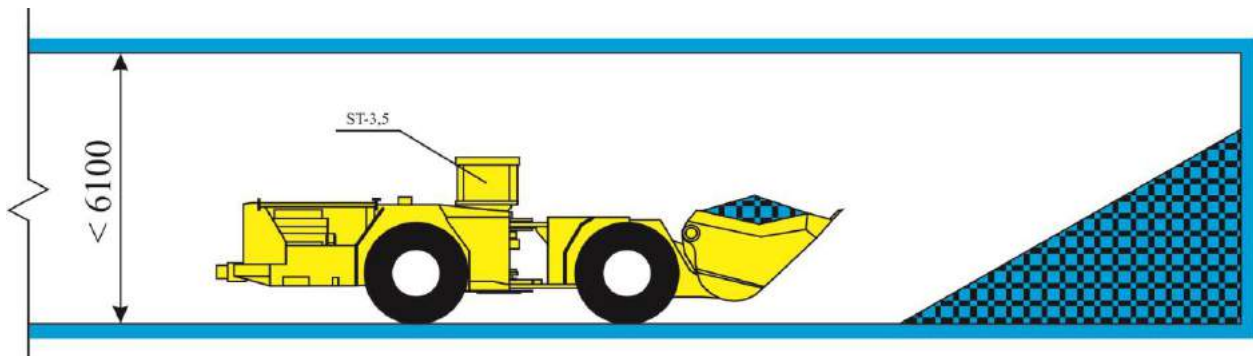


Рис. 3.15. Технологічна схема проведення виробок площею перетину 7 – 40 м²: а – буріння шпурів у вибою виробки бурильною установкою Boomer 281; б – навантаження гірської маси вантажно-доставною машиною ST-3,5 або EST-3,5

3.1.4. Проведення вертикальних виробок

При видобуванні руд найбільш поширеними вертикальними виробками є підняттеві. Підняттеві виробки проходять для виконання однієї або одночасно декількох функцій, а саме:

- забезпечення проходу людей (ходовий);
- вентиляції (вентиляційний);
- спуску, перепуску або випуску руди (рудоспускний, рудоперепускний, рудовипускний) або породи (порodosпускний);
- транспортування закладного матеріалу (закладний);
- доставки у вибої кріплення та інших матеріалів (матеріальний та господарський);
- підведення у вибій стисненого повітря, води, електроенергії; створення додаткової відслонення поверхні у вигляді розрізної (в центральній частині блоку) або відрізної (на фланзі) щілини (розрізний, відрізний), але частіше використовують назву відрізний підняттевий;

- розмежування блоків (міжблоковий).

Підняттяві можуть проводитися по руді (рудні підняттяві) або по породі (польові). За кутом нахилу підняттяві поділяють на:

- вертикальні ($\alpha = 90^\circ$);
- похилі ($65^\circ \leq \alpha \leq 90^\circ$);
- слабо похилі ($45^\circ \leq \alpha \leq 65^\circ$).

Форма поперечного перерізу підняттявих зазвичай прямокутна, а при проведенні підняттявих комбайнами, їх форма поперечного перерізу кругла. Число відділень може бути 2 (породне та сходове) або 3 (породне, сходове і підйомне). Підйомне відділення служить для доставки матеріалів та інструменту і споруджується у разі великої протяжності виробок. При відсутності підйомного відділення доставка матеріалів та інструментів проводиться по породному відділенню.

Як було наведено у розділі 2.2, за допомогою буропідривних робіт підняттяві проходять звичайним (з обладнанням у період проведення сходового та породо-перепускного відділень і влаштуванням робочого та запобіжного полків), механізованим (комплексами для проведення підняттявих) способами, а також способом секційного висадження глибоких свердловин. До машинного способу відноситься проведення підняттявих за допомогою комбайнів.

Звичайний спосіб застосовують при проведенні підняттявих висотою до 30 м, а також дучек. З горизонтальної виробки проводять заходку, довжиною до 2 м, з якої проходять підняттявий на висоту до 7 м. Потім по мірі проведення підняттявий розділяють на 2 відділення: матеріально-ходове та рудоспускне (породоспускне) із встановленням розстрілів, драбин та відшивкою дошками. Від вибою підняттявого на відстані 2 – 4 м ходове відділення перекривають запобіжним та відбійним помостами, а для виконання робіт по бурінню шпурів та їх заряджання, облаштовують робочий поміст. Перед підриванням вибою робочий поміст прибирають, а ходове відділення перекривають відбійним помостом. Підірвана гірська маса падає на підшву виробки, звідки її прибирають у вагонетки навантажувальною машиною. Іноді в усті підняттявих, як правило, рудовипускних, встановлюють шахтний люк і гірську масу навантажують безпосередньо у вагонетки.

Провітрювання вибою здійснюють за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання та трубопроводів діаметром 300 – 400 мм. Швидкість проходки підняттявих звичайним способом не перевищує 25 – 30 м/міс. Технологічну схему проведення підняттявого звичайним способом подано на рис. 3.16.

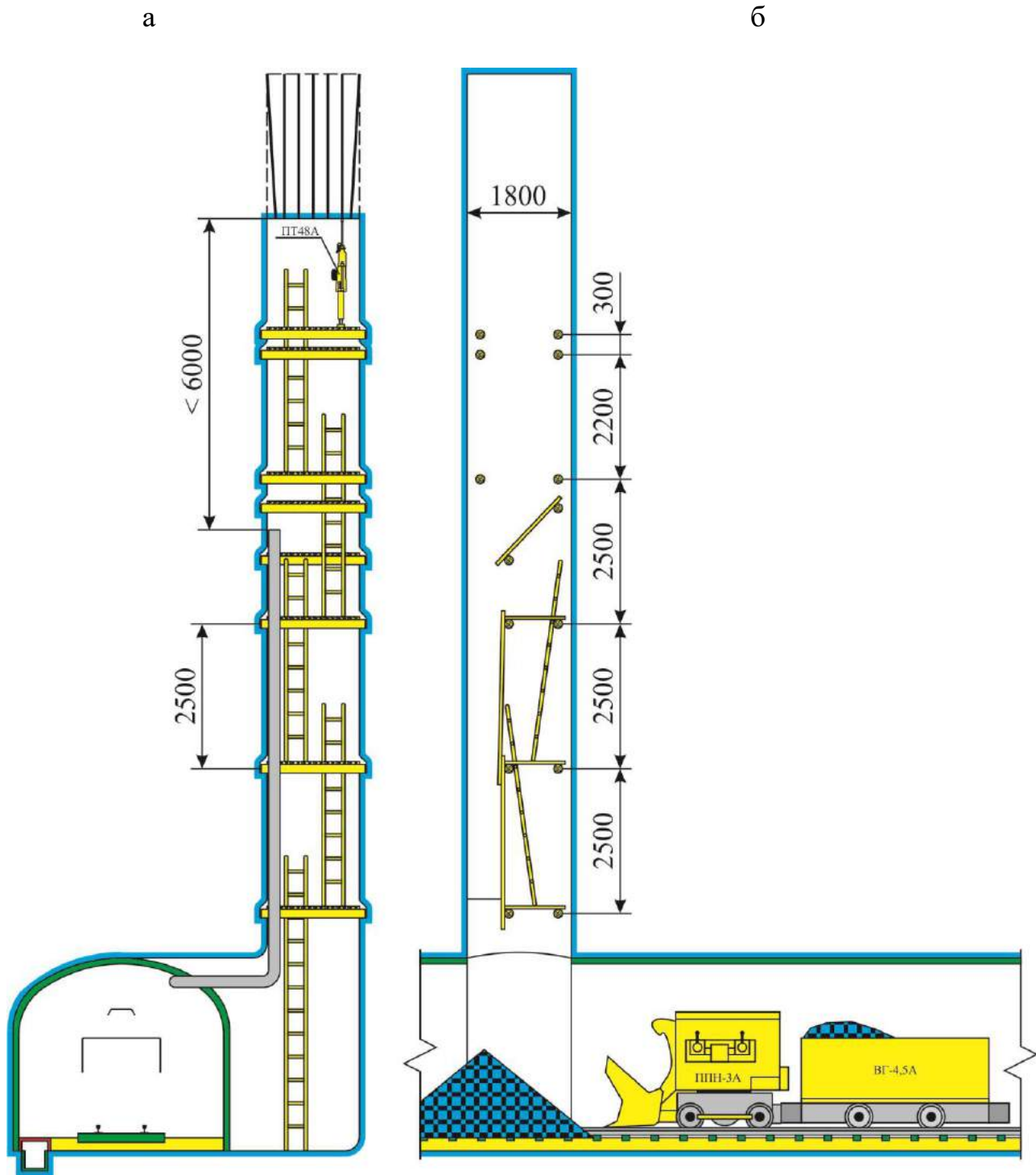


Рис. 3.16. Технологічна схема проведення підняттевого звичайним способом: а – буріння шпурів у вибою телескопним перфоратором ПТ48А; б – навантаження гірської маси навантажувальною машиною ППН-3А

Технологічну схему проходки дучки подано на рис. 3.17.

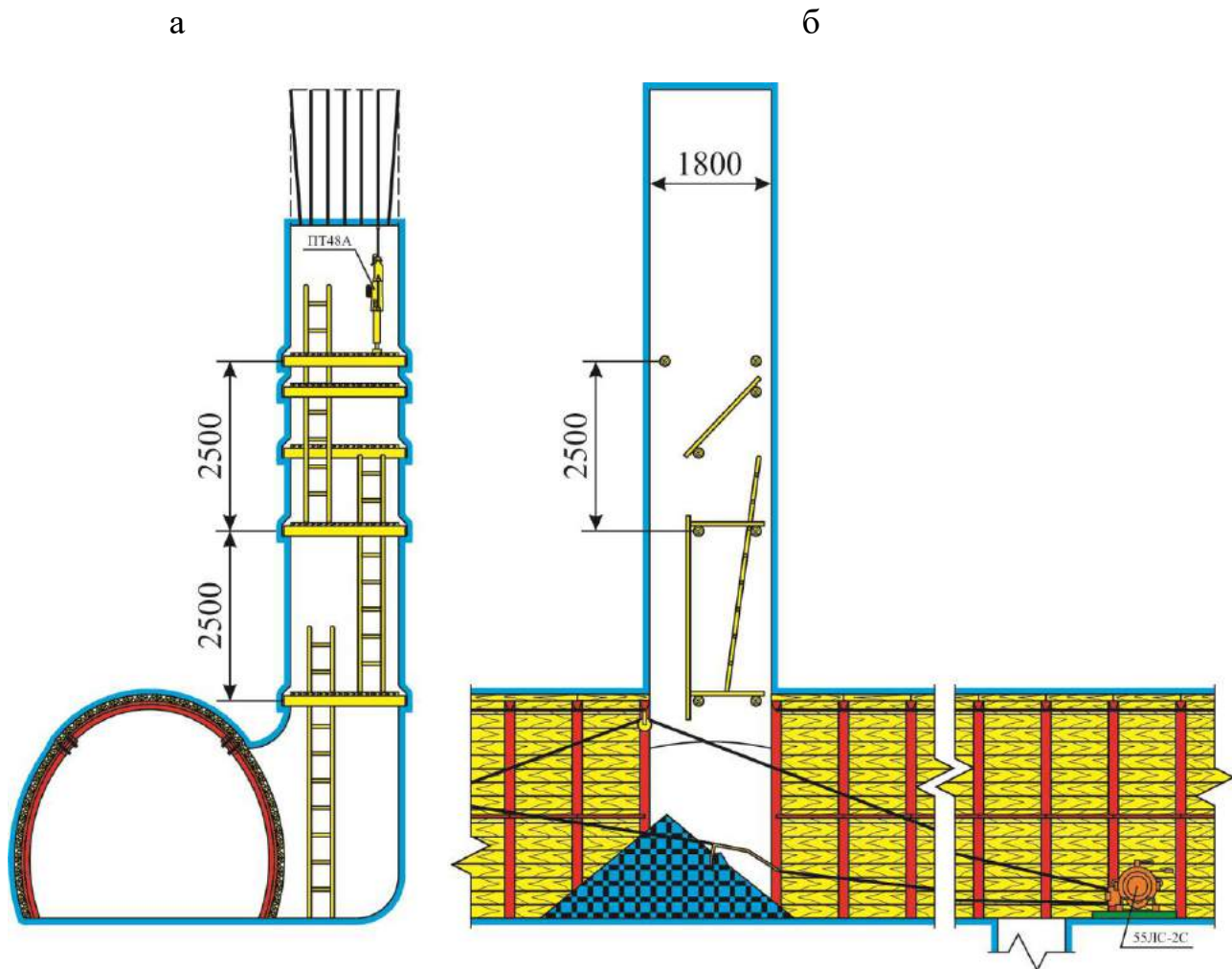


Рис. 3.17. Технологічна схема проведення дучки: а – буріння шпурів у вибою телескопним перфоратором ПТ48А; б – доставка гірської маси до рудоспуску скреперною лебідкою 55ЛС-2С

Механізованим способом проходять підняттяві за допомогою комплексів КПВ. Спочатку з одного боку в горизонтальній виробці утворюють камеру довжиною до 5 – 6 м, яку будуть використовувати для укриття помосту під час вибухів і для розташування шлангової лебідки та допоміжного обладнання. Одночасно з другого боку звичайним способом проходять підняттявий висотою до 4 м і монтують у ньому підсилену секцію монорейки. Для нарощування монорейки шпури у стінку підняттевого бурять з платформи помосту. Після заряджання шпурів у вибою та комутації підривної мережі поміст опускають і ховають у камері та здійснюють підривання вибою. Гірничу масу, яка утворилася після вибуху, прибирають з підшви горизонтальної виробки за допомогою навантажувальної машини. Провітрювання вибою здійснюють за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання. Після проведення підняттевого на проектну висоту комплекс демонтують. Технологічну схему проходки підняттевого механізованим способом за допомогою прохідницького комплексу КПВ-4А подано на рис. 3.18.

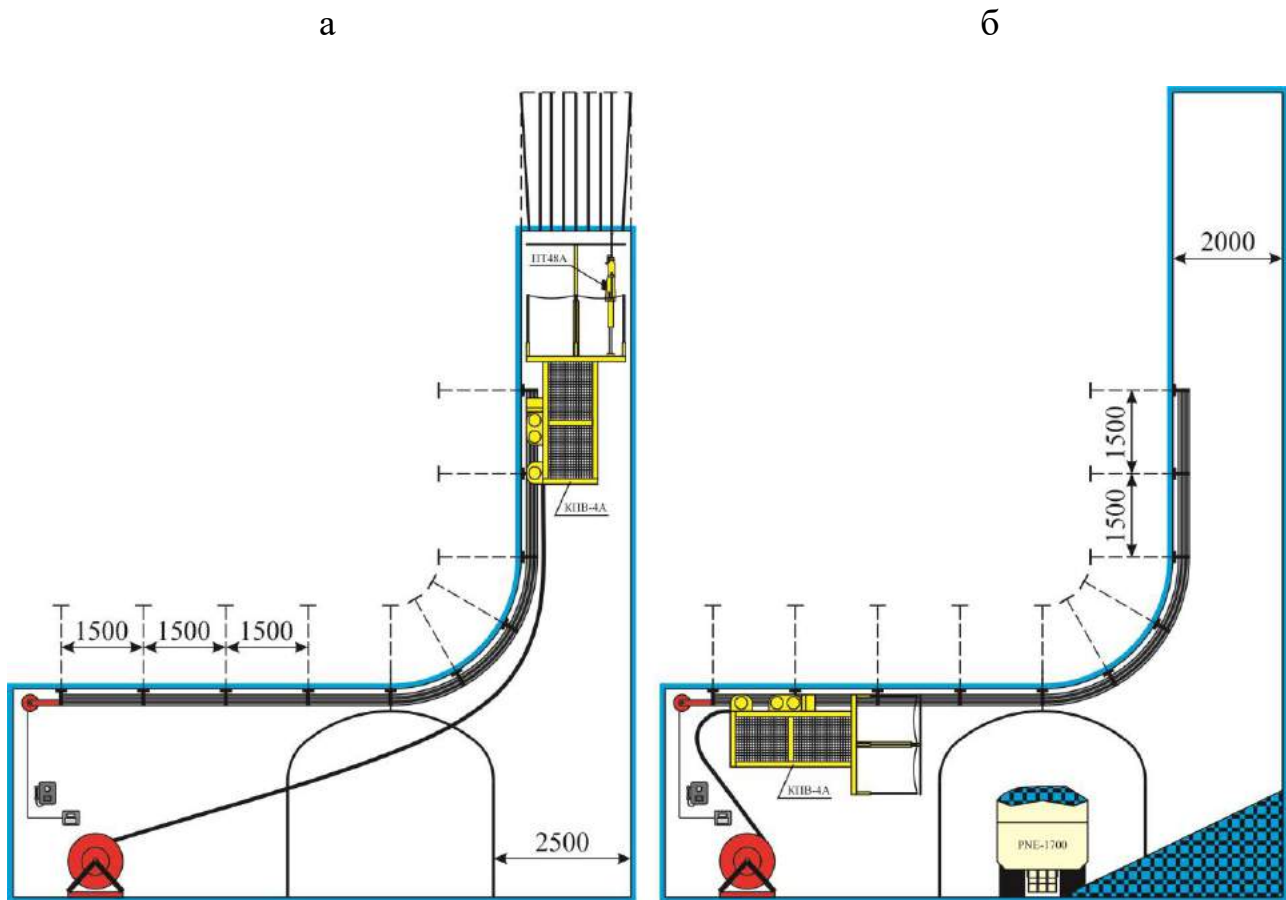


Рис. 3.18. Технологічна схема проведення підняття за допомогою прохідницького комплексу КПВ-4А: а – буріння шпурів у вибою телескопним перфоратором ПТ48А; б – навантаження гірської маси вантажно-доставною машиною PNE-1700

Способом секційного висадження глибоких свердловин проходять підняття в стійких породах, які не потребують кріплення і мають різне призначення переважно це відрізні, рудоперепускні та вентиляційні. Сутність способу полягає у послідовному відбиванні окремих секцій довжиною 2 – 4 м у напрямку знизу вгору або підриванні свердловин за один вибух на всю висоту підняття при його висоті до 30 м. Перевагою даного способу є його висока продуктивність та висока безпека робіт. Основні процеси при проходці підняття цим способом наведено у розділі 2.2. Технологічну схему проведення підняття способом секційного висадження глибоких свердловин подано на рис. 3.19.

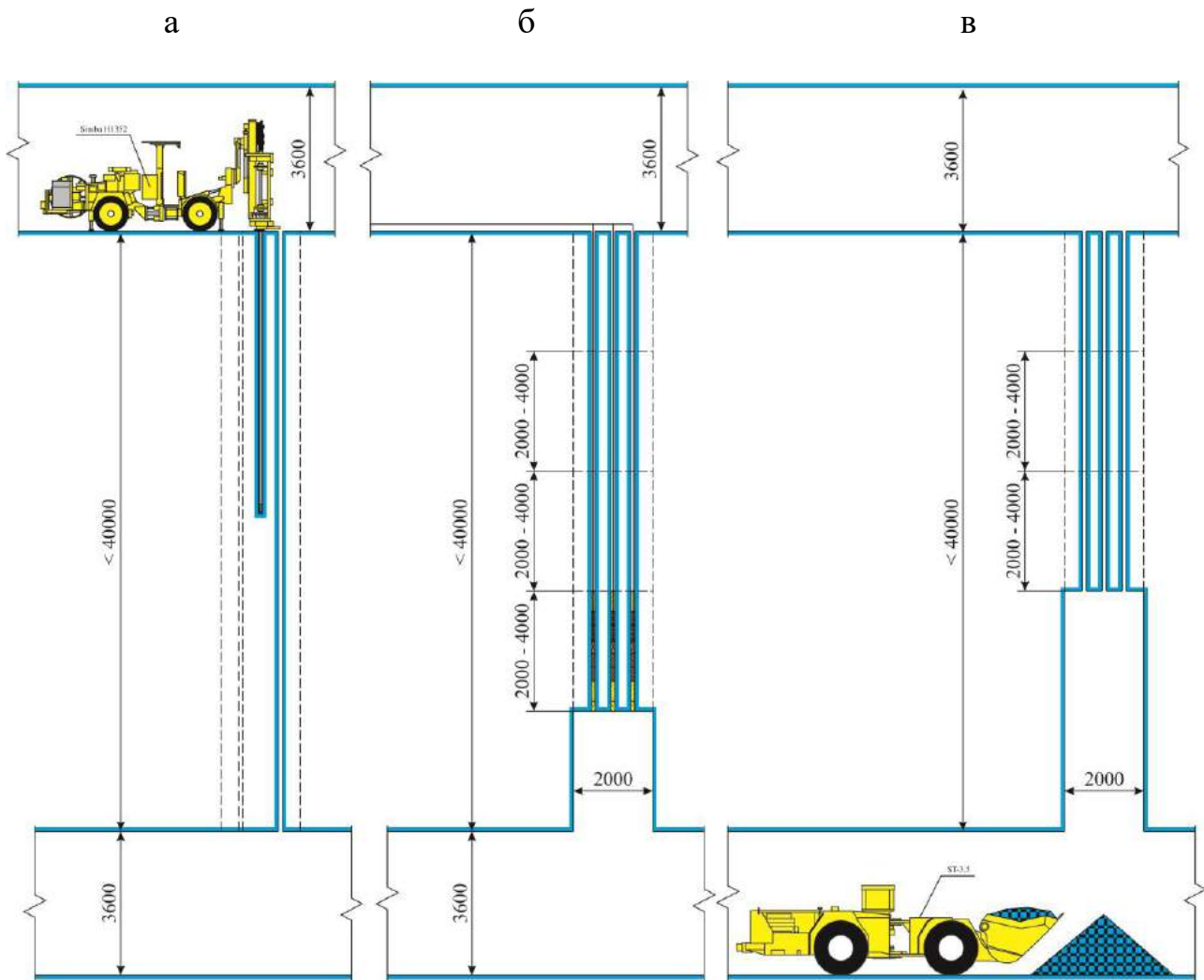


Рис. 3.19. Технологічна схема проведення підняттевого способом секційного висадження глибоких свердловин: а – буріння свердловин буровим верстатом Simba H1352; б – заряджання свердловин; в – навантаження гірської маси вантажно-доставною машиною ST-3,5

Машинний спосіб проходки підняттевих полягає в розбуренні виробки за допомогою комбайнів вітчизняного або закордонного виробництва. Технології проведення підняттевих цим способом подібні між собою. Спочатку на верхньому горизонті проводять камеру, в якій на бетонній основі монтують комбайн та у напрямку зверху донизу бурять передову (пілотну) свердловину, яка має діаметр 200 – 350 мм, до її виходу в нижню, задалегідь проведену камеру або виробку. Потім на буровий став монтують шаршковий розширювач та у напрямку знизу вгору розбурюють підняттевий на повний переріз. Технологічну схему проведення підняттевого машинним способом за допомогою комбайна подано на рис. 3.20.

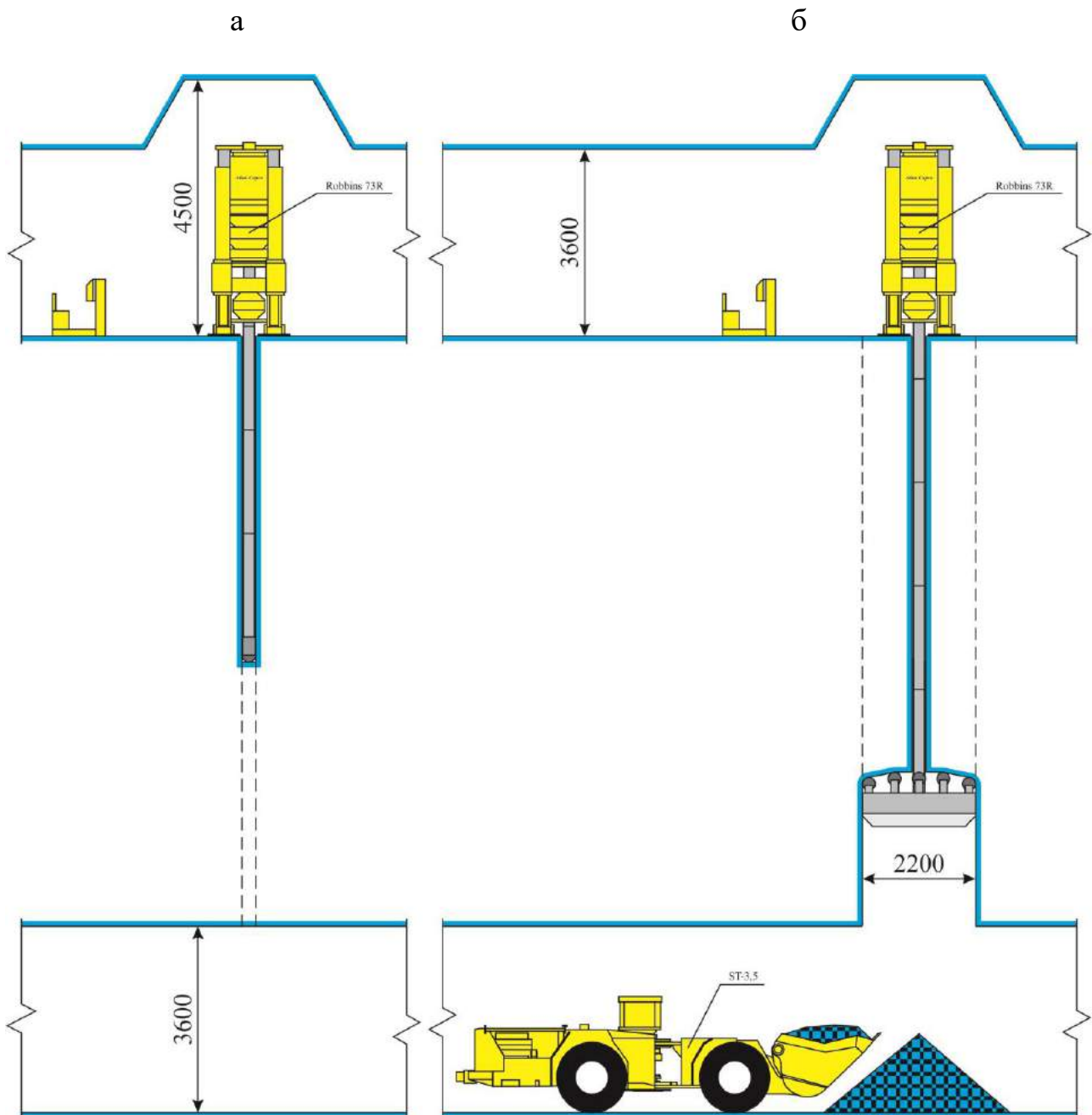


Рис. 3.20. Технологічна схема проведення підняттевого комбайном Robbins 73R: а – буріння передової свердловини у напрямку зверху донизу; б – буріння підняттевого на повний переріз у напрямку знизу вгору

Питання для самоконтролю

- 1. Охарактеризуйте підготовчі роботи і які виробки до них відносяться.*
- 2. Охарактеризуйте нарізні роботи і які виробки до них відносяться.*
- 3. Яку форму, переріз і кріплення мають підготовчі та нарізні виробки?*
- 4. Які є способи проведення виробок?*
- 5. Наведіть послідовність складання паспорту буропідливних робіт.*
- 6. Приведіть приклади технологічних схем проведення горизонтальних виробок.*
- 7. Приведіть приклади технологічних схем проведення вертикальних виробок.*

4. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ

4.1. СТРУКТУРА СИСТЕМИ РОЗРОБКИ

Викладено загальні відомості, вимоги та порядок вивчення систем розробки. Наведено основні поняття про системи розробки їх класифікації, вибір та показники ефективності.

Мета – сформулювати знання про структуру системи розробки та її ефективність.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- користуватися алгоритмом вивчення системи розробки;
- використовувати сучасні класифікації систем;
- обирати та обґрунтовувати системи за факторами;
- характеризувати показники ефективності систем.

4.1.1. Основні поняття та визначення, вимоги до систем розробки

*Системою розробки рудних родовищ називається певний порядок проведення підготовчих, нарізних і очисних робіт, що пов'язані між собою у просторі та часі. Кожна з цих стадій гірничих робіт характеризується своїми властивостями. Як було наведено в розділі 3, **підготовкою родовища або його частини** називають проведення в певному порядку сукупності гірничих виробок, якими для подальшої розробки розкривають частину родовища та розділяють її на окремі видобувні ділянки – поверхи, блоки, стовпи або панелі. **Нарізкою** називають проведення у підготовлених видобувних дільницях гірничих виробок, з яких безпосередньо здійснюється видобування ділянки рудного масиву.*

Рудний масив видобувної дільниці (поверху, блоку, стовпа, панелі) у певній послідовності розділяється на видобувні частини: підповерхи, шари, смуги, прирізки, уступи, міжкамерні, міжпанельні та міжповерхові цілики. У підготовчих виробках видобувної дільниці зводяться різноманітні штучні споруди та пристрої. Це кріплення, у камерах подрібнення грохоти, люкові рами та затвори, навантажувальні полки, бетонні, металеві або залізобетонні облицювання сполучень виробок випуску і доставки або навантаження. В очисних виробках встановлюють різноманітні конструкції кріплення, залишають рудні цілики, споруджують з різних матеріалів стовпи, колони, смуги, стінки, днища з воронками або траншеями і т.п.

Частини, на які поділяється рудний масив добувної дільниці, що розташовані у ньому гірничі виробки та зведені у них споруди складають *конструктивні елементи системи розробки*. Певна сукупність конструктивних елементів добувної дільниці описує *конструкцію системи розробки*. Очисний простір, який утворюється у процесі очисного виймання, може залишатися

відкритим (вільним), бути закріпленим, заповненим відбитою рудою, закладкою, обваленими породами або обваленою рудою чи породою.

Таким чином, повне визначення поняття «система розробки рудних родовищ» має відображати притаманні кожній системі:

- конструктивну характеристику, тобто певну сукупність у добувній ділянці підготовчих, нарізних та очисних виробок і споруд, що в них зводяться;
- порядок очисного виймання та стан очисного простору, що утворюється при вийманні;
- комплекс технологічних процесів, що виконують при вилученні рудного масиву видобувної ділянки.

До систем розробки висувають такі вимоги:

- забезпечення безпеки праці робітників;
- максимальна продуктивність праці робітників за системою в цілому;
- мінімально можливі витрати на видобування руди;
- ефективна вентиляція;
- простота системи;
- мінімальний обсяг підготовчих і нарізних робіт;
- мінімально можливі втрати та збіднення руди.

Порядок вивчення систем розробки (рис. 4.1) включає послідовний розгляд наступних етапів. Це сутність системи розробки, умови її застосування, підготовчі роботи, нарізні роботи, очисні роботи, параметри системи, вентиляція блоку (камери, стовпа, панелі), техніко-економічні показники (ТЕП), переваги та недоліки, техніка безпеки (ТБ) під час виконання очисних робіт.



Рис. 4.1. Порядок вивчення систем розробки

4.1.2. Класифікація систем розробки

Системи підземної розробки рудних родовищ відмінні між собою за багатьма ознаками. Це розташування підготовчо-нарізних виробок у добувному блоці, напрями посування очисних робіт щодо елементів залягання рудного тіла, способи підтримки виробленого простору, способи відбивання та доставки руди у блоці. Поєднання цих ознак у різних комбінаціях дає безліч систем розробки, основних варіантів яких сьогодні існує понад 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 підтримання очисного простору в процесі видобування руди, форми очисного вибою та стадійності відпрацювання.

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

Уперше класифікація Мак-Клеланда була опублікована в 1927 році та є однією з найпоширеніших галузевих класифікацій (табл. 4.1). Класи систем розробки в цій класифікації виділені не на основі ознаки способу підтримання очисного простору в процесі відпрацювання. По суті, ці класи сформовані за ознакою кінцевої операції – способи заповнення виробленого простору (відкриті, закріплені, закладені вибої та ін.), що не є рівнозначним магазинуванню руди, яка є проміжною операцією. До класу комбінованих методів віднесені системи розробки, при яких поверх розділяється на камери та цілики, що відпрацьовують 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 групах. Деякі групи засновані на ознаці характеру фронту робіт у поверху (камерно-стовпове виймання), тоді як групи підшвоуступного, покрівлеуступного та 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 4.1

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 6 класів (табл. 4.2). 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 та порід. Розподіл систем у середині класів виконано більш ретельно і з широким охопленням порівняно з класифікацією за Мак-Клеландом. Найменування систем у групах подано більш логічно, а врахування умов застосування різних систем розробки більш точне.

Таблиця 4.2

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 піднятських |
| | | 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 підробітком 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 донизу 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 групування систем за типом родовища в інших класах представленої класифікації відсутнє.

Класифікація М.А. Старикова майже не відрізняється від класифікації Є.П. Прокоп'єва (табл. 4.3). Тут також системи поділені на 6 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 закладання, тоді як у класифікації Є.П. Прокоп'єва системи з кріпленням і закладанням об'єднані в один клас.

Таблиця 4.3

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 | Підшвоуступні 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 | Підшвоуступні 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, системи першого класу М.А. Стариков не розділяє на групи за ознакою потужності і кута падіння родовища та подає загальновідомі найменування систем. Усі класи цієї класифікації, за винятком класу систем з магазинуванням руди, включають досить широкий набір систем. Він подає більш детальний перелік методів, що застосовують 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. 4.4).

Таблиця 4.4

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 поділити системи розробки на 4 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 та перестановок. Комбіновані методи взагалі зникають, 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 4 класи з більш детальним їх розподілом на окремі системи (табл. 4.5).

Таблиця 4.5

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 недотримана послідовність розташування систем за трудомісткістю та техніко-економічними показниками. У групах недостає багато (або відсутній ряд систем) систем розробки, що сильно звужує діапазон класифікації.

У табл. 4.6 подано класифікацію В.Р. Іменітова, що тотожна класифікації М.І. Трушкова, і яка впродовж певного часу зазнавала несуттєвих змін.

Таблиця 4.6

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 вмисних порід (без підтримки виробленого простору) | А | Системи поверхового обвалення | Поверхове примусове обвалення з компенсаційними камерами |
| | | | | Поверхове примусове обвалення з суцільним вийманням |
| | | | | Поверхове самообвалення |
| | | Б | Системи підповерхового обвалення | Підповерхове обвалення з відбиванням зі спеціальних виробок |
| | | | | Підповерхове обвалення з відбиванням з видачних виробок |
| | | | | Горизонтальні шари із закладанням |
| III | Системи розробки зі штучним підтриманням очисного простору | А | Системи із закладанням | Системи розробки тонких жил з роздільним вийманням |
| | | | | З посиленням розпірним кріпленням |
| | | Б | Системи з кріпленням | Зі станковим кріпленням |
| | | | | Довгі стовпи |
| | | В | Системи з кріпленням і наступним обваленням | Шарове обвалення |

Класифікація В.Р. Іменітова відрізняється від класифікації гірничого бюро США відсутністю класу комбінованих систем (IV клас). Усунувши цей клас, автор не вказує, де ці системи повинні знаходитись. 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 та 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 та ясністю, яку доцільно використовувати при подальшому удосконаленні та розробці класифікацій.

На сучасному етапі в більшості літературних джерел запропонована до широкого використання класифікація, сформована член-кореспондентом АН СРСР М.І. Агошковым, в якій системи поділені на VIII класів за ознакою стану очисного простору на момент розробки (табл. 4.7).

Таблиця 4.7

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 вмісних порід | 1 | Системи шарового обвалення |
| | | 2 | Щитові системи розробки |
| | | 3 | Стовпові системи з обваленням покрівлі |
| VII | Системи розробки з обваленням руди та вмісних 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 країнах колишнього СНД, так і далекого зарубіжжя. Автор виділяє в самостійні класи системи розробки з кріпленням і закладанням очисного простору, системи розробки з обваленням руди та бокових 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 та бокових порід, у самостійний клас. Цей крок є помилковим, оскільки при цих системах роботи закінчують обваленням бокових порід, а обвалення руди не відбувається без процесів відбивання. Тому дані системи цілком могли б бути представлені в класі систем розробки з обваленням бокових порід, відрізняючись лише способами відпрацювання.

Аналіз існуючих класифікацій систем розробки, що заснований на ознаці підтримання очисного простору на момент розробки, дозволив зробити наступні 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 під час представлення параметрів систем розробки, що застосовують у різних гірничо-геологічних умовах.

3. Відсутність поділу груп за ознакою відбивання та доставки руди ускладнює формулювання назви системи розробки, що призводить до труднощів під час сприйняття процесів очисних робіт, що застосовують у варіантах систем.

Враховуючи виявлені недоліки, автори пропонують створити нову класифікацію систем розробки рудних родовищ, яка в свою чергу дозволить охопити весь діапазон застосовуваних варіантів систем розробки (табл. 4.8). Для поділу систем на класи автори використовували ознаки підтримки очисного простору в момент розробки, що дозволяє об'єднати всі системи в 5 класів. У запропонованій класифікації відсутній клас систем з кріпленням і закладанням очисного простору, оскільки групи і варіанти систем розробки цього класу у сучасних умовах зрідка або взагалі не використовують. Класи систем розробки з обваленням бокових порід, і систем розробки з обваленням руди і бокових порід, об'єднані в один клас систем з обваленням бокових порід, оскільки обвалення руди неминуче 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 підпошвоуступної системи і системи з магазинуванням і відбиванням руди зі спеціальних виробок, тому що ці системи сьогодні не використовують. У IV клас (системи із закладанням очисного простору) додані групи підповерхово-камерних систем із закладанням і поверхово-камерних систем з закладанням.

Групи всіх класів підрозділяють 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 розробки. 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.

Таблиця 4.8

Класифікація М.М. Кононенка й О.Є. Хоменка

| Клас (спосіб підтримки очисного простору) | Група | Підгрупа | | |
|---|--|--|--|--|
| | | Напрямок очисних робіт у блоці | 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, механічний | Скреперними установками, самохідним обладнанням |
| | 3. Камерно-стовпові системи | За простяганням, за повстанням, за падінням | Шпурами, штанговими шпурами, свердловинами, механічний | 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 | | | |
| IV З закладанням очисного простору | 1. Системи горизонтальними шарами із закладанням | За повстанням | Шпурами | Скреперними установками, самохідним обладнанням |
| | 2. Система розробки похилими шарами із закладанням | За повстанням | Шпурами | Самопливна |
| | 3. Покрівлеуступні системи із закладанням | За повстанням | Шпурами | Самопливна |
| | 4. Системи розробки низхідною шаровою виїмкою із закладанням | За падінням | Шпурами | Самохідним обладнанням |
| | 5. Підповерхово-камерні системи з закладанням | За простяганням, вхрест простягання | Штанговими шпурами, свердловинами | Скреперними установками, вібраційними живильниками, самохідним обладнанням |
| | 6. Поверхово-камерні системи з закладанням | За простяганням, вхрест простягання | Штанговими шпурами, свердловинами | Скреперними установками, вібраційними живильниками, самохідним обладнанням |
| V З обваленням бокових порід | 1. Системи шарового обвалення | За падінням | Шпурами | Скреперними установками, самохідним обладнанням |
| | 2. Ствовпові системи з обваленням покрівлі | За простяганням, за повстанням, за падінням | Механічний | Конвеєрами |
| | 3. Системи підповерхового обвалення | За простяганням, вхрест простягання | Свердловинами | Скреперними установками, вібраційними живильниками, самохідним обладнанням |
| | 4. Системи поверхового обвалення | За простяганням, вхрест простягання | Свердловинами, концентраційними зарядами | Скреперними установками, вібраційними живильниками, самохідним обладнанням |
| | 5. Системи поверхового самообвалення | За повстанням | Самообвалення руди | Скреперними установками, самохідним обладнанням |

4.1.3. Вибір та 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 висувають до систем розробки. При проектуванні майбутнього видобування руди найвідповідальнішим кроком є вибір системи розробки. Від системи розробки залежать всі економічні показники роботи шахти (витрати відносно системи сягають 60% всіх загальношахтних витрат), безпека праці робітників, тип гірничого обладнання, що застосовується, та багато ін.

Кожну систему можна застосовувати лише в окремих гірничо-геологічних умовах. На вибір системи розробки найбільш істотний та постійний вплив здійснюють 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 та бокових 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 та 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 та конкретизувати вибір системи розробки, додати окремі деталі, елементи в технологію видобування руди. Розглянемо *постійні фактори*, які враховують 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 виключають групи систем з підповерхового і поверхового обвалення. У цих умовах можливі лише системи з підтриманням виробленого простору. І, навпаки, при великій потужності, виникає потреба у застосуванні груп систем підповерхового та поверхового обвалення.

Кут падіння родовища також досить суттєвий фактор впливу. При горизонтальному і пологому заляганні та 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 та бокових порід. З фізичних властивостей найважливішим є стійкість руди та бокових порід, згідно з якою обирається спосіб управління гірським тиском і параметри системи розробки, що забезпечують безпечні умови ведення гірничих робіт. На практиці трапляються такі випадки поєднання стійкості руди та бокових порід, які подано в табл. 4.9.

Таблиця 4.9

Стійкість руди і бокових порід,
та можливі класи або групи систем розробки

| Випадки поєднання стійкості руди та бокових порід | Можливі класи або групи систем розробки |
|---|---|
| Стійка руда та бокові поріди | Прийнятні всі класи систем розробки, окрім систем з обваленням |
| Стійка руда та нестійкі бокові 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 та стійкі бокові породи | Прийнятний клас систем з кріпленням. Можливе застосування групи систем розробки низхідного шарового виймання із закладенням |
| Нестійка руда та нестійкі бокові 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 обумовлюють високі втрати та збіднення. І, навпаки, при видобуванні цінних руд застосовують системи з високою повнотою вилучення, хоча і дорожчі.

Можливість порушення розміщених вище порід і поверхні. Великий вплив на вибір системи розробки здійснює розташування рудного тіла відносно споруд, джерел води або сусідніх рудних тіл. Умови розробки рудних тіл, що розташовані під охоронюваними спорудами та водоймами, визначають вимогами залишення охоронних ціликів. Наявність над відпрацьовуваним покладом рудних тіл викликає необхідність застосовувати системи, що не викликають порушення розміщених вище порід. З метою безпеки при наявності підземних джерел води не допускають порушень розміщених вище 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 на глибинах розробки до 1500 м. На більших глибинах необхідне суцільне (без залишення ціликів) відпрацьовування рудних тіл.

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

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

Послідовність вибору системи розробки методом виключень:

- відбирають можливі класи систем розробки, описують характеристики постійних і змінних факторів, та заповнюють форму, яка подана в табл. 4.10;
- з можливих систем розробки обирають 2-3 найбільш ефективні з технологічного погляду (втрати, збіднення, продуктивності праці, необхідність у закладанні);
- проводять техніко-економічне порівняння двох-трьох систем розробки за збільшеними показниками.

Таблиця 4.10

Вибір системи розробки за постійними та змінними факторами

| Найменування фактору | Характеристика фактору | 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 бокових порід | | |

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

1. Кількість рудної маси

$$A_{p.m.} = \frac{A_{бал} \cdot (1 - P) \cdot (a - c)}{(b - c)}, \text{ т}, \quad (4.1)$$

де $A_{бал}$ – балансові запаси руди в родовищі, т; P – втрати руди за системою розробки, ч.о.; a – вміст корисного компоненту в руді, %; b – вміст корисного компоненту у видобутій руді, %; c – вміст корисного компоненту в бокових породах, %.

2. Прибуток від продажу руди

$$П = A_{p.m.} \cdot (Ц - С), \text{ грн}, \quad (4.2)$$

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

4.1.4. Показники ефективності системи розробки

Серед техніко-економічних результатів розробки можна виділити наступні основні групи: показники продуктивності праці, витрати матеріалів, енергії та обладнання, економічні показники, показники якості і повноти вилучення руди та показники інтенсивності розробки.

Показники продуктивності праці. Для оцінки застосування системи розробки щодо продуктивності праці використовують кілька показників. Продуктивність праці забійного робітника при очисному видобуванні та продуктивність праці забійного робітника за системою розробки, включаючи очисне видобування, нарізні та підготовчі роботи. Її визначають зазвичай в тонах або кубічних метрах за зміну. Продуктивність праці робітників окремих робочих спеціальностей, що зайняті на очисному видобуванні, нарізці і підготовці. Цей показник використовується рідше, так як він характеризує лише деякі елементи системи розробки, а не систему в цілому. Продуктивність праці підземного робітника, що включає всі виробничі процеси, які виконують під землею. Цим показником користуємося, оскільки в підручнику розглядають не всі виробничі процеси, що виконують у підземних умовах.

Показники витрат матеріалів і енергії. Для порівняльної оцінки різних систем розробки необхідно мати витрати різних матеріалів і енергії на 1 т або на 1 м³ видобутої руди. Прийнято враховувати витрату наступних основних матеріалів. Це вибухові матеріали, кріпильний ліс, бурова сталь, тверді сплави або коронки. У повній вартості матеріалів, що витрачені у процесі видобування, ці види складають приблизно 90%, тому витрата інших матеріалів зазвичай не оцінюють. Витрати енергії звикли виражати в кВт год на 1 т або на 1 м³ видобутої руди. Сюди включають витрати електроенергії електричними гірничими машинами і пристроями, що працюють під землею, а також витрати електроенергії, що витрачається на вироблення стисненого повітря, що споживається пневматичними гірничими машинами. У процесі видобування руди, гірничі машини зношуються і їх вартість погашається віднесенням на

собівартість однієї тони видобутої руди. Тому даний показник доцільніше відносити до економічних і розглядати разом із собівартістю видобутку руди.

Основні економічні показники розробки. Собівартість видобутку 1 т руди за системою розробки. В якості складових елементів у собівартість входять: основна та додаткова заробітні плати, єдиний соціальний внесок, вартість витрачених матеріалів і енергії, амортизація обладнання, витрати на ремонт та утримання обладнання. Між собівартістю видобутку та приведеними показниками за продуктивністю праці, витрат матеріалів і енергії є пряма залежність. Оскільки частка заробітної плати у собівартості видобутку руди найчастіше перевершує 60%, то продуктивність праці вибірного робітника в значній мірі визначає собівартість видобутку. Собівартість видобутку по руднику (шахті) включає окрім зазначених вище ще й витрати по іншим виробничим процесам – транспортування, підіймання, водовідливання й інші, а також послуги допоміжних цехів, витрати на поточний ремонт, утримання основних засобів, загальні рудникові та адміністративно-управлінські витрати. Витрати на транспорт і переробку 1 т руди до отримання готової продукції (концентрат, чистий мінерал або метал). Чистий дохід (прибуток) на 1 т руди визначається як різниця між ціною готової продукції та повною собівартістю видобутку, транспорту та переробки 1 т руди. Економічний ефект розробки родовища або діяльності рудника також виражають показником «рентабельність», який означає відношення суми прибутку за рік до повної вартості основних та оборотних фондів підприємства.

Показники якості та повноти вилучення руди розглянуті розділі 1.2.

Показники інтенсивності розробки. В якості показника, який характеризує інтенсивність розробки рудних родовищ, раніше у літературі та на практиці використовували коефіцієнт експлуатації. Він відображає кількість тон руди, яка видобувається за рік з одного квадратного метра рудної площі родовища або шахтного поля. Фізично коефіцієнт експлуатації представляє вагу в тонах вертикального стовпа руди, що має основу у 1 м^2 і висоту, рівну пониженню за вертикаллю горизонту видобування за рік в середньому на всій площі родовища (шахтного поля). Оцінка інтенсивності розробки родовища за величиною коефіцієнта експлуатації може виявитися невірною або переверненою. Наприклад, можна отримати, високі значення коефіцієнту експлуатації при фактично низькій інтенсивності посування фронту виймання за рахунок великої об'ємної ваги руди і значного її збіднення. І навпаки, при дуже інтенсивному посуванні виймання, значних втратах, невеликої об'ємної ваги руди та малого збіднення, коефіцієнт експлуатації може виявитися заниженим. Тому для характеристики інтенсивності розробки родовища (шахтного поля), а також для розрахунків використовують показник річного зниження рівня очисних робіт. Величина річного зниження очисних робіт на різних рудниках при різноманітних гірничо-геологічних умовах і системах розробки змінюється в великих межах та у середньому становить від 9 – 15 до 26 – 30 м на рік. Інтенсивність, тобто швидкість річного зниження очисного виймання у блоці, як правило, більше ніж інтенсивність виймання по родовищу або шахтному полі, оскільки в одночасному вийманні зазвичай знаходиться тільки частина рудної площі родовища. Для горизонтальних та пологоспадних родовищ

наведені показники інтенсивності виймання взагалі непридатні. Замість них в якості показника інтенсивності використовують швидкість посування лінії очисного вибою в блоці, стовпі або панелі.

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 й О.Є. Хоменка.*
- 13. Дайте коротку характеристику показникам ефективності системи розробки.*

4.2. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ З ВІДКРИТИМ ОЧИСНИМ ПРОСТОРОМ

Викладено загальні відомості, про клас систем розробки з відкритим очисним простором. Наведено умови застосування, підготовчі, нарізні та очисні роботи, переваги і недоліки, вентиляцію, техніку безпеки та техніко-економічні показники груп.

Мета – сформулювати знання про клас систем розробки з відкритим очисним простором.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- характеризувати клас систем розробки з відкритим очисним простором;
- надавати характеристику групам систем;
- обирати групу та варіант системи за умовами застосування;
- користуватися техніко-економічними показниками систем.

4.2.1. Особливість систем з відкритим очисним простором

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

4.2.2. Покрівлеуступні системи

Характерна особливість покрівлеуступних систем полягає в уступній формі вибоїв, що розташовані над робітниками, які знаходяться на настилі, який укладено на розпірному кріпленні. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 4.11.

Таблиця 4.11

Умови застосування
групи покрівлеуступних систем розробки

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

Підготовчі роботи полягають у проведенні відкотного штреку та двох вентиляційно-ходових підняттях, які проводять на флангах блоку. *Нарізні роботи* включають у себе проведення підсічного штреку і рудоспусків. *Очисні роботи* виконують в наступній послідовності. З підсічного штреку бурять шпури за допомогою переносних або телескопних перфораторів, а 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 укладають на розпірне кріплення. Перед вибухом настил з розпірок прибирають, і руда під дією сили тяжіння переміщається між розпірками до випускних отворів.

Вентиляція. Провітрювання очисних вибоїв у блоці здійснюється за такою схемою: свіже повітря з відкотного штреку по вентиляційно-ходовому підняттявому подається до очисних вибоїв очисного простору блоку. Відпрацьоване повітря, через вентиляційний підняттявий надходить на вентиляційний штрек і далі до вентиляційного стволу. Для збереження вентиляційного штреку залишають стелину. На рис. 4.2 і 4.3 подано один з варіантів покрівлеуступної системи розробки.

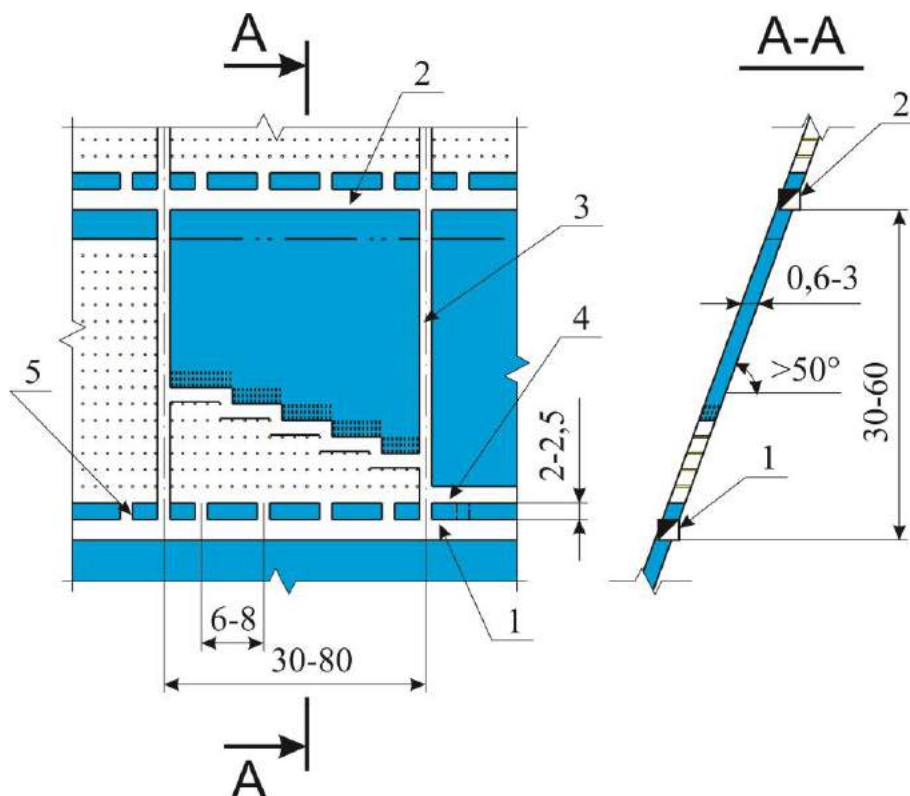


Рис. 4.2. Покрівлеуступна система розробки, за підняттям, з відбиванням руди шпурами та самопливною доставкою: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – блоковий вентиляційно-ходовий підняттявий; 4 – підсічний штрек; 5 – рудоспуск

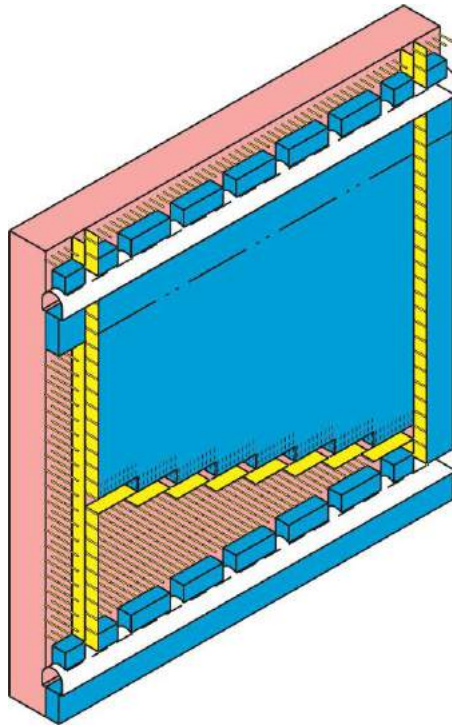


Рис. 4.3. Покрівлеуступна система розробки, за підняттям, з відбиванням руди шпурами та самопливною доставкою в ізометрії

Переваги: висока безпека робіт за рахунок безперервного оновлення покрівлі та можливості її своєчасної оборки. Відслонені боки очисного простору знаходяться нижче робочого місця, і тому обвалення окремих великих кусків породи безпечні. Невеликі втрати руди, можливість розробки розгалужень жили, а також гнучкість системи, що дозволяє при необхідності змінювати технологію та 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 робота кріпильників при відновленні порушеного вибухами розпірного кріплення.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 4.12.

Таблиця 4.12

Техніко-економічні показники
групи покрівлеуступних систем розробки

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

Техніка безпеки при очисних роботах. При застосуванні систем цієї групи причинами травматизму можуть бути: падіння кусків руди, падіння робітників з настилу в очисний простір, недотримання правил безпеки при бурінні та відновленні порушеного вибухами розпірного кріплення. Для запобігання нещасних випадків при відбиванні горизонтальними шпурами необхідно мати довжину уступів 2,0 – 4,0 м, а при відбиванні висхідними шпурами 10,0 – 12,0 м при висоті 1,8 – 2,2 м. Буріння шпурів дозволяється здійснювати тільки з тимчасових полків, що укладають на розпірне кріплення. Пересування робочих повинно здійснюватися тільки по настилу та ходовому підняттявому, що 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.

4.2.3. Суцільні системи

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. В 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. 4.13.

Таблиця 4.13

Умови застосування
групи суцільних систем розробки

| Найменування | Показник |
|----------------------------|---------------------------|
| Потужність покладу, м | 1,0 – 6,0 |
| 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 та похилому заляганні родовищ розробка здійснюється за повстанням або за простяганням. Доставка відбитої вибухом руди 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 та очисного простору блоку. Відпрацьоване повітря, через вентиляційні збійки або підняттевий надходить до вентиляційного панельного штреку і потім до вентиляційного стволу. На рис. 4.4 і 4.5 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, ефективна вентиляція, простота та економічність, якщо підтримання покрівлі здійснюється ціликами, що розташовані в безрудних ділянках.

