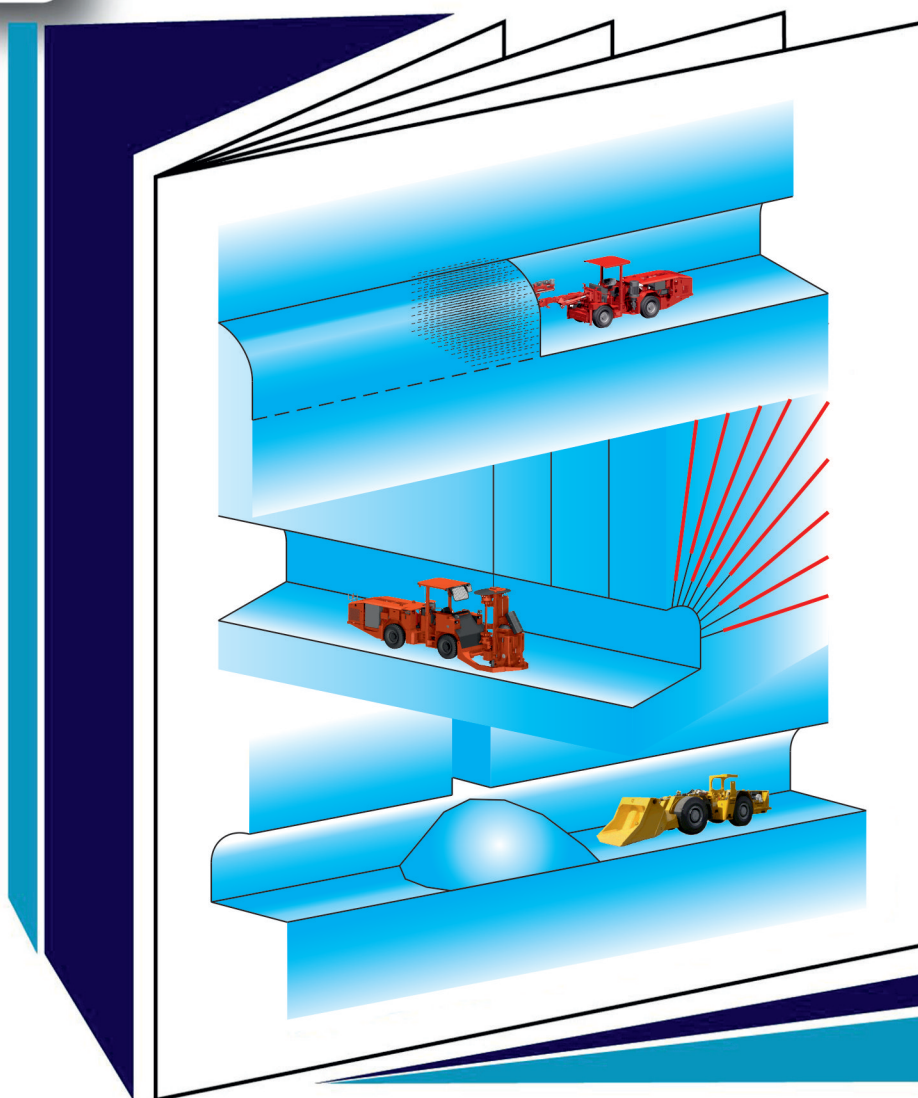


О.Є. Хоменко  
М.М. Кононенко  
А.В. Косенко

# ПРОЦЕСИ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ



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



**ДНІПРОВСЬКА  
ПОЛІТЕХНІКА**  
1899

**О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, А.В. Косенко**

**ПРОЦЕСИ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ  
РУДНИХ РОДОВИЩ**

Підручник

Дніпро  
НТУ «ДП»  
2022

УДК 622.06-04 (075.8)

X76

*Затверджено вченою радою НТУ «Дніпровська політехніка» як підручник для бакалаврів спеціальності 184 Гірництво (протокол № 6 від 02.06.2022).*

Рецензенти:

*О.М. Молчанов* – д-р техн. наук, професор, директор відділення фізики гірничих процесів Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України;

*З.Р. Маланчук* – д-р техн. наук, професор, професор кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин Національного університету водного господарства та природокористування (м. Рівне).

**Хоменко О.Є.**

**X76** Процеси підземної розробки рудних родовищ: підручник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, А.В. Косенко ; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро : НТУ «ДП», 2022. – 206 с.

DOI: 10.33271/DUT.002

Розглянуто основні відомості про виробничі процеси, що виконуються на гірничорудних підприємствах, і наведено їх класифікацію. Детально описано процеси при проведенні горизонтальних та вертикальних гірничих виробок. Розглянуто процеси ведення очисних робіт, що пов'язані з відбиванням, доставкою та випуском руди у блоці, підтриманням очисного простору, а також при виконанні допоміжних процесів. Підготовлений фахівець ефективно керуватиме робочими процесами та успішно вдосконалив технологію підземної розробки рудних родовищ.

УДК 622.06-04 (075.8)

© О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко,  
А.В. Косенко, 2022.

© НТУ «Дніпровська політехніка»,  
2022

## ЗМІСТ

<b>ВСТУП</b> .....	4
<b>1. ВИРОБНИЧІ ПРОЦЕСИ ПІДЗЕМНИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ</b> .....	5
1.1. Відомості про процеси на гірничорудному підприємстві .....	5
1.2. Характеристика організації виробничого процесу .....	8
1.3. Класифікація виробничих процесів .....	10
<i>Питання для самоконтролю</i> .....	11
<b>2. ПРОЦЕСИ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК</b> .....	12
2.1. Класифікація робочих процесів .....	12
2.2. Процеси при проведенні горизонтальних виробок .....	13
2.2.1. Буріння шпурів у вибою .....	13
2.2.2. Заряджання та підривання .....	22
2.2.3. Провітрювання .....	29
2.2.4. Прибирання гірської маси .....	36
2.2.5. Кріплення .....	44
2.2.6. Допоміжні процеси .....	61
2.2.7. Розрахунок тривалості робочих процесів .....	62
2.2.8. Технологічні схеми проведення горизонтальних виробок .....	65
2.2.9. Проведення горизонтальних виробок комбайновим способом .....	68
2.3. Процеси при проведенні вертикальних виробок .....	69
<i>Питання для самоконтролю</i> .....	93
<b>3. ПРОЦЕСИ ВИКОНАННЯ ОЧИСНИХ РОБІТ</b> .....	94
3.1. Класифікація комплексів робочих процесів .....	94
3.2. Відбивання руди .....	95
3.2.1. Підсікання запасів руди .....	97
3.2.2. Утворення відрізної щілини .....	112
3.2.3. Безпосередньо відбивання руди .....	117
3.3. Доставка та випуск руди .....	151
3.3.1. Доставка руди .....	151
3.3.2. Випуск руди .....	161
3.4. Ліквідація зависань руди та подрібнення негабариту .....	172
3.5. Підтримання очисного простору .....	173
<i>Питання для самоконтролю</i> .....	182
<b>4. ДОПОМІЖНІ РОБОЧІ ПРОЦЕСИ</b> .....	184
4.1. Процеси забезпечення очисних робіт .....	184
4.2. Допоміжні робочі процеси .....	190
<i>Питання для самоконтролю</i> .....	194
<b>5. ПРОЦЕСИ НА ПОВЕРХНІ РУДНОЇ ШАХТИ</b> .....	195
5.1. Промисловий майданчик шахти .....	195
5.2. Технологічний комплекс поверхні .....	196
<i>Питання для самоконтролю</i> .....	201
<b>ЛІТЕРАТУРА</b> .....	202
<b>ПРЕДМЕТНИЙ ПОКАЖЧИК</b> .....	205

## **ВСТУП**

Відмінною особливістю підземної розробки рудних родовищ є більш висока складність, як самої технології розробки, так і окремих робочих процесів. У першу чергу це пов'язано із застосуванням значного різноманіття варіантів систем розробки, використання широкого спектру обладнання та матеріалів, а також їх багатоваріантним комбінуванням при виконанні підготовчих, нарізних, очисних і допоміжних видів робіт. Так, наприклад, при розробці вугільних родовищ виробничі процеси підземних гірничих робіт є більш простими в організаційному виконанні, які не мають такого обсягу підготовчих і нарізних робіт, а також мають більш тісний взаємозв'язок із самою технологією розробки. Всі ці фактори впливають на формування кількості та якості дисциплін, що викладаються при підготовці фахівців з гірництва.

Навчальна дисципліна «Процеси підземної розробки рудних родовищ» надає навички з організації й управління процесами підземних гірничих робіт та розвиває об'ємне візуальне сприйняття окремих елементів систем розробки, які тісно пов'язані з комплексами гірничого обладнання. Наступна дисципліни «Технологія підземної розробки рудних родовищ» спирається на знання процесів різних виробничих стадій розробки рудних родовищ підземним способом. Це дає можливість більш глибокого та ефективного вивчення систем розкриття, підготовки та варіантів систем розробки, розрахунку техніко-економічних показників, а також їх оцінки з метою вибору чи вдосконалення.

Запропонований підручник містить відомості про виробничі процеси на гірничорудних підприємствах і їх класифікацію. Детально описано процеси при проведенні горизонтальних і вертикальних гірничих виробок. Розглянуто процеси ведення очисних робіт, що пов'язано з відбиванням, доставкою та випуском руди у видобувних блоках, підтриманням очисного простору, а також при виконанні допоміжних процесів. Підготовлений фахівець ефективно управлятиме робочими процесами й успішно вдосконалюватиме технологію підземної розробки рудних родовищ.

## 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;
- вирізняти форми організації виробництва;
- класифікувати виробничі процеси.

### 1.1. Відомості про процеси на гірничорудному підприємстві

Основою діяльності кожного підприємства є виробничий процес, кінцева мета якого – це випуск продукції. **Виробничий процес** – це процес праці, який має певний технічний та організаційний зміст, що спрямований на створення конкретних матеріальних благ і характеризується сталістю основного предмета праці. На гірничому підприємстві виробничий процес являє собою поєднання трудових і технологічних процесів, що спрямовані на видобування корисної копалини з надр Землі та на перетворення його у вихідний продукт. Виробничий процес на гірничому підприємстві характеризується особливостями, які зумовлені 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 керувати гірським тиском, самообваленням руди та порід. Для оцінки значення окремих виробничих процесів і складових елементів у єдиному процесі видобутку корисних копалин, їх групують за такими основними ознаками. Це роль процесу у випуску готової продукції, ступінь оснащення праці та роль людини, характер протікання процесів, ступінь 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 очисного

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 та ремонт засобів праці і гірничих виробок, енергопостачання, освітлення, водовідлив, вентиляція, зв'язок тощо.

*Обслуговуючі процеси* сприяють нормальному виконанню основних і 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 механізованих* 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 направляються тільки 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 доповнюючих 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 й 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 відокремлена частина виробничого процесу, яка характеризується особливим технологічним змістом і вимагає для свого виконання спеціальних засобів виробництва та робітників певних професій. Наприклад, для розкриття родовища згідно з проектом необхідно 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 із засобами праці, що застосовуються. Кожен робочий процес має свою технологію та техніку, структуру і 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 (підсичної або відрізної щілини), заряджання свердловин, монтаж вибухової мережі, підривання та провітрювання, відновлювальні роботи. Робочий процес може бути простим і складним. *Прості робочі процеси* мають один основний предмет праці, як приклад, 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 і 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, безпосередньо 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 і 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 стан предмета 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** – це 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, домогтися правильного положення та надійно закріпити його, підключити до верстата водяний і повітряний шланги тощо.

**Трудова дія** – це складова частина трудового прийому, яка характеризується сукупністю кількох однакових рухів робочого, що безперервно повторюються. Наприклад, для надійного кріплення верстата необхідно встановити розпірні колонки та здійснити певні рухи.

**Трудовий рух** – це найменший вимірний елемент дії виконавця, обмежений двома фіксованими точками та має призначення «взяти», «переставити», «відпустити», «повернути». Найбільш характерне поєднання хватальних та переставних рухів. Наприклад, трудова дія «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, що прийнята технологією виробництва, ступенем механізації процесів, складом обладнання, професійною кваліфікацією робітників.

## **1.2. Характеристика організації виробничого процесу**

Сучасне гірниче підприємство, на якому кооперуються зусилля великої кількості робочих, інженерно-технічних працівників (ІТП) і службовців, застосовуються різноманітні виробництва, може ефективно здійснювати свою діяльність тільки при раціональній організації виробництва. Під організацією виробництва мається на увазі система науково-обґрунтованих заходів, що спрямовані на створення найбільш раціональної структури гірничорудного підприємства та його підрозділів, на доцільне поєднання і з'єднання у часі та просторі трудових і 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 являє собою систему взаємопов'язаних, цілеспрямованих технологічних і трудових процесів.

**Організація виробництва** – це система взаємопов'язаних, цілеспрямованих технологічних і трудових процесів, яка сприяє досягненню найкращих кінцевих результатів. Головне завдання виробничого процесу на

гірничому підприємстві – створення таких умов, при яких праця та засоби виробництва використовуються найбільш повно і доцільно та при цьому досягаються високі техніко-економічні показники. Основним критерієм рівня організації виробництва є продуктивність праці.

**Організація виробничого процесу 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 засоби праці, щодо прийнятої технології. Розробити оптимальну структуру трудового колективу з раціональним розподілом і 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 і 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 нерациональних вантажопотоків;
- *економічність* – виконання завдань з видобутку руди та виробництва концентратів при мінімально можливих витратах трудових і 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 у встановленому порядку та через певні проміжки часу. Широке поширення вона отримала під час проведення гірничих виробок і при очисному вийманні із застосуванням буропідривних 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-потокова організація виробничих процесів* передбачає поєднання деяких технологічних процесів з метою забезпечення безперервної видачі корисної копалини.

*Потокова організація виробництва* вирізняється повним суміщенням робочих процесів та операцій у часі та безперервною видачею продукції протягом робочого часу, що передбаченого добовим режимом роботи. Поточна організація виробництва характерна для дробильно-сортувальних і збагачувальних фабрик.

Вона знаходить застосування на гірничих роботах у процесі виймання корисної копалини комбайнами та спеціальними комплексами.

### 1.3. Класифікація виробничих процесів

Як було зазначено вище, видобуток руд, та взагалі виробництво будь-якої продукції, поділяється на виробничі процеси, які у свою чергу поділяються на робочі процеси й далі на операції. Класифікацію виробничих процесів гірничорудного підприємства за Іменітовим В.Р. подано на рис. 1.10.

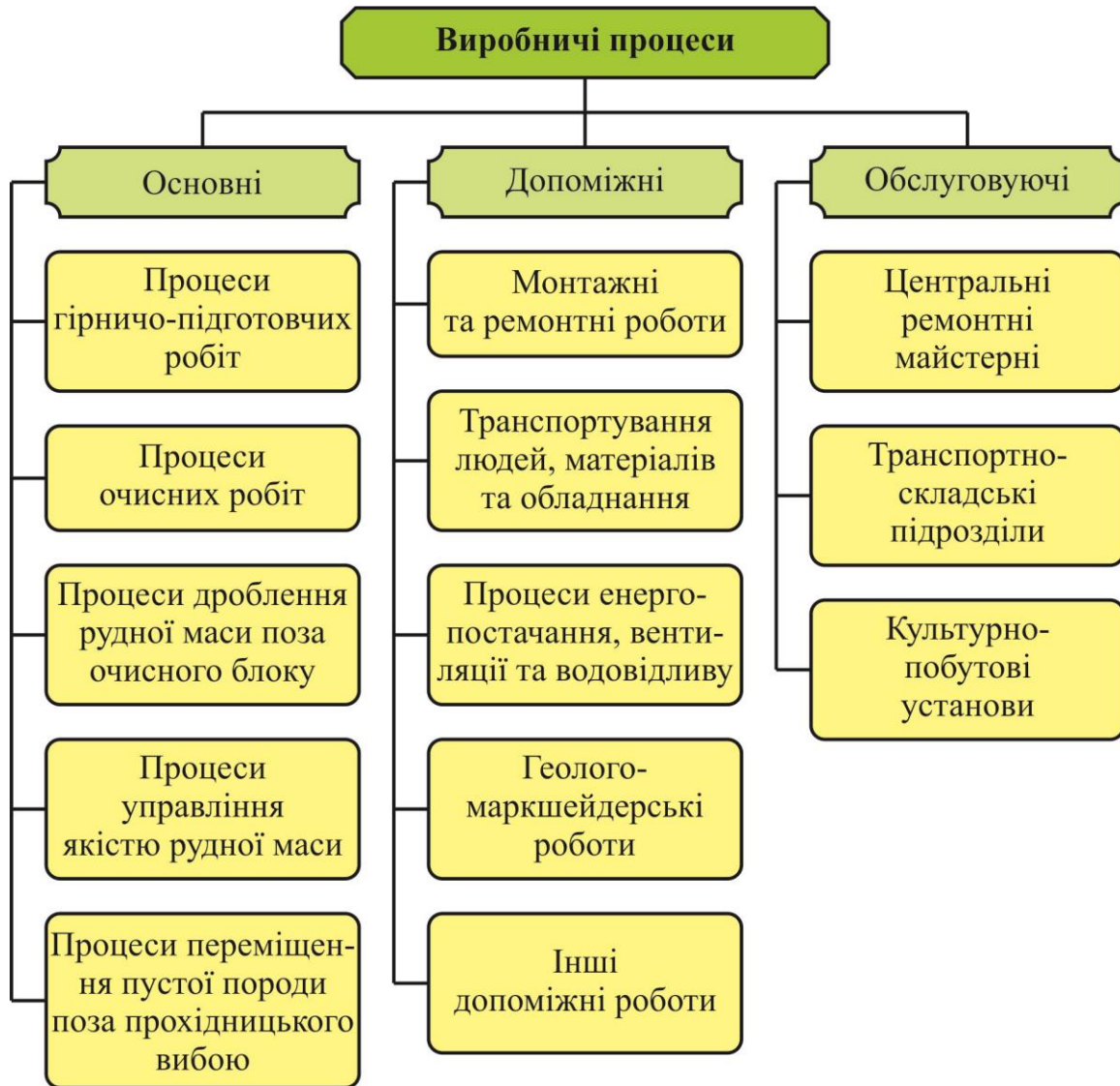


Рис. 1.1. Класифікація виробничих процесів гірничорудного підприємства за Іменітовим В.Р.

Для кращого вивчення виробничих процесів на гірничорудних підприємствах найзручніше буде розділити процеси на 3 групи, що подано на рис. 1.2.

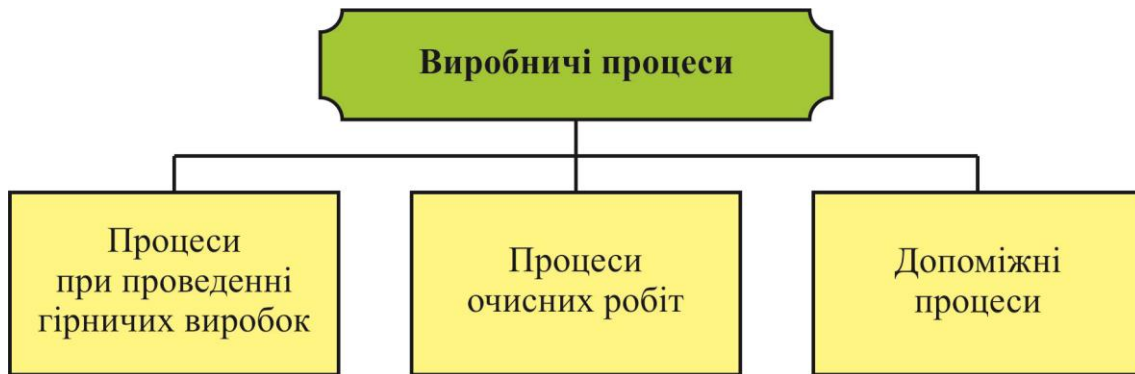


Рис. 1.11. Класифікація виробничих процесів

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 забезпечення 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 комплексу робочих процесів.
7. Дайте визначення робочому процесу.
8. Дайте визначення, що таке операції.
9. Наведіть класифікацію виробничих процесів по Іменітову В.Р.
10. Наведіть спрощену класифікацію виробничих процесів і вкажіть чим вона відрізняється від класифікації Іменітова В.Р.

## 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 – сформулювати 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.

### 2.1. Класифікація робочих процесів

При проведенні гірничих виробок буропідливним або комбайновим способами розрізняють основні та допоміжні робочі процеси. *Основні* – виконуються у вибою виробки та безпосередньо пов'язані з вийманням породи або руди і кріпленням контуру виробки. *Допоміжні процеси* – забезпечують виконання основних процесів. Класифікацію робочих процесів при проведенні гірничих виробок буропідливним способом подано на рис. 2.1.

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 – **цикловою**. Час виконання одного циклу називається його тривалістю. Цикл характеризується певним посуванням вибою виробки. Чим більше виконано циклів за місяць, тим більша буде швидкість проведення виробки. Циклограма – це лінійний графік організації робіт у вибою, що показує послідовність та час виконання окремих процесів прохідницького циклу. Графіки організації робіт у вибою поділяються на групи за деякими ознаками:

- за ступенем поєднання окремих робочих процесів у часі – графік з послідовним виконанням основних процесів і з частковим суміщенням їх у часі;
- за кількістю циклів на добу – графіки одноциклічні та багатocyклічні;
- за кількістю вибоїв, які обслуговуються однією бригадою – графік одновибійний або багатовибійний.

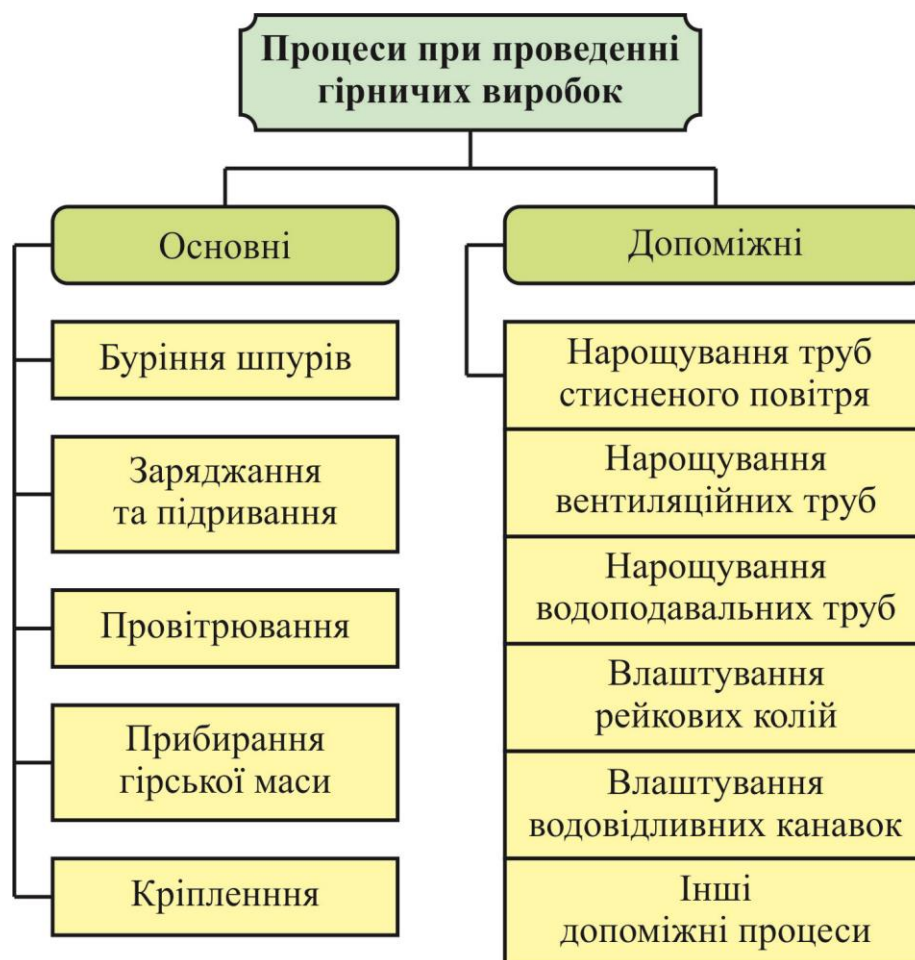


Рис. 2.1. Класифікація робочих процесів при проведенні гірничих виробок

## 2.2. Процеси при проведенні горизонтальних виробок

### 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% від 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 зі шпуру, промиваючи його водою або продуваючи стисненим повітрям. Робочий процес буріння шпурів у вибою поділяється на операції, які виконуються послідовно, класифікацію яких подано на рис. 2.2.

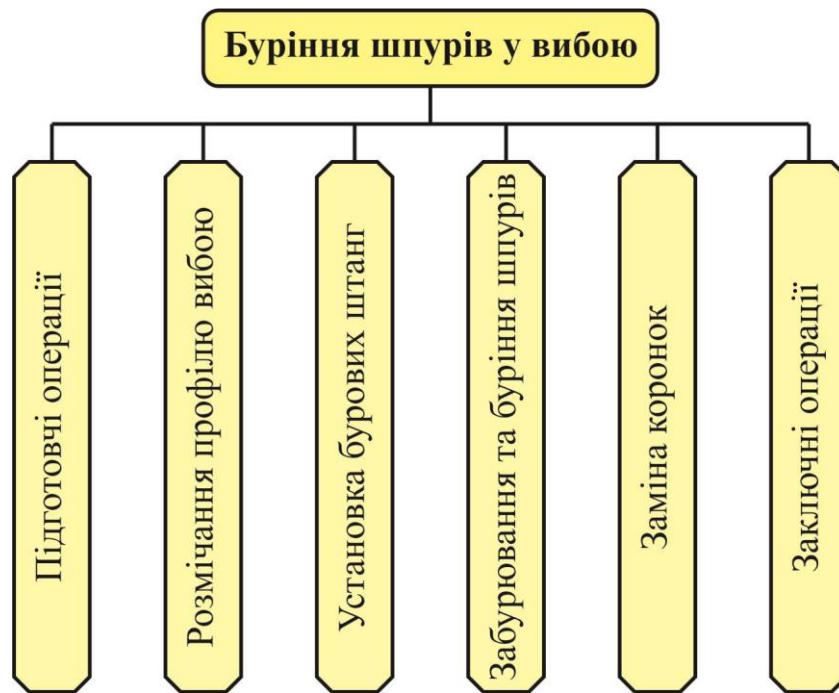


Рис. 2.2. Класифікація операцій при робочому процесі буріння шпурів у вибою

Підготовчі операції при бурінні шпурів полягають у наступному. Це робоче місце (вибій) повинно бути добре провітрено, обладнано освітленням, закріплено згідно з паспортом кріплення, прибрано висаджену гірську масу прибрано. Піднесено або переміщено бурове обладнання, інструмент, мастильні та інші матеріали. Вибій приводять до безпечного стану шляхом ретельного оббирання заколів і простукування контуру за допомогою спеціального лома. Породу, яка при простукуванні видає характерний глухий звук та має видимі заколи, відбивають і видаляють з вибою. Перевіряють і при необхідності, змащують бурильну машину (перфоратор) або установку бурильну шахтну. Перевіряють надійність з'єднання трубопроводів стисненого повітря та води з буровим обладнанням і виконують перевірку працездатності бурильної машини.

Намічання місць розташування шпурів у вибою виконують відповідно до схеми, що наведено у паспорті буропідричних робіт на проведення виробки. Перед розмічанням шпурів вибій перевіряється на відсутність непідірваних зарядів («відмов») і залишків вибухових речовин у «стаканах», що збереглися після висадження даних частин шпурів. Категорично забороняється розбурювати «стакани», так як у них може залишитися вибухова речовина (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, що пробурені на певній відстані та 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 і контурних. При розміченні шпурів використовують механічні (шаблони, рулетки тощо) та оптичні (проекційні) пристрої. Розмічення верхніх шпурів ведуть з висувних площадок – підмостків, щита або самохідних пересувних конструкцій, які мають міцне огородження, 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, шестигранними та круглими. При установці та зміні бурових штанг необхідно уникати довільного та раптового включення бурової машини.

Буріння шпурів необхідно виконувати у чіткій відповідності з паспортом буропідривних робіт (БПР). Паспортом БПР називають інструктивну карту (технічний документ), який визначає основні параметри вибуху. Це число, напрям і глибина шпурів, маса зарядів та послідовність їх висадження, тип ВР і засобів ініціювання (ЗІ) зарядів, схема та розрахунок електропідривної мережі, матеріал та розмір забивки, вказівки про місце укриття підривників та робітників, тривалість провітрювання вибою після вибуху, заходи техніки безпеки. Паспорт БПР визначає порядок виконання підривних 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 занурюється у породу та сколює її. При збільшенні міцності порід, збільшується зусилля, яке подається на різець. Тому умови застосування обертального буріння обмежується міцністю порід  $f \leq 8$  і 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: обмежені умови застосування за міцністю.

Ударно-поворотне буріння – це коли клиновидний інструмент занурюється у породу під дією короточасного навантаження (удару), що спрямовано по осі інструменту. Після кожного удару інструмент відскакує від вибою та повертається на деякий кут ( $10 - 20^\circ$ ). Зруйновану породу видаляють з шпуру промиванням або продуванням. Умови застосування ударно-поворотного буріння – це породи міцністю  $f = 3 - 20$ . Такий вид буріння застосовується у переносних (ПП) і телескопних (ПТ) перфораторах.

Переносні перфоратори (рис. 2.3) призначені для буріння з рук горизонтальних і похилих шпурів діаметром 32 – 46 мм та глибиною до 5 м, з пневматичних підтримок або установчо-падаючих пристроїв у породах з коефіцієнтом міцності  $f \leq 20$ . Для очищення шпурів від бурового дрібняку при бурінні у перфораторах передбачено пристрій для промивання та продування



шпуру. Технічні характеристики переносних і телескопних перфораторів виробництва України подано у табл. 2.1.



Рис. 2.3. Загальний вигляд переносних перфораторів: а – ПП-50 В1; б – ПП-54 В2

Таблиця 2.1

Технічні характеристики переносних перфораторів

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

Пневматичні підтримки (рис. 2.4, а) призначені для підтримання переносних перфораторів на певній висоті при бурінні шпурів і подаванні перфораторів на вибій. При проведенні гірничих виробок використовують пневматичні підтримки типу П1К, П2К та П3К, які характеризуються ходом поршня 800, 1100 та 1300 мм і масою 15,5, 17,5 та 19 кг, відповідно. Час на встановлення та перестановку підтримки у нове положення у розрахунку на один шпур становить 1,8 – 2 хв.

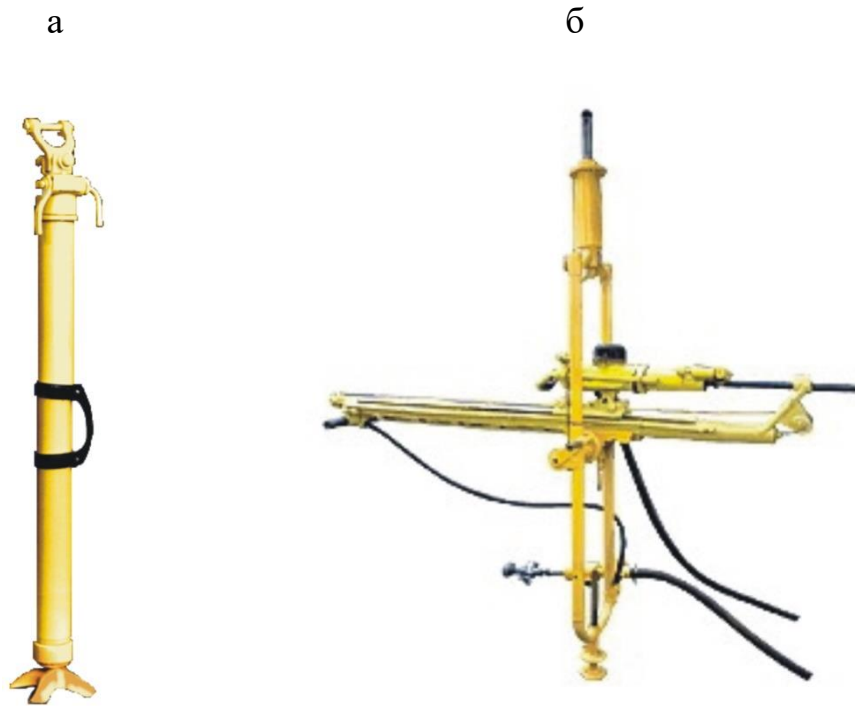


Рис. 2.4. Загальний вигляд: а – пневматична підтримка типу ПІК; б – установка переносна бурильна УПБ-1Б

Установки переносні бурильні типу УПБ (рис. 2.4, б) призначені для буріння горизонтальних і похилих шпурів у породах різної міцності при проведенні підземних гірничих виробок висотою 1,8 – 3,0 м, переважно для підповерхових виробок і 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. 2.5) призначені для буріння піднятцевих шпурів глибиною до 15 м і діаметром 36 – 85 мм при проведенні піднятцевих виробок і при кріпленні анкерами у породах з коефіцієнтом міцності  $f \leq 20$ . Технічні характеристики вітчизняних телескопних перфораторів подано в табл. 2.2.



Рис. 2.5. Загальний вигляд телескопних перфораторів: а – ПТ-38 Б; б – ПТ-48 А

Таблиця 2.2

Технічні характеристики телескопних перфораторів

Тип перфоратора	Діаметр коронки, мм	Глибина буріння, м	Енергія удару, Дж	Частота удару, Гц	Коефіцієнт міцності порід, $f$	Витрата повітря, м <sup>3</sup> /хв	Маса, кг
ПТ-38 Б	36 – 40	≤ 4	46	40,0	≤ 20	3,5	38
ПТ-48 А	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 і довжина шпурів.

Змінна продуктивність буріння шпурів перфораторами

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

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, який при бурінні шпурів переносними перфораторами з пневматичних підтримок чи телескопними перфораторами дорівнює 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 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;  $\sigma_{cm}$  – межа міцності породи на одновісне стискання, тобто  $\sigma_{cm} = 10 \times f$ , МПа;  $t_{\epsilon}$  – час допоміжних операцій становить 1,24 – 3,96 хв/м, коли буріння шпурів здійснюється переносними перфораторами з пневматичних підтримок, 1,87 – 4,8 хв/м, коли буріння шпурів здійснюється переносними перфораторами з переносних бурильних установок або установчо-подаючих пристроїв і 1,24 – 4,01 хв/м, коли буріння шпурів здійснюється телескопними перфораторами;  $k_{вид}$  – коефіцієнт відпочинку дорівнює 1,1, коли буріння шпурів здійснюється переносними перфораторами з пневматичних підтримок і з переносних бурильних установок або установчо-подаючих пристроїв і 1,08, коли буріння шпурів здійснюється телескопними перфораторами.

Обертально-ударне буріння являє собою поєднання двох способів, при яких на буровий інструмент діє велике осьове зусилля, великий обертальний

момент та ударне навантаження. Умови застосування обертально-ударного буріння при міцності порід  $f = 8 - 20$ . Такий вид буріння застосовується у колонкових перфораторах, бурильних машинах і бурових головках, що встановлені на самохідних установках бурильних шахтних типу УБШ (Україна), Voomer (Швеція) та DD (Фінляндія). Технічні характеристики бурильних машин та бурильних головок подано у табл. 2.3.

Таблиця 2.3

Технічні характеристики бурильних машин і бурильних головок

Тип бурильної машини	Діаметр коронки, мм	Енергія удару, Дж	Частота удару, Гц	Потужність удару, кВт	Частота обертання, об/хв	Маса, кг
ПК-60 М	40 – 65	90 – 130	33,3 – 46,7	4,12	–	60
ПК-75 М	46 – 85	147 – 157	33,3	4,86	–	75
БГА-2 М	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. 2.6) 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 і кріплення гірничих виробок. Бурильні установки поділяють на фронтальні та радіально-фронтальні. Фронтальними установками бурять шпури вздовж осі виробки, а радіально-фронтальними – вздовж і перпендикулярно осі виробки.

Усі бурильні установки класифікують за такими ознаками:

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

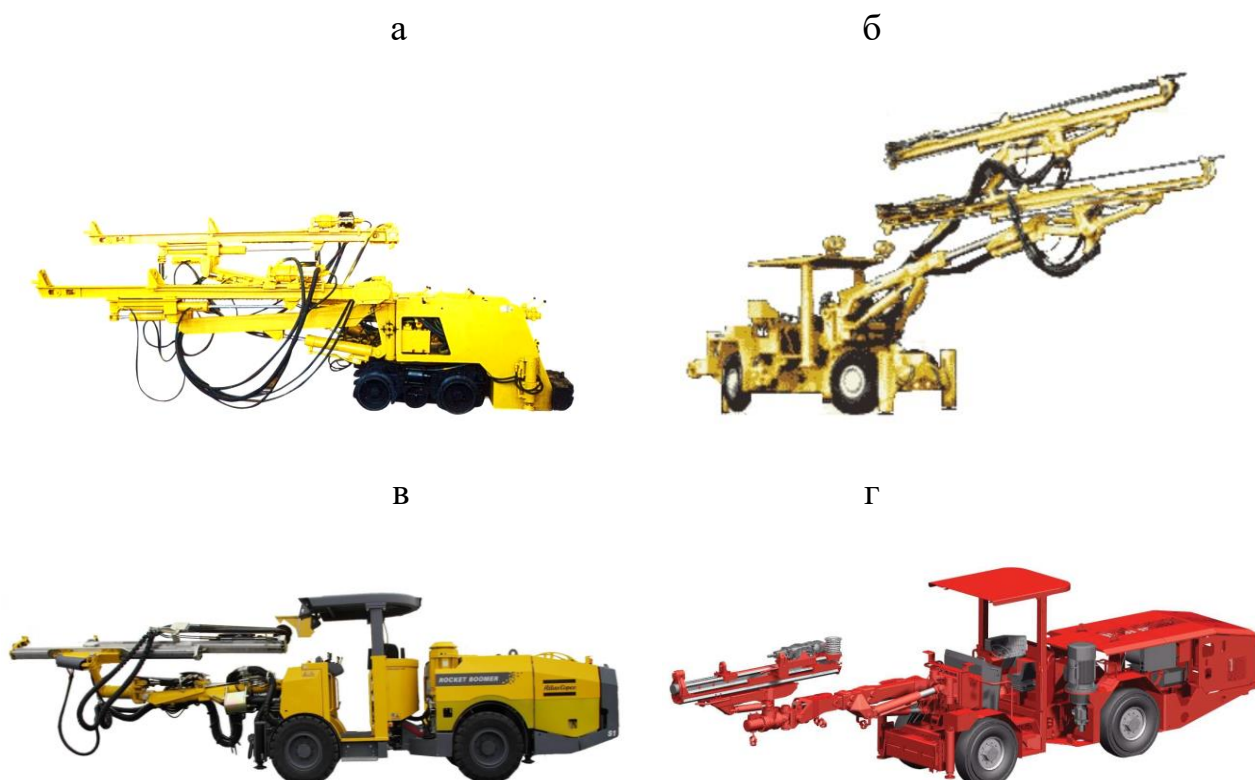


Рис. 2.6. Зовнішній вигляд самохідних бурильних шахтних установок: а – УБШ-207; б – УБШ-312А; в – Boomer S1D; г – DD311-40

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

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

де  $t_{nz}$  – час загальних підготовчо-заклучних операцій, приймається 2,5% від тривалості зміни, хв;  $t'_{nz}$  – час підготовчо-заклучних операцій при бурінні шпурів дорівнює 9,5% від тривалості зміни, хв;  $t_{від}$  – час на відпочинок робітників дорівнює 10% від тривалості зміни, хв;  $t_{бз}$  – час технологічної перерви на підривні роботи дорівнює 12% від тривалості зміни, хв;  $n$  – кількість бурильних машин на установці;  $k_o$  – коефіцієнт одночасності роботи бурильних машин дорівнює 0,78, коли  $n = 2$  і 0,73 – коли  $n = 3$ ;  $t_{ман}$  – час, що витрачається на маніпулювання з установки та перестановці бурильних машин, що становить 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 дорівнює 20 м/хв;  $t_{к}$  – час на зміну коронок дорівнює 0,1 хв на 1 м шпуру;  $v$  – чиста швидкість буріння бурильною машиною, м/хв, що залежить від міцності порід і визначається за формулою (2.2).

Технічні характеристики установок бурильних шахтних подано в табл. 2.4.

Таблиця 2.4

Технічні характеристики 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
Різні виробники (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
«Atlas Copco» (Швеція)								
Boomer T1D	4,9×4,6	5,0	1	СОР 1838	П	9,65	1,3	2,7
Boomer 281	6,1×6,1	3,1 – 4,9	1	СОР 1838	П	10,7	1,65	2,8
Boomer S1D	6,1×6,1	5,0	1	СОР 1838	П	11,36	1,75	2,8
«Sandvik» (Фінляндія)								
DD311-40	5,83×7,2	4,66	1	HLX5	П	11,87	1,85	3,1
DD321-40	6,06×8,82	4,66	2	HLX5	П	12,55	2,15	3,2
DD421-60	6,69×9,97	4,66	2	HLX5	П	13,0	2,31	3,42

Забурювання шпuru 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 припускаючи її торкання до стінок шпuru. Це дозволить уникнути викривлення шпuru та заклинювання штанги. Бурові штанги повинні бути прямими, без тріщин, із заправленими хвостовиками та головками. Для оберігання очей від засмічення буровим дрібняком і від потрапляння 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 і гідрогеологічних умов (мимовільне різке збільшення або зниження швидкості буріння, часте заклинювання буру в шпурі, проскакування буру в порожнечі тощо), то буріння шпурів припиняють і повідомляють про це керівнику зміни для прийняття необхідних заходів.

Шпури бурять складовими бурами зі знімними коронками, що армовані твердим сплавом типу ВК8В, ВК11В, ВК15 у вигляді пластинок або циліндричних штирів. Найбільш широко поширені коронки долотчаті з пластинчастими або штировими твердосплавними вставками (коронки КДП і КДШ), а також трикрильні (КТП і КТШ) та хрестові (ККП і 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 встановлюють 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 підрильник. 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. Заряджання та підривання

Підривні роботи виконуються згідно з паспортом буропідривних робіт (БПР), що затверджений в установленому порядку. До виконання підривних робіт допускаються робітники, які мають «Єдину книжку підричника». Заряджання шпурів здійснюють після закінчення буріння всіх шпурів. Після буріння шпурів майстер-підрильник або гірничий майстер перевіряє відповідність глибини розташування шпурів паспорту БПР. Шпури, які не відповідають паспорту, потрібно перебудувати, а шпури, які мають глибину менше паспортної – добурювати. *Заряджання шпурів* – це робочий процес введення ВР у шпур і підготовка його до підривання. Робочий процес заряджання та підривання шпурів у вибою розділяється на низку операцій, які виконуються послідовно, класифікацію яких подано на рис. 2.7.

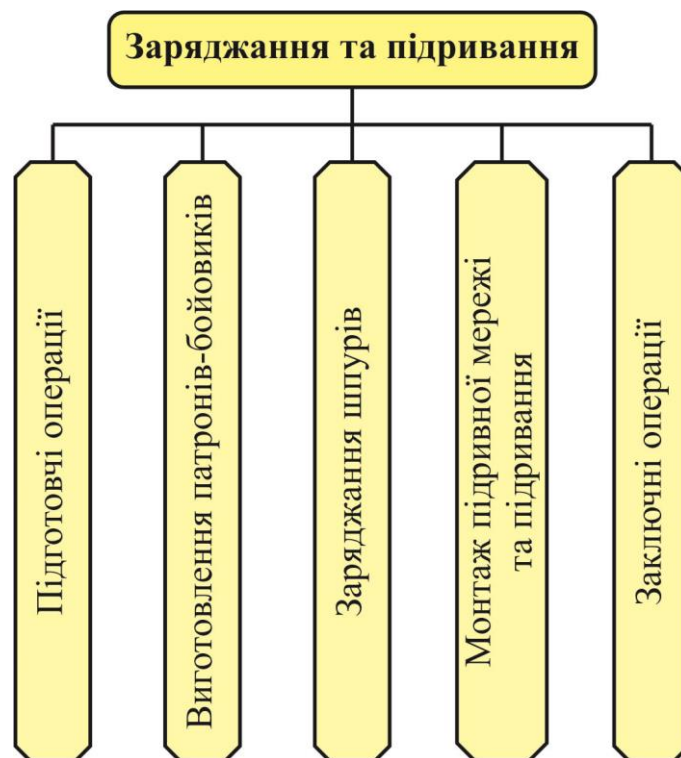


Рис. 2.7. Класифікація операцій при робочому процесі зарядження та підривання шпурів у вибою

При підривних роботах найбільш трудомістким процесом є доставка ВР і зарядження шпурів. Зарядження шпурів може бути ручним патронованими ВР і механізованим гранульованими або емульсійними ВР (ЕВР). При механізованому заряджанні застосовують зарядники (рис. 2.8), 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 і рудників, безпечні по газу та пилу, технічні характеристики яких подано у табл. 2.6.

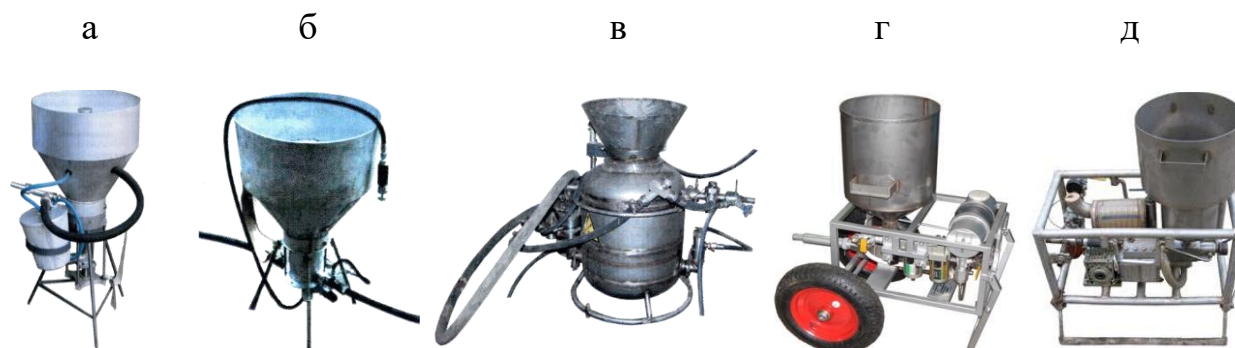


Рис. 2.8. Загальний вигляд пневматичних зарядників для механізованого зарядження шпурів: а – УЗП-2; б – УЗП-3; в – МЗП-1; г – ЗЕП-10; д – ЗЕП-15-01



Таблиця 2.6

Технічні характеристики пневматичних зарядників  
для механізованого заряджання шпурів

Найменування зарядника	Діаметр шпурів, мм	Глибина шпурів (не більше), м,	Технічна продуктивність, кг/с	Довжина транспортування ВР (не більше), м,	Маса, кг
Для розсипних (гранульованих) ВР					
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
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
Для ЕВР					
ЗЕП-10	36 – 51	5	0,15 – 0,25	10	40,0
ЗЕП-15-01	≥ 36	–	0,6 – 0,9	8	40,0

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 і засоби ініціювання (ЗІ) розміщують у окремі сумки (касети). Детонатори та бойовики переносяться тільки підричниками. При доставці ВМ електровозом у спеціальних вагонах попереду та ззаду рухомого складу кріплять розпізнавальні знаки.

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. 2.9.

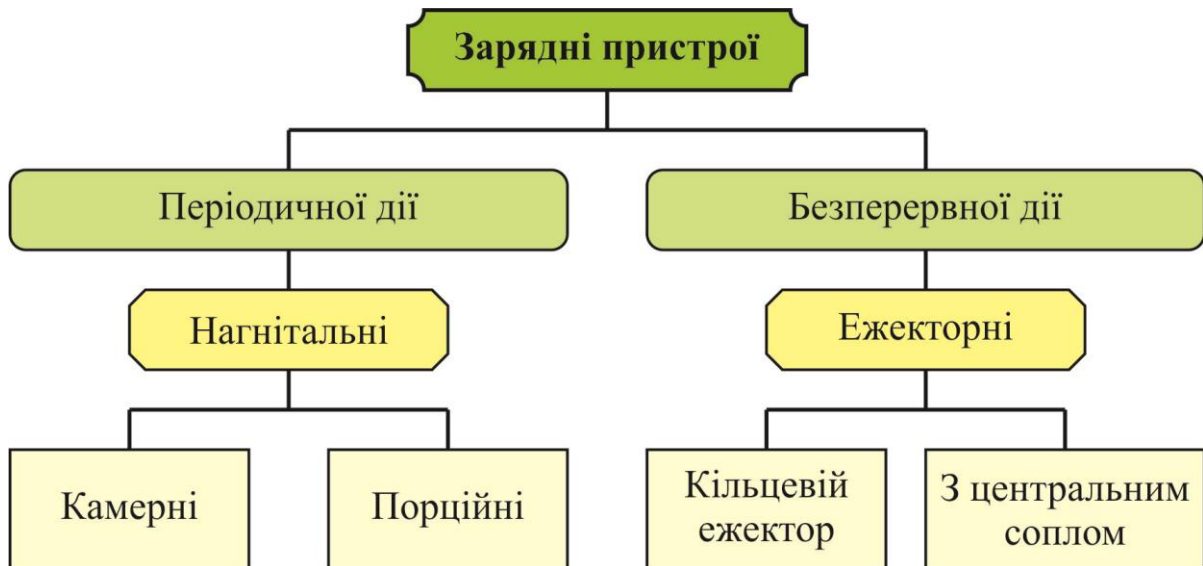


Рис. 2.9. Класифікація зарядних машин, що призначені для механізованого заряджання шпурів

Підготовчі операції. Вибій необхідно підготувати: шпури очистити від бурового дрібняка, добре освітлити, все обладнання вивести з вибою, трубопроводи огородити, налагодити та перевірити засоби вентиляції та пилоприглушення, за необхідності влаштувати підмостки та настили. При механізованому заряджанні здійснюється доставка до вибою пневматичного зарядника та шлангів, приєднання шлангів і пробний пуск зарядника без ВР. Після доставки ВМ підрильник оглядає вибій, встановлює попереджувальні знаки та подає сигнал про початок підривних робіт. При проведенні гірничих виробок застосовують такі методи підривання: вогневий, електричний, електровогневий і неелектричними системами ініціювання зарядів або детонувальним шнуром (при нестійких гірських породах).

*Вогневе підривання* – це спосіб підривання, який виконується за допомогою капсуля-детонатора (КД) і вогнепровідного шнуру (ВШ) із застосуванням засобів його підпалювання. Спосіб застосовують на рудниках, безпечних щодо вибуху газу та пилу, при підриванні невеликої кількості зарядів і можливості швидкого та безперешкодного виходу підрильника 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. ВШ містить пороховий заряд у асфальтованій або пластиковій оболонці та горить зі швидкістю 1 см на с. Вогневе підривання вирізняється простотою, дешевизною та достатньою ефективністю дії зарядів. Недолік – підвищена небезпека робіт, ніж при електричному підриванні або при підриванні детонувальним шнуром (ДШ).

*Електричне підривання* – це спосіб, що реалізується за допомогою електродетонаторів (ЕД), включених в електропідривну мережу. Сукупність електродетонаторів з дротами, що з'єднані між собою та джерелом струму, називається електропідривною мережею. Початковим імпульсом слугує електричний струм. Приладдя електричного підривання включає вибухові

машинки та прилади, а також контрольно-вимірювальні прилади. До системи електричного підривання також належать дроти або кабелі та з'єднувальна арматура. Електричне підривання безпечніше за вогневе та дозволяє підривати більше зарядів і може застосовуватися у будь-яких умовах ведення підривних робіт. Окрім того, перевагами є у відсутність шкідливих газів, які виділяються при горінні ВШ. Реалізація вибуху з будь-якої відстані, у забезпеченні одночасного підривання зарядів, а також з інтервалами за серіями тощо. Недоліки цього способу підривання полягають у високій складності при підготовці електромереж і з'єднанні дротів. У небезпеці при ліквідації «відмов» зарядів і вибуху від блукаючих струмів, високій вартості засобів підривання.

*Підривання за допомогою ДШ* реалізується простіше, ніж при електричному підриванні. ДШ 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 ДШ, патрон-бойовик (П-Б) – це патрон ВР, що об'язаний ДШ. При цьому, капсулі-детонатори або електродетонатори використовують лише для ініціювання вибуху самого ДШ та не входять у П-Б.

Для *електровогневого підривання* зарядів застосовують КД, ВШ, електрозапалювальні патрони та приладдя: проводи вибухові або кабелі та з'єднувальна арматура. Початковим імпульсом є електричний струм. Електрозапалювальний патрон – це гільза 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 об'язують шпагатом. Дріт електрозапальника підключають до магістральних дротів і з укриття включають струм. Спалахує електричний запальник, від його полум'я загоряється займиста суміш, яка запалює порохові серцевини ВШ запальних трубок. Електровогневе підривання здійснюється також у разі використання запалювальних патронів, коли займиста суміш загоряється за допомогою відрізка ВШ, який підпалено за допомогою електрозапалювальної трубки.

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 (теном або октогеном) з домішками тонкодисперсного алюмінію. Маса напилення 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 підривної машинки. Перед підриванням запаятий кінець хвилеводу обрізають. Ініціювання також здійснюється звичайними КД, ЕД чи петлею ДШ. Обрізання кінця хвилеводу не потрібна,

ініціювання проводиться одночасно 20 і більше хвилеводів. НСІ зарядів зручні у монтажі, надійні та безпечні.

Після перевірки та виміру шпурів підричник виготовляє П-Б точно за кількістю зарядів. П-Б призначений для надійної детонації усього заряду (рис. 2.10).

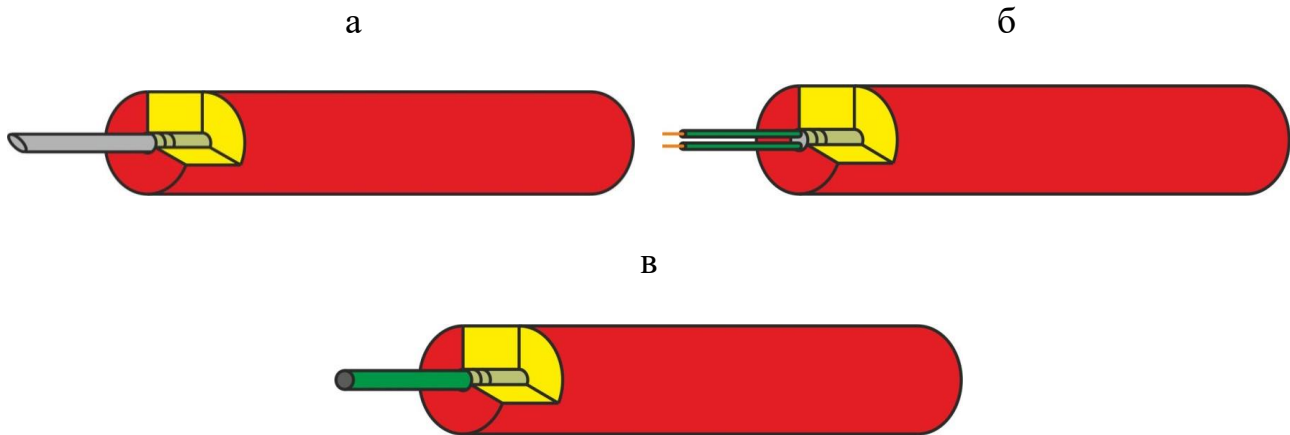


Рис. 2.10. Зовнішній вигляд П-Б при різних способах підривання: а – вогневому або електровогневому; б – електричному; в – НСІ

При вогневому, електричному підриванні або НСІ П-Б – це патрон ВР зі вставленим у нього детонатором. П-Б виготовляють безпосередньо у вибою. Порядок виготовлення П-Б наступний. На одному з торців патрона, не розгортаючи оболонки, роблять поглиблення наколкою, яка виготовлена з дерева або з кольорового металу та вводять детонатор.

*Зарядження шпурів.* Перед початком зарядження шпурів у вибою, всі люди які не беруть участі у заряджанні, виводяться у безпечне місце, яке вказане у паспорті БПР. Перед зарядженням шпурів у місцях можливих підходів підземних виробок до вибою, де проводяться підривні роботи, виставляють пости охорони. У окремих випадках допускається, з моменту зарядження, 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 П-Б. При зворотному навпаки, спочатку в шпурі розміщують П-Б, 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 із зарядження вибою на висоті понад 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 шпуру зарядну трубку та за допомогою стиснутого повітря подають необхідну кількість ВР. Після закінчення зарядження всіх шпурів зарядник продувають стисненим повітрям, видаляють залишки ВР, промивають водою, відключають від мережі

стисненого повітря та прибирають з вибою. З метою підвищення безпеки підривних 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, вириваються 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 (гідравлічна забивка) з пластикових ампул, що заповнені водою. Циліндрична ампула з поліетилену на одному кінці має пелюстковий зворотний клапан для утримання води, другий кінець ампули запаяний. При підриванні ВР ампули лопаються, вода зрошує підірвану породу та частково зменшує шкідливу дію газів і пилоутворення у вибою.

Змінна продуктивність при ручному заряджанні шпурів

$$H_3 = \frac{(T_{зм} - T_{н.з} - T_{н.м})}{(t_o + t_e) \cdot (1 + k_{від})}, \text{ шп.-м/зміну}, \quad (2.4)$$

де  $T_{н.з}$  – час підготовчо-заклучних операцій дорівнює 13 хв;  $T_{н.м}$  – час на технологічну перерву дорівнює 20 хв;  $k_{від}$  – коефіцієнт відпочинку 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

$$H_3 = \frac{(T_{зм} - T_{нз} - T_{об} - T_{дон})}{(t_o + t_e) \cdot (1 + k_{від})}, \text{ шп.-м/зміну} \quad (2.5)$$

де  $T_{нз}$  – тривалість підготовчо-заклучних операцій становить 30 – 50 хв;  $T_{об}$  – час на обслуговування зарядної машини становить 1 – 15 хв;  $T_{дон}$  – час на додаткові операції дорівнює 47 хв.

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

від ДШ, що прикріплений до їх груп. Після візуального контролю мережі до іншого кінця ДШ під'єднують 2 ЕД, мережа перевіряється, подається «бойовий» сигнал і 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, проводять електрозапальниками, змонтованими у електричну мережу. Одночасне підпалювання декількох відрізків ВШ (5 та більше) проводять патронами групового запалювання.

При проведенні підривних робіт подаються такі звукові сигнали:

- перший сигнал – «*Попереджувальний*» (один довгий), 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 і заходять 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 підриву та збору залишків ВМ допуск робітників до місця вибуху дозволяється особою технічного нагляду, що відповідає за ведення підривних робіт у цю зміну.

### 2.2.3. Провітрювання

Отруйні гази, які утворилися під час вибуху зарядів ВР, розріджуються свіжим повітрям і виносяться з виробки протягом короткого відрізка часу, який не перевищує 30 хв. Провітрювання гірничих виробок при їх проведенні здійснюють за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання (рис. 2.11) 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. 2.11. 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, технічні характеристики яких подано у табл. 2.7. За допомогою вентиляторів і труб провітрювання гірничих виробок здійснюють наступними способами: нагнітальним, всмоктувальним або комбінованим (рис. 2.12).

Таблиця 2.7

Технічні характеристики 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 <sup>3</sup> /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 і пилу з тупикової частини виробки за рахунок нагнітання свіжого повітря по трубах. Найбільший ефект досягається у тому випадку, коли 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 біля 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, а у вибою застоюються гази. Всмоктувальну схему провітрювання застосовують при довжині виробки 400 – 1000 м.