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

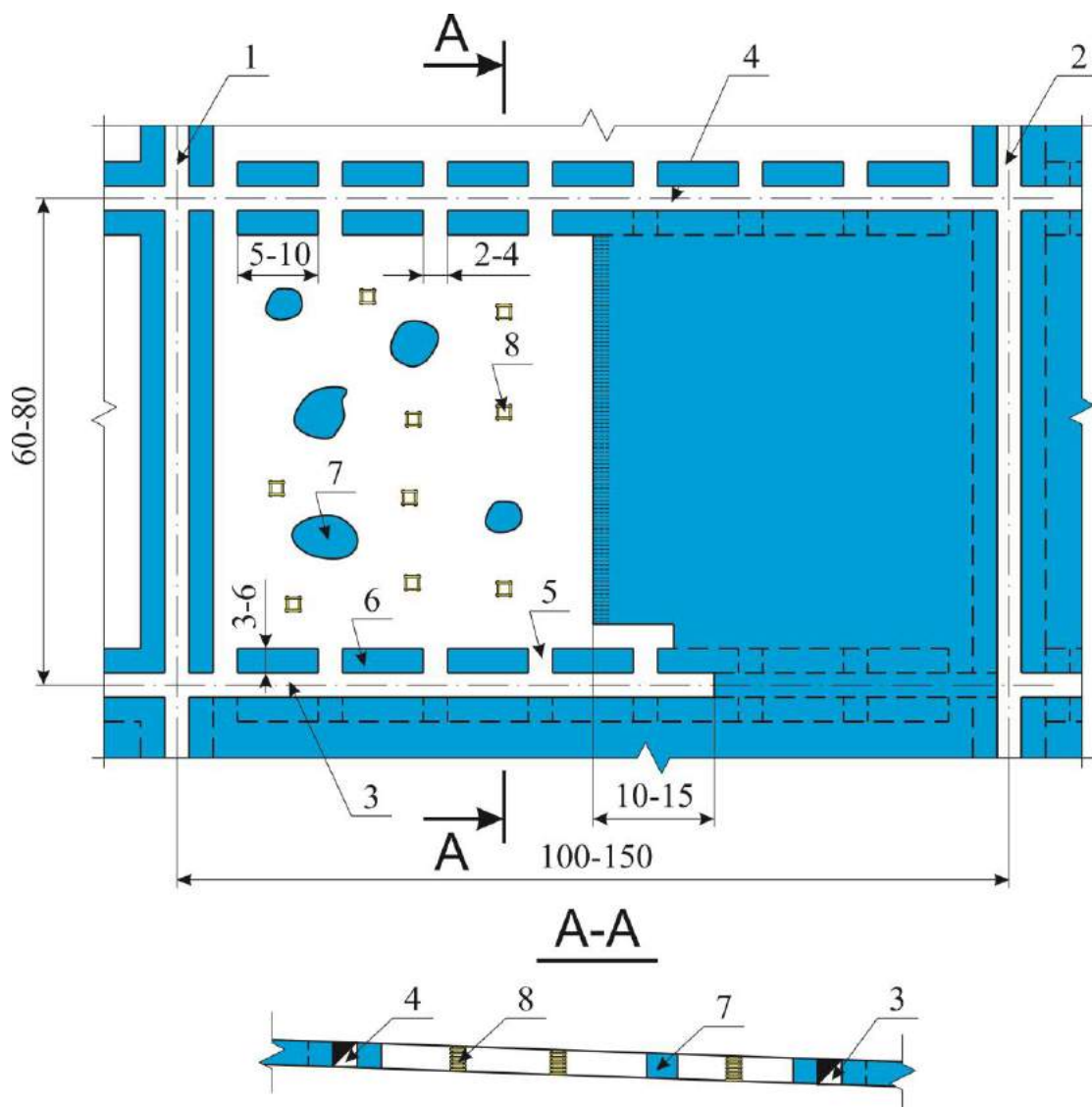


Рис. 4.4. Суцільна система розробки за простяганням з відбиванням руди горизонтальними шпурами та доставкою самохідним обладнанням: 1 і 2 – транспортний штрек; 3 – панельний штрек; 4 – вентиляційний штрек; 5 – заїзд; 6 – стрічковий цілик; 7 – опорний цілик з бідної руди або породи; 8 – кострове кріплення

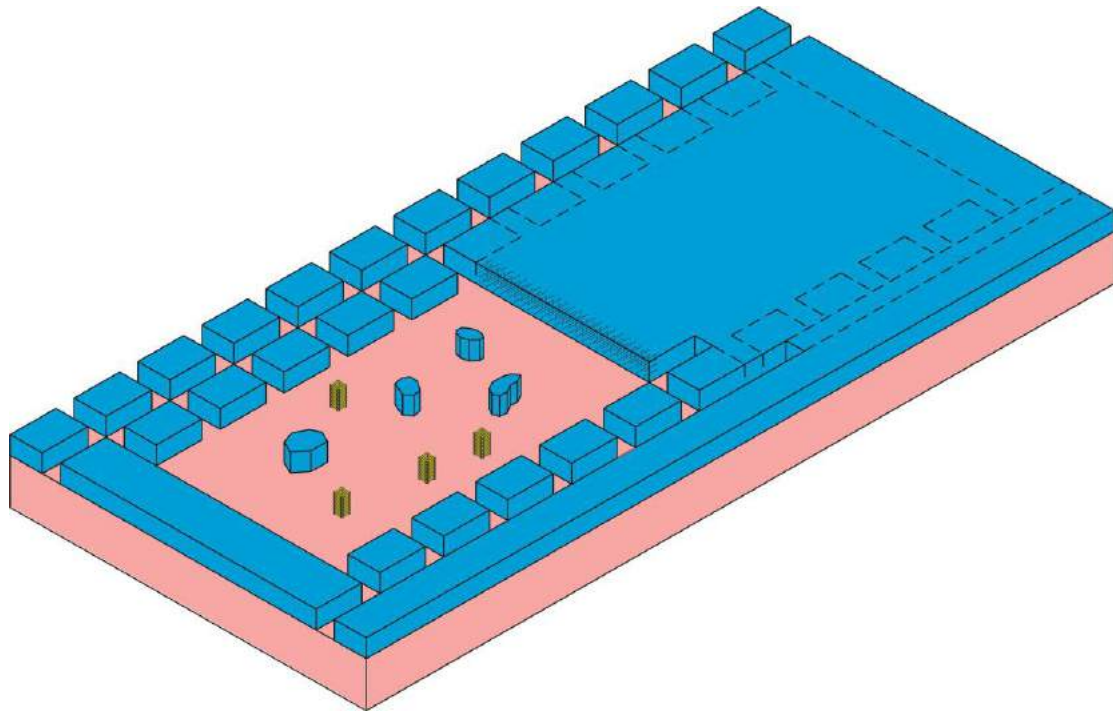


Рис. 4.5. Суцільна система розробки за простяганням з відбиванням руди горизонтальними шпурами та доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 4.14.

Таблиця 4.14

Техніко-економічні показники
групи суцільних систем розробки

| Показник | Одиниця виміру | Величина |
|---------------------------------|--------------------------------|---------------|
| Продуктивність робітника | т/зміну | 10,0 – 120,0 |
| Продуктивність блоку | тис. т/міс. | 2,0 – 3,0 |
| Витрати погонажу | м/1000 т | 0,5 – 3,0 |
| Витрати лісу | м ³ /м ³ | 0,0012 – 0,04 |
| Втрати | % | 10,0 – 30,0 |
| Збіднення | % | 5,0 – 15,0 |
| 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 напрямку очисних робіт (за простяганням, повстанням або падінням) повинна здійснюватися шпуровим способом. На початку кожної зміни необхідно виконувати ретельний огляд та 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 5,0 – 10,0 м.

4.2.4. Камерно-стовпові системи

Особливістю камерно-стовпових систем розробки є систематичне чергування очисних камер з постійним залишенням стрічкових та 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. 4.15.

Таблиця 4.15

Умови застосування
групи камерно-стовпових систем розробки

| Найменування | Показник |
|----------------------------|---------------------------|
| Потужність покладу, м | 2,0 – 30,0 |
| 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 та вентиляційного штреків і заїздів, які розташовані в стрічкових ціликах за довжиною виймального стовпа. Очисні роботи починають з розрізного штреку. *Очисні роботи* виконують наступним чином. Вибій має вигляд вертикальної площини з розташованими в ньому шпурами, що буряться за допомогою самохідних установок. Навантаження руди здійснюють комплексами вантажно-постачальних машин із самохідними вагонами або шахтними самоскидами. Залежно від гірничо-геологічних умов для доставки руди можуть використовуватися скреперні установки, за допомогою яких руда доставляється до панельного штреку. Також доставка руди при камерно-стовпових системах може здійснюватися також за допомогою енергії вибуху. При потужності покладів понад 8 м їх розбивають на уступи висотою до 8 м. Причому на кожному уступі підготовчі та очисні роботи ведуться аналогічним чином, проводячи транспортні і 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, а в третій – кріплення покрівлі. Отже, основною виробничою одиницею є

не окрема камера, а вся панель, однак така організація робіт не є 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 відводиться 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. 4.6 і 4.7 подано один з варіантів камерно-стовпової системи розробки.

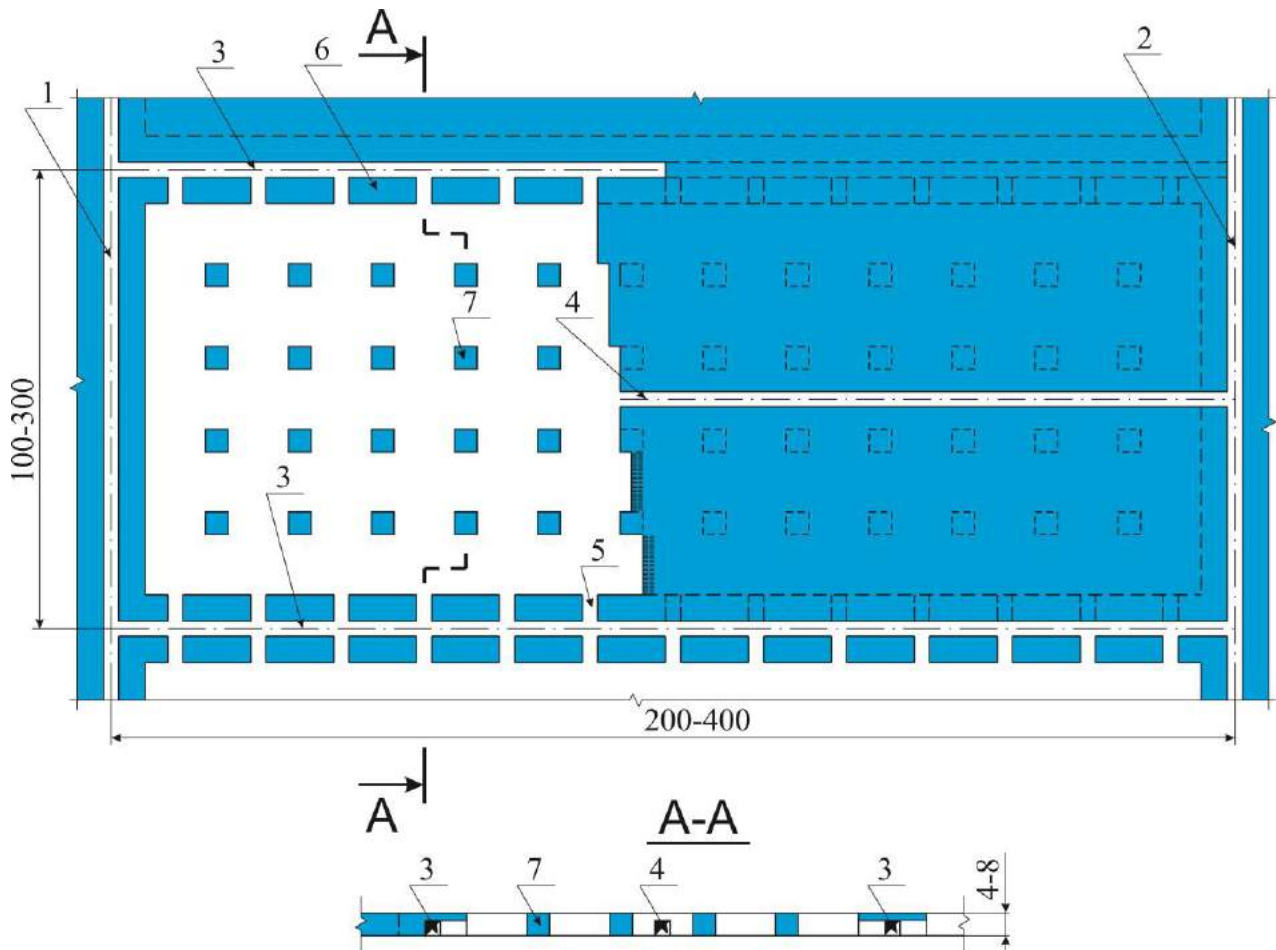


Рис. 4.6. Камерно-стовпова система розробки за простяганням з відбиванням руди шпурами та доставкою самохідним обладнанням: 1 і 2 – транспортний штрек; 3 – панельний штрек; 4 – вентиляційний штрек; 5 – заїзд; 6 – стрічковий цілик; 7 – опорний цілик

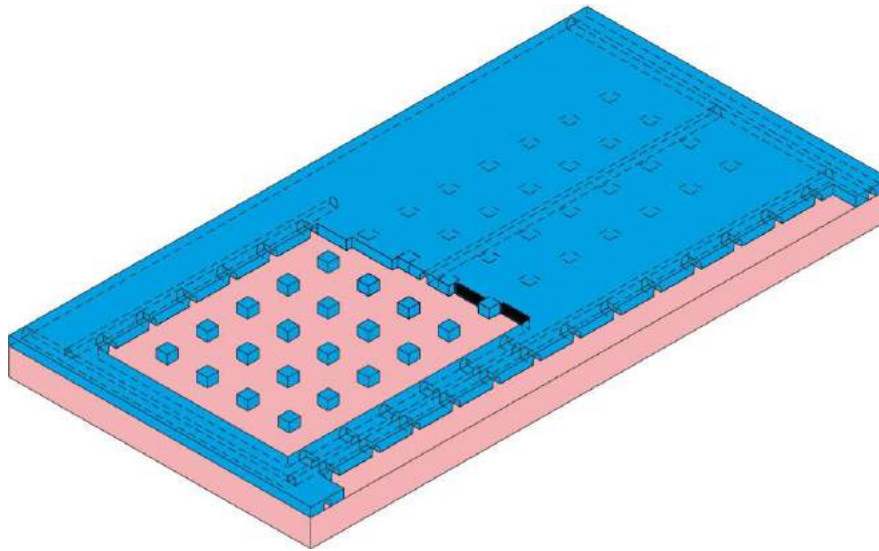


Рис. 4.7. Камерно-стовпова система розробки за простяганням з відбиванням руди шпурами та доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

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

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

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 4.16.

Таблиця 4.16

Техніко-економічні показники
групи камерно-стовпових систем розробки

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

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму можуть бути падіння кусків породи з покрівлі, недотримання правил безпеки при навантаженні та транспортуванні 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 та оббирати покрівлю, очищати уступи від руди, виконувати оборку заколів після підривання, дотримуватися правил експлуатації самохідного обладнання.

4.2.5. Підповерхово-камерні системи

Сутність підповерхово-камерних систем розробки полягає в тому, що при розробці крутоспадних 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 та відбивання руди з підповерхових виробок. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 4.17.

Таблиця 4.17

Умови застосування
групи підповерхово-камерних систем розробки

| Найменування | Показник |
|----------------------------|--------------------|
| Потужність покладу, м | $\geq 10,0$ |
| Кут падіння покладу, град. | ≥ 55 |
| Стійкість руди | стійка |
| Стійкість порід | стійкі |
| Цінність руди | середньої цінності |

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

Підготовчі роботи – відкотні штреки, орти, вентиляційні та ходові підняттяві. *Нарізні роботи* полягають у проведенні виробок горизонту доставки та випуску руди, підповерхових штреків, ортів, відрізних виробок (штреки, орти та підняттяві). *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 підповерсі проводять відрізні виробки і з них бурять спадні свердловини на висоту підповерха. Після висаджування рядів свердловин утворюється відрізна щілина на повну ширину та висоту камери. Після утворення підсікання та відрізної щілини розпочинають очисні роботи. Очисні роботи в блоці розпочинається від його середини та просувається до флангів. Після утворення відрізної щілини відбивання руди ведуть вертикальними шарами, за рахунок підривання віял штангових шпурів або свердловин, що пробурені з бурових підповерхових виробок, починаючи з нижнього підповерха. Паралельне розташування штангових шпурів або свердловин при таких системах розробки використовується зрідка. Це

пов'язано із збільшенням обсягу нарізних робіт. Руду відбивають декількома шарами, при цьому кількість руди, що відбито за один раз, досягає десятків тис. т, а маса вибухових речовин (ВР), які висаджують одночасно – декількох десятків т. Як правило, для буріння свердловин застосовують самохідні та 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 виймання 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. Далі відпрацьований струмінь повітря омиває очисний простір і далі рухається вентиляційним підняттявим та підіймається на вентиляційний горизонт. На рис. 4.8 і 4.9 подано один з варіантів підповерхового-камерної системи розробки.

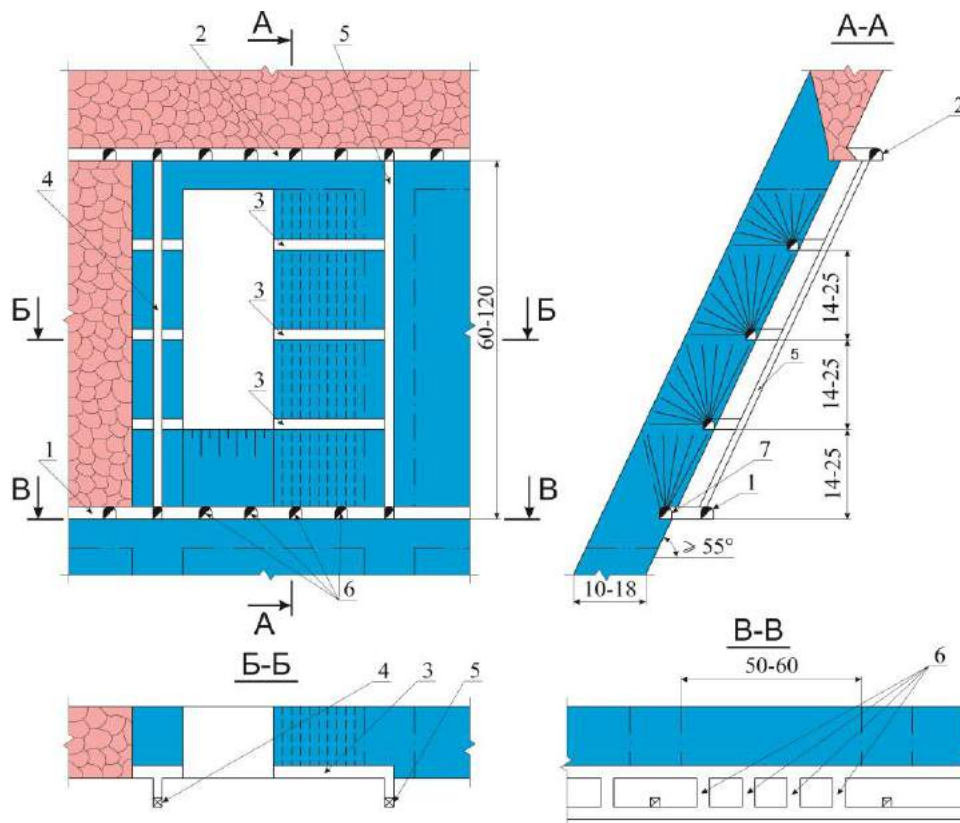


Рис. 4.8. Підповерхово-камерна система розробки за простяганням з відбиванням руди висхідними віялами свердловин і доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний польовий штрек; 2 – вентиляційний польовий штрек; 3 – буровий підповерховий штрек; 4 – вентиляційно-ходовий підняттявий; 5 – вентиляційний підняттявий; 6 – навантажувальні заїзди; 7 – підсічний штрек

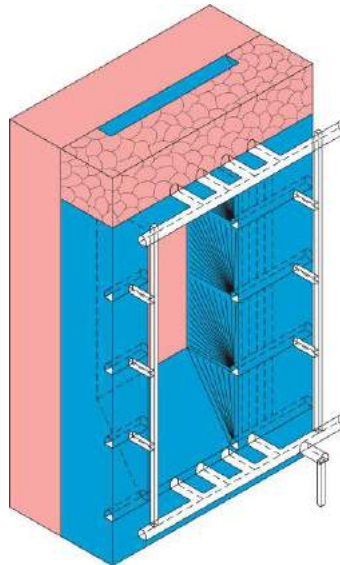


Рис. 4.9. Підповерхово-камерна система розробки за простяганням з відбиванням руди висхідними віялами свердловин і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

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. 4.18.

Таблиця 4.18

Техніко-економічні показники
групи підповерхово-камерних систем розробки

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

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму при застосуванні систем цієї групи є повітряні удари, що виникають унаслідок обвалення стелі або всього 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 та обладнання. Ширина відкритих заходок при стійких рудах повинна бути не менше 2,0 м, висота – не більше 2,5 м. Працюючі на уступі робітники зобов'язані

прив'язувати себе запобіжним паском і канатом довжиною до 10 м до штиря, що прикріплений до стінки виробки не менше ніж у двох місцях. Товщина міжкамерних ціликів повинна бути такою, щоб вони слугували надійною опорою для стелини та висячого боку камери, а пройдені в них виробки зберігалися впродовж всього терміну відпрацювання блоку. При потужності рудного покладу 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.

4.2.6. Поверхово-камерні системи

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. 4.19.

Таблиця 4.19

Умови застосування
групи поверхово-камерних систем розробки

| Найменування | Показник |
|----------------------------|--------------------|
| Потужність покладу, м | $\geq 10,0$ |
| Кут падіння покладу, град. | ≥ 55 |
| Стійкість руди | стійка |
| Стійкість порід | стійкі |
| Цінність руди | середньої цінності |

Поверхово-камерні системи розробки поділяють на 2 класи: з відбиванням руди вертикальними і горизонтальними шарами. Як і при підповерхово-камерних системах розробки поверх поділяють на блоки, які складаються з камери, міжкамерних ціликів, стелини та днища.

До *підготовчих робіт* при поверхово-камерних системах розробки з відбиванням руди горизонтальними шарами відноситься проведення відкотних штреків або ортів, вентиляційних або ходових підняттевих. *Нарізні роботи* – виробки підсікання, горизонту доставки та випуску руди, вентиляційно-ходові збійки, блокові бурові підняттеві й бурові камери. *Очисні роботи* – підсікання, відбивання руди, виймання ціликів і стелини, доставка руди. Відбивання руди виконують горизонтальними пучками віял свердловин, що пробурені 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 та через блоковий підняттевий потрапляє до бурових камер. Потім відпрацьований струмінь повітря рухається далі через підняттевий до вентиляційного горизонту.

На рис. 4.10 та 4.11 подано один з варіантів поверхово-камерної системи розробки.

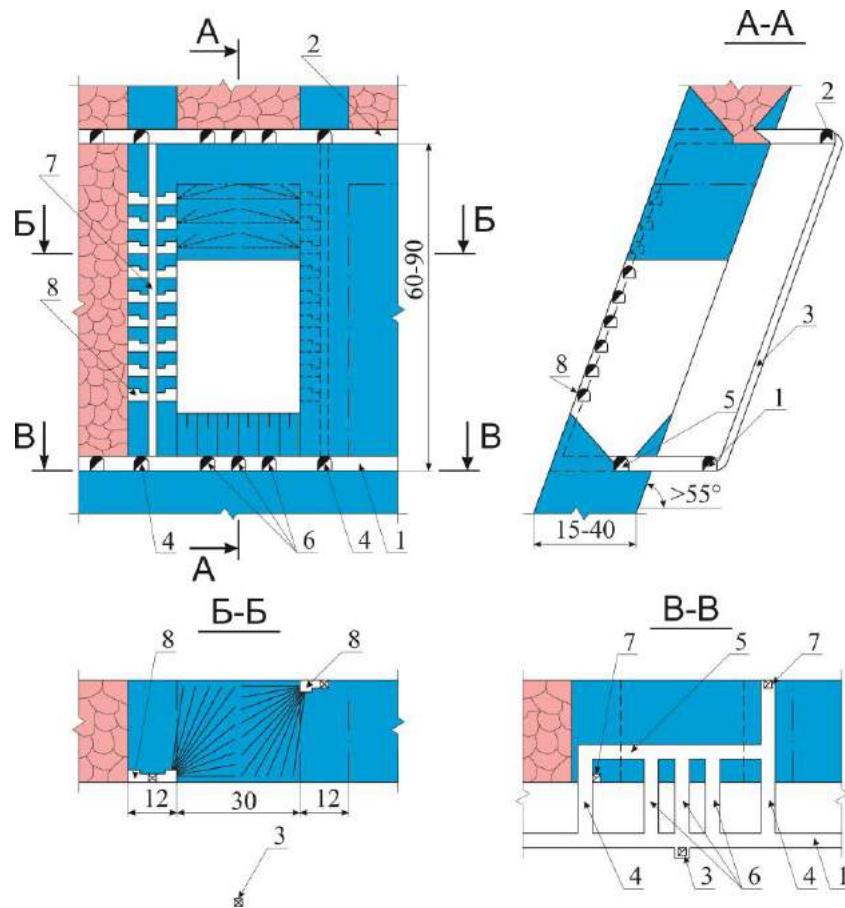


Рис. 4.10. Варіант поверхово-камерної системи розробки за підняттям з відбиванням руди горизонтальними пучками віял свердловин і доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий підняттевий; 4 – вентиляційно-ходові збійки; 5 – підсічний (траншейний) штрек; 6 – навантажувальні заїзди; 7 – блоковий буровий підняттевий; 8 – бурова камера

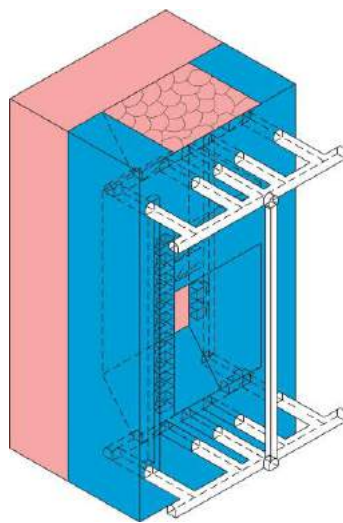


Рис. 4.11. Варіант поверхово-камерної системи розробки за підняттям з відбиванням руди горизонтальними пучками віял свердловин і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

При застосуванні поверхово-камерних систем розробки з відбиванням руди вертикальними шарами до *підготовчих робіт* відноситься проведення відкотних штреків, ортів, вентиляційних і ходових підняттевих. *Нарізні роботи* полягають у проведенні підсічних виробок, виробок горизонту доставки та випуску руди, бурового штреку або орта, відрізних виробок, вентиляційно-ходових виробок бурового горизонту. *Очисні роботи* містять наступні робочі процеси – це підсікання, утворення відрізної щілини, безпосередньо відбивання руди, виймання ціликів і стелини, доставка руди. Підсікання камер та утворення відрізної щілини аналогічні підповерхово-камерним системам розробки. Відрізний підняттевий 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 шару, що відбивається становить 2,5 – 5,0 м. Процеси розбурювання та випуску руди незалежні, тому частину руди тимчасово магазинують у нижній частині камери. Міжкамерний та 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 підняттевим на буровий горизонт. Потім відпрацьований струмінь повітря рухається до вентиляційного підняттевого та піднімається на вентиляційний горизонт.

Переваги: безпека робіт, висока продуктивність, низька собівартість, ефективна вентиляція блоку. *Недоліки*: низька ефективність, високі втрати та збіднення руди при вийманні ціликів.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 4.20.

Таблиця 4.20

Техніко-економічні показники
групи поверхово-камерних систем розробки

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

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

Питання для самоконтролю

1. *Наведіть особливість класу систем розробки з відкритим очисним простором.*

2. *Дайте коротку характеристику групі покрівлеуступних систем розробки.*

3. *Дайте коротку характеристику групі суцільних систем розробки.*

4. *Дайте коротку характеристику групі камерно-стовпових систем розробки.*

5. *Наведіть коротку характеристику групі підповерхово-камерних систем розробки.*

6. *Дайте коротку характеристику групі поверхово-камерних систем розробки.*

4.3. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ З МАГАЗИНУВАННЯМ РУДИ В ОЧИСНОМУ ПРОСТОРИ

Викладено загальні відомості про клас систем розробки з магазинуванням руди в очисному просторі. Наведено умови застосування, підготовчі, нарізні та очисні роботи, переваги і недоліки, вентиляцію, техніку безпеки та техніко-економічні показники груп.

Мета – сформулювати знання про клас систем розробки з магазинуванням руди в очисному просторі.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- характеризувати клас систем розробки з магазинуванням руди в очисному просторі;
- надавати характеристику групам систем;
- обирати групу та варіант системи за умовами застосування;
- користуватися техніко-економічними показниками систем.

4.3.1. Особливість систем з магазинуванням руди

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 анкерне кріплення. Замагазинована руда сприяє підтримці бокових порід між ціликами, але роль її як засобу підтримки є допоміжною. Для систем з магазинуванням характерні стійкість бокових порід та самої руди і, як правило, круте падіння рудного тіла, а також обов'язкова умова – відсутність злежування та самозаймання вибитої руди.

4.3.2. Системи з відбиванням з магазину

Характерною особливістю систем з магазинуванням руди та відбиванням її з магазину полягає в тому, що в міру відпрацювання блоку відбита руда заповнює очисний простір і є основою, на якій розташовуються робітники. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 4.21.

Таблиця 4.21

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

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

Підготовчі роботи – проведення відкотного штреку та блокових підняттяєвих. *Нарізні роботи* – проведення підсічного штреку, дучок і ходків у камеру. *Очисні роботи* полягають в утворенні підсікання (випускних воронок) відбивання та магазинування руди, випуску руди та 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 лише на 30 – 50%, а решту частини магазинують у камері. Відбивання руди шарами продовжують доки камера не буде відпрацьована до рівня стелини. Цикл очисного виймання 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, що залишено в камері, та відпрацювання міжповерхового і міжкамерного ціликів за допомогою підривання коротких шпурів, що заздалегідь пробурені у ціликах.

Вентиляція. Свіжий струмінь повітря надходить у відкотний штрек, піднімається через вентиляційно-ходовий підняттяєвий до шару, який відпрацьовується, омиває його і через вентиляційний підняттяєвий, що розташований на іншому фланзі камери, відведе забруднене повітря на вентиляційний горизонт. На рис. 4.12 і 4.13 подано один з варіантів системи розробки з магазинуванням руди та відбиванням з магазину.

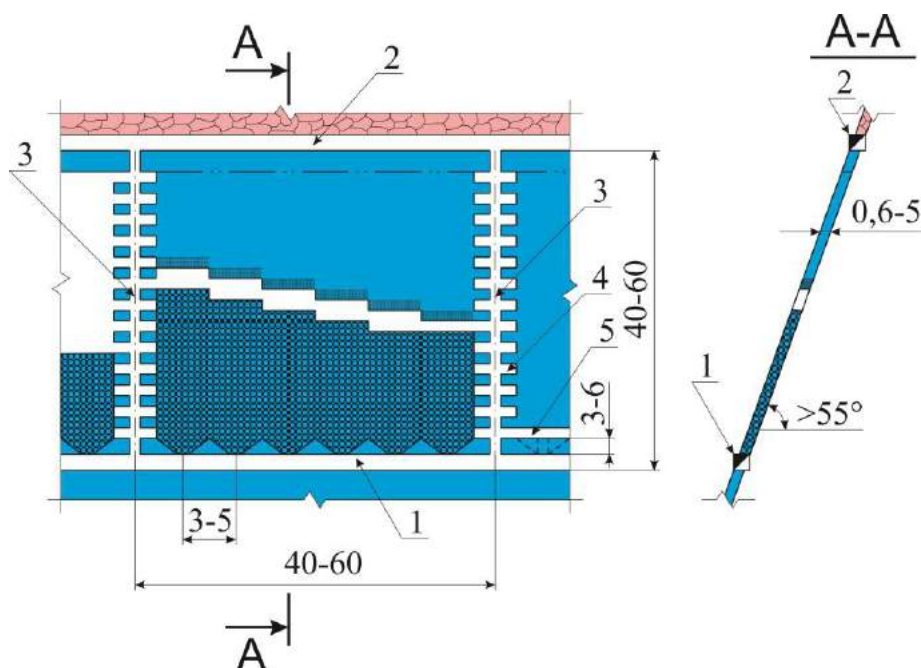


Рис. 4.12. Система розробки з магазинуванням за підняттям і відбиванням руди з магазину висхідними шпурами та самопливною доставкою: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – блоковий підняттяєвий; 4 – ходок; 5 – підсічний штрек

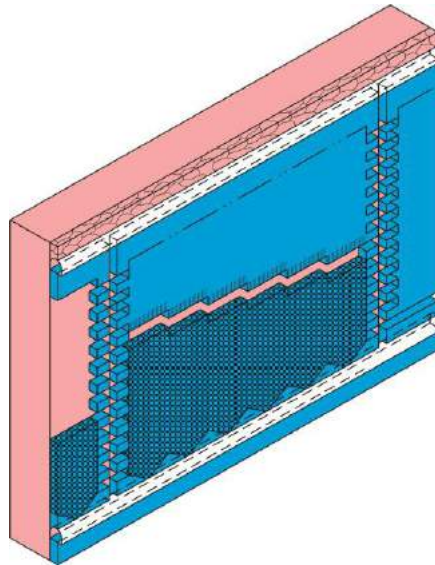


Рис. 4.13. Система розробки з магазинуванням за підняттям і відбиванням руди з магазину висхідними шпурами та самопливною доставкою в ізометрії

Переваги: простота робіт, ефективна вентиляція, відсутні спеціальні бурові виробки, невеликий обсяг підготовчо-нарізних виробок, стійкість бокових стінок камери забезпечується тиском замагазинованої 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. 4.22.

Таблиця 4.22

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

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

Техніка безпеки при очисних роботах. Основними причинами травматизму є обвалення руди з покрівлі уступу, утворення заколів, раптові осідання відбитої руди в магазині, обвалення завислих кусків і зависань руди в рудоспусках. Для дотримання безпеки не можна проводити буріння та подрібнення руди в камері магазину до оборки покрівлі і бокових порід. При ліквідації заколів необхідно застосовувати ломик із загостреним кінцем

довжиною 2,5 – 3,0 м і запобіжні окуляри. Необхідно кріпити слабкі ділянки покрівлі та боків тимчасовим кріпленням. Відстань від покрівлі до відбитої руди повинна бути не більше ніж 2,5 м. Під час випуску руди у магазині не повинно бути робітників. Для підвищення стійкості вибою, покрівлі необхідно надавати склепінчастої форми. Для попередження зависань випуск замагазинованої руди ведуть рівномірно з усіх люків. Після завершення випуску висота робочого простору повинна бути в межах 1,8 – 2,5 м. Для запобігання динамічних ударів, бокові породи обвалюють у вироблений простір.

4.3.3. Поверхово-камерні системи з магазинуванням

Сутність цих систем полягає в тому, що при розробці крутих покладів камерами в них тимчасово залишають руду. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 4.23.

Таблиця 4.23

Умови застосування групи
поверхово-камерних систем розробки з магазинуванням руди

| Найменування | Показник |
|----------------------------|--------------------|
| Потужність покладу, м | $\geq 10,0$ |
| 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 підняттях. *Нарізні роботи* – виробки підсікання, горизонту доставки та випуску руди, вентиляційно-ходові збійки, блокові бурові підняття, бурові камери. *Очисні роботи* – підсікання, відбивання, виймання ціликів і стелини, доставка руди. Відбивання руди проводять горизонтальними пучками віял свердловин, що пробурені з бурових камер. Після відбивання шару руду, його випускають на 30 – 40%. Відбивання руди продовжують доки камера не буде відпрацьована до рівня стелини, після чого виконують остаточний випуск руди, що залишилась у камері. Доставку та випуск руди здійснюють скреперними установками, вібраційними живильниками або самохідним обладнанням, а також його комбінуванням.

Вентиляція: свіжий струмінь повітря через виробки відкотного горизонту надходить у виробки горизонту доставки та через блокові підняття потрапляє до бурових камер. Потім відпрацьований струмінь повітря рухається далі через підняття до вентиляційного горизонту. На рис. 4.14 і 4.15 подано один з варіантів поверхово-камерної системи розробки з магазинуванням руди.

Переваги: висока безпека робіт, висока продуктивність, добре подрібнення руди, підтримання боків камери замагазинованою рудою.

Недоліки: великі втрати та збіднення руди, складність переміщення бурового верстата по буровим камерам, контур покладу повинен бути витриманим.

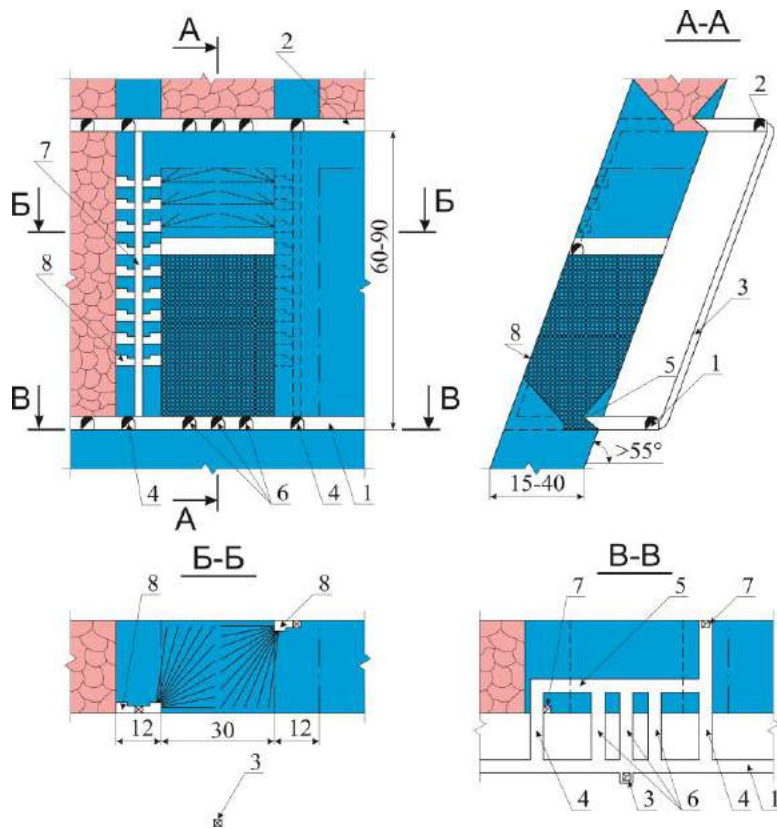


Рис. 4.14. Поверхово-камерна система розробки з магазинуванням руди за підняттям з відбиванням руди горизонтальними пучками віял свердловин і доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий підняттєвий; 4 – вентиляційно-ходові збійки; 5 – подсічний (траншейний) штрек; 6 – навантажувальні заїзди; 7 – блоковий буровий підняттєвий; 8 – бурова камера

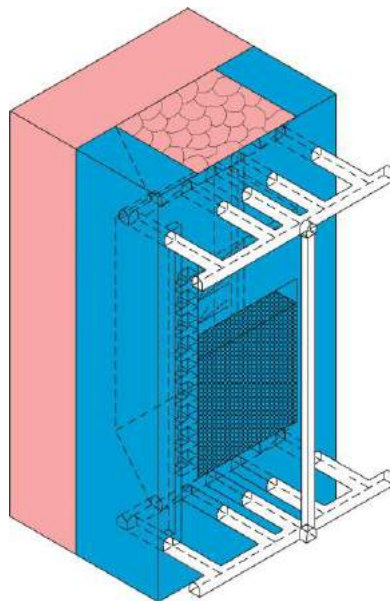


Рис. 4.15. Поверхово-камерна система розробки з магазинуванням руди за підняттям з відбиванням руди горизонтальними пучками віял свердловин і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 4.24.

Таблиця 4.24

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

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

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

Питання для самоконтролю

1. Наведіть особливість класу систем розробки з магазинуванням руди в очисному просторі.
2. Дайте коротку характеристику групі систем розробки з магазинуванням руди і відбиванням з магазину.
3. Дайте коротку характеристику групі поверхово-камерних систем розробки з магазинуванням руди.

4.4. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ З КРІПЛЕННЯМ ОЧИСНОГО ПРОСТОРУ

Викладено загальні відомості про клас систем розробки з кріпленням очисного простору. Наведено умови застосування, підготовчі, нарізні та очисні роботи, переваги і недоліки, вентиляцію, техніку безпеки та техніко-економічні показники груп.

Мета – сформулювати знання про клас систем розробки з кріпленням очисного простору.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- характеризувати клас систем розробки з кріпленням очисного простору;
- надавати характеристику групам систем;
- обирати групу та варіант системи за умовами застосування;
- користуватися техніко-економічними показниками систем.

4.4.1. Особливість систем з кріпленням очисного простору

Системи класу з кріпленням очисного простору характеризуються наявністю в очисному просторі посиленого кріплення, що регулярно будується слідом за вийманням, що слугує основним засобом підтримки руди та бокових порід. Ці системи застосовують при умовах, за яких бокові породи і руда не здійснюють 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.

4.4.2. Системи з посиленням розпірним кріпленням

Системи цієї групи характеризуються регулярним зведенням посиленого розпірного кріплення по мірі посування очисного вибою. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 4.25.

Таблиця 4.25

Умови застосування групи систем розробки з кріпленням посиленням розпірним кріпленням

| Найменування | Показник |
|----------------------------|------------|
| Потужність покладу, м | $\leq 4,0$ |
| Кут падіння покладу, град. | ≥ 55 |
| Стійкість руди | нестійка |
| Стійкість порід | будь-яка |
| Цінність руди | багата |

Підготовчі роботи полягають у проведенні по рудному тілу відкотного штреку і на флангах блоку двох підняттевих. Очисне виймання проводять з обох боків від підняттевого. Перший шар руди виймають на рівні покрівлі

відкотного штреку шляхом підривання висхідних шпурів. Після навантаження відбитої руди в транспортні засоби встановлюють розпірне кріплення та споруджують настил. З настилу бурять висхідні шпури для відбивання наступного шару руди. Перед підриванням зарядів настил прибирають і відбита руда самопливом переміщується по спеціальному похилому настилі до люків, що встановлені у покрівлі відкотного штреку. Бокові стінки, а іноді і покрівлю вибою підтримують за допомогою посиленого розпірного кріплення. Далі робочі процеси щодо спорудження настилу, буріння шпурів і їх підривання повторюють. Отже, запаси руди в блоці відпрацьовують за підняттям до самої стеліни.

Вентиляція блоку – свіжий струмінь повітря надходить на відкотний штрек, піднімається через один фланговий підняттєвий до шару, що відпрацьовується, омиває його, і через другий підняттєвий, що розташований на іншому фланзі блоку, забруднене повітря виходить на вентиляційний горизонт. На рис. 4.16 і 4.17 подано один з варіантів системи розробки з кріпленням посиленим розпірним кріпленням.

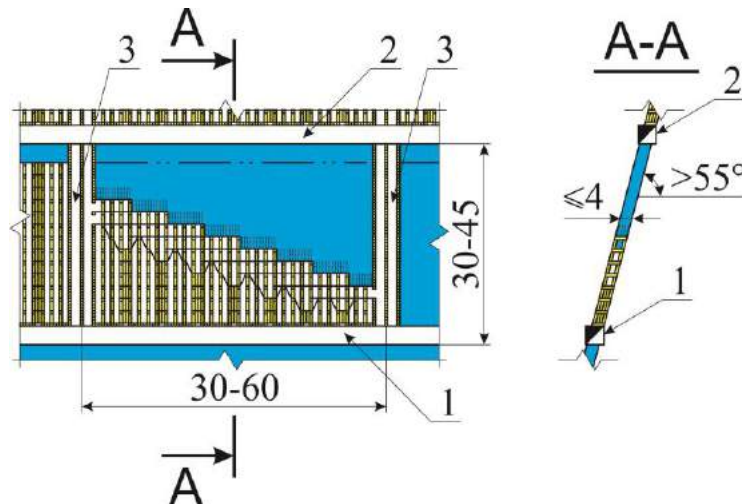


Рис. 4.16. Система розробки з кріпленням посиленим розпірним кріпленням за підняттям з відбиванням руди шпурами і самопливною доставкою: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий блоковий підняттєвий

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 буропідривних робіт (відбивання значних обсягів руди може призвести до руйнування кріплення), підвищена пожежна безпека та ін. Все це призвело до того, що системи з кріпленням очисного простору мають обмежене застосування.

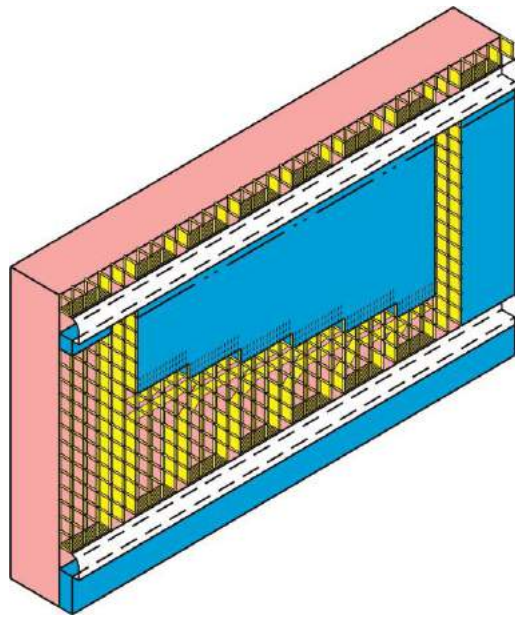


Рис. 4.17. Система розробки з кріпленням посиленим розпірним кріпленням за підняттям з відбиванням руди шпурами та самопливною доставкою в ізометрії

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 4.26.

Таблиця 4.26

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

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

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму можуть бути обвалення руди з покрівлі та бокових стінок, пошкодження кріплення під дією гірського тиску. Для безпеки робіт необхідно проводити кріплення виробок слідом за вийманням, негайно виправляти зламане кріплення, при цьому встановлення кріплення повинно виконуватися не менше як двома робітниками. В очисних виробках з великим первинним гірським тиском розпірне кріплення повинно бути піддатливим.

4.4.3. Системи зі 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 із 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. 4.27.

Таблиця 4.27

Умови застосування групи систем розробки з кріпленням станковим кріпленням

| Найменування | Показник |
|----------------------------|----------|
| Потужність покладу, м | > 4,0 |
| 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 підняттєвий. Відкотний штрек може бути закріплений будь-яким видом кріплення, зокрема звичайним дерев'яним у вигляді кріпильних рам. Для спорудження підняттєвих 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 виконують горизонтальними шпурами. За один прийом руду відбивають в обсязі, що займає одне станкове кріплення. Висота станка складає близько 2 м, а його основа – 1,5 × 1,5 м. З настилу, що укладений на кріплення, відбиту руду доставляють до рудоспусків, які розташовані на флангах блоку. Якщо доставку передбачається здійснювати вручну за рахунок перелопачування, то в міру просування робіт через кожні 6 – 7 м зводять рудоспуски. Після прибирання відбитої руди встановлюють станок кріплення, тобто кріплення встановлюється впритул до вибою.

Вентиляція. Свіжий струмінь повітря надходить на відкотний штрек, піднімається через підняттєві, що розташовані на флангах блоку, далі омиває очисний вибій, і через центральний вентиляційно-ходовий підняттєвий забруднене повітря надходить на вентиляційний горизонт. На рис. 4.18 та 4.19 подано один з варіантів системи розробки з кріпленням станковим кріпленням.

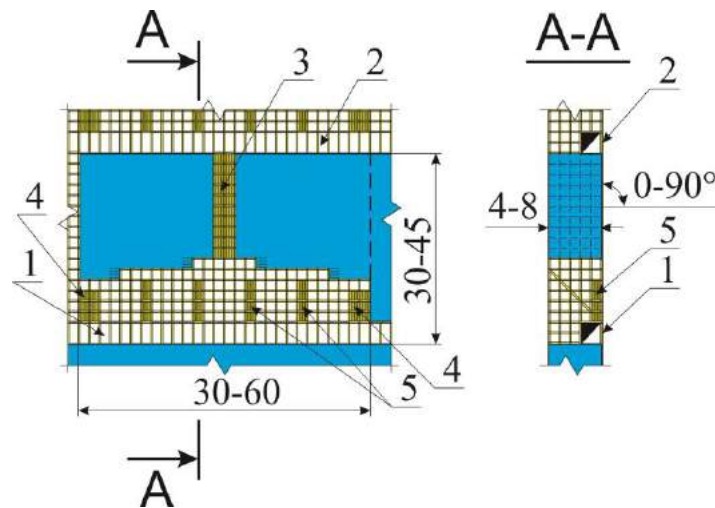


Рис. 4.18. Система розробки з кріпленням станковим кріпленням за підняттям з відбиванням руди шпурами та самопливною доставкою: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий підняттєвий; 4 – блоковий вентиляційно-ходовий підняттєвий; 5 – рудоперепускний підняттєвий

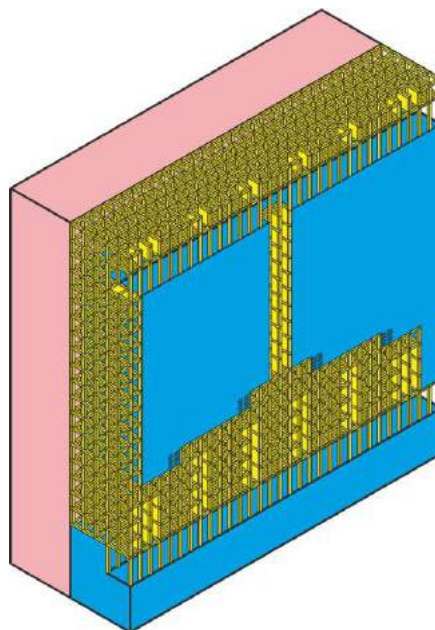


Рис. 4.19. Система розробки з кріпленням станковим кріпленням за підняттям з відбиванням руди шпурами та самопливною доставкою в ізометрії

Перевагою систем розробки цієї групи є можливість вести розробку слабких руд, що залягають у слабких породах, без порушення земної поверхні. При правильному веденні гірничих робіт втрати руди 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. 4.28.

Техніко-економічні показники групи систем розробки з кріпленням станковим кріпленням

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

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

Питання для самоконтролю

1. *Наведіть особливість класу систем розробки з кріпленням очисного простору.*
2. *Дайте коротку характеристику групі систем розробки з кріпленням посиленням розпирним кріпленням.*
3. *Дайте коротку характеристику групі систем розробки з кріпленням станковим кріпленням.*

4.5. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ІЗ ЗАКЛАДАННЯМ ОЧИСНОГО ПРОСТОРУ

Викладено загальні відомості про клас систем розробки із закладанням очисного простору. Наведено умови застосування, підготовчі, нарізні та очисні роботи, переваги і недоліки, вентиляцію, техніку безпеки та техніко-економічні показники груп.

Мета – сформулювати знання про клас систем розробки із закладанням очисного простору.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- характеризувати клас систем розробки із закладанням очисного простору;
- надавати характеристику групам систем;
- обирати групу та варіант системи за умовами застосування;
- користуватися техніко-економічними показниками систем.

4.5.1. Особливість систем 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 бокових порід. Іноді закладка слугує тільки для того, щоб протидіяти обваленню або осіданню земної 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 відслонення на великій площі.

4.5.2. Системи розробки горизонтальними шарами із закладанням

Особливість цієї групи полягає в тому, що горизонтальні шари руди відпрацьовують знизу вгору з використанням шпурового відбивання. Після виймання кожного шару вироблений простір заповнюють закладним матеріалом на висоту одного шару, який призначений для підтримання бокових порід від обвалення та слугує майданчиком для людей і обладнання, що працюють у вибої. У якості закладного матеріалу використовують пісок, подрібнені гірські породи, хвости збагачувальних фабрик та ін. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 4.29.

Умови застосування групи
систем розробки горизонтальними шарами із закладенням

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

Підготовчі роботи включають проведення виробок відкотного горизонту та двох флангових підняттяєвих, які мають 3 відділення. При цьому 2 відділення слугують для транспортування закладного матеріалу, а третє є вентиляційно-ходовим. У міру просування очисних робіт у центрі блоку зводять ще один підняттяєвий, який також має 3 відділення, 2 з яких слугують рудоспусками, а третє – центральне – використовується як вентиляційно-ходове. *Нарізні роботи* – при використанні для доставки руди самохідного обладнання проводять похилий з'їзд із заїздами на кожен шар руди, що відпрацьовується. *Очисні роботи* ведуть у напрямі знизу вгору. Перший шар відпрацьовують на рівні покрівлі 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 бурильних установок. Після виймання чергового шару вироблений простір заповнюють закладним матеріалом з таким розрахунком, щоб відстань між вибоєм і закладкою становила 2,5 – 3,0 м. На поверхні закладки розташовують спеціальний настил, щоб уникнути втрат рудного дрібняка та оберігати руду від засмічення закладкою. У якості настилу (залежно від цінності видобутої руди) застосовують брезент або сталеві листи. В окремих випадках використовують 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 підняттяєвий, який розташований у центрі блоку, до шару руди, де ведуться очисні роботи й омиває його. Далі забруднений струмінь через флангові підняттяєві потрапляє на вентиляційно-закладний горизонт. Очисний вибій добре провітрюється свіжим струменем повітря. На рис. 4.20 і 4.21 подано один з варіантів системи розробки горизонтальними шарами із закладенням.

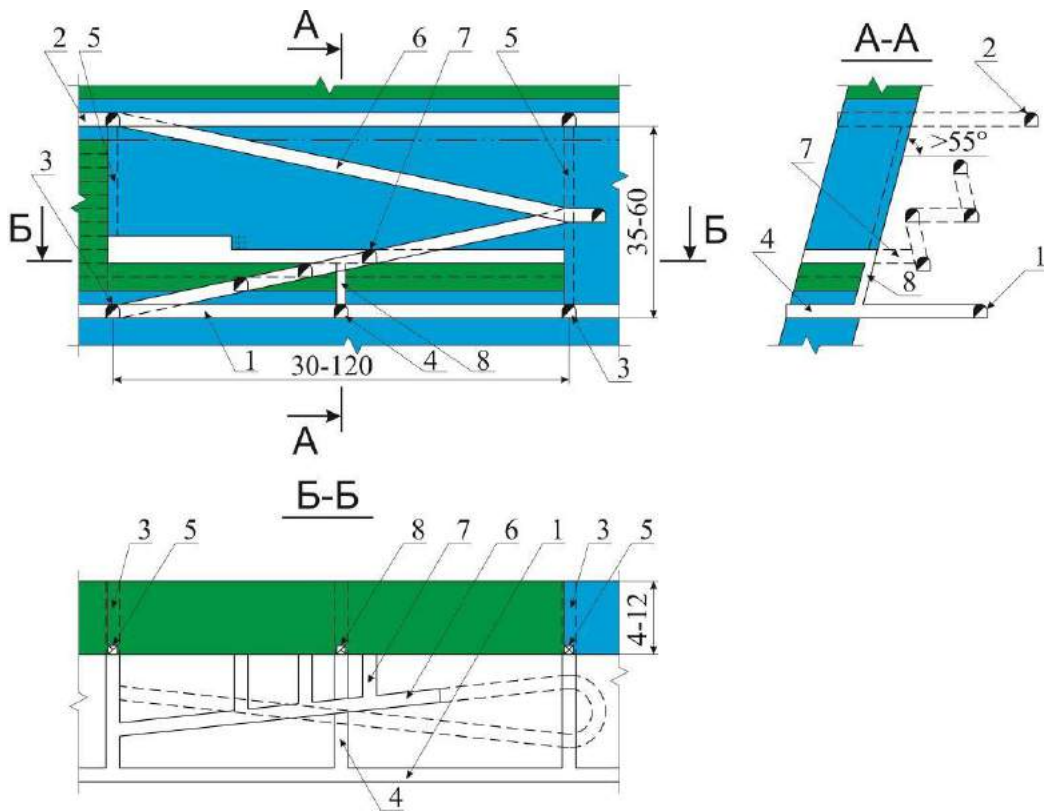


Рис. 4.20. Система розробки горизонтальними шарами із закладенням за підняттям з відбиванням руди шпурами та доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційно-закладний штрек; 3 – орт-заїзд; 4 – відкотний орт; 5 – вентиляційно-ходовий і закладний підняттєвий; 6 – похилий з'їзд; 7 – збійка; 8 – рудоперепуск

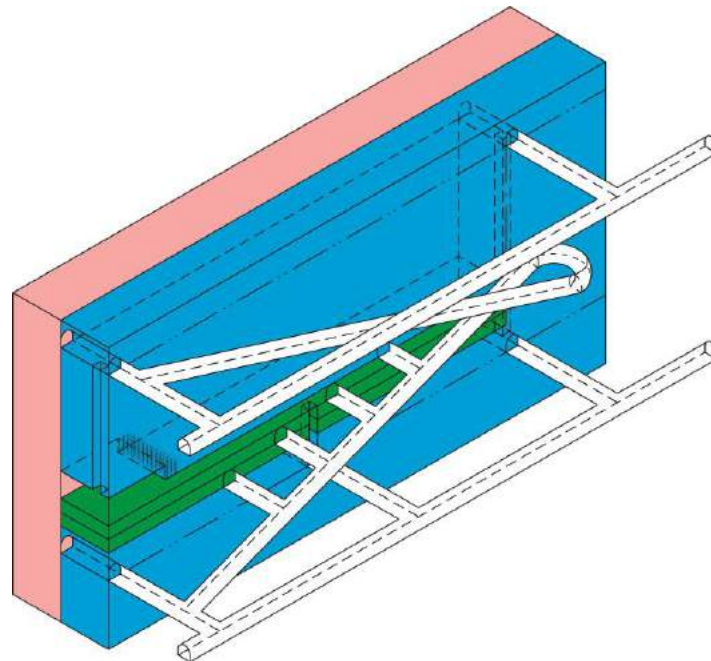


Рис. 4.21. Система розробки горизонтальними шарами із закладенням за підняттям з відбиванням руди шпурами і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Переваги – низькі втрати руди, збереження земної 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. 4.30.

Таблиця 4.30

Техніко-економічні показники групи систем розробки горизонтальними шарами із закладанням

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

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

4.5.3. Системи розробки похилими шарами із закладанням

Відмінною особливістю систем цієї групи є виймання руди шарами, нахиленими до горизонтальної площини на 30 – 45°, завдяки чому покрівля робиться дещо стійкішою, а транспортування руди до рудоспусків і розміщення закладного матеріалу у очисному просторі реалізується під дією сили тяжіння. Розробку руд похилими шарами застосовують якщо характер тріщинуватості руди такий, що покрівля нестійка при горизонтальному вибої та більш стійка при похилому розташуванні вибою. Умови застосування систем розробки цієї групи подано у табл. 4.31.

Таблиця 4.31

Умови застосування групи систем розробки похилими шарами із закладенням

| Найменування | Показник |
|----------------------------|-----------|
| Потужність покладу, м | 0,7 – 4,0 |
| 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 – 2,0 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, що зведений у центрі блоку, до шару, де ведуться очисні роботи, і омиває його. Далі забруднений струмінь через вентиляційно-ходові відділення флангових підняттявих потрапляє до вентиляційно-закладного горизонту. На рис. 4.22 і 4.23 подано один з варіантів системи розробки похилими шарами із закладенням.

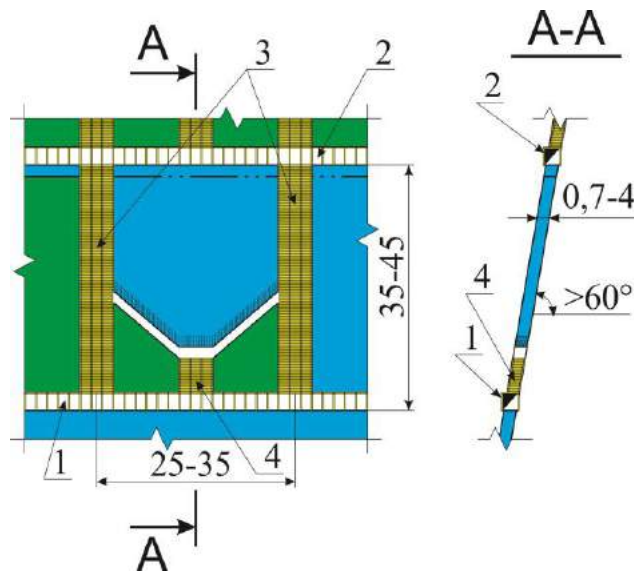


Рис. 4.22. Система розробки похилими шарами із закладенням за підняттям з відбиванням руди шпурами та самопливною доставкою: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий закладний підняттєвий; 4 – рудоспуск

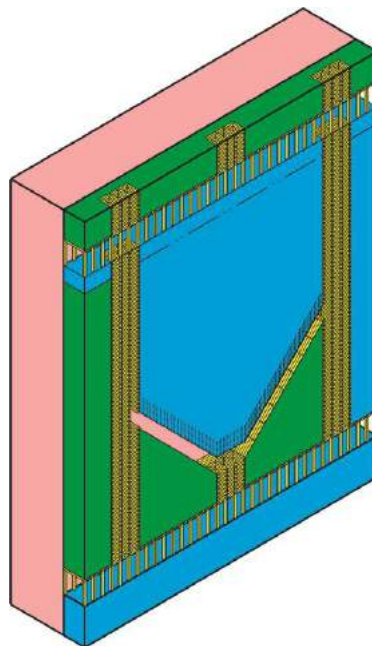


Рис. 4.23. Система розробки похилими шарами із закладенням за підняттям з відбиванням руди шпурами та самопливною доставкою в ізометрії

Перевагою систем розробки похилими шарами із закладенням є можливість виконувати доставку руди та закладки або самопливом, а також 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. 4.32.

Таблиця 4.32

Техніко-економічні показники групи систем розробки похилими шарами із закладенням

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

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму є: обвалення кусків 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 оббирати 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.

4.5.4. Покрівлеуступні системи із закладанням

Особливість цих систем розробки полягає в тому, що після відпрацювання жили виконують підробку бокових порід, для того щоб створити таку ширину очисного простору, у якій міг би розташуватися робітник. Відбиті породи залишають у виробленому просторі в якості закладного матеріалу. Умови застосування систем розробки цієї групи наведені у табл. 4.33.

Таблиця 4.33

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 та через 20 – 25 м блокових підняттях. *Очисні роботи* – відпрацювання блоку ведеться шарами в напрямі знизу вгору. Перший шар виймають на рівні покрівлі відкотного штреку. Відбивання руди виконують вертикальними

шпурами тільки у межах жили. Така щілина може скласти кілька десятків сантиметрів. Спочатку відбивають масу жили 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 та продовження робіт у наступних шарах. Відбиту породу залишають у виробленому просторі у якості закладки. При цьому підробку виконують таким чином, щоб відбитих порід було стільки, скільки потрібно для заповнення очисного простору. В іншому випадку виникає необхідність або у видачі на земну поверхню зайвої породи, або в доставці відсутньої породи з поверхні. Після відбивання породи в першому шарі кріплять відкотний штрек, облаштовують люки, нарощують кріплення рудоспусків та укладають на кріплення штреку настил з колод. Усі наступні шари відпрацьовують так само, як і перший, але перед відбиванням руди на поверхню закладки укладають настил. Доставку маси жили 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 підняттевого до шару, де ведуться очисні роботи і омиває його. Далі забруднений струмінь через вентиляційно-ходове відділення другого блокового підняттевого потрапляє на вентиляційний горизонт. На рис. 4.24 і 4.25 подано один із варіантів покрівлеуступної системи розробки із закладанням.

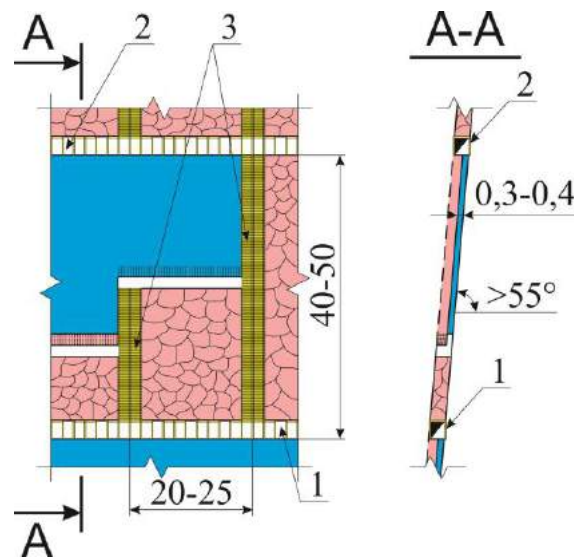


Рис. 4.24. Покрівлеуступна система розробки із закладанням за підняттям з відбиванням руди шпурами та скреперною доставкою: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий і рудоперепускний підняттевий

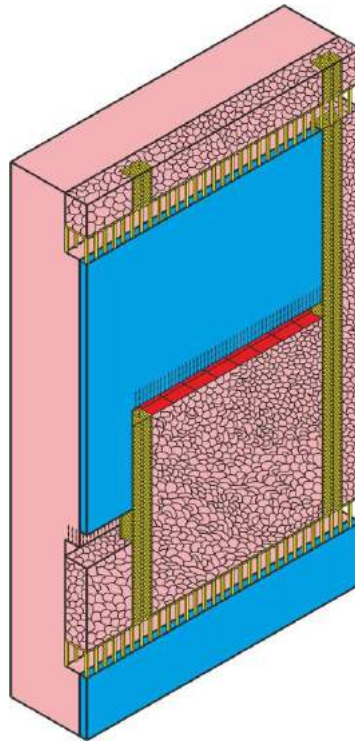


Рис. 4.25. Покрівлеуступна система розробки із закладанням за підняттям з відбиванням руди шпурами та скреперною доставкою в ізометрії

Переваги: низькі втрати та 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. 4.34.

Таблиця 4.34

Техніко-економічні показники групи покрівлеуступних систем розробки із закладанням

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

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму є обвалення кусків руди та 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 техніки

безпеки не можна проводити буріння та подрібнення руди або породи в камері до оборки покрівлі і бокових вибою. Необхідно регулярно та 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 підняттяві повинні бути вільні від вантажу.

4.5.5. Системи 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. 4.35.

Таблиця 4.35

Умови застосування групи систем розробки
низхідного шарового відпрацювання із закладанням

| Найменування | Показник |
|----------------------------|-------------|
| Потужність покладу, м | $\geq 15,0$ |
| 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 та вентиляційного підняттявого. *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° (трохи більше кута розтікання закладної суміші). Руду відбивають шпурами, які бурять з використанням бурильних установок. Відбиту руду доставляють до рудоспуску, скреперними установками або вантажно-постачальними машинами. Довжина доставки зазвичай не перевищує 30 – 60 м. Після відпрацювання заходки на одному її кінці ставлять перемичку, а з протилежного боку через свердловину подають закладку. Іноді для зміцнення майбутньої покрівлі нижніх заходок на ґрунт відпрацьованих заходок укладають металеву арматуру та 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 підняттявий або похилий з’їзд із заїздами надходить до шару, де ведуться очисні роботи, й омиває його. Далі забруднений струмінь

через вентиляційний підняттявий потрапляє на вентиляційно-закладний горизонт. На рис. 4.26 і 4.27 подано один з варіантів системи розробки низхідного шарового відпрацювання із закладанням.

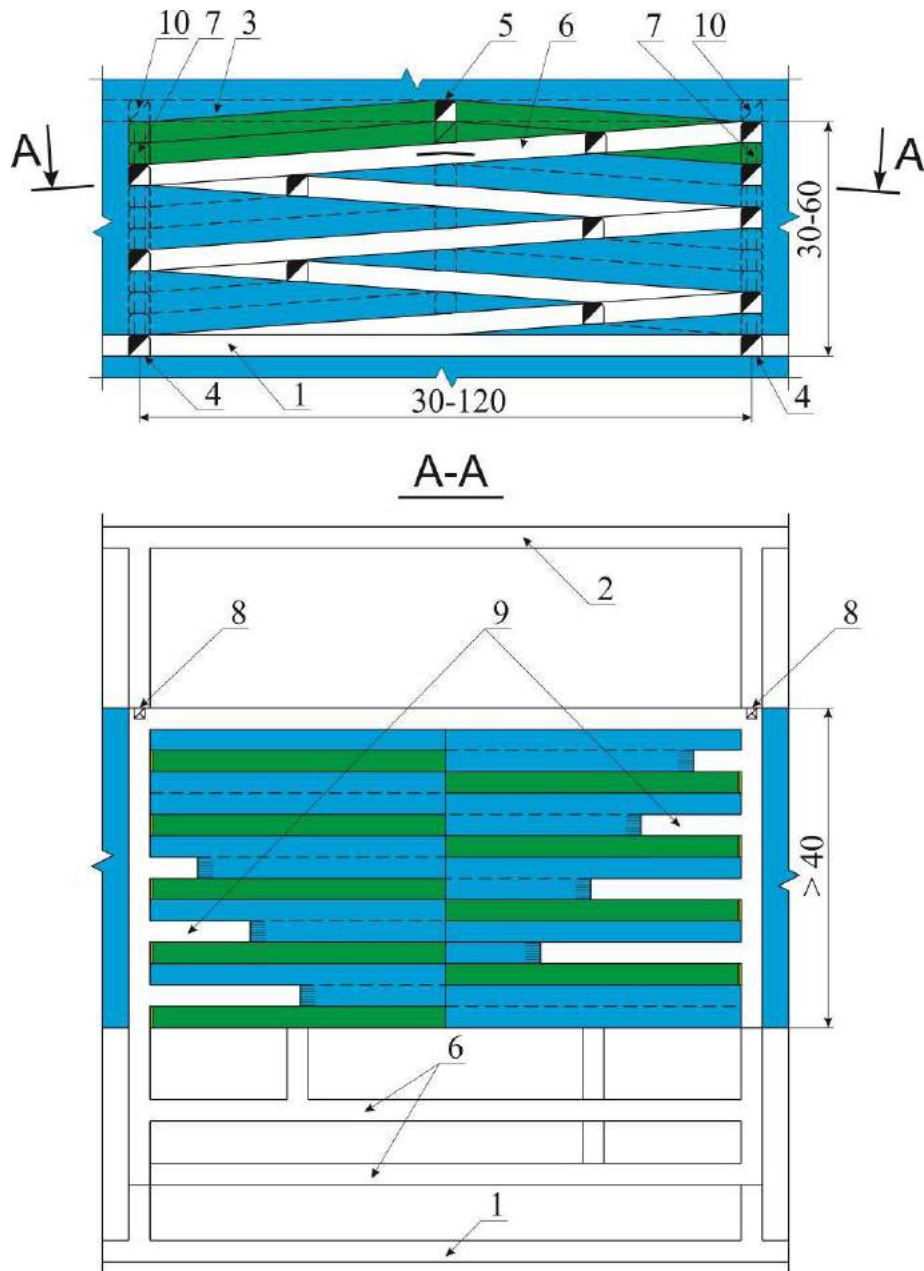


Рис. 4.26. Система розробки низхідного шарового відпрацювання із закладанням за падінням з відбиванням руди шпурами та доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек лежачого боку; 2 – відкотний штрек висячого боку; 3 – вентиляційно-закладний штрек; 4 – орт; 5 – закладний орт; 6 – похилий з’їзд; 7 – вентиляційний підняттявий; 8 – рудоперепускний підняттявий; 9 – очисна заходка; 10 – вентиляційна збійка

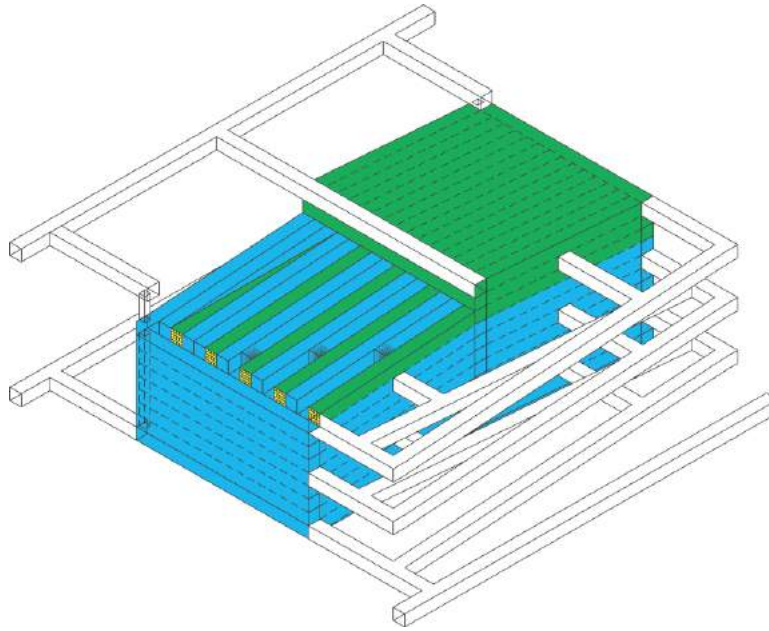


Рис. 4.27. Система розробки низхідного шарового відпрацювання із закладанням за падінням з відбиванням руди шпурами та доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

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

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

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 4.36.

Таблиця 4.36

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

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

Техніка безпеки при очисних роботах. Основними причинами травматизму є обвалення кусків руди та закладки на робочих місцях з покрівлі або боків заходок, падіння людей у відкриті рудоспуски, недотримання правил безпеки при роботі з механізмами та інструментом. Перед початком нової зміни необхідно ретельно оббирати покрівлю та боки заходок. Рудоспуски повинні

бути перекриті ґратами грохотів. При відпрацюванні заходок необхідне суворе дотримуватися правил безпеки при роботі з механізмами та інструментом. Для підвищення стійкості штучної покрівлі заходки нижнього шару зміщують відносно заходки вищого шару.

4.5.6. Підповерхово-камерні системи 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. 4.37.

Таблиця 4.37

Умови застосування групи
підповерхово-камерних систем розробки із закладанням

| Найменування | Показник |
|----------------------------|----------------------------|
| Потужність покладу, м | $\geq 10,0$ |
| Кут падіння покладу, град. | > 55 |
| Стійкість руди | стійка |
| Стійкість порід | стійка |
| Цінність руди | багата, середньої цінності |

Підготовчі роботи – відкотні штреки, орти, вентиляційні та ходові підняттяві. *Нарізні роботи* полягають у проведенні виробок горизонту доставки та випуску руди, підповерхових штреків, ортів, відрізнних виробок (штреків, ортів і підняттявего). *Очисні роботи* складаються з таких робочих процесів як підсікання, відрізка, відбивання та доставка руди. Підсікання запасів можуть здійснювати воронками або траншеєю. Відбивання руди здійснюється на задалегідь утворену відрізну щілину підриванням віял штангових шпурів або свердловин, що пробурені з бурових підповерхових виробок. Паралельне розташування штангових шпурів або свердловин застосовується зрідка, це пов'язано зі збільшенням обсягу нарізних виробок і підтриманням їх у безпечному стані. Руду відбивають на відрізну щілину відразу декількома шарами. При цьому кількість руди, що відбита за один раз, сягає десятків тисяч тонн. Як правило, для буріння свердловин застосовують самохідні та несамохідні бурові верстати. Штангові шпури або свердловини заряджають з відкотного горизонту з використанням пересувних пневматичних зарядників, 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 або самохідним обладнанням. Для попадання самохідного обладнання на підповерховий горизонт для всього поверху проводять капітальний спіральний з'їзд. 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 м³ закладного матеріалу. Після встановлення всіх перемичок виконують закладку камери закладним матеріалом.

Вентиляція. Свіжий струмінь повітря через відкотні виробки потрапляє до виробок горизонту доставки та через вентиляційно-ходовий підняттєвий на підповерхові горизонти. Далі відпрацьований струмінь повітря рухається до вентиляційного підняттєвого та піднімається на вентиляційний горизонт. На рис. 4.28 і 4.29 подано один з варіантів підповерхово-камерної системи розробки.

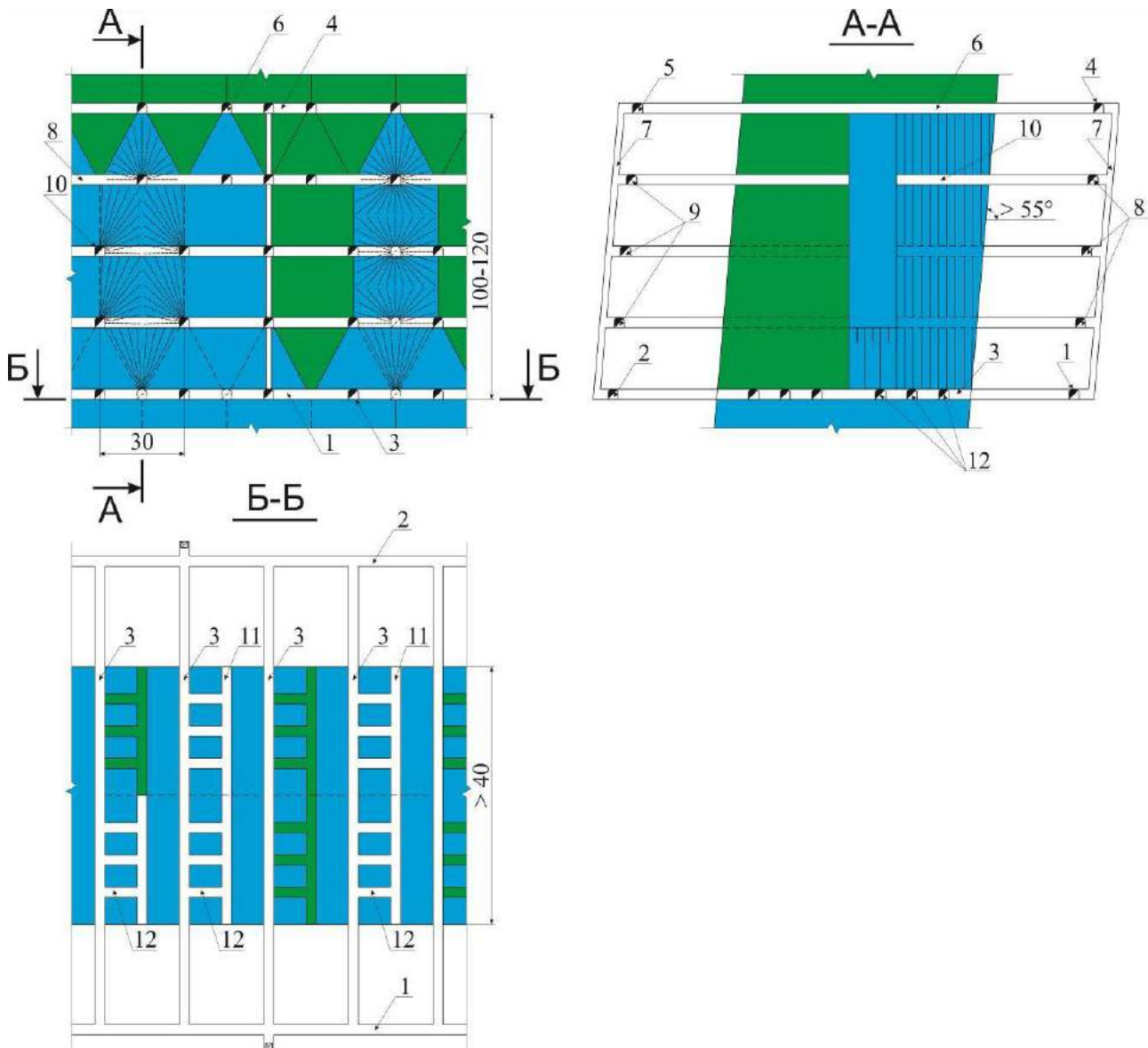


Рис. 4.28. Підповерхово-камерна система розробки із закладанням вхрест простягання з відбиванням руди свердловинами та доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек лежачого боку; 2 – відкотний штрек висячого боку; 3 – відкотний орт; 4 – вентиляційний штрек лежачого боку; 5 – вентиляційний штрек висячого боку; 6 – вентиляційний орт; 7 – вентиляційно-ходовий підняттєвий; 8 – підповерховий штрек лежачого боку; 9 – підповерховий штрек висячого боку; 10 – підповерховий буровий орт; 11 – підсічний (траншейний) орт; 12 – навантажувальний заїзд

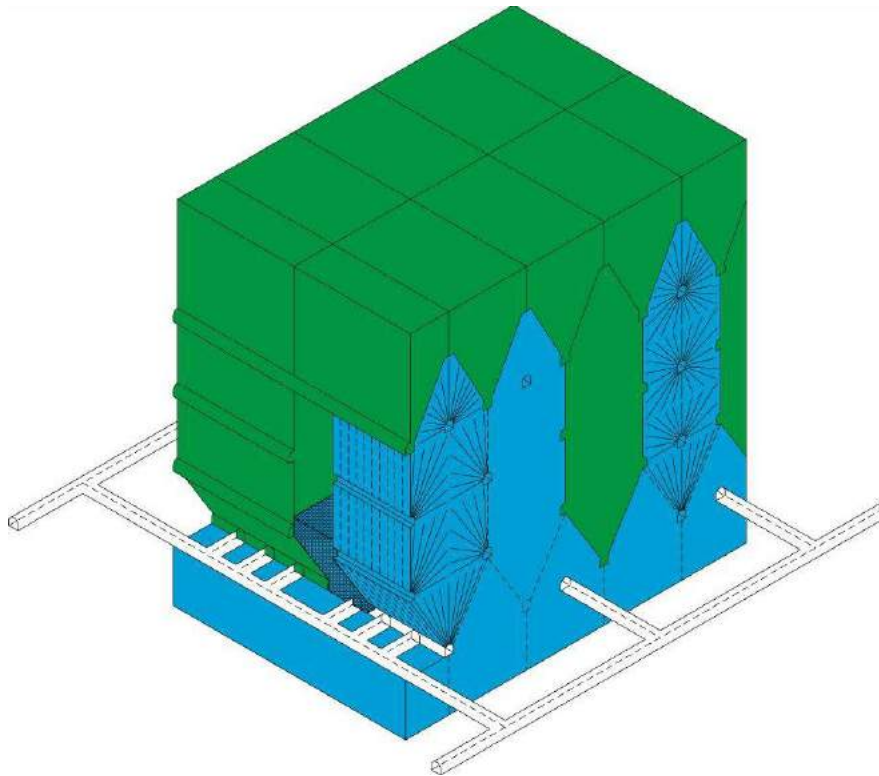


Рис. 4.29. Під поверхово-камерна система розробки із закладанням вхрест простягання з відбиванням руди свердловинами та доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Переваги: висока продуктивність праці робітника, безпека робіт (в очисному просторі немає людей), низькі втрати та 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. 4.38.

Таблиця 4.38

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

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

Техніка безпеки при очисних роботах. Основними причинами травматизму є падіння людей у вироблений простір, обвалення руди з покрівлі та боків 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 паском 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 закладкою, що твердіє, у всіх випускних дучках або виробках доставки повинні бути встановлені надійні перемички. Очисні роботи в камерах, суміжних із вже закладеною, забороняються до повного затвердіння закладного матеріалу, але не менше трьох місяців. Мінімальний термін з моменту закінчення закладних робіт до початку ведення очисних робіт у суміжних камерах зазначається 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 порожнин.

4.5.7. Поверхово-камерні системи 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. 4.39.

Таблиця 4.39

Умови застосування групи
поверхово-камерних систем розробки із закладанням

| Найменування | Показник |
|----------------------------|----------------------------|
| Потужність покладу, м | $\geq 10,0$ |
| 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 піднятєвих. *Нарізні роботи* – проведення підсічних виробок, виробок горизонту доставки та випуску руди, бурового штреку або орту, виробок для утворення відрізної щілини, вентиляційно-ходових виробок бурового горизонту. *Очисні роботи* – підсікання, відрізка, відбивання та доставка руди. Підсікання запасів можуть здійснювати воронками або траншеєю. Відбивання руди в камері здійснюють за допомогою свердловин за паралельною або віяловою схемою розташування. Для буріння свердловин застосовують самохідні та несамохідні бурові верстати. Свердловини

заряджають з відкотного горизонту з використанням пересувних пневматичних зарядників, подаючи ВР на буровий підповерх по шлангам. Можуть використовувати самохідні зарядні машини, за допомогою яких заряджають свердловини безпосередньо в шарі, що 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.

Вентиляція проводиться за наступною 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 та піднімається на вентиляційний горизонт. На рис. 4.30 і 4.31 подано один з варіантів поверхово-камерної системи розробки.

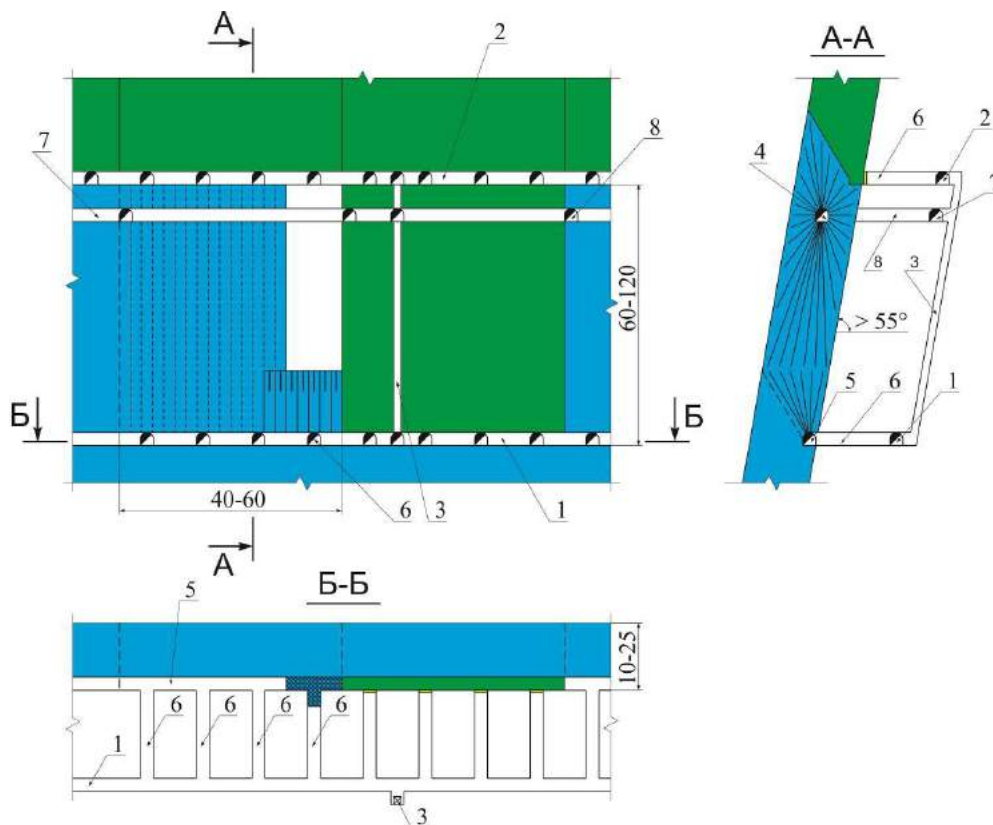


Рис. 4.30. Поверхово-камерна система розробки із закладанням за простяганням з відбиванням руди свердловинами та доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий підняттявий; 4 – буровий штрек; 5 – підсічний (траншейний) штрек; 6 – навантажувальний заїзд; 7 – заїзд на буровий штрек; 8 – штрек бурового горизонту

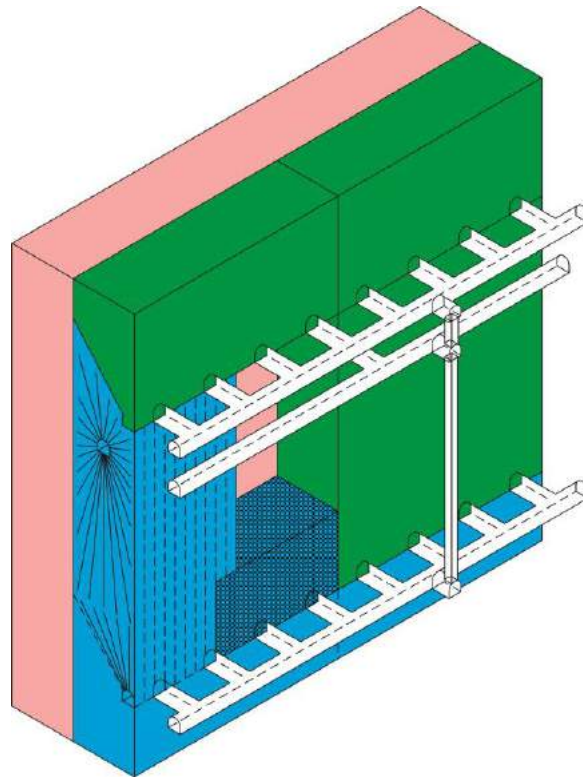


Рис. 4.31. Поверхово-камерна система розробки із закладанням за простяганням з відбиванням руди свердловинами та доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Переваги: висока продуктивність праці робітника, безпека робіт, низькі показники втрат та збіднення руди.

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

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 4.40.

Таблиця 4.40

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

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

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

Питання для самоконтролю

1. *Наведіть особливість класу систем розробки із закладанням очисного простору.*
2. *Надайте коротку характеристику групі систем розробки горизонтальними шарами із закладанням.*
3. *Наведіть коротку характеристику групі систем розробки похилими шарами із закладанням.*
4. *Дайте коротку характеристику групі покрівлеуступних систем розробки із закладанням.*
5. *Наведіть коротку характеристику групі систем розробки низхідним шаровим відпрацюванням із закладанням.*
6. *Надайте коротку характеристику групі підповерхово-камерних систем розробки із закладанням.*
7. *Наведіть коротку характеристику групі поверхово-камерних систем розробки із закладанням.*

4.6. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ З ОБВАЛЕННЯМ ПОРІД

Викладено загальні відомості про клас систем розробки з обваленням порід. Наведено умови застосування, підготовчі, нарізні та очисні роботи, переваги і недоліки, вентиляцію, техніку безпеки та техніко-економічні показники груп.

Мета – сформулювати знання про клас систем розробки з обваленням порід.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- характеризувати клас систем розробки з обваленням порід;
- надавати характеристику групам систем;
- обирати групу та варіант системи за умовами застосування;
- користуватися техніко-економічними показниками систем.

4.6.1. Особливість систем з обваленням порід

Клас систем розробки з обваленням бокових порід, характеризуються заповненням виробленого простору обваленими породами вслід за відпрацюванням корисної копалини. Кріпленням підтримується лише вибійний робочий простір невеликих розмірів, або крім бокових порід в процесі очисного виймання масив руди піддається руйнуванню або вільному обваленню, який попередньо підсікли знизу і з боків. У міру утворення очисний простір заповнюється подрібненою рудою та обваленою породою, що опускається вслід за рудою.

4.6.2. Системи шарового обвалення

Особливістю цієї групи є те, що відпрацювання руди ведеться горизонтальними шарами в низхідному порядку. Для запобігання проникнення обвалених пустих порід до корисної копалини використовують запобіжний дерев'яний настил (дерев'яний мат). Умови застосування систем розробки шарового обвалення подано в табл. 4.41.

Таблиця 4.41

Умови застосування групи
систем розробки шарового обвалення

| Найменування | Показник |
|----------------------------|------------|
| Потужність покладу, м | $\geq 3,0$ |
| 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 підняттявого. *Нарізні роботи* полягають у проведенні шарового штреку. *Очисні роботи* ведуть шарами у напрямку зверху донизу. 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 підняттявого. З підняттявого руда надходить на відкотний штрек. У міру виймання руди в заходці встановлюється кріплення, а після повного її відпрацювання на ґрунті споруджується спеціальний настил, призначений для розділення руди нижчого шару та порід, що обвалюються в очисний простір. Відомі різні конструкції настилу: з колод, металевих покриттів, смугової сталі і металевих сіток, залізобетонних пластин та ін. У всіх випадках особливу увагу приділяють якості настилу, тому від нього залежать показники вилучення руди, зокрема засмічення. Після відпрацювання декількох заходок породу обвалюють в очисний простір шляхом штучного руйнування кріплення невеликими зарядами вибухових речовин (накладні заряди). Відпрацювання нижнього шару здійснюють у такому ж порядку з певним відставанням у проведенні та обваленні заходок відносно розміщеного вище шару. При розробці малопотужних пологих родовищ можлива одношарове виймання відразу на всю потужність поклада. Якщо потужність поклада перевищує максимальну довжину заходок (20 – 25 м), то шаровий штрек розташовують у центрі блоку і заходки з нього проводять в обидва боки. Можливо також проводити в шарі декількох шарових штреків або розташовувати заходки вздовж простягання. В останньому випадку їх проводять з шарових ортів.

Вентиляція. Свіже повітря надходить у виробки відкотного горизонту. До шарового штреку та очисних заходок свіжий струмінь повітря подається через трубопровід, що прокладено в одному з відділень підняттявого, за допомогою вентилятора місцевого провітрювання, який встановлено у відкотному штреку або орті. На рис. 4.32 і 4.33 подано один з варіантів системи розробки шарового обвалення.

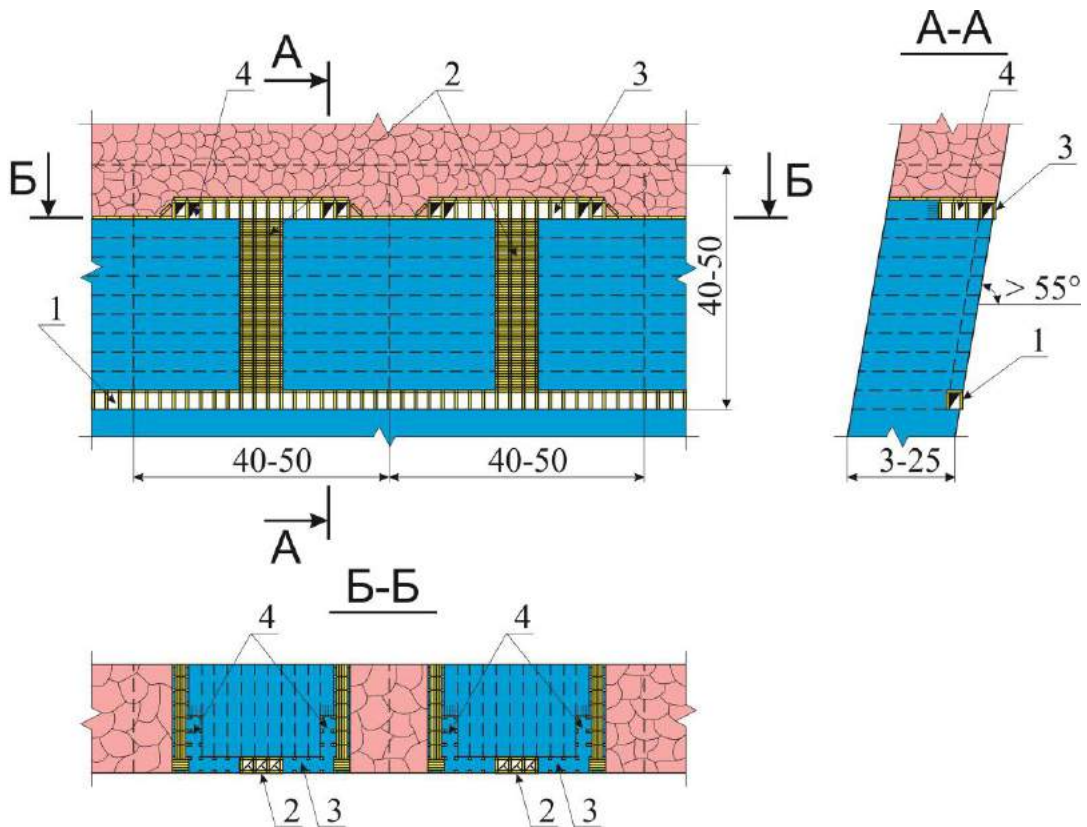


Рис. 4.32. Система розробки шарового обвалення за падінням з відбиванням руди шпурами та доставкою скреперними установками: 1 – відкотний штрек; 2 – блоковий підняттявий; 3 – шаровий штрек; 4 – заходки

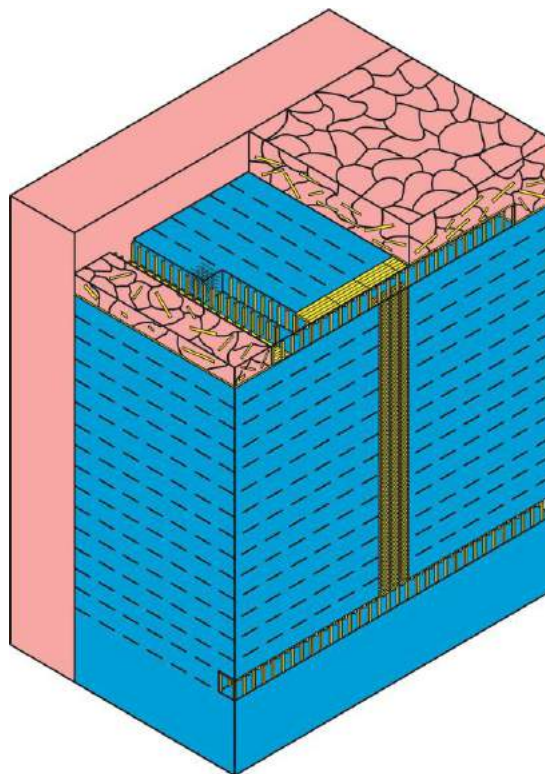


Рис. 4.33. Система розробки шарового обвалення за падінням з відбиванням руди шпурами та доставкою скреперними установками в ізометрії

Перевага – низькі втрати руди.

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

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 4.42.

Таблиця 4.42

Техніко-економічні показники групи систем розробки шарового обвалення

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

Техніка безпеки при очисних роботах. Причинами травматизму при системах шарового обвалення в основному є прориви порід з покрівлі. Для попередження нещасних випадків необхідно дотримуватися наступних заходів безпеки: довжина заходок не повинна перевищувати 20 м, висота та ширина – 3 м. При довжині заходок більше ніж 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 та погашенні заходок необхідно застосовувати тільки електричне підривання або неелектричні системи ініціювання (НСІ). При зависанні або затримці обвалення гнучкого настилу, очисні роботи необхідно припинити до їх усунення. Під час погашення заходок необхідно виводити людей, устя підняттявих і рудоспусків перекривати решітками, а роботи в суміжних ділянках не виконувати.

4.6.3. Стовпові системи 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 виймання руди здійснюють заходками або лавою й обвалюють покрівлю. Умови застосування стовпових систем розробки з обваленням покрівлі подано в табл. 4.43.

Умови застосування групи
стовпових систем розробки з обваленням покрівлі

| Найменування | Показник |
|----------------------------|------------|
| Потужність покладу, м | $\leq 3,0$ |
| 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 та відкотний штреки. Перпендикулярно панельному штреку проводять виймальні штреки. Виймальними штреками панель поділяється на ділянки – довгі стовпи. Зазвичай ширина цих стовпів становить 15 – 100 м, а довжина – 300 – 1000 м. Оскільки і руда, і бокові породи, нестійкі, то в цих штреках застосовується досить надійне кріплення. Головні панельні штреки кріплять кільцевим металевим кріпленням зі спеціального профілю з бетонною затяжкою за допомогою пластин. Виймальні штреки служать менш тривалий проміжок часу, ніж головні і панельні, тому їх кріплять металевим арочним або неповним кільцевим кріпленням.

Очисні роботи. Виймання довгих стовпів виконують 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 3 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 вибійній секційній конвеєр типу КЛЗС. Переміщення вибою за один цикл складає 0,75 м. Після того як комбайн переміщається до межі стовпа, проводиться демонтаж вибійного конвеєра, секції якого складуються у виймальному штреку. Перед перегонком комбайна в наступну нішу, демонтують 2 кінцеві секції конвеєра КТМ. Перед початком роботи в новій заходці попередня суміжна заходка повинна бути «посаджена». Кріплення з заходок витягують лебідкою та використовують повторно. Також відбивання можна вести відбійними молотками і потім навантажувати руду вантажною машиною. Після вилучення кріплення покрівля в заходці обвалюється самотужки 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

знаходиться кілька стовпів. У кожному з наступних стовпів очисні роботи повинні випереджати роботи, що виконують у 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 виймальний штрек. Через вентиляційну збійку проходить через кілька виймальних штреків і потім відпрацьований струмінь повітря потрапляє у панельний вентиляційний штрек, з якого у головний вентиляційний штрек і далі по вентиляційним стволом шахти на земну 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 виймального штреку від вентиляційної збійки до заходки та сама заходка провітрюються вентиляторами місцевого провітрювання, а зона роботи комбайна провітрюється за рахунок дифузії. На рис. 4.34 і 4.35 подано один з варіантів стовпової системи розробки з обваленням покрівлі.

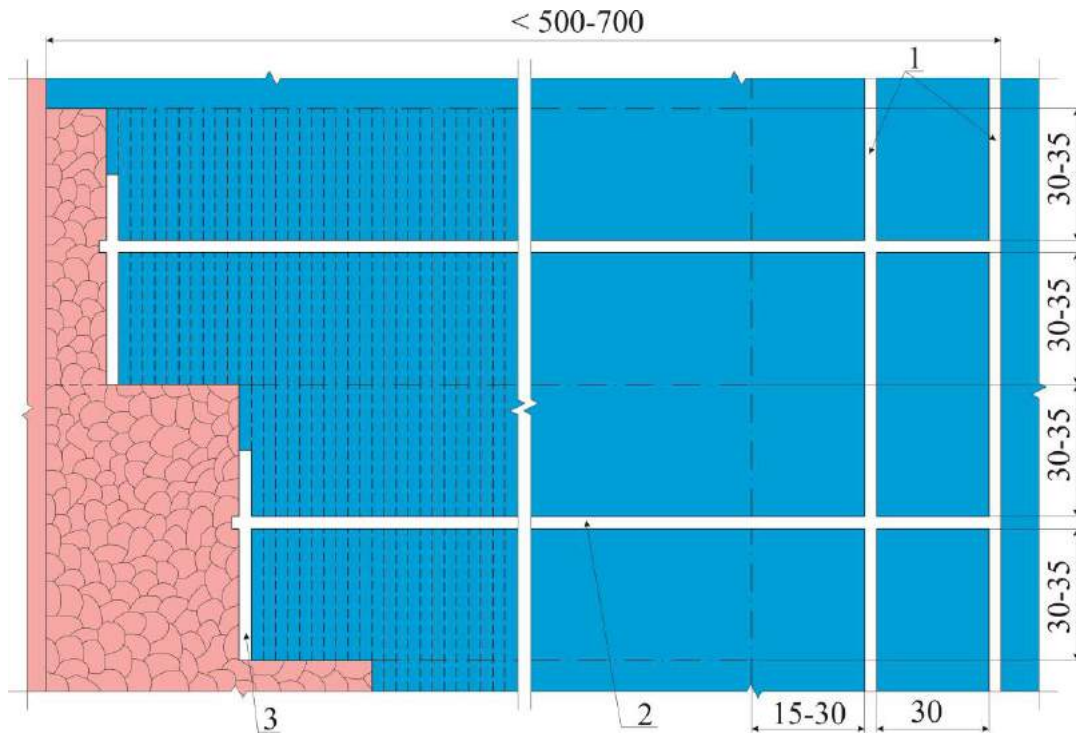


Рис. 4.34. Варіант стовпової системи розробки з обваленням покрівлі та відпрацюванням короткими двосторонніми заходками за простяганням з механічним відбиванням руди: 1 – панельні магістральні штреки; 2 – виймальний штрек; 3 – заходка

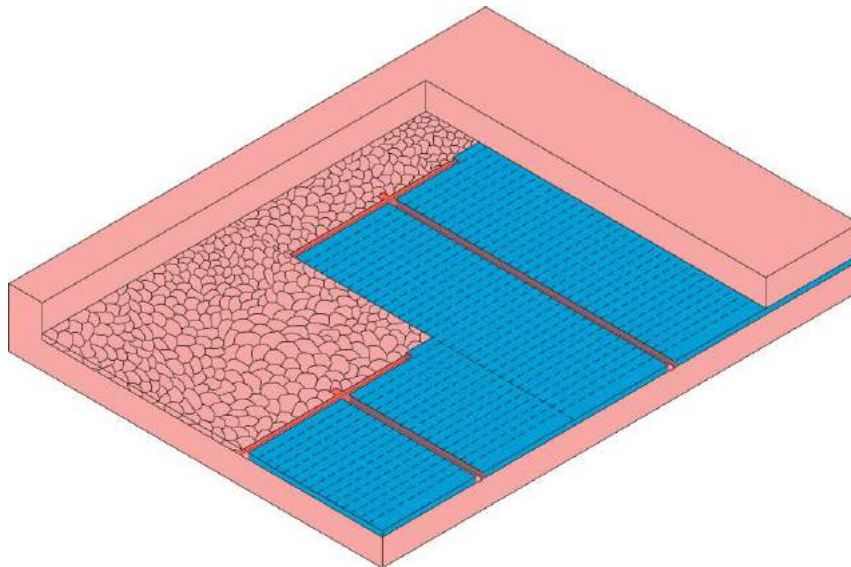


Рис. 4.35. Варіант стовпової системи розробки з обваленням покрівлі та відпрацюванням короткими двосторонніми заходками за простяганням з механічним відбиванням руди в ізометрії

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

Недоліки: низька продуктивність праці, значний обсяг робіт зі зведення кріплення й примусове обвалення стійкої покрівлі.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 4.44.

Таблиця 4.44

Техніко-економічні показники групи стовпових систем розробки з обваленням покрівлі

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

Техніка безпеки при очисних роботах. При стовпових системах травми можуть статися при розбиранні старого кріплення виймального штреку, погашенні відпрацьованих заходок, зведенні сполучення виймального штреку з очисною заходкою та на роботах, що пов'язані 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 допускають перерви під час проведення очисних робіт, оскільки в цьому випадку починає діяти значний гірський тиск і в заходках, що відпрацьованих не повністю, може бути порушене кріплення, а руду, що залишилася, складно буде вилучити.

4.6.4. Системи підповерхового обвалення

Ця група виникла завдяки удосконаленню групи систем шарового обвалення. Головною відмінністю цих систем розробки є те, що випуск відбитої руди у межах підповерху (панелі, зони) здійснюється під породами, що налягають, та обвалюють слідом за рудою. Умови застосування систем розробки цієї групи подано в табл. 4.45.

Таблиця 4.45

Умови застосування групи систем розробки підповерхового обвалення

| Найменування | Показник |
|----------------------------|--------------------|
| Потужність покладу, м | $\geq 15,0$ |
| Кут падіння покладу, град. | ≥ 25 |
| Стійкість руди | будь-яка |
| Стійкість порід | нестійкі |
| Цінність руди | середньої цінності |

Системи підповерхового обвалення з відбиванням руди глибокими свердловинами застосовують 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 підняттяєвих. *Нарізні роботи.* З відкотних ортів до позначки першого підповерху проходять рудоспуски. На кожному підповерхсі проводять виробки для доставки руди та вентиляції. *Очисні роботи* починають з підсікання масиву руди, у результаті чого утворюють горизонтальні компенсаційні простори (камери). Для підвищення стійкості цих просторів між ними залишають цілик. Масив руди розбурюється глибокими свердловинами зі спеціальних бурових виробок. Підривання свердловин здійснюють короткоуповільненим способом. При цьому в першу чергу підривають свердловини, що розбурені в ціликах. Після висаджування глибоких свердловин переходять до масового випуску руди через дучки. Доставку руди виконують 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 застосовують при наявній 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 підповерхсі проводять виробки доставки і випуску руди, підсікання, бурові та відрізні, вентиляційно-ходові виробки, рудоперепускні підняття, які призначені для перепуску руди з підповерху на відкотний горизонт. *Очисні роботи*. Підсікання блоку може здійснюватися як розворотом воронок, так і утворенням траншеї, що залежить від постачального обладнання, що застосовується. Вертикальну компенсаційну камеру створюють підриванням висхідних вертикальних рядів паралельних свердловин на попередньо пройдений відрізнй підняттявий. Далі зустрічно направлено способом відбивають масив руди, що розбурений глибокими свердловинами. При такому варіанті систем розробки значно знижується динамічний вплив вибуху на виробки приймального горизонту. Крім того, такий спосіб відбивання дозволяє поліпшити якість подрібнення гірничої маси за рахунок зіткнення окремих кусків. Руду випускають послідовно на 2 – 3 виробки доставки, зазвичай від лежачого до висячого боку. Доставку руди виконують 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 та розбурювання масиву проводиться безпосередньо з виробок горизонту доставки. Це дозволяє виключити проведення спеціальних бурових виробок і спростити конструкцію самої системи. При розбурюванні масиву устя глибоких свердловин недозаряджають ВР з метою запобігання руйнуванню виробок доставки в момент масового вибуху. Однак після підривання свердловин їх недозаряджені частини використовують при утворенні підсікання або щілин. Доставка відбитої руди виконується за допомогою скреперних установок з навантаженням безпосередньо у вагони через живильники або самохідного обладнання.

Варіанти систем підповерхового обвалення з відбиванням руди глибокими свердловинами на затиснуте середовище виникли 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 обвалених раніше порід і їх амортизаційних властивостей під дією енергії вибуху. 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. 4.36 і 4.37 подано один з варіантів системи розробки з підповерхового обвалення.

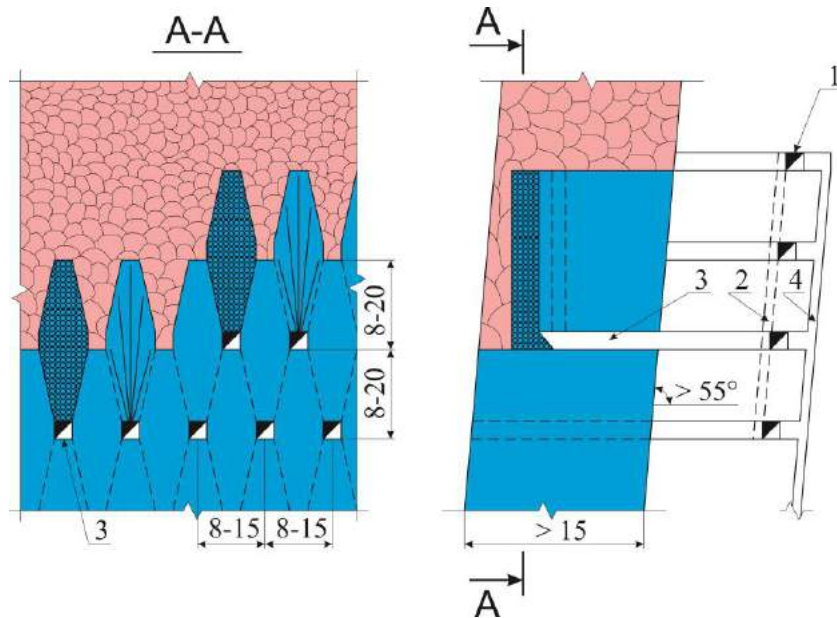


Рис. 4.36. Варіант системи розробки підповерхового обвалення з торцевим випуском вхрест простягання з відбиванням руди вертикальними свердловинами та доставкою самохідним обладнанням: 1 – підповерховий штрек; 2 – вентиляційний підняттєвий; 3 – буровий орт; 4 – рудоспуск

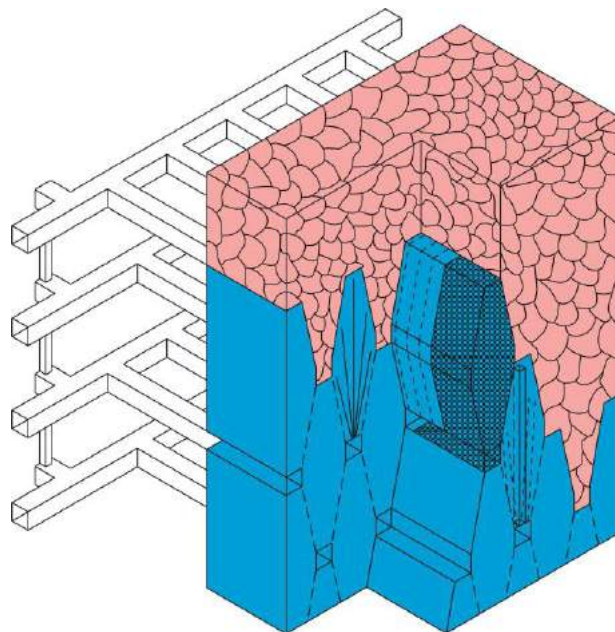


Рис. 4.37. Варіант системи розробки підповерхового обвалення з торцевим випуском вхрест простягання з відбиванням руди вертикальними свердловинами та доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

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

Недолік – високі втрати та збіднення руди, обвалення земної поверхні.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 4.46.

Таблиця 4.46

Техніко-економічні показники групи систем розробки підповерхового обвалення

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

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

4.6.5. Системи 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. 4.47.

Таблиця 4.47

Умови застосування групи систем розробки поверхового обвалення

| Найменування | Показник |
|----------------------------|--------------------|
| Потужність покладу, м | ≥ 10,0 |
| 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 набули 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 з боку від камер;
- з обваленням руди без компенсаційних камер («у затиснутому середовищі»).

Підготовчі роботи полягають у проведенні виробок відкотного горизонту (штреки й 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 обирається за умови розпушення вибухом решти частини блоку й складає в середньому близько 30%, змінюючись на практиці від 18 до 40% від запасів блоку. Відбивання руди здійснюють свердловинами або концентраційними (мінними) зарядами. Доставка руди виконується за допомогою скреперних установок, вібраційних живильників або самохідного обладнання.

Вентиляція: свіжий струмінь повітря через відкотні виробки (штреки, орти) надходить до виробок горизонту доставки та вентиляційними підняттявими надходить на буровий горизонт або через бурові підняттяві до бурових камер. Потім відпрацьований струмінь повітря далі рухається підняттявими до вентиляційного горизонту. На рис. 4.38 і 4.39 подано один з варіантів системи розробки поверхового обвалення.

Переваги – висока продуктивність праці, простота систем розробки, низька собівартість, сприятливі умови праці, можливість регулювання обсягів видобування у шахті.

Недоліки – високі втрати та збіднення руди, обвалення земної поверхні.

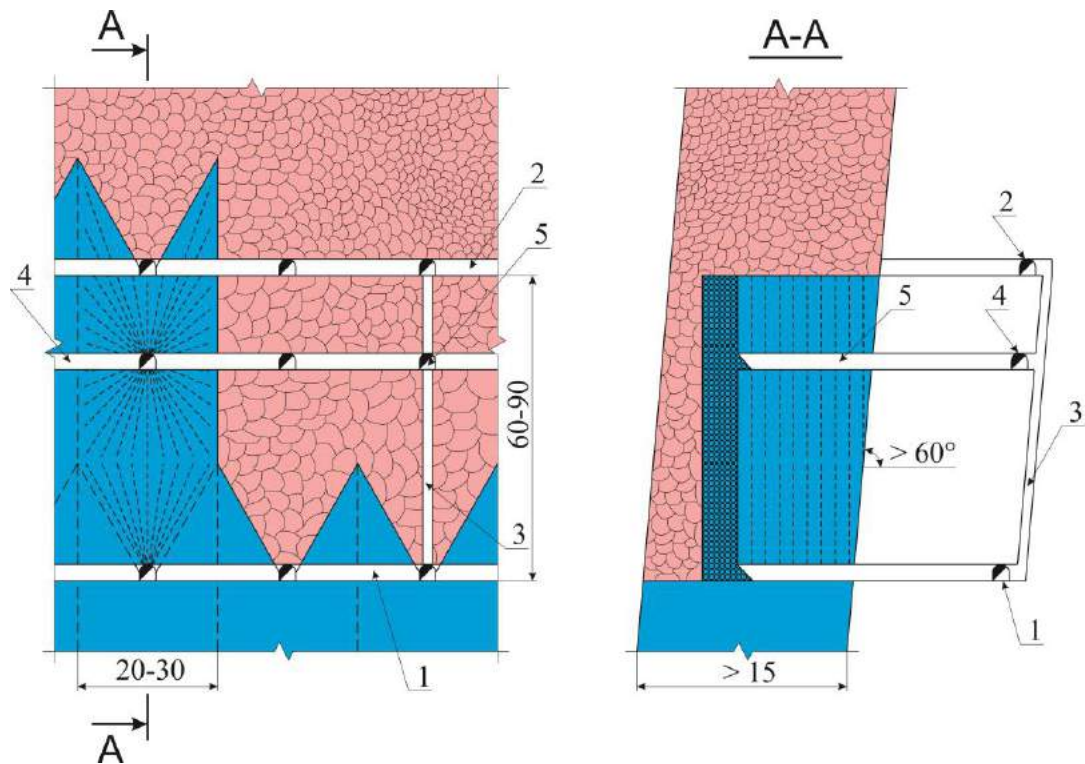


Рис. 4.38. Варіант системи розробки поверхового обвалення з торцевим випуском вхрест простягання з відбиванням руди віялами свердловин і доставкою самохідним обладнанням: 1 – відкотний польовий штрек; 2 – вентиляційний штрек; 3 – вентиляційно-ходовий підняттявий; 4 – польовий штрек бурового горизонту; 5 – буровий орт

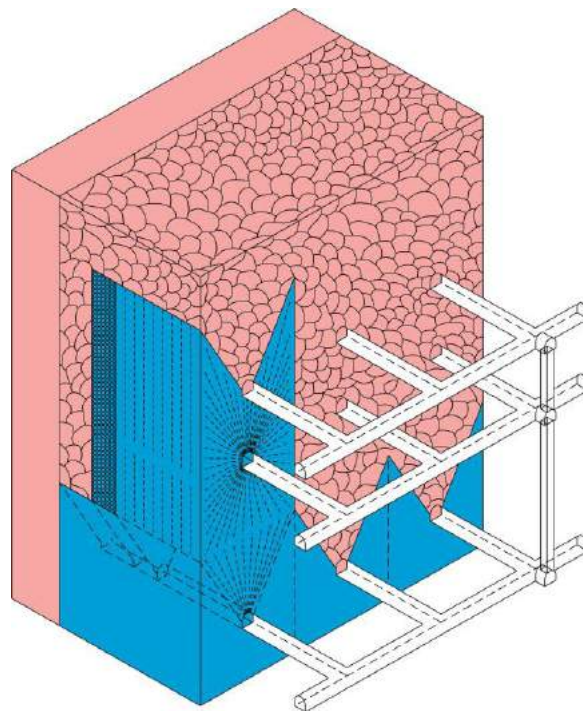


Рис. 4.39. Варіант системи розробки поверхового обвалення з торцевим випуском вхрест простягання з відбиванням руди віялами свердловин і доставкою самохідним обладнанням в ізометрії

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 4.48.

Таблиця 4.48

Техніко-економічні показники групи систем розробки поверхового обвалення

| Показник | Одиниця виміру | Величина |
|---------------------------------|--------------------------------|---------------|
| Продуктивність робітника | т/зміну | 70,0 – 110,0 |
| Продуктивність блоку | тис. т/міс. | 3,0 – 30,0 |
| Витрати погонажу | м/1000 т | 3,0 – 6,0 |
| Витрати лісу | м ³ /м ³ | 0,004 – 0,016 |
| Втрати | % | 5,0 – 25,0 |
| Збіднення | % | 5,0 – 30,0 |
| 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 підповерховим обвалення. При відбиванні руди вертикальними свердловинами, що пробурені у камеру підсікання, перед зарядженням забороняється закладати пробками з камер підсікання. Цю операцію дозволяється проводити тільки зверху і з бурового горизонту. Необхідно облаштувати огорожу щілини, що убезпечує людей від падіння в неї. Проведення бурових штреків або ортів і буріння глибоких свердловин з них повинно випереджати лінію обвалення вибою не менше ніж на один буровий орт (штрек).

4.6.6. Системи поверхового самообвалення

Основною особливістю цієї групи є те, що підсічений на значній площі масив руди починає самообвалюватися під дією сили тяжіння й тиску порід, що налягають, поступово заповнюючи підсічений простір на всю висоту поверху. Умови застосування систем розробки поверхового самообвалення подано в табл. 4.49.

Таблиця 4.49

Умови застосування групи систем розробки поверхового самообвалення

| Найменування | Показник |
|----------------------------|---------------------------|
| Потужність покладу, м | ≥ 25,0 |
| 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 підняттяві, вентиляційні виробки горизонту підсікання та на флангах родовища виробок, що обрамлюють. У центрі родовища для з'єднання відкотного та підсічного горизонтів, а також для створення ефективної вентиляції, пересування людей та самохідного обладнання проводять похилий з'їзд. *Очисні роботи* здійснюють в 3 етапи: підсікання блоку, частковий випуск руди в процесі самообвалення і масовий випуск руди після завершення процесу самообвалення. Залежно від гірничо-геологічних умов розробки у системах з самообваленням підсікання існує двох видів – плоске та зубчасте. Плоске підсікання найбільш просте в створенні та створюється буропідричним способом, за допомогою підривання штангових шпурів між підсічними виробками. Найбільшого поширення набуло зубчасте підсікання, що запропоноване 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, що пробурені з підсічних ортів, які утворюють щілини шириною 5 м і довжиною до 10 – 15 м з кутом нахилу 55 – 65°. А також виконують 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, утворюють прийомні траншеї шляхом підривання висхідних віял свердловин на відрізні підняттяві, які пройдені з траншейних штреків до горизонту підсікання. Підсікання починають з лежачого боку покладу та поступово переміщують його 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 починає самостійно обвалюватися. Утворюються склепіння самообвалення руди. При подальшому збільшенні площі підсікання збільшують і розміри склепіння самообвалення руди. Після повного розвитку процесу самостійного обвалення в масиві блоку, розпочинають масовий випуск обваленої руди. Доставка руди здійснюється за допомогою скреперних установок, вібраційних живильників або самохідного обладнання.