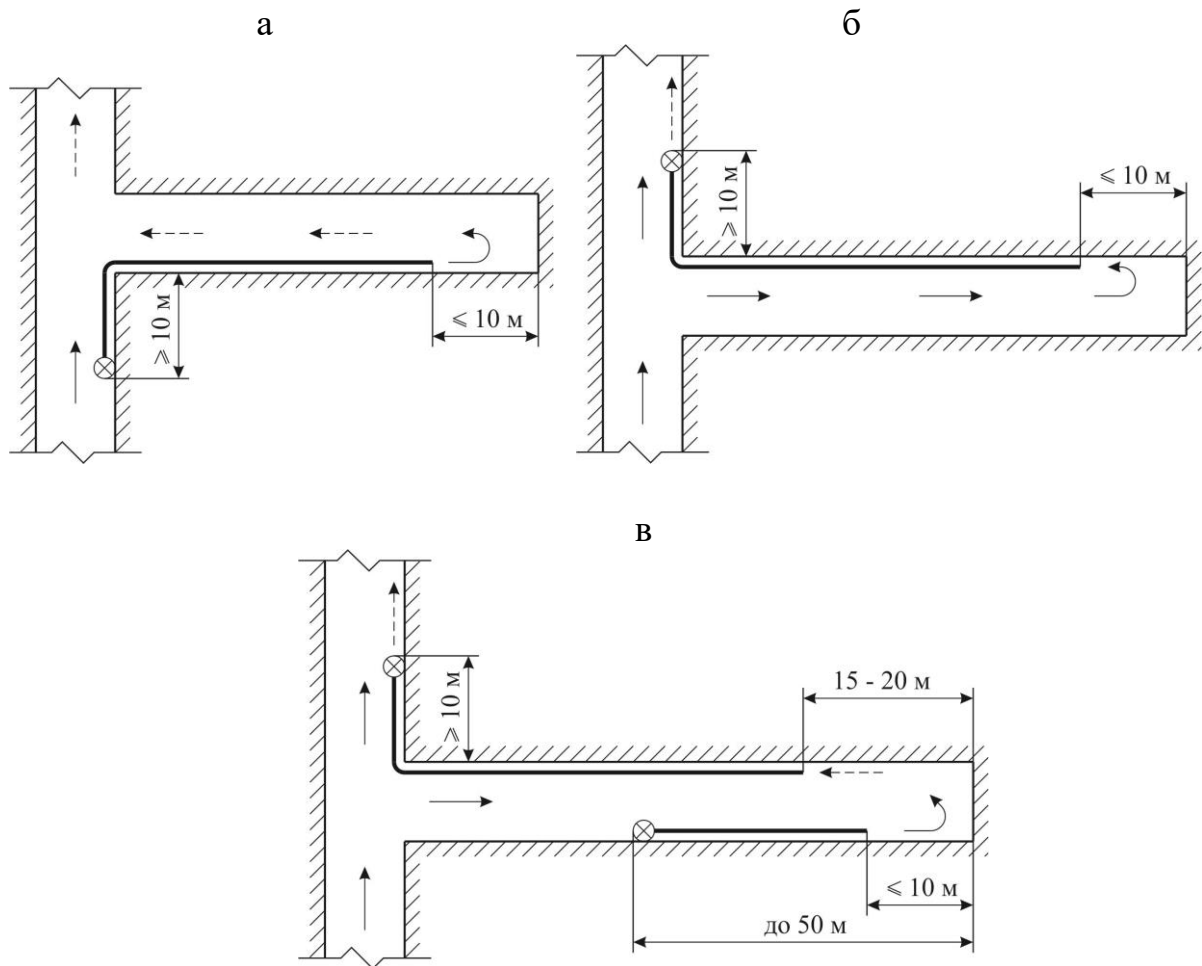


Рис. 2.12. Схеми провітрювання тупикових гірничих виробок: а – нагнітальна; б – всмоктувальна; в – комбінована

При *комбінованому способі* провітрювання застосовують 2 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 вентиляційної перепони, 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 підричних робіт. Протяжність цієї зони визначають розрахунком залежно від маси заряду ВР, її властивостей та площі поперечного перерізу виробки. В середньому ця величина становить близько 50 м. Комбінована схема провітрювання застосовується при провітрюванні вельми протяжних виробок довжиною понад 1000 м.

На даний час провітрювання тупикових горизонтальних і похилих виробок зазвичай здійснюють 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, що протягнений по виробці. В порівнянні з металевими трубами гнучкі мають наступні переваги: менша кількість стиків, що знижує витік повітря та трудомісткість монтажу; мала маса (маса 1 м труби становить 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 прокладають прямолінійно з щільним з'єднанням стиків, які виключають витік повітря. Гнучкі труби натягують без складок та скручувань. На кінці гнучкого стояку вставляють металеву трубу відповідного 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. При цьому, розрахунок витрати повітря проводять за основними факторами:

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

Із вище зазначених факторів до розрахунку приймається максимальне значення.

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

- 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 підричних робіт  $\leq 1800$  с ( $\leq 30$  хв);  $A$  – маса ВР, які одночасно підриваються у вибою, кг;  $S_{ce}$  – площа перерізу виробки у світлі, м<sup>2</sup>;  $L$  – довжина виробки, що провітрюється м;  $B$  – фактична газоносність ВР дорівнює 40 л/кг;  $\varphi$  – 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 перепони, м.

– витрати повітря у вибою всмоктувальним вентилятором за наявності вентиляційної перепони

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

– витрати повітря у вибою всмоктувальним вентилятором за відсутності вентиляційної перепони

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

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 роботи двигунів внутрішнього згоряння

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

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

Витрати повітря за мінімально-припустимою швидкістю руху повітря

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

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

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 становить 0,0005 – 0,001, коли хороша якість збірки труб і 0,001 – 0,003 – коли задовільна;  $d_m$  – 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  $\alpha$  – 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, $\alpha$	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  $\gamma$  – щільність повітря 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

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

За розрахованими значеннями витрат повітря та тиску обирається вентилятор за його аеродинамічною характеристикою (рис. 2.13). Якщо вентилятор за тиском підібрати не можливо, то беруть до встановлення 2 або декілька вентиляторів, що працюють 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).

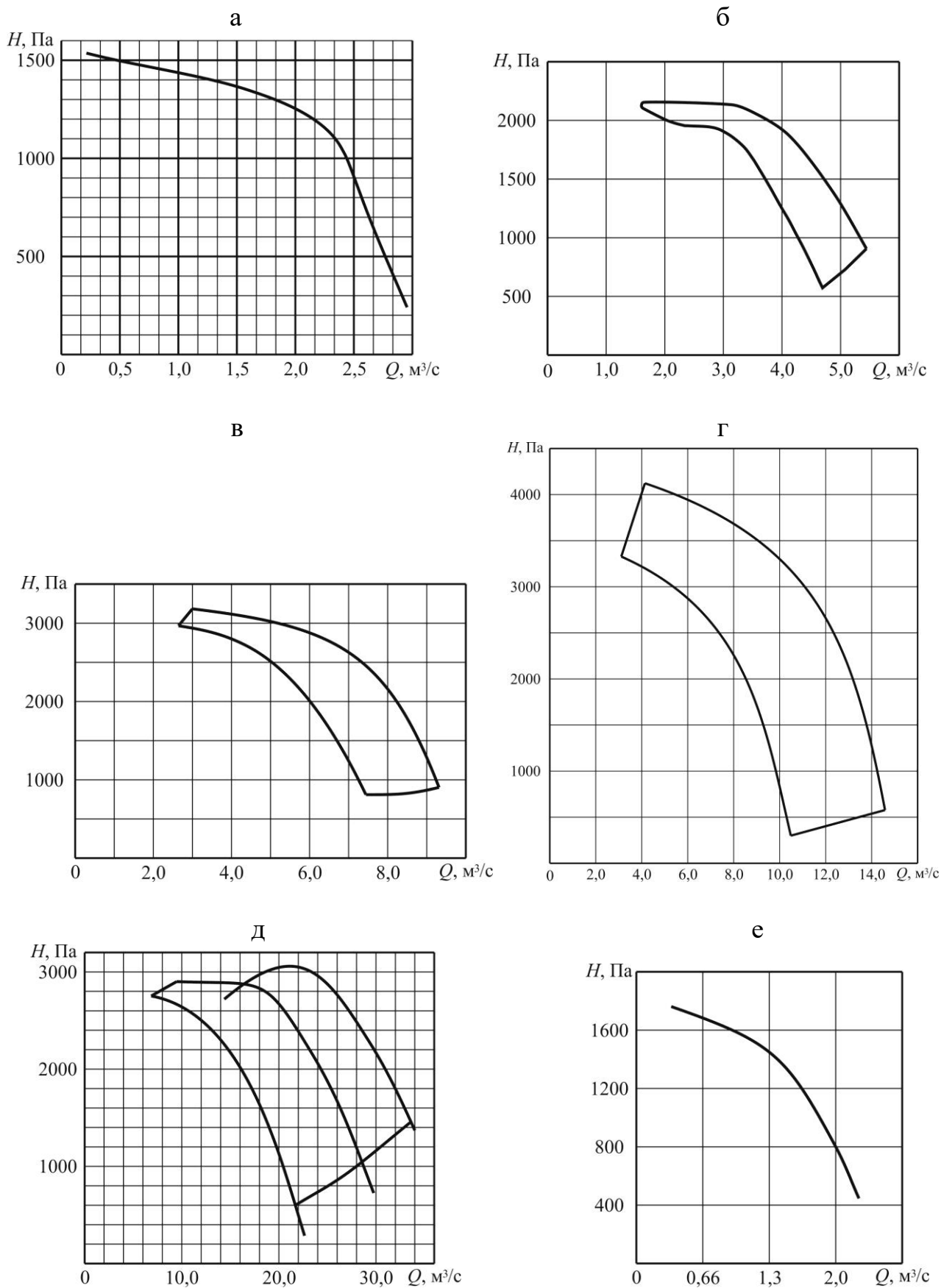


Рис. 2.13. Аеродинамічні характеристики вентиляторів місцевого провітрювання: а – ВМЕ-4; б – ВМЕ-5; в – ВМЕ-6; г – ВМЕ-8; д – ВМЕ-12А; е – ВМП-4М

#### 2.2.4. 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 40 – 50% часу від тривалості циклу. Рівень механізації навантаження складає близько 95 – 98%. Механізація навантаження здійснюється за допомогою навантажувальних машин і рідше скреперними установками. Навантажувальні машини призначені для механізації навантаження гірської маси у транспортні засоби. В даний час впровадження високопродуктивних навантажувальних машин дозволяє зменшує трудові витрати та час навантаження до 35% від загального циклу робіт. Робочий процес прибирання гірської маси у вибою включає низку операцій, що виконуються послідовно, класифікацію яких подано на рис. 2.14.

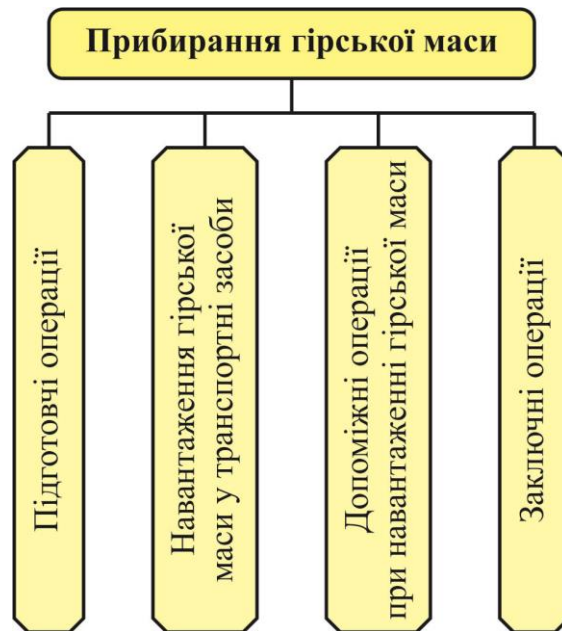


Рис. 2.14. Класифікація операцій при робочому процесі прибирання гірської маси у вибою

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


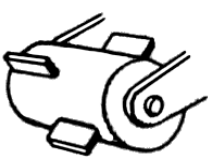


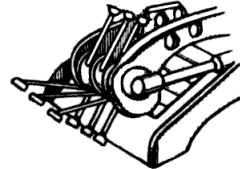
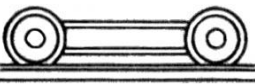


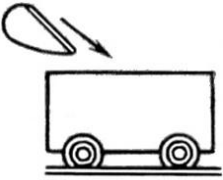
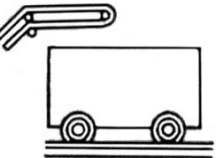
Операція навантаження гірської маси у транспортні засоби (вагонетки, шахтні автосамоскиди тощо) здійснюється за допомогою навантажувальної машини. До основних факторів, які обумовлюють технологічні параметри навантажувальних машин, відносять гірничо-геологічні умови – поперечний переріз гірничої виробки,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

крупність грудок відбитої гірської маси тощо. Навантажувальна машина повинна забезпечує максимальний рівень механізації навантаження, високу продуктивність праці та, що дуже важливо, запроектовану швидкість проведення виробки. Машина розміщується у виробці із 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 і ПД). Класифікацію навантажувальних машин подано у табл. 2.10.

Таблиця 2.10

Класифікація навантажувальних машин

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

Навантажувальні машини періодичної дії є машинами атакуючої дії (рис. 2.15). У процесі навантаження вони наступають на розпушену породу або руду, виконуючи її зачерпування, та відступають від вибою, одночасно розвантажуючи ківш у транспортний засіб. Технічні характеристики навантажувальних машин періодичної дії подано в табл. 2.11.

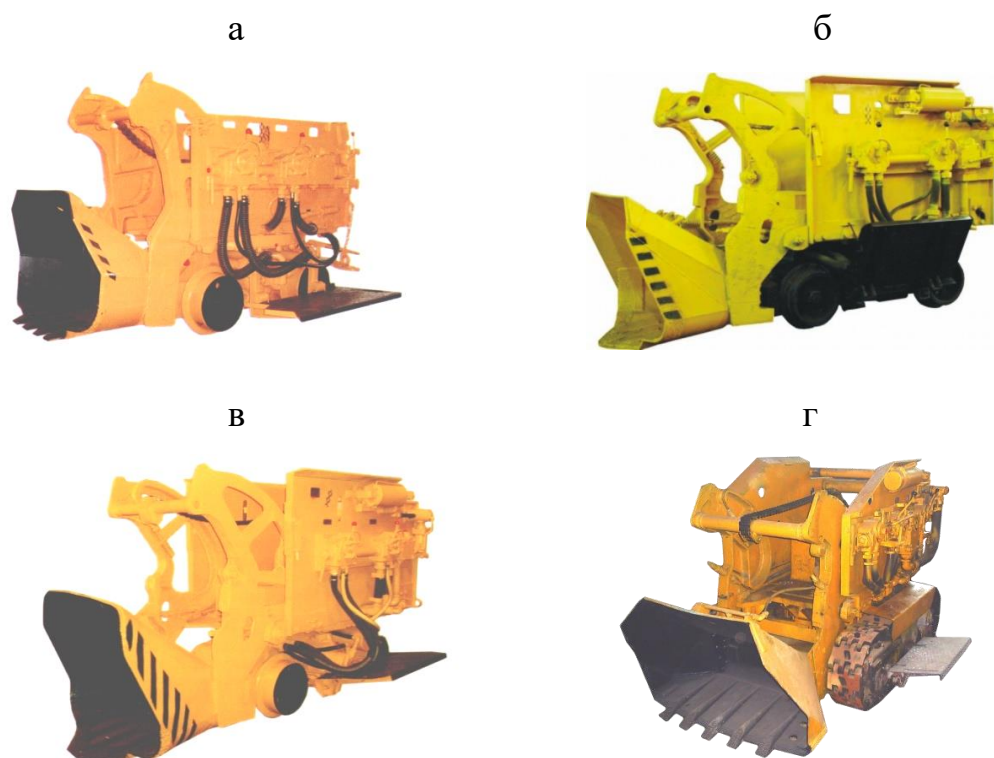


Рис. 2.15. Зовнішній вигляд навантажувальних машин періодичної дії: а – НК-1; б – ППН-3А; в – МППЗ; г – ППН-2Г

Таблиця 2.11

Технічні характеристики  
навантажувальних машин періодичної дії

Тип машини	Продуктивність, м <sup>3</sup> /хв	Ємність ковша, м <sup>3</sup>	Ширина захвату, м	Висота завантаження, м	Розмір навантажувальних грудок, 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. 2.16) з парними нагрібальними лапами бокового захоплення типу ПНБ використовуються для навантаження гірської маси в очисному вибою та 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 дрібногрудкових м'яких порід (вугілля, сланець), третього та четвертого – для навантаження великогрудкових міцних порід і руд.



Рис. 2.16. Зовнішній вигляд навантажувальної машини безперервної дії типу ПНБ-3Д2

Технічні характеристики навантажувальних машин безперервної дії подано в табл. 2.12.

Таблиця 2.12

Технічні характеристики навантажувальних машин безперервної дії типу ПНБ

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

Сьогодні при проведенні гірничих виробок і 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. 2.17). Ці машини мають більшу маневреність, можуть працювати у декількох вибоях і транспортувати руду по виробках з малими радіусами заокруглень, мають високу



продуктивність, обумовлюють меншу кількість обслуговуючого персоналу. Всі транспортно-доставні машини поділяють на вантажно-доставні машини типу ПД та вантажно-транспортні машини типу ПТ. Вантажно-доставні машини транспортують гірську масу в ковші. Вантажно-транспортні машини мають ківш і кузов та транспортують гірську масу в кузові.

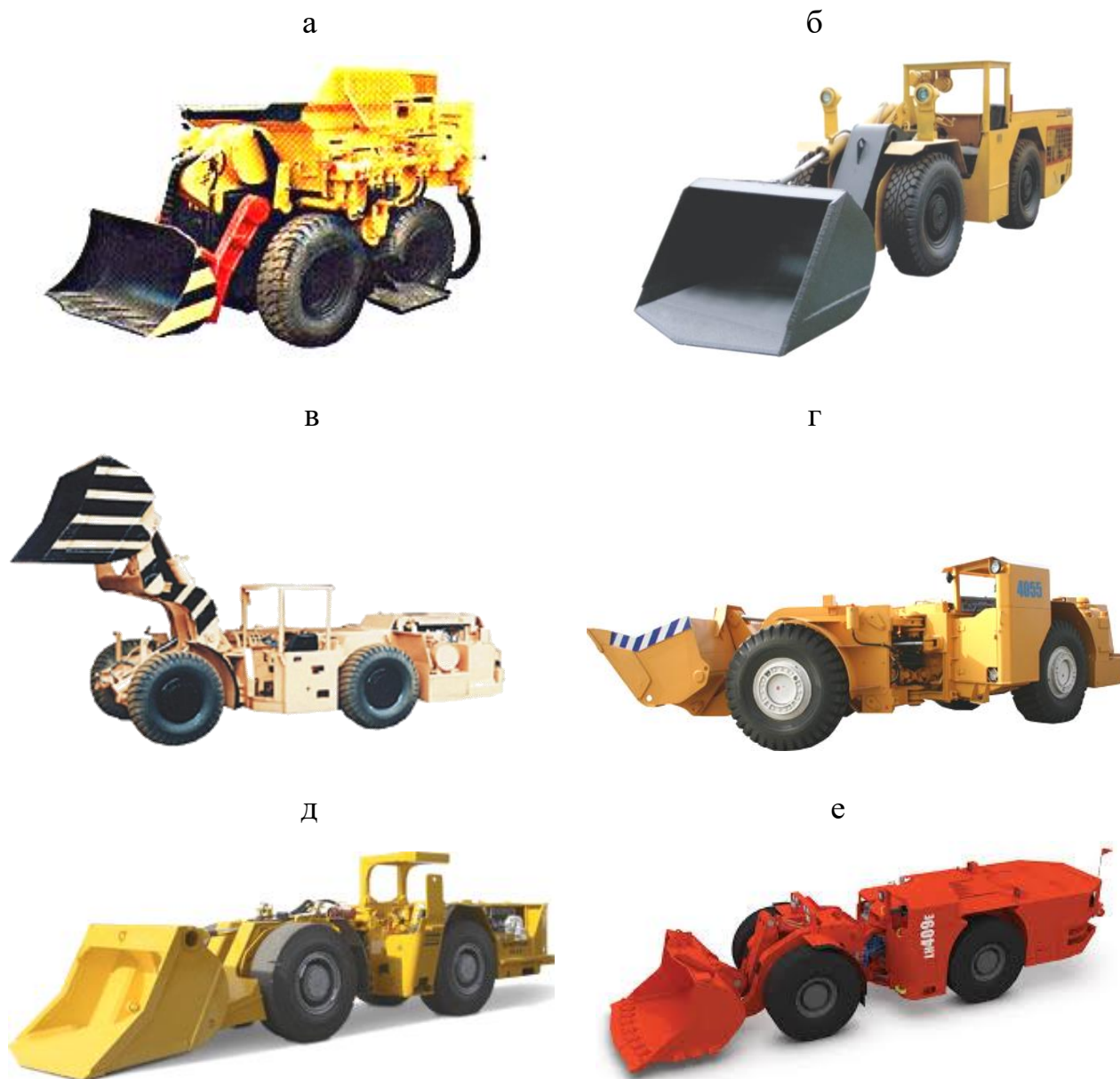


Рис. 2.17. Зовнішній вигляд транспортно-доставних навантажувальних машин: а – ПТ-4; б – ПД-2Е; в – ПД-5А; г – МоАЗ-4055; д – ST3,5; е – LH409E

Технічні характеристики транспортно-доставних машин подано в табл. 2.13.

Технічні характеристики  
транспортно-доставних навантажувальних машин

Тип машини	Вантажопідйомність, т	Місткість ковша, м <sup>3</sup>	Місткість кузова, м <sup>3</sup>	Висота розвантаження, м	Потужність приводу, кВт	Довжина, м	Ширина, м	Висота, м	Маса, т
Різні виробники (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
МоА3-4055	9,0	2,7	–	1,84	190,0	9,96	2,65	2,3	24,0
«Strojane Prievidza» (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
«Atlas Copco» (Швеція)									
EST2D	3,6	2,0	–	2,54	56,0	6,88	1,52	2,09	11,4
EST3,5	6,0	3,4	–	2,70	74,6	8,85	2,12	2,12	17,0
ST2D	3,6	2,0	–	2,54	63,0	6,88	1,56	2,09	11,5
ST3,5	6,0	3,4	–	2,70	136,0	8,85	2,12	2,12	17,5
ST8C	14,5	7,6	–	3,52	242,0	–	2,76	2,69	39,1
ST710	6,5	3,4	–	3,15	149,0	8,83	2,14	2,11	18,2
ST1030	10,0	5,6	–	3,40	186,0	9,75	2,56	2,36	26,3
ST1520	15,0	7,5	–	4,13	298,0	11,32	2,92	2,65	41,3
«Sandvik» (Фінляндія)									
LH203	3,5	1,75	–	–	63,0	6,97	1,48	1,84	8,7
LH203E	3,5	1,75	–	–	55,0	7,0	1,48	1,84	9,4
LH409E	9,6	4,6	–	–	110,0	9,74	2,53	2,32	24,5
LH514	14,0	6,0	–	–	243,0	10,51	2,84	2,54	33,7
LH307	6,70	3,3	–	–	142,0	8,61	2,23	2,20	17,2
LH410	10,0	5,4	–	–	187,0	9,68	2,55	2,40	26,2
LH517	17,2	8,4	–	–	298,0	11,12	3,0	2,75	44,0

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

$$H_n = \frac{T_{зм} - t_{нз} - t_{oc}}{k_{від} \cdot K_p \cdot \left( \frac{k_{кр}}{Q_m} + t_6 + \frac{2 \cdot L}{60 \cdot V_6 \cdot K_3 \cdot v \cdot n_6} \right)}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (2.22)$$

де  $t_{нз}$  – час на підготовчо-заклучні операції: для горизонтальних виробок становить 20 – 30 хв, для похилих – 40 – 50 хв;  $t_{oc}$  – особистий час робочого дорівнює 10 хв;  $k_{від}$  – коефіцієнт відпочинку дорівнює 1,05;  $K_p$  – коефіцієнт розпушення гірської маси, визначають за формулою (1.2);  $k_{кр}$  – коефіцієнт, що враховує величину грудок породи та її властивості дорівнює 1,3, якщо крупність грудок вище передбаченої конструкцією машини;  $Q_m$  – технічна продуктивність машини, м<sup>3</sup>/хв;  $L$  – відстань до обмінного пункту вагонеток, м;  $V_6$  – об'єм вагонетки, м<sup>3</sup>;  $K_3$  – коефіцієнт заповнення вагонетки дорівнює 0,9;  $v$  – середня швидкість відкатки вагонеток або рухомих складів з урахуванням маневрів, перечеплення вагонетки, рухомих складів тощо дорівнює 0,6 м/с, коли одиночний обмін і 0,9 м/с – коли обмін рухомими складами;  $n_6$  – число вагонеток у рухомому складі, що входять під перевантажувач (коли одиночний обмін  $n_6 = 1$ );  $t_6$  – питомі витрати часу на допоміжні операції, що не пов'язані з обміном вагонеток. Для виробок, ширина яких дорівнює фронту роботи ковша вантажної машини, питомі витрати часу  $t_6$  постійні та дорівнюють 1,5 хв/м<sup>3</sup> для машин періодичної дії, та 1 хв/м<sup>3</sup> для машин безперервної дії. Якщо фронт навантаження у ковшових машин менше в 1,5 – 2,0 рази ширини виробки, то  $t_6 = 3,3 - 6,9$  хв/м<sup>3</sup>.

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

$$H_n = \frac{(T_{зм} - t_{нз} - t_{oc}) \cdot V \cdot K_3}{\left[ \frac{V \cdot K_3 \cdot t_{ц}}{V_k \cdot K_{з.к}} + t_6 \right] \cdot k_{від} + \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_p}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (2.23)$$

де  $V$  – об'єм вагона, м<sup>3</sup>;  $K_3$  – коефіцієнт заповнення вагона дорівнює 0,9;  $V_k$  – об'єм ковша, м<sup>3</sup>;  $K_{з.к}$  – коефіцієнт заповнення ковша дорівнює 0,75;  $t_{ц}$  – тривалість циклу черпання дорівнює 0,3 хв;  $t_6$  – час подрібнення негабаритних грудок дорівнює 3,1 хв на вагон;  $L$  – відстань транспортування, м;  $v_c$  – середня швидкість пересування вагона дорівнює 50 м/хв;  $t_p$  – час розвантаження вагону в рудоспуск дорівнює 0,5 хв.

Змінна продуктивність комплексу, що складається з навантажувальної машини безперервної дії та самохідного вагона або автосамоскиду

$$H_n = \frac{(T_{зм} - t_{нз} - t_{oc}) \cdot V \cdot K_3}{\left[ \frac{V \cdot K_3}{Q_m} + t_6 \right] \cdot k_{від} + \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_p}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (2.24)$$

де  $Q_m$  – технічна продуктивність вантажної машини, м<sup>3</sup>/хв;  $t_6$  – час подрібнення негабаритних грудок 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 дорівнює 1 хв.

Змінна продуктивність вантажно-транспортних і вантажно-доставних машин:

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

де  $t_{nz} - t_{nz}$  – тривалість підготовчо-заклучних операцій, що залежать від типу машини і становить 30 – 70 хв на зміну;  $V$  – об'єм кузова для вантажно-транспортних машин або об'єм ковша для вантажно-доставних машин,  $\text{м}^3$ ;  $t_e$  – час допоміжних операцій, що пов'язаний з маневрами машини, штабелюванням гірської маси, її кайлуванням та розбиттям негабаритів становить 0,8 – 3,0 хв/рейс (більший час належить вантажно-транспортним машинам);  $t_o$  – 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 становить 75 – 80 м/хв;  $t_p$  – час розвантаження, у середньому дорівнює 1 хв;  $t_n$  – час навантаження для накопичення ковша вантажно-доставної машини становить 0,9 – 1,4 хв, а для вантажно-транспортних машин

$$t_n = \frac{V \cdot K_3 \cdot t_y}{V_k \cdot K_{3,k}}, \text{ хв},$$

де  $V$  і  $V_k$  – відповідно, об'єм кузова та ковша,  $\text{м}^3$ ;  $K_3$  і  $K_{3,k}$  – коефіцієнти заповнення кузова 0,9 і ковша 0,75;  $t_y$  – тривалість циклу черпання 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 повітряного 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 і підкатка порожніх вагонеток.

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

### 2.2.5. Кріплення

**Гірниче кріплення** – штучна споруда, що зводиться у підземних гірничих виробках з метою запобігання обваленню оточуючого масиву гірських порід і збереження необхідних розмірів поперечного перерізу виробок. До гірничого кріплення висувають наступні вимоги. Кріплення повинно витримувати навантаження, яке на нього припадає, зберігати своє початкове положення, забезпечувати робочий стан виробки та безпечні умови експлуатації протягом усього терміну, бути простим у монтажі, сприймати без небезпечних деформацій багаторазову дію підривних робіт, займати у виробці якомога менше місця, не заважати виконанню робочих процесів, не чинити великого опору руху повітряному струменю та бути безпечним 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 деформівність без втрати несучої здатності, добре піддається обробці. Кріплення, яке виготовлене 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. 2.22). Характеристики прокатних профілів, які застосовуються для виготовлення кріплення, подано в табл. 2.14.

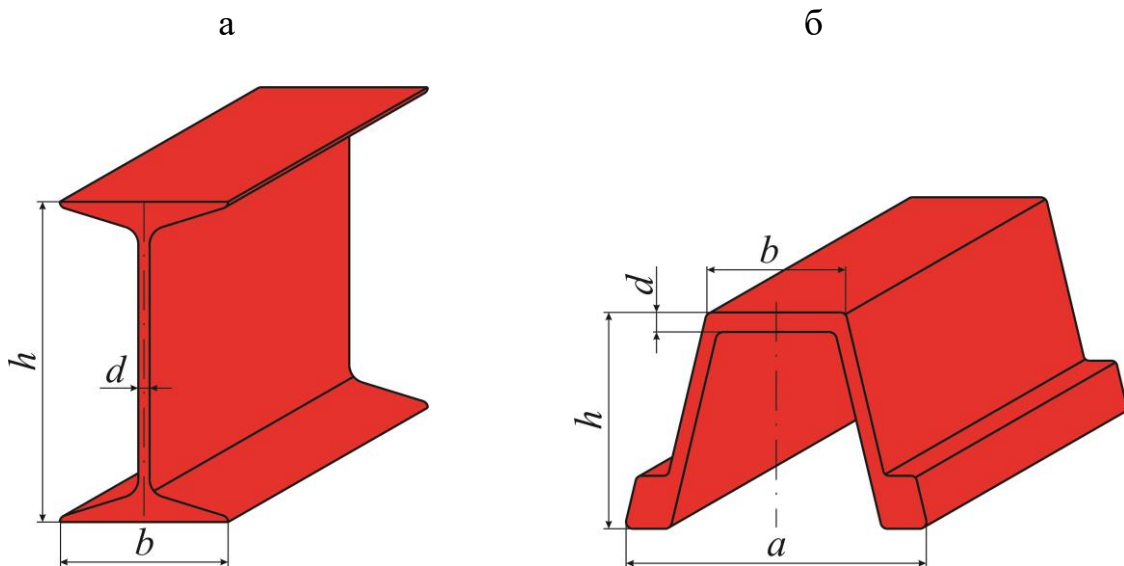


Рис. 2.18. Найбільш розповсюджені для застосування профілі прокату для кріплення: а – двотавр; б – спеціальний взаємозамінний профіль (СВП)

Характеристики прокатних профілів, що застосовуються для виготовлення кріплення

Прокат	Маса 1 м профілю, кг	Розміри перерізу, мм			
		<i>h</i>	<i>a</i>	<i>b</i>	<i>d</i>
Двотавр:					
№ 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-затяжку з перфорованого листа. Двотаври рідше застосовуються в якості основних елементів постійного кріплення.