Вентиляція. Свіжий струмінь повітря через відкотний штрек лежачого боку потрапляє до відкотних ортів і далі через похилий з'їзд потрапляє на підсічний горизонт. Потім відпрацьований струмінь повітря через відкотний і вентиляційний штреки висячого боку горизонту підсікання рухається до вентиляційного стволу. На рис. 4.40 і 4.41 подано один з варіантів системи розробки поверхового самообвалення.

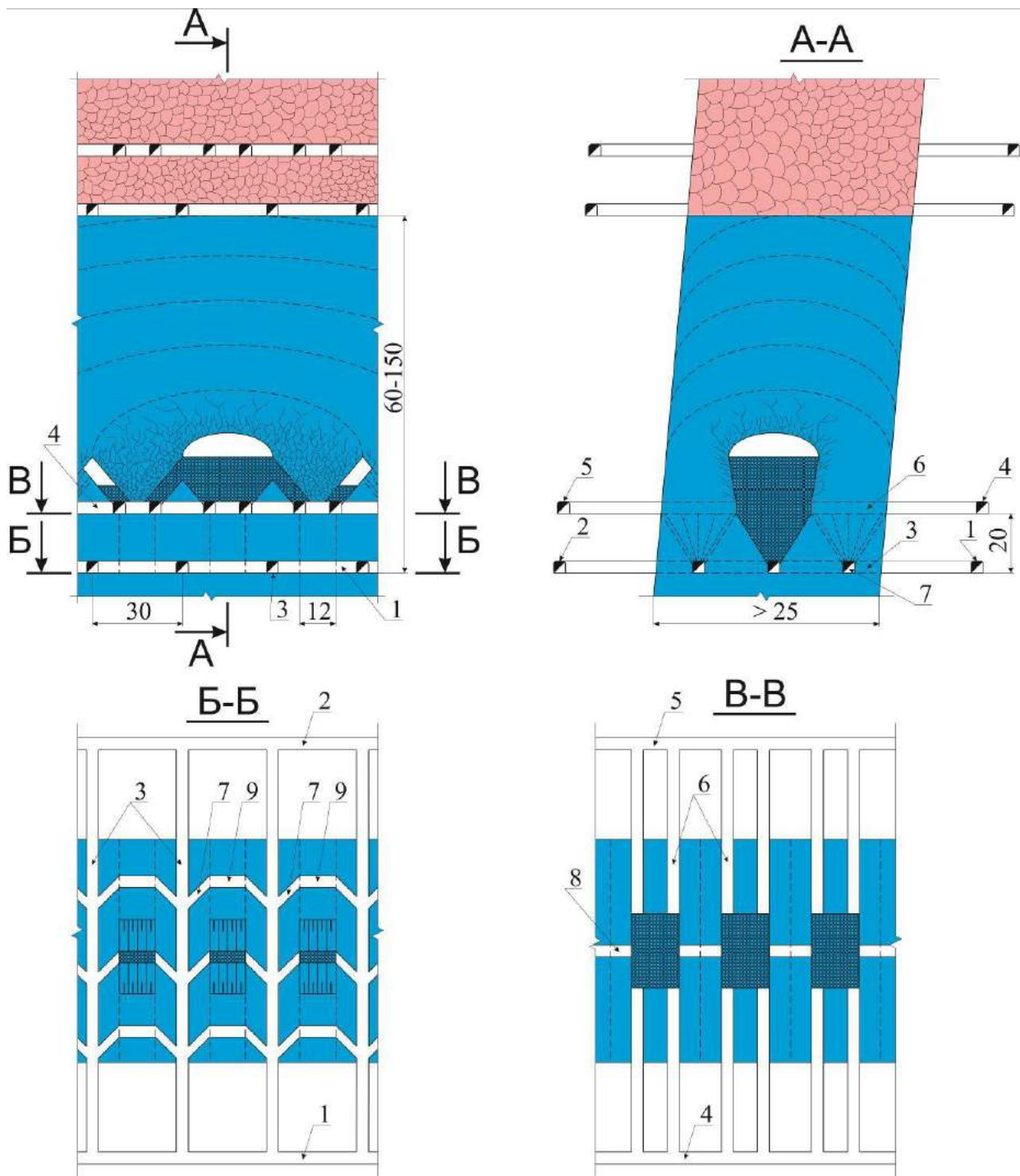


Рис. 4.40. Варіант системи розробки поверхового самообвалення за підняттям з доставкою руди самохідним обладнанням: 1 – відкотний штрек лежачого боку; 2 – відкотний штрек висячого боку; 3 – відкотний орт; 4 – вентиляційний штрек лежачого боку горизонту підсікання; 5 – вентиляційний штрек висячого боку горизонту підсікання; 6 – підсічний орт; 7 – навантажувальний заїзд; 8 – вентиляційний штрек горизонту підсікання; 9 – траншейний штрек

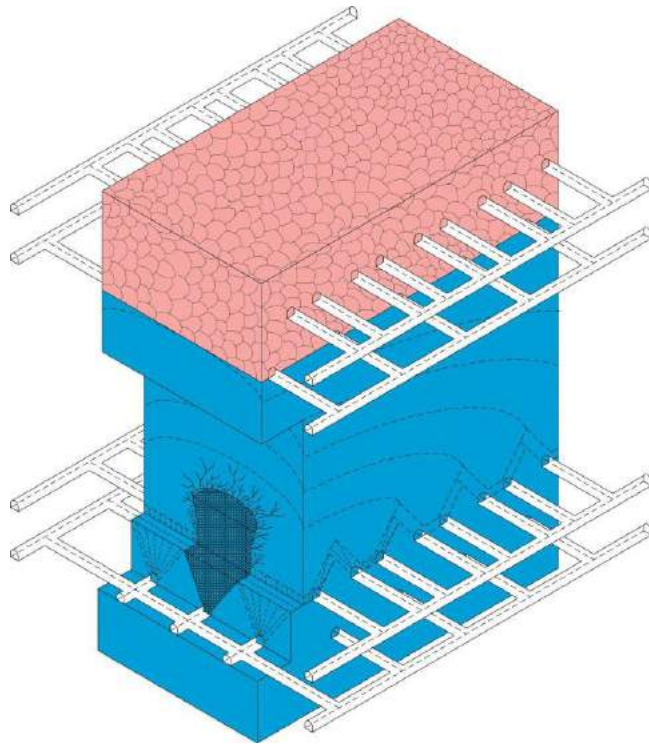


Рис. 4.41. Варіант системи розробки поверхового самообвалення за підняттям з доставкою руди самохідним обладнанням в ізометрії

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

Недолік – великі витрати на підтримку виробок горизонту доставки та випуску руди.

Техніко-економічні показники систем розробки цієї групи подано в табл. 4.50.

Таблиця 4.50

Техніко-економічні показники групи систем розробки поверхового самообвалення

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

Техніка безпеки при очисних роботах. Причини травматизму аналогічні як при системах підповерхового обвалення. Забороняється перебування людей в виробках, що обрамляють блок, після підготовки його до обвалення. При

відпрацюванні блоку повинен вестися контроль за процесом самообвалення руди зі спеціальних виробок, з'єднаних з виробками, що обрамляють, оглядовими збійками або за допомогою контрольних глибоких свердловин. При затримці (відставанні) обвалення руди випуск її повинен бути припинений.

Питання для самоконтролю

- 1. Наведіть особливість класу систем розробки з обваленням бокових порід.*
- 2. Дайте коротку характеристику групі систем розробки шарового обвалення.*
- 3. Надайте коротку характеристику групі стовпових систем розробки з обваленням покрівлі.*
- 4. Наведіть коротку характеристику групі систем розробки підповерхового обвалення.*
- 5. Наведіть коротку характеристику групі систем розробки поверхового обвалення.*
- 6. Дайте коротку характеристику групі систем розробки поверхового самообвалення.*

4.7. ВИРОБНИЧА ПОТУЖНІСТЬ ШАХТИ, ПАРАМЕТРИ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ

Викладено загальні відомості про визначення виробничої потужності шахти та параметри систем розробки. Наведено розрахунок виробничої потужності за гірничими можливостями та економічно доцільної потужності, надано алгоритм визначення строку служби шахти і приведено методики визначення параметрів систем розробки.

Мета – сформувати знання про виробничу потужність шахти та параметри систем розробки.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- визначати виробничу потужність шахти за гірничими можливостями;
- розраховувати економічно доцільну потужність шахти;
- вираховувати строк служби шахти;
- обчислювати параметри систем розробки.

4.7.1. Виробнича потужність та строк служби шахти

4.7.1.1. Виробнича потужність шахти

Виробнича потужність шахти (рудника) – це кількість руди в тонах, яка видобувається за певний період роботи шахти (за зміну, добу, місяць, рік). За період роботи шахти приймається рік, тому виробничу потужність називають **річною продуктивністю рудника**. Від річної продуктивності гірничого підприємства залежать кількість капітальних вкладень в його будівництво або реконструкцію, собівартість видобутку та переробки 1 т корисної копалини, приведені витрати, очікуваний або отриманий прибуток, ефективність капіталовкладень та інші техніко-економічні показники. Продуктивність сучасних гірничих підприємств коливається в значних межах, від 100 тис. до 5 млн т на рік. Виробнича потужність підприємства залежить від гірничих можливостей. Це розміри родовища, його запаси, умови залягання родовища, технологія та організація гірничих робіт.

Річна продуктивність рудника за гірничими можливостям при куті падіння рудного тіла (рудних тіл) менше 30°

$$A_2 = S \cdot K_e \cdot \sum_{i=1}^{i=n} k_i \cdot \frac{d_i}{S_i}, \text{ т/рік}, \quad (4.3)$$

де S – горизонтальна площа родовища, тис. м²; K_e – коефіцієнт використання рудної площі (див. табл. 4.51); n – кількість систем розробки, що використовують на рудній шахті; k_i – частка систем розробки, що використовується, у загальному обсязі видобутку руди на шахті, що дорівнює

$$k_i = \frac{S_{cp}}{S}, \text{ ч.о.}, \quad (4.4)$$

де S_{cp} – рудна площа, яка розробляється системою розробки, що застосовується, тис. м²; d_i – продуктивність блоку або панелі в залежності від застосовуваної системи розробки, при суцільних або камерно-стовпових системах розробки може становити 360 – 720 тис. т/рік, при стовпових системах розробки – 720 – 1200 тис. т/рік; S_i – площа блоку або панелі, що знаходиться в очисному вийманні, в залежності від системи розробки, що застосовується і дорівнює при суцільних або камерно-стовпових системах розробки 30 – 60 тис. м², при стовпових системах розробки – 60 – 90 тис. м².

Таблиця 4.51

Коефіцієнт використання рудної площі
в залежності від горизонтальної площі родовища

| Горизонтальна площа родовища, тис. м ² | Коефіцієнт використання рудної площі |
|--|---|
| 5 – 10 | 0,35 – 0,27 |
| 10 – 20 | 0,27 – 0,23 |
| 20 – 50 | 0,23 – 0,17 |
| 50 – 100 | 0,17 – 0,13 |
| 100 – 200 | 0,13 – 0,09 |
| 200 – 400 | 0,09 – 0,06 |
| > 400 | 0,05 |

Річна продуктивність рудника за гірничими можливостям при куті падіння рудного тіла (рудних тіл) більш 30°

$$A_2 = V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S_2 \cdot \gamma_p \frac{1-P}{1-R}, \text{ т/рік}, \quad (4.5)$$

де V – середньорічне зниження рівня розробки, м/рік, (див. табл. 4.52); K_1 – поправний коефіцієнт до величини річного зниження в залежності від кута падіння рудного тіла, (див. табл. 4.53); K_2 – поправний коефіцієнт до величини річного зниження в залежності від потужності рудного тіла, (див. табл. 4.54); K_3 – поправний коефіцієнт до величини річного зниження в залежності від системи розробки, що застосовується (див. табл. 4.55); K_4 – поправний коефіцієнт до величини річного зниження в залежності від числа поверхів, що знаходяться одночасно у відпрацюванні, (див. табл. 4.56); S_2 – середня горизонтальна рудна площа поверху

$$S_2 = L \cdot m_2 = L \cdot \frac{m}{\sin \alpha}, \text{ м}^2. \quad (4.6)$$

де L – довжина шахтного поля за простяганням, м; m_2 – горизонтальна потужність рудного тіла, м; m – нормальна потужність рудного тіла, м; α – кут падіння рудного тіла, градус; P – втрати за системою розробки, ч.о.; R – збіднення за системою розробки, ч.о.

Таблиця 4.52

Середньорічне зниження рівня розробки
в залежності від середньої горизонтальної рудної площі поверху

| | | | | | |
|-----------------------------|---------|---------|---------|---------|--------|
| S_2 , тис. м ² | < 4 | 4 – 6 | 6 – 12 | 12 – 20 | > 20 |
| V , м/год | 26 – 33 | 23 – 30 | 17 – 25 | 13 – 22 | 9 – 15 |

Таблиця 4.53

Поправний коефіцієнт до величини річного зниження
в залежності від кута падіння рудного тіла

| | | | | |
|-----------------|-----|-----|-----|-----|
| α , град | 30 | 45 | 60 | 90 |
| K_1 | 0,8 | 0,9 | 1,0 | 1,2 |

Таблиця 4.54

Поправний коефіцієнт до величини річного зниження
в залежності від потужності рудного тіла

| | | | | | |
|---------|-----|-------|--------|---------|------|
| m , м | < 3 | 3 – 5 | 5 – 15 | 15 – 25 | > 25 |
| K_2 | 1,3 | 1,2 | 1,0 | 0,8 | 0,6 |

Таблиця 4.55

Поправний коефіцієнт до величини річного зниження
в залежності від застосовуваної системи розробки

| Група систем розробки | K_3 |
|---|-------|
| Покрівлеуступні системи | 1,0 |
| Підповерхово-камерні системи | 1,0 |
| Поверхово-камерні системи | 1,0 |
| Системи з відбиванням з магазину | 1,0 |
| Поверхово-камерні системи з магазинуванням руди | 1,0 |
| Системи з посиленням розпірним кріпленням | 0,9 |
| Системи зі станковим кріпленням | 0,9 |
| Системи горизонтальними шарами із закладанням | 0,75 |
| Системи розробки похилими шарами із закладанням | 0,8 |
| Покрівлеуступні системи із закладанням | 0,8 |
| Системи розробки низхідною шаровою виїмкою із закладанням | 0,8 |
| Підповерхово-камерні системи із закладанням | 0,85 |
| Поверхово-камерні системи із закладанням | 0,85 |
| Системи шарового обвалення | 0,8 |
| Стовпові системи з обваленням покрівлі | 0,8 |
| Системи підповерхового обвалення | 1,0 |
| Системи поверхового обвалення | 1,0 |
| Системи поверхового самообвалення | 1,0 |

Таблиця 4.56

Поправний коефіцієнт до величини річного зниження в залежності від числа поверхів що знаходяться одночасно у відпрацюванні

| $N_{\text{поверх.}}$ | 1 | 2 | ≥ 3 |
|----------------------|-----|-----------|-----------|
| K_4 | 1,0 | 1,2 – 1,5 | 1,5 – 1,7 |

Економічно доцільна або **оптимальна річна продуктивність** – це річна продуктивність рудника, при якій можливе досягнення найбільш високих економічних показників розробки родовища. Економічно доцільна річна продуктивність може бути приблизно розрахована за емпіричною формулою

$$A_o = 0,1 \cdot A_{\text{бал}}^{0,77}, \text{ млн т/рік.} \quad (4.7)$$

Проектна річна продуктивність шахти встановлюється на основі порівняння отриманих результатів розрахунку економічно доцільною річної продуктивності і продуктивності за гірничими можливостям. Якщо річна продуктивність за гірничими можливостям більше економічно доцільної, то проектну річну продуктивність ухвалюють згідно з економічно доцільної, тобто $A_{np} = A_o$. Якщо річна продуктивність за гірничими можливостям менше економічно доцільної, то проектну річну продуктивність ухвалюють згідно до річної продуктивності за гірничими можливостям, тобто $A_{np} = A_2$.

4.7.1.2. Строк служби шахти

Річна продуктивність рудника визначає термін його існування, тобто час, за який буде відпрацьоване родовище. При відомій розрахунковій річній продуктивності рудника термін його існування становитиме

$$T = T_p + T_{np} + T_3, \text{ років,} \quad (4.8)$$

де T_p – час розгортання гірничих робіт, що становить 2 – 3 роки; T_{np} – час роботи рудника з проектною річною продуктивністю

$$T_{np} = \frac{A_{\text{бал}} \cdot K_{\text{вил}}}{A_{np} \cdot (1 - R)}, \text{ років,} \quad (4.9)$$

T_3 – час згортання гірничих робіт, що становить 2 – 4 роки.

Розрахунковий термін існування рудника повинен бути більшим мінімально припустимого. Ця умова необхідна для забезпечення найбільш сприятливого співвідношення між капітальними та експлуатаційними витратами. Значення річної продуктивності рудника в залежності від терміну його існування подано в табл. 4.57.

Значення річної продуктивності рудника
в залежності від терміну його існування

| Виробнича потужність рудника, млн т/рік | Мінімальний термін існування рудника, років |
|--|--|
| 0,1 – 0,5 | 10 – 20 |
| 0,5 – 1,0 | 20 – 25 |
| 1,0 – 3,0 | 25 – 30 |
| 3,0 – 5,0 | 30 – 35 |
| 5,0 – 7,0 | 35 – 40 |
| 7,0 – 10,0 | 40 – 45 |
| 10,0 – 15,0 | 45 – 50 |

Якщо рудник входить до складу гірничо-збагачувального комбінату або іншої виробничої одиниці, що включає в себе комплекс зі збагачення корисних копалин, табличне значення мінімального терміну його існування слід збільшити на 20 – 30%.

4.7.2. Параметри конструктивних елементів систем розробки

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

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

$$A = \frac{4,5 \cdot (0,001 \cdot v \cdot \gamma_n \cdot H_p + f_n)}{0,001 \cdot \gamma_n \cdot H_p \cdot (1 - 0,8 \cdot v) - 0,8 \cdot f_n}, \text{ м}, \quad (4.10)$$

де v – коефіцієнт бічного розпору, що становить 0,2 – 0,4; γ_n – середня питома вага гірських порід, кН/м^3 ; H_p – глибина розробки від поверхні до покрівлі камери, м; f_n – коефіцієнт міцності порід покрівлі.

Для підтримки порід покрівлі залишають стрічкові цілики біля меж 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

$$d_{ц} = 2 \cdot a \cdot \sqrt{\frac{\gamma_n \cdot H_p}{\pi \cdot \sigma_{см}}}, \text{ м}, \quad (4.11)$$

де a – відстань між осями опорних ціликів, що становить 15 – 35 м; γ_n – щільність порід, що налягають, т/м^3 ; $\sigma_{см}$ – 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

$$a_u = a \cdot \sqrt{\frac{\gamma_n \cdot H_p}{\sigma_{cm}}}, \text{ м.} \quad (4.12)$$

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

Ширина стрічкового цілика при ухваленій ширині камери

$$b_u = \frac{B \cdot \gamma_n \cdot H_p}{\sigma_{cm} - \gamma_n \cdot H_p}, \text{ м,} \quad (4.13)$$

де B – ширина камери при камерно-стовповій системі розробки становить 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 системах з магазинуванням руди* визначають висоту, довжину та ширину блоку (камери), розміри міжкамерних і міжповерхового ціликів (стелини), висоту підповерху. Висота блоку (камери) дорівнює висоті поверху та становить 60 – 120 м. Висота підповерху залежить від способу відбивання та механізмів для буріння штангових шпурів або свердловин і становить 15 – 35 м.

Межа міцності породного масиву з урахуванням ослаблення

$$\sigma_{cm} = 10 \cdot K_o \cdot f_n, \text{ МПа,} \quad (4.14)$$

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

Горизонтальний проліт покрівлі

$$L_e = 2 \cdot d_6 \cdot \sqrt[3]{\frac{\sigma_{cm}}{d_2 \cdot \gamma_n}}, \text{ м,} \quad (4.15)$$

де d_6, d_2 – розміри елементарного блоку породи у вертикальній і горизонтальній площинах, $d_6 = d_2 = 0,5$ м; γ_n – середня щільність порід, МН/м³.

Максимальна довжина очисної камери

$$A = \frac{L_e \cdot B}{\sqrt{B^2 - L_e^2}}, \text{ м,} \quad (4.16)$$

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

Якщо результат розрахунку величини довжини камери, що отримано за формулою (4.16), дорівнює нескінченності, то довжину камери ухвалюють виходячи з технологічних міркувань або за конструкцією днища.

Ширина міжкамерних ціликів

$$b_y = \frac{L_e \cdot \gamma_n \cdot H_p + \sqrt{(2 \cdot L_e \cdot \gamma_n \cdot H_p)^2 + 4 \cdot L_e^2 \cdot \gamma_n \cdot H_p \cdot (\sigma_{cm} - \gamma_n \cdot H_p)}}{4 \cdot \sigma_{cm} - \gamma_n \cdot H_p}, \text{ м. (4.17)}$$

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

- вельми стійка руда та бокові породи

$$h_c = (0,2 \dots 0,3) \cdot B, \text{ м; (4.18)}$$

- стійка руда та бокові породи

$$h_c = (0,3 \dots 0,5) \cdot B, \text{ м; (4.19)}$$

- руда та бокові породи, середньої стійкості

$$h_c = (0,5 \dots 0,7) \cdot B, \text{ м. (4.20)}$$

При *покрівлеуступній системі розробки* визначають висоту, довжину блоку та ширину стелини. Висота блоку становить 30 – 60 м, а довжина – 30 – 80 м. Ширину стелини визначають за формулами (4.18) – (4.20).

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

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

$$B_y = 2 \cdot b_y + b_n, \text{ м, (4.21)}$$

де b_n – ширина підняттявого, м; b_y – ширина ніжки цілика

$$b_y = \sqrt{q \cdot L_\sigma}, \text{ м, (4.22)}$$

де L_σ – довжина блоку, м;

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

де γ – питома вага руди, кН/м³; H – глибина розробки, м; n – коефіцієнт запасу становить 1,4 – 1,7; h – відстань по вертикалі між ходками становить 4 – 8 м; b_x – ширина ходку дорівнює 2 м; α – кут падіння рудного тіла, град.; k_m – коефіцієнт структурного ослаблення становить 0,2 – 0,4; k_σ – коефіцієнт, що враховує час стояння цілика дорівнює 0,7; σ_{cm} – границя міцності руди на стискання, МПа; h_x – висота ходку дорівнює 2 м.

Ширину стелини визначають за формулами (4.18) – (4.20).

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

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

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

$$l_n = \frac{k_3 \cdot m}{k \cdot K_p - k_3}, \text{ м}, \quad (4.23)$$

де k_3 – коефіцієнт повноти закладання виробленого простору становить 0,75 – 0,8; m – потужність покладу, м; k – коефіцієнт, що враховує потрапляння порожньої породи в руду становить 0,8 – 0,95 (залежно від умов сортування відбитої рудної маси у вибої); K_p – коефіцієнт розпушення породи.

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

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

При підповерхово та 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 $f \leq 7$

$$\sigma_{cm} = 1000 \cdot f, \text{ т/м}^2; \quad (4.24)$$

- при $f > 7$

$$\sigma_{cm} = 3000 \cdot \left(f + 5 - \sqrt{10 \cdot f + 25} \right), \text{ т/м}^2. \quad (4.25)$$

Для камер прямокутної форми припустимі еквівалентні розміри відслонення порід визначають за рішеннями:

- похиле або вертикальне відслонення за простяганням покладу

$$L_n = \frac{\pi^2}{\pi - 2 \sin \beta} \cdot \sqrt{\frac{\sigma_{cm}}{K_{pn} \cdot \gamma \cdot H}}, \text{ м}; \quad (4.26)$$

- горизонтальне або похиле вхрест простягання покладу

$$L_k = \pi^2 \cdot \sqrt{1 + \sin 2i_k \cdot \frac{\sigma_{cm}}{K_{pn} \cdot \gamma \cdot H}}, \text{ м}; \quad (4.27)$$

- вертикальне вхрест простягання покладу

$$L_v = \pi^2 \cdot \sqrt[3]{3 \cdot f} \cdot \sqrt{\frac{\sigma_{cm}}{K_{pn} \cdot \gamma \cdot H}}, \text{ м}, \quad (4.28)$$

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 рудному масиві, що надпрацьований і розташований 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 відпрацьовують на всю потужність покладу – $K_{pn} = 0,75$, у закладеному масиві (закладці), незалежно від розташування камери – $K_{pn} = 0,2$.

Розміри очисної камери:

- ширина

$$B = \frac{L_n \cdot h_k}{\sqrt{h_k^2 - L_n^2}}, \text{ м}; \quad (4.29)$$

$$B = \frac{L_k \cdot A}{\sqrt{A^2 - L_k^2}}, \text{ м}; \quad (4.30)$$

- довжина

$$A = \frac{L_6 \cdot h_k}{\sqrt{h_k^2 - L_6^2}}, \text{ м}, \quad (4.31)$$

де h_k – висота очисної камери, м.

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

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

$$L_6 \leq 0,5 \cdot h_{нов}, \text{ м}. \quad (4.32)$$

Мінімальна висота підповерху

$$h_{нід} = \text{tg}\beta \cdot (S - d_6), \text{ м}, \quad (4.33)$$

Де $\text{tg}\beta$ – тангенс середнього кута руху руди становить 7,1 – 7,3 для дрібної руди і – 3,3 – 3,4 для крупної руди; S – відстань між випускними отворами, м; d_6 – діаметр випускного отвору, м.

За виробничими даними шахт рекомендується наступні діаметри дучок при різній відстані між ними:

| | | | | | | | |
|-------------------------------|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|
| Відстань між дучками, S , м | 4,0 | 4,5 | 5,0 | 5,5 | 6,0 | 6,5 | 7,0 |
| Діаметр дучки, d_6 , м | 1,2 | 1,4 | 1,6 | 1,8 | 2,0 | 2,2 | 2,5 |

Ширина панелі обирається кратною відстані між виробками доставки або розраховується

$$B_n = (0,27...0,36) \cdot h_{nid}, \text{ м.} \quad (4.34)$$

При системах розробки з самообваленням руди висота блоку знаходиться у межах 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 буропідривним 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 знаходиться у межах 30 – 60 м, а довжина лави становить 90 – 300 м. Ширина заходки на практиці буває 2,8 – 7,5 м.

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

Питання для самоконтролю

- 1. Наведіть визначення виробничої потужності шахти?*
- 2. Як визначається виробнича потужність шахти за гірничими можливостями?*
- 3. Як визначається економічно доцільна виробнича потужність шахти?*
- 4. Як визначають проектну потужність шахти?*
- 5. Як визначається строк служби шахти?*
- 6. Які фактори впливають на параметри системи розробки?*

4.8. ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ

Викладено загальні відомості про визначення техніко-економічних показників. Наведено алгоритм складання форм розподілу запасів руди в блоку за виробками та видами робіт, робочої сили і витрат матеріалів та енергії, розрахунку собівартості однієї тони руди за системою розробки.

Мета – сформулювати знання про визначення техніко-економічних показників за системою розробки.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- розподіляти запаси руди в блоці за виробками та видами робіт;
- складати витрати робочої сили по блоку;
- визначати витрати матеріалів та енергії по блоку;
- розраховувати собівартість 1 тони руди за системою.

4.8.1. Показники та елементи витрат

При розрахунку систем розробки визначають наступні основні техніко-економічні показники. Це 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, які пов'язані з проведенням підготовчо-нарізних виробок і виконання очисних робіт. У структуру собівартості входять наступні статті калькуляції. Це основна та додаткова заробітні плати робітників і інженерно-технічних працівників (ІТП), єдиний соціальний внесок, вартість матеріалів та енергії, амортизаційні відрахування і витрати на ремонт та 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 та дані для проектного підприємства. Результати розрахунків усіх техніко-економічних показників за окремими виробками, видами робіт і за блоком (панеллю, стовпом) в цілому заносять до форми, розрахунок яких подано нижче.

4.8.2. Розподіл запасів руди

Запаси руди на видобувній ділянці (блоці, панелі, стовпі) відповідно до геометричних параметрів і конструкції системи розробки розподіляють за окремими підготовчими та 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 руди або рудної маси, що видобуто з кожної виробки за видами робіт і за блоком в цілому. Для цього складають форму, яка подана у вигляді табл. 4.58.

Заповненню табл. 4.58 повинен передувати вибір усіх параметрів, способів проведення гірничих робіт та механізації, конструктивного оформлення системи розробки для проектних умов. Конструювання системи розробки та її розрахунок доцільно проводити для найбільш характерних умов родовища або його частини: потужності, кута падіння, фізико-механічних властивостей руди та порід, вмісту металу в руді, тобто проектують і розраховують системи розробки для блоку з усередненими гірничотехнічними параметрами.

У графу 2 заносять усі виробки та види робіт з розділенням їх на підготовчі, нарізні й очисні. Відповідно до класифікації до підготовчих відносяться горизонтальні виробки, що розташовані на основному горизонті (відкотні штреки, орти-заїзди), блокові підняттяві, що розділяють родовище на видобувні ділянки, а також похилі та спіральні з'їзди для роботи самохідного обладнання. До нарізних виробок відносять:

- підповерхові штреки та орти, що призначені для доставки руди, буріння штангових шпурів або свердловин, вентиляції, підсікання, відрізки тощо;
- різні підняттяві (окрім блокових): перепускні, вентиляційні, ходові, відрізні 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, що пройдені по породі та 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 та заноситься в графу 8, шляхом помноження граф 4 і 6. Для кожної виробки, яка проводиться по руді, визначають обсяг руди (графа 7) шляхом помноження граф 4 і 5. У графу 9 вносять щільність руди. Промисловий запас (графа 10) для виробок, що пройдені по руді, визначають шляхом помноження графа 7 на 9. Величину промислового запасу при виконанні очисних робіт (графа 10) визначають як обсяг видобутої руди (графа 7) і щільності руди (графа 9).

При розрахунку промислових запасів $A_{пром}$ (графа 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 визначених розмірів самої щілини, мінус запас усіх виробок, що пройдено у її контурах. Запаси руди блоку при поверхово-камерній системі розробки дорівнюють запасам блоку мінус запаси всіх пройдених у межах блоку виробок, а також запаси підсікання і відрізної щілини.

Таблиця 4.58

Форма: розподіл запасів руди в блоці за виробками та видами робіт

| № з/п | Найменування виробок і видів робіт | Кількість виробок | Площа поперечного перерізу виробки, м ² | Довжина виробки, м | | Об'єм, м ³ | | Щільність руди, т/м ³ | Промисловий запас, $A_{пром}$, т | Втрати руди | | Коефіцієнт видобування, $K_{вид}$ | Видобути запаси, $A_{вид} = A_{пром} \times K_{вид}$, т | Вміст металу, % | | | Збіднення, % | | | Видимий видобуток, $A_{в.вид}$ | | Відсоток участі у видобутку |
|-------|--|-------------------|--|--------------------|-----------|-----------------------|--------|----------------------------------|-----------------------------------|-------------|---------|-----------------------------------|--|--------------------|-----------------------|---------------|-----------------------|-----|--|--|---|-----------------------------|
| | | | | по руді | по породі | руди | породи | | | % | P , т | | | у масиві руди, a | у видобутій руді, b | у породі, c | втрати якості $(a-b)$ | R | Кількість пустих порід, $A_{вид} \times R$, т | $A_{в.вид} = A_{вид} \times (1-R)$, т | $(A_{в.вид} / A_{пром}) \times 100$, % | |
| 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 | | | Σ | Σ | Σ | Σ | | Σ | - | - | 1 | Σ | | | | - | - | - | Σ | 100 | |
| | Нарізні роботи: по породі по руді | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | РАЗОМ | | | Σ | Σ | Σ | Σ | | Σ | - | - | 1 | Σ | | | | - | - | - | Σ | 100 | |
| | Очисні роботи: | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | РАЗОМ | | | - | - | Σ | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | | | | | Σ | Σ | | |
| | УСЬОГО ПО БЛОКУ (ПАНЕЛІ, СТОВПУ) | | | Σ | Σ | Σ | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | | | | | Σ | Σ | | 100 |

Запаси для вилучення міжкамерного цілика дорівнюють запасам руди в цілику, мінус запаси всіх виробок, що пройдено у контурах цілика. Необхідно прагнути до того, щоб промисловий запас руди блоку, що визначений за геометричними розмірами, дорівнював запасам, що визначено як сума графі 10. Показники видобування руди (втрати та збіднення) (графи 11 і 19) за виробками та видами робіт визначають розрахунковим способом або визначають за нормативними даними підприємств. При цьому, у переважній більшості, втрати та 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 та способів видобування. У графу 11 заносять кількісні витрати, які приймаються з різних видів очисних робіт на основі практичного досвіду роботи підприємств, поданих у табл. 4.59.

Таблиця 4.59

Показники видобутку руди

| Вид очисних робіт | Втрати, P , % | Збіднення, R , % |
|----------------------------|---------------------------------|--------------------|
| Підсікання | 0 – 6,0 | 0 – 2,0 |
| Утворення відрізної щілини | 0 – 4,0 | 0 – 4,0 |
| Стелина | 20,0 – 25,0 | 15,0 – 20,0 |
| Міжкамерні цілики | 20,0 – 35,0 | 15,0 – 25,0 |
| Відбивання руди | За показниками системи розробки | |

За величинами промислових запасів (графа 10) і втрат (графа 11) визначають тоннаж втрат (графа 12), який розраховується як: (графа 10 × графу 11) / 100. Коефіцієнт видобутку (графа 13)

$$K_{вид} = 100 - P, \text{ ч.о.}, \quad (4.35)$$

де P – величина втрат за кожним видом очисних робіт, % (див. табл. 4.59).

Величина видобутих запасів (графа 14)

$$A_{вид} = A_{пром} - P, \text{ т}, \quad (4.36)$$

або

$$A_{вид} = A_{пром} \cdot K_{вид}, \text{ т}, \quad (4.37)$$

де $A_{пром}$ – промисловий запас, т (див. графу 10 табл. 4.58); P – кількісні втрати, т (див. графу 12 табл. 4.58); $K_{вид}$ – коефіцієнт видобутку, ч.о.

У графі 15 і 17 заносять вміст металу у відсотках у масиві руди та породі. Вміст металу у видобутій руді (графа 16) за кожним видом очисних робіт

$$b = a - \frac{(a - c) \cdot R}{100}, \text{ \%}, \quad (4.38)$$

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 обертається згідно з табл. 4.2 або при відомому вмісті металу в масиві руди, видобутій руді та породі

$$R = \frac{a-b}{a-c} \cdot 100, \% \quad (4.39)$$

Кількість пустих порід (графіа 20) за видами очисних робіт визначається шляхом помноження графіа 14 на 19.

Видимий видобуток (графіа 21) у тонах за видами очисних робіт

$$A_{в.вид} = \frac{A_{пром} \cdot K_{вид}}{1 - R}, \text{ т.} \quad (4.40)$$

Видимий видобуток у відсотках (графіа 22) визначається як: (графіа 21 / графіа 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 (графіа 10), втрати руди в тонах (графіа 12), видобутого запасу (графіа 14), кількості пустої породи (графіа 20) і видимого видобутку (графіа 21).

За сумарними величинами видів очисних робіт і всього за блоком (панеллю, стовпом) визначається:

- величина втрат (графіа 11) визначається як: Σ графіа 12 / Σ графіа 10;
- коефіцієнт видобутку (графіа 13) визначається як: Σ графіа 14 / Σ графіа 10;
- збіднення (графіа 19) визначається як: Σ графіа 20 / Σ графіа 14;
- втрата якості (графіа 18) визначається як: графіа 19 \times (графіа 15 – графіа 17);
- вміст металу у видобутій руді за видами очисних робіт і за блоком (панеллю, стовпом) визначається як: графіа 15 – графіа 18.

Далі знаходимо відсоток участі (графіа 23) підготовчих, нарізних та 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 помножений на 100. Аналогічно визначається відсоток участі нарізних та очисних робіт. Сумарна протяжність всього за блоком (панеллю, стовпом) підготовчих і нарізних виробок на 1000 т видобутих запасів руди (погонаж) визначають за формулою: погонаж = (Σ графіа 5 + Σ графіа 6) / 0,001 \times Σ графіа 21.

4.8.3. Розподіл робочої сили

Розрахунок сумарних витрат робочої сили у блоці (панелі, стовпі) зводять у форму «Витрата робочої сили по блоку», поданій у табл. 4.60. Графіа 1, 2 таблиці «Витрата робочої сили по блоку» відповідають графіам 1, 2 таблиці «Розподіл запасів руди у блоці». У графіу 3 для виробок заносять їх довжину, а для очисних робіт – видимий видобуток (графіа 21 табл. 4.58). На кожную професію відводиться дві графіа:

- норма виробітку (м/зміну або т/зміну);
- кількість чол-змін на виконання обсягу робіт, що зазначено у графіі 3.

Таблиця 4.60

Форма: витрата робочої сили по блоку (панелі, стовпу)

| Найменування виробок і видів робіт | Видимий видобуток або погонаж | Прохідник | | Гірник очисного вибою | | Машиніст бурового верстата | | Підривник | | Кріпильник | | Машиніст вібраційної установки | | Всього змін | Норма на одного робітника |
|--|-------------------------------|-----------|------|-----------------------|------|----------------------------|------|-----------|------|------------|------|--------------------------------|------|-------------|---------------------------|
| | | м/зміну | змін | т/зміну | змін | т/зміну | змін | т/зміну | змін | м/зміну | змін | т/зміну | змін | | |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 |
| Підготовчі роботи: по породі по руді | | | | | | | | | | | | | | | |
| РАЗОМ | | | Σ | | | | | | | | | | | Σ | графа 2 графа 15 |
| Нарізні роботи: по породі по руді | | | | | | | | | | | | | | | |
| РАЗОМ | | | Σ | | | | | | | | | | | Σ | графа 2 графа 15 |
| Очисні роботи: | | | | | | | | | | | | | | | |
| РАЗОМ | | | | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | Σ | графа 2 графа 15 |
| УСЬОГО ПО БЛОКУ (ПАНЕЛІ, СТОВПУ) | | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | Σ | графа 2 графа 15 |

Кількість витрачених чол-змін робочими кожної професії з кожного виду робіт на виконання обсягу робіт, що встановлено (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, визначають сумарні витрати чол-змін робітників однієї професії за всіма видами робіт у блоці (панелі, стовпі) стосовно підготовчих, нарізних та 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 по блоку) 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 вірності отриманого 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).

4.8.4. Витрати матеріалів та енергії

Розрахунок витрат матеріалів та енергії за блоком (панеллю, стовпом) зводять у форму «Витрата матеріалів та енергії на блок» поданої в табл. 4.61. Графи 1, 2 табл. 4.61 відповідають табл. 4.58. У графу 3 для виробок вносять їх довжину, а для очисних робіт – видимий видобуток (графа 21, табл. 4.58), а інші графи відповідають основним матеріалам і видам енергії. На кожен матеріал і вид енергії відводять дві графи:

- питома витрата на 1 м виробки або на 1 т видобутої рудної маси;
- загальні витрати.

Питому витрату матеріалів і енергії заносять у таблицю з розрахунку підготовчих, нарізних та очисних робіт. Сумарні витрати різних матеріалів та енергії визначають шляхом помноження обсягу робіт на питому витрату. Далі визначають сумарну витрату різних матеріалів та енергії по блоку (панелі, стовпу) шляхом їх підсумовування. Питома витрата матеріалів та енергії на 1 т руди для відпрацювання блоку (панелі, стовпу), розраховують шляхом ділення сумарної витрати матеріалу або виду енергії на видимий видобуток по блоку (панелі, стовпу).

Таблиця 4.61

Форма: витрата матеріалів та енергії по блоку (панелі, стовпу)

| Найменування виробок і видів робіт | Видимий видобуток або погонаж | ВР | | ЕД або КД (НСІ) | | Коронки | | Штанги | | Бетон | | Канат скреперний | | Детонувальний шнур | | Магістральний провід | | Стиснене повітря | | Електрична енергія | | |
|---|-------------------------------|--------------------|-------------------------|-----------------|-----|---------------|-----|---------------|-----|---------------------------------------|----------------|------------------|----|--------------------|----|----------------------|----|---------------------------------------|----------------|-----------------------|---------|--|
| | | кг/м (кг/т) | кг | шт./м (шт./т) | шт. | шт./м (шт./т) | шт. | шт./м (шт./т) | шт. | м ³ /м (м ³ /т) | м ³ | кг/м | кг | м/т | м | м/1000т | м | м ³ /т (м ³ /м) | м ³ | кВт·год/м (кВт·год/т) | 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 породі по руді | | | графа 2 × графу 3 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| РАЗОМ | | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | |
| Нарізні роботи: по породі по руді | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| РАЗОМ | | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | |
| Очисні роботи: | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| РАЗОМ | | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | |
| УСЬОГО ПО БЛОКУ (ПАНЕЛІ, СТОВПУ) | | графа 4 графа 2 | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | | Σ | |

4.8.5. Час відпрацювання запасів руди

Раціональний вибір часу підготовки та нарізки блоку (панелі, стовпу) істотно впливає на собівартість відпрацювання руди. Знаючи точний час проведення підготовчих, нарізних та очисних робіт, можна точно визначити штат робітників дільниці за професіями, місячний обсяг робіт і за місячною продуктивністю обладнання знайти необхідну кількість гірничого обладнання на блок (панель, стовп). Підготовку та 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 та нарізки блоку (панелі, стовпу), що можливе тільки при паралельному проведенні робіт.

Проте зниження часу підготовки та 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) та вказується довжина виробок або окремих їх ділянок. За схемою виробок блоку та швидкості проведення виробок визначають час проведення всіх виробок в блоці. Швидкість проведення виробок визначається за розрахунками проведення підготовчих і нарізних виробок. Для визначення часу проведення необхідно розділити довжину виробки на відхід вибою за добу. Потрібно також враховувати час, що необхідний для робіт, які не включені до циклограми. Наприклад, час на монтаж і демонтаж КПВ, час на кріплення та обладнання виробки, якщо ці роботи не включені до циклограми робіт та ін. Всі розрахунки часу проведення підготовчих і нарізних виробок пропонується записувати у формі, що подано в табл. 4.62.

Таблиця 4.62

Форма: розрахунок часу проведення підготовчих і нарізних виробок

| № з/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 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, які певним чином з'єднані 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 зменшувати їх до мінімальної кількості, оскільки перетини ускладнюють розуміння графіка. З урахуванням послідовності робіт і часу відпрацювання блоку, будується та розраховується сітьовий графік підготовки та нарізки блоку. Розрахунок сітки здійснюється безпосередньо на графіку. Кола, які відображають роботи, підрозділяють на сектори (рис. 4.42).

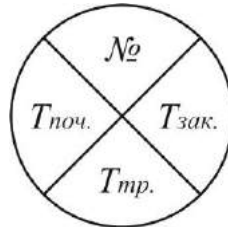


Рис. 4.42. Коло в сітьовому графіку, який відображає роботу

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 ($T_{поч.}$) та закінчення ($T_{зак.}$) робіт. Перед побудовою сітьового графіка встановлюють технологічну та організаційно-технічну послідовність виконання кожної роботи (проведення виробки). Після цього накреслюють кола в тій послідовності, в якій проводяться виробки блоку (панелі, стовпу). У колах вказують номер виробки та термін її проведення. Термін виконання останньої роботи повинен закінчуватися нулем. Коли всі ці процедури виконані, переходять безпосередньо до розрахунку терміну підготовки та нарізки блоку (панелі, стовпу). Для цього в зворотній послідовності розраховують терміни початку роботи, які закінчуються терміном початку підготовки та 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 їх 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 в блоку, випуск руди та при потребі, закладки очисного простору. Для визначення часу випуску руди необхідно врахувати режим роботи добувної дільниці, кількість обладнання, що працює на доставці та його змінну продуктивність.

Час очисних робіт у блоці

$$T_{оч} = \frac{A_{в.вид}}{Q_{зм} \cdot K_3 \cdot n \cdot N_{зм}}, \text{ днів}, \quad (4.41)$$

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), т/зміну; K_3 – коефіцієнт завантаження обладнання становить 0,2 – 0,5; n – кількість обладнання на випуску, шт.; $N_{зм}$ – кількість робочих змін на добу становить 3 – 4.

Загальний час відпрацювання блоку (панелі, стовпу)

$$T_{\text{бл}} = T_{\text{пн}} + T_{\text{оч}}, \text{ дїб,} \quad (4.42)$$

де $T_{\text{пн}}$ – час підготовки та нарізки блоку, дїб.

4.8.6. Собівартість видобутку руди

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, очисного виймання або 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. 4.60), витрата матеріалів та енергії (табл. 4.61), кількість механізмів і амортизаційні відрахування, витрати на їх ремонт та утримання.

4.8.6.1 Розрахунок фонду заробітної плати робітників

Для розрахунку планового фонду заробітної плати необхідно знати трудомісткість робіт за кожною професією та середньо змінну заробітну плату. Трудомісткість робіт за робітничими професіями (табл. 4.60) розподіляється за розрядами:

- прохідник IV розряду – 60%, V розряду – 40%;
- бурильник III розряду – 40%, IV розряду – 60%;
- підривник 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 та ремонту обладнання). Трудомісткість для них 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. Класифікація робочих професій за групами подана в табл. 4.63.

Таблиця 4.63

Класифікація професій за групами

| Найменування групи | Професія |
|--------------------|---|
| вибійна | прохідник, бурильник, підривник, 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

$$ЗП_{зм} = T_{ст} + C_n + П + D_{он}, \text{ грн}, \quad (4.43)$$

де $T_{ст}$ – годинна тарифна ставка, грн; C_n – відрядний приробіток, грн, що дорівнює 10% від тарифної ставки; $П$ – премія, що нараховується на суму відрядного заробітку (тарифна ставка, відрядний приробіток) і доплат, грн. Премії для вибійної групи – 50%, інша підземна група – 40%; $D_{он}$ – доплата, грн, приймається згідно тарифної ставки в розмірі: для прохідників і підривників – 20%, інша вибійна група – 15%, інша підземна група – 10%.

Розрахунок середньої зарплати за зміну зводиться у форму, що подано в табл. 4.64.

Таблиця 4.64

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 шляхом помноження трудомісткості робіт на середню зарплату за зміну

$$\Phi ЗП_{осн} = T_n \cdot ЗП_{зм}, \text{ грн}. \quad (4.44)$$

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, що подано в табл. 4.65.

Таблиця 4.65

Форма: розрахунок фонду заробітної плати робітників

| Професія | Розряд | Трудо- місткість, чол-змін | Змінна заробітна плата, $ЗП_{зм}$, грн | ФЗП, грн, (граф 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 $\Phi ЗП_{осн} + \Phi ЗП_{дод}$ | | | | |
| Єдиний соціальний внесок 40,4% от ($\Phi ЗП_{осн} + \Phi ЗП_{дод}$) | | | | $0,404 \times \text{Всього}$ |

Фонд основної заробітної плати ІТП на час відпрацювання блоку

$$\Phi ЗП_{ІТП} = \frac{O}{22} \cdot T_{бл}, \text{ грн,} \quad (4.45)$$

де O – посадовий оклад, грн; 22 – середня кількість робочих днів на місяць.

Розрахунок фонду заробітної плати ІТП ділянки зводиться у форму, що подано в табл. 4.66.

Таблиця 4.66

Форма: 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 | | | |
| Механік дільниці | 1 | | | |
| Гірничий майстер | 4 | | | |
| Разом $\Phi ЗП_{ІТП}$ | | | | |
| Премія (60% от $\Phi ЗП_{ІТП}$) | | | | $0,6 \times \Phi ЗП_{ІТП}$ |
| Усього $\Phi ЗП_{ІТП}$ | | | | |

4.8.6.2 Розрахунок вартості матеріалів та енергії

Для визначення витрати матеріалів необхідно знати їх номенклатуру і кількість, яка визначається технологією відпрацювання блоку (панелі, стовпу) та марками обладнання, що використовується.

Вартість матеріалів

$$C_m = Q_m \cdot C_m, \text{ грн}, \quad (4.46)$$

де Q_m – витрата матеріалу; C_m – ціна за одиницю матеріалу, грн.

Розрахунок вартості матеріалів зводиться у форму, що подано в табл. 4.67.

Таблиця 4.67

Форма: вартість матеріалів для відпрацювання блоку (панелі, стовпу)

| Найменування матеріалу | Од. вим. | Витрата на відпрацювання блоку (панелі, стовпу) | Ціна одиниці, грн | Вартість, грн (графа 3× графу 4) |
|-----------------------------|----------|---|-------------------|----------------------------------|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |
| Разом: | | | | |
| невраховані матеріали (15%) | | | | 0,15×Разом |
| Усього: | | | | |

Вартість електроенергії

$$C_{el} = W \cdot b, \text{ грн}, \quad (4.47)$$

де W – витрата активної електричної енергії на блок (панель, стовп), кВт·год; b – тариф за 1 кВт·год витраченої електроенергії, грн.

Вартість стисненого повітря

$$C_{ст.п} = Q_{ст.п} \cdot C_{ст.п}, \text{ грн}, \quad (4.48)$$

де $Q_{ст.п}$ – витрата стисненого повітря у блоці (панелі, стовпі); $C_{ст.п}$ – ціна 1 м³ стисненого повітря, що дорівнює 0,1· b грн.

Розрахунок вартості енергії зводиться у форму, що подано в табл. 4.68.

Таблиця 4.68

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: | | | | |

4.8.6.3 Розрахунок амортизаційних відрахувань

Необхідна кількість обладнання для проведення нарізних та очисних робіт розраховується виходячи їх місячного обсягу робіт за кожним видом обладнання з урахуванням резерву

$$n = \frac{V_{\text{міс}}}{H_{\text{зм}} \cdot n_{\text{зм}}} \cdot k_{\text{рез}}, \quad (4.49)$$

де $V_{\text{міс}}$ – обсяг робіт за місяць для певного виду обладнання, м/міс. або т/міс.; $H_{\text{зм}}$ – змінна продуктивність обладнання, м/змінну або т/змінну; $n_{\text{зм}}$ – кількість робочих змін за місяць; $k_{\text{рез}}$ – коефіцієнт резерву, що дорівнює: для бурильних установок, навантажувальних машин, бурових верстатів, комбайнів – 1,2, для перфораторів – 1,5.

Розрахунок необхідної кількості обладнання зводиться у форму, що подана в табл. 4.69.

Таблиця 4.69

Форма: розрахунок необхідної кількості обладнання

| № з/п | Найменування обладнання | Об'єм робіт, міс. | | Норма на одиницю обладнання, $H_{\text{зм}} \times n_{\text{зм}}$ | | Розрахункова кількість обладнання | Коефіцієнт резерву | Прийнята кількість обладнання |
|-------|-------------------------|-------------------|-----------|---|-----------|-----------------------------------|--------------------|-------------------------------|
| | | Од. вим. | Кількість | Од. вим. | Кількість | | | |
| | | | | | | | | |
| | | | | | | | | |
| | | | | | | | | |

Сума амортизаційних відрахувань на місяць

$$A_{\text{міс}} = \frac{C_{\text{б}} \cdot H_{\text{а}}}{100}, \text{ грн}, \quad (4.50)$$

де $C_{\text{б}}$ – балансова вартість основних фондів, грн; $H_{\text{а}}$ – місячна норма амортизації, що дорівнює 1,67%.

Балансова вартість основних фондів

$$C_{\text{б}} = C_{\text{онт}} + Z_{\text{д}} + Z_{\text{м}}, \text{ грн}, \quad (4.51)$$

де $C_{\text{онт}}$ – орієнтовна оптова ціна одиниці основних фондів, грн; $Z_{\text{д}}$ – витрати за доставку, що дорівнює 5% від орієнтовної оптової ціни одиниці основних фондів, грн; $Z_{\text{м}}$ – витрати за монтаж, що дорівнює 7% від орієнтовної оптової ціни одиниці основних фондів, грн.

Зважаючи на те, що при підрахуванні амортизації обладнання використовується у виробничому процесі не постійно, необхідно врахувати термін роботи кожного виду обладнання.

Сума амортизаційних відрахувань за час роботи обладнання

$$A = A_{\text{міс}} \cdot T_{\text{об}}, \text{ грн}, \quad (4.52)$$

де $T_{\text{об}}$ – тривалість роботи обладнання, міс.

Тривалість роботи обладнання визначається на підставі заданого режиму роботи, термінів підготовки, нарізки, очисного виймання та призначення обладнання до виконання тих чи інших робіт.

Тривалість роботи обладнання

$$T_{\text{об}} = \frac{D_{\text{роб}}}{D_{\text{міс}}}, \text{ міс.}, \quad (4.53)$$

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 $251 \times 3 \times 7,2$ $D_{\text{міс}} = 22$ дні, 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 й 1,5% на його обслуговування. Витрати на ремонт та обслуговування обладнання за час підготовки, нарізки та очисних робіт

$$Z_{\text{р.с.}} = Z_{\text{р.с.міс}} \cdot T_{\text{об}} \cdot C_{\text{б}}, \text{ грн}, \quad (4.54)$$

де $Z_{\text{р.с.міс}}$ – місячна норма витрат на ремонт та обслуговування обладнання, що дорівнює 0,0058 ч.о.

Розрахунок амортизаційних відрахувань, витрат на ремонт та обслуговування обладнання зводиться у форму, що подано в табл. 4.70.

Таблиця 4.70

Форма: розрахунок амортизаційних відрахувань, витрат на ремонт та обслуговування обладнання

| Найменування обладнання | Кількість, шт. | Оплова ціна, грн | Витрати на доставку (5%), грн, 3 графа × 0,05 | Витрати на монтаж (7%), грн, 3 графа × 0,07 | Балансова вартість, грн | | Місячна амортизація, грн (1,67%), 7 графа × 0,0167 | Витрати на поточний ремонт та утримання за місяць (0,58%), грн, 7 графа × 0,0058 | Тривалість роботи обладнання, $T_{\text{об}}$, міс. | Амортизація за час роботи обладнання, грн, 8 графа × 10 графу | Витрати на поточний ремонт та утримання, грн, 9 графа × 10 графу |
|-------------------------|----------------|------------------|--|--|--|-----------------------------|---|---|---|---|--|
| | | | | | Одиниці 3 графа + 4 графа + 5 графа | Усього 6 графа × 2 графу | | | | | |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 |
| | | | | | | | | | | | |
| Усього: | | | | | | | | | | Σ | Σ |

4.8.6.4 Калькуляція собівартості 1 т руди

Собівартість 1 т видобутої руди (франко-люк), як зазначалося вище, визначається за сумою витрат згідно фонду заробітної плати робітників та ІТП, основних матеріалів, енергії, амортизаційних відрахувань обладнання і з поточного ремонту та його утримання. Загальні витрати на відпрацювання добувної одиниці і собівартість видобутку 1 т руди визначають за формою, що подано в табл. 4.71. Для заповнення цієї таблиці використовують результати розрахунків, що подані у таблицях 4.65, 4.66, 4.67, 4.68 і 4.70, а питомі витрати на 1 т видобутої руди отримують шляхом діленням конкретного виду витрат на видимий видобуток по блоку (панелі, стовпу).

Таблиця 4.71

Форма: Калькуляція собівартості 1 т руди за системою розробки

| № з/п | Найменування елементів витрат | Витрати, грн | |
|-------|--|-------------------------|-------------|
| | | на блок (панель, стовп) | на 1 т руди |
| 1. | Заробітна плата: | | |
| 1.1. | Робочих | | |
| | основна | | |
| | додаткова | | |
| 1.2. | ІТП | | |
| 2. | Єдиний соціальний внесок | | |
| 3. | Матеріали | | |
| 4. | Енергія: | | |
| 4.1. | Електроенергія | | |
| 4.2. | Пневматична енергія | | |
| 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 для виконання 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 тонах 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)?

5. ПІДГОТОВКА БАЛАНСОВИХ ЗАПАСІВ

5.1. СПОСОБИ ПІДГОТОВКИ РУДНИХ ПОКЛАДІВ

Викладено загальні відомості про способи підготовки рудних покладів. Наведено класифікацію способів підготовки, основні поняття про погоризонтну, панельну і поверхову підготовку рудних покладів та їх вибір.

Мета – сформулювати знання про способи підготовки рудних покладів та їх вибір.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- користуватися класифікацією способів підготовки;
- обирати спосіб і схему підготовки;
- характеризувати різноманітні способи підготовки;
- обґрунтовувати спосіб і схему підготовки;

5.1.1. Класифікація способів підготовки

Системою підготовки шахтного поля або його частини називається комплекс взаємопов'язаних понять про форму видобувних ділянок, порядку їх підготовки до очисних робіт, вентиляції, типах і видах підготовчих і нарізних виробок. Система підготовки шахтного поля складається зі способу та схеми підготовки.

Спосіб підготовки шахтного поля або його частини називається порядок розташування основних підготовчих виробок у шахтному полі або його частині відносно елементів залягання рудного покладу, а графічне зображення способу підготовки є схема підготовки.

Схемою підготовки шахтного поля або його частини називається графічне зображення порядку розташування підготовчих виробок відносно рудного покладу, що забезпечує поділ шахтного поля на готові до очисних робіт ділянки.

Розкриття частину родовища підготовчими виробками розбивають на окремі видобувні ділянки або блоки. Проведення цих виробок називається *гірничо-підготовчими роботами*. Залежно від кута падіння рудного покладу розрізняють наступні способи підготовки родовищ: погоризонтний, панельний та поверховий. Класифікація способів і схем підготовки рудних родовищ подано у табл. 5.1.

Таблиця 5.1

Класифікація способів і схем підготовки рудних родовищ

| Спосіб підготовки | Кут падіння покладу, α , град | Схема підготовки | Потужність покладу, m , м |
|-------------------|--------------------------------------|---|-----------------------------|
| Погоризонтний | ≤ 15 | Головними та виймальними штреками з відпрацюванням заходками | ≤ 3 |
| | | Головними та виймальними штреками з відпрацюванням лавами | |
| Панельний | ≤ 15 | Панельно-стовпова з відпрацюванням заходками | ≤ 3 |
| | | Панельно-стовпова з відпрацюванням лавами | |
| | | Панельно-камерна з розташуванням камер між головними штреками | ≤ 30 |
| | | Панельно-камерна з розташуванням камер між панельними штреками | |
| Поверховий | > 15 | Рудним штреком | ≤ 8 |
| | | Польовим штреком | 8 – 12 |
| | | Рудним и польовим штреками с діагональними заїздами | 10 – 18 |
| | | Рудним та польовим штреками з кільцевими заїздами | 10 – 18 |
| | | Рудним штреком та тупиковими ортами | 15 – 40 |
| | | Польовим штреком лежачого боку та тупиковими ортами | 15 – 40 |
| | | Польовим штреком висячого боку та тупиковими ортами | 15 – 40 |
| | | Польовими штреками лежачого та висячого боків і кільцевими ортами | > 40 |

За розташуванням підготовчих виробок відносно рудного тіла підготовка родовищ може бути рудною, польовою та змішаною.