Кріплення гірничих виробок один з основних робочих процесів при проведенні виробок є сукупністю операцій зі зведення кріплення. Робочий процес кріплення поділяється на низку операцій, класифікацію яких подано на рис. 2.19.



Рис. 2.19. Класифікація операцій у робочому процесі кріплення гірничої виробки

Підготовчі операції з кріплення гірничої виробки полягають у наступному. До початку робіт вибій оглядається кріпильником і приводиться у безпечний стан. Площина вибою та боки виробки очищають від грудок гірської маси. Робоче місце забезпечується необхідним запасом кріпильних матеріалів, що відповідає вимогам ДСТУ, включаючи елементи кріплення, що 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 і піднесення клинів та вирівнювання вибою. При анкерному та набризкбетонному кріпленні проводиться доставка до вибою машин для зведення кріплення, їх підключення, випробування та 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. 2.20). Його застосовують в умовах несталого гірського тиску і в зоні впливу очисних робіт. Основними перевагами є підковоподібна форма, близька до обрису склепіння природної рівноваги, велика піддатливість та можливість управління зсувом кріплення, невелика різниця між площами поперечного перерізу виробки в просвіті та начорно. Характеристики основних типорозмірів кріплення та переріз гірничих виробок, які закріплені кріпленням типу УПК, подано в табл. 2.15.

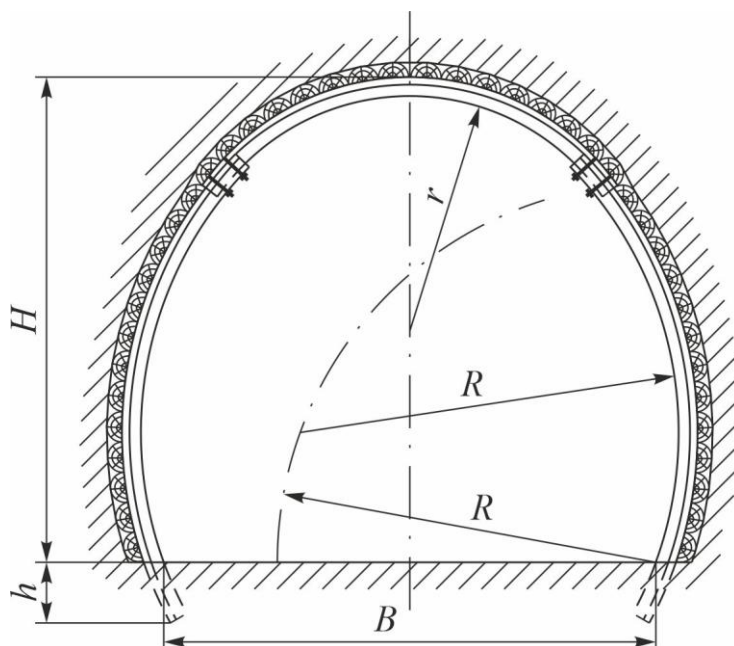


Рис. 2.20. Поперечний переріз виробки, що закріплена уніфікованим піддатливим кріпленням типу УПК

Переріз виробок, що закріплені кріпленням типу УПК

Шифр		Площа поперечного перерізу виробки начорно, м <sup>2</sup>	Розмір кріплення, мм					Маса комплекту, кг
Кріплення	Профіль		Висота виробки начорно, Н, мм	Глибина заглиблення кріплення в підшуву виробки, h, мм	Радіус арки, r, мм	Радіус ніжки, R, мм	Ширина виробки в проясні, 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 і боків виробки, підготовка лунок, заготовка клинів та розклинювання рам, підбір кріплення, облаштування і розбирання риштувань, перевірка правильності встановлення рам, затягування покрівлі та боків і з забутовуванням порожнеч.

Змінна продуктивність встановлення уніфікованого піддатливого кріплення типу УПК

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

де  $t_{nz}$  – час підготовчо-заклучних операцій дорівнює 2,5% від тривалості зміни, хв;  $t_{об}$  – час на обслуговування робочого місця дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;  $t_{oc}$  – особистий час робочого дорівнює 10 хв;  $t_o$  – норма основного часу на встановлення 1-ї рами становить 20,5 – 28,95 хв для кріплення типу УПК-17 і 22,6 – 32,95 хв для УПК-27;  $t_в$  – норма допоміжного часу на встановлення 1-ї рами із затягуванням покрівлі та боків і забутовуванням порожнин: для кріплення УПК-17, коли відстань 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, коли відстань 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;  $k_в$  – коефіцієнт відпочинку дорівнює 1,12.



Підтримання виробок, що проведені в слабких і нестійких породах при стабілізуючих у часі зсувах масиву застосовується металеве арочне жорстке кріплення зі спеціального профілю СВП типу КЖ-17 (рис. 2.21). Характеристики основних розмірів кріплення та переріз гірничих виробок, які закріплені кріпленням КЖ, подано в табл. 2.16.

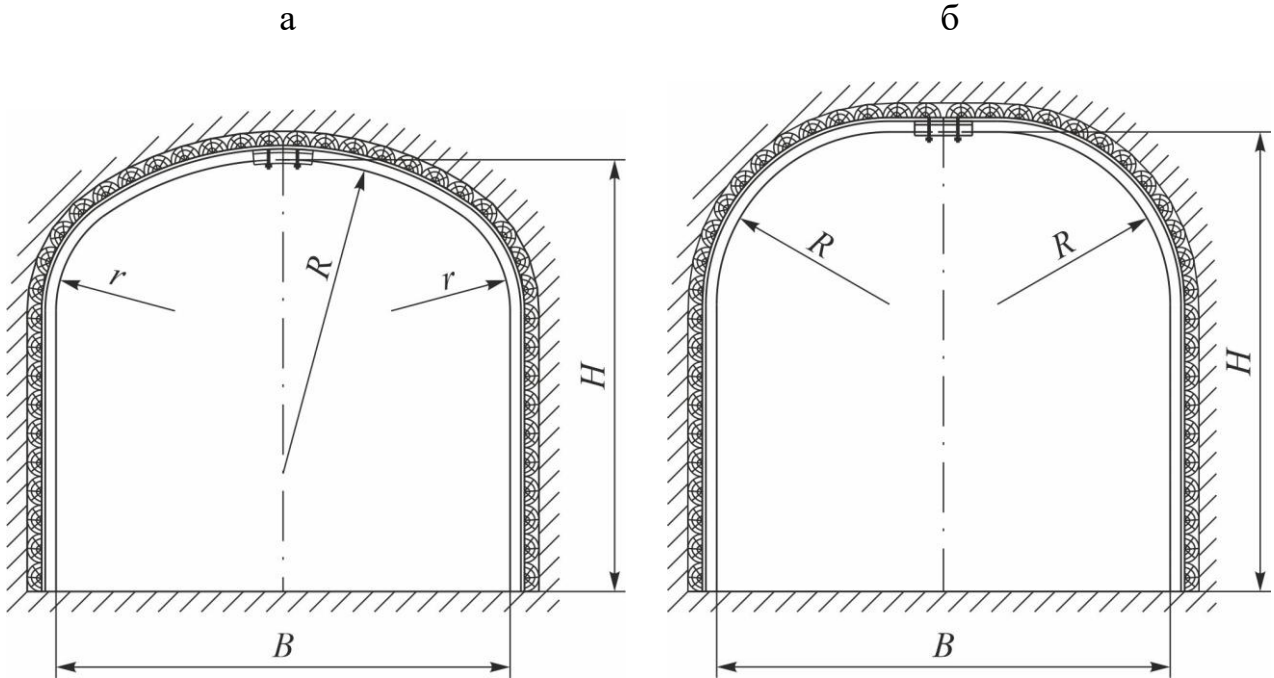


Рис. 2.21. Поперечний переріз виробки, що закріплена арковим жорстким кріпленням КЖ-17-1 і КЖ-17-2 (а), КЖ-17-3 (б)

Таблиця 2.16

Перерізи виробок закріплених кріпленням КЖ

Шифр		Площа поперечного перерізу виробки начорно, м <sup>2</sup>	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 зі спорудження жорсткого металевого кріплення належать встановлення та з'єднання його елементів. Допоміжні операції при встановленні кріплення містять: піднесення елементів кріплення та матеріалів затяжки, вирівнювання покрівлі і боків виробки, підготовка лунок, заготовка клинів та розклинювання рам, підбір скріплення, влаштування і розбирання риштувань, перевірка правильності встановлення рам, затягування покрівлі та боків із забутовуванням порожнин.

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

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

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

Підтримання виробок, що проведені 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. 2.22). Характеристики основних типорозмірів перерізу гірничих виробок, які закріплені дерев'яними трапецієподібними рамами, подано в табл. 2.17.

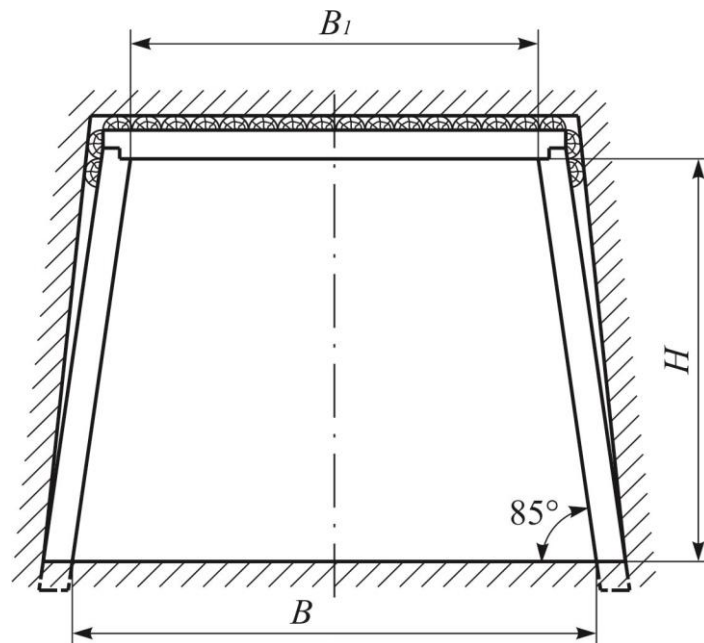


Рис. 2.22. Поперечний переріз виробки, яка закріплена дерев'яними трапецієподібними рамами

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 зі спорудження кріплення, при кріпленні виробок дерев'яними трапецієподібними рамами, належать встановлення та з'єднання його елементів кріплення. Допоміжні операції при встановленні кріплення містять: 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 порожнин.

Змінна продуктивність установки дерев'яних рам

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

де  $t_{nz}$  – час підготовчо-заклучних операцій дорівнює 2,5% від тривалості зміни, хв;  $t_{об}$  – час на обслуговування робочого місця дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;  $t_{oc}$  – особистий час робочого дорівнює 10 хв;  $t_o$  – норма основного часу на встановлення 1-ї рами, коли переріз виробки начорно  $S_{вч} \leq 4 \text{ м}^2$  – 7,65 хв, коли  $S_{вч} = 4 - 6 \text{ м}^2$  – 8,60 хв, коли  $S_{вч} = 6 - 8 \text{ м}^2$  – 10,65 хв, коли  $S_{вч} = 8 - 10 \text{ м}^2$  – 12,55 хв, коли  $S_{вч} = 10 - 12 \text{ м}^2$  – 14,90 хв, коли  $S_{вч} = 12 - 14 \text{ м}^2$  – 17,40 хв, коли  $S_{вч} = 14 - 16 \text{ м}^2$  – 20,05 хв, коли  $S_{вч} > 16 \text{ м}^2$  – 22,65 хв;  $t_e$  – норма допоміжного часу на встановлення 1-ї рами із затягуванням покрівлі та боків і забутовуванням порожнеч: коли відстань між рамами  $l_p = 0,4 - 0,7 \text{ м}$  – 18,95 – 55,38 хв, коли  $l_p = 0,7 - 0,9 \text{ м}$  – 22,85 – 68,16 хв, коли  $l_p > 0,9 \text{ м}$  – 25,62 – 76,72 хв;  $k_e$  – коефіцієнт відпочинку дорівнює 1,12.

При розробці м'яких (марганцевих) руд за допомогою стовпових системам розробки з відпрацюванням заходками, найбільшого поширення набули кільцева та аркова піддатливі металеві кріплення (рис. 2.23).

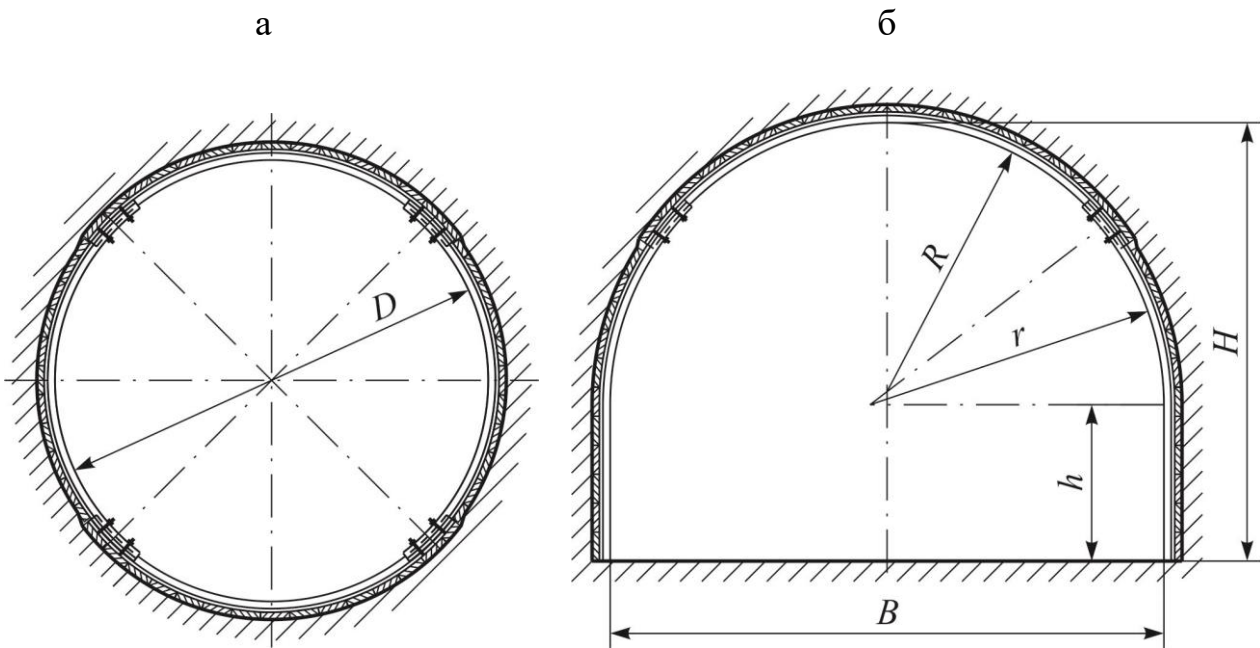


Рис. 2.23. Поперечний переріз виробки круглої (а) та аркової (б) форм

Характеристики основних перерізів гірничих виробок круглої та аркової форми подано в табл. 2.18 і 2.19.

Таблиця 2.18

Переріз виробок круглої форми

Площа поперечного перерізу виробки у світлі, м <sup>2</sup>	Площа поперечного перерізу виробки начорно, м <sup>2</sup>	Діаметр кріплення у світлі, D, мм	Маса комплекту, 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 арковим піддатливим 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 і боків виробки, підготовка лунок, заготовка клинів та розклинювання рам, підбір скріплення, влаштування і розбирання риштувань, перевірка правильності встановлення рам, затягування покрівлі та боків із забутовуванням порожнин.

Таблиця 2.19

Переріз виробок аркової форми

Площа перерізу виробки у світлі до осідання, м <sup>2</sup>	Площа перерізу виробки у світлі після осідання, м <sup>2</sup>	Периметр арки до осідання, м	Площа перерізу виробки начорно до осідання, м <sup>2</sup>	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

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

де  $t_{nz}$  – час підготовчо-заклучних операцій дорівнює 2,5% від тривалості зміни, хв;  $t_{об}$  – час на обслуговування робочого місця дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;  $t_{oc}$  – особистий час робочого дорівнює 10 хв;  $t_o$  – норма основного часу на встановлення 1-ї рами, коли переріз виробки начорно  $S_{вч} \leq 6 \text{ м}^2$  – 18,10 хв, коли  $S_{вч} = 6 - 8 \text{ м}^2$  – 19,45 хв, коли  $S_{вч} = 8 - 10 \text{ м}^2$  – 21,50 хв, коли  $S_{вч} = 10 - 12 \text{ м}^2$  – 23,45 хв, коли  $S_{вч} = 12 - 14 \text{ м}^2$  – 25,05 хв, коли  $S_{вч} = 14 - 16 \text{ м}^2$  – 27,65 хв, коли  $S_{вч} > 16 \text{ м}^2$  – 30,26 хв;  $t_e$  – норма допоміжного часу на встановлення 1-ї рами із затягуванням покрівлі та боків і забутовуванням порожнеч: коли відстань між рамами  $l_p \leq 0,6 \text{ м}$  – 28,49 – 50,16 хв, коли  $l_p = 0,6 - 0,8 \text{ м}$  – 32,81 – 60,17 хв, коли  $l_p = 0,8 - 1,0 \text{ м}$  – 37,18 – 70,27 хв, коли  $l_p = 1,0 - 1,2 \text{ м}$  – 41,41 – 80,47 хв;  $k_e$  – коефіцієнт відпочинку 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 дорівнює 2,5% від тривалості зміни, хв;  $t_{об}$  – час на обслуговування робочого місця дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;  $t_{oc}$  – особистий час робочого дорівнює 10 хв;  $t_o$  – норма основного часу на встановлення 1-ї рами, коли переріз виробки начорно  $S_{вч} = 6 - 8 \text{ м}^2 - 25,30 \text{ хв}$ , коли  $S_{вч} = 8 - 10 \text{ м}^2 - 27,95 \text{ хв}$ , коли  $S_{вч} = 10 - 12 \text{ м}^2 - 30,50 \text{ хв}$ ;  $t_{\epsilon}$  – норма допоміжного часу на встановлення 1-ї рами із затягуванням покрівлі та боків і забутовуванням порожнеч: коли відстань між рамами  $l_p \leq 0,6 \text{ м} - 37,04 - 65,21 \text{ хв}$ , коли  $l_p = 0,6 - 0,8 \text{ м} - 42,65 - 78,22 \text{ хв}$ , коли  $l_p = 0,8 - 1,0 \text{ м} - 48,33 - 91,35 \text{ хв}$ , коли  $l_p = 1,0 - 1,2 \text{ м} - 53,83 - 104,61 \text{ хв}$ ;  $k_{\epsilon}$  – коефіцієнт відпочинку 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 зазвичай застосовуються при прямокутно-склепінчастій формі поперечного перерізу гірничих виробок (рис. 2.24). Характеристики основних перерізів гірничих виробок прямокутно-склепінчастої форми подано в табл. 2.20.

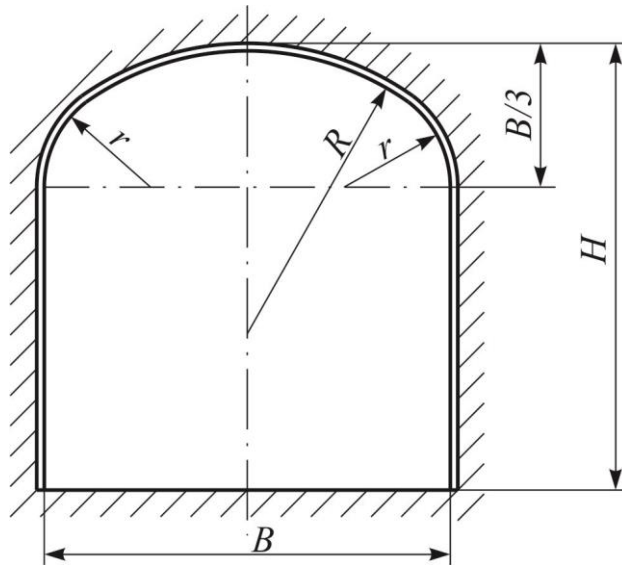


Рис. 2.24. Поперечний переріз виробки прямокутно-склепінчастої форми

Площа поперечного перерізу виробки начорно

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

де  $B_1$  – ширина виробки начорно

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

де  $\delta$  – товщина кріплення, м;  $H_1$  – висота виробки начорно

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

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 <sup>2</sup>
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** – це система закріплених у шпурах анкерів (штанг), що розташовані 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. 2.25, а). У замковій частині анкера

згідно його діаметру розташована щілина шириною 2 – 4 мм і довжиною 150 – 200 мм, у яку при установці анкера вводиться клин довжиною 120 – 180 мм і товщиною 25 – 35 мм. Щілинний кінець і клин складають замок анкера. З іншого боку анкера нарізана різьба під гайку.

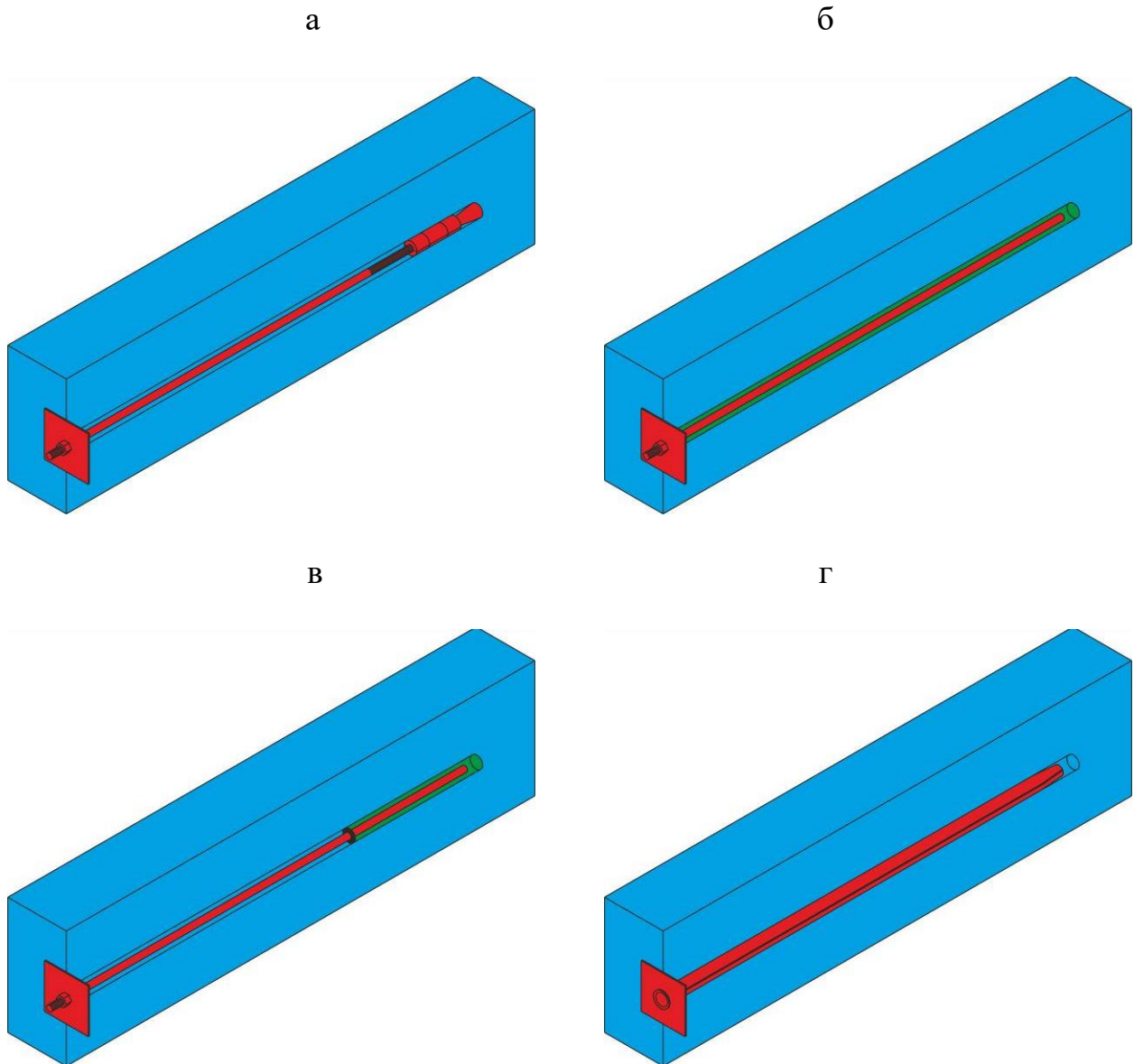


Рис. 2.25. Конструкції анкерів: а – клинощілинний; б – залізобетонний; в – сталеполімерний; г – трубчастий фрикційного зачеплення системи «split-set»

Залізобетонні анкери утворюються у результаті заповнення бетоном або цементним розчином шпуру, у який до або після цього вводять сталеву арматуру (рис. 2.25, б). Кінець арматури може бути з різьбою під гайку, що виступає у виробку та слугує для закріплення на ньому опорної плитки або підхоплення.

Сталеполімерні анкери складаються зі сталеві штанги з кільцем-ущільнювачем (рис. 2.25, в). На кінці штанги, що знаходиться у контурі виробки, також є різьба для гайки й 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» – це армований елемент системи – тонкостінна сталева трубка, яку забивають у шпур, що має менший діаметр (рис. 2.25, г).

Довжина анкерів приймається 1,6 – 2,4 м, які розташовують за сіткою, що визначена паспортом кріплення. У масивах великоблочної та середньоблочної структури –  $1 \times 1$  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. 2.26), які механізують операції з установки анкерів.

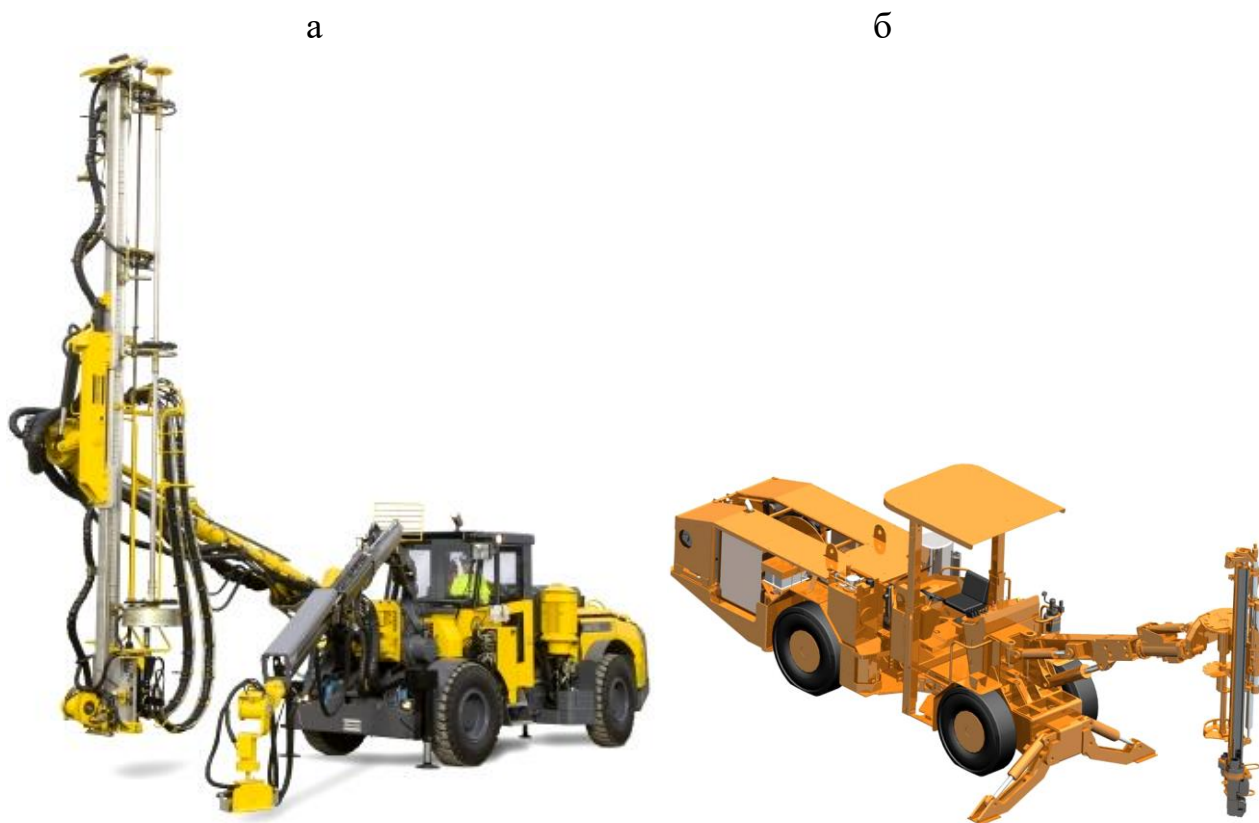


Рис. 2.26. Зовнішній вигляд машин для кріплення виробок анкерами: а – Voltec LD; б – DS311

Технічні характеристики машин для кріплення анкерами подано в табл. 2.21.

Технічні характеристики машин для установки анкерів

Тип машини	Довжина анкера, м	Діаметр анкера, мм	Довжина, м	Ширина, м	Висота, м
«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
«Sandvik» (Фінляндія)					
DS311	1,5 – 3,0	22 – 28	10,8	1,75	2,1 – 3,1
DS410	1,5 – 3,0	15 – 30	11,0	2,25	2,4 – 3,2
DS420	≤ 25	32	12,05	2,77	2,4 – 3,2
DS510	1,2 – 6,0	15 – 60	14,0	2,50	2,75 – 3,6

До операції зі 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: доставка елементів кріплення (анкерів, підкладок, гайок, металевої сітки), приготування розчину та завантаження його до апарату, розтягування по ґрунту і підготовка до навішування металевої сітки, розмітка та свердління отворів у підхватах, насадка опорних плиток на анкери.