При *рудній* підготовці всі підготовчі виробки проводяться по рудному тілу. Дана підготовка є основною при розробці руд середньої цінності та застосуванні самохідного обладнання або конвеєрного транспорту для транспортування руди. Перевагою рудної підготовки є можливість подальшого розвідування родовища та попутного видобування руди, яка частково компенсує витрати на проведення підготовчих виробок. Недоліки: високий гірський тиск і складні умови стійкості підготовчих виробок, погані умови навантаження руди у транспортні засоби, складні умови роботи транспорту, несприятливі умови руху вентиляційного струменя, великі втрати руди.

При *польовій* підготовці всі підготовчі виробки проводяться за межами рудного тіла. Вона широко застосовується при розробці середньої цінності та багатих руд і при використанні електровозної відкатки видобутої руди, оскільки дозволяє витримувати величину ухилу рейкових шляхів при складній гіпсометрії подошви рудного покладу. Переваги: невеликий гірський тиск та кращі умови стійкості підготовчих виробок, хороші умови навантаження руди у транспортні засоби, сприятливі умови роботи транспорту, хороші умови руху вентиляційного струменя, відсутність втрат руди в охоронних ціликах. Недоліком польової підготовки є великі витрати на підготовку.

Змішана підготовка полягає в тому, що одна частина підготовчих виробок проводиться по рудному тілу, а інша – по породах. Змішана підготовка є основною при розробці потужних крутоспадних родовищ, а також використовується при розробці пологих родовищ з транспортними горизонтами, що розташовані у породах.

За схемою руху транспорту розрізняють тупикову, кільцеву та комбіновану підготовки.

Тупикова підготовка застосовується при невеликій продуктивності видобувних горизонтів, що досягається роботою одного або двох складів вагонеток.

Кільцева підготовка застосовується при великій продуктивності видобувних горизонтів.

Комбінована підготовка застосовується рідше та тільки при високому гірському тиску. В цьому випадку проходять тупикові орти, а для організації кільцевої відкатки в породах лежачого боку закладають 2 відкотних штреки.

5.1.2. Погоризонтний спосіб підготовки

Погоризонтним способом підготовки називають просторове розташування гірничих виробок, при якому шахтне поле за падінням поділяють на частини за допомогою основних виробок, що обмежені за простяганням границями шахтного поля або блоку та відпрацьовують лавами або заходками за падінням або підняттям.

Цей спосіб підготовки застосовується при розробці горизонтальних та пологоспадних родовищ, при невеликих розмірах шахтного поля (≤ 5 км) за простяганням. Погоризонтний спосіб включає в себе наступні схеми підготовки:

- головними та виймальними штреками з відпрацюванням заходками;
- головними та виймальними штреками з відпрацюванням лавами.

Схема підготовки головними виймальними штреками з відпрацюванням заходками подана на рис. 5.1. Основна схема полягає в тому, що з головного відкотного та вентиляційного штреків під прямим кутом проводять виймальні штреки, з яких далі проводять короткі заходки для ведення очисних робіт.

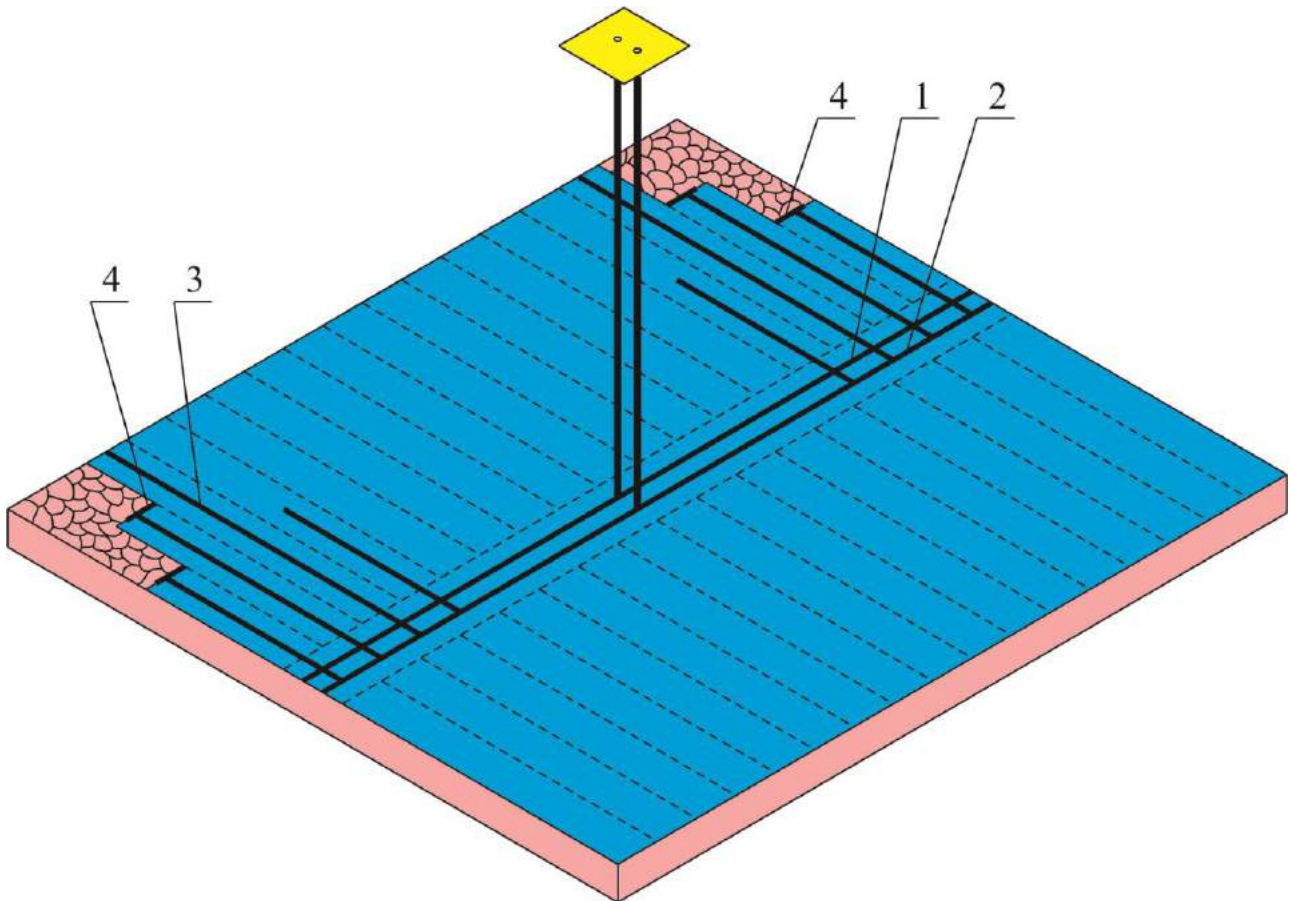


Рис. 5.1. Схема підготовки головними та виймальними штреками з відпрацюванням заходками: 1 – головний відкотний штрек; 2 – головний вентиляційний штрек; 3 – виймальний штрек; 4 – очисна заходка

Умови застосування: кут падіння $\leq 15^\circ$, потужність ≤ 3 м, стовпова система розробки з обваленням покрівлі та відпрацюванням заходками.

Схема підготовки головними та виймальними штреками з відпрацюванням лавами подана на рис. 5.2. Основною особливістю цієї схеми є те, що з головного відкотного та вентиляційного штреків під прямим кутом проводять виймальні штреки, які розділяють шахтне поле на виймальні стовпи. Відпрацювання запасів руди здійснюють від границь шахтного поля лавами, що розташовані між виймальними штреками.

Умови застосування: кут падіння $\leq 15^\circ$, потужність ≤ 3 м, стовпова система розробки з обваленням покрівлі та відпрацюванням заходками.

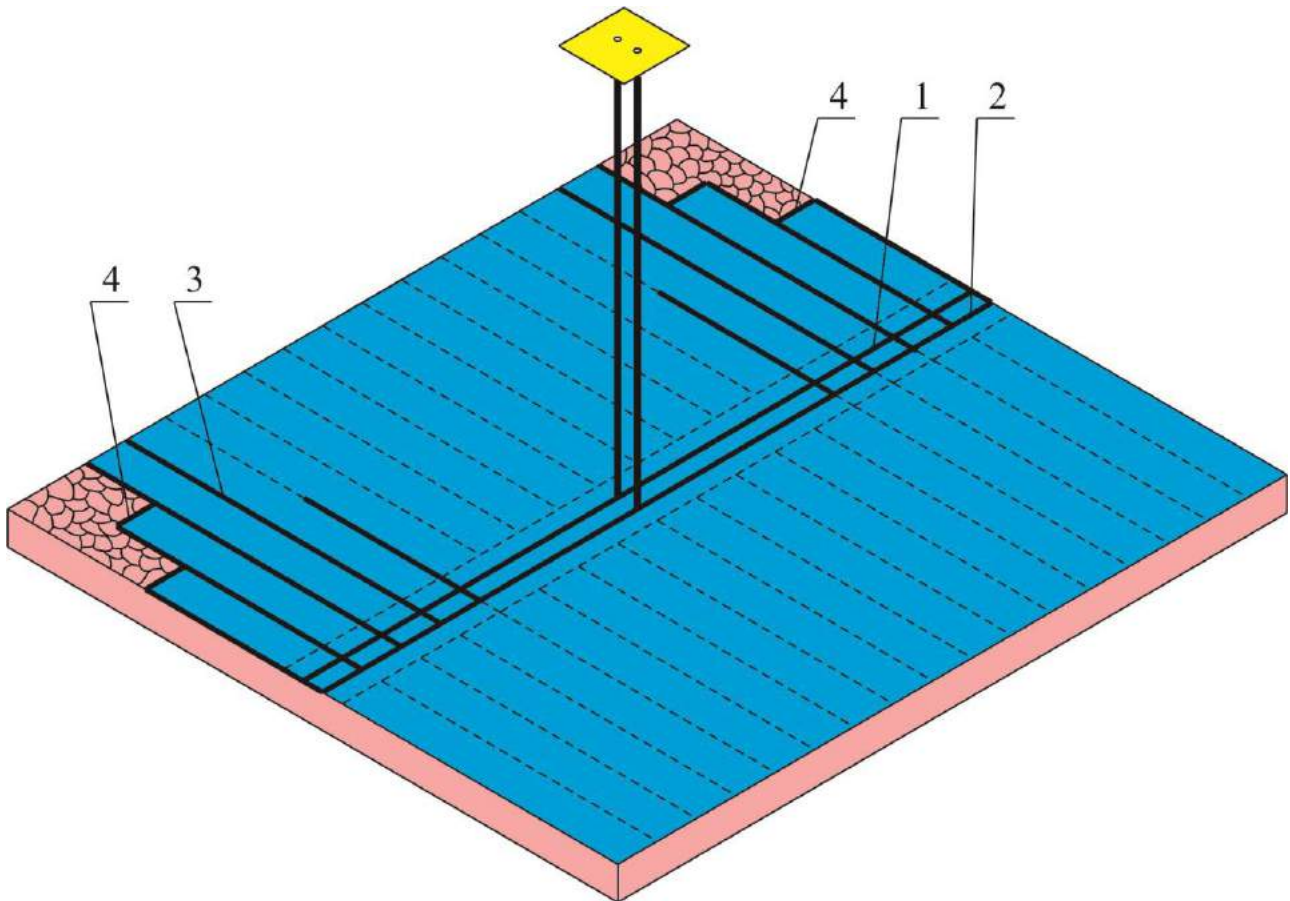


Рис. 5.2. Схема підготовки головними та виймальними штреками з відпрацюванням лавами: 1 – головний відкотний штрек; 2 – головний вентиляційний штрек; 3 – виймальний штрек; 4 – лава

5.1.3. Панельний спосіб підготовки

Панельним способом підготовки називають просторове розташування гірничих виробок, при якому шахтне поле поділяється на частини, що обмежені основними виробками за падінням і підняттям, а за простяганням умовними межами сусідніх панелей, шахтного поля або блоку. Цей спосіб підготовки застосовується при розробці горизонтальних та пологоспадних родовищ, при якому можна здійснити повну конвеєризацію транспортування руди або застосувати самохідне обладнання. Шахтне поле за площею поділяють на панелі за допомогою головних і панельних штреків, які можуть бути як рудними, так і польовими. Польову підготовку застосовують при неправильній формі підшви покладу, коли основні транспортні виробки неможливо провести по підшві покладу.

Залежно від того, на які частини поділяється панель, панельний спосіб містить 3 схеми підготовки:

- панельно-стовпова з відпрацюванням заходками;
- панельно-стовпова з відпрацюванням лавами;
- панельно-камерна з розташуванням камер між головними штреками;
- панельно-камерна з розташуванням камер між панельними штреками.

Панельно-стовпова схема підготовки з відпрацюванням заходками подана на рис. 5.3. При такій схемі підготовки шахтне поле поділяють на панелі, а панелі на виймальні стовпи. Основна схема полягає в тому, що для кожної панелі з головного відкотного та вентиляційного штреків під прямим кутом проводять панельний транспортний та вентиляційний штреки. Далі з панельних штреків для кожного виймального стовпу проводять виймальні штреки, з яких далі проводять короткі заходки для ведення очисних робіт у стовпі, у напрямку від меж панелі до панельного штреку.

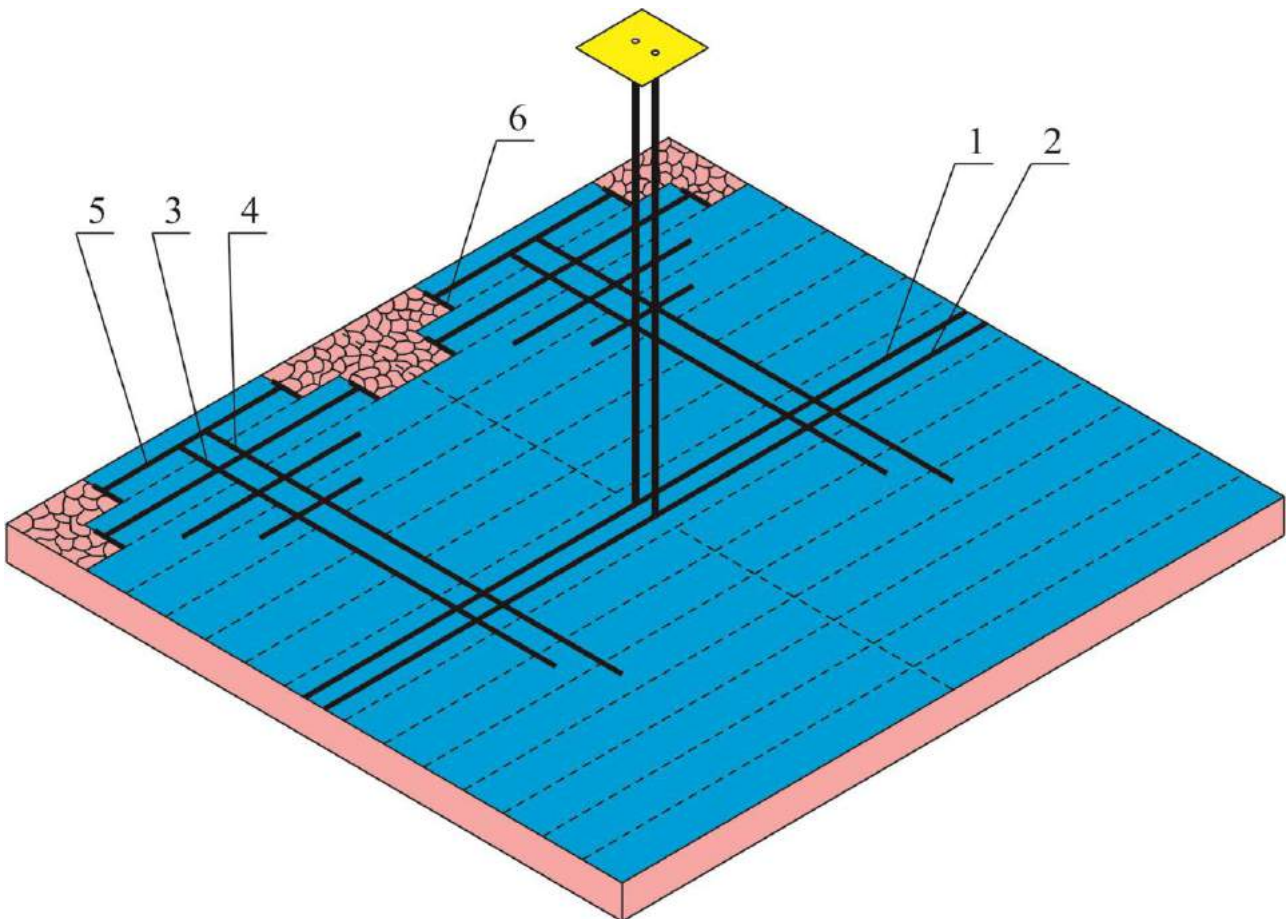


Рис. 5.3. Панельно-стовпова схема підготовки з відпрацюванням заходками: 1 – головний відкотний штрек; 2 – головний вентиляційний штрек; 3 – панельний транспортний штрек; 4 – панельний вентиляційний штрек; 5 – виймальний штрек; 6 – очисна заходка

Умови застосування: кут падіння $\leq 15^\circ$, потужність ≤ 3 м, стовпова система розробки з обваленням покрівлі та відпрацюванням заходками.

Панельно-стовпова схема підготовки з відпрацюванням лавами подана на рис. 5.4. При цій схемі підготовки шахтне поле поділяють на панелі, а панелі на виймальні стовпи, які будуть відпрацьовуватися лавами. Основною особливістю цієї схеми є те, що для кожної панелі з головного відкотного та вентиляційного штреків під прямим кутом проводять панельний транспортний та вентиляційний штреки. Далі з панельних штреків для кожного виймального стовпу проводять виймальні штреки. Відпрацювання запасів руди у

виймальному стовпі здійснюють лавами, що розташовані між виймальними штреками у напрямку від меж панелі до панельних штреків.

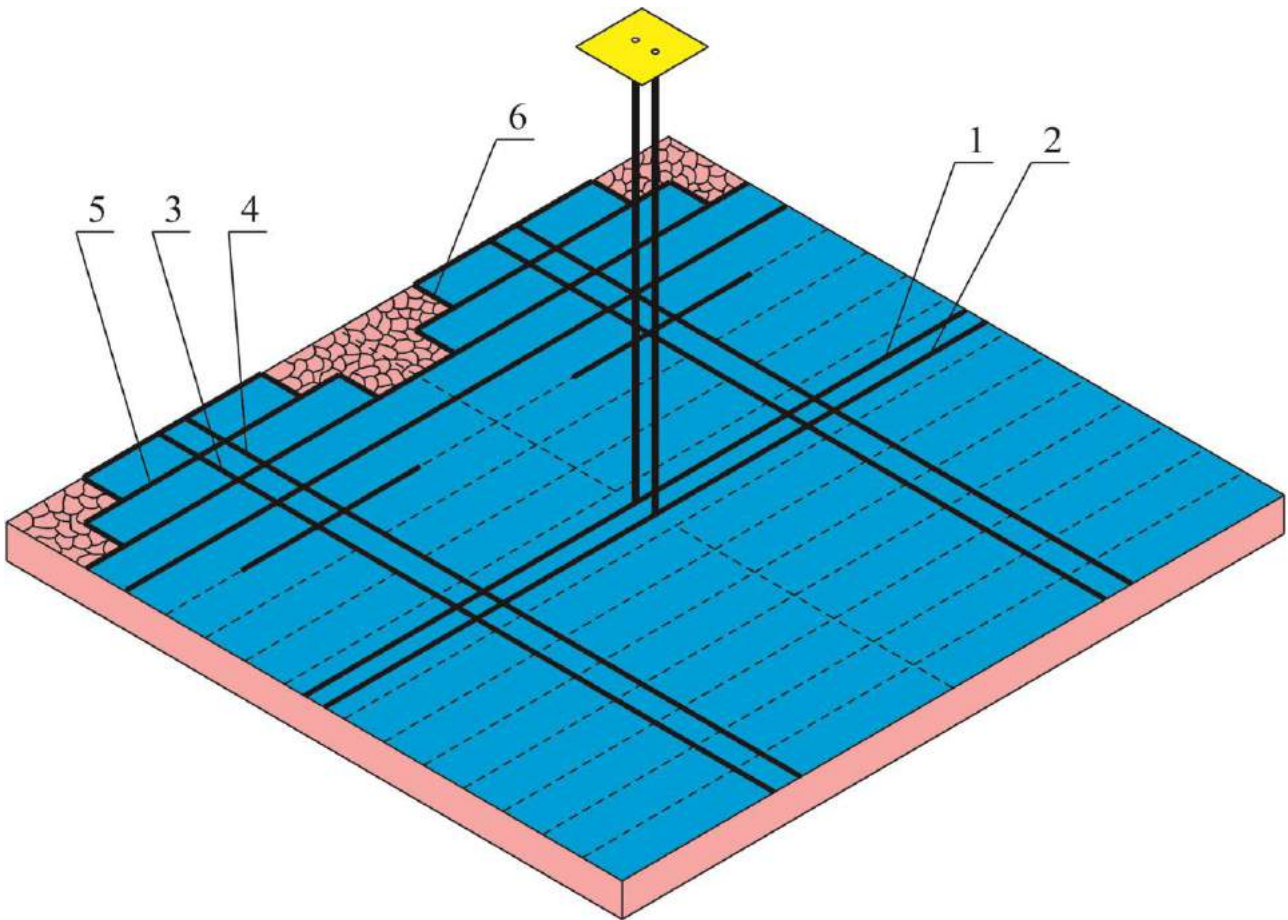


Рис. 5.4. Панельно-стовпова схема підготовки з відпрацюванням лавами: 1 – головний відкотний штрек; 2 – головний вентиляційний штрек; 3 – панельний транспортний штрек; 4 – панельний вентиляційний штрек; 5 – виймальний штрек; 6 – лава

Умови застосування: кут падіння $\leq 15^\circ$, потужність ≤ 3 м, стовпова система розробки з обваленням покрівлі та відпрацюванням лавами.

Панельно-камерна схема підготовки з розташуванням камер між головними штреками подана на рис. 5.5. Основна схема полягає у тому, що з головного відкотного штреку в напрямку головних вентиляційних штреків, що проведені по межах шахтного поля, проводять панельні штреки, які поділяють шахтне поле на виймальні блоки. Очисне виймання здійснюють камерами, що розташовані у блоках.

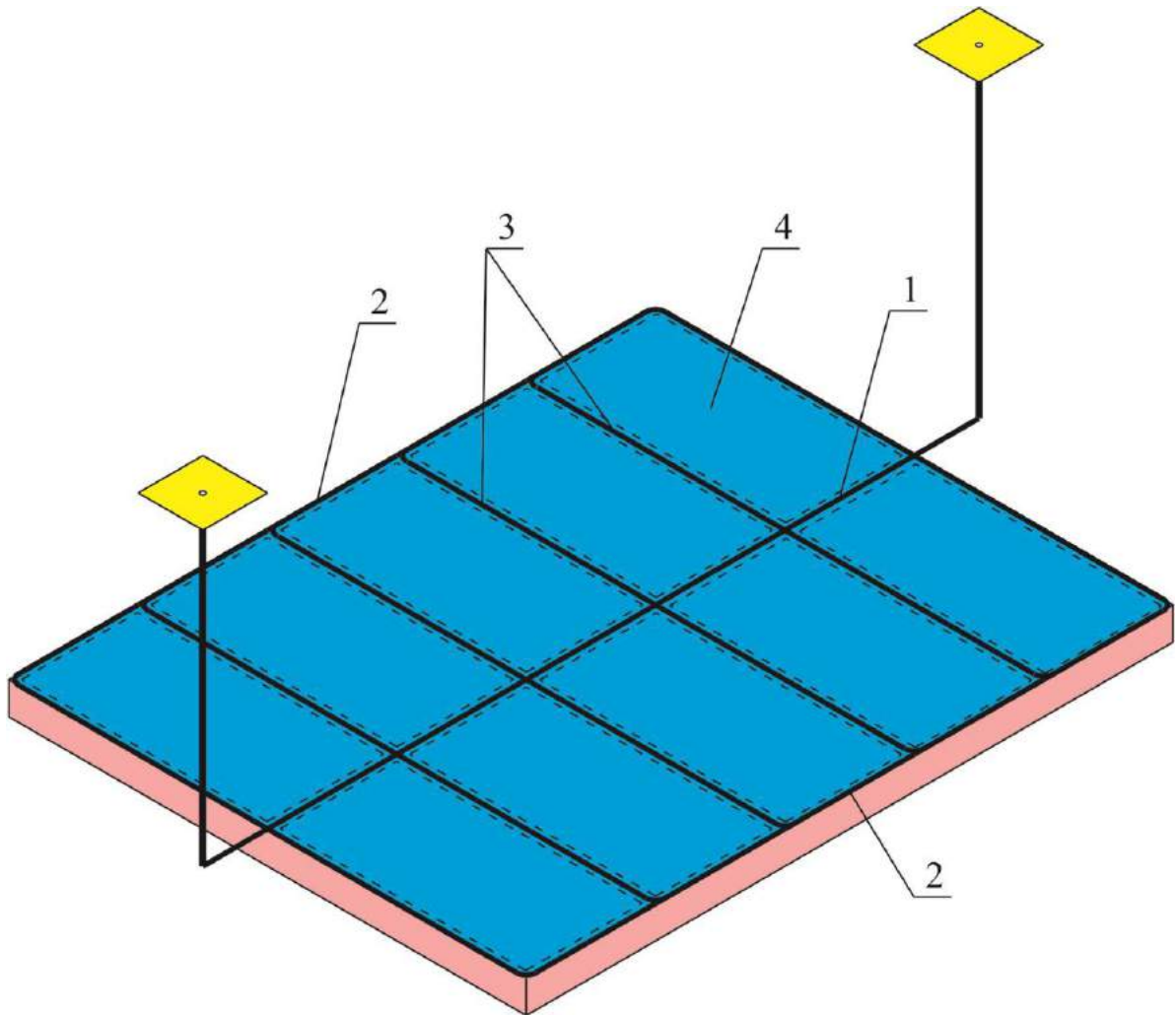


Рис. 5.5. Панельно-камерна схема підготовки з розташуванням камер між головними штреками: 1 – головний відкотний штрек; 2 – головний вентиляційний штрек; 3 – панельний штрек; 4 – камера

Умови застосування: кут падіння $\leq 15^\circ$, потужність ≤ 30 м, камерно-стовпова система розробки.

Панельно-камерна схема підготовки з розташуванням камер між панельними штреками подана на рис. 5.6. Основною особливістю цієї схеми є те, що з головного відкотного штреку у напрямку головних вентиляційних штреків, що проведені по межах шахтного поля, проводять панельні штреки. Між панельними штреками проводять виймальні штреки, які поділяють панель на виймальні блоки. Очисне виймання здійснюють камерами, що розташовані в блоках.

Умови застосування: кут падіння $\leq 15^\circ$, потужність ≤ 30 м, камерно-стовпова система розробки.

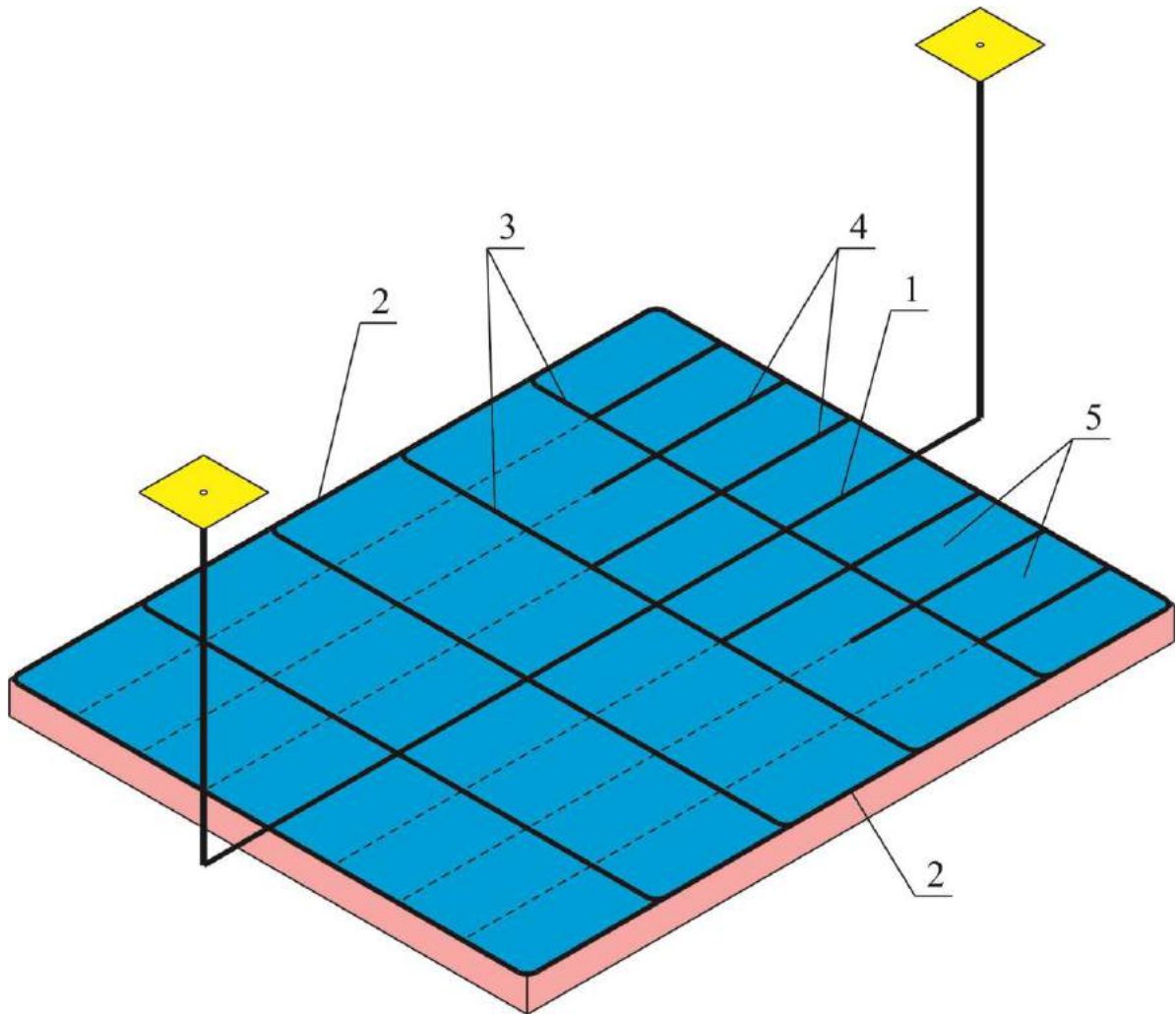


Рис. 5.6. Панельно-камерна схема підготовки з розташуванням камер між панельними штреками: 1 – головний відкотний штрек; 2 – головний вентиляційний штрек; 3 – панельний штрек; 4 – виймальний штрек; 5 – камери

5.1.4. Поверховий спосіб підготовки

Поверховим способом підготовки називають просторове розташування гірничих виробок, при якому шахтне поле за падінням ділиться основними виробками (відкотними та вентиляційними) на поверхи, витягнуті та обмежені за простяганням межами шахтного поля. Спосіб застосовують при розробці похилих та крутоспадних родовищ. Розділення поверху на блоки здійснюють за допомогою блокових підняттевих, а при розробці потужних родовищ – блокових підняттевих та відкотних ортів. Залежно від потужності рудного покладу поверховий спосіб підготовки включає наступні схеми підготовки:

- рудним штреком;
- польовим штреком;
- рудним та польовим штреками з діагональними заїздами;
- рудним та польовим штреками з кільцевими заїздами;
- рудним штреком та тупиковими ортами;
- польовим штреком лежачого боку та тупиковими ортами;

- польовим штреком висячого боку та тупиковими ортами;
- польовими штреками лежачого та висячого боків і кільцевими ортами.

Схема підготовки рудним штреком подана на рис. 5.7. Основна схема полягає в тому, що рудний штрек проводять у рудному тілі у контакт з боковими породами. Пункти навантаження (шахтні люки, рудоспуски) розташовують у верхній кутовій частині поперечного перерізу штреку. Схема відкати руди при такій підготовці – тупикова. При тупиковій схемі для забезпечення маневрів локомотива на флангах поверху передбачають двоколіїні ділянки (роз'їзди) або обгінні виробки.

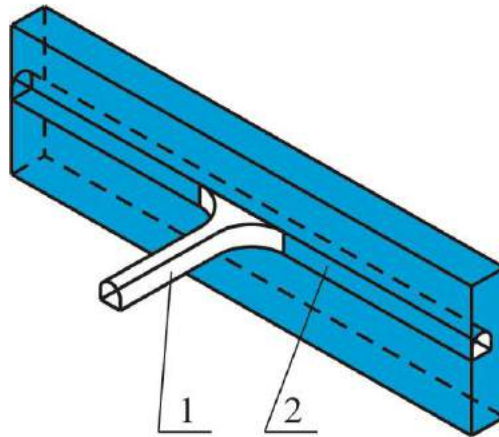


Рис. 5.7. Схема підготовки рудним штреком: 1 – квершлаг; 2 – рудний штрек

Підготовка рудним штреком відрізняється простотою схеми розташування виробок та швидким введенням в експлуатацію, що забезпечує попутне видобування руди та подальше розвідування при проведенні штреку. Головним недоліком є мала продуктивність тупикової схеми відкати та великі втрати руди над штреком та у ціликах навколо штреку.

Умови застосування: кут падіння $> 15^\circ$, потужність ≤ 8 м.

Схема підготовки польовим штреком подана на рис. 5.8. Основною особливістю цієї схеми є те, що польовий штрек проводять у лежачому боці родовища. При цій схемі випуск та навантаження руди в транспортний засіб здійснюється через траншеї або воронки за допомогою вібраційних живильників або шахтних люків. Схема відкати аналогічна як і при підготовці рудним штреком.

Умови застосування: кут падіння $> 15^\circ$, потужність 8 – 12 м.

Схема підготовки рудним та польовим штреком з діагональними заїздами подана на рис. 5.9. Відмінною особливістю цієї схеми є те, що рудний штрек проводять у рудному тілі, а польовий штрек у породах лежачого боку, які з'єднують між собою через кожні 100 – 200 м діагональними заїздами.

Умови застосування: кут падіння $> 15^\circ$, потужність 10 – 18 м.

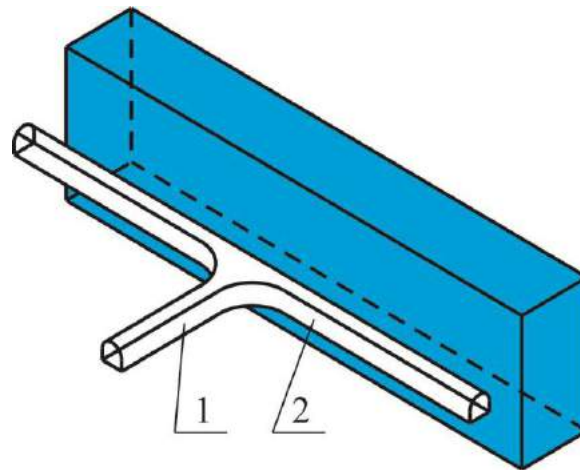


Рис. 5.8. Схема підготовки польовим штреком: 1 – квершлаг; 2 – польовий штрек

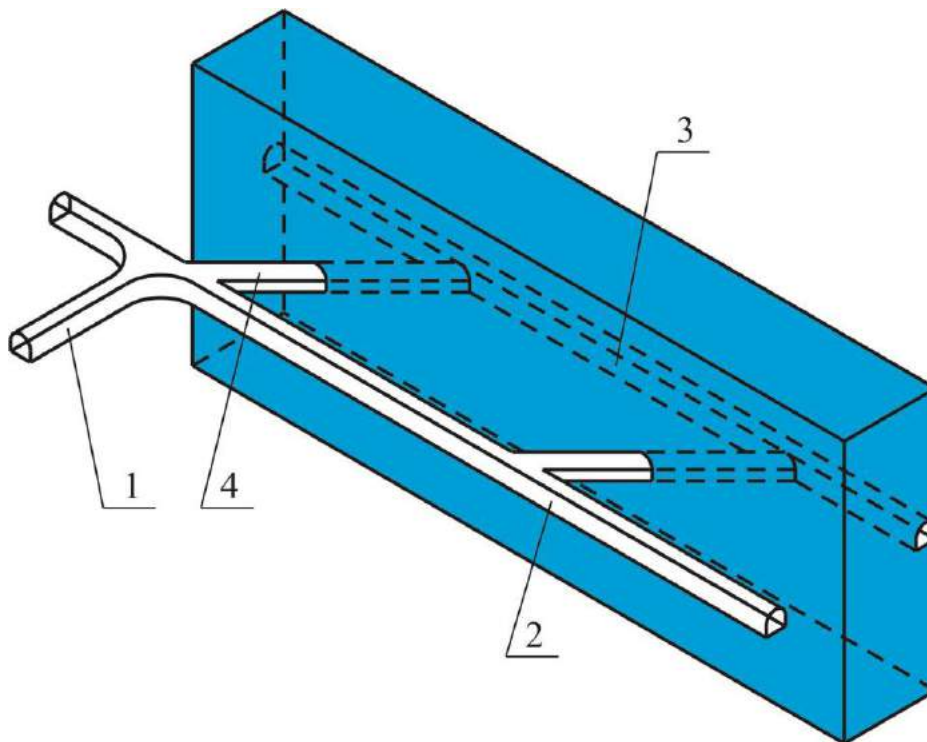


Рис. 5.9. Схема підготовки рудним та польовим штреком з діагональними заїздами: 1 – квершлаг; 2 – польовий штрек; 3 – рудний штрек; 4 – діагональний заїзд

Схема підготовки рудним та польовим штреком з кільцевими заїздами полягає у тому, що рудний штрек проводять у рудному тілі, а польовий штрек у породах лежачого боку (рис. 5.10). Для забезпечення кільцевої відкатки руди через кожні 100 – 200 м рудний і польовий штрек з'єднують кільцевими заїздами. Випуск і навантаження руди у транспортний засіб здійснюється через траншеї або воронки за допомогою вібраційних живильників або шахтних люків, що розташовані у рудному штреку.

Умови застосування: кут падіння $> 15^\circ$, потужність 10 – 18 м.

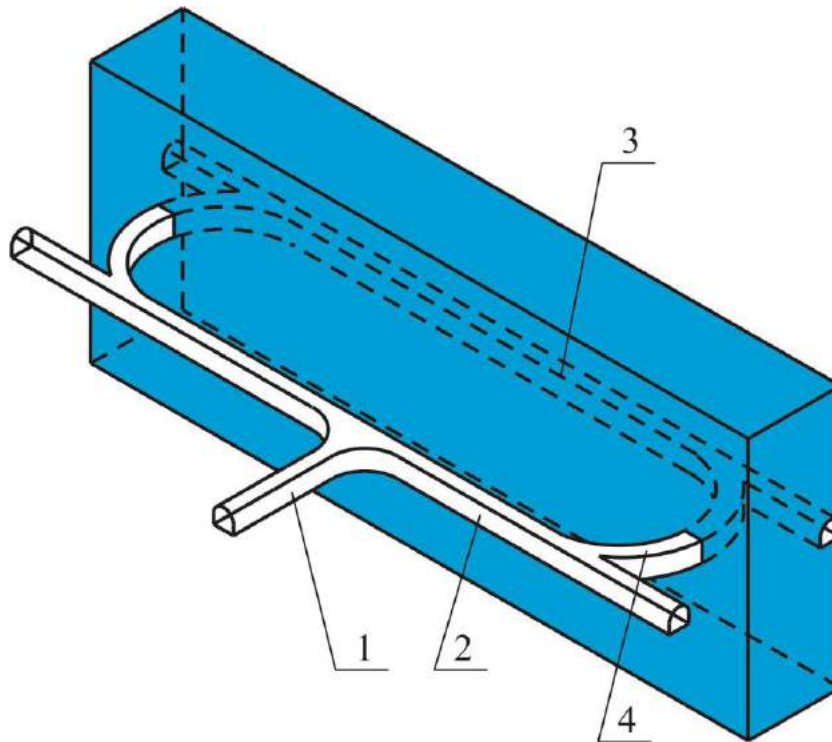


Рис. 5.10. Схема підготовки рудним та польовим штреком с кільцевими заїздами: 1 – квершлаг; 2 – польовий штрек; 3 – рудний штрек; 4 – кільцевий заїзд

Схема підготовки рудним штреком та тупиковими ортами подана на рис. 5.11. Особливістю цієї схеми є те, що рудний штрек проводять у рудному тілі вздовж порід лежачого боку, з якого проводять тупикові орти.

Умови застосування: кут падіння $> 15^\circ$, потужність 15 – 40 м.

Схема підготовки польовим штреком лежачого боку та тупиковими ортами полягає у тому, що польовий штрек проводять у породах лежачого боку з якого проводять орти до межі руди та порід у висячому боці (рис. 5.12). Перевагою такої схеми підготовки є незалежна схема провітрювання блоків (камер) та можливість уточнення потужності рудного тіла при проведенні ортів. Недоліком є обмежена виробнича потужність рудника у зв'язку з тупиковою схемою відкатки.

Умови застосування: кут падіння $> 15^\circ$, потужність 15 – 40 м.

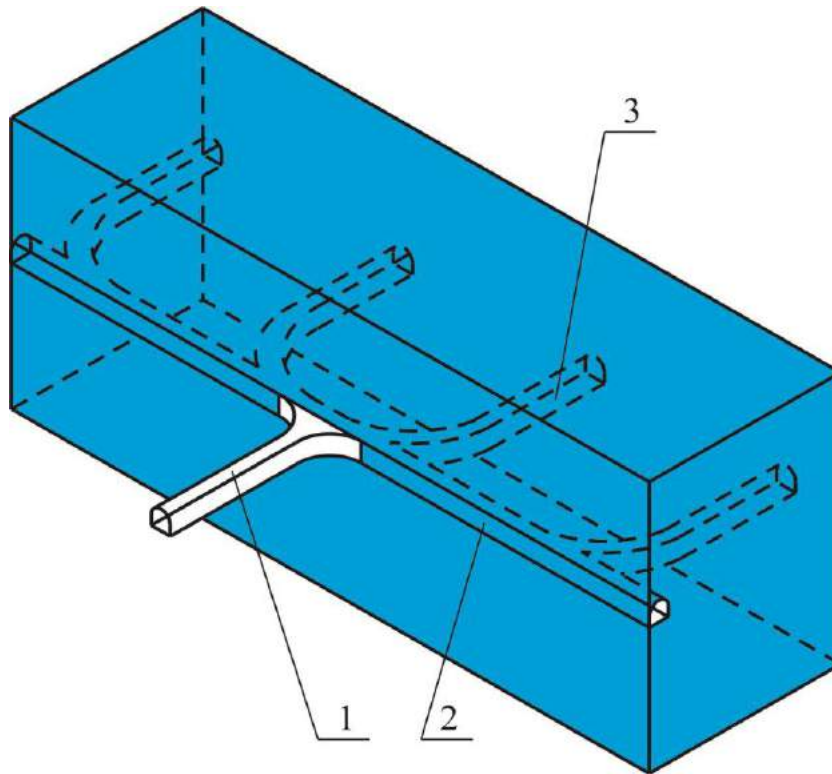


Рис. 5.11. Схема підготовки рудним штреком та тупиковими ортами: 1 – квершлаг; 2 – рудний штрек; 3 – тупиковий орт

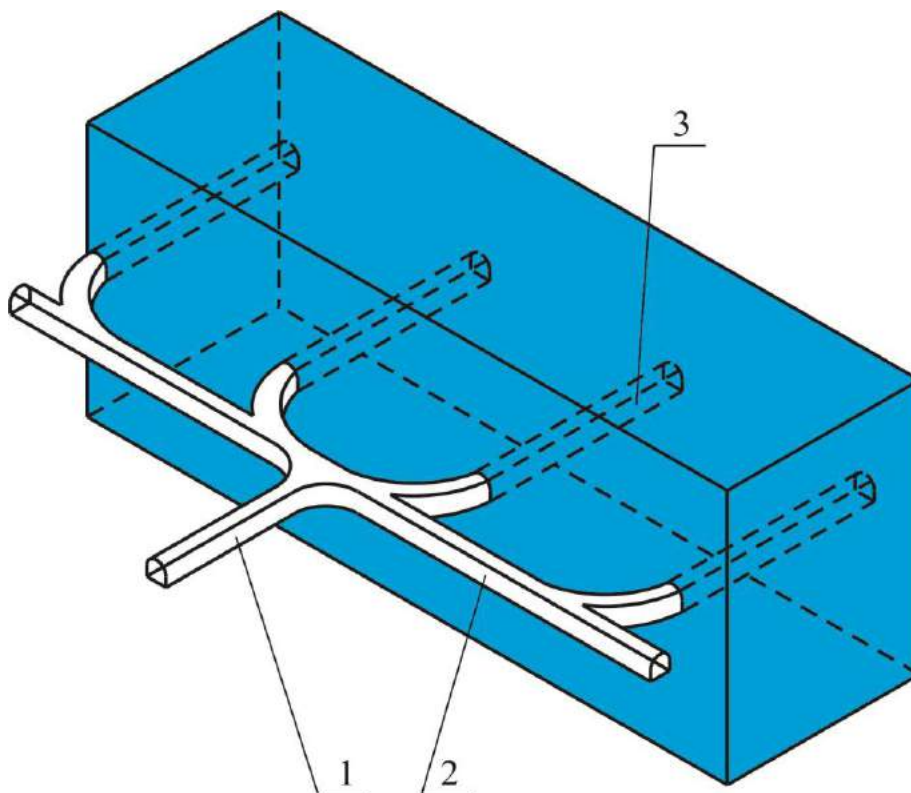


Рис. 5.12. Схема підготовки польовим штреком лежачого боку та тупиковими ортами: 1 – квершлаг; 2 – польовий штрек лежачого боку; 3 – тупиковий орт

Схема підготовки польовим штреком висячого боку та тупиковими ортами подана на рис. 5.13. Відмінною особливістю цієї схеми є те, що польовий штрек проводять у породах висячого боку, з якого проводять тупикові орти до межі руди та порід лежачого боку.

Умови застосування: кут падіння $> 15^\circ$, потужність 15 – 40 м.

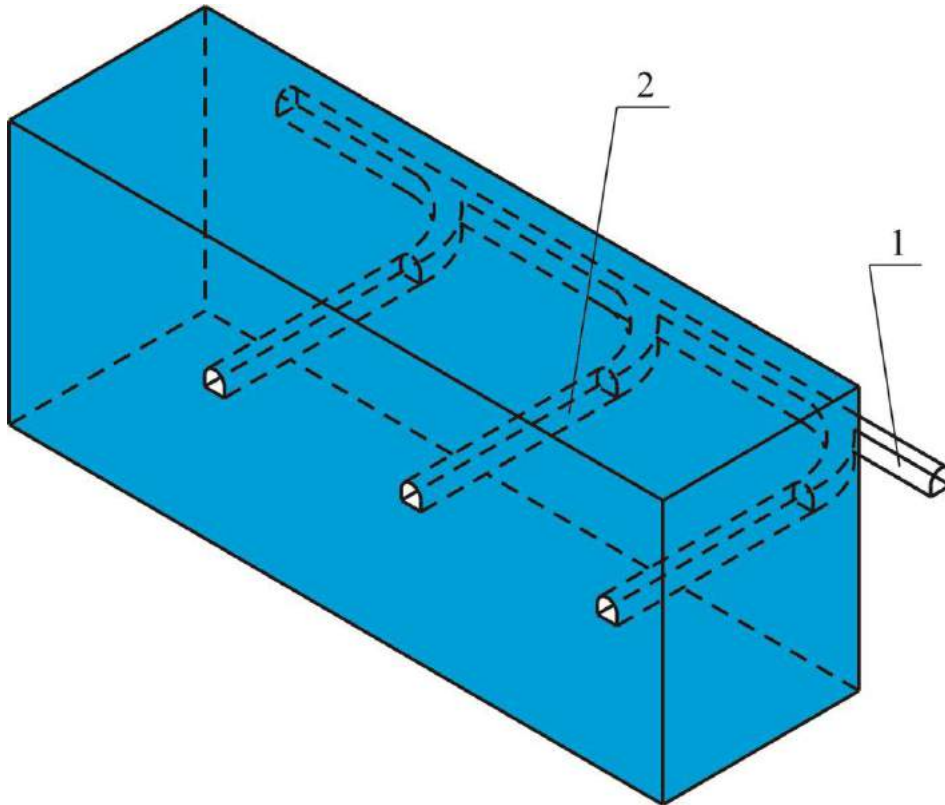


Рис. 5.13. Схема підготовки польовим штреком висячого боку та тупиковими ортами: 1 – польовий штрек висячого боку; 2 – тупиковий орт

Схема підготовки польовими штреками лежачого та висячого боків і кільцевими ортами полягає у тому, що польові штреки проводять у породах лежачого та висячого боків, які з'єднують між собою кільцевими ортами, що створює сприятливі умови для електровозної відкатки з великим вантажопотоком видобутої руди (рис. 5. 14).

Перевагами цієї схеми: менший термін існування ортів і відповідно зниження витрат на їх збереження порівняно зі штреками, а також більш точне встановлення розмірів рудного тіла вхрест простягання та умови контактів з боковими породами. Недолік – збільшений об'єм прохідницьких робіт, що як правило, зумовлює використання посиленого кріплення.

Умови застосування: кут падіння $> 15^\circ$, потужність > 40 м.

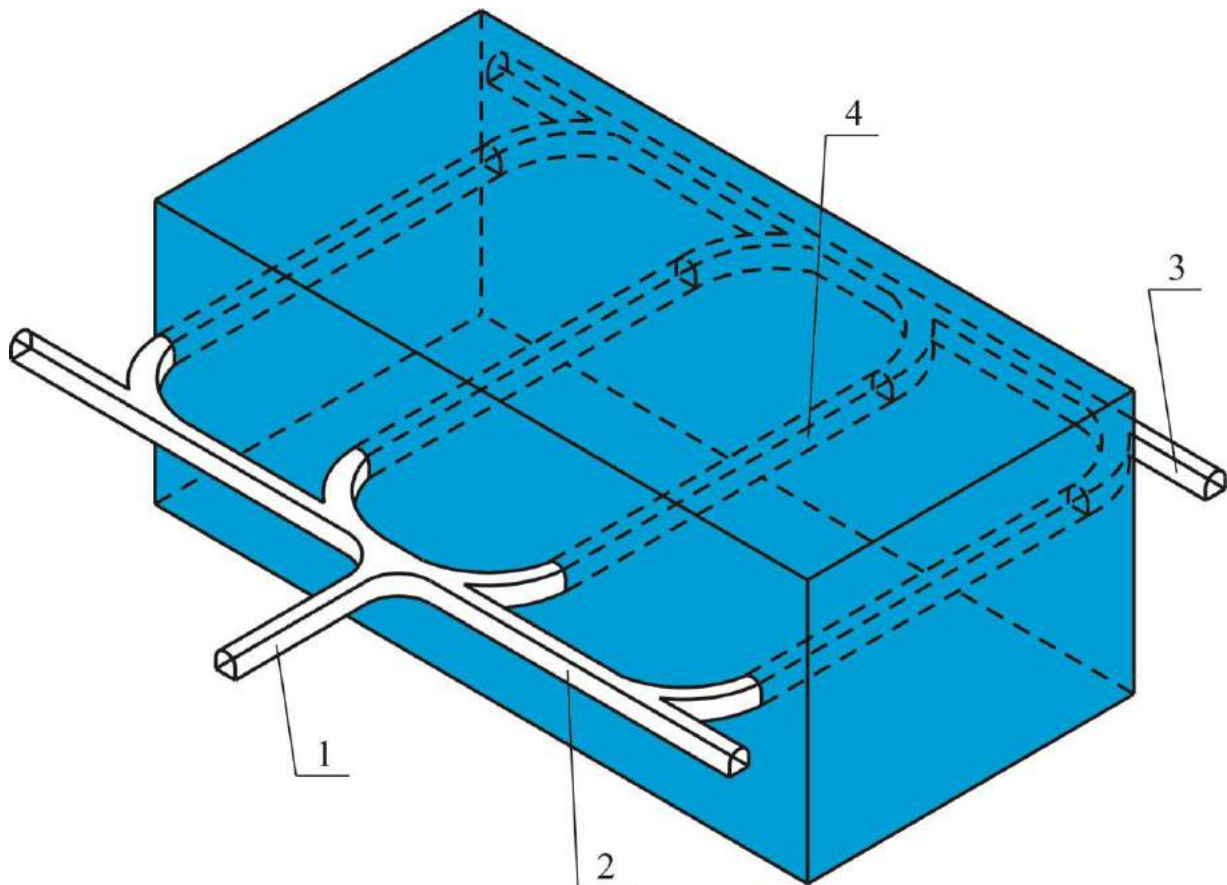


Рис. 5.14. Схема підготовки польовими штреками лежачого та висячого боків і кільцевими ортами: 1 – квершлаг; 2 – польовий штрек лежачого боку; 3 – польовий штрек висячого боку; 4 – кільцевий орт

5.1.5. Підготовка тонких покладів

Підготовка тонких покладів з будь-яким кутом падіння зазвичай здійснюється проведенням рудного штреку, який розташовують при розробці горизонтальних та пологоспадних родовищ – посередині покладу зі зміщенням у породи покрівлі або підосви (рис. 5.15). При розробці похилих та крутоспадних родовищ – посередині покладу зі зміщенням у бік порід лежачого або висячого боків (рис. 5.16).

Розташування рудного штреку при підготовці горизонтальних та пологоспадних тонких покладів посередині покладу (рис. 5.15, а) застосовується при невитриманих елементах його залягання.

Розташування рудного штреку при підготовці горизонтальних та пологоспадних тонких покладів зі зміщенням у породи покрівлі (рис. 5.15, б) застосовується при нестійких породах підосви та стійкій руді.

Розташування рудного штреку при підготовці горизонтальних та пологоспадних тонких покладів зі зміщенням у породи підосви (рис. 5.15, в) є найбільш зручною схемою, при якій забезпечується самопливна доставка гірської маси у транспортні засоби.

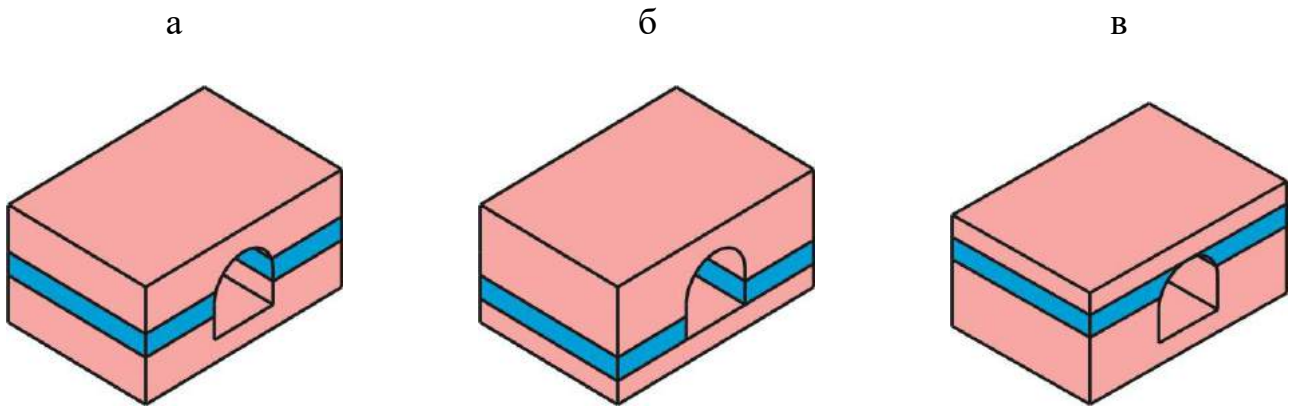


Рис. 5.15. Розташування рудного штреку при підготовці горизонтальних та пологоспадних тонких покладів посередині покладу (а), зі зміщенням у породи покрівлі (б) та зі зміщенням у породи підшви (в)

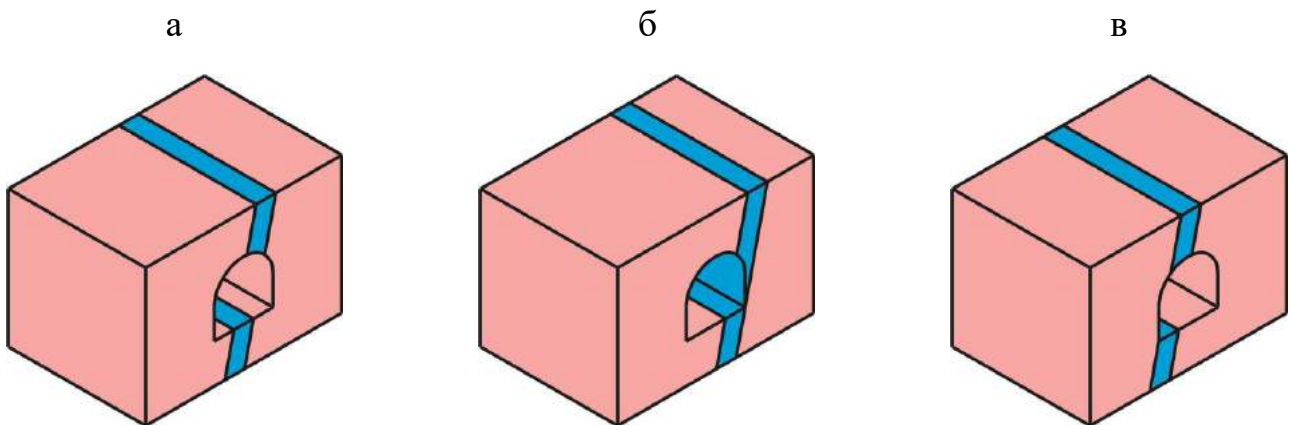


Рис. 5.16. Розташування рудного штреку при підготовці похилих та крутоспадних тонких покладів посередині покладу (а), зі зміщенням у породи висячого (б) та лежачого (в) боків

Розташування рудного штреку при підготовці похилих та крутоспадних тонких покладів посередині покладу (рис. 5.16, а) застосовується при невитриманих елементах залягання покладу.

Розташування рудного штреку при підготовці похилих та крутоспадних тонких покладів зі зміщенням у породи висячого боку (рис. 5.16, б) є найбільш зручною схемою, яка забезпечує оптимальний устрій та експлуатацію шахтних люків та рудоспусків.

Розташування рудного штреку при підготовці похилих та крутоспадних тонких покладів зі зміщенням у породи лежачого боку (рис. 5.16, в) застосовується при нестійких породах висячого боку та стійкій руді.

Для отримання високої безпеки робіт та самопливної доставки гірської маси у транспортні засоби при розробці радіоактивних руд, підготовка тонких покладів з будь-яким кутом падіння зазвичай здійснюється проведенням польового штреку, який розташовують при горизонтальному та пологому заляганнях у породах підшви, а при похилому та крутоспадному – у породах лежачого боку (рис. 5.17).

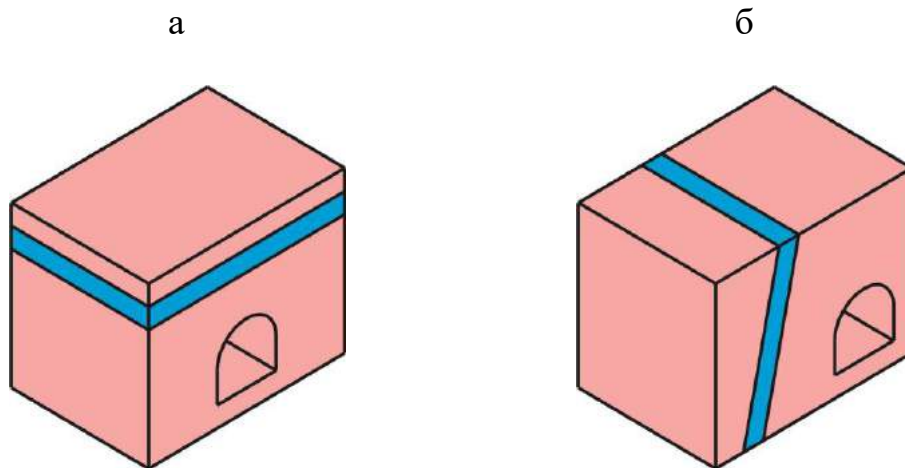


Рис. 5.17. Розташування польового штреку при підготовці радіоактивних рудних родовищ для горизонтальних і пологоспадних (а), похилих та крутоспадних (б) покладів

5.1.6. Вибір способу та схеми підготовки

На вибір способу підготовки впливають такі чинники:

- гірничо-геологічні умови залягання рудного тіла: кут падіння, потужність, стійкість руди та бокових порід, глибина залягання, геологічні порушення, багатоводність;
- гірничо-технічні та економічні умови розробки: задана продуктивність рудника, термін експлуатації поверху або панелі, умови вентиляції, цінність руди, система розробки, схема випуску руди, схильність руди до самозаймання.

Після визначення способу підготовки переходять до вибору схеми розташування підготовчих виробок основного горизонту.

Можливі схеми розташування виробок основного горизонту намічають у кожному конкретному випадку в залежності від гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов розробки родовища. Основними вимогами при цьому є:

- безпека робіт при навантаженні та транспортуванні руди, забезпечення належного провітрювання очисних виробок, можливість виконання профілактичних заходів, а при необхідності й ізоляція пожежної ділянки при розробці руд, схильних до самозаймання;
- своєчасна підготовка запасів руди до очисного виймання, забезпечення необхідного резерву підготовлених та готових до виймання запасів руди;
- забезпечення заданої продуктивності рудника, можливість застосування та ефективного використання нового обладнання для навантаження та транспортування руди;
- мінімальний обсяг і мінімальна вартість проведення та підтримання підготовчих виробок;
- мінімальні запаси руди в ціликах навколо підготовчих виробок;
- забезпечення попутної розвідки та осушення родовища.

З наведених вимог перші 3 є обов'язковими, інші знаходяться в суперечності між собою, тому з них задовольняють лише ті вимоги, які в даних

конкретних умовах мають найбільш важливе значення.

Вибір схеми розташування підготовчих виробок проводять на підставі техніко-економічного порівняння варіантів схем підготовки за питомими сумарними витратами на 1 т видобутої руди

$$Z_{\text{пит}} = \frac{(Z_{\text{пров}} + Z_{\text{під}} + Z_{\text{тр}} + Z_{\text{вент}}) - Z_{\text{відш}}}{A_{\text{бал}} \cdot \frac{K_{\text{вид}}}{(1-R)}}, \text{ грн/т}, \quad (5.1)$$

де $Z_{\text{пров}}$ – витрати на проведення підготовчих виробок, грн; $Z_{\text{під}}$ – витрати на підтримку підготовчих виробок, грн; $Z_{\text{тр}}$ – витрати на транспортування руди по підготовчим виробкам, грн; $Z_{\text{вент}}$ – витрати на пропуск повітря по підготовчим виробках, грн; $Z_{\text{відш}}$ – відшкодування витрат від руди, що попутно видобувається, грн.

За даними отриманих питомих сумарних витрат на 1 т видобутої руди обирають варіант підготовки, у якого цей показник менший.

Вибір схеми підготовки відкотного горизонту здійснюють в наступній послідовності.

При заданій річній продуктивності шахти та місячної продуктивності блоку (камери) в одночасному відпрацюванні повинно знаходитися наступна кількість блоків

$$n_{\text{бл}} = \frac{1,3 \cdot A}{12 \cdot P_{\text{бл}}}, \text{ шт.}, \quad (5.2)$$

де A – річна продуктивність рудника, т/рік; $P_{\text{бл}}$ – місячна продуктивність блоку (камери), т/міс.; 1,3 – 30% резерв числа блоків у одночасному відпрацюванні.

Залежно від довжини блоку (камери) у поперсі може розміститися наступна кількість блоків

$$n_{\text{бл.мак}} = \frac{L_{\text{прост}}}{L_{\text{бл}}}, \text{ шт.}, \quad (5.3)$$

де $L_{\text{прост}}$ – довжина родовища за простяганням, м; $L_{\text{бл}}$ – довжина блоку (камери) за простяганням, м.

Балансові запаси руди у поперсі

$$A_{\text{бал.нов.}} = L_{\text{прост}} \cdot h_{\text{нов}} \cdot m_2 \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (5.4)$$

де $h_{\text{нов}}$ – висота поперху, м; m_2 – горизонтальна потужність покладу, м.

Тривалість відпрацювання запасів поперху

$$T_{\text{нов}} = \frac{A_{\text{бал.нов.}} \cdot K_{\text{вид}}}{A \cdot (1-R)}, \text{ років}. \quad (5.5)$$

Витрати на проведення підготовчих виробок

$$Z_{\text{пров}} = C_{\text{штр}} \cdot S_{\text{штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot K_{y.o}, \text{ грн}, \quad (5.6)$$

де $C_{\text{штр}}$ – собівартість проведення штреку, що дорівнює 250 – 300 у.о./м³; $S_{\text{штр}}$ – площа поперечного перетину штреку, одноколійного – 10 – 12 м², двоколійного – 12 – 16 м²; $L_{\text{штр}}$ – довжина штреку, м.

Витрати на підтримку штрека на весь період відпрацювання поверху

$$Z_{\text{під}} = C_{\text{під.штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot T_{\text{нов}} \cdot K_{\text{у.о}}, \text{ грн}, \quad (5.7)$$

де $C_{\text{під.штр}}$ – витрати на підтримання та ремонт штреку знаходяться у межах 200 – 220 у.о./м рік.

Витрати на транспортування руди по штреку

$$Z_{\text{тр}} = C_{\text{тр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot A_{\text{бал.нов}} \cdot K_{\text{у.о}}, \text{ грн}, \quad (5.8)$$

де $C_{\text{тр}}$ – витрати на транспортування руди по штреку дорівнюють 0,00008 у.о./м·т.

Витрати на вентиляцію штреку

$$Z_{\text{вент}} = C_{\text{вент}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot A_{\text{бал.нов}} \cdot K_{\text{у.о}}, \text{ грн}, \quad (5.9)$$

де $C_{\text{вент}}$ – витрати на вентиляцію штреку дорівнюють 0,0003 у.о./м·т.

Відшкодування витрат від супутнього видобування руди при проведенні рудного штреку

$$Z_{\text{відш}} = 1,15 \cdot C_o \cdot S_{\text{штр}} \cdot L_{\text{штр}} \cdot \gamma_p \cdot K_{\text{у.о}}, \text{ грн}, \quad (5.10)$$

де 1,15 – коефіцієнт, що враховує 15% прибутку від продажу руди; C_o – собівартість 1 т руди при супутньому видобуванні, у.о.

Отримані значення питомих витрат за першим Z_{num1} і другим Z_{num2} варіантами схем підготовки порівнюють за формулою

$$\left| \frac{Z_{\text{num1}} - Z_{\text{num2}}}{Z_{\text{num1}} + Z_{\text{num2}}} \right| \leq 0,1. \quad (5.11)$$

Варіанти вважають економічно рівноцінними, якщо умова дотримана. Якщо умова не дотримано, то порівнювані варіанти не рівноцінні. Тоді оберається той варіант підготовки родовища, у якого питомі витрати менше.

Питання для самоконтролю

1. Дайте визначення термінам система, спосіб і схема підготовки.
2. Наведіть класифікацію способів і схем підготовки.
3. Що розуміють під рудною, польовою та змішаною підготовкою?
4. Охарактеризуйте погоризонтний спосіб підготовки.
5. Охарактеризуйте панельний спосіб підготовки.
6. Охарактеризуйте поверховий спосіб підготовки.
7. Наведіть схеми підготовки при погоризонтному способі підготовки та їх умови застосування.
8. Наведіть схеми підготовки при панельному способі підготовки та їх умови застосування.
9. Наведіть схеми підготовки при поверховому способі підготовки та їх умови застосування.
10. Охарактеризуйте підготовку тонких покладів.
11. Як здійснюється вибір способу та схеми підготовки?

6. РОЗКРИТТЯ РУДНИХ РОДОВИЩ

6.1. СПОСОБИ РОЗКРИТТЯ

Викладено загальні відомості про способи розкриття рудних родовищ. Наведено класифікацію способів розкриття, основні поняття про розкривні виробки та їх розташування відносно рудного покладу і схеми розкриття рудних покладів. Розглянуто вплив гірничих робіт на масив гірських порід.

Мета – сформуванати знання про способи та схеми розкриття рудних родовищ.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- користуватися класифікацією способів розкриття;
- обирати спосіб і схему підготовки;
- розраховувати перетин розкривних виробок;
- будувати зону зрушення гірських порід.

6.1.1. Розкривальні гірничі виробки

Як зазначалося вище, розробка рудного родовища підземним способом складається з трьох основних виробничих стадій. Це розкриття родовища, підготовка його до очисного виймання та очисні роботи. Ці стадії можуть виконуватися послідовно та паралельно. В початковий період експлуатації родовища розкриття, підготовка та очисне виймання виконують тільки послідовно. Надалі вони можуть проводитися паралельно. Наприклад, поряд з очисним вийманням на верхніх горизонтах можуть проводитися розкриття та підготовка нижньої частини родовища.

Розкривальні виробки – це виробки, що призначені для розкриття шахтного поля, на перших і всіх наступних відкотних та вентиляційних горизонтах. Проведення розкривальних виробок називають **гірничо-капітальними роботами**, а самі виробки – **капітальними**. До розкривальних виробок відносять вертикальні та похилі стволи, штольні, квершлагги, приствольні двори, капітальні рудоспуски та породоспуски, шурфи, автомобільні з'їзди і уклони, які обслуговують основні горизонти і т.п.

Розкривальні виробки за розташуванням відносно земної поверхні поділяють на 2 групи:

- *основні* – мають безпосередній вихід на земну поверхню;
- *підземні* – не мають безпосереднього виходу на поверхню.

За виконуваними функціями розкривальні виробки поділяють на:

- *головні* – призначені для транспортування та підйому руди;
- *допоміжні* – всі інші виробки.

До основних головних розкривальних виробок відносять вертикальні та похилі шахтні стволи, штольні, автомобільні з'їзди, які виконують основні функції з підйому або транспортування корисних копалин (рис. 6.1), а до

основних допоміжних – вертикальні та похилі стволи, штольні, що призначені для вентиляції, пересування людей, доставки матеріалів і т.п.

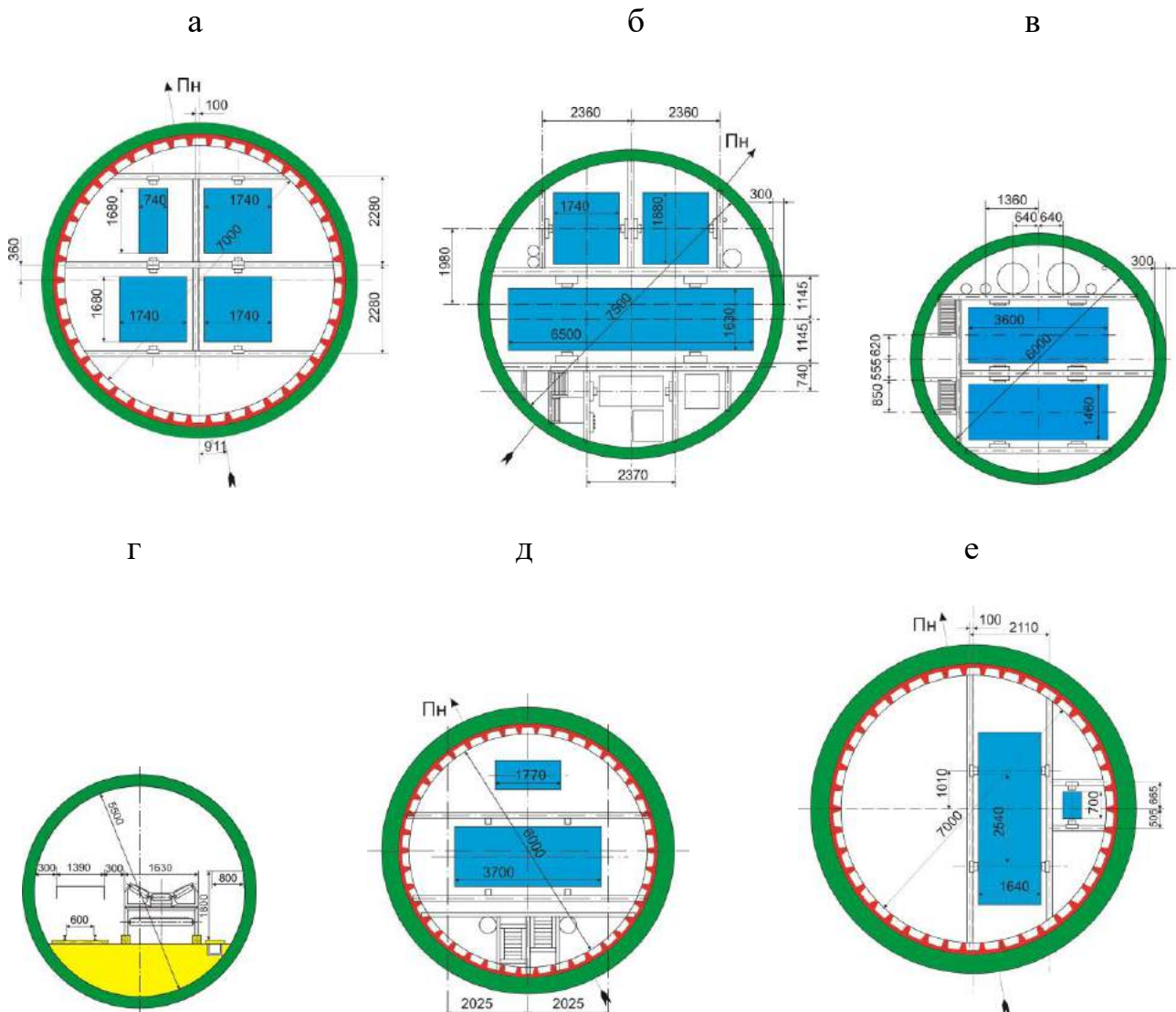


Рис. 6.1. Поперечний переріз основних головних та допоміжних розкривальних виробок на рудних шахтах України: а – головний ствол «Вантажний ствол № 1» ПрАТ «Запорізький ЗРК»; б – головний ствол шахти «Тернівська» ПАТ «Криворізький ЗРК»; в – головний ствол шахти «Смоленська» ДП «Східний ГЗК»; г – похилий головний ствол шахти 3-5 ПАТ «Марганецький ГЗК»; д – північний вентиляційний ствол ПрАТ «Запорізький ЗРК»; е – допоміжний ствол ПрАТ «Запорізький ЗРК»

Залежно від характеру підйомних посудин розрізняють наступні головні стволи: скіпові, скіпо-клітьові та клітьові. *Скіпові стволи* можуть мати один скіп з противагою, 2 або 4 взаємно зрівноважених скіпа. Скіпові стволи застосовують для підйому руди на рудниках з великою продуктивністю, причому в цьому випадку необхідний допоміжний ствол для спуску та підйому людей, матеріалів та інших допоміжних операцій. *Скіпо-клітьові стволи* є найбільш поширеними на рудниках малої та середньої виробничої потужності.

Їх застосовують як для підйому руди, так і для виконання допоміжних операцій. Поєднання підйомних посудин у цьому випадку може бути досить різноманітним. Можуть бути 2 скіпа та кліть з противагою, 2 скіпа і 2 урівноважені кліті тощо. *Клітьові стволи* застосовують при невеликій виробничій потужності підприємства. Руду в цьому випадку піднімають у вагонетках за допомогою клітей. В такому стволі може бути або 2 зрівноважені кліті або кліть з противагою.

До підземних головних розкривальних виробок відносять сліпі вертикальні та похилі стволи, поверхові квершлагги, автомобільні з'їзди і транспортні уклони, які слугують для транспортування та підйому руди (рис. 6.2).

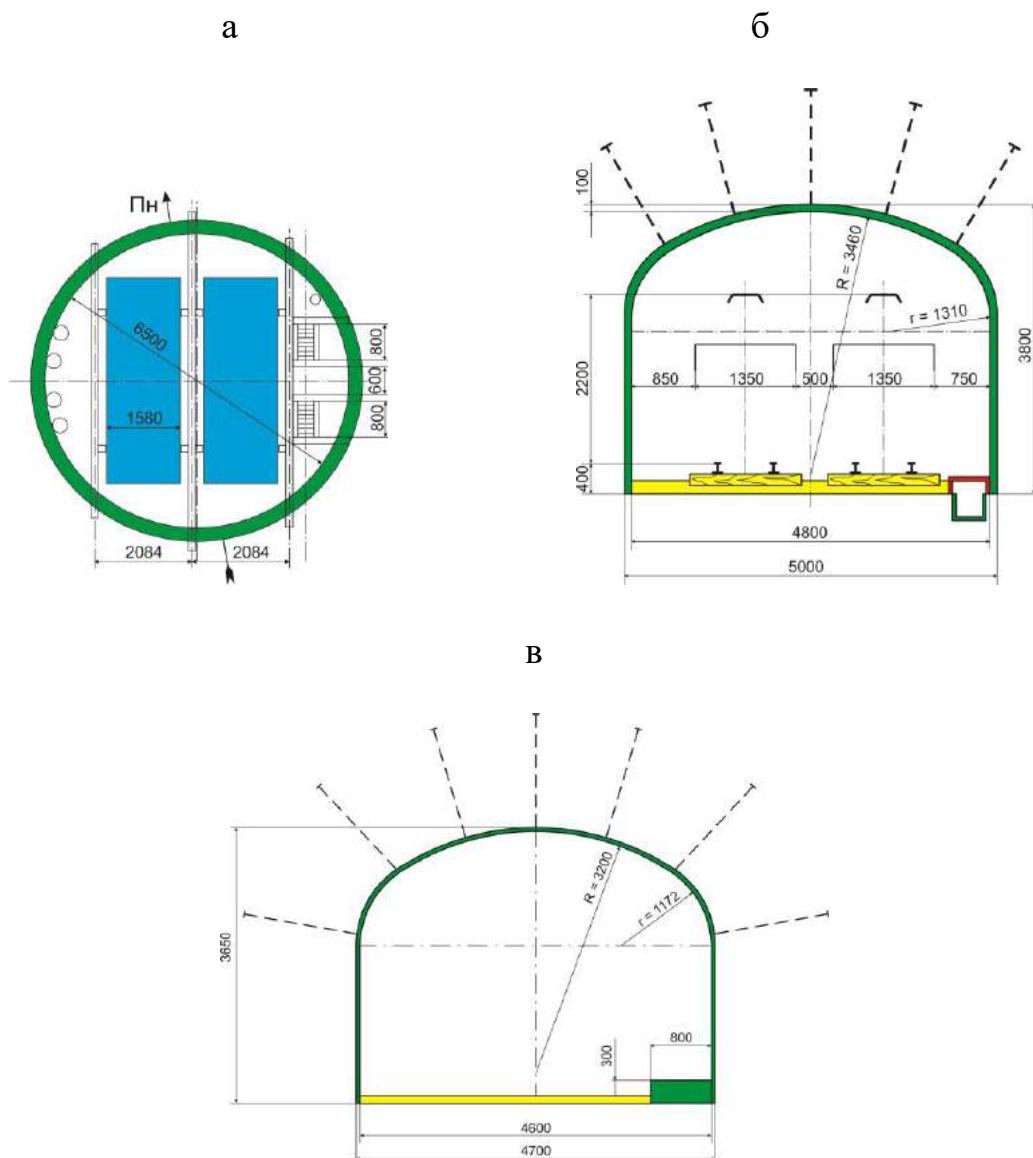


Рис. 6.2. Поперечний переріз підземних головних і допоміжних розкривальних виробок ПрАТ «Запорізький ЗРК»: а – центральний сліпий ствол; б – вантажний квершлаг; в – транспортний уклон

До підземних допоміжних розкривальних виробок відносять приствольні виробки (приствольні двори, насосні камери, водозбірники, камери

електропідстанцій, обгінні і сполучні виробки), підземні бункери, дозаторні камери та камери дробарок, капітальні рудоспуски і породоспуски, камерні виробки спеціального призначення (камери підйомних машин, електровозне депо, ремонтні та заправні пункти, склади будь-якого призначення, камери очікування, медпункти та т.п.), спеціальні закладні, вентиляційні, дренажні та водовідливні виробки, уклони по доставці самохідного й іншого обладнання з основного горизонту на підповерхові горизонти, всі виробки концентраційного горизонту.

Приствольний двір – взаємопов’язаний комплекс спеціально обладнаних капітальних гірничих виробок, що розташований безпосередньо біля ствола транспортного горизонту, з’єднує ствол з головними виробками горизонту та виробок, що призначені для обслуговування гірничих робіт на горизонті відповідно до призначення ствола. Приствольний двір призначений для виконання робіт з прийому та видачі корисної копалини на земну поверхню, прийому матеріалів та обладнання, що доставляють у шахту й розміщення камер різного технологічного призначення. У приствольному дворі розміщують насосну камеру, підстанцію, камеру очікування, диспетчерську, медичний пункт, електровозне депо, виробку з протипожежним обладнанням та водозбірники. Крім того, у скіпових вітках дворів розташовують перекидачі для вагонеток, а нижче їх бункера, камери для дробарок та завантажувальних пристроїв. Бункери та завантажувальні пристрої скипів розміщують на ділянці 40 – 50 м по вертикалі, що вимагає поглиблення склепіння нижче основного транспортного горизонту на таку ж величину. Виробки приствольних дворів можна характеризувати об’ємом, наприклад, по шахтам Криворізького залізорудного басейну він становить 2000 – 13000 м³.

По стволу шахти спускають довгомірні матеріали: рейки, труби та балки. Їх спускають у кліті або підвісивши під нею. Довжина цих матеріалів може становити 6 – 8 м. Щоб вивантажити їх із ствола у горизонтальну виробку, висота сполучення ствола з нею повинна бути 4,5 – 6,5 м. Висоту сполучення можна визначити в залежності від довжини матеріалів, що спускають, або – графічно. Біля ствола проводять обхідну виробку для проходу з одного боку приствольного двору на інший. Обхідну виробку відокремлюють від ствола бетонним ціликом товщиною 1 м або породним ціликом товщиною 3 – 5 м.

Кліть опускають на рівень приствольного двору та якщо це останній горизонт то її розташовуєть на брусах. На проміжних горизонтах кліть приймають на кулаки або залишають на вазі. Недоліки експлуатації кулаків полягають у провисанні канату та динамічних навантаженнях при рушанні кліті з місця, а також у можливості аварії при випадковому висуванні кулаків на проміжному горизонті, коли кліть рухається на нижній горизонт. Вагонетки, що приготовлені для вантаження у кліть, затримують стопорами. Вагонетки подають у кліть з самокатним нахилом або за допомогою спеціального штовхача. Навантажена вагонетка виштовхує з кліті порожню на протилежну сторону приствольного двору, де формують порожній склад вагонеток. Якщо для спуску та підйому людей застосовують двоповерхові кліті, біля ствола влаштовують площадку для посадки людей на другий поверх кліті. Зазвичай по

стволу тече деяка кількість води. Тому на рівні покрівлі приствольного двору необхідно обладнати жолоб для вловлювання води.

Завантажувальні пристрої слугують для перевантаження руди в скипи, яка у вагонетках надходить до ствола. У комплекс завантажувальних пристроїв входять перекидачі або інші пристрої для спорожнення вагонеток, грохоти, дробарки, бункери та дозуючі пристрої. Перекидач розташовують на рівні відкотного горизонту, а всі інші пристрої нижче нього. При завантаженні скипів незначна кількість руди просипається, тому нижче скипів облаштований уловлювач руди. Руда, просипається до уловлювача, по спеціальному підняттявому та надходить на нижній горизонт. Руда з уловлювача періодично випускають та вивозить у вагонетках. Завантажувальні пристрої подібного типу застосовують лише на великих рудниках. При малій виробничій потужності шахти застосовують завантажувальні пристрої малої ємності. Це лотки на кілька тон руди з затвором у нижній частині. Ємність вагонеток повинна бути дорівнювати або бути кратною ємності скипів. У цьому випадку робота підйому буде добре пов'язана з роботою підземного транспорту.

Об'єм камери та допоміжних споруд для дробарки з прийомним отвором $0,9 \times 1,2$ м становить $800 - 2700$ м³. Якщо прийомний отвір дробарки $1,2 \times 1,5$ м, то ці значення приблизно подвоюють. Ємність бункера обирають в залежності від ємності скипів та рівномірності вантажопотоку. Зазвичай при ємності скипів $15 - 25$ т об'єм бункерів становить $150 - 350$ м³. Таким чином, комплекс завантажувальних пристроїв є досить складною та вартісною спорудою.

Насосну камеру, підстанцію та водозбірник розташовують поблизу ствола шахти. У водозбірник збирається вода з усього шахтного поля. За правилами технічної експлуатації водозбірники повинні задовольняти наступні вимоги:

- ємність водозбірника на раніше збудованих шахтах повинен бути розрахований на понад 5 годин притоку води, на шахтах, які заново будують – восьмигодинному притоку;
- при розташуванні водозбірника нижче насосної камери глибина всмоктування не повинна перевищувати 5,5 м;
- водозбірник повинен очищатися від намулу не рідше двох разів на рік;
- для можливості чищення водозбірник повинен мати дві гілки, кожна з яких повинна самостійно підключатися до насосів.

Водозбірник будують у вигляді однієї або двох горизонтальних виробок перетином $5 - 10$ м². Похилими ходками його з'єднують з виробками приствольного двору. Під час чистки відповідну гілку водозбірника відключають та всю воду направляють до другої гілки. Чистку здійснюють скреперною лебідкою, вручну або грязьовим насосом. З насосної камерою водозбірник з'єднуєть за допомогою колодязів, в які опущені всмоктувачі насосів. Насосні камери можна розташовувати нижче водозбірників на $4 - 5$ м для можливості самостійного заливання насосів, але така схема практикуєть зрідка.

Насосна камера являє собою горизонтальну виробку перетином $12 - 15$ м² та довжиною $9 - 18$ м. До насосних камер висуюають наступні вимоги:

- при припливі води понад 60 м³/год у насосній камері повинні розташовуватися 3 насоси однакової потужності: 1 у роботі, 1 у резерві та 1 на ремонті;
 - кожен насос повинен відкачувати добовий приплив за 20 год;
 - при припливі до 50 м³/год можна мати 2 насоси;
 - при весняному притоку більш ніж 100% від нормального, потрібно мати місце для установки четвертого насосу;
 - підлогу насосної камери розташовують на 0,5 м вище рівня приствольного двору;
 - фундаменти насосів підняті над рівнем підлоги на 0,2 – 0,25 м.
 - відстань між фундаментами, а також фундаментами та стінками не менше 1 м;
 - насосну камеру з'єднують з приствольним двором двома ходками, в яких встановлюють герметичні двері;
 - зі стволом шахти насосну камеру з'єднують ходком площею перетину 2,25 м², який сполучаєть зі стволом на висоті не менше 7 м від підшови приствольного двору;
 - при припливу води понад 50 м³/год кожен насос має окремий колодязь для всмоктувача та всі вони з'єднують горизонтальною виробкою, до якої за допомогою засувки можна підключити будь-яку з гілок водозбірника;
 - насосна станція повинна мати 2 нагнітальних стояка труб – робочий та резервний.

Перераховані вище вимоги забезпечують необхідний резерв водовідливних засобів у разі несподіваних та весняних збільшень припливів води, крім того, дозволяють вести водовідлив впродовж деякого часу після затоплення горизонтальних виробок. Якщо закрити герметично двері у людських ходках, то водовідлив можна вести поки не затопить усі горизонтальні виробки та вода у стволі не підніметься до рівня трубного ходку. Об'єм водозбірників коливається в залежності від припливу води та становить 400 – 2000 м³.

Електровозне депо – місце для огляду, чищення, змащення та поточного ремонту електровозів. Об'єм камер для гаражів становить 200 – 400 м³. У гаражі обладнають яму ремонту та огляду електровозів. Довжина гаражу обумовлена кількістю електровозів, які одночасно можуть перебувати у ремонті.

Камера медпункту слугує для надання першої допомоги. Якщо кількість робітників становить 80 чоловік у зміну, то її будують з одним відділенням, при більшій кількості робочих – з двома відділеннями. Тут знаходиться шафа з медикаментами, кушетка, носилки, умивальник та інше обладнання. Об'єм камери 30 – 85 м³.

Диспетчерська камера складається з двох відділень: одне для диспетчера, який за мнемосхемою стежить за рухом складів та керує стрілочними переводами, друге – майстерня для ремонту апаратури. Для шахт продуктивністю до 300 тис. т на рік об'єм камери – 30 м³, при більш високій виробничій потужності – 60 м³.

Камера очікування, слугує для розміщення робітників, які очікують підйому або відправки до місця праці. У камері розташовують лави з розрахунку 0,4 м на одну людину. Лави розташовують у 1 або у 2 ряди. Довжина камер 15 м, ширина від 1,5 до 3,8 м. Об'єм камер очікування 40 – 150 м³.

Будова камер з протипожежним обладнанням і матеріалами аналогічна будові гаражів та депо. Різниця полягає лише у розмірах цих виробок. При виробничій потужності шахти до 0,3 млн т на рік камера для протипожежних матеріалів повинна мати шлях для складу з 10 – 12 вагонеток, при виробничій потужності 0,3 – 0,8 млн т на рік – шлях на 6 – 8 вагонеток та відділення для зберігання матеріалів, при виробничій потужності більше 0,8 млн т на рік – шлях на 8 – 10 вагонеток та відділення для зберігання матеріалів. Вагонетки повинні бути заповнені матеріалами та готовими до відправлення. У камері повинні бути наступні матеріали: цегла, цемент, глина, стояки, газові та вентиляційні труби. Об'єм протипожежних камер становить 100 – 200 м³.

Орієнтовна площа поперечного перерізу розкривальних виробок може бути визначена в залежності від річної продуктивності шахти A млн т на рік, яку подано у табл. 6.1.

Таблиця 6.1

Орієнтовна площа поперечного перерізу розкривальних виробок в залежності від річної продуктивності шахти A млн т на рік

| Найменування виробки | Площа поперечного перерізу виробки, м ² |
|---|--|
| Головний вертикальний ствол | 23,4+3,6 A |
| Похилий ствол | 19,3+0,98 A |
| Похилий автомобільний з'їзд | 18,7+4,29 A |
| Штольня або відкотний квершлаг | 4,2+5,4 A |
| Центральний вентиляційний ствол | 4,4+7,3 A |
| Квершлаг центрального вентиляційного стволу | 2+6,15 A |
| Клітьовий допоміжний ствол | 14+4 A |
| Фланговий вентиляційний ствол | 5+2,82 A |
| Квершлаг флангового вентиляційного стволу | 4,15 A |

6.1.2. Ступінь і крок розкриття

Розкриття глибоких крутоспадних родовищ здійснюють не відразу на всю глибину, а виконується в 2, 3 і більше етапів, які називають *ступенями*. Число ступенів розкриття залежить від глибини залягання рудних тіл, а також від можливостей обладнання підйому. Вертикальні стволи дозволяють виконати одноступеневе розкриття до глибини 2000 м. Похилі стволи та спіральні з'їзди можуть застосовуватися для будь-якого ступеня розкриття. У родовищах невеликої (≤ 300 м) та середньої глибини (300 – 1600 м) залягання рудних тіл проводять одноступеневе розкриття. Для рудних тіл у шахтному полі, які

залягають на глибині > 1600 м, визначають не тільки число ступенів розкриття, але і число кроків розкриття у кожному ступені. **Кроком розкриття родовища** (крок проходки ствола) називають глибину, на яку проходять ствол з поверхні або підземних горизонтів у 1 прийом. Крок розкриття визначають, як для одноступеневого, так і для багатоступеневого розкриття родовища. Найчастіше крок проходки ствола визначають у випадку одноступеневого розкриття родовища, яку використовують лише до глибини 2000 м. При глибині поширення до 700 м похилих та крутоспадних рудних тіл шахтні стволи з поверхні проходять у один прийом, тоді крок розкриття дорівнює величині ступеня розкриття та глибині поширення родовища. Якщо родовище поширюється на глибину 700 – 2000 м, головні стволи проходять у кілька прийомів, тобто здійснюють декілька кроків проходки (поглиблення) стволів у межах ступеня розкриття. Кількість поверхів у кроці розкриття досягає семи. Цей параметр повинен бути кратним висоті поверху та відповідати відстані між концентраційними горизонтами. Оптимальний крок проходки головного ствола повинен забезпечувати одночасне розкриття не менше як 4 – 6 поверхів. Надалі ствол поглиблюють не менше ніж на 2 поверхи у випадку простої схеми розкриття і на 3 – 5 поверхів у випадку розкриття групи поверхів зі спорудженням концентраційного горизонту.

Орієнтовний крок проходки головного ствола (крок розкриття) з поверхні

$$K_{розк.} = H_z + n \cdot h_{нов.} + h_{т.в}, \text{ м}, \quad (6.1)$$

де H_z – глибина залягання родовища від земної поверхні, м; n – кількість поверхів, які розкривають одночасно, шт.; $h_{нов.}$ – висота поверху, м; $h_{т.в}$ – величина технологічного відводу від останнього горизонту для розміщення дробарко-бункерного комплексу, що дорівнює 40 – 60 м.

За даними практики, крок розкриття дорівнює 400 – 1000 м, а крок подальшого поглиблення стволів у процесі облаштування концентраційних горизонтів – 200 – 400 м.

6.1.3. Вплив гірничих робіт на масив гірських порід

6.1.3.1. Види зрушення гірських порід

У результаті підземних гірничих робіт при розробці рудних родовищ у товщі земної кори утворюються порожнини. Поступово вони збільшуються настільки, що стійкість їх порушується і вони заповнюються обваленими породами. Згодом процес обвалення охоплює всю товщу порід, що налягають, і обвалення поширюється вгору, через що поверхня осідає, та утворюються так звані зони обвалення та зрушення. При плавному осіданні над родовищем виникає поглиблення у земній поверхні – мульда осідання. При обваленні на поверхні утворюються зони обвалення, зони зрушення або окремі провальні воронки (рис. 6.3).

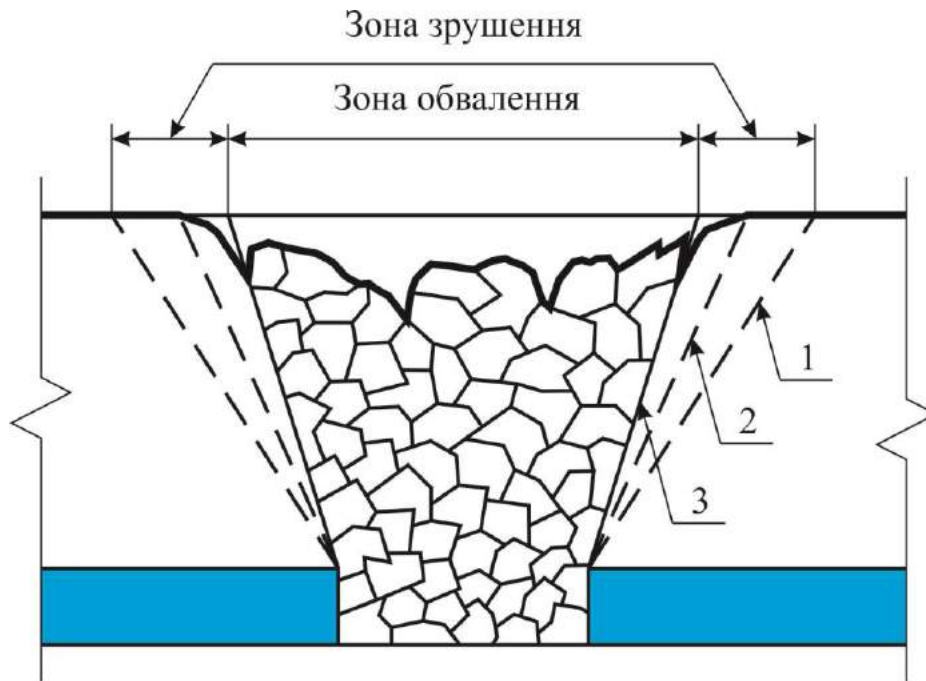


Рис. 6.3. Схема зрушення гірських порід при розробці родовища:
1 – границя області зрушення; 2 – границя області небезпечних зрушень;
3 – границя зони обвалення

У самій області зрушення гірських порід розрізняють:

- **зону обвалення** – ділянку, де спостерігається осідання терасами з утворенням тріщин та порушенням суцільності масиву;
- **зону зрушення** – ділянку поверхні, де зрушення порід відбувається без розриву суцільності масиву.

Частина земної поверхні, яка піддається зрушенню з величиною осідання понад 10 мм, називається **мульдою зрушення**.

Системи розробки з обваленням характеризуються активним процесом зрушення та деформування товщі порід і земної поверхні з відсутністю чітко виражених поверхонь зсуву порід за нашаруванням. Для систем з закладанням характерна відсутність або повільний, плавний розвиток зрушення земної поверхні. Провали та великі тріщини не утворюються. При видобування руди з управлінням гірським тиском шляхом залишення регулярних рудних ціликів процес зрушення гірських порід тривалий час може не проявлятися на земній поверхні. Однак з часом цілики та покрівля між ними поступово деформуються та руйнуються. Підтримання земної поверхні у деяких умовах може здійснюватися комбінованим способом управління гірським тиском: з залишенням регулярних ціликів та сухою або гідравлічною закладкою виробленого простору, що знаходиться між ними.

При малій потужності рудних тіл або при відпрацьовуванні сліпих покладів на великій глибині системами з обваленням, земна поверхня може залишатися у стійкому стані. Стійким вважають такий стан товщі порід, при якому після подробики зрушення та деформації відсутні або з часом не перевищують критичних значень. **Безпечною глибиною розробки** називають

глибину розробки, при якій відпрацювання корисної копалини не викликає зрушення земної поверхні. Відношення мінімальної безпечної глибини до потужності рудного тіла називають *коефіцієнтом безпеки*, який залежить від фізико-механічних властивостей гірських порід. Залежно від умов ведення гірничих робіт коефіцієнт безпеки орієнтовно дорівнює: при системах розробки без закладання – 200, з сипучою закладкою – 80, з твердіючою закладкою – 30.

6.1.3.2. Визначення зон зрушення гірських порід

Зрушення гірських порід відбувається за криволінійними поверхнями, але при виконанні графічних побудов їх приймають за площини, які утворюють з горизонтом кути зрушення та кути розривів. За кутами зрушення можна визначити можливі зони деформації поверхні. Це дозволяє ухвалювати рішення про розміщення поверхневих і підземних гірничотехнічних споруд, які можуть вийти з ладу навіть при невеликих деформаціях масиву гірських порід.

Убезпечити поверхневі та підземні гірничотехнічних споруди від наслідків зсуву бокових порід, можна наступними способами:

- розташовувати споруди за межами зони зрушення гірських порід;
- залишати під спорудами охоронні цілики з руди;
- застосовувати системи розробки з твердіючою закладкою.

При визначенні зон зрушення гірських порід розрізняють:

- кут зрушення порід лежачого боку γ ;
- кут зрушення порід висячого боку β ;
- кут зрушення порід за простяганням δ ;
- кут зрушення наносних порід φ .

Точки, де проявилось зрушення поверхні, відзначають на розрізі вхрест простягання та з'єднують з контуром рудного тіла на горизонті, де здійснено відпрацювання руди. Таким чином отримують кути зрушення. Кути зрушення залежить від багатьох чинників. Це будова масиву порід, кути падіння покладів, глибини гірничих робіт, порядки відпрацювання родовища тощо. Якщо кути зрушення для родовища не відомі, їх величину рекомендовано визначати відповідно до даних, що подано у табл. 6.2 для середньозваженого значення міцності та будови масиву порід. У наносних породах кут зрушення обирають рівним у всіх напрямках. У сухих і необводнених породах $\varphi = 50^\circ$, але не перевищує значень кутів зрушення. При потужності рудних тіл > 15 м і глибиною розробки < 100 м, потужність наносів більше 30 м кут φ обирають рівним 40° . В обводнених наносах значення φ є рівним 35° .

Шахтні стволи та інші споруди на земній поверхні, які повинні слугувати десятки років, не допускають навіть малих зсувів поверхні й не можуть бути збудовані в межах зони впливу гірничих робіт. Так як при виборі кутів зрушення та обвалення гірських порід не можна врахувати всі чинники, які впливає на розміри зони зрушення та обвалення, при виборі місця закладання основних розкривальних виробок залишають берми безпеки. *Берма безпеки* це відстань від зони зрушення до місця розташування поверхневих споруд, яка враховує можливі зниження кутів зрушення, що можуть бути менше, ніж

запроектовані. Берму безпеки застосовують шириною $B_6 = 20$ м для стволів шахт, поверхневих споруд і залізничного полотна. Для інших споруд ширина берми становить $B_6 = 10$ м. При проектуванні великих промислових споруд, капітальних стволів, шахт, що розташовані у лежачому боці потужних крутоспадних покладів, які мають значну довжину за простяганням та падінням, ширину запобіжної берми збільшують до 50 м. Ці берми створюють певну гарантію для збереження споруд у разі зменшення кутів зрушення. Тому розкривальні виробки завжди розташовують поза зоною впливу гірничих робіт.

Таблиця 6.2

Кути зрушення порід
для середньозваженого значення міцності гірських порід

| Тип і будова масиву гірських порід | Міцність гірських порід, МПа | Кут падіння рудних тіл α , град | Кут зрушення, град | | |
|------------------------------------|------------------------------|--|--------------------|---------|----------|
| | | | δ | β | γ |
| шаруватий | < 50 | 0 – 45 | 55 | 45 | 55 |
| | | 46 – 75 | 55 | 40 | 40 |
| | | 76 – 90 | 55 | 45 | 40 |
| | 50 – 80 | 0 – 45 | 60 | 50 | 60 |
| | | 46 – 60 | 60 | 40 | 60 |
| | | 61 – 75 | 60 | 40 | 50 |
| | | 76 – 90 | 60 | 45 | 50 |
| | > 80 | 0 – 45 | 65 | 50 | 65 |
| | | 46 – 60 | 65 | 45 | 65 |
| | | 61 – 75 | 65 | 45 | 50 |
| | | 76 – 90 | 65 | 50 | 50 |
| | нешаруватий | ≥ 80 | 0 – 30 | 70 | 70 |
| 31 – 50 | | | 70 | 65 | 65 |
| 51 – 75 | | | 70 | 65 | α |
| 76 – 90 | | | 70 | 65 | 65 |

Побудову зони зрушення гірських порід виконують у наступній послідовності. На розрізах вхрест і за простяганням викреслюють рудне тіло та границю наносних порід. Далі відкладають кути зрушення порід висячого та лежачого боків, а також кути зрушення порід за простяганням і проводять лінії до межі наносних порід. Кут зрушення порід лежачого боку не повинен перевищувати кут падіння рудного тіла. Потім відкладають кути зрушення наносних порід і проводять лінії до перетину з земною поверхнею, на якій отримують границю зони зрушення. Після чого від границі зони зрушення відкладають берму безпеки та визначають місце розташування стволів.

На рис. 6.4 та 6.5 подано розрахункові схеми визначення місця розташування вертикальних стволів поза зоною зрушення масиву гірських порід.

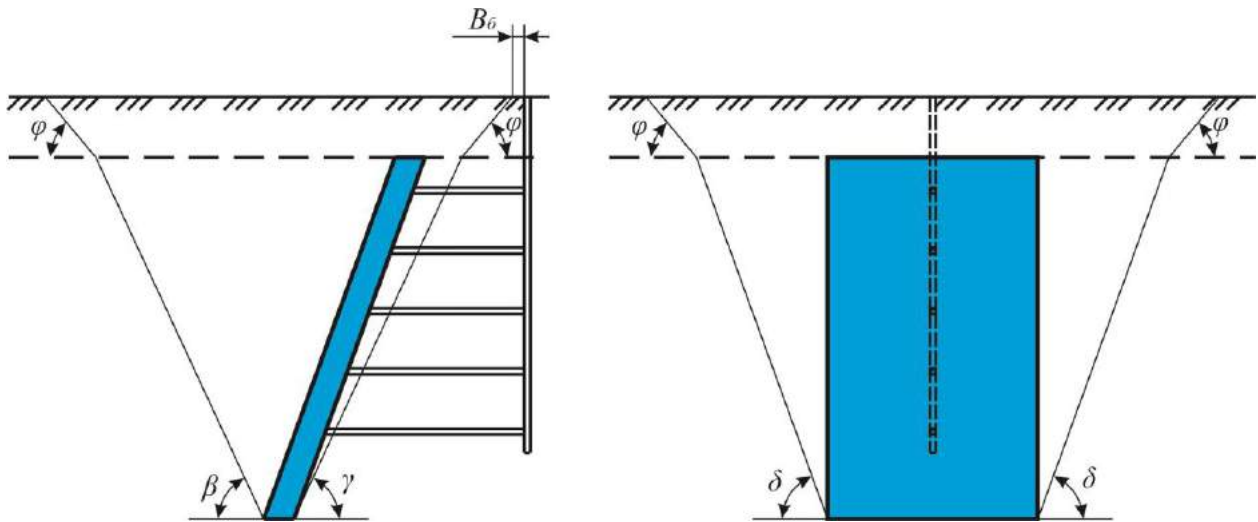


Рис. 6.4. Розрахункова схема визначення місця розташування вертикального ствола поза зоною зрушення масиву гірських порід за умови $\alpha > \gamma$

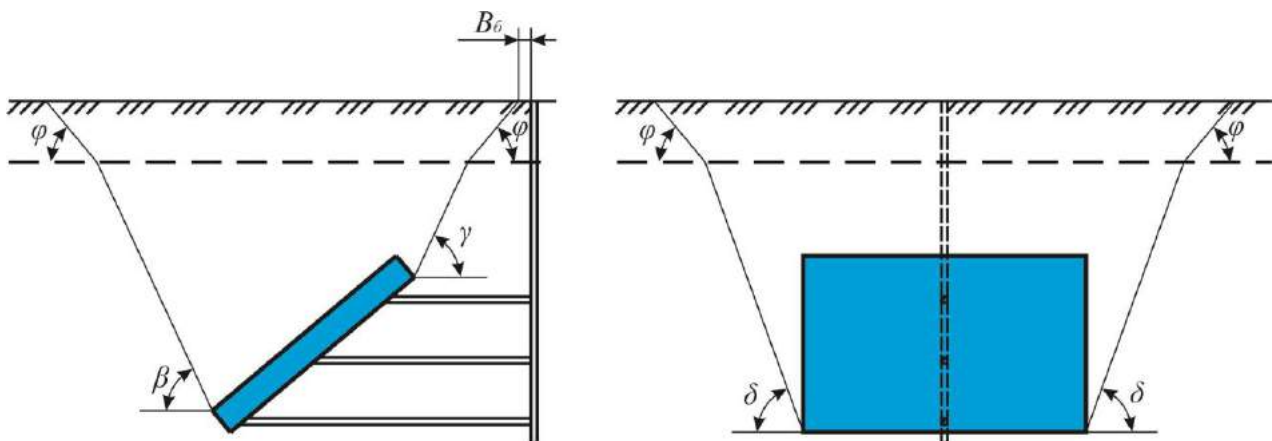


Рис. 6.5. Розрахункова схема визначення місця розташування вертикального ствола поза зоною зрушення масиву гірських порід за умови $\alpha < \gamma$

6.1.3.3. Побудова меж охоронних ціликів

Якщо шахтне поле має дуже великі розміри, то розкривальні виробки можна розташовувати над рудним тілом, при цьому обов'язково залишаючи під ними у рудному тілі охоронні цілики. Побудова меж охоронного цілика виконують у наступній послідовності (рис. 6.6). На розрізі у вхрест простягання рудного тіла у районі ствола виділяють майданчик, що необхідний для розміщення поверхневих споруд з урахуванням берм безпеки. Далі визначають зону зрушення – спочатку у наносах, а потім у корінних породах. Лінія перетину поверхонь зрушення з рудним покладом є межею охоронного цілика. Запаси руд в охоронних ціликах, як правило, не підлягають видобуванню, так як розробка охоронних ціликів пов'язана з великими труднощами. Втрати руди при вийманні запасів руди у ціликах становить 30 – 50%. У охоронних ціликах на тривалий термін консервують значні запаси руди, особливо це стосується розробки потужних родовищ.

Однак, після того як минає потреба у стволі, а відпрацювання запасів охоронного цілика стає необхідним, то руду з нього можна видобувати. Для цього вироблений простір ретельно заповнюють матеріалами, які перешкоджають зрушення порід, що налягають. Якщо потрібно зберегти земну поверхню то порожнини заповнюють сухою закладкою, тобто матеріалом, який не містить корисних компонентів (пісок, подрібнена порода, шлак). Це зменшує деформацію бокових порід та виключає їх обвалення при розробці тонких родовищ. При розробці потужних родовищ застосування сухої закладки лише уповільнює процес зрушення порід, але не виключає можливість їх обвалення та зрушення земної поверхні, тому практикують розробку родовищ із заповненням виробленого простору закладкою, що твердне, яка запобігає обваленню бокових порід.

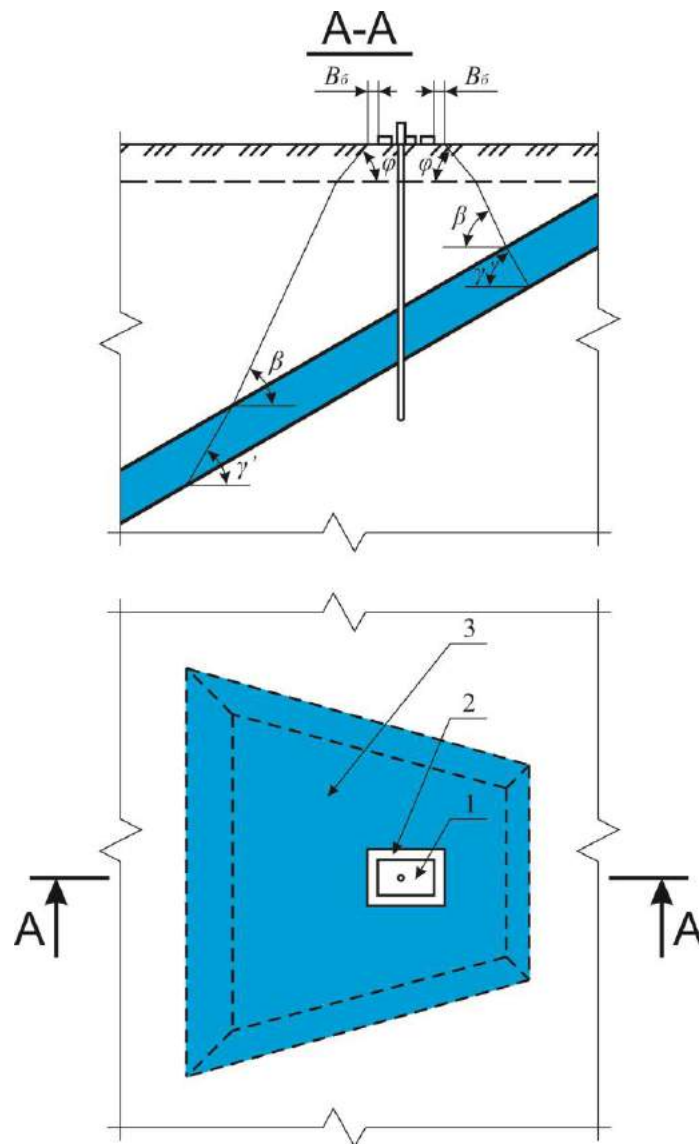


Рис. 6.6. Розрахункова схема побудови меж охоронного цілика: 1 – промисловий майданчик; 2 – берма безпеки; 3 – охоронний цілик; γ' – кут зрушення руди

6.1.4. Розташування головних розкривальних виробок та їх кількість

Згідно правил безпеки на кожному діючому гірничому підприємстві повинно бути не менше двох окремих виходів на земну поверхню з протилежним рухом у них вентиляційних струменів. Ця вимога зумовлює наявність у діючому підземному руднику або шахті як мінімум двох основних розкривальних виробок. Орієнтовна кількість головних і допоміжних стволів визначають у залежності від річної продуктивності шахти, що подано в табл. 6.3.

Таблиця 6.3

Орієнтовна кількість головних і допоміжних стволів
в залежності від річної продуктивності шахти

| | | | | | | |
|---------------------------------|-------|-------|-------|-------|--------|------|
| Продуктивність шахти, млн т/рік | < 1 | 1 – 3 | 3 – 5 | 5 – 8 | 8 – 10 | > 10 |
| Кількість стволів, шт. | 2 – 3 | 3 – 4 | 3 – 5 | 5 – 7 | 6 – 8 | > 8 |

Вибір місця закладення головних і допоміжних стволів шахт представляє дуже відповідальну та складну задачу, від вирішення якої залежить сумарний об'єм розкривальних і підготовчих виробок а, отже, вартість розкриття та собівартість видобутої руди.

При проектуванні рудника необхідно визначити не тільки місце закладення стволів вхрест простягання та за простяганням родовища, а й знайти оптимальне розташування головних і допоміжних стволів по відношенню один до одного. При виборі місць закладення стволів шахт необхідно насамперед дотримуватися наступних умов:

- розташовувати стволи поза зоною зрушення бокових порід, які підроблюють у процесі розробки;
- визначати мінімальні витрати на розкриття та розробку родовища (на проходку виробок, транспортування руди та матеріалів під землею та на поверхні, провітрювання тощо).

При цьому необхідно враховувати:

- гірничо-геологічні умови спорудження стволів і квершлагів;
- прийнятий порядок очисних робіт, виходячи з умов прояву гірського тиску;
- оптимальні умови провітрювання гірничих виробок;
- умови вибору місця закладення ствола шахти на поверхні;
- наявність у зоні будівельного майданчика шахти водоймищ, заболочених ділянок, рівня забудови місцевості, рельєфу поверхні, можливості затоплення території у паводки, небезпека обвалів та лавин у гірській місцевості та ін.;
- розташування збагачувальної фабрики та складів усереднення вмісту корисних копалин.

Місце розташування стволів обирають у двох напрямках: вхрест простягання та за простяганням родовища і визначають його з урахуванням багатьох факторів. У напрямку вхрест простягання стволи воліють розміщувати за межами зони зрушення порід, щоб забезпечити їх збереження протягом

усього терміну розробки родовища. Помилки у визначенні місці ствола у напрямку вхрест простягання призводять до тяжких наслідків. Згодом, після відпрацювання рудного тіла на деяку глибину, відбувається зрушення порід, та ствол, що розташований занадто близько до рудного тіла, починає деформуватися та виходити з ладу. Доводиться проходити новий ствол, що пов'язано з багатомільйонними витратами. Можна залишити біля ствола охоронний цілик, але це викликає консервацію на тривалий термін деяких запасів руди. Таке рішення зазвичай ухвалюють індивідуально.

Відносно лінії простягання, чим довша траса підземного транспортування, тим витрати більше, тому головні розкривальні виробки воліють розташувати ближче до середини шахтного поля. Найбільшого поширення набули такі схеми розташування головних і допоміжних розкривальних виробок відносно лінії простягання: центральна, флангова, діагональна та посилена діагональна.

Центральна схема розташування головних і допоміжних розкривальних виробок полягає у тому, що головний та допоміжний стволи шахти розташовують по центру рудного тіла за зоною зрушення гірських порід (рис. 6.7).

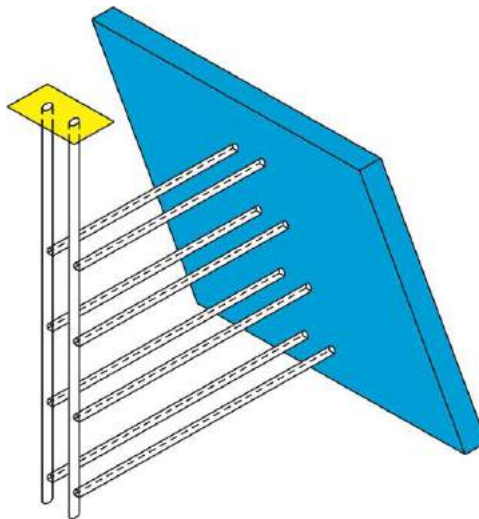


Рис. 6.7. Центральна схема розташування головних та допоміжних розкривальних виробок

Умови застосування: продуктивність шахти до 1 млн т на рік, довжина рудного тіла за простяганням до 1000 м.

Перевага – невисока вартість.

Недоліки: складні умови вентиляції шахти, небезпечність з виникнення пожеж, складність виведення людей із зони пожежі.

Флангова схема розташування головних і допоміжних розкривальних виробок полягає у тому, що головний та допоміжні стволи шахти розташовують на флангах рудного тіла за зоною зрушення гірських порід (рис. 6.8).

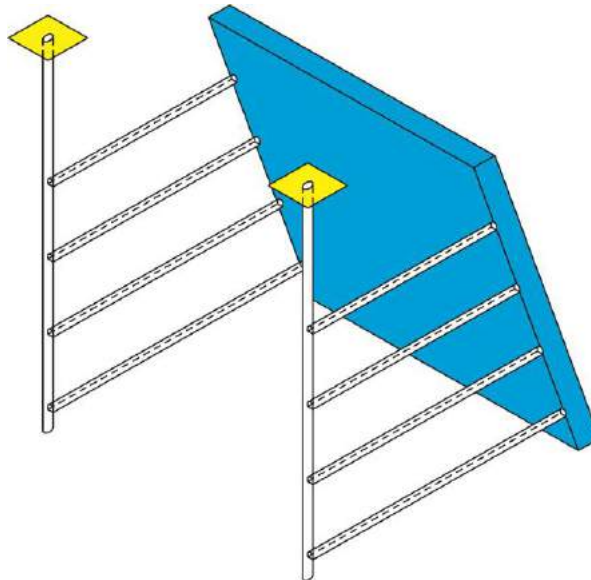


Рис. 6.8. Флангова схема розташування головних і допоміжних розкривальних виробок

Умови застосування: продуктивність шахти до 1 млн т на рік, довжина рудного тіла за простяганням до 1000 м.

Перевага – невисока вартість.

Недоліки: складні умови вентиляції шахти, небезпечність з виникнення пожеж, складність виведення людей із зони пожежі.