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

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

де  $t_{nz}$  – час підготовчо-заклучних операцій дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;  $t_{об}$  – час на обслуговування робочого місця дорівнює 2 – 3% від тривалості зміни, хв;  $t_{oc}$  – особистий час робочого дорівнює 10 хв;  $k_в$  – коефіцієнт відпочинку дорівнює 1,12;  $(t_o + t_в)$  – норма часу на установку одного залізобетонного анкера

Норма часу на установку одного анкера $(t_o + t_в)$ , 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 кріплення виробки металевими клинощілинними анкерами без урахування буріння шпурів під анкери

$$H_k = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_г) \cdot k_г}, \text{ шт./зміну}, \quad (2.35)$$

де  $t_{nz}$  – час підготовчо-заклучних операцій дорівнює 2,5% від тривалості зміни, хв;  $t_{об}$  – час на обслуговування робочого місця становить 2–3% від тривалості зміни, хв;  $t_{oc}$  – особистий час робочого дорівнює 10 хв;  $(t_o + t_г)$  – норма часу на установку одного металевого клінощілинного анкера

Норма часу на установку одного анкера ( $t_o + t_г$ ), 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 урахування буріння шпурів під анкери

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

де  $t_{nz}$  – час загальних підготовчо-заклучних операцій становить 30–40 хв;  $t_{mn}$  – час на організаційно-технічну перерву становить 10–20 хв;  $k_c$  – коефіцієнт, який враховує установку анкерів з металевою сіткою дорівнює 1,0 без металевої сітки і 0,5 – з металевою сіткою;  $(t_o + t_г)$  – 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
$(t_o + t_г)$ , хв/шт	9,3	9,8	10,3	10,8	11,3	11,8	12,3	12,8	13,3

**Набризкбетон** – це штучний матеріал (бетон), що складається з суміші цементу, піску, гравію або щебеню та зазвичай добавок – прискорювачів схоплювання та твердіння, який реалізується шляхом нанесення цієї суміші без опалубним методом. Кріплення виробок набризкбетоном полягає в тому, що на поверхню гірських порід за допомогою стиснутого повітря наноситься бетонна суміш, яка 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 приконтурний шар порід. Зміцнений шар порід разом з основним покриттям є вантажонесучою конструкцією. У 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. 2.27).

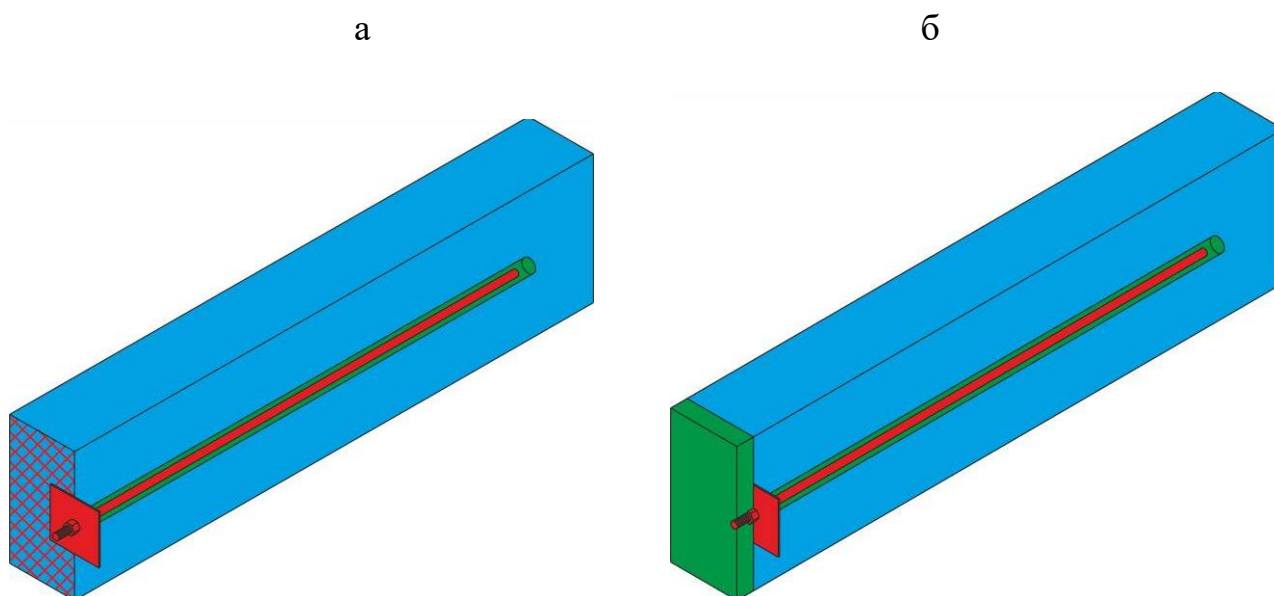


Рис. 2.27. Конструкція комбінованого кріплення гірничих виробок: а – анкера в поєднанні з металевією сіткою; б – анкера в поєднанні з набризкбетоном

Для нанесення набризкбетону на покрівлю та боки гірничої виробки використовуються спеціальні машини для кріплення (рис. 2.28). Технічні характеристики установок для кріплення набризкбетоном подано в табл. 2.22.

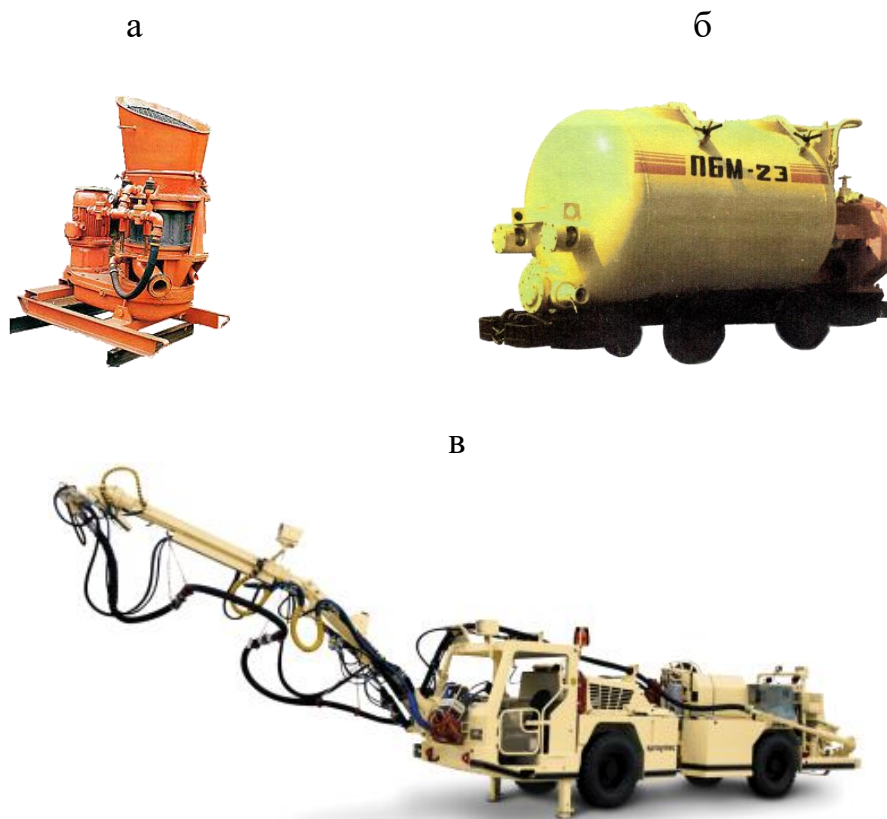


Рис. 2.28. Зовнішній вигляд машин для кріплення набризкбетоном: а – БМ-86; б – ПБМ-2Е; в – Spraymec 6050WP

Технічні характеристики машин для кріплення виробок набризкбетоном

Тип машини	Продуктивність, м <sup>3</sup> /ч	Довжина, м	Ширина, м	Висота, м
Різні виробники (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
«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

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

$$H_{\kappa} = \frac{T_{зм} - (t_{nz} + t_{mn} + t_{об} + t_{oc})}{(t_o + t_{\epsilon}) \cdot k_{\epsilon}}, \text{ м}^2/\text{змін}, \quad (2.37)$$

де  $t_{nz}$  – час загальних підготовчо-заключних операцій становить 8 – 14% від тривалості зміни, хв;  $t_{mn}$  – час на організаційно-технічну перерву дорівнює 10% від тривалості зміни, хв;  $t_{об}$  – час на обслуговування установки для кріплення набризкбетоном становить 10 – 15 хв;  $t_{\epsilon}$  – час допоміжних операцій, що пов'язані з маневрами машини, підтягуванням або маніпуляцією шлангу до місця нанесення суміші та становить 4 – 6 хв/м<sup>2</sup>;  $k_{\epsilon}$  – коефіцієнт відпочинку дорівнює 1,05;  $t_o$  – час нанесення 1 м<sup>2</sup> набризкбетону

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

де  $\delta$  – товщина набризкбетону, м;  $Q_{ук}$  – продуктивність установки для нанесення набризкбетону, м<sup>3</sup>/хв;

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

### 2.2.6. Допоміжні процеси

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

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

*Настилення рейкового шляху.* Для роботи навантажувальних машин поблизу вибою настиляють тимчасовий шлях (тимчасову споруду). Її монтують із переносних ланок, які являють собою рейки довжиною 1 – 2 м, що приварені до металевих шпал зі швелера. Укладку тимчасової колії, тобто заміну тимчасової споруди на тимчасовий шлях, виконують у міру віддалення вибою на довжину стандартної рейки. Тимчасові споруди демонтують та складують у боку 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 рейкового шляху наступний:

- розбивання 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 – 1,0 м дерев'яних або залізобетонних шпал;
- укладання на шпали рейок і кріплення їх до шпал костиллями при дерев'яних шпалах або болтами при залізобетонних шпалах, при цьому ширину колії, тобто розмір між внутрішніми робочими кантами голівок рейок, перевіряють шаблонами;
- засипання баласту між шпалами, підймання домкратами й рихтування колій, при цьому під шпалами шар баласту повинен бути не менше 0,1 м;
- вивірювання рівнем ухилу шляху, який дорівнює 0,003 – 0,005 ‰ у бік навантаженого рухомого складу, і остаточне засипання баласту між шпалами на 2/3 їх товщини. В якості баласту використовується щебінь або гравій.

*Прокладання труб і кабелів.* Трубопроводи води та 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  $\leq 3$  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.* Услід за посуванням вибою з відставанням на 10 – 20 м наращують 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.

### 2.2.7. Розрахунок тривалості робочих процесів

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

Одним з напрямів збільшення швидкості проведення гірничих виробок є скорочення тривалості циклу, застосування комплексної механізації всіх процесів, як приклад, за рахунок використання прохідницьких самохідних комплексів, ефективних технологічних схем і типових проектів організації робочих місць. Ефективність використання самохідних гірничопрхідницьких комплексів багато в чому залежить від числа вибоїв, що обслуговуються однією бригадою. Перспективним вважається організація, при якій 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 та доби (число робочих днів і змін), визначають необхідну величину посування вибою за зміну. При відомих оптимальній глибині шпурів і 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

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

де  $N$  – орієнтовна кількість шпурів у вибою

– коли коефіцієнт міцності порід  $f \leq 10$

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

– коли коефіцієнт 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), м<sup>2</sup>.

● на навантаження гірської маси

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

● на заряджання шпурів

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

● на буріння шпурів під анкери

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

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 становить 0,8 – 1,2 м;  $n$  – оптимальна кількість анкерів у ряді становить 3 – 5 шт.;  $l_{від}$  – відхід вибою за цикл

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

де  $\eta$  – коефіцієнт використання шпурів становить 0,8 – 0,9.

● 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.

Комплексна норма виробітку

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

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



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					
			$\sum T_m$		$\sum T_u$

За умов сумарної трудомісткості на цикл  $T_u$  приймають наявний штат робітників  $N_{я}$  на проведення виробки. Коефіцієнт перевиконання норми виробітку

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

Тривалість кожного робочого процесу у прохідницькому циклі

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

де  $T$  – тривалість зміни, год;  $t_u$  – трудомісткість даного робочого процесу на цикл, чол.-змін;  $n$  – кількість робітників, що зайняті на виконанні даного процесу;  $K_n$  – коефіцієнт перевиконання норми виробітку;  $\alpha$  – 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 та розраховуються витрати матеріалів і енергії.

### 2.2.8. Технологічні схеми проведення горизонтальних виробок

Технологічні схеми проведення виробок – це схеми розстановки вибійного обладнання у виробках відповідно до графіку організації робіт, які 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 розміщення обладнання відповідно до цього порядку. Характер технологічних схем, їх зміст виражається шляхом опису та графічного зображення технології проведення виробки. Основою технологічної схеми є той чи інший комплекс основного прохідницького обладнання.

Технологічну схему проведення підготовчих і нарізних виробок площею поперечного перерізу  $< 7 \text{ м}^2$  подано на рис. 2.29. Буріння шпурів у вибою виробки виконують за допомогою переносних перфраторів 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.

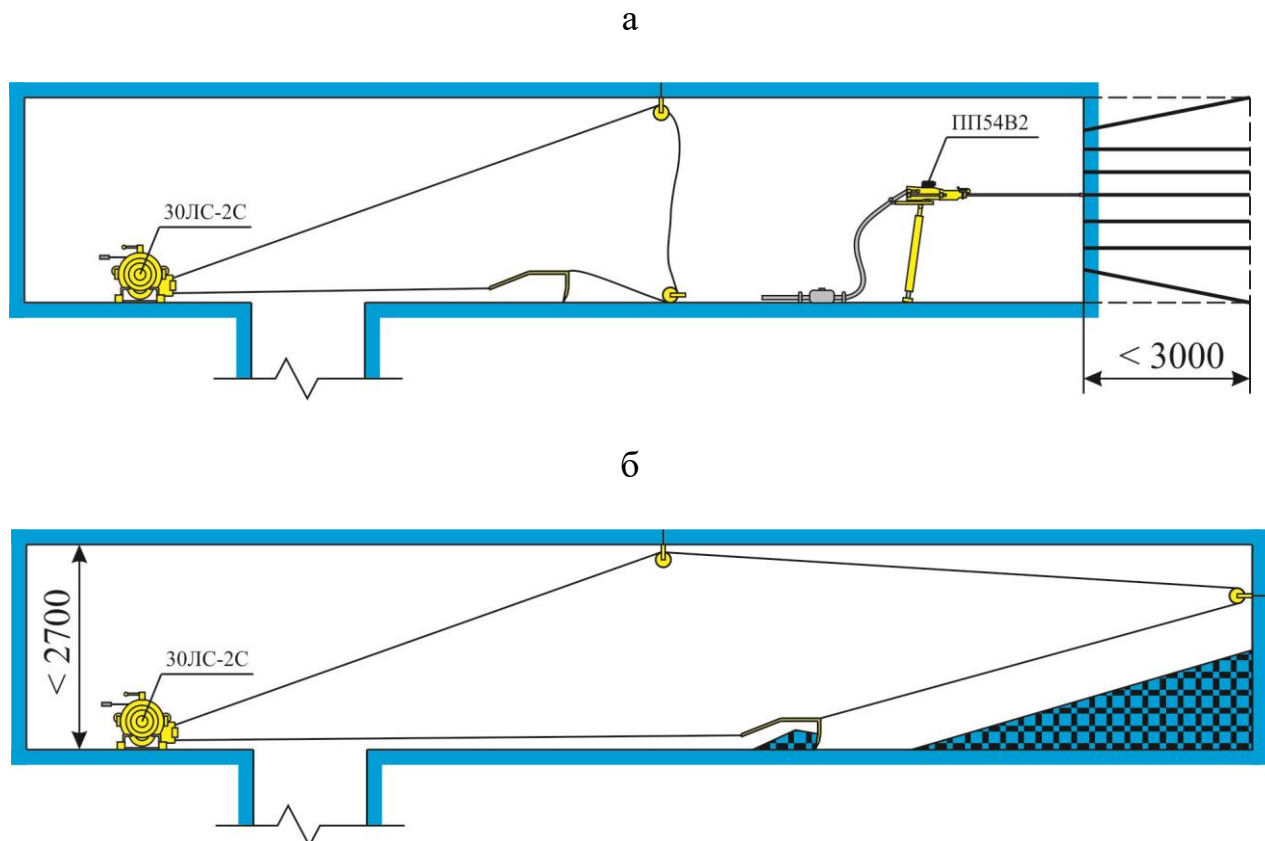


Рис. 2.29. Технологічна схема проведення виробок площею перерізу  $< 7 \text{ м}^2$ : а – робочий процес буріння шпурів у вибою виробки переносним перфратором ПП54В2; б – робочий процес навантаження гірської маси скреперною лебідкою 30ЛС-2С

Для проведення підготовчих і нарізних виробок, в яких є рейковий шлях та які мають площу поперечного перерізу 7 – 12 м<sup>2</sup> найбільшого поширення набув прохідницький комплекс, до складу якого входить шахтна бурильна установка УБШ-207 і навантажувальна машина періодичної дії ППН-3А. Технологічну схему проведення таких виробок подано на рис. 2.30. 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. Для проведення 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 підняттевого для її розвантаження та перепуску на горизонт, що розташований нижче.

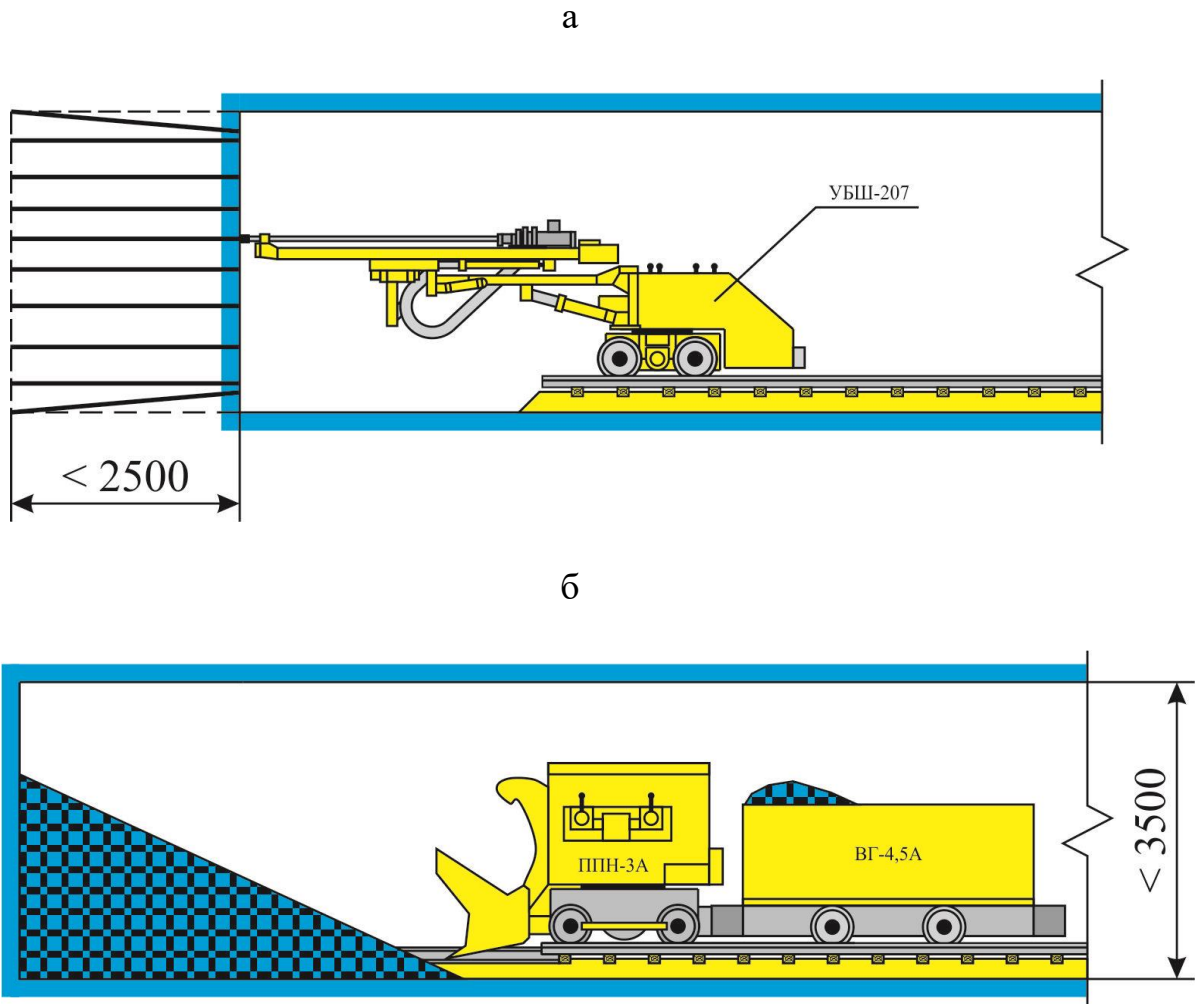
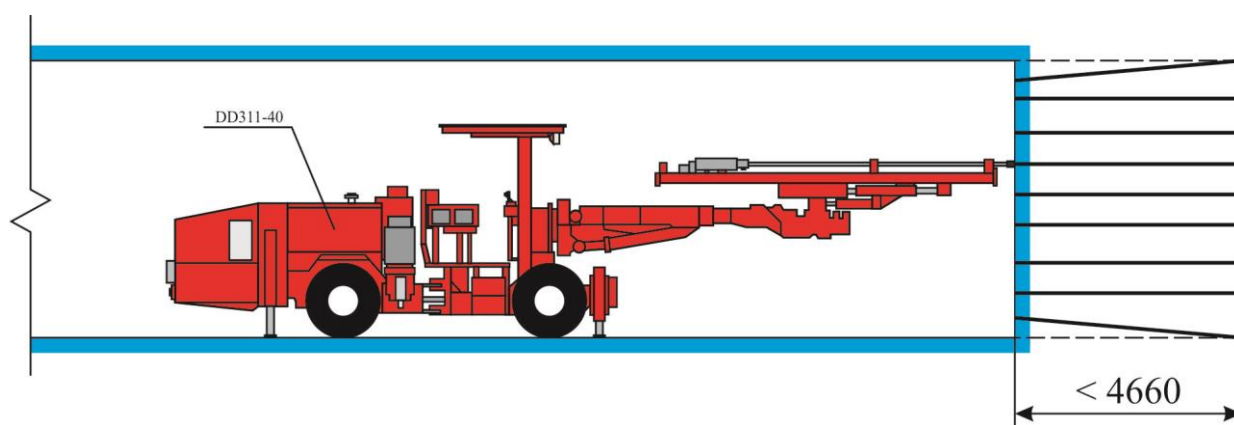


Рис. 2.30. Технологічна схема проведення виробок площею поперечного перерізу 7 – 12 м<sup>2</sup>: а – робочий процес буріння шпурів у вибої виробки шахтною бурильною установкою УБШ-207; б – робочий процес навантаження гірської маси навантажувальною машиною ППН-3А

Останнім часом найбільшого поширення набули прохідницькі комплекси, до складу яких входить високопродуктивне самохідне гірничо-прохідницьке обладнання. Для проведення виробок використовують прохідницький комплекс, до складу якого входять бурильна установка типу DD і вантажно-доставна машина типу LH, виробництва компанії «Sanvik» (Фінляндія). Одну з технологічних схем проведення виробок площею поперечного перерізу 9 – 40 м<sup>2</sup> подано на рис. 2.31. 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-доставної машини LH409E, яка доставляє її до транспортних засобів або до підняттяєвого.

а



б

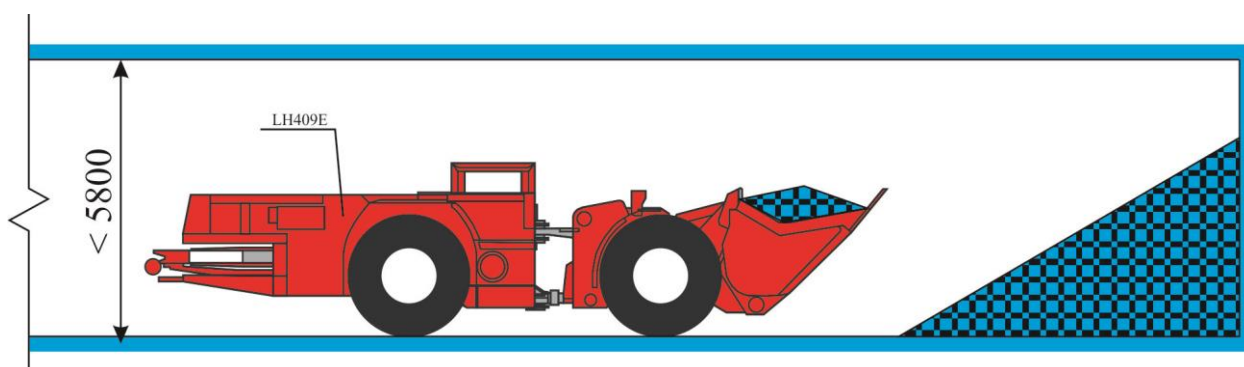


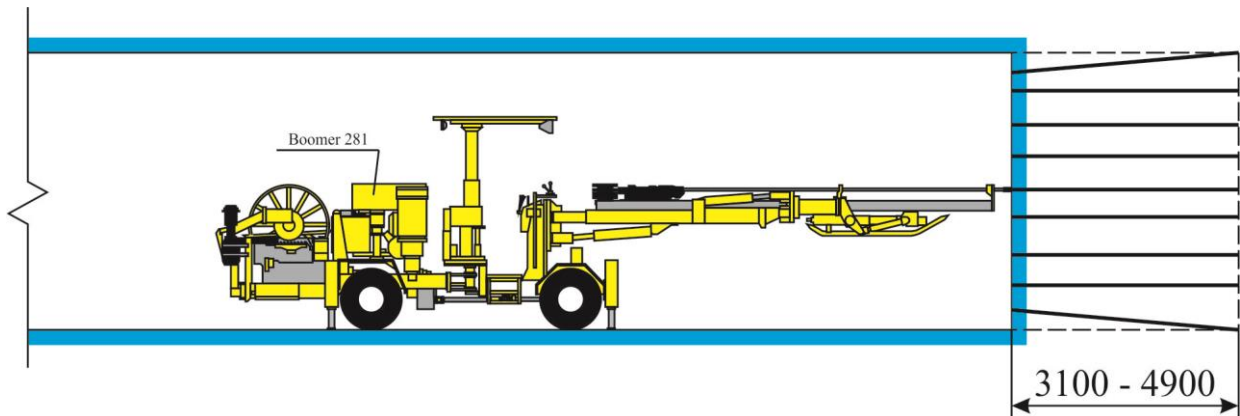
Рис. 2.31. Технологічна схема проведення виробок площею поперечного перерізу 9 – 40 м<sup>2</sup>: а – робочий процес буріння шпурів у вибою виробки бурильною установкою DD311-40; б – робочий процес навантаження гірської маси вантажно-доставною машиною LH409E або LH409

Також для проведення підготовчих і нарізних виробок можуть використовувати прохідницький комплекс, до складу якого входять бурильна установка типу Boomer та вантажно-доставна машина типу ST або EST, виробництва компанії «Atlas Copco» (Швеція). Одну з технологічних схем

проведення виробок площею поперечного перерізу 7 – 40 м<sup>2</sup> за допомогою даного прохідницького комплексу подано на рис. 2.32. Для буріння шпурів у вибою 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 підняття.

Для проведення підготовчих і нарізних виробок використовують різноманітні комбінації самохідних бурильних установок та вантажно-доставних машин різного виробництва.

а



б

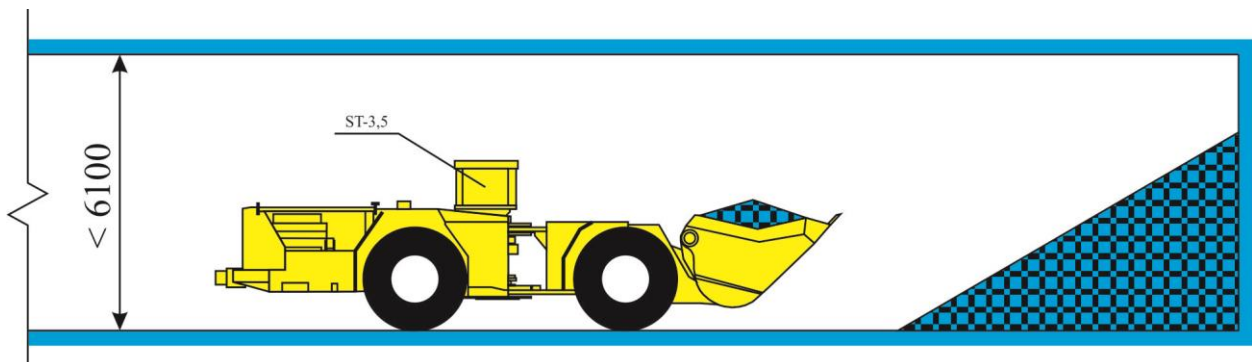


Рис. 2.32. Технологічна схема проведення виробок площею поперечного перерізу 7 – 40 м<sup>2</sup>: а – робочий процес буріння шпурів у вибою виробки бурильною установкою Boomer 281; б – робочий процес навантаження гірської маси вантажно-доставною машиною ST-3,5 або EST-3,5

### 2.2.9. 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 та крок його встановлення, посування вибою виробки за цикл.

При виконанні розрахунку проведення підготовчих і нарізних виробок визначають:

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

Робочі процеси при проведенні підготовчих і нарізних виробок комбайнами подібні механічному відбиванні руди, тому вони розглядаються у розділі 3, а їх тривалість розраховується за формулами (3.98) – (3.104). 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 та навантаження гірської маси												
Кріплення вибою												
Нарощування конвеєру												
Заклучні операції												

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

### **2.3. Процеси при проведенні вертикальних виробок**

*Підняттява гірнична виробка (підняттявий)* – це вертикальна або крутопохила виробка, яка не має безпосереднього виходу на земну поверхню та слугує для перепуску корисних копалин або породи, доставки закладних і інших матеріалів з одного горизонту на інший, пересування людей, вентиляції, прокладки трубопроводів та електричних кабелів, а також для розвідувальних цілей. Залежно від призначення, підняттявий проводять по корисній копалині або пустим породам, обладнують одним, двома або трьома відділеннями (для корисної копалини, породи, сходових ходів тощо). Підняттяві поділяються на вентиляційні, ходові, закладні, перепускні, матеріально-господарські, бурові та відрізні. Зазвичай підняттяві одночасно використовують для сполучення з очисним вибоєм, вентиляції, доставки через нього матеріалів тощо. Підняттяві проводять на одне, два або три відділення. Форма та 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 м<sup>2</sup>. 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 свої типові перерізи та розміри

підняттяєвих, які найбільш відповідають конкретним умовам робіт. Існують 2 способи проведення підняттяєвих – буропідривний або машинний (бурінням). До буропідривного відносяться такі способи проведення підняттяєвих:

- спосіб на полках (звичайний спосіб з обладнанням у період проведення 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 підняттяєвих на повний переріз за допомогою комбайнів.