Діагональна схема розташування головних та допоміжних розкривальних виробок полягає у тому, що головний ствол шахти розташовують по центру рудного тіла, а допоміжні стволи на флангах за зоною зрушення гірських порід (рис. 6.9).

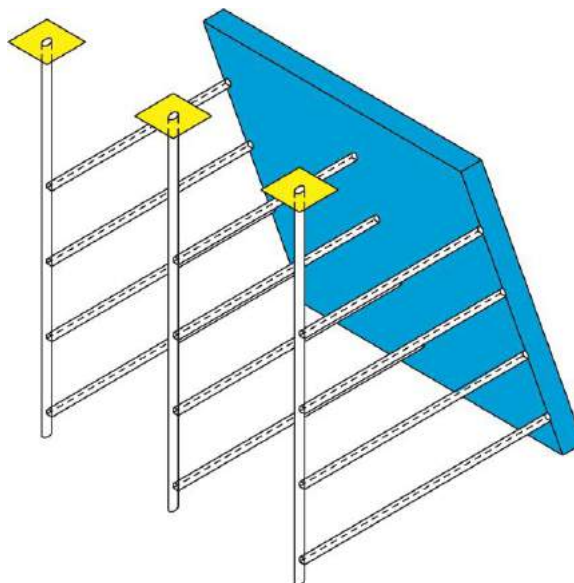


Рис. 6.9. Діагональна схема розташування головних і допоміжних розкривальних виробок

Умови застосування: продуктивність шахти 1 – 4 млн т на рік, довжина рудного тіла за простяганням більше 1000 м.

Переваги: хороші умови вентиляції шахти, безпечність з виникнення пожеж.

Недолік – висока вартість.

Посилена діагональна схема розташування головних та допоміжних розкривальних виробок полягає у тому, що головний та допоміжний стволи шахти розташовують по центру рудного тіла, а інші допоміжні стволи на флангах за зоною зрушення гірських порід (рис. 6.10).

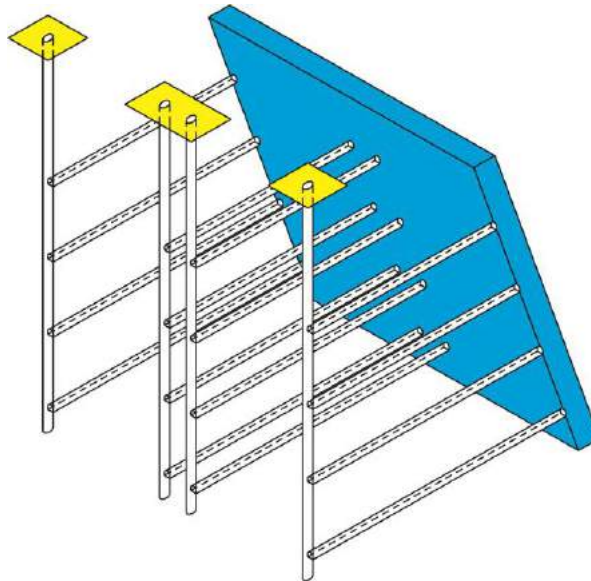


Рис. 6.10. Посилена діагональна схема розташування головних і допоміжних розкривальних виробок

Умови застосування: продуктивність шахти понад 4 млн т на рік, довжина рудного тіла за простяганням більше 1000 м.

Переваги: хороші умови вентиляції шахти, безпечність з виникнення пожеж.

Недолік – висока вартість.

Для визначення місця розташування ствола відносно лінії простягання покладу використовують правило професора Л.Д. Шевякова. Ствол повинен знаходитися проти такої невеликої ділянки покладу, запаси якої складені з запасів лівого боку покладу ($Q_{лів}$) будуть більше запасів правого боку ($Q_{прав}$) та навпаки складені запаси правого боку дадуть суму більше ніж запаси лівого боку (рис. 6.11).

Тобто за правилом:

$$\Delta q + Q_{лів} > Q_{прав}, \text{ тис. т;} \quad (6.2)$$

$$\Delta q + Q_{прав} > Q_{лів}, \text{ тис. т,} \quad (6.3)$$

де $Q_{лів}$ – сума запасів лівої частини покладу, що дорівнюють

$$Q_{лів} = \sum_{i=1}^n Q_{il}, \text{ тис. т.};$$

де $Q_{прав}$ – сума запасів правої частини покладу, що дорівнюють

$$Q_{прав} = \sum_{i=1}^n Q_{in}, \text{ тис. т.}$$

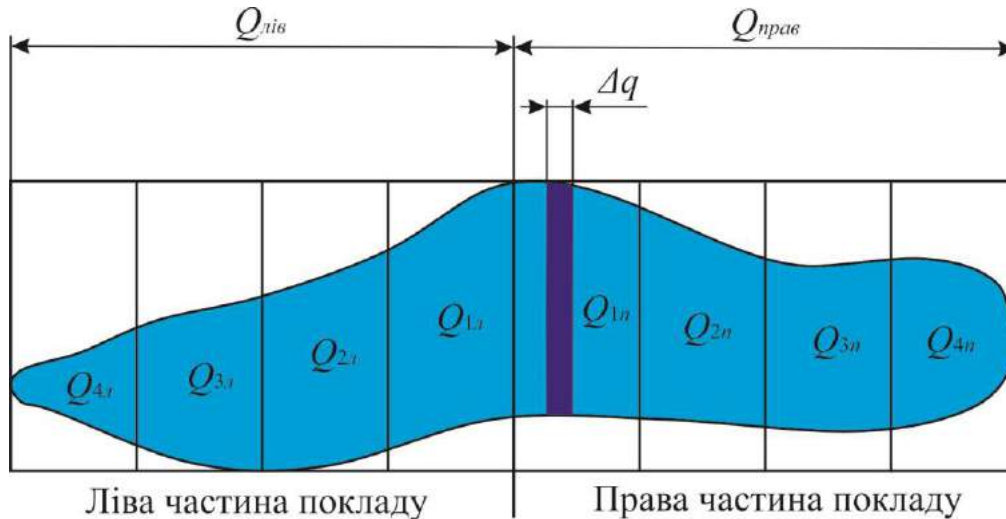


Рис. 6.11. Розрахункова схема до визначення місця розташування ствола відносно лінії простягання

Згідно з отриманими виразами (6.2) і (6.3) ствол повинен бути закладений навпроти центру запасів покладу.

6.1.5. Класифікація способів розкриття

Системою розкриття шахтного поля називають порядок проведення комплексу розкривальних виробок при будівництві та експлуатації гірничорудного підприємства, для забезпечення доступу до запасів руди з земної поверхні. Система розкриття містить спосіб та схему.

Спосіб розкриття шахтного поля характеризують типом основних і підземних головних розкривальних виробок та їх розташуванням відносно рудного покладу (у лежачому боці, за родовищем, у висячому боці), а графічним зображенням способу розкриття є схема розкриття.

Схемою розкриття шахтного поля називають графічне зображення розташування головних і допоміжних розкривальних виробок відносно рудного покладу.

Якщо розкриття здійснюють виробками одного типу, то його відносить до простого способу, а якщо для підйому руди з нижніх горизонтів, використовують сліпі стволи – то до комбінованих. Класифікацію способів розкриття рудних родовищ подано у табл. 6.4.

Таблиця 6.4

Класифікація способів розкриття рудних родовищ

| Спосіб розкриття | Група способу розкриття | Схема розкриття |
|------------------|---|--|
| Простий | Вертикальним стволом | Вертикальним стволем, що розташований у лежачому боці покладу |
| | | Вертикальним стволем, що розташований у висячому боці покладу |
| | | Вертикальним стволем, що перетинає поклад |
| | | Вертикальним стволем з концентраційними горизонтами |
| | Похилим стволем | Похилим конвеєрним стволем, що розташований у лежачому боці покладу |
| | | Похилим скіповим стволем, що розташований у лежачому боці покладу |
| | | Похилим стволем по родовищу |
| | Автомобільним з'їздом або уклоном | Автомобільним з'їздом або уклоном, що пройдено у лежачому боці або на фланзі покладу |
| | Штольнею | Штольнею, що розташовано у лежачому боці покладу |
| | | Штольнею, що розташовано у висячому боці покладу |
| Комбінований | Вертикальним стволем та вертикальним сліпим стволем | Вертикальним стволем з поверхні з переходом у вертикальний сліпий ствол |
| | Вертикальним стволем та похилим сліпим стволем | Вертикальним стволем з поверхні з переходом у похилий сліпий ствол |
| | Похилим стволем та похилим сліпим стволем | Похилим стволем з поверхні з переходом у похилий сліпий ствол |
| | Штольнею та вертикальним сліпим стволем | Штольнею з переходом у вертикальні сліпі стволи |
| | Штольнею та похилим сліпим стволем | Штольнею з переходом у похилі сліпі стволи |

6.1.6. Прості способи розкриття

Сутність простих способів розкриття полягає у тому, що розкриття родовища проводиться за допомогою головної розкривальної виробки на всю глибину розробки.

6.1.6.1. Розкриття вертикальним стволом

Розкриття вертикальним стволом, що розташований у лежачому боці покладу. З простих способів розкриття вертикальним стволом найбільшого поширення набула схема розкриття вертикальним стволом, що розташований у лежачому боці покладу (рис. 6.12). Основною особливістю цієї схеми є те, що головний ствол розташовують у породах лежачого боку за зоною зрушення гірських порід.

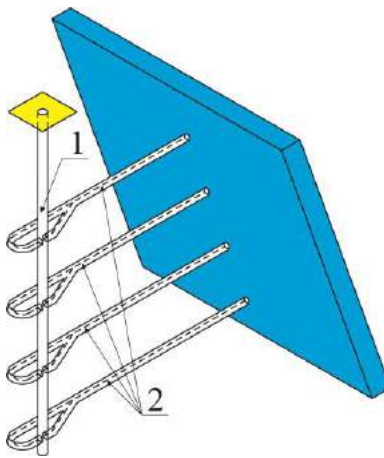


Рис. 6.12. Схема розкриття вертикальним стволом, що розташований у лежачому боці покладу: 1 – вертикальний ствол; 2 – поверхові квершлагги

Умови застосування: кут падіння покладу $\geq 40^\circ$, глибина ведення гірничих робіт до 2000 м.

Перевагою схеми є відсутність охоронних ціликів, відпрацювання яких пов'язане з високими втратами руди та необхідністю консервації значних запасів.

Недолік – велика довжина квершлагів зі збільшенням глибини гірничих робіт.

Розкриття вертикальним стволом, що розташований у висячому боці покладу. Цю схему розкриття застосовує зрідка (рис. 6.13). Основна схема полягає у тому, що головний ствол розташовують у породах висячого боку за межами зони зрушення порід.

Умови застосування: наявність на земній поверхні з боку порід лежачого боку охоронюваних об'єктів, породи лежачого боку нестійкі та сильно обводнені, кут падіння покладу $\geq 40^\circ$, глибина ведення гірничих робіт до 2000 м.

Перевага – зменшення довжини квершлагів зі збільшенням глибини гірничих робіт.

Недоліки: велика сумарна довжина квершлагів, перший квершлаг виходить найбільш довгим, це затримує введення у експлуатацію родовища, незначне збільшення глибини залягання родовища призводить до того, що зона зрушення порід захоплює ствол.

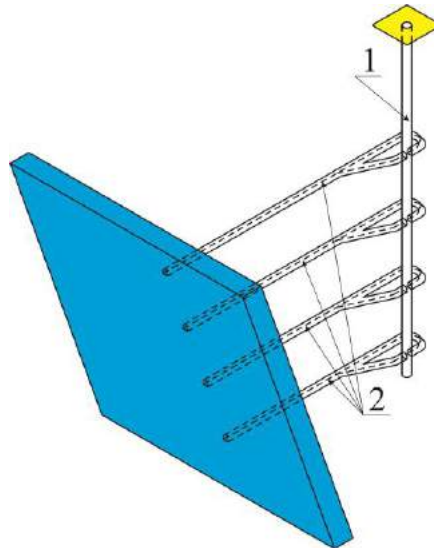


Рис. 6.13. Схема розкриття вертикальним стволом, що розташований у висячому боці покладу: 1 – вертикальний ствол; 2 – поверхові квершлаг

Розкриття вертикальним стволом, що перетинає поклад. Основна схема полягає у тому, що головний ствол проводять через центр покладу (рис. 6.14).

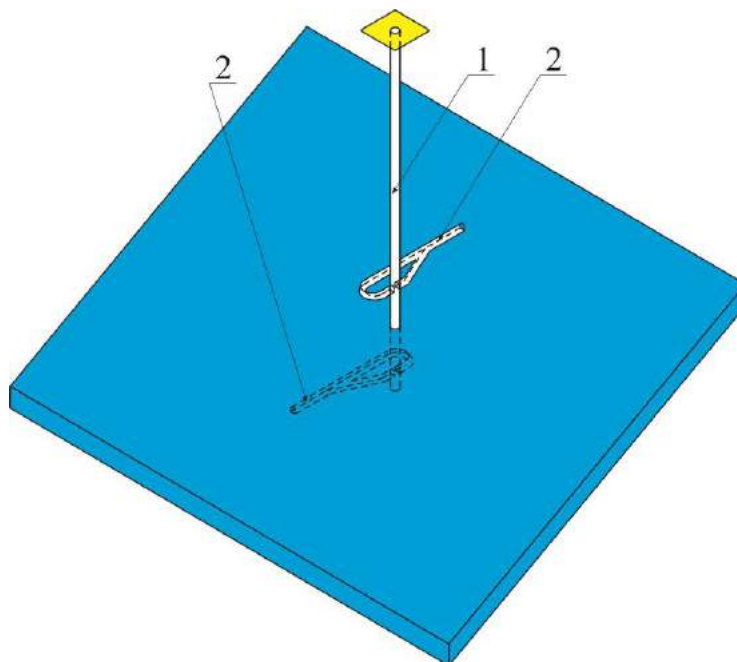


Рис. 6.14. Схема розкриття вертикальним стволом, що перетинає поклад: 1 – вертикальний ствол; 2 – поверховий квершлаг

Умови застосування: кут падіння покладу $\leq 60^\circ$, поклад повинен мати значні горизонтальні розміри, глибина ведення гірничих робіт до 2000 м.

Переваги: запаси в охоронному цілику незначні в порівнянні з загальними запасами родовища, скорочують довжину квершлагів.

Недолік – необхідність залишення корисної копалини в охоронному цілику для запобігання ствола від руйнування.

Розкриття вертикальним стволом з концентраційними горизонтами. Основна схема полягає в тому, що споруджують один основний, концентраційний горизонт на 2 – 4 поверхи та 1 – 3 проміжних (рис. 6.15). На концентраційному горизонті проводять всі необхідні виробки: відкотний квершлаг, приствольний двір з камерами та дробаркою. На проміжних горизонтах проводять тільки допоміжні – короткі квершлаг, які використовують для провітрювання виробок, доставки людей та матеріалів. Руду по коротким квершлагам проміжного горизонту доставляють до капітального рудоспуску, проведеного на концентраційний горизонт у районі рудного тіла.

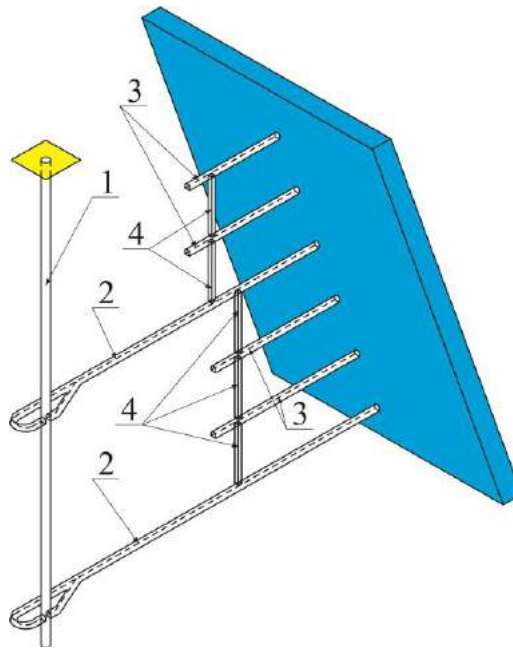


Рис. 6.15. Схема розкриття вертикальним стволом з концентраційними горизонтами: 1 – вертикальний ствол; 2 – концентраційний квершлаг; 3 – короткий квершлаг; 4 – капітальний рудоспуск

Умови застосування: кут падіння покладу $\geq 60^\circ$, глибина ведення гірничих робіт до 2000 м.

Переваги: скорочення об'єму гірничо-капітальних робіт за рахунок зменшення числа дробарок, прийомних бункерів скіпового підйому, водовідливних установок, які споруджують тільки на основному горизонті. Наявність руди у перепускних підняттяєвих позитивно впливає на роботу транспорту та шахтного підйому.

Недоліки: необхідність проходки та обладнання додаткових виробок (підняттяєвих, рудоспусків) для збійки поверхових відкотних виробок з капітальним квершлагом, значні витрати на підтримку рудоспусків, додаткові витрати на перевантаження руди, доставку матеріалів та обладнання, ускладнення спуску та підйому робочих, порушуються умови нормального провітрювання.

6.1.6.2. Розкриття похилим стволем

Розкриття похилим конвеєрним стволем, що розташований у лежачому боці покладу. Основна схема полягає у тому, що похилий конвеєрний ствол проводять у лежачому боці родовища під кутом $\leq 18^\circ$ за межами зони зрушення порід (рис. 6.16). Через кожні 300 – 600 м довжини конвеєра або через 100 – 180 м висоти підйому, потрібна окрема приводна станція з великим об'ємом камерних виробок. Зазвичай при такій схемі розкривають відразу декілька горизонтів, всю руду перепускають на нижній горизонт у дробарку, яка живить конвеєр.

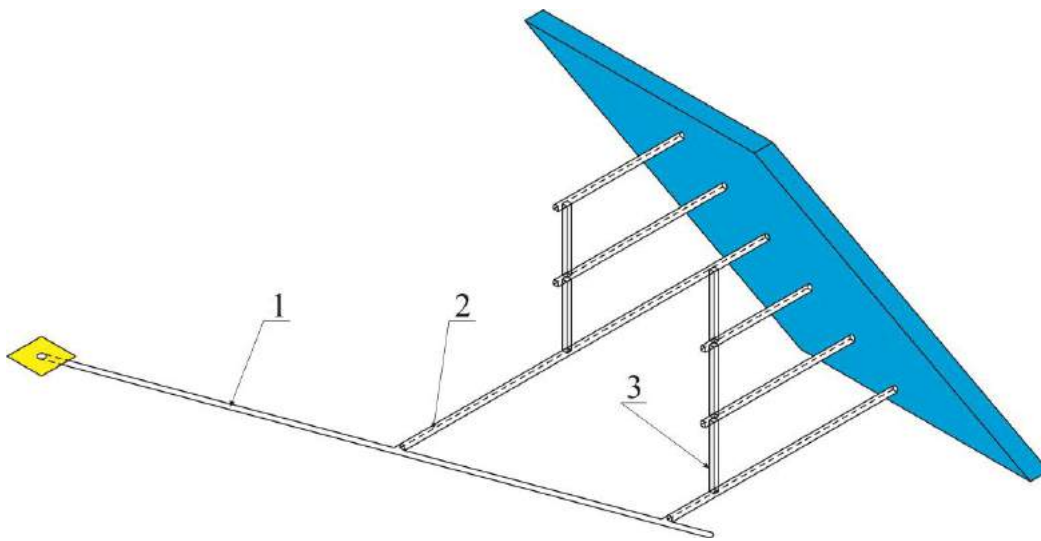


Рис. 6.16. Схема розкриття похилим конвеєрним стволем, що розташований у лежачому боці покладу: 1 – похилий конвеєрний ствол; 2 – квершлаг; 3 – капітальний рудоспуск

Умови застосування: кут падіння покладу $\leq 60^\circ$ (найбільш доцільне застосування такої схеми розкриття при куті падіння покладу $\leq 35^\circ$), глибина ведення гірничих робіт до 700 м.

Переваги: конвеєр дозволяє видати через один ствол велику кількість руди більше 12 млн т руди на рік незалежно від довжини ствола, повна конвеєризація транспорту від вибою до поверхні дозволяє здійснити безперервний потік руди та автоматизувати всі транспортні роботи.

Недоліки: велика довжина ствола, висока вартість кріплення та підтримання ствола, дорогий водовідлив через велику довжину трубопроводу.

Розкриття похилим скіповим стволем, що розташований у лежачому боці покладу. Основна схема полягає у тому, що похилий скіповий ствол проводять у лежачому боці родовища паралельно покладу, якщо кут падіння його менше кута зрушення порід, або паралельно поверхні зрушення, якщо вона положиста покладу (рис. 6.17). Мінімальна відстань до похилого скіпового ствола від лежачого боку покладу 15 – 20 м. Таку схему розкриття застосовують інколи.

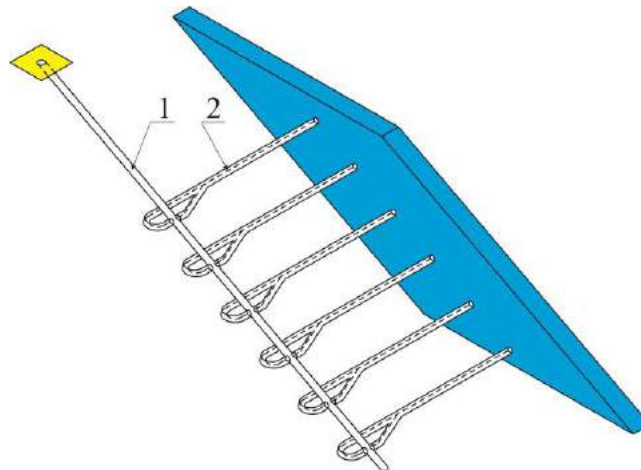


Рис. 6.17. Схема розкриття похилим скіповим стволом, що розташований у лежачому боці покладу: 1 – похилий скіповий ствол; 2 – квершлаг

Умови застосування: кут падіння покладу $\leq 75^\circ$ (найбільш доцільне застосування такої схеми розкриття при куті падіння покладу $10 - 35^\circ$), глибина ведення гірничих робіт до 700 м.

Перевага – менша довжина розкривальних квершлагів або повна їх відсутність.

Недоліки: велика довжина ствола, висока вартість кріплення та підтримання ствола, дорогий водовідлив через велику довжину трубопроводу, невисока надійність роботи підйому, оскільки швидко зношуються рейкові шляхи, по яких рухаються скіпи та підйомні канати.

Розкриття похилим стволом по родовищу. Основна схема полягає у тому, що похилий ствол проводять по родовищу (рис. 6.18).

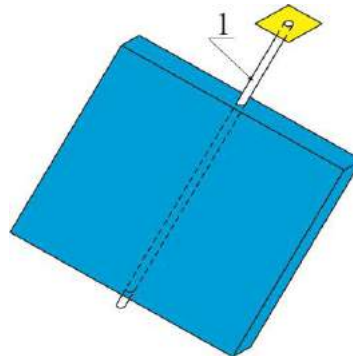


Рис. 6.18. Схема розкриття похилим стволом по родовищу: 1 – похилий ствол

Умови застосування: кут падіння покладу $\leq 60^\circ$, глибина ведення гірничих робіт до 400 м.

Переваги: повна відсутність розкривальних квершлагів, вартість проведення похилого ствола частково окупається попутно видобутою рудою.

Недоліки: велика довжина ствола, висока вартість кріплення та підтримання ствола, дорогий водовідлив через велику довжину трубопроводу, необхідність залишення охоронного цілика по обидва боки від ствола, ширина цього цілика зростає з глибиною розробки.

6.1.6.3. Розкриття автомобільним з'їздом

Розкриття автомобільним з'їздом. Основна схема полягає у тому, що автомобільний з'їзд або уклон проводять за зоною зрушення порід у лежачому боці або на флангах покладу (рис. 6.19 і 6.20). Кут похилу з'їздів або уклонів обирається залежно від подоланого похилу шахтних автосамоскидів або самохідних вагонів та у середньому становить $\leq 10^\circ$. Така схема розкриття у даний час знаходить широке застосування. Автомобільні з'їзди та уклони можуть застосовуватися у будь-якому ступені розкриття у якості підземних головних та допоміжних розкривальних виробок.

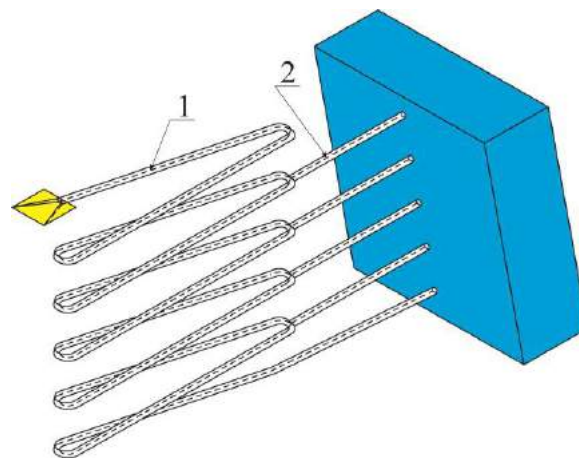


Рис. 6.19. Схема розкриття автомобільним з'їздом, що розташований у лежачому боці покладу: 1 – автомобільний з'їзд; 2 – квершлаг

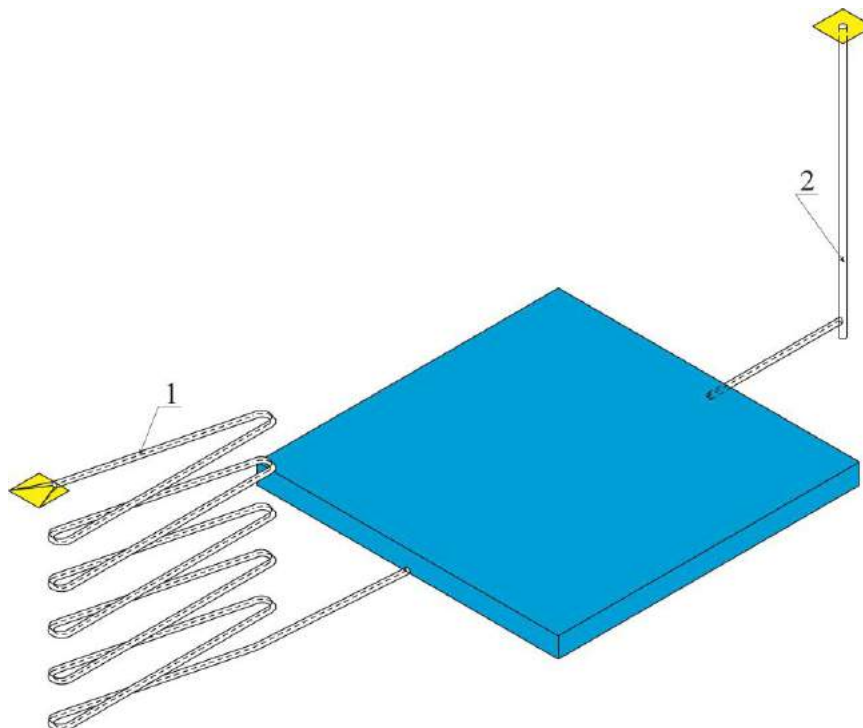


Рис. 6.20. Схема розкриття автомобільним з'їздом, що розташований на фланзі покладу: 1 – автомобільний з'їзд; 2 – допоміжний ствол

Умови застосування: кут падіння покладу $\leq 90^\circ$, глибина ведення гірничих робіт до 400 м.

Перевага – транспортування руди від вибою до поверхні здійснюється шахтними самоскидами без перевантаження.

Недоліки: невелика глибина ведення гірничих робіт, велика довжина автомобільних з'їздів або уклонів, дорога та складна їх експлуатація.

6.1.6.4. Розкриття штольнею

Розкриття родовищ штольнями. Відносно покладу штольня може бути пройдена як у лежачому, так і у висячому боці покладу, що визначає положенням покладу відносно схилу (рис. 6.21 та 6.22). При виборі місця розташування устя штольні необхідно враховувати наступні обставини. Устя штольні має бути розташоване вище рівня води при розливі річки, яка протікає у долині. Схил гори повинен бути не схильний до зсувів та лавин; необхідно мати площадку, на якій розташовують поверхневі споруди (побутовий комбінат з приміщеннями, що обслуговують). Руду від штольні найчастіше транспортують за допомогою підвісної дороги, приймальну станцію якої розташовують біля устя штольні. Доставку людей нерідко здійснюють також по підвісній дорозі незалежно від вантажної, що вимагає створення спеціальної приймальної станції. Нарешті біля устя штольні найчастіше споруджують механічну майстерню та електричну підстанцію.

Умови застосування: гористий рельєф місцевості, кут падіння покладу $\geq 40^\circ$.

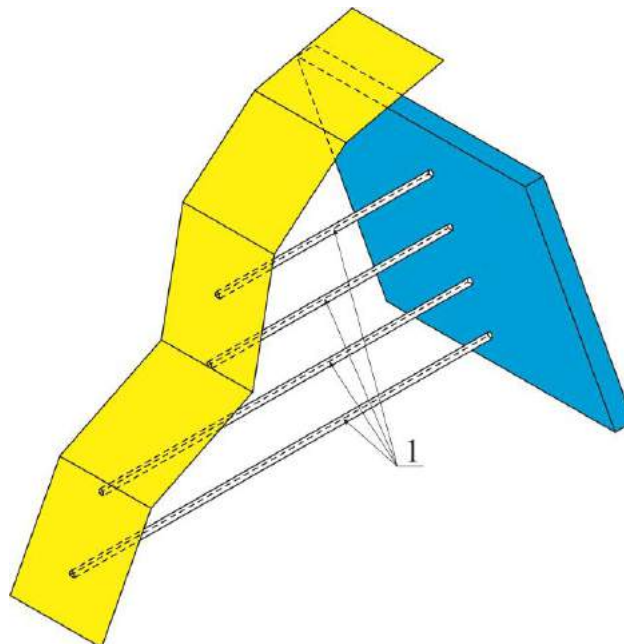


Рис. 6.21. Схема розкриття штольнею, що розташована у лежачому боці покладу: 1 – штольня

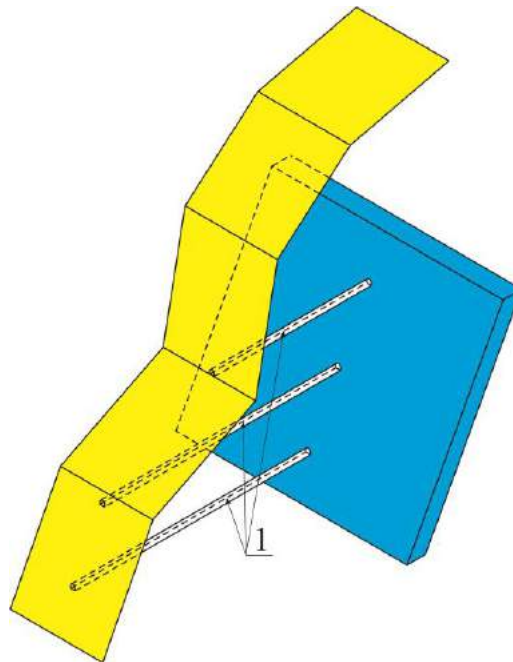


Рис. 6.22. Схема розкриття штольнію, що розташована у висячому боці покладу: 1 – штольня

Переваги: проста схема транспортування руди, відсутність пунктів перевантаження руди та пов'язаних з ними пристроїв, можливість застосування автотранспорту в підземних умовах, менша вартість поверхневих споруд біля устя штольні через відсутність копра, надшахтної будівлі та підйомної машини, відсутність витрат на водовідлив.

Недоліки: обмежена область застосування, складність вибору місця закладення устя штольні.

6.1.7. Комбіновані способи розкриття

Сутність комбінованих способів розкриття полягає у тому, що верхню частину родовища розкривають однією головною виробкою, а нижню – іншою з видачою руди на земну поверхню послідовно по обох головних виробках. Такі способи розкриття доцільно застосовувати в тих випадках, коли родовище за падінням поширюється на значну глибину та підйом по одній головній виробці не забезпечує заданої продуктивності рудника.

Розкриття вертикальним стволом і вертикальним сліпим стволом. Основна схема полягає у тому, що у першу чергу проходять вертикальний ствол з земної поверхні, а потім подальші запаси розкривають за допомогою вертикального сліпого ствола (рис. 6.23). Глибина ствола, що пройдений з поверхні, визначає максимально припустиму висоту підйому по одному стволу та не перевищує 2000 м. Другий ступінь розкриття вертикальними сліпими стволами зазвичай обирають у межах 600 – 1200 м.

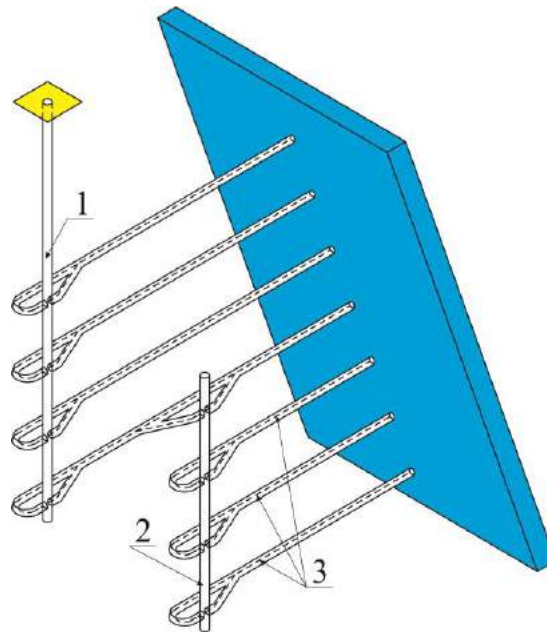


Рис. 6.23. Схема розкриття вертикальним стволом з поверхні з переходом у вертикальний сліпий ствол: 1 – вертикальний ствол; 2 – вертикальний сліпий ствол; 3 – квершлаг

Умови застосування: кут падіння покладу $\geq 40^\circ$, глибина ведення гірничих робіт понад 1000 м.

Перевагою схеми є відсутність охоронних ціликів, які відпрацьовують з високими втратами руди та консервацією значних запасів, збільшенням продуктивності підйому, зменшенням довжини квершлагів на нижніх горизонтах.

Недолік – велика сумарна довжина квершлагів, багато ступенів підйому.

Розкриття вертикальним стволом і похилим сліпим стволом. Основна схема полягає у тому, що у першу чергу проходять вертикальний ствол з земної поверхні до глибини 2000 м, а потім подальші запаси розкривають за допомогою похилого сліпого ствола (рис. 6.24).

Умови застосування: кут падіння покладу $\leq 60^\circ$, глибина ведення гірничих робіт понад 1000 м.

Перевага – менша довжина розкривальних квершлагів або повна їх відсутність на нижчих горизонтах.

Недоліки: велика довжина, висока вартість кріплення та підтримання похилого сліпого ствола, дорогий водовідлив через велику довжину трубопроводу, невисока надійність роботи підйому.

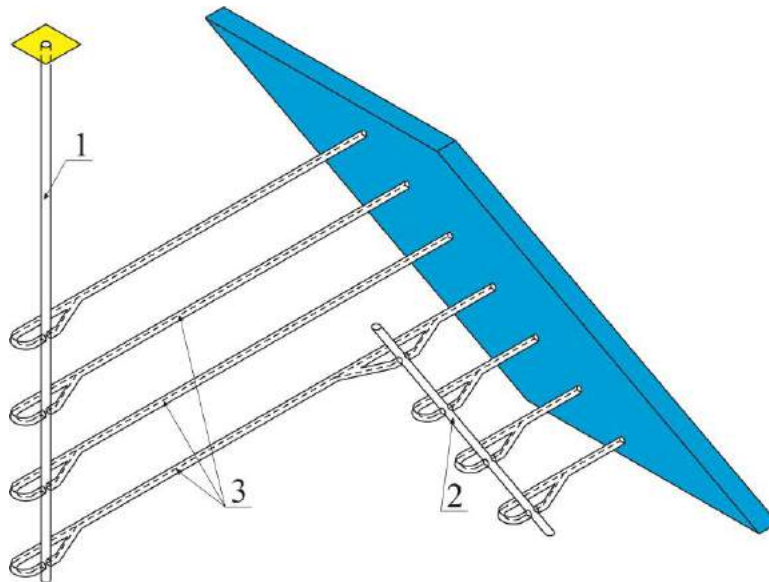


Рис. 6.24. Схема розкриття вертикальним стволом з поверхні з переходом у похилий сліпий ствол: 1 – вертикальний ствол; 2 – похилий сліпий ствол; 3 – квершлаг

Розкриття похилим стволом і похилим сліпим стволом. Основна схема полягає у тому, що у першу чергу проводять похилий ствол з поверхні до глибини 700 м, а потім подальші запаси розкривають за допомогою похилого сліпого ствола (рис. 6.25).

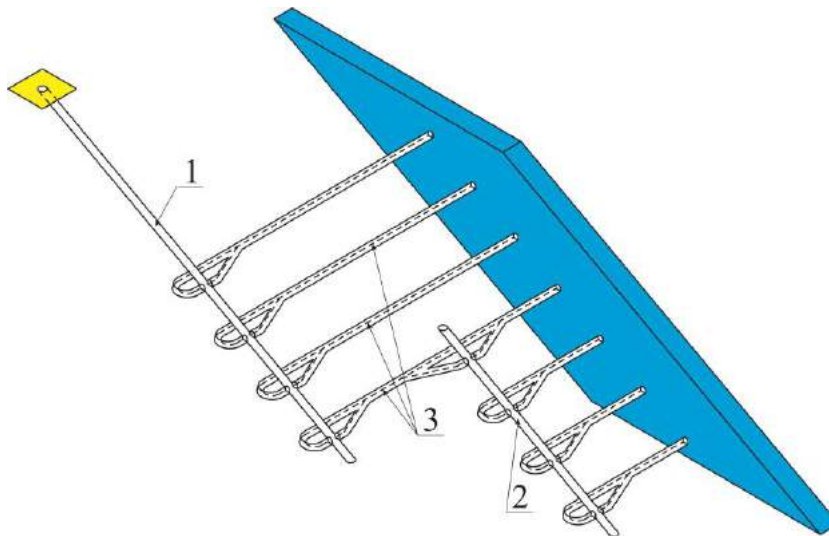


Рис. 6.25. Схема розкриття похилим стволом з поверхні з переходом у похилий сліпий ствол: 1 – похилий ствол; 2 – похилий сліпий ствол; 3 – квершлаг

Умови застосування: кут падіння покладу $\leq 60^\circ$, глибина ведення гірничих робіт понад 1000 м.

Перевага – менша довжина розкривальних квершлагів.

Недоліки: велика довжина похилих стволів, висока вартість кріплення та їх підтримка, дорогий водовідлив і невисока надійність роботи підйому.

Розкриття штольнею і вертикальним сліпим стволом. Основна схема полягає у тому, що після проведення штольні запаси руди, які розташовані нижче її рівня, розкривають вертикальним сліпим стволом (рис. 6.26).

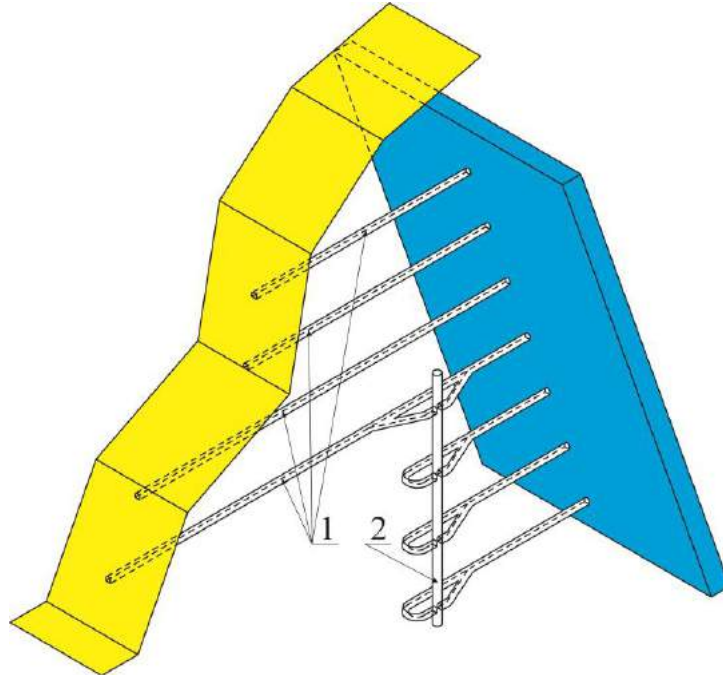


Рис. 6.26. Схема розкриття штольнею з переходом у вертикальний сліпий ствол: 1 – штольня; 2 – вертикальний сліпий ствол

Умови застосування: гористий рельєф місцевості, кут падіння покладу $\geq 45^\circ$, поклад поширюється на глибину нижче рівня штольні.

Переваги: більш проста схема транспортування руди, менша вартість поверхневих споруд біля устя штольні через відсутність копра, надшахтної будівлі та підйомної машини, незначні витрати на водовідлив.

Недолік – обмежена область застосування, складність вибору місця закладення устя штольні, обладнання пунктів перевантаження руди та пов'язаних з ними пристроїв, велика сумарна довжина квершлагів на нижчих горизонтах.

Розкриття штольнею та похилим сліпим стволом. Основна схема полягає у тому, що після проведення штольні запаси руди, які розташовані нижче її рівня, розкривають похилим сліпим стволом (рис. 6.27).

Умови застосування: гористий рельєф місцевості, кут падіння покладу $\leq 60^\circ$, поклад поширюється на глибину нижче рівня штольні.

Переваги: більш проста схема транспортування руди, менша вартість поверхневих споруд біля устя штольні через відсутність копра, надшахтної будівлі та підйомної машини, незначні витрати на водовідлив, менша довжина розкривальних квершлагів на глибоких горизонтах.

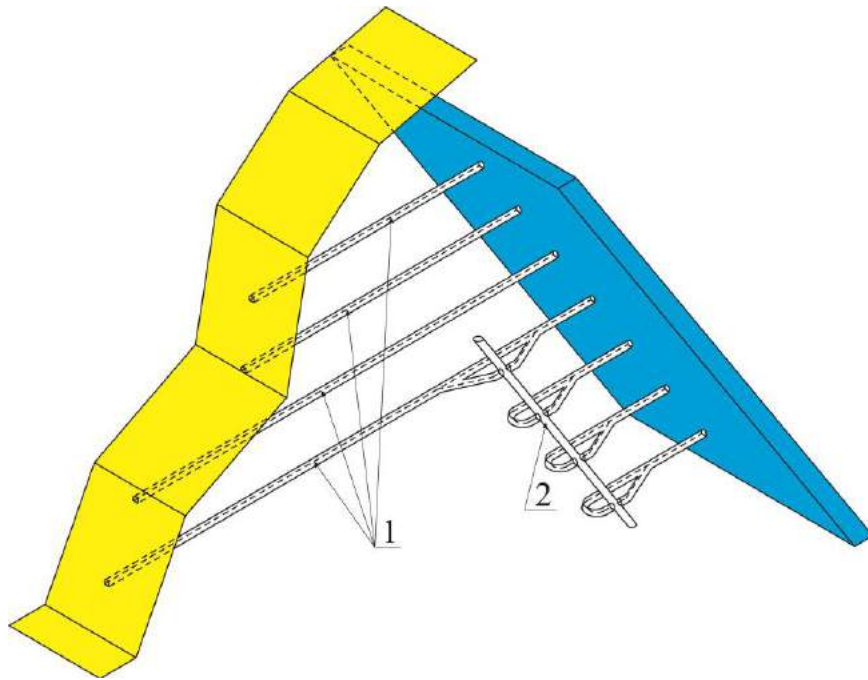


Рис. 6.27. Схема розкриття штольнею з переходом у похилий сліпий ствол:
1 – штольня; 2 – похилий сліпий ствол

Недоліки: обмежена область застосування, складність вибору місця закладення устя штольні, велика довжина похилого сліпого ствола, висока вартість його кріплення та підтримання, невисока надійність роботи підйому, обладнання пунктів перевантаження руди та пристроїв, що з ними пов'язані.

Питання для самоконтролю

- 1. Дайте визначення розкривальним виробкам.*
- 2. Охарактеризуйте, які виробки відносять до розкривальних виробок.*
- 3. Наведіть, на які групи поділяють розкривальні виробки.*
- 4. Охарактеризуйте ступінь та крок розкриття.*
- 5. Охарактеризуйте види зрушення гірських порід.*
- 6. Що таке зона обвалення та зрушення?*
- 7. Що таке мутьда зрушення?*
- 8. Як визначають зону зрушення.*
- 9. Що таке берма безпеки?*
- 10. Наведіть порядок побудови границь охоронного цілика.*
- 11. Охарактеризуйте схеми розташування головних та допоміжних розкривальних виробок відносно лінії простягання.*
- 12. Дайте визначення системі, способу та схемі розкриття.*
- 13. Наведіть класифікацію способів розкриття рудних родовищ.*
- 14. Охарактеризуйте прості способи розкриття.*
- 15. Які схеми розкриття відносять до простого способу розкриття?*
- 16. Охарактеризуйте комбінований спосіб розкриття.*
- 17. Які схеми розкриття відносяться до комбінованого способу розкриття.*

6.2. ВИБІР СПОСОБУ РОЗКРИТТЯ

Викладено загальні відомості про вибір способу та схеми розкриття рудного покладу. Наведено сутність методу варіантів, основні вимоги до схем розкриття, вибір перетину розкривних виробок, послідовність розрахунку капітальних, експлуатаційних і питомих витрат для вибору схеми розкриття.

Мета – сформуванати знання про послідовність вибору схеми розкриття рудного покладу.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- користуватися методом варіантів;
- розраховувати капітальні та експлуатаційні витрати;
- визначати питомі витрати для варіанту схеми розкриття;
- обирати схему розкриття за розрахунками витрат.

6.2.1. Сутність методу варіантів

На вибір способу та схеми розкриття впливають гірничо-геологічні умови та гірничотехнічні фактори:

- морфологія покладів;
- параметри покладів (потужність, довжини за простяганням і падінням, глибина залягання);
- умови залягання та характеристика бокових порід (кути падіння рудних тіл, кути зрушення порід, наявність пливунів, тектонічних розломів тощо).

При проектуванні гірничорудних підприємств способи розкриття родовища обирають за методом варіантів, сутність якого полягає у тому, що для конкретних гірничо-геологічних умов розглядають не менше двох можливих варіантів розкриття. Далі визначають об'єми робіт за кожним варіантом, а також вартісні параметри на виконання цих робіт, а також розраховують загальні витрати на їх виконання. Найбільш економічним варіантом розкриття вважається той, при якому питомі сумарні наведені витрати будуть мінімальними.

Алгоритм розрахунків і вибору варіанта розкриття або його частини виконується на основі техніко-економічного порівняння можливих варіантів у наступному порядку.

1. Визначається виробнича потужність рудника (див. розділ 4).

2. Встановлюють всі можливі варіанти розкриття та з них відбирають 2 або 3 найбільш доцільних. Для родовищ, що складаються з одного рудного покладу, число варіантів невелике. При виборі способу розкриття кількох рудних покладів число технічно-прийнятних варіантів зростає, так як у цьому випадку можливі незалежне розкриття кожного покладу та спільне розкриття загальною головною виробкою.

3. Проводиться складання схем намічених варіантів розкриття: для кожного варіанту будують розріз вхрест простягання родовища або проекція розкривальних виробок на вертикальну площину та план відкотного горизонту.

4. Визначають перетини всіх розкривальних виробок.

5. Для техніко-економічного порівняння варіантів визначають капітальні та експлуатаційні витрати, які залежать від розкриття. При цьому витрати, які однакові або дуже близькі за величиною для порівнюваних варіантів, а також усі другорядні, не підраховують і не включають у підсумкову суму. Всі враховані витрати визначають для одного та того ж періоду часу. Найбільш зручним є повний термін існування шахти.

6. Іноді для окремих варіантів попередньо виявляють підваріанти, порівнюють їх між собою та кращий з них вводять у загальне порівняння варіантів.

7. Якщо розкриття проводиться у 2 та більше етапів, то капітальні витрати другого та наступних етапів дисконтують.

8. Для кожного варіанту визначають питомі витрати та обирається варіант з найменшим показником. Заздалегідь вважають, що припустима неточність економічних показників за варіантами становить 5 – 10%. Тому якщо враховані сумарні витрати або питомі витрати за будь-яким варіантом перевищують такі за іншим варіантом не більше ніж на 5 – 10%, то цей варіант (перший) має істотні переваги у технічному відношенні та йому може бути віддана перевага.

6.2.2. Вимоги до схем розкриття

До розкриття родовища висувають наступні вимоги.

1. Збереження головних розкривальних виробок (стволів та штолень) протягом усього терміну розробки родовища. Для цього при розробці родовищ середньої потужності та потужних розкривальні виробки розташовують за границями зони зрушення порід, яка утворюється при вибуванні корисних копалин. Розробляючи тонкі жильні родовища, у більшості випадків роблять так само, але іноді стволи проходять поблизу або по самому родовищу. В цьому випадку навколо розкривальних виробок доводиться залишати охоронні цілики з руди або вести розробку системами із закладенням виробленого простору.

2. Наявність достатнього резерву підйомних можливостей стволів шахт.

3. Створення достатньої кількості розкритих запасів, щоб у подальшому можна було своєчасно розкрити та підготувати запаси руди, що залягають нижче.

4. Максимальна економічність всіх робіт з розкриття родовища та експлуатації розкривальних виробок.

5. Відповідно до вимог правил безпеки при розкритті стволами необхідно передбачати наявність у межах шахтного поля не менше двох стволів, які слугують виходами на земну поверхню, які обладнують механічними підйомами для підйому та спуску людей з кожного горизонту і мають різне спрямування вентиляційних струменів. Допускається використовувати в якості запасних виходів з виробок, що пройдені між горизонтами, які призначені для допоміжних цілей (вентиляції, водовідливу, прокладки закладних

трубопроводів та комунікацій), підняттяєвих, які виходять на робочий горизонт та обладнані ліфтовими підйомниками при висоті у понад 50 м. Рудник з річною виробничою потужністю понад 3 млн т на рік повинен мати спеціальний ствол, що обладнаний кліттю та призначений для спуску великогабаритних вантажів, у тому числі й самохідного обладнання.

При розкритті штольнями запасні виходи повинні передбачатись відповідно до вимог, що подані у табл. 6.5.

Таблиця 6.5

Мінімальна кількість виходів у залежності від відстані між горизонтами та довжини рудного покладу

| Відстань між штольнями, горизонтами по вертикалі, м | Довжина рудного покладу в межах шахтного поля, м | Виходи (мінімальна кількість) |
|---|--|---|
| ≤ 50 | ≤ 1000 | Три ходових підняттяєвих на вище лежачий горизонт |
| | > 1000 | Через кожні 300 м ходовий підняттяєвий на вище лежачий горизонт |
| 50 – 70 | ≤ 1000 | Два ходових підняттяєвих, що обладнані механічними підйомами |
| | > 1000 | Через кожні 300 м підняттяєвий, кожний перший з двох обладнаний механічним підйомом |
| > 70 | ≤ 1000 | Один ствол та один підняттяєвий, що обладнані механічними підйомами |
| | > 1000 | Два ствола, що обладнані механічними підйомами |

Примітка. Ходові підняттяєві та стволи, які використовують в якості запасних виходів, розташовують коло рудного тіла та забезпечують пересування людей з кожного робочого горизонту на вище лежачий горизонт або на земну поверхню.

Розкриття родовища або його частини, що розташовано під нижньою розкривальною штольнею, слід проводити двома стволами, що обладнані механічними підйомами. Один ствол повинен забезпечувати підйом людей з кожного горизонту на розкривальну штольню, а другий – на земну поверхню. У випадку неможливості проходки ствола безпосередньо на земну поверхню, другий ствол повинен бути пройдений по другій штольні. При цьому з нижнього горизонту на горизонт штольні повинен бути передбачений підняттяєвий, що обладнаний ліфтовим підйомником. Розкриття штольнями покладу горизонтального залягання має передбачати проходку не менше двох парних зближених виробок зі збіркою їх між собою через кожні 250 – 350 м або проходкою штольні та стволу, що обладнані механічним підйомом з виходом на земну поверхню.

6. Місця розташування основних розкривальних виробок на земній поверхні обирають в районах зі сприятливими для проходки виробок гірничо-геологічними умовами. Вони повинні знаходитися поза можливою зоною зрушення порід всячого боку або над родовищем із залишенням охоронного цілика. Вибір місць розташування розкривальних виробок і визначення розмірів охоронного цілика здійснюється з урахуванням кутів зрушення порід та розмірів запобіжних берм, які ухвалюють відповідно до даних практики та нормативних документів.

7. При визначенні кількості основних розкривальних виробок враховують схему їх розташування відносно родовища, а також функції, виконання яких має забезпечувати схема розкриття. Це підйом руди та породи, спуск і підйом людей та обладнання, спуск матеріалів, закладки, подача енергії, провітрювання рудника, водовідлив, обладнування запасних виходів тощо. Відповідно до правил безпеки повинно бути передбачено певну кількість клітьових підйомних установок для виконання допоміжних операцій, що подано у табл. 6.6.

Таблиця 6.6

Кількість клітьових підйомних установок
у залежності від річної продуктивності рудника

| Продуктивність рудника, млн т/рік | Кількість клітьових підйомів, шт. |
|-----------------------------------|-----------------------------------|
| ≤ 1 | 1 |
| 1 – 3 | 2 |
| 3 – 5 | 3 |
| 5 – 10 | 4 – 5 |

Графічна побудова схеми розкриття зводиться до викреслювання не менше двох розрізів, які дозволяють уявити розташування у просторі та взаємозв'язок усіх розкривальних виробок. Для крутоспадних родовищ необхідно виконати розріз вхрест простягання родовища в районі головної розкриваюльної виробки та план відкотного горизонту. В складних випадках необхідно будувати проекцію розкривальних виробок на вертикальну площину за простяганням родовища. Для пологих родовищ основними розрізами є план відкотного горизонту та проекція на вертикальну площину всіх розкривальних виробок.

6.2.3. Вибір перетину розкривальних виробок

Форма та розміри поперечних перетинів розкривальних виробок повинні забезпечувати їх стійкість і роботу рудника з дотриманням проектних параметрів. Це умови безпеки, продуктивність з видобутку руди та видачі породи. За розташуванням у просторі розкривальні виробки поділяють на *вертикальні* (головні та допоміжні стволи, рудоспуски), *похилі* (головні та допоміжні стволи, автомобільні з'їзди, уклони, рудоспуски) та *горизонтальні* (штольні, квершлагги та штреки). Розміри перерізів цих виробок зазвичай визначають габаритами транспортного та підйомного обладнання. Орієнтовну площу поперечного перерізу розкривальних виробок в залежності від річної продуктивності шахти подано у табл. 6.1.

Розрахунок площі поперечного перерізу вертикального ствола. Діаметр основного ствола визначають графічно з урахуванням розміщення підйомних посудин, противаги, армування, сходового відділення, трубопроводів і кабелів. Діаметр допоміжного ствола залежить від габаритів клітей, у яких виконується спуск та підйом матеріалів, вагонеток з гірською масою, а також робітників. Найбільшого поширення має кругла форма стволів. Діаметри перетинів у світлі круглих стволів у гірничорудній промисловості типізовані від 4,0 до 8,5 м з інтервалами через кожні 0,5 м. При визначенні діаметру ствола з жорстким або канатним армуванням необхідно керуватися правилами безпеки.

Порядок визначення розмірів і вибору перетину ствола наступний. Для визначення типу та кількості клітей або скипів необхідно визначити величину вантажу, що піднімають по стволу за один прийом. Оптимальна вантажопідйомність підземних судин, при якій сумарні річні витрати на амортизацію і експлуатацію є мінімальними та визначають за формулою професора Г.М. Єланчика:

- з двома підйомними посудинами

$$Q_2 = \frac{A \cdot k \cdot (4 \cdot \sqrt{H_n} + T)}{3600 \cdot n_d \cdot n_z}, \text{ т}; \quad (6.4)$$

- з однією підйомною посудиною

$$Q_1 = \frac{2 \cdot A \cdot k \cdot (4 \cdot \sqrt{H_n} + T)}{3600 \cdot n_d \cdot n_z}, \text{ т}, \quad (6.5)$$

де A – виробнича потужність рудника за гірською масою, т/рік; k – коефіцієнт нерівномірності надходження гірської маси до ствола становить 1,1 – 1,3; H_n – висота підйому, м; T – пауза між двома підйомами становить для клітьового ствола 15 – 20 с, для скипового – 30 с; n_d – число робочих днів у році, що дорівнює 305 днів; n_z – число годин роботи підйому на добу з видачі гірської маси, приймають відповідно до добової тривалості видобувних змін, але не більше 18 год.

Відповідно до параметричного ряду скипи з неперекидним кузовом та секторними затворами поділяють на 4 типорозміри, які подано у табл. 6.7. Конструкції скипів розроблені стосовно до бічного двостороннього розташування провідників.

Таблиця 6.7

Параметричний ряд скипів
з неперекидним кузовом та секторними затворами

| Номер | Об'єм скипа, м ³ | Розміри у плані, мм | |
|-------|-----------------------------|---------------------|----------------|
| | | довжина | ширина по рамі |
| I | 5; 7; 9,5; 11 | 1850 | 1540 |
| II | 11; 15; 20 | 2230 | 1740 |
| III | 20; 25; 35 | 2350 | 1900 |
| IV | 20; 25; 35 | 2800 | 2000 |

Зазначені в табл. 6.3 розміри скипів не характеризують повною мірою їх ширину, так як у скипів за межі наведених розмірів виступають елементи рами, напрямні пристрої, розвантажувальні ролики затворів. Розміри цих вузлів обов'язково повинні враховуватися при розробці армування стволів. Напрямок поздовжніх осей скипів у стволі залежить від напрямку завантаження та розвантаження, яке визначають технологічними схемами, що прийняті у приствольному дворі та на земній поверхні.

Основні розміри у плані неперекидних клітей подано в табл. 6.8.

Таблиця 6.8

Основні розміри у плані неперекидних клітей

| Тип вагонетки (колія, мм) | Розміри у плані, мм | | Скоси по кутам, мм |
|------------------------------|---------------------|--------|--------------------|
| | довжина | ширина | |
| ВГ-1, ВГ-1,2, ВГ-1,3 (600) | 2550 | 1022 | 90×90 |
| ВГ-2,2 або ВБ-2,5 (600, 750) | 3600 | 1400 | 125×125 |
| ВГ-2,5 (900) | 4000 | 1500 | 200×200 |
| ВГ-4,5А (750, 900) | 4500 | 1500 | 200×200 |

Зазори між скіпами та розстрілами обирають згідно правил безпеки. З метою визначення діаметру ствола та вибору стандартного значення здійснюють графічну побудову у масштабі 1:50. Розрахункову схему визначення діаметру ствола подано на рис. 6.28.

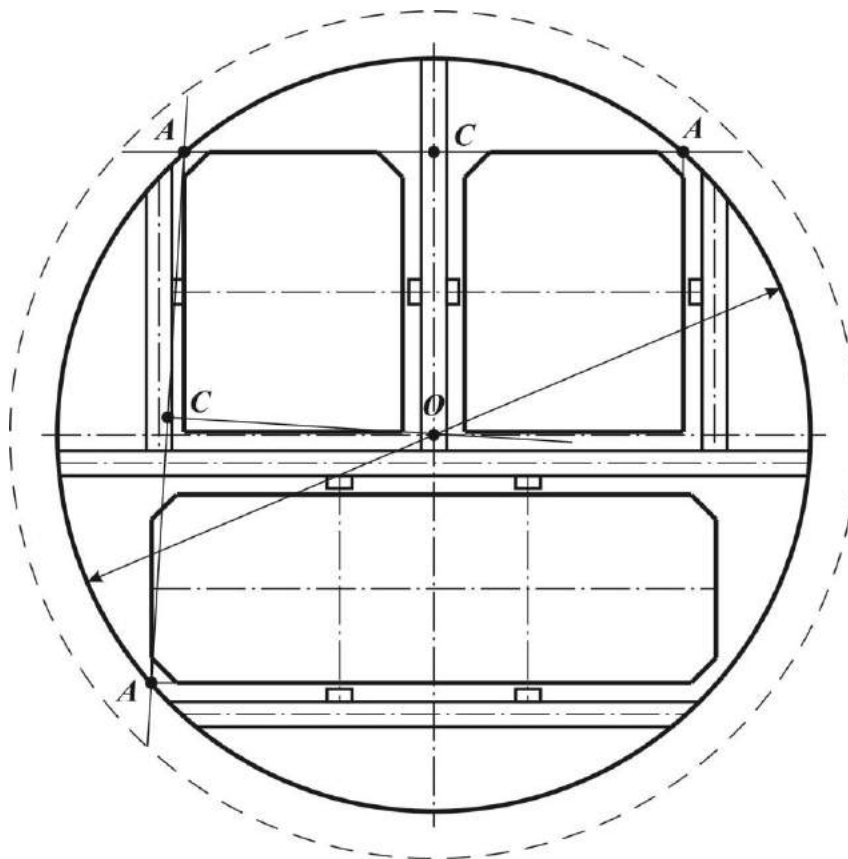


Рис. 6.28. Розрахункова схема до визначення діаметру ствола

Центр кола ствола знаходиться таким чином, щоб від скошених кутів підйомних посудин до кола ствола було не менше 200 мм. Навпроти скошених кутів відмічають точки *A*, а потім за двома відомими точками *C* знаходять центр кола *O*. Діаметр ствола у проходці визначається з урахуванням товщини кріплення.

Площа поперечного перетину ствола:

- у світлі

$$S_{cv} = \frac{\pi \cdot D_{cv}^2}{4}, \text{ м}^2; \quad (6.6)$$

- у проходці

$$S_{np} = \frac{\pi \cdot D_{np}^2}{4}, \text{ м}^2, \quad (6.7)$$

де D_{cv} і D_{np} – діаметр ствола у світлі та проходці відповідно, м.

У виробничій практиці для горизонтальних і похилих виробок найбільшого поширення набула прямокутно-склепінчаста форма поперечного перерізу гірничих виробок. Розміри поперечного перерізу горизонтальних та похилих розкривальних виробок визначають за рухомим складом або самохідним обладнанням з урахуванням необхідних зазорів, що передбачені правилами безпеки.

Розрахунок розмірів поперечного перерізу горизонтальних і похилих розкривальних виробок з рейковим транспортом виконується згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 6.29.

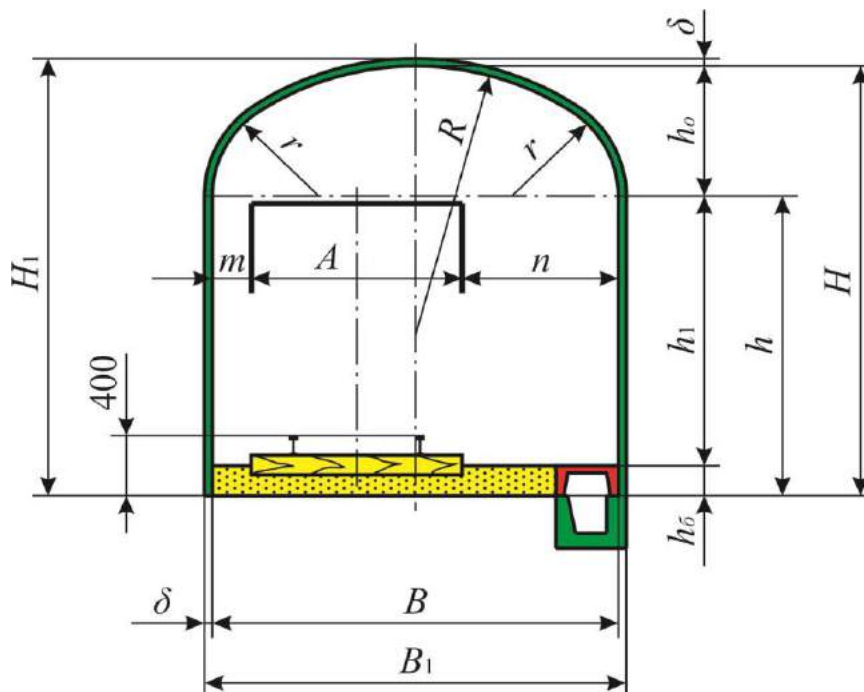


Рис. 6.29. Розрахункова схема до визначення розмірів поперечного перерізу горизонтальних та похилих розкривальних виробок з рейковим транспортом

Ширина одноколіїної виробки у світлі

$$B = t + A + n, \text{ мм}, \quad (6.8)$$

де t – зазор між стінкою та габаритом рухомого складу дорівнює ≥ 200 мм; A – ширина електровоза або вагонетки, мм; n – мінімально припустимий зазор для проходу людей на рівні кромки та висоти $h_1 \geq 1800$ мм від баластного шару дорівнює ≥ 700 мм.

Ширина двоколіїної виробки у світлі

$$B = t + 2 \cdot A + p + n, \text{ мм}, \quad (6.9)$$

де p – зазор між складами дорівнює ≥ 200 мм.

Висота склепіння:

- при $f \leq 12$

$$h_o = \frac{B}{3}, \text{ мм}; \quad (6.10)$$

- при $f > 12$

$$h_o = \frac{B}{4}, \text{ мм}. \quad (6.11)$$

Висота виробки у світлі

$$H = h + h_o, \text{ мм}, \quad (6.12)$$

де h – висота стінки виробки від підшви, мм.

Радіус осьової дуги коробового склепіння:

- при $f \leq 12$

$$R = 0,692 \cdot B, \text{ мм}; \quad (6.13)$$

- при $f > 12$

$$R = 0,905 \cdot B, \text{ мм}. \quad (6.14)$$

Радіус бокової дуги коробового склепіння:

- при $f \leq 12$

$$r = 0,262 \cdot B, \text{ мм}; \quad (6.15)$$

- при $f > 12$

$$r = 0,173 \cdot B, \text{ мм}. \quad (6.16)$$

Ширина виробки у проходці

$$B_1 = B + 2 \cdot \delta, \text{ мм}, \quad (6.17)$$

де δ – товщина кріплення, мм.

Висота виробки у проходці

$$H_1 = H + \delta, \text{ мм}. \quad (6.18)$$

Площа поперечного перерізу виробки у світлі:

- при $f \leq 12$

$$S_{ce} = B \cdot (h + 0,26 \cdot B), \text{ м}^2; \quad (6.19)$$

- при $f > 12$

$$S_{ce} = B \cdot (h + 0,175 \cdot B), \text{ м}^2. \quad (6.20)$$

Площа поперечного перерізу виробки у проходці:

- при $f \leq 12$

$$S_{np} = B_1 \cdot (h + 0,26 \cdot B_1), \text{ м}^2; \quad (6.21)$$

- при $f > 12$

$$S_{np} = B_1 \cdot (h + 0,175 \cdot B_1), \text{ м}^2. \quad (6.22)$$

Розрахунок розмірів поперечного перерізу горизонтальних і похилих розкривальних виробок при самохідному обладнанні повинен проводитися з дотриманням вимог «Інструкції щодо безпечного застосування самохідного обладнання у підземних рудниках». У транспортних виробках з інтенсивністю руху більше 100 машин на добу обладнають дорожнє покриття та тротуар або пішохідну доріжку. При меншій інтенсивності руху пішохідну доріжку не формують, а при необхідності через кожні 50 м споруджують ніші для укриття людей.

Розрахункова схема визначення перерізу виробки з великою інтенсивністю руху, з дорожнім покриттям та тротуаром при швидкостях, що перевищують 10 км/год, подано на рис. 6.30.

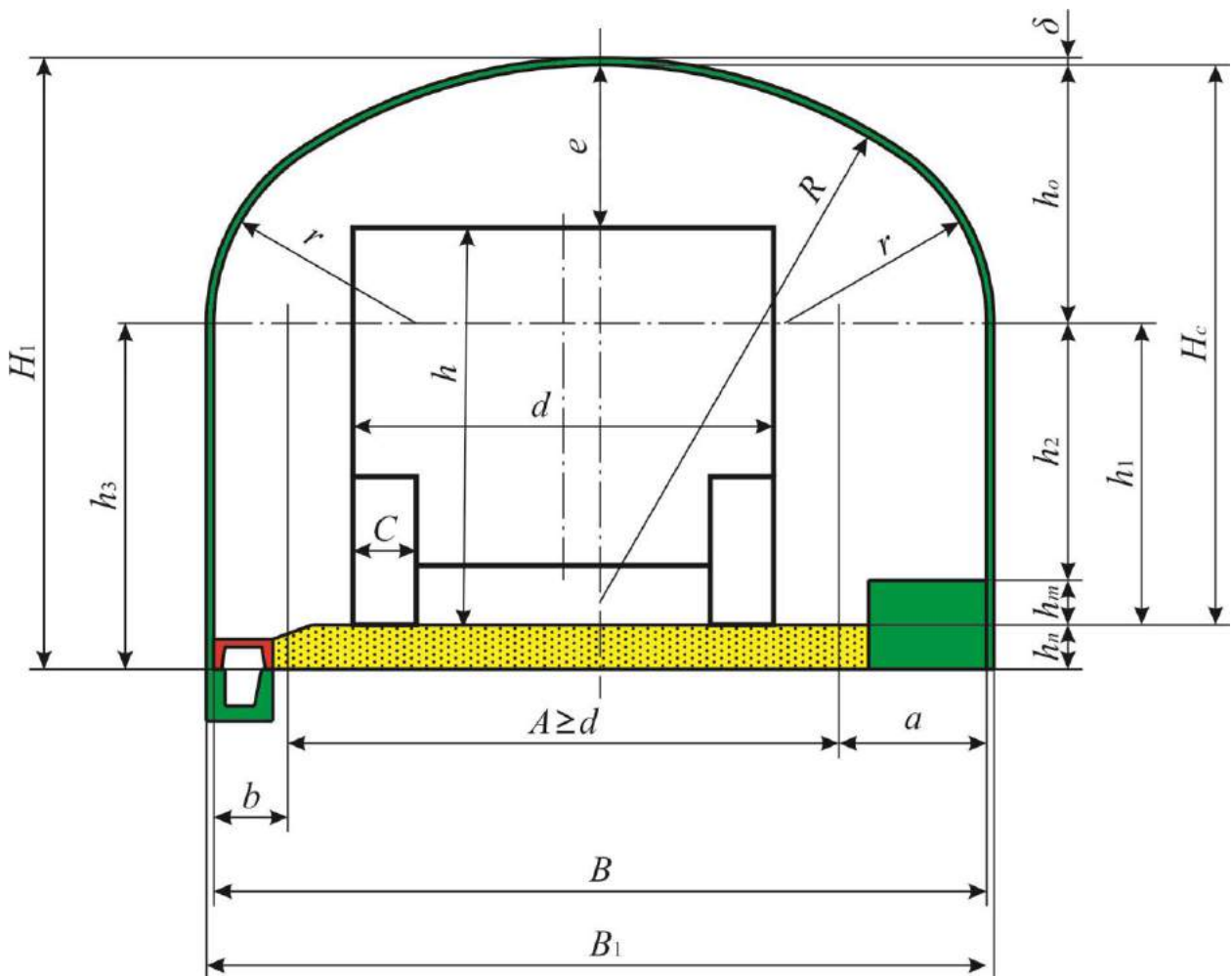


Рис. 6.30. Розрахункова схема до визначення розмірів поперечного перерізу горизонтальних і похилих розкривальних виробок при самохідному обладнанні

Ширина проїзної частини

$$A = d + 1,5 \cdot C + 12 \cdot v, \text{ мм}, \quad (6.23)$$

де d – ширина машини, мм; C – ширина профілю покришки, мм;
 v – швидкість руху машини, км/год.

Ширина виробки у світлі

$$B = a + A + b, \text{ мм}, \quad (6.24)$$

де a – мінімальний зазор з боку вільного проходу людей при влаштуванні пішохідної доріжки висотою 0,3 м та шириною 0,8 м або при влаштуванні ніш через 25 м, що дорівнює 1 м; b – мінімальний зазор між транспортним засобом та стінкою виробки при виключенні можливості знаходження у цих виробках людей під час руху зі швидкістю до 10 км/год, що дорівнює 0,5 м, та під час руху зі швидкістю понад 10 км/год – 0,6 м.

Якщо бордюр у канавки відсутній, а замість тротуару є пішохідна доріжка, що не огорожена бордюром, і швидкість руху машини не перевищує 10 км/год, то ширина виробки визначається як

$$B = a + d + b, \text{ мм}. \quad (6.25)$$

Якщо у виробці не передбачено постійне перебування людей, то пішохідна доріжка відсутня, а ширина виробки у світлі становитиме

$$B = d + 2 \cdot b, \text{ мм}. \quad (6.26)$$

Висота склепіння визначається за формулою (6.10) або (6.11).

Ширина виробки у проходці визначається за формулою (6.17).

Мінімальна висота виробки по осі у світлі повинна бути не менше

$$H_c = h + e, \text{ мм}, \quad (6.27)$$

де h – висота машини, мм; e – мінімальний зазор між частиною машини, що виступає, та покрівлею виробки дорівнює 0,5 м.

Висота вертикальної стінки від рівня дорожнього покриття

$$h_1 = H_c - h_o, \text{ мм}. \quad (6.28)$$

Висота вертикальної стінки з боку тротуару

$$h_2 = h_1 - h_m, \text{ мм}, \quad (6.29)$$

де h_m – висота тротуару становить 200 – 300 мм.

Висота вертикальної стінки від підшви виробки

$$h_3 = h_1 + h_n, \text{ мм}, \quad (6.30)$$

де h_n – товщина дорожнього покриття у виробці, що дорівнює 300 мм.

Площа поперечного перерізу виробки у світлі:

- при $f \leq 12$

$$S_{cv} = B \cdot (h_2 + 0,26 \cdot B), \text{ м}^2; \quad (6.31)$$

- при $f > 12$

$$S_{cv} = B \cdot (h_2 + 0,175 \cdot B), \text{ м}^2. \quad (6.32)$$

Площа поперечного перерізу виробки у проходці:

- при $f \leq 12$

$$S_{np} = B_1 \cdot (h_3 + 0,26 \cdot B_1), \text{ м}^2; \quad (6.33)$$

- при $f > 12$

$$S_{np} = B_1 \cdot (h_3 + 0,175 \cdot B_1), \text{ м}^2. \quad (6.34)$$

6.2.4. Перевірка поперечного перетину розкривальних виробок

Обрану площу поперечного перерізу розкривальної виробки необхідно перевіряти за максимально-припустимою швидкістю руху повітря

$$\frac{Q}{S_{св}} \leq v, \text{ м/с}, \quad (6.35)$$

де Q – витрата повітря для виробки, $\text{м}^3/\text{с}$; $S_{св}$ – площу поперечного перерізу виробки у світлі, м^2 .

Максимально припустима швидкість руху повітря у гірничих виробках регламентується правилами безпеки. Швидкість руху струменя не повинна перевищувати норм, що подано у розділі 3.

У разі якщо розрахована швидкість буде більше за гранично-припустиму відповідно до формули (6.35) то перетин виробки повинен бути збільшений до необхідних розмірів.

6.2.5. Розрахунок капітальних і експлуатаційних витрат

Розрахунок капітальних витрат. Капітальні витрати на розкриття родовища складають з наступних видів витрат:

- на проведення головних та допоміжних розкривальних виробок: стволів, штольнь, квершлагів, виробок приствольного двору, капітальних рудоспусків та підняттяєвих;
- на обладнання поверхні шахти: копри, естакади тощо;
- на встановлення гірничого та електромеханічного обладнання.

Капітальні витрати на обладнання поверхні

$$K_{нов} = (6,6 + 1,8 \cdot A) \cdot K_{у.о}, \text{ млн грн}, \quad (6.36)$$

де A – річна продуктивність рудника, млн т/рік; $K_{у.о}$ – курс у.о. в грн.

Капітальні витрати на встановлення гірничого та електромеханічного обладнання

$$K_{облад} = (1,3 + A) \cdot K_{у.о}, \text{ млн грн}. \quad (6.37)$$

Капітальні витрати на проведення головних і допоміжних розкривальних виробок

$$K_{роз.в} = K_{ств} + K_{кв} + K_{п.б}, \text{ грн}, \quad (6.38)$$

де $K_{ств}$ – капітальні витрати на проведення ствола

$$K_{ств} = C_{ств} \cdot S_{ств} \cdot K_{у.о} \frac{H + h_{ств}}{\sin \alpha_{ств}}, \text{ грн}, \quad (6.39)$$

де $C_{ств}$ – собівартість проходки ствола, у.о./м; $S_{ств}$ – площу поперечного перерізу ствола у проходці, м^2 ; H – глибина ведення гірничих робіт, м; $h_{ств}$ – висота (глибина) нижче нижнього горизонту, що дорівнює 10 м; $\alpha_{ств}$ – кут нахилу ствола від горизонту, град; $K_{кв}$ – капітальні витрати на проведення квершлагів

$$K_{кв} = C_{кв} \cdot S_{кв} \cdot L_{кв} \cdot n \cdot K_{у.о}, \text{ грн}, \quad (6.40)$$

де $C_{кв}$ – собівартість проведення квершлягу, у.о./м³; $S_{кв}$ – площа поперечного перерізу квершлягу у проходці, м²; $L_{кв}$ – довжина квершлягу, м; n – кількість основних відкотних горизонтів; $K_{n.д}$ – капітальні витрати на проведення виробок приствольного двору

$$K_{n.д} = C_{n.д} \cdot V_{n.д} \cdot n \cdot K_{y.o}, \text{ грн}, \quad (6.41)$$

де $C_{n.д}$ – собівартість проходки виробок приствольного двору, у.о./м³; $V_{n.д}$ – об'єм виробок приствольного двору:

- при застосуванні контактних електровозів (вертикальний ствол)

$$V_{n.д} = 13,5 + (4,6 + 0,9 \cdot \omega_o) \cdot A, \text{ тис. м}^3; \quad (6.42)$$

- при застосуванні акумуляторних електровозів

$$V_{n.д} = 12,5 + (4,9 + 0,9 \cdot \omega_o) \cdot A, \text{ тис. м}^3; \quad (6.43)$$

- при похилому стволі

$$V_{n.д} = 6 \cdot \sqrt{A} + \frac{A}{200}, \quad (6.44)$$

де ω_o – коефіцієнт багатоводності.

Розрахунок експлуатаційних витрат.

Витрати на ремонт і підтримку стволів

$$E_c = q_c \cdot H_{ств} \cdot K_{y.o}, \text{ грн/рік}, \quad (6.45)$$

де q_c – витрати на ремонт і підтримку вертикального ствола становлять 45 – 55 у.о./м·рік; $H_{ств}$ – глибина ствола, м.

Витрати на ремонт та підтримку квершлягів

$$E_{кв} = q_{кв} \cdot L_{кв} \cdot K_{y.o}, \text{ грн/рік}, \quad (6.46)$$

де $q_{кв}$ – витрати на ремонт і підтримку квершлягів становлять 30 – 35 у.о./м·рік; $L_{кв}$ – сумарна довжина квершлягів, м.

Витрати на відкатку руди

$$E_{в} = q_{в} \cdot A \cdot L_{cp} \cdot K_{y.o}, \text{ грн/рік}, \quad (6.47)$$

де $q_{в}$ – витрати на відкатку гірської маси по квершлягу дорівнюють 0,00008 у.о./м·т; L_{cp} – середня довжина відкатки, м.

Витрати на підйом руди

$$E_n = q_n \cdot A \cdot H_{cp} \cdot K_{y.o}, \text{ грн/рік}, \quad (6.48)$$

де q_n – витрати на підйом гірської маси по вертикальному стволу становлять 0,0004 у.о./м·т; H_{cp} – середня висота підйому, м.

Витрати на водовідлив по вертикальному стволу

$$E_{в.в} = q_{в.в} \cdot A \cdot w_o \cdot H_{ств} \cdot K_{y.o}, \text{ грн/рік}, \quad (6.49)$$

де $q_{в.в}$ – витрати на водовідлив по вертикальному стволу дорівнюють 0,0003 у.о./м·т; w_o – водоприлив на 1 т гірської маси, частки одиниць.

Витрати на провітрювання

$$E_{ве} = q_{ве} \cdot A \cdot (H_{cp} + L_{cp}) \cdot K_{y.o}, \text{ грн/рік}, \quad (6.50)$$

де $q_{ве}$ – витрати на вентиляцію по вертикальному стволу та по квершлягу дорівнюють 0,0003 у.о./м·т.

6.2.6. Розрахунок питомих витрат і вибір схеми розкриття

Оптимальний варіант схеми розкриття родовища визначається за мінімальними питомими витратами

$$Z_{num} = \frac{E_n \sum K_e}{A} + \frac{\sum E_e}{A_{бал}} \rightarrow \min, \text{ грн}, \quad (6.51)$$

де E_n – нормативний коефіцієнт ефективності капітальних вкладень становить 0,12 – 0,15; $\sum K_e$ – сумарні капітальні витрати на будівництво, грн; $\sum E_e$ – сумарні експлуатаційні витрати, грн.

Отримані значення питомих витрат за першим Z_{num1} і другим Z_{num2} варіантами схем розкриття порівнюють за формулою

$$\left| \frac{Z_{num1} - Z_{num2}}{Z_{num1} + Z_{num2}} \right| \leq 0,1. \quad (6.52)$$

Варіанти вважають економічно рівноцінними, якщо умова витримана. Якщо умова не витримана, то порівнювані варіанти не рівноцінні. Тоді приймають той варіант розкриття родовища, у якого питомі витрати менші.

Питання для самоконтролю

1. Які фактори впливають на вибір способу та схеми розкриття?
2. Охарактеризуйте метод варіантів.
3. Які вимоги висувають до схеми розкриття?
4. Охарактеризуйте капітальні витрати.
5. Охарактеризуйте експлуатаційні витрати.
6. Як виконується вибір варіанту розкриття за питомими витратами?

7. ПРОМИСЛОВИЙ МАЙДАНЧИК РУДНОЇ ШАХТИ

7.1. ТЕХНОЛОГІЧНИЙ КОМПЛЕКС ПОВЕРХНІ

Викладено загальні відомості про технологічний комплекс поверхні рудної шахти. Наведено основні поняття про промисловий майданчик та об'єкти технологічного комплексу на поверхні рудної шахти.

Мета – сформувати знання про технологічний комплекс поверхні рудної шахти.

Студент з опорою на матеріал повинен вміти:

- використовувати поняття про промисловий майданчик і технологічний комплекс поверхні шахти;
- розрізняти об'єкти технологічного комплексу;
- компонувати основне устаткування технологічного комплексу на поверхні шахти;
- характеризувати функції технологічного комплексу на поверхні шахти.

7.1.1. Промисловий майданчик рудної шахти

Промисловий майданчик рудної шахти – це частина земної поверхні, на якій розміщені технологічні будівлі і споруди, механічні майстерні, вентиляційні та компресорні установки, підстанція, адміністративно-побутовий комбінат і ряд різних допоміжних служб рудної шахти (рис. 7.1).

Промисловий майданчик поділяють на зони основного виробництва, транспортно-складську, допоміжних виробництв та адміністративно-громадську. Енергетичні об'єкти розміщують якомога ближче до основних споживачів енергії, а складські – з урахуванням ефективного використання під'їзних шляхів. Для подальшого розширення підприємства резервують вільні ділянки. Розташування будівель і споруд на майданчику повинно забезпечувати найбільш сприятливі умови для природнього освітлення, аерації, вентиляції, боротьби зі сніговими заметами. Загальна площа території промислового майданчика рудної шахти визначається як сума площ території в огорожі та площ ділянок, що зайняті об'єктами за територією рудника, які відносяться до даного підприємства.

Усі будівлі та споруди гірничорудного підприємства за доцільністю їх групування можна поділити на 3 основні групи:

I група – копри, надшахтні будівлі, відкотні галереї, дробарко-сортувальні установки, калориферні та інші будівлі, що пов'язані зі стволем шахти;

II група – будівлі підйомних машин, електричних установок, електропідстанцій, компресорних, ремонтних майстерень, складських приміщень, гаражі, депо електровозів, пожежні пости, акумуляторні, хімічні лабораторії;

III група – адміністративно-побутові приміщення.

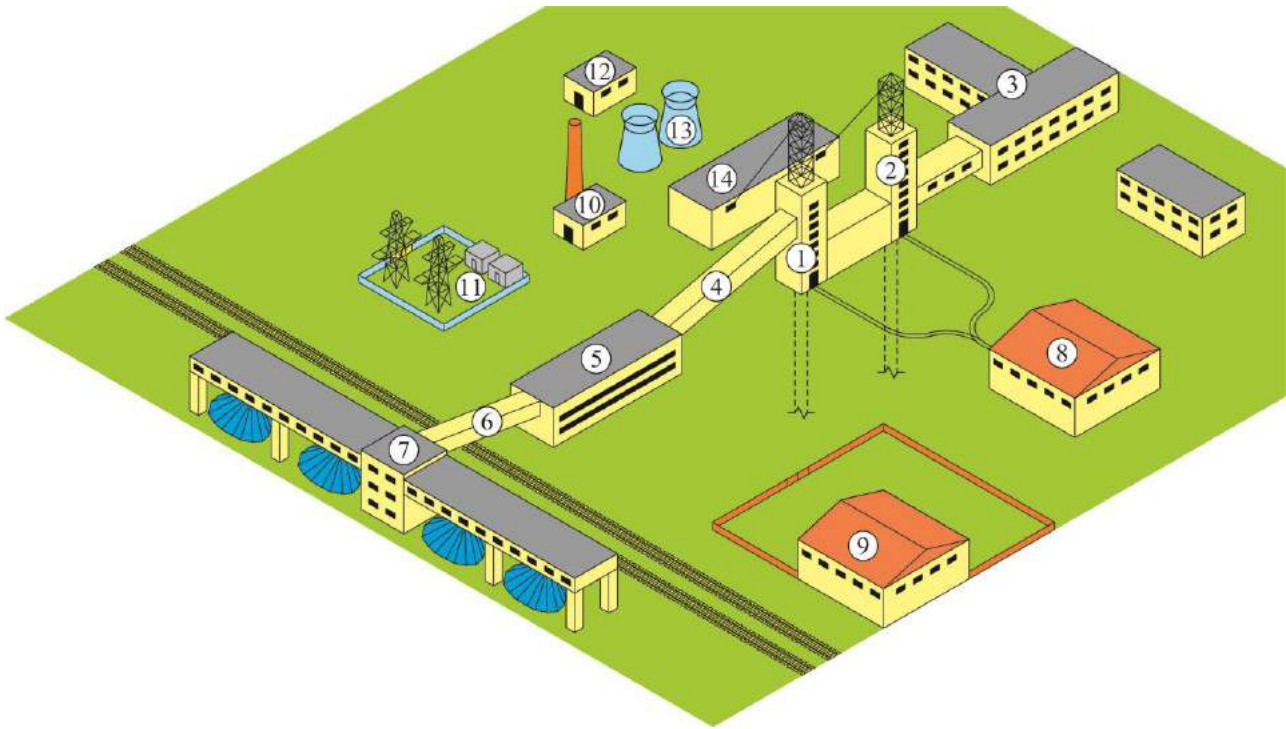


Рис. 7.1. Промисловий майданчик рудної шахти: 1 – блок головного ствола; 2 – блок допоміжного ствола; 3 – адміністративно-побутовий комбінат; 4 – конвеєрна галерея; 5 – дробарко-сортувальна або збагачувальна фабрика; 6 – конвеєрна галерея; 7 – склад руди; 8 – ремонтна майстерня; 9 – матеріальний склад; 10 – котельня; 11 – електрична підстанція; 12 – компресорна станція; 13 – градирня; 14 – будівля підйомних машин

7.1.2. Технологічний комплекс поверхні шахти

Технологічним комплексом поверхні шахти називається комплекс гірничо-технологічних споруд і будівель на поверхні шахти, які забезпечують роботу підземного комплексу, а також складування, переробку та відвантаження споживачам видобутої корисної копалини. Об'єктами технологічного комплексу поверхні рудних шахт у різних сполученнях секцій або окремих будівель і споруд є копри, надшахтні будівлі, будівлі підйомних машин, калориферних установок, вентиляторів, електростанцій, збагачувального (дробарко-сортувального) комплексу, компресорної установки, котельні, ремонтних електромеханічних майстерень, склади, адміністративно-побутовий комбінат, бункери, естакади, конвеєрні галереї та інше.

До *основних* будівель і споруд відносять ті, що безпосередньо пов'язані з технологією видобування та підймання руди на земну поверхню. Це надшахтні копри та будівлі підйомних машин, надшахтні будівлі, розвантажувальні естакади, галереї, прийомні бункера, калориферні установки, склади руди, відвали пустих порід. Надшахтні будівлі слугують для розміщення в них обладнання, що пов'язане з видачою руди та породи, спуску і підйому людей, обладнання та матеріалів, а також комплексу головного та допоміжного стволів. Будинки та споруди, що не мають відношення до технологічної схеми

транспортування руди, відносяться до *допоміжних*. До них відносяться адміністративно-побутовий комбінат, ремонтні майстерні, будівлі та споруди енергетичного призначення, матеріальні склади, склади вибухових матеріалів, лабораторія якості та інші.

Копри відрізняються різноманіттям конструкцій, числом підйомних установок та іншим. Зазвичай у єдиний блок з копрами входять надшахтні будівлі. Розміри, форма та конструктивні особливості надшахтних будівель залежать зазвичай від виду шахтного підйому, кількості цих підйомів, застосованого обладнання та технології видавання корисних копалин і пустої породи. Їх загальний об'єм визначається призначенням будівлі, габаритами обладнання та виробничою потужністю шахти.

У *будівлях для підйомних машин* розміщують відповідне обладнання, пускову та контрольну апаратуру. Розташування будівель відносно ствола шахти залежить від схеми підйому. Приміщення для підйомних машин споруджують у вигляді окремих об'єктів технологічного комплексу на поверхні шахти або секцій підйомних машин, які включають в блоки будівель головних і допоміжних стволів.

Розташування *будівель вентиляторів* визначається технологічною схемою вентиляції, а також вимогами раціонального рішення генерального плану промислового майданчика та групування об'єктів на поверхні шахти. При всмоктувальній системі вентиляції зазвичай будинки розташовують окремо, а при нагнітальній – об'єднують з приміщенням калориферної установки. Будинки калориферних установок призначені для розміщення в них обладнання, що підігріває холодне повітря, яке взимку подається в шахту. Споруди, що зводяться на поверхні шахти для цих установок, включають приміщення для калориферів і каналів. Залежно від системи вентиляції шахти будівлю калориферних установок розміщують поруч з надшахтною будівлею або з будівлею вентиляторів (при нагнітальній системі вентиляції). Розміри будівель типових калориферних установок залежать від кількості повітря, що подається в шахту, числа калориферів та поверхні нагрівання.

Електростанції на промислових майданчиках шахт – це переважно будови закритого типу у вигляді окремих будівель або секцій, які входять до складу головного ствола. Їх загальна компоновка визначається схемою розміщення трансформаторів, масляних вимикачів та іншого обладнання. А при об'єднанні електростанції з іншими приміщеннями залежить також від габариту та конструктивної схеми, що встановлені для цієї групи.

Встаткування збагачувального або дробарко-сортувального комплексу, схема і набір яких залежить від технологічної схеми поверхні, якості корисних копалин, глибини збагачення та іншого, виділяють у самостійні споруди з необхідним підсобним господарством або об'єднують в один блок з основними спорудами поверхні – надшахтними будівлями та навантажувальними бункерами. Місце розташування комплексу обирають в результаті техніко-економічного порівняння можливих варіантів розміщення будівель і споруд по відношенню до шахтних стволів.

Компресорні установки призначені для одержання стисненого повітря, яке використовується в шахті у якості енергоносія. Вони можуть входити до складу блоку допоміжного ствола, але зазвичай їх розташовують у вигляді окремого комплексу, який складається з будівлі компресорів та охолоджувальних пристроїв. Найбільш поширений тип останніх це градирні.

Котельні розташовують по можливості поблизу від основних споживачів тепла: калориферної установки, адміністративно-побутового комбінату, опалювальних будівель технологічного комплексу. На сучасних рудних шахтах котельні зазвичай розташовують в окремих будівлях. Ці об'єкти технологічного комплексу поверхні шахти включають приміщення для зберігання оперативного запасу палива, котлів, насосів, вентиляторів, засобів хімічного очищення води, подавання палива та іншого.

Шахтні ремонтні електромеханічні майстерні зазвичай входять в блок допоміжного ствола. У майстернях виконують поточний та ремонти механізмів середньої складності, виготовляють нескладні запчастини та відновлюють зношені деталі. Площі ремонтних майстерень визначають кількістю та видом машин і механізмів в залежності від виробничої потужності підприємства.

Складське господарство включає матеріальні склади, які призначені для прийому, зберігання та видавання інвентарю, інструментів, спецодягу, матеріалів та обладнання; склади пально-мастильних матеріалів для зберігання та видавання мастил, які витрачають при експлуатації шахтного обладнання; склади сипучих матеріалів; склади закладних матеріалів; склади вибухових матеріалів, склади кріплення та кріпильних матеріалів. Для накопичення та зберігання корисної копалини є різноманітні регулювальні, роздавальні, аварійні (запасні) склади. Вони мають вигляд бункерів великої місткості або – відкритого об'єктів по типу штабелів корисних копалин, що розташовані поруч із залізничними коліями. Обладнують склади стаціонарними або пересувними навантажувальними пристроями. Об'ємні та планувальні рішення шахтних складів обирають з урахуванням забезпечення прогресивної технології складування, комплексної механізації вантажно-розвантажувальних робіт.

Адміністративно-побутовим комбінатом (АПК) шахти є окрема будівля або з'єднана з комплексом допоміжного ствола, яку будують як за типовими, так і за індивідуальними проектами. Найбільш поширені триповерхові будинки та будинки комбінованого планування, які мають у своєму складі одноповерхові та триповерхові частини. АПК включає наступні приміщення: адміністративно-конторські (для інженерно-технічних працівників та керівництва шахти, нарядні ділянок, зал зборів та інше); виробничі (лампова, респіраторна, телефонна станція, лабораторії, диспетчерська); санітарно-побутові (душові, умивальні, приміщення для сушіння та знепилювання спецодягу, пральня, буфет та інше); санітарно-медичного обслуговування (медпункт, інгаляторій, фотарій, приміщення особистої гігієни жінок); допоміжного призначення (вестибюль, гардеробна, комори, технічні приміщення).

Елементами транспортних технологічних потоків корисних копалин і пустих порід є *бункери, естакади та галереї*. Майже у всіх випадках піднята на

земну поверхню корисна копалина надходить в приймальний бункер і, пройшовши через установки технологічного комплексу (збагачувального або дробарко-сортувального), потрапляє в навантажувальний бункер. Приймальні бункери зазвичай розташовують в надшахтній будівлі. Конструкція, форма та їх габарити залежать від компонування споруди, необхідного запасу матеріалу, способів завантаження і вивантаження та інше. Конструктивна характеристика об'єктів технологічного комплексу поверхні шахти, особливості їх розміщення та інше визначають раціональність облаштування поверхні шахти.

Технологічний комплекс поверхні шахти будується за трьома принципово різними схемами (рис. 7.2): висотною, горизонтальною або комбінованою. Вибір схеми технологічного комплексу поверхні шахти обумовлює ухвалений спосіб розкриття шахтного поля та засобами підйому, транспорту, переробки корисних копалин, а також підйому, транспорту та складування або переробки породи, продуктивності та терміну служби шахти.

При висотній схемі машини та устаткування розташовують послідовно у низхідному порядку на поверхнях однієї висотної будівлі (рис. 7.2, а). Ця схема забезпечує зниження енерговитрат через переважне використання самопливного транспорту, мінімальні розміри промислового майданчика технологічного комплексу на поверхні шахти. Щодо горизонтальної схеми, то гірничотехнічні споруди в ній складаються з окремих послідовно розташованих будов на одному або на близьких рівнях (рис. 7.2, б). Транспорт сипучих матеріалів здійснюється конвеєрами, елеваторами тощо. Для цієї схеми характерна більша площа забудов під технологічний комплекс поверхні шахти та більш складний ланцюг транспортування. Комбінована схема займає проміжне положення між висотною та горизонтальною (рис. 7.2, в).

До функцій технологічного комплексу поверхні шахти належить:

- провітрювання шахти, подавання в шахту електроенергії, стисненого повітря, тепла, обладнання та матеріалів; спуск і підйом людей; приймання видобутої корисної копалини та порожньої породи;
- сортування та збагачення корисних копалин;
- тимчасове зберігання продукції та відправлення її споживачам;
- утворення відвалів порід;
- підготовка закладних матеріалів, технологічної води (на гідрошахтах);
- ремонт гірничих механізмів і обладнання;
- складування матеріалів, виробів і механізмів;
- обслуговування робітників шахти;
- забезпечення роботи адміністративно-управлінських та інженерно-технічних служб.

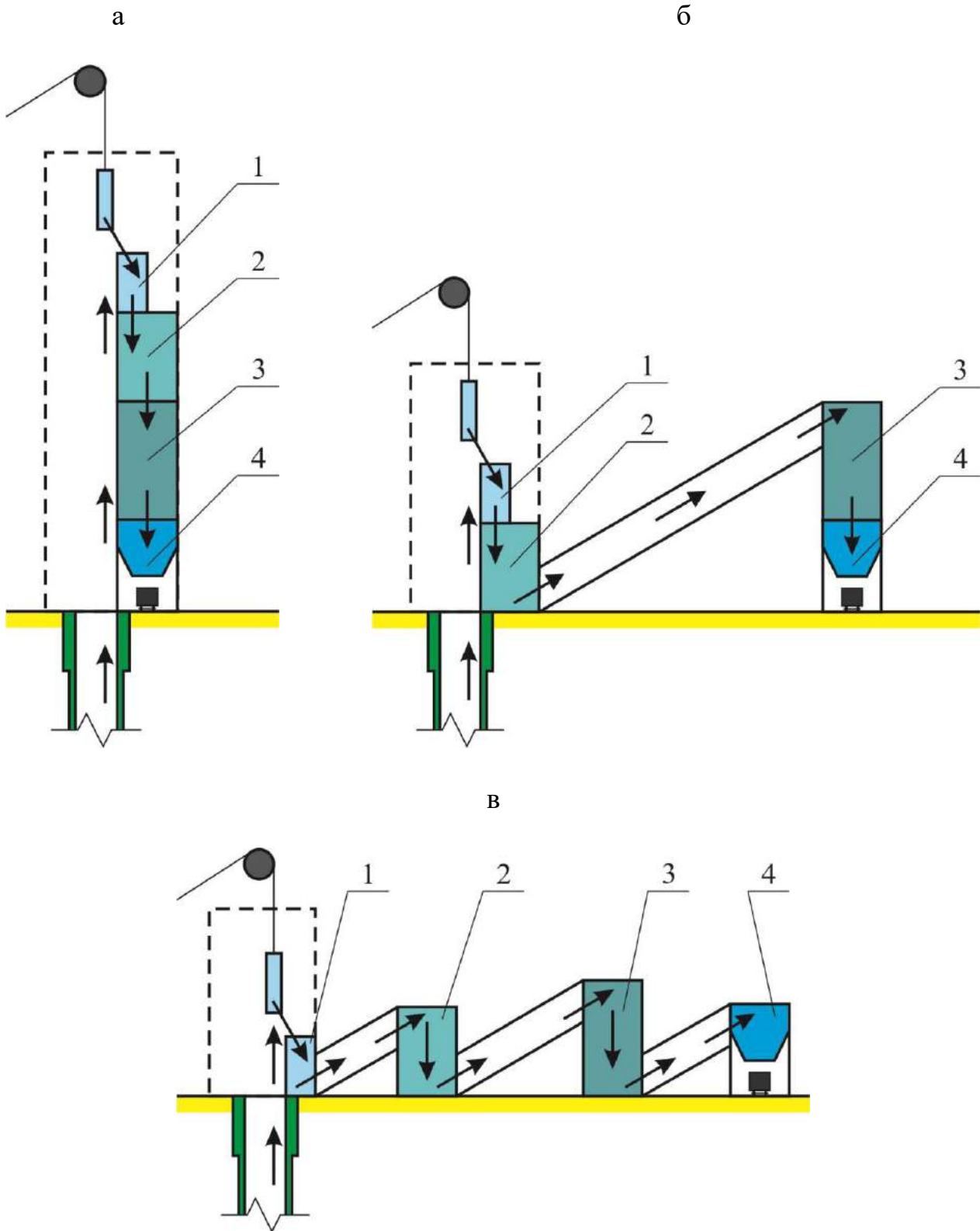


Рис. 7.2. Компонівка основного устаткування технологічного комплексу на поверхні шахти за висотною (а), горизонтальною (б) та комбінованою (в) схемами: 1 – приймання корисної копалини; 2 – відбір породи та подрібнення; 3 – сортування (збагачення); 4 – акумулювання корисної копалини

Питання для самоконтролю

- 1. Дайте визначення поняттю промисловий майданчик рудної шахти.*
- 2. Вкажіть, на які зони поділяється промисловий майданчик шахти?*
- 3. Дайте визначення технологічному комплексу поверхні шахти.*
- 4. Наведіть основні та допоміжні об'єкти технологічного комплексу поверхні шахти.*
- 5. За якими схемами виконують компоновку основного устаткування технологічного комплексу на поверхні шахти?*
- 6. Приведіть, що належить до функцій технологічного комплексу на поверхні шахти.*

ЛІТЕРАТУРА

1. Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений: учебник / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – Москва: Недра, 1966. – 663 с.
2. Агошков М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений: учебник / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – Москва: Недра, 1983. – 424 с.
3. Баранов А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд / А.О. Баранов – Москва: Недра, 1993. – 283 с.
4. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд / А.О. Баранов. – Москва: Недра, 1985. – 224 с.
5. Бондаренко В.И. Технология крепление подготовительных выработок в условиях Южно-Белозерского железорудного месторождения / В.И. Бондаренко, О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2005. – № 8. – С. 3–6.
6. Борисенко С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – Київ: Вища школа, 1977. – 296 с.
7. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – Київ: Вища школа, 1987. – 262 с.
8. ВНТП-37-86. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки. – Утв. протоколом Минцветмета СССР от 12.02.1986 г. № 48. – Москва: Недра, 1986. – 276 с.
9. Голинько В.И. Вентиляция шахт и рудников: учеб. пособ. / В.И. Голинько, Я.Я. Лебедев, О.А. Муха. – Днепропетровск: НГУ, 2012. – 266 с.
10. Горная энциклопедия: Т. 5. / под ред. Е.А. Козловского. – Москва: Сов. энциклопедия, 1991. – 545 с.
11. Горно-геологический справочник по разработке рудных месторождений: Т. 1. / под ред. А.М. Бейсебаев, М.Ж. Битимбаев, С.Ж. Даукеев. – Алма-Ата: Информационно-презентационный центр МСК РК, 1997. – 575 с.
12. Горнорудное дело Украины в сети Интернет: справочник / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, А.Б. Владыко, Д.В. Мальцев ; Государственное высшее учебное заведение «Национальный горный университет». – Днепропетровск: НГУ, 2011. – 287 с.
13. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений: учеб. пособ. / В.Р. Именитов. – Москва: Недра, 1984. – 504 с.
14. Инструкция по определению параметров очистной выемки при системах разработки с твердеющей закладкой на запорожском железорудном комбинате. – Кривой Рог: ГП «НИГРИ», 2011. – 30 с.
15. Кононенко М.М. Технологія кріплення бурових виробок у зонах впливу очисних камер / М.М. Кононенко // Геотехническая механика: межвед. сб. науч. трудов / ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск, 2009. – Вып. 81. – С. 127 – 133.
16. Кононенко М.М. Вибір і розрахунок систем підземної розробки рудних родовищ: навч. посіб. / М.М. Кононенко, О.Е. Хоменко, В.Ю. Усатий. – Дніпропетровськ: НГУ, 2013. – 217 с.

17. Купрін В.П. Розробка і впровадження емульсійних вибухових речовин на кар'єрах України: монографія / В.П. Купрін, І.Л. Коваленко, М.І. Іщенко, В.Ф. Монаков, О.І. Макаров, О.В. Колтунов, О.Ю. Вілкул, М.В. Савченко, В.М. Носов, П.Г. Чепурний. – Дніпропетровськ: ДВНЗ УДХТУ, 2012. – 243 с.
18. Кучерявенко І.А. Проектування підземних рудників: підручник / І.А. Кучерявенко, Ю.Г. Вілкул, М.І. Ступник. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2010. – 332 с.
19. Мала гірнича енциклопедія: Т. 1 / за ред. В.С. Білецького. – Донецьк: Донбас, 2004. – 640 с.
20. Мала гірнича енциклопедія: Т. 2 / за ред. В.С. Білецького. – Донецьк: Донбас, 2007. – 652 с.
21. Мала гірнича енциклопедія: Т. 3. / за ред. В.С. Білецького. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2013. – 644 с.
22. Малахов Г.М. Основные расчеты систем разработки рудных месторождений / Г.М. Малахов, В.К. Мартынов, Г.Т. Фаустов, И.А. Кучерявенко. – Москва: Недра, 1968. – 276 с.
23. Мальцев Д.В. Технология подземной разработки урановых руд буровзрывным способом: монография / Д.В. Мальцев, О.Е. Хоменко. – Днепропетровск: НГУ, 2013. – 110 с.
24. Мартынов В.К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений / В.К. Мартынов. – Київ: Вища школа, 1987. – 216 с.
25. Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений: учеб. пособ. / Г.Г. Милехин. – Мурманск: МГТУ, 2004. – 113 с.
26. НПАОП 0.00-1.66-13. Правила безпеки під час поведження з вибуховими матеріалами промислового призначення. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – Київ: Норматив, 2013. – 127 с.
27. НПАОП 0.00-1.77-16. Правила безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом. – Затв. Наказом Міністерства соціальної політики України 23.12.2016. – Київ: Норматив, 2016. – 178 с.
28. Порцевский, А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология / А.К. Порцевский. – Москва: МГГУ, 2003. – 767 с.
29. Симанович Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. посіб. / Г.А. Симанович, О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко ; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Днепропетровск: НГУ, 2014. – 207 с.
30. Скорняков Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд / Ю.Г. Скорняков. – Москва: Недра, 1978. – 232 с.
31. Скорняков Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин / Ю.Г. Скорняков. – Москва: Недра, 1986. – 204 с.
32. Справочник по горнорудному делу / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – Москва: Недра, 1983. – 816 с.
33. Технология повышения экологической безопасности при добыче железных руд подземным способом: монография / А.И. Гороя, И.Г. Миронова, М.Н. Кононенко, А.В. Павличенко. – Днепропетровск: Литограф, 2014. – 136 с.

34. Тонких А.И. Технично-економические расчеты при подземной разработке рудных месторождений: учеб. пособ. / А.И. Тонких, В.Н. Макишин, И.Г. Ивановский. – Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2007. – 137 с.
35. Умнов А.Е. Охрана труда и противопожарная защита в горнорудной промышленности: учебник / А.Е. Умнов. – Москва: Недра, 1985. – 246 с.
36. Усатый В.Ю. Проходка восстающих горных выработок в условиях ЗАО «Запорожский ЖРК» / В.Ю. Усатый, С.Г. Кистрин, В.Г. Близнюков и др. // Сборник научных трудов ГНИГРИ. – Кривой Рог, 2001. – С. 64–71.
37. Усатый В.Ю. Обоснование способа проведения восстающих горных выработок при системах разработки высокими камерами / В.Ю. Усатый, С.Г. Кистрин, В.В. Усатый // Науковий вісник Національної гірничої академії України. – 2001. – № 3. – С. 18–21.
38. Хетагуров Г.Д. Классификация и сравнительная оценка подземных систем разработки / Г.Д. Хетагуров. – Орджоникидзе: Северо-Осетинский госуниверситет им. К.Л. Хетагурова, 1986. – 88 с.
39. Хоменко О.Е. Огляд світового ринку бурової та навантажувальної техніки для розробки рудних родовищ / О.Е. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2005. – № 12. – С. 5–7.
40. Хоменко О.Е. Крепление подготовительных выработок вблизи выработанного пространства железорудной шахты / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2005. – № 3. – С. 5–7.
41. Хоменко О.Е. Досвід використання бурового, навантажувального та допоміжного обладнання на рудних шахтах світу / О.Е. Хоменко, М.М. Кононенко, О.А. Долгий // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2006. – № 1. – С. 18–21.
42. Хоменко О.Е. Эффективность учета разгруженности массива в креплении нарезных выработок на шахтах ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев // Розробка рудних родовищ. – 2006. – № 90. – С. 58–61.
43. Хоменко О.Е. Гірниче обладнання для підземної розробки рудних родовищ: довідковий посібник / О.Е. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Дніпропетровськ: НГУ, 2010. – 340 с.
44. Хоменко О.Е. Технология крепления выработок для камерных систем разработки с закладкой: монография / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко. – Днепропетровск: НГУ, 2010. – 93 с.
45. Хоменко О.Е. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений: справочное пособие / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Днепропетровск: НГУ, 2011. – 448 с.
46. Хоменко О.Е. Процессы при подземной разработке рудных месторождений: учебник / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, С.А. Зубко ; М-во образования и науки Украины, Нац. горн. ун-т. – Днепропетровск: НГУ, 2015. – 202 с.

47. Хоменко О.Е. Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке: учеб. пособ. / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко ; М-во образования и науки Украины, Нац. горн. ун-т. – Днепропетровск: НГУ, 2016. – 101 с.
48. Черненко А.Р. Подземная добыча богатых железных руд / А.Р. Черненко, В.А. Черненко. – Москва: Недра, 1992. – 224 с.
49. Шехурдин В.К. Проведение подземных горных выработок: учеб. пособие / В.К. Шехурдин, Е.Н. Холобаев, В.И. Несмотряев. – Москва: Недра, 1980. – 295 с.
50. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок: учеб. пособ. / В.К. Шехурдин. – Москва: Недра, 1985. – 240 с.
51. Шехурдин В.К. Горное дело: учеб. / В.К. Шехурдин, В.И. Несмотряев, П.И. Федоренко. – Москва: Недра, 1987. – 440 с.
52. Hustrulid W.A. Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies / W.A. Hustrulid, W.A. Hustrulid, R.L. Bullock, R.C. Bullock. – SME: 2001. – 721 p.
53. Piechota S. Technika podziemnej eksploatacji złóż i likwidacji kopalń / S. Piechota. – Kraków: Wydawnictwa AGH, 2008. – 333 p.
54. Piechota S. Systemy podziemnej eksploatacji złóż węgla kamiennego, rud i soli / S. Piechota, M. Stopyra, K. Poborska-Młynarska. – Kraków: Wydawnictwa AGH, 2009. – 303 p.
55. Khomenko O. Automation of drill and blast design / O. Khomenko, D. Rudakov, M. Kononenko // Technical And Geoinformational Systems In Mining. – 2011. – P. 271–275.
56. Khomenko O. Blasting works technology to decrease an emission of harmful matters into the mine atmosphere / O. Khomenko, M. Kononenko, I. Myronova // Mining Of Mineral Deposits. – 2013. – P. 231–235.
57. Khomenko O. Classification of Theories about Rock Pressure / O. Khomenko, M. Kononenko, J. Bilegsaikhan // Solid State Phenomena. – 2018. – № 227. – P. 157–167.
58. Khomenko O. Safety Improving of Mine Preparation Works at the Ore Mines / O. Khomenko, M. Kononenko, V. Lyashenko // Occupational Safety In Industry. – 2018. – № 5. – P. 53–59.
59. Kononenko M. Technology of support of workings near to extraction chambers / M. Kononenko, O. Khomenko // New Techniques And Technologies In Mining. – 2010. – P. 193–197.
60. Kononenko M. New Classification of Ore Deposits Mining Methods / M. Kononenko, O. Khomenko, D. Astafiev // Advanced Engineering Forum. – 2017. – № 25. – P. 71–79.

ПРЕДМЕТНИЙ ПОКАЖЧИК

| А | Ж |
|----------------------------------|-----------------------------------|
| Абразивність, 24 | Жила, 17 |
| Б | З |
| Безпечна глибина розробки, 400 | Закладка, 201 |
| Берма безпеки, 401 | Запаси: |
| Бік: | - геологічні, 11 |
| - висячий, 11 | - балансові, 11 |
| - лежачий, 11 | - забалансові, 11 |
| Бічні породи, 11 | - промислові, 12 |
| Блок, 35 | - готові до виймання, 29 |
| Бокові породи, 11 | - підготовлені, 29 |
| Бремсберг, 31 | - розкриті, 29 |
| В | Збіднення руди, 43 |
| Випуск руди, 189 | Збійка, 32 |
| Виробнича потужність, 345 | Злежуваність, 23 |
| Виробнича стадія, 48 | Зона: |
| Вихід негабариту, 23 | - зрушення, 400 |
| Відбивання руди, 128 | - обвалення, 400 |
| Відбивання руди: | К |
| - в затиснутому середовищі, 164 | Камера, 32 |
| - концентраційними зарядами, 168 | Квершлаг, 32 |
| - механічним способом, 172 | Коефіцієнт: |
| - свердловинами, 151 | - безпеки, 401 |
| - шпурами, 145 | - втрат руди, 43 |
| - штанговими шпурами, 150 | - міцності, 21 |
| Відрізка запасів руди, 140 | Комплекс робочих процесів, 49 |
| Відрізна щілина, 140 | Кондиційний кусок руди, 23 |
| Відрізний піднятєвий, 140 | Корисна копалина, 10 |
| Вторинне подрібнення руди, 196 | Кріплення: |
| Втрати: | - анкерне, 96 |
| - експлуатаційні, 12 | - гірниче, 86 |
| - проектні, 12 | Крок розкриття, 399 |
| Г | Кут падіння, 19 |
| Гірниче підприємство, 29 | Л |
| Гірничий відвід, 32 | Лінза, 16 |
| Гніздо, 16 | Лінія простягання, 19 |
| Грудкуватість відбитої руди, 23 | М |
| Д | Магазинування, 200 |
| Діаграма випуску руди, 194 | Маса: |
| Доставка руди, 178 | - гірська, 12 |
| Дучка, 32 | - рудна, 12 |
| Е | Механічне відбивання, 172 |
| Експлуатаційна розвідка, 38 | Мінімальний промисловий вміст, 26 |

Міцність гірських порід, 21

Мульда зрушення, 400

Н

Набризкбетон, 100

Негабарит, 23

О

Обводненість руд, 24

Операція, 49

Організація виробництва, 51

Орт, 32

Очисне виймання, 28, 127

Очисні виробки, 127

П

Панель, 34

Підготовка тонких покладів, 387

Підготовка, 28

Підземна гірнична виробка, 30

Підняттявий, 31

Підошва, 11

Підповерх, 36

Підсікання запасів руди, 130

Підтримання очисного простору, 197

Пласт, 16

Поверх, 35

Поклад руди, 11

Покрівля, 11

Поле:

- рудникове, 32

- шахтне, 33

Потужність:

- вертикальна, 19

- горизонтальна, 19

- дійсна, 19

- рудного тіла, 19

Приствольний двір, 395

Проведення (проходка) виробок, 226

Промисловий майданчик, 436

Промислові кондиції, 12

Прохідницький цикл, 54

Процес:

- виробничий, 47

- робочий, 49

Пуста порода, 10

Р

Річна продуктивність, 345

Річна продуктивність:

- економічно доцільна, 348

- оптимальна, 348

- проектна, 348

Роботи:

- гірничо-капітальні, 392

- гірничо-підготовчі, 28

- нарізні, 28

- очисні, 127

Родовище:

- екзогенне, 18

- ендегенне, 17

- контактове, 18

- корисної копалини, 10

- магматичне, 18

- метасоматичне, 18

- метаморфогенне, 18

Розкривальні виробки, 392

Розкриття, 28

Розпушеність руди, 23

Руди:

- вкраплені, 17

- суцільні, 17

Рудне тіло, 11

Рудник, 29

С

Самозаймання, 24

Свердловина, 32

Система:

- розкриття, 409

- підготовки, 373

Система розробки, 263

Системи розробки:

- з відкритим
очисним простором, 280

- з магазинуванням руди, 296

- з кріпленням, 302

- із закладанням, 308

- з обваленням порід, 327

Спосіб:

- розкриття, 409

- підготовки, 373

Спосіб підготовки:

- панельний, 377

- поверховий, 381

- погоризонтний, 375
Спосіб проведення виробки, 226
Способи розкриття:
- комбіновані, 418
- прості, 411
Ствол:
- вертикальний, 30
- вертикальний сліпий, 31
- похилий, 31
- похилий сліпий, 31
Стійкість, 21
Стовп, 34
Строк служби шахти, 348
Ступінь розкриття, 398
Схема:
- розкриття, 409
- підготовки, 373

Т

Технологічна схема проведення виробки, 251
Технологічний комплекс поверхні шахти, 437

Транспортування рудної маси, 208
Тріщинуватість, 21
Трудова дія, 50
Трудовий прийом, 50
Трудовий рух, 50

У

Уклон, 31
Усереднення якості рудної маси, 212

Ф

Форма виробок, 220

Ц

Цінність руди, 25

Ш

Шахта, 29
Шахтний підйом, 210
Шпур, 32, 235
Штанговий шпур, 32
Шток, 15
Штокверк, 15
Штольня, 31
Штрек, 32
Шурф, 31

Навчальне видання

Хоменко Олег Євгенович
Кононенко Максим Миколайович
Савченко Микола Васильович

**ТЕХНОЛОГІЯ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ
РУДНИХ РОДОВИЩ**

Підручник

Редактори:
А.О. Хорольський
Л.Є. Гапонова

Підписано до друку 19.09.2018. Формат 30×42/2.
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 25,0.
Обл.-вид. арк. 25,0. Тираж 500 пр. Зам. № 236

Підготовлено до друку та видруковано
в Національному технічному університеті
«Дніпровська політехніка».
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004.

49005, м. Дніпро, просп. Дмитра Яворницького, 19.

**OLEH KHOMENKO
MAKSYM KONONENKO
MYKOLA SAVCHENKO**

TECHNOLOGY OF UNDERGROUND MINING OF ORE DEPOSITS



ХОМЕНКО Олег Євгенович
професор кафедри підземної розробки родовищ
Національного технічного університету
«Дніпровська політехніка»,
доктор технічних наук



КОНОНЕНКО Максим Миколайович
доцент кафедри підземної розробки родовищ
Національного технічного університету
«Дніпровська політехніка»,
кандидат технічних наук



САВЧЕНКО Микола Васильович
директор ТОВ «ІСТ-ФОРТ»,
кандидат технічних наук,
лауреат Державної премії України
в галузі науки і техніки