*Проведення підняттяєвих способом на полках* полягає в оббурюванні вибою перфораторами з робочих полків, установаження розпірного або вінцевого кріплення та влаштування сходового і породоперепускного відділень. Унаслідок низької ефективності сьогодні цей спосіб застосовується зазвичай для коротких (до 25 – 30 м) підняттяєвих, а також для проведення дучок. При цьому способі підняттяєві проводять знизу-вгору з використанням шпурового відбивання. Шпури бурять телескопними перфораторами зі спеціальних робочих дерев'яних полків під вибом, нижче якого розташований запобіжний дерев'яний полок. Дерев'яний полок монтується на зведених розстрілах. Робочі переміщуються до вибою сходовим відділенням. У міру проведення між ходовим і породоперепускним відділеннями у підняттяєвому постійно ремонтують та нарощують дерев'яну відшивку. Відбита порода через відбійний полок і породоперепускне відділення підняттяєвого падає вниз, де навантажується з подошви виробки в транспортні або доставні 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 підняттяєвий призначений тільки для вентиляції або для перепуску руди або породи, його зазвичай не кріплять, а на час проведення, зводять тимчасове кріплення, яке прибирають після завершення проведення. До основних робочих процесів відносяться: буріння шпурів, заряджання та підривання, провітрювання, прибирання гірської маси та влаштування полків.

Технологічну схему проведення підняттяєвого звичайним способом подано на рис. 2.33. З горизонтальної виробки проводять заходку, довжиною до 2 м, з якої проводять підняттяєвий на висоту до 7 м. Потім у міру проведення підняттяєвий розділяють на 2 відділення: матеріально-ходове та рудоспускне (породоспускне) із встановленням розстрілів, драбин і відшивкою дошками. Від вибою підняттяєвого на відстані 2 – 4 м ходове відділення перекривають запобіжним і відбійним помостами, а для виконання робіт з буріння шпурів та їх заряджання, облаштовують робочий поміст. Перед підриванням вибою робочий поміст прибирають, а ходове відділення перекривають відбійним помостом. Підірвана гірська маса падає на подошву виробки, звідки її прибирають у вагонетки за допомогою навантажувальної машини. Іноді в усті

підняттях зазвичай 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 проведення підняттях звичайним способом не перевищує 25 – 30 м/міс.

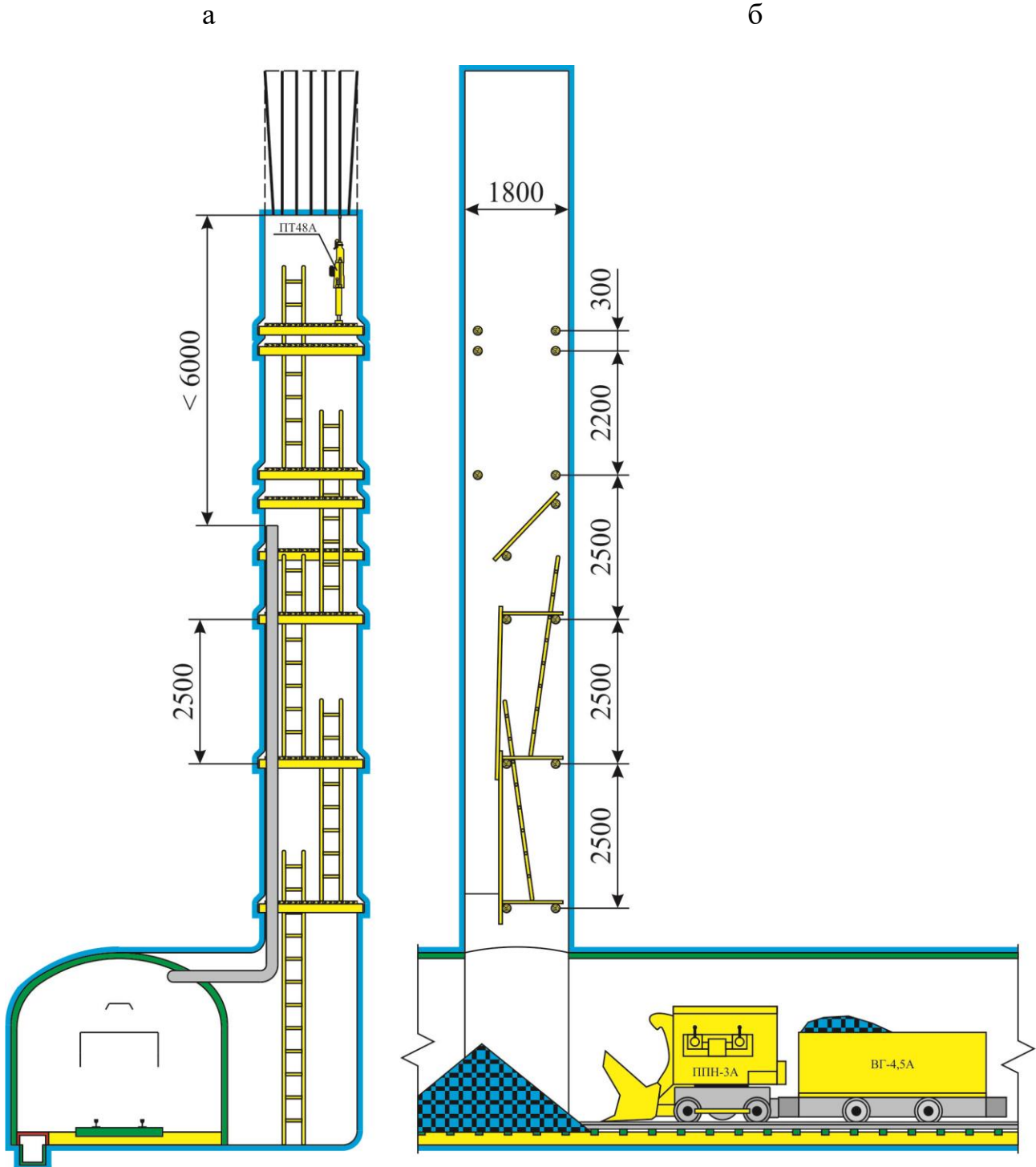


Рис. 2.33. Технологічна схема проведення підняттях звичайним способом: а – робочий процес буріння шпурів у вибою телескопічним перфоратором ПТ48А; б – робочий процес навантаження гірської маси навантажувальною машиною ППН-3А



Технологічну схему проведення дучки подано на рис. 2.34.

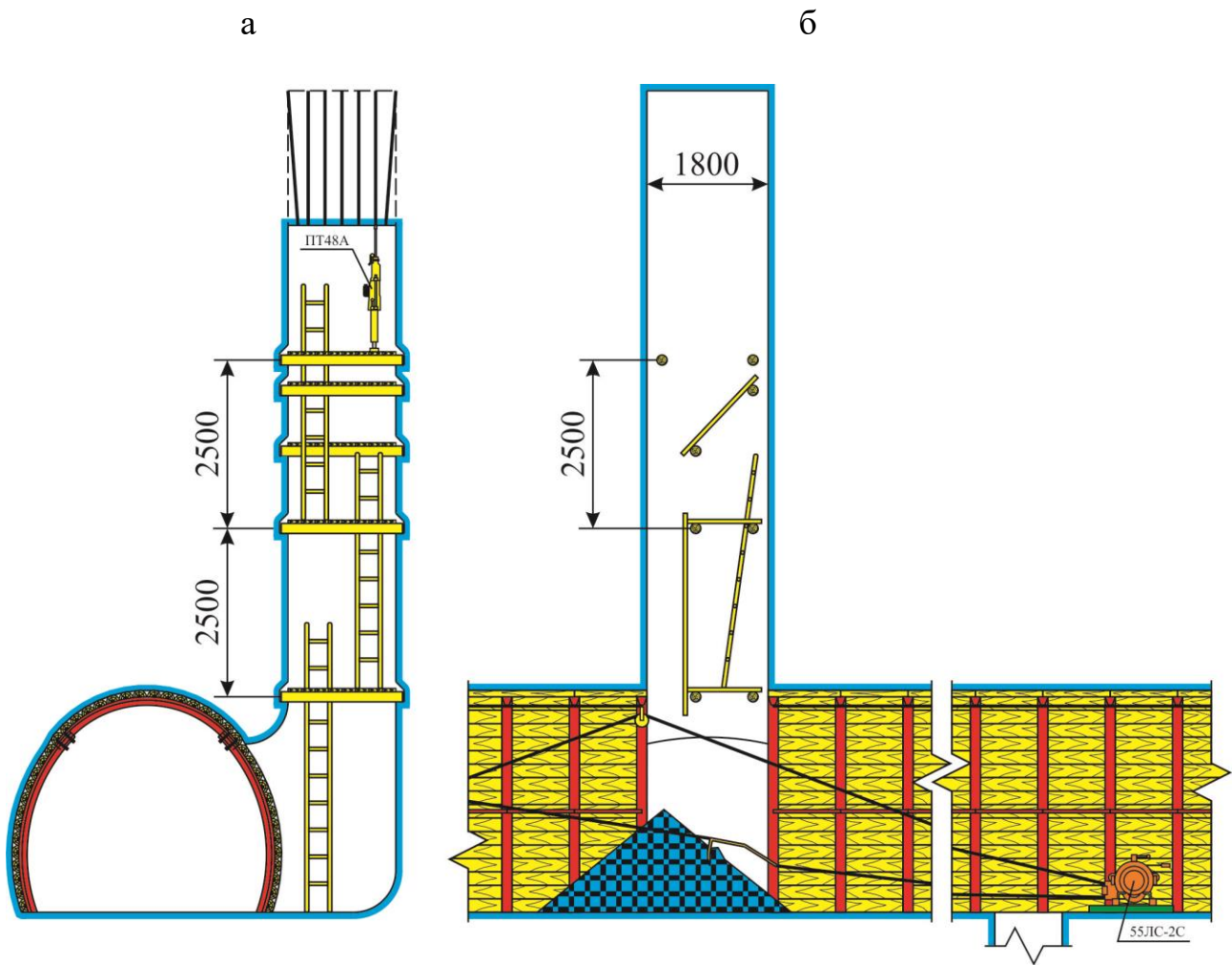


Рис. 2.34. Технологічна схема проведення дучки: а – робочий процес буріння шпурів у вибою телескопним перфоратором ПТ48А; б – робочий процес навантаження та доставка гірської маси до рудоспуску скреперною лебідкою 55ЛС-2С

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 піднятковому (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-заклучних операцій дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;  $t_{об}$  – час на обслуговування робочого місця дорівнює 2% від тривалості зміни, хв;  $t_{oc}$  – особистий час робочого дорівнює 10 хв;  $t_o$  – норматив основного часу на встановлення і розклинювання одного розстрілу, коли ширина виробки (довжина 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, коли ширина виробки

(довжина 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 дорівнює 1,12.

Змінна продуктивність на установку сходів у 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-заклучних операцій дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;  $t_{об}$  – час на обслуговування робочого місця дорівнює 2% від тривалості зміни, хв;  $t_{oc}$  – особистий час робочого дорівнює 10 хв;  $t_o$  – норматив основного часу на установку 1 м сходів дорівнює 3,34 хв;  $t_e$  – норматив допоміжного часу на встановлення 1 м сходів становить 0,85 – 1,55 хв;  $k_{від}$  – коефіцієнт відпочинку дорівнює 1,12.

Змінна продуктивність на обладнання робочого та запобіжного настилу (полку) на готові «розстріли» у 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-заклучних операцій дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;  $t_{об}$  – час на обслуговування робочого місця дорівнює 2% від тривалості зміни, хв;  $t_{oc}$  – особистий час робочого дорівнює 10 хв;  $t_o$  – норматив основного часу на встановлення 1 м<sup>2</sup> настилу, коли ширина виробки (довжина «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 м<sup>2</sup> настилу, коли ширина виробки (довжина «розстрілу»)  $\leq 1,6$  м – 1,48 – 3,38 хв, 1,6 – 2,2 м – 1,3 – 2,96 хв,  $> 2$  м – 1,17 – 2,66 хв;  $k_{від}$  – коефіцієнт відпочинку дорівнює 1,12.

Норма виробітку на обладнання підняттявого (дучки):

- на обладнання та 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

$$H_{e.c} = \frac{H_c}{l_{відx}}, \text{ м/зміну}; \quad (2.54)$$

- на обладнання робочого та 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 підняттявого (установка «розстрілів», сходів, настилів)													
Буріння шпурів													
Заряджання та підривання													
Провітрювання вибою													

Після складання циклограми робіт описується організація робіт при проведенні підняттявого (дучки) та розраховуються витрати матеріалів та енергії.

*Проведення підняттявих за допомогою комплексів КПВ і КПН.* Комплексом для проведення підняттявих КПВ (рис. 2.35) проводять крутопохилі підняттяві з кутом нахилу 60 – 90° і довжиною 60 – 100 м. Технічні характеристики комплексів для проведення підняттявих подано в табл. 2.24. Комплекс складається з самохідної кабіни та робочого полку, які за допомогою пневмодвигуна, редуктора і шестеренчастого зачеплення переміщують по монорейці з ланцюговою рейкою. Монорейка складається з окремих секцій довжиною 0,75 та 1,5 м з трьома вбудованими трубами для підведення стисненого повітря (дві труби) і води. Монорейку кріплять по короткій стінці підняттявого за допомогою анкерів довжиною 1,2 – 1,5 м, які закріплюють в шпурах, що пробурені у породі. Стиснене повітря до пневматичного двигуна подають через шланг, який при підйомі та спуску полка намотується автоматично на шлангову лебідку. Подачу води та стисненого повітря для роботи телескопних перфораторів здійснюють за допомогою труб, що приєднують до труб монорейки. Включення та відключення подачі води і повітря виконують за допомогою блоку живлення, що розташований у виробці.

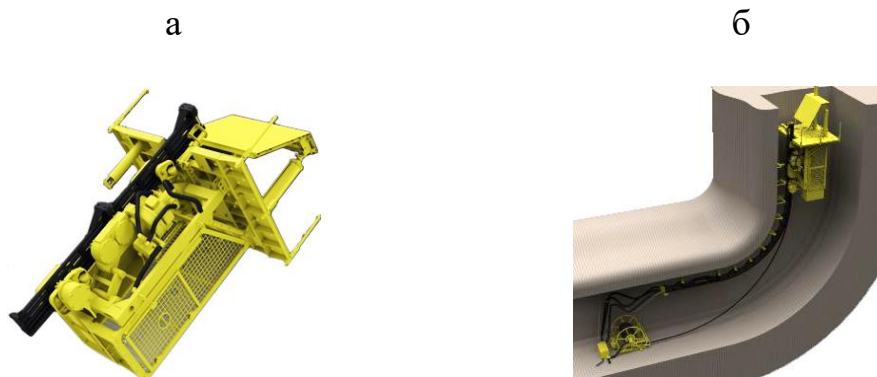


Рис. 2.35. Зовнішній вигляд прохідницького комплексу типу КПВ: а – прохідницький полк; б – комплекс КПВ

Технічні характеристики  
комплексів для проведення підняттявих виробок

Параметр	Показник		
	КПВ-4	КПН-4	КПВ-2
Кут нахилу виробки до горизонту, град.	60 – 90	15 – 60	60 – 90
Переріз виробки, м <sup>2</sup>	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 проведення монтажної камери довжиною не менше 6 м (з урахуванням довжини сполучення з виробкою) та підходів до неї, монтаж монорейки і встановлення обладнання для прибирання породи. Якщо підняттявий кріплять суцільним вінцевим кріпленням, то під ним встановлюють лебідку для підйому матеріалів у вибій.

У практиці застосовують кілька способів розташування монтажної камери відносно горизонтальної виробки. Монтажна камера необхідна для складання та укриття комплексу під час підривних робіт, і може бути розташована паралельно або перпендикулярно до виробки, а також у покрівлі виробки, розташовуючись перпендикулярно до неї. Висота монтажної камери приймають не менше 2,8 м, радіус спряження – 3 м. Для пропуску кабіни КПВ у вибій, при розташуванні монтажної камери перпендикулярно до виробки, породу прибирають за допомогою навантажувальної машини у рудничні вагонетки.

Залежно від стійкості порід, проведення підняттявого здійснюють без кріплення або з кріпленням. У міцних стійких породах підняттявий проводять на висоту 3 – 5 м вище покрівлі монтажної камери із спорудженням тимчасових дерев'яних полків. У підняттявих по одній зі стінок (зазвичай з висячої сторони) бурять шпури для встановлення анкерів, на які 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 й зміцнюють анкерами. Потім проводять монтаж і встановлення інших секцій монорейки разом з ходовою частиною комплексу. В покрівлі камери до ходової частини навішують робочий полк (платформу) та кліть, на підшві 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 полка 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 анкери. Для буріння шпурів під анкери зазвичай застосовують телескопні перфоратори. На нарощування монорейки довжиною 1,5 м на 1 м підняттявого витрачається при його висоті  $\leq 30$  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 обирається 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 полка, піднімають з кабіні контейнери з вибуховими матеріалами та приступають до заряджання шпурів. Спосіб висадження електричний. Провітрюють вибій повітряно-водяною сумішшю від туманоутворювача, 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 гірської 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.

Проведення похилих підняттявих комплексами типу КПН. Таким комплексом проводять підняттяві з кутом нахилу  $30 - 60^\circ$  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 та обладнання, створюється робоче місце в привибійній зоні, постачання стисненим повітрям і водою через став монорейки. Провітрювання вибою після підривних робіт здійснюється протягом години повітряно-водяною сумішшю (аналогічно комплексу КПВ). Порядок проведення гірничопрхідницьких робіт аналогічний як при застосуванні комплексу КПВ. При кутах нахилу від  $30^\circ$  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 проведення підняттявих за допомогою комплексів КПВ і КПН майже не застосовується. Це пов'язано із застосуванням більш прогресивних способів проведення, таких як секційного підривання свердловин або машинного (комбайнового).

Для кожного робочого процесу прохідницького циклу розраховують трудомісткість робіт. Далі розраховують тривалість кожного робочого процесу у прохідницькому циклі 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 вибою												

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

Технологічну схему проведення піднягтевого механізованим способом за допомогою прохідницького комплексу КПВ-4А подано на рис. 2.36.

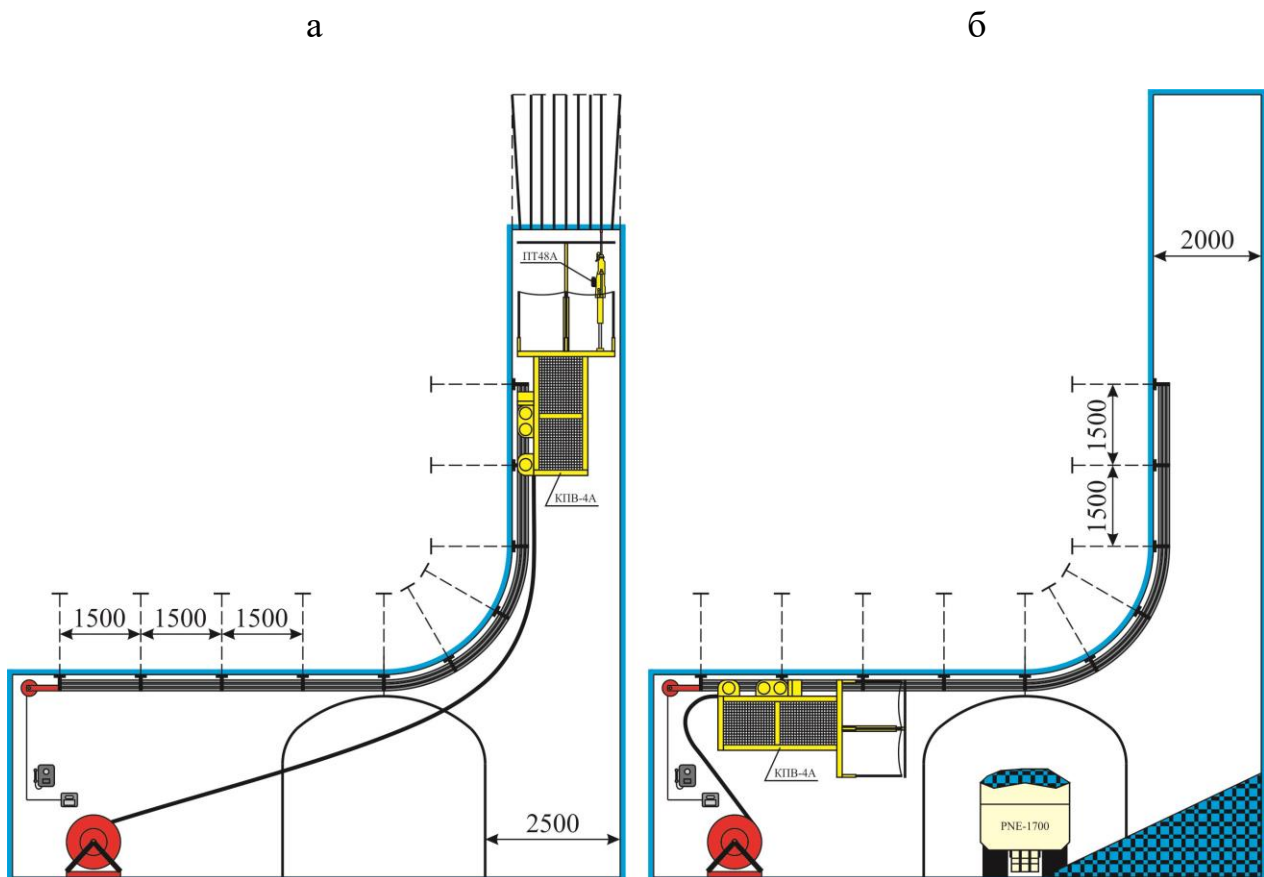


Рис. 2.36. Технологічна схема проведення піднягтевого за допомогою прохідницького комплексу КПВ-4А: а – робочий процес буріння шпурів у вибою телескопним перфоратором ПТ48А; б – робочий процес навантаження гірської маси вантажно-доставною машиною PNE-1700

Спочатку з одного боку в горизонтальній виробці утворюють камеру довжиною до 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 проводять 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 підривають вибій. Гірську 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.

*Проведення підняттевих секційним підриванням глибоких свердловинних зарядів.* За допомогою цього способу проводять вентиляційні, матеріальні, породоперепускні та інші види підняттевих у породах будь-якої міцності і стійкості (окрім сипких). До недавнього часу підняттеві за допомогою свердловинних зарядів проводили лише в породах, які не потребують кріплення. Експлуатація підняттевих, що проведені 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 та 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. 2.37). Для зменшення величини відхилення свердловин у процесі буріння рекомендується жорстке розкріплення бурового верстата на місці забурювання. На нижньому горизонті проводять невелику акумулюючу камеру. Свердловини бурять знизу-вгору або зверху-вниз. Секційне відбивання ведуть ділянками (секціями) довжиною по 2 – 4 м.

При секційному підриванні наскрізних свердловин спочатку встановлюють пробки в нижній частині свердловин, а їх заряджання ведуть зверху, з боку устя. Після установки пробок в свердловини насипається набійка висотою 0,5 м з дрібної породи або піску. Заряджання свердловин проводиться до половини довжини заряду, потім опускається П-Б з двома електродетонаторами або спеціальний П-Б 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 монтуються дві незалежні електропідривні мережі – основна та дублююча. Якщо використовуються НСІ, то за межами підняттевого НСІ збираються в пучок, який комутується через ДШ з пучками НСІ.

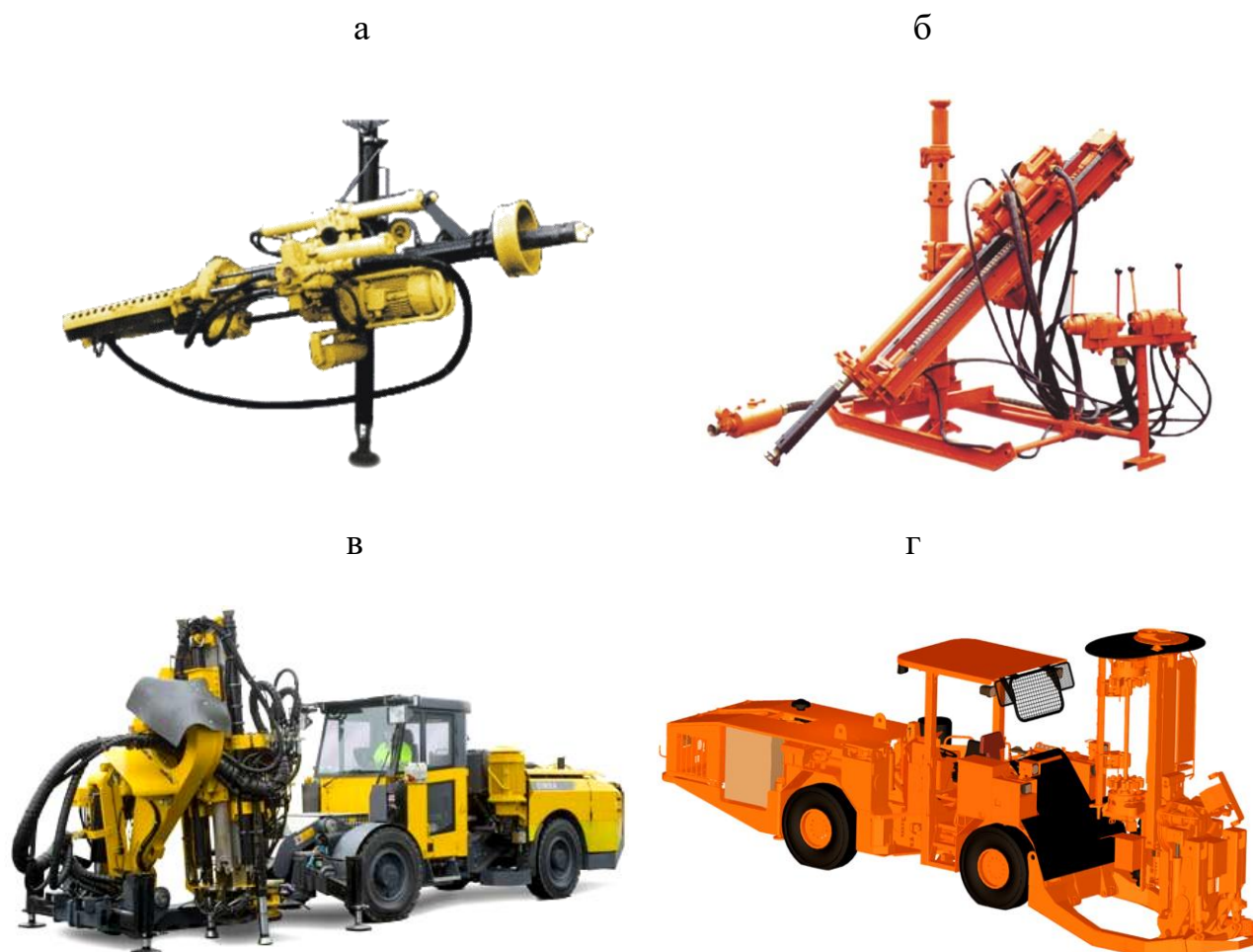


Рис. 2.37. Зовнішній вигляд бурових верстатів: а – НКР-100 МПА; б – СТО-100; в – Simba L6C; г – DL320

Технічні характеристики бурових верстатів подано в табл. 2.25.

Таблиця 2.25

Технічні характеристики бурових верстатів

Тип бурового верстата	Діаметр свердловини, мм	Глибина буріння, м	Встановлена потужність, кВт	Довжина, м	Ширина, м	Висота, м
1	2	3	4	5	6	7
Різних виробники (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	–	–	–	–



1	2	3	4	5	6	7
СТО-100	85 – 130	50 – 80	–	–	–	–
БУ-85С	65 – 85	25	–	3,7	1,45	1,87
«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
«Sandvik» (Фінляндія)						
DL310	51 – 102	38	55	8,45	1,9	2,675
DL320	51 – 102	38	55	9,885	1,9	2,9 – 3,45
DL330	51 – 64	23	55	9,55	1,9	2,1 – 2,9
DL410	64 – 127	54	55	8,84	2,24	2,7
DL420	64 – 127	54	55	10,24	2,24	3,1 – 3,7
DL430	64 – 102	41	55	11,17	2,24	2,75 – 2,9

Мінімальна кількість свердловин у врубі в залежності від межі міцності порід або руди на стискання

$$N_{ep} = 0,5 \cdot k_s \cdot \sqrt{\sigma_{cm}}, \text{ шт.}, \quad (2.56)$$

де  $k_s$  – коефіцієнт, що враховує форму та площу поперечного перерізу, для підняттявих круглої форми, коли  $S_{np} = 2,5$  і  $3,8$  м<sup>2</sup>  $k_s = 0,2$ , для підняттявих квадратної та прямокутної форм, коли  $S_{np} = 1,7$  і  $2,25$  м<sup>2</sup>  $k_s = 0,2$ , коли  $S_{np} = 4$  і  $6$  м<sup>2</sup>  $k_s = 1,0$ ;  $\sigma_{cm}$  – межа міцності порід на стискання, МПа.

За результатами досліджень пробивна відстань між свердловинами врубу дорівнює радіусу зони змінання

$$R_{zm} = 0,5 \cdot d \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot K_{\partial z}}{2 \cdot \sigma_{cm} \cdot K_c \cdot K_y}}, \text{ м}, \quad (2.57)$$

де  $d$  – діаметр зарядної порожнини, м;  $\rho$  – щільність ВР, кг/м<sup>3</sup>;  $D$  – швидкість детонації ВР, м/с;  $\sigma_{cm}$  – межа міцності порід на стискання, Па;  $K_{\partial z}$  – коефіцієнт, що враховує зміну тиску продуктів вибуху на стінки зарядної порожнини в залежності від діаметру заряду ВР

$$K_{\partial z} = \left( \frac{d_3}{d} \right)^3, \quad (2.58)$$

де  $d_3$  – діаметр заряду ВР, м;  $K_c$  – коефіцієнт структурного послаблення масиву; де  $K_y$  – коефіцієнт, який враховує ущільнення породи під дією гірського тиску, відповідає умові  $K_y \geq 1$ .

$$K_y = \frac{\gamma + 0,1 \cdot H}{\gamma}, \text{ ч.о.}, \quad (2.59)$$

де  $\gamma$  – щільність породи або руди, кг/м<sup>3</sup>;  $H$  – глибина гірничих робіт, м.

Для підняттяєвих круглої, квадратної та прямокутної форм, при їх проведенні методом секційного висадження свердловин, найбільшого поширення набуло наступне розташування свердловин у врубі, що подано на рис. 2.38.

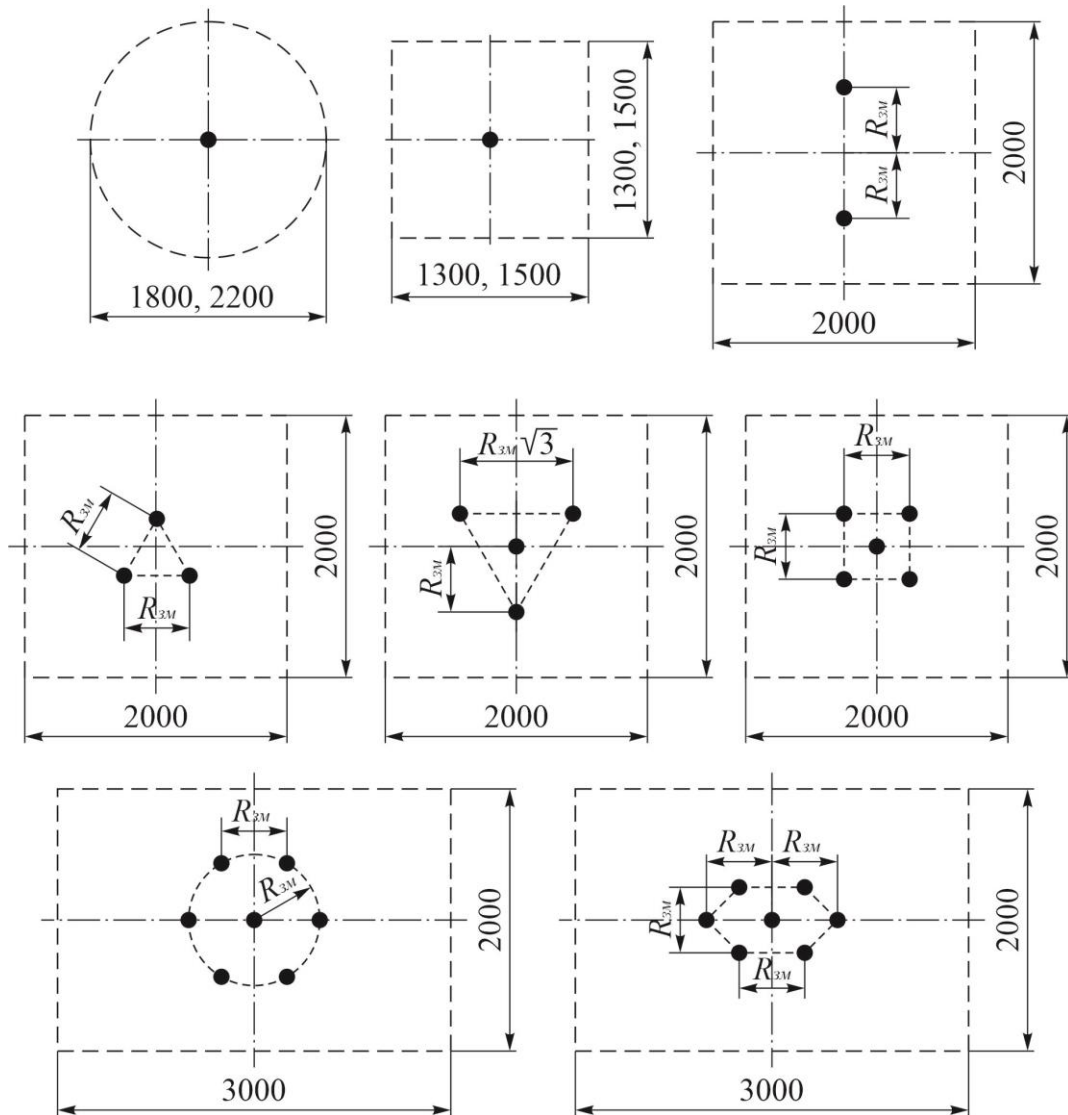


Рис. 2.38. Розташування свердловин у врубі при проведенні підняттяєвих

У зв'язку з невеликими площами поперечного перерізу, як і при проведенні підняттяєвих методом шпурових зарядів, так і при секційному висадженні свердловин, відсутня група відбійних свердловин. Враховуючи умови роботи свердловинних зарядів у затиснутому середовищі та їх розташування відносно відкритої поверхні ЛНО для свердловини буде дорівнювати радіусу зони інтенсивного подрібнення

$$W = R_{зм} \cdot \sqrt{1 + \frac{\rho \cdot D^2 \cdot d \cdot K_{\partial 3}}{8 \cdot R_{зм} \cdot \sigma_{ст} \cdot K_c \cdot K_y}}, \text{ м.} \quad (2.60)$$

Кількість контурних свердловин:

– за шириною підняттявого прямокутної та квадратної форм

$$N_b = \frac{B_{np}}{W} + 1, \text{ шт.}; \quad (2.61)$$

– за довжиною підняттявого прямокутної та квадратної форм

$$N_h = \frac{H_{np}}{W} - 1, \text{ шт.}; \quad (2.62)$$

– для підняттявого круглої форми

$$N_k = \frac{\pi \cdot D_{np}}{W}, \text{ шт.} \quad (2.63)$$

Загальна кількість контурних свердловин для підняттявих прямокутної та квадратної форм

$$N_k = 2 \cdot (N_b + N_h), \text{ шт.} \quad (2.64)$$

Фактична відстань між контурними свердловинами:

– за шириною підняттявого прямокутної та квадратної форм

$$a_b = \frac{B_{np}}{N_b - 1}, \text{ м}; \quad (2.65)$$

– за довжиною підняттявого прямокутної та квадратної форм

$$a_h = \frac{H_{np}}{N_h + 1}, \text{ м}; \quad (2.66)$$

– для підняттявого круглої форми

$$a = \sin\left(\frac{180}{N_k}\right) \cdot D_{np}, \text{ м.} \quad (2.67)$$

Врубіві та контурні свердловини у вибою підняттявої виробки розташовують згідно розрахункової схеми, що подано на рис. 2.39.

Загальна кількість свердловин у вибою підняттявого

$$N = N_{ep} + N_k, \text{ шт.} \quad (2.68)$$

Величина заряду на одну свердловину:

– для розсипних ВР або наливних ЕВР

$$Q_c = 0,25 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot (l_c - l_{заб} - l_{нб}) \cdot \rho, \text{ кг}; \quad (2.69)$$

– для патронованих ВР і ЕВР

$$Q_c = n_{nam} \cdot m_{nam}, \text{ кг}, \quad (2.70)$$

де  $l_c$  – довжина секції становить 2–4 м;  $l_{заб}$  – довжина забивки дорівнює 1 м;  $m_{nam}$  – маса патрону ВР, кг;  $n_{nam}$  – кількість патронів ВР з урахуванням П-Б

$$n_{nam} = \frac{l_c - l_{заб}}{l_{nam}}, \text{ шт.}, \quad (2.71)$$

де  $l_{nam}$  – довжина патрону ВР, м.

Отриману кількість патронів ВР округляють до цілого числа.

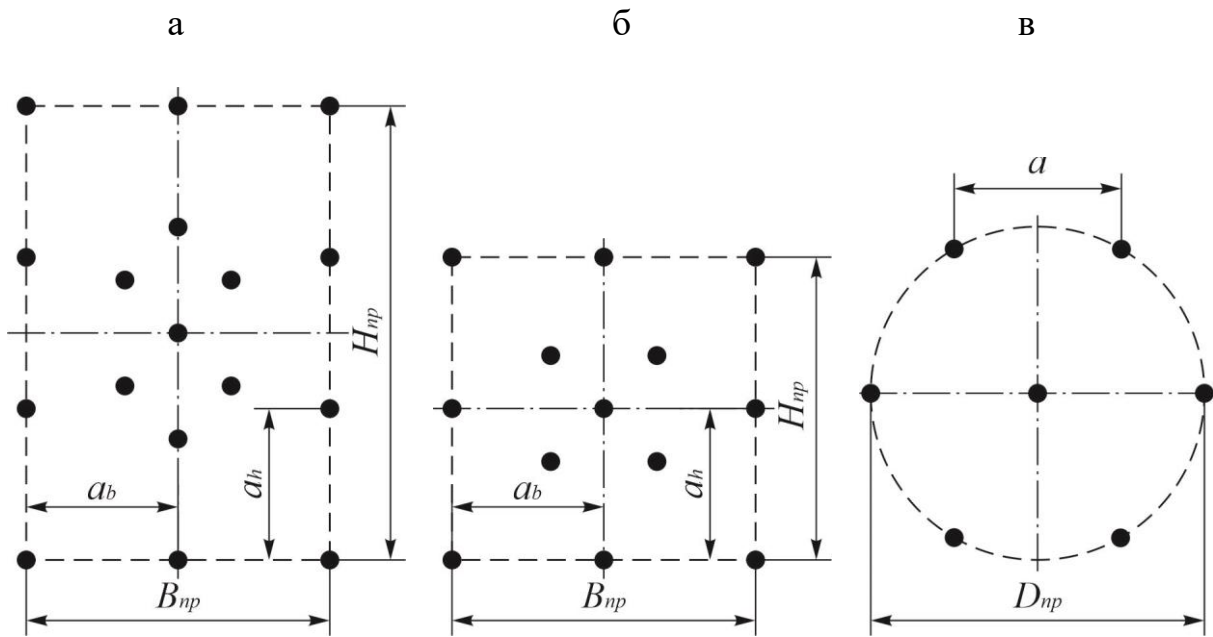


Рис. 2.39. Розрахункові схеми розташування свердловин у вибою піднятцевої виробки прямокутної (а), квадратної (б) і круглої (в) форми

Фактичні витрати ВР на вибій

$$Q_{\phi} = N \cdot Q_c, \text{ кг.} \quad (2.72)$$

Фактичні питомі витрати ВР

$$q_{\phi} = \frac{Q_{\phi}}{S_{np} \cdot l_c}, \text{ кг/м}^3. \quad (2.73)$$

Змінна продуктивність верстатів шарошкового буріння

$$H_{\bar{o}} = T_{зм} \cdot k_{\epsilon} \cdot v_o, \text{ м/зміну}, \quad (2.74)$$

де  $T_{зм}$  – тривалість зміни, год;  $k_{\epsilon}$  – коефіцієнт використання машинного часу становить 0,55 – 0,6;  $v_o$  – механічна швидкість буріння, м/год

$$v_o = \frac{0,26 \cdot F_o \cdot n^{0,8}}{f^{1,6} \cdot d}, \text{ м/год}, \quad (2.75)$$

де  $F_o$  – осьове навантаження на буровий інструмент, кН;  $n$  – частота обертання бурового інструмента,  $\text{с}^{-1}$ ;  $d$  – діаметр долота, м.

Змінна продуктивність верстатів обертально-ударного буріння

$$H_{\bar{o}} = \frac{k_{\epsilon} \cdot (T_{зм} - T_{н.з})}{\left(\frac{1}{v} + t_{num}\right)}, \text{ м/зміну}, \quad (2.76)$$

де  $T_{зм}$  – тривалість зміни, хв;  $T_{н.з}$  – час на підготовчо-заклучні операції становить 20 – 30 хв;  $t_{num}$  – питомі витрати часу на допоміжні операції становить 1 – 4 хв/м;  $v$  – чиста швидкість буріння, м/хв, що залежить від міцності порід і визначається за формулою (2.2).

Змінна продуктивність верстатів ударно-обертального буріння

$$H_{\sigma} = \frac{(T_{зм} - T_{н.з} - T_{ос}) \cdot K_m}{(t_o + t_e) \cdot k_{від}}, \text{ м/зміну}, \quad (2.77)$$

де  $T_{н.з}$  – час підготовчо-заклучних операцій дорівнює 40 хв;  $T_{ос}$  – особистий час робітника дорівнює 10 хв;  $K_m$  – коефіцієнт збільшення норми виробітку при багатоверстатному обслуговуванні дорівнює 1, коли обслуговування здійснюється одним робітником одного верстата, 1,76, коли обслуговування здійснюється одним робітником двох верстатів і 1,45, коли обслуговування здійснюється двома робітниками трьох верстатів;  $t_o$  – витрати основного часу на буріння 1 м свердловини, хв/м (див. табл. 2.26);  $k_{від}$  – коефіцієнт відпочинку дорівнює 1, коли обслуговування здійснюється одним робітником одного верстата і 1,05, коли здійснюється багатоверстатне обслуговування;  $t_e$  – час на виконання допоміжних операцій, що припадають на 1 м свердловини

$$t_e = P \cdot (0,5 \cdot t_1 \cdot H + t_2) + \frac{t_3}{h} + \frac{t_4}{H} + t_5, \text{ хв}, \quad (2.78)$$

де  $P$  – число опускань і підйомів бурового інструменту, що необхідно для заміни коронок при бурінні 1 м свердловини становить 0,022 – 4,35, коли  $f = 2 - 20$ ;  $t_1$  – час спуску та підйому бурових штанг, що припадає на 1 м свердловини дорівнює 0,577 хв;  $t_2$  – час заміни коронки дорівнює 2,2 хв;  $t_3$  – час нарощування однієї штанги становить 1,091 – 1,819 хв, коли кут нахилу свердловини знаходиться в межах  $10 - 90^\circ$ ;  $t_4$  – час на перехід чергової свердловини з забурюванням (без перестановки розпірної колонки) дорівнює 17,1 хв;  $t_5$  – час промивання і продування свердловини становить 1,13 – 2,55 хв, коли кут нахилу свердловини знаходиться в межах  $10 - 90^\circ$ ;  $h$  – довжина бурової штанги становить 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

$$H_{\sigma} = \frac{(T_{зм} - T_{н.з} - T_{ос} - t_n) \cdot m}{\left(\frac{1}{v} + t_e\right) \cdot k_{від} \cdot k_c}, \text{ м/зміну}, \quad (2.79)$$

де  $m$  – число перфораторів, що обслуговуються одним бурильником;

$k_c$  – коефіцієнт, що враховує прості перфораторів через збіг вимог на одночасне обслуговування перфораторів становить 1,25 – 1,30;  $t_n$  – середній час простою перфоратора

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

де  $t_g$  – час на виконання допоміжних операцій, що припадають на 1 м штангового шпуру або свердловини визначаємо за формулою (2.78).

Інші позначення ті ж, що й у формулі (2.77).

Трудомісткість на буріння свердловин для проведення підняттяєвого

$$T_{\text{бур}} = \frac{N \cdot L_n}{H_{\text{б}}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.80)$$

де  $L_n$  – довжина підняттяєвого, м;

Змінна норма виробітку бурильника на буріння свердловин

$$H_{\text{б}} = \frac{L_n}{T_{\text{бур}}}, \text{ м/зміну}. \quad (2.81)$$

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

$$H_{\text{зар}} = \frac{T_{\text{зм}} - (T_{\text{нз}} + T_{\text{об}} + T_{\text{ос}})}{(t_o + t_g) \cdot k_{\text{від}}}, \text{ м/зміну}, \quad (2.82)$$

де  $T_{\text{нз}}$  – час на підготовчо-заклучні операції дорівнює 3% від тривалості зміни, хв;  $T_{\text{об}}$  – час на обслуговування робочого місця дорівнює 2% від тривалості зміни, хв;  $T_{\text{ос}}$  – час на особисті потреби 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 дорівнює 3,34 хв/м, коли висота підняттяєвого менше 30 м і 5,30 хв/м, коли – 30 – 60 м;  $t_g$  – норматив допоміжного часу на зарядку 1 м свердловини, що складається з чистки свердловин після вибуху, установки пробки та замір глибини свердловини, виготовлення П-Б, монтаж підривної мережі та провітрювання дорівнює 6,85 хв/м, коли висота підняттяєвого менше 30 м і 9,75 хв/м, коли 30 – 60 м;  $k_{\text{від}}$  – коефіцієнт відпочинку дорівнює 1,1.

Визначаємо трудомісткість заряджання свердловин

$$T_{\text{зар}} = \frac{N \cdot L_n}{H_{\text{зар}}}, \text{ чол.-змін}. \quad (2.83)$$

Змінна норма виробітку підривника на заряджання свердловин

$$H_3 = \frac{L_g}{T_{\text{зар}}}, \text{ м/зміну}. \quad (2.84)$$

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

$$H_n = \frac{(T_{\text{зм}} - t_{\text{нз}} - t_{\text{ос}}) \cdot V \cdot k_3}{\left( \frac{l}{v_2} + \frac{l}{v_n} + t_{\text{зр}} \right) \cdot k_{\text{від}} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (2.85)$$

де  $t_{n3}$  – час на підготовчо-заклучні операції дорівнює 40 хв (з урахуванням змащення, випробування лебідки, закріплення блочків тощо);  $V$  – об’єм скрепера,  $m^3$ ;  $k_3$  – коефіцієнт заповнення скрепера (для великогрудкової гірської маси становить 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;  $t_{3p}$  – час завантаження та розвантаження скрепера з урахуванням пауз на перемикання і нерівномірність ходу скрепера становить 0,3 – 0,7 хв;  $K_p$  – коефіцієнт розпушення гірської маси визначають за формулою (1.2).

Змінну продуктивність навантажувальної машини визначають за формулами (2.22) – (2.25).

Змінна продуктивність люкового навантажування

$$H_n = \frac{n_g \cdot V_g \cdot \gamma_p \cdot (T_{3m} - t_{n3})}{(t_c + t_p) \cdot (1 + k_{gid})}, \text{ т/зміну}, \quad (2.86)$$

де  $n_g$  – кількість вагонеток у складі

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

де  $Q_{oc}$  – вантажопідйомність рухомого складу становить 100–200 т;  $V_g$  – місткість вагонетки,  $m^3$ ;  $\gamma_p$  – щільність руди,  $t/m^3$ ;  $t_{n3}$  – час на підготовчо-заклучні операції дорівнює 10 хв;  $k_{om}$  – коефіцієнт відпочинку люкового дорівнює 0,1;  $t_p$  – час заміни рухомого складу під навантаженням становить 10 – 15 хв;  $t_c$  – час завантаження рухомого складу, хв, коли люкове навантаження без перечеплення вагонеток

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

де  $t_{nep}$  – час на перестановку вагонеток становить 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  $> 0,8 \text{ м}^2$

$V_g, \text{ м}^3$	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

$$H_n = \frac{T_{3m} - t_{pn}}{t_{3ав} + t_{3н} + t_{3в} + t_{3с} + t_{3д}}, \text{ т/зміну}, \quad (2.87)$$

де  $t_{pn}$  – середньозмінна тривалість простоїв становить 60 – 80 хв;  $t_{3ав}$  – питомі витрати часу на ліквідацію одного зависання руди

$$t_{3ав} = \frac{t'_{3ав}}{Q_{3ав}}, \text{ хв/т},$$

де  $t'_{3ав}$  – середні абсолютні витрати часу на ліквідацію одного зависання руди становить 10 – 15 хв;  $Q_{3ав}$  – середня кількість руди, що випускається

віброживильником між двома наступними зависаннями становить 50 – 200 т;  $t_{en}$  – питомі витрати часу на вторинне подрібнення негабариту

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

де  $t'_{en}$  – середні абсолютні витрати часу на одне підривання негабаритних грудок руди становлять 10 – 15 хв;  $H$  – вихід негабариту дорівнює 0 – 40%;  $n_k$  – кількість негабаритних грудок руди на підшві виробки, які підриваються одночасно становить 2 – 4 шт.;  $m_n$  – середня маса одної негабаритної грудки руди залежить від негабаритних розмірів: коли габарит 400 мм, то  $m_n = 0,6 – 0,8$  т, коли габарит 800 мм –  $m_n = 0,8 – 1,2$  т;  $t_{ne}$  – витрати часу на очікування перестановки вагонеток

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

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

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

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

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

де  $v_p$  – швидкість переміщення руди по лотку віброживильників становить 0,1 – 0,5 м/с;  $b_l$  – ширина лотка віброживильника становить 1,2 – 1,4 м;  $h_p$  – висота шару руди, яка переміщається по лотку віброживильника, м.

Трудомісткість навантаження гірської маси за допомогою скреперної установки або навантажувальної машини

$$T_{нав} = \frac{S_{вч} \cdot L_n}{H_n}, \text{ чол.-змін.} \quad (2.88)$$

Трудомісткість навантаження гірської маси за допомогою люків або вібраційних живильників

$$T_{нав} = \frac{S_{вч} \cdot L_n \cdot \gamma}{H_n}, \text{ чол.-змін.} \quad (2.89)$$

де  $\gamma$  – щільність гірської маси, т/м<sup>3</sup>.

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

$$H_n = \frac{L_n}{T_{нав}}, \text{ м/зміну.} \quad (2.90)$$



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

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

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

Технологічну схему проведення підняттявого способом секційного висадження глибоких свердловин подано на рис. 2.40.

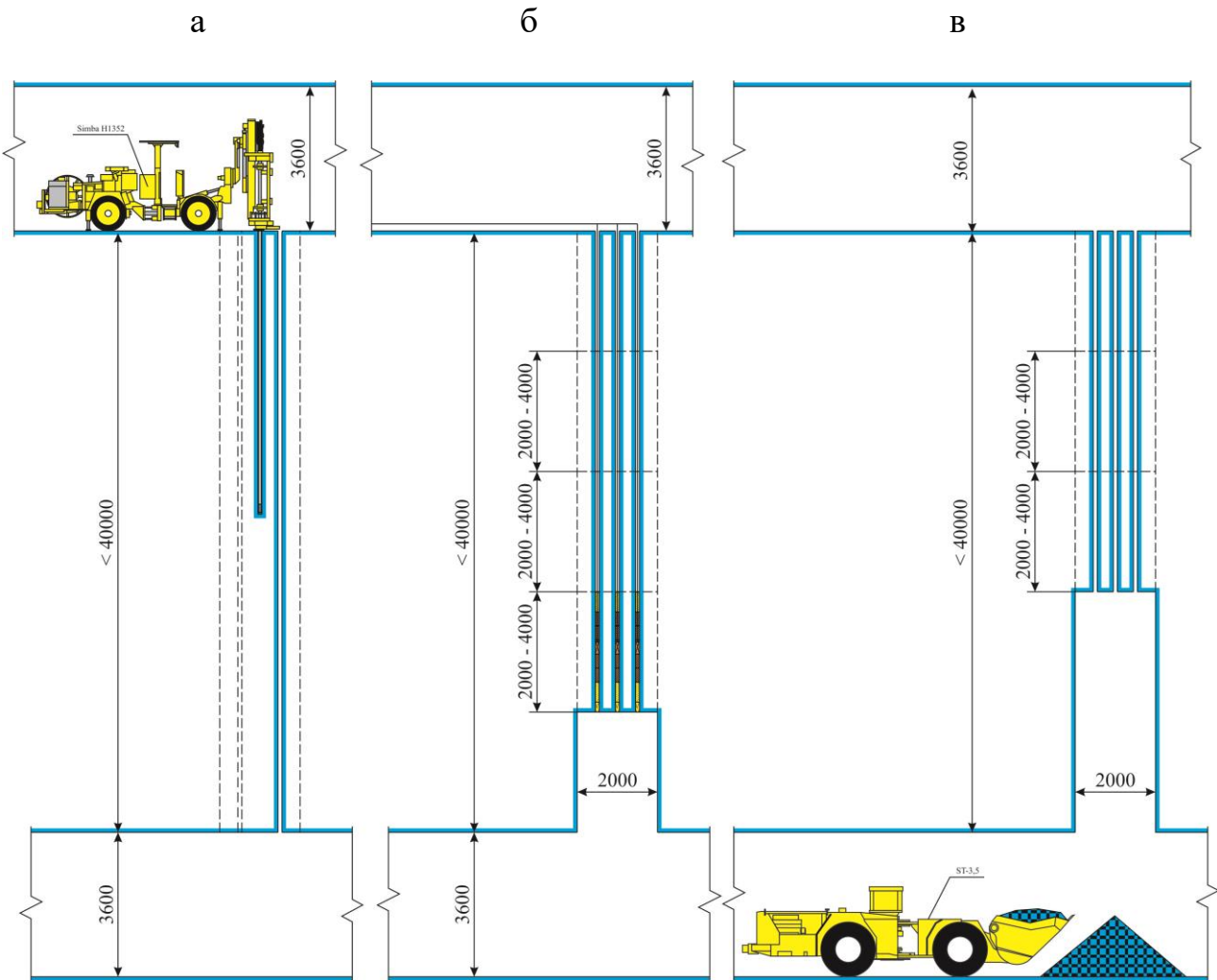


Рис. 2.40. Технологічна схема проведення підняттявого способом секційного висадження глибоких свердловин: а – робочий процес буріння свердловин буровим верстатом Simba H1352; б – робочий процес заряджання свердловин; в – робочий процес навантаження гірської маси вантажно-доставною машиною ST-3,5

*Проведення підняттяєвих машинним (комбайновим) способом.* Буріння підняттяєвих у рудних шахтах почали застосовувати в 70-ті роки ХХ століття. До сьогодні створені досить досконалі конструкції бурових комбайнів і бурового інструменту, які дозволяють бурити підняттяєві діаметром 1 – 3 м і довжиною до 1000 м. На даний час у рудних шахтах застосовують комбайни для проведення підняттяєвих (рис. 2.41), технічні характеристики яких подано в табл. 2.27. Це дуже перспективне гірниче обладнання.

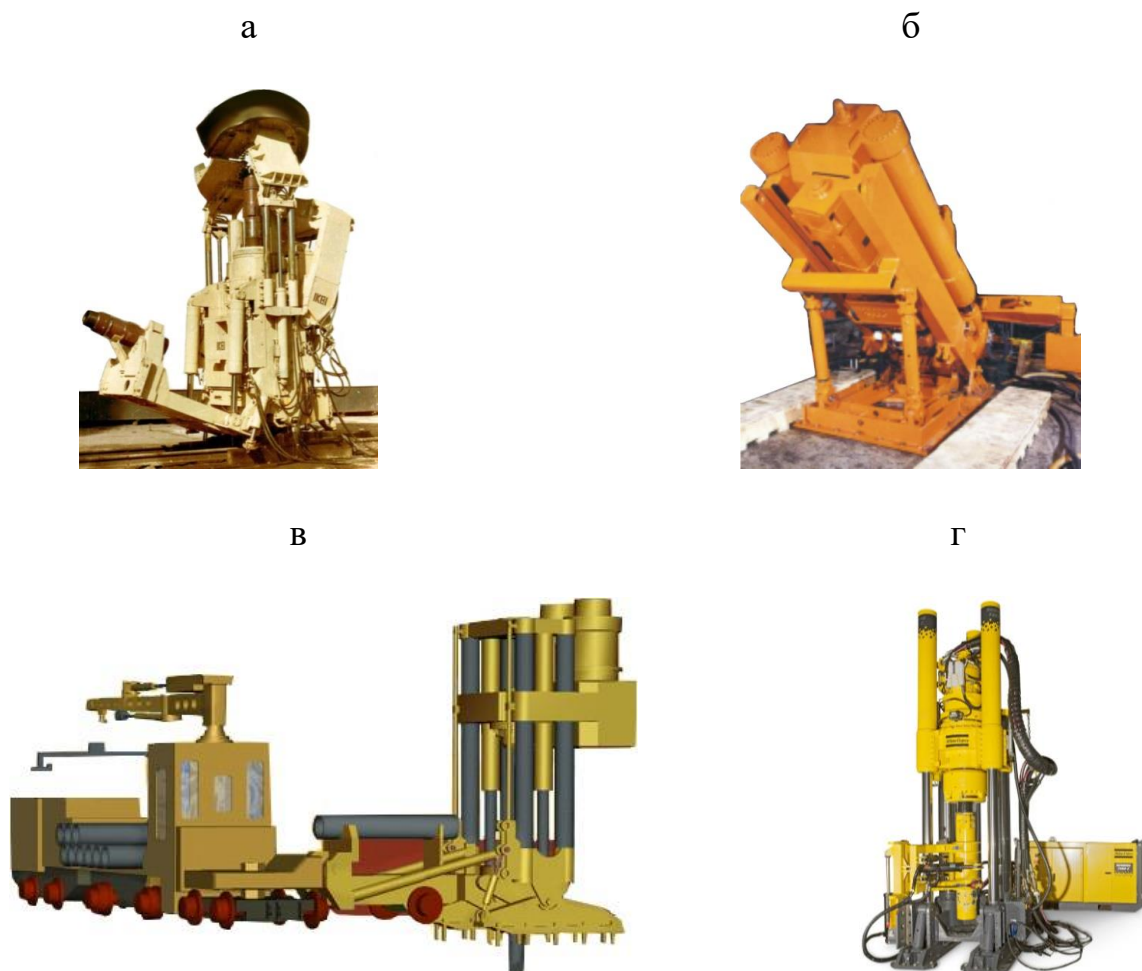


Рис. 2.41. Зовнішній вигляд комбайнів для проведення підняттяєвих: а – 1KB1; б – RHINO 1000; в – 2KB; г – Robbins 73R

Таблиця 2.27

Технічні характеристики комбайнів для проведення підняттяєвих

Тип	Діаметр передової свердловини, мм	Діаметр бурової виробки, м	Глибина буріння, м	Встановлена потужність, кВт	Маса, т
1	2	3	4	5	6
Різні виробники (Україна)					
1KB1	320	1,5	91	132	59,5
2KB	270	1,5 – 1,8	100	132	56

1	2	3	4	5	6
«Atlas Copco» (Швеція)					
Robbins 34RH	229	1,5	340	112	6
Robbins 44RH	229	1 – 1,8	250	132	8
Robbins 53RH	279	1,5 – 2,4	490	225	14
Robbins 73R	279	1,8 – 3,1	550	225	10
Robbins 123R	349	3,1 – 6	920	448	25,4
«Trb-Raise Borers» (Фінляндія)					
RHINO 400	229 – 280	1,5 – 1,8	–	110 – 132	8
RHINO 1000	280	2,4 – 3,5	–	300	16
RHINO 2000DC	349	3,6	–	400	24,1

У більшості випадків бурінням проводять підняття між двома концентраційними горизонтами. Найбільш поширена технологія з бурінням по осі підняття 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 2КВ, шведські комбайни «Robbins» компанії «Atlas Copco» та фінські комбайни «Rhino» компанії «TRB-Raise Borers». При використанні вітчизняного комбайну 1КВ1, підняття бурять знизу-вгору відразу на повний діаметр. Усі комбайни для буріння підняття 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 випереджаючої свердловини та проведення камери об'ємом 60 – 140 м<sup>3</sup> 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. Передову свердловину бурять шарошковою коронкою з використанням спрямовуючих штанг, що перешкоджають відхиленню свердловини від заданого напрямку. Після виходу передової свердловини на нижній горизонт шарошкову коронку знімають, а буровий став оснащують розширювачем заданого кінцевого діаметра підняття. Розрахунок основних робочих процесів при проведенні підняття комбайнами.

Час монтажу комбайна

$$T_m = \frac{H_m}{T_{zm}}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.91)$$

де  $H_m$  – норма часу на монтаж комбайна, для комбайна 1КВ1 дорівнює 80,42 чол.-год, 2КВ – 84,56 чол.-год, Robbins 73RM – 382,97 чол.-год;  $T_{zm}$  – тривалість зміни, год.

Трудомісткість буріння передової свердловини

$$T_o = \frac{L_n}{H_{vir}}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.92)$$

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

– коли довжина підняттяєвого до 20 м

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

– коли довжина підняттяєвого до 40 м

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

– коли довжина підняттяєвого до 60 м

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

– коли довжина підняттяєвого до 80 м

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

– коли довжина підняттяєвого до 100 м

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

Для комбайна Robbins 73RM

– коли довжина підняттяєвого до 60 м

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

– коли довжина підняттяєвого до 80 м

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

– коли довжина підняттяєвого до 100 м

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

Трудомісткість розбурювання підняттяєвого

$$T_p = \frac{L_n}{H_{вир}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.93)$$

де  $H_{вир}$  – норма виробітку на розбурювання підняттяєвого дорівнює:

– для комбайнів 1КВ1 і 2КВ

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

– для комбайна Robbins 73RM

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

Трудомісткість демонтажу комбайна

$$T_\delta = \frac{H_\delta}{T_{зм}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.94)$$

де  $H_\delta$  – норма часу на демонтаж комбайна, чол-год, для комбайна 1КВ1 дорівнює 40,84 чол.-год, 2КВ – 40,46 чол.-год, Robbins 73RM – 255,31 чол.-год.

Загальна трудомісткість проведення підняттяєвого

$$T_{прох.n} = T_m + T_o + T_p + T_\delta, \text{ чол.-змін}. \quad (2.95)$$

Змінна норма виробітку на проведення підняттяєвого комбайном

$$H_{нк} = \frac{L_n}{T_{прох.n}}, \text{ м/зміну}. \quad (2.96)$$

За отриманими розрахунками часу на кожен робочий процес прохідницького циклу розробляють циклограму робіт на проведення підняттяєвого комбайном.

Назва робочого процесу	Тривалість, змін (днів)	Тривалість, змін (днів)							
		1	2	3	...	31	32	33	...
Монтаж комбайну									
Буріння передової свердловин									
Розбурювання підняттявого									
Демонтаж									

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

Технологічну схему проведення підняттявого машинним способом за допомогою комбайна подано на рис. 2.42.

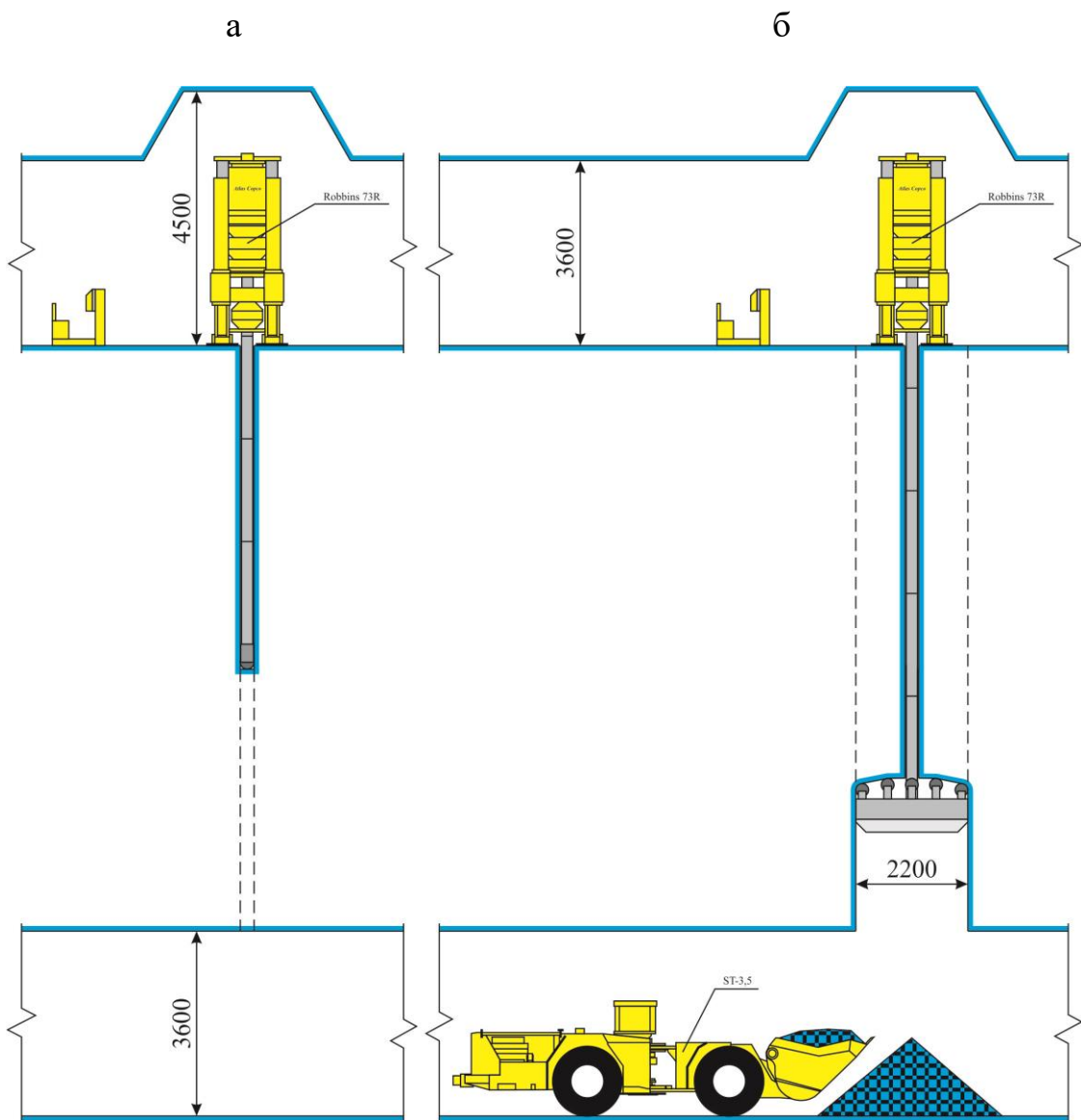


Рис. 2.42. Технологічна схема проведення підняттявого комбайном Robbins 73R: а – робочий процес буріння передової свердловини у напрямку зверху-вниз; б – робочий процес буріння підняттявого на повний переріз у напрямку знизу-вгору

### *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 гірської 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 визначають трудомісткість на 1 м виробки та на цикл?*
- 13. Як визначають тривалість кожного робочого процесу в прохідницькому циклі?*
- 14. Охарактеризуйте робочі процеси при проведенні піднятєвих або дучок способом на полках.*
- 15. Охарактеризуйте робочі процеси при проведенні піднятєвих за допомогою комплексів КПВ.*
- 16. Охарактеризуйте робочі процеси при проведенні піднятєвих способом секційного висадження свердловин.*
- 17. Охарактеризуйте робочі процеси при проведенні піднятєвих комбайнами.*

### 3. ПРОЦЕСИ ВИКОНАННЯ 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.

#### 3.1. Класифікація комплексів робочих процесів

**Очисне виймання** – це комплекс взаємопов’язаних робочих процесів з виймання руди в очисних вибоях. **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 здійснюють їх 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. 3.1.



Рис. 3.1. Класифікація комплексу робочих процесів при виробничій стадії очисних робіт

На сучасних рудних шахтах основна частина витрат (25 – 50%) з видобутку корисної копалини припадає 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 та 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.

### **3.2. Відбивання руди**

**Відбивання руди** – це відділення частини руди від масиву та подрібнення її до грудки певного розміру. Основні вимоги, які висувають до відбивання руди, це безпека робіт, мінімальні матеріально-трудові витрати, найбільш повне відбивання у проектних контурах відпрацювання, мінімальні законтурні руйнування масиву як рудного, щоб уникнути його самообвалення та поганого подрібнення наступними вибухами, так і породного, щоб уникнути збіднення відбитої руди, 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 умови застосування і пов'язані з міцністю руд.

Одним з перших способів відбивання був механічний, але з появою вибухового відбивання, його стали використовувати тільки при видобуванні м'яких руд. Механічне відбивання застосовують у м'яких рудах і для відбивання руди 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 відбивання вибухом, при якому весь масив блоку можна розбурияти свердловинами з невеликої кількості бурових виробок.

Відбивання руди вибуховим способом спочатку здійснювали шпурами, а на потужних родовищах і при міцних рудах використовували відбивання мінними (концентраційними) зарядами та лише пізніше з'явилося свердловинне відбивання. Останнє практично повністю витіснило мінне відбивання та



частково шпурове. Вибухове відбивання руди застосовується при видобуванні міцних руд, і є менш енергоємним, ніж інші способи відбивання. На сьогодні цей спосіб є основним. Питома вага вибухового відбивання становить близько 85 – 90% від загального обсягу видобутку. Класифікація способів відбивання руди та їх особливості подано у табл. 3.1.

Таблиця 3.1

Класифікація способів відбивання руди

Спосіб	Особливість
1. Вибухове відбивання:	Висадження зарядів вибухових речовин, які розміщені в утвореній у масиві порожнині
1.1. Шпурами	Шпури мають діаметр $\leq 85$ мм і глибину $\leq 5$ м
1.2. Штанговими шпурами	Штангові шпури мають діаметр 56 – 85 мм і глибину 5 – 20 м
1.3. Глибокими свердловинами	Свердловини мають діаметр $> 85$ мм і 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 та тиску порід, які лежать вище
4. Інші способи:	
4.1. Гідралічний	Руйнування високонапірним струменем води
4.2. Електрофізичні способи відбивання	–

Самообвалення руди застосовують зазвичай лише в одному класі систем розробки та в конкретних гірничо-геологічних умовах. Гідралічне відбивання випробовували при розробці малопотужних пологих пластів марганцевих руд. Причиною відмовою від нього стало, в першу чергу, осідання на підшві покладу найбільш важких частинок, що багаті металом. Електрофізичні способи знаходяться в стадії розробки. Короткий огляд різних способів відбивання руди засвідчив про те, що сьогодні широке застосування знайшов підривний і в незначній мірі механічний способи відбивання руди. Тому нижче будуть більш детально розглянуті ці 2 способи відбивання. Комплекс робочих процесів відбивання руди включає в себе низку робочих процесів, які виконують послідовно або у певних гірничо-геологічних умовах не виконують взагалі, класифікація яких подана на рис. 3.2.

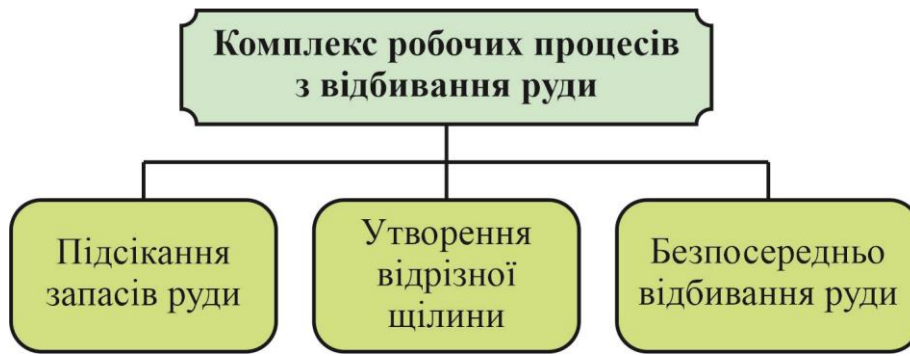


Рис. 3.2. Класифікація комплексу робочих процесів з відбивання руди

### 3.2.1. Підсікання запасів руди

Найбільш важливим процесом при відбиванні руди є підсікання запасів руди у видобувному блоці, що багато в чому визначає ефективність самої системи розробки.

**Підсіканням запасів руди** в межах виймальної одиниці називається процес утворення в нижній частині масиву руди відслоненої площі, що слугує для створення додаткової відкритої поверхні та компенсаційного простору. Перше призначення характерне для всіх систем розробки, а друге – для окремих варіантів систем з обваленням. Висота підсікання залежить від її призначення. На практиці розрізняють 2 види підсікання – воронками та траншеєю (рис. 3.3).

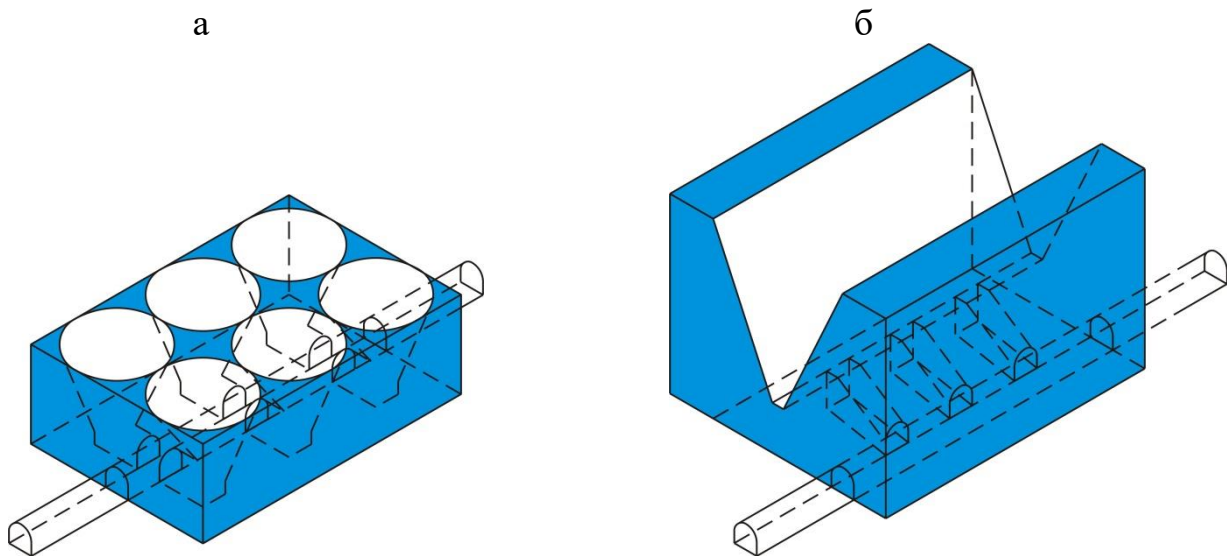


Рис. 3.3. Види підсікання руди в очисному блоці: а – підсікання воронками, б – траншейне підсікання

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

**Підсікання шпурами.** Даний спосіб підсікання застосовують при системах розробки з відкритим очисним простором і в системах з магазинуванням руди (рис. 3.4) при розробці тонких і 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 проводять дучки. З них бурять кільцеві віяла шпурів, після висадження яких утворюють приймальні воронки.

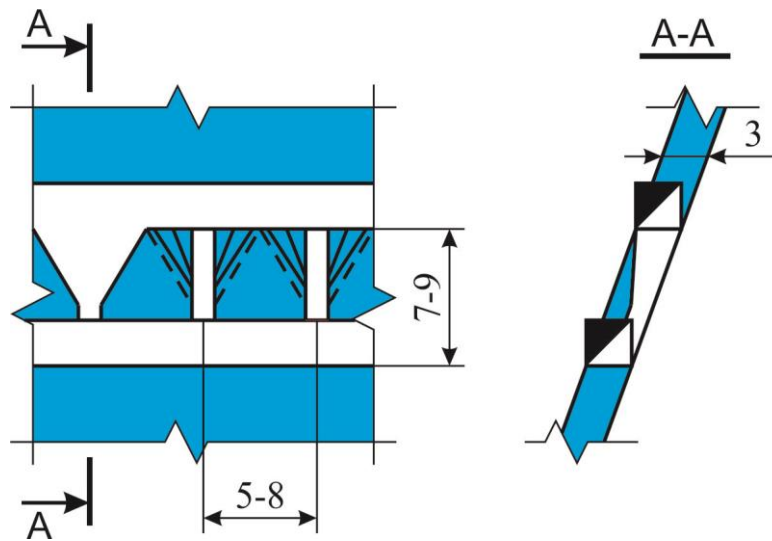


Рис. 3.4. Підсікання блоків шпурами

*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. 3.5).

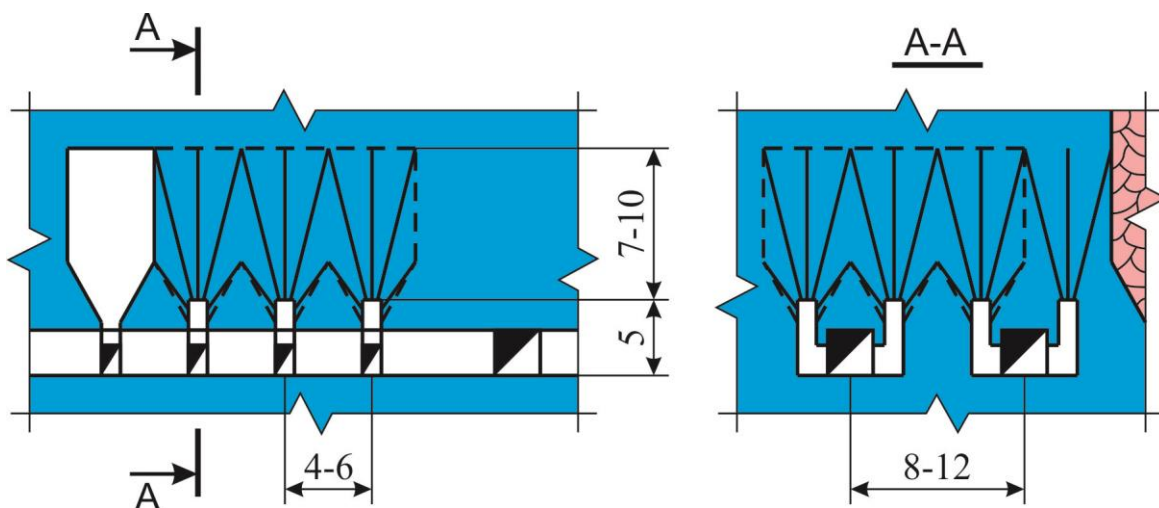


Рис. 3.5. Підсікання блоків за допомогою варіанту «закрите віяло»

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 тощо та дозволяє за одну стадію утворити підсікання на висоту 12 – 18 м (рис. 3.6).

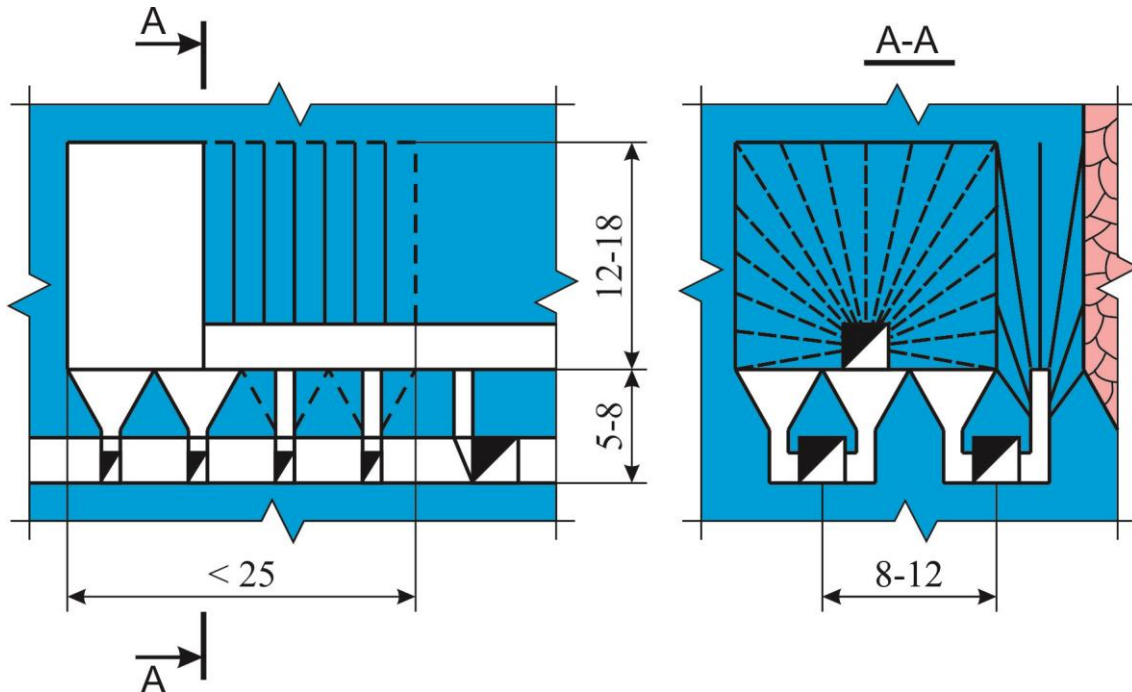


Рис. 3.6. Підсікання блоків за допомогою варіанту «камера над дучками»

Форма поперечного перерізу камер може бути як квадратною або прямокутною, так і трапецеподібною та трикутною, з горизонтально чи похило орієнтованим відслоненням стеліни.

Підсікання запасів блоку (панелі) виконують окремими камерами із залишенням між ними тимчасових ціликів, що руйнують разом з обваленням розташованого вище масиву руди. По ряду дучок на горизонті підсікання проводять 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, що пробурені з підсічної виробки, утворюють підсічну камеру висотою 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 приймальні воронки. Після утворення підсічних камер тимчасові цілики між ними шириною 4 – 6 м руйнують масовим підриванням свердловин, що пробурені з дучок перед обваленням масиву руди в блоці, який знаходиться вище. Розмір і форма підсічних камер визначають, виходячи з фізико-механічних властивостей і стійкості руди та конструктивних особливостей системи розробки, що узгоджують з відстанню між виробками

випуску і доставки руди. Ширина камер кратна 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 та поверхового обвалення, поверхово-камерними і підповерхово-камерними із закладанням (рис. 3.7).

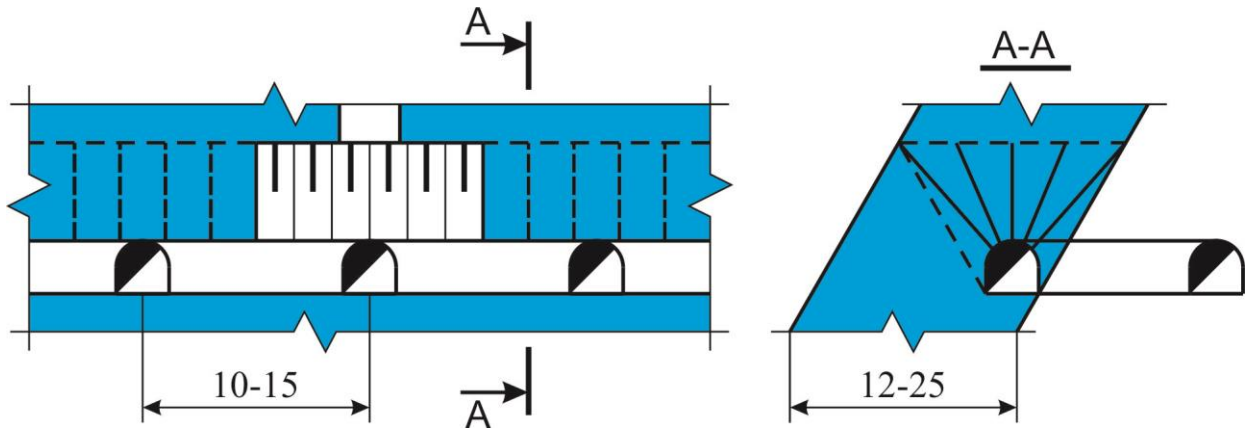


Рис. 3.7. Траншейне підсікання

Сутність траншейного способу підсікання полягає в утворенні в днищі блоку, камери або панелі траншеї (траншей), яка має у поперечному перерізі форму трапеції. Траншея утворюється послідовним підриванням рядів віял свердловин або штангових шпурів, що пробурені з підсичної виробки. Попередньо на початку траншеї утворюється відрізна щілина шляхом розширення з дучки спеціально пройденого підняттявого або ж послідовним підриванням віял свердловин, що пробурені 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 і залежить від фізико-механічних властивостей руди та відстані між виробками випуску.

*Утворення підсікання за допомогою воронок.* При застосуванні цього виду підсікання, відбита у блоці руда потрапляє до приймальних воронок, які за допомогою дучок з'єднуються з виробками горизонту випуску. При міцності руди > 60 МПа для утворення воронок спочатку проводять дучки. Утворення приймальних воронок здійснюють шляхом висадження кільцевих віял штангових шпурів діаметром 0,065 – 0,085 м на дучку. Розміри приймальних воронок зазвичай залежать від висоти цілика над виробками приймального горизонту, кута твірної воронки та 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 м<sup>2</sup>. Висоту випускної воронки визначають залежно від товщини цілика над приймальним горизонтом і довжини дучки. Довжину дучки приймають мінімально необхідною

для додавання належної міцної форми запобіжних ціликів над виробками приймального горизонту, яка становить 1,0 – 1,5 м від рівня покрівлі виробки випуску. Розміри поперечного перерізу випускних дучок визначають залежно від фізико-механічних властивостей руди (породи) та розміру кондиційної грудки і обладнання, що використовується для доставки руди. За виробничими даними форма поперечного перерізу дучок може бути квадратною або круглою з розмірами в межах від  $1,2 \times 1,2$  до  $2,0 \times 2,0$  м. Проведення дучок здійснюють поетапно. Спочатку за один-два прийоми проводять горизонтальну заходку глибиною до 2 м, а потім – безпосередньо дучку (рудоспуск). Проведення дучок нічим не відрізняється від проведення підняттяєвих. Тому методика розрахунку проведення дучок за всіма прохідницькими процесами аналогічна проведенню підняттяєвих звичайним способом.

Утворення воронок розпочинають після закінчення проведення дучок. При розробці міцних руд, розворот дучок у приймальні воронки виконують дрібними (зверху-вниз) і штанговими (знизу-вгору) шпурами. У менш міцних рудах воронки утворюють зазвичай штанговими шпурами, що пробурені з горизонтальних заходок або коротких дучок, які проведені у нижній частині воронки. Для розрахунку розвороту воронки штанговими шпурами скористаємося розрахунковою схемою, що подана на рис. 3.8.

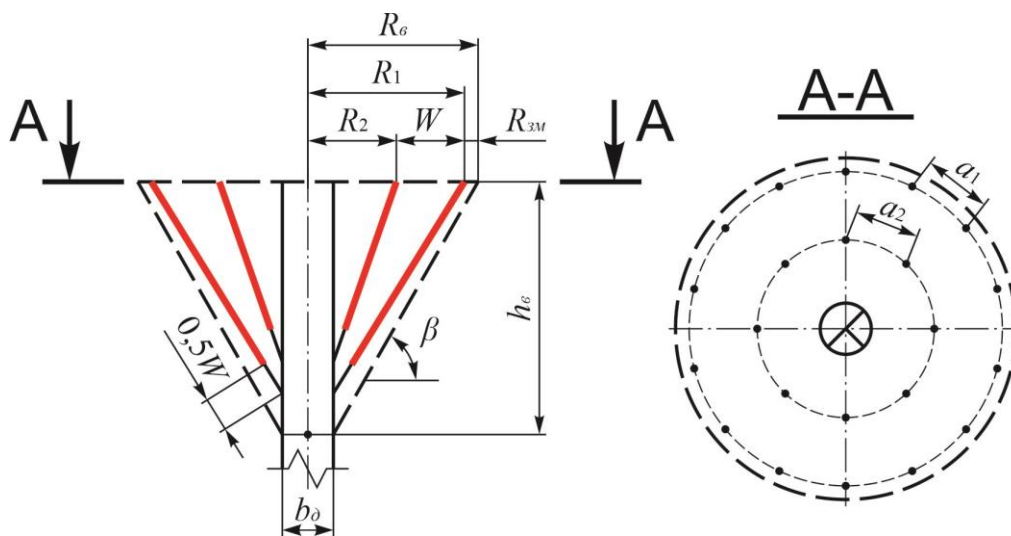


Рис. 3.8. Розрахункова схема розвороту воронки штанговими шпурами з дучкою

Висота воронки

$$h_g = \operatorname{tg} \beta \cdot \left( R_g - \frac{b_0}{2} \right), \text{ м}, \quad (3.1)$$

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

Радіус першого кільцевого віяла

$$R_1 = R_g - R_{3M}, \text{ м}. \quad (3.2)$$

Кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі

$$N_1 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_1}{a}, \text{ шт.} \quad (3.3)$$

Отримане значення кількості штангових шпурів у першому кільцевому віялі  $N_1$  заокруглюють до цілого числа.

Ідеальна швидкість детонації, тобто максимально можлива при заданій щільності (густині) ВР

$$D_i = 2641 + 3,231 \cdot \rho \cdot \sqrt{\omega}, \text{ м/с}, \quad (3.4)$$

де  $\rho$  – щільність (густина) ВР, г/см<sup>3</sup>;  $\omega$  – характеристичний добуток теплоти вибуху на об'єм продуктів вибуху для оцінки ефективності ВР (Бертло М., 1883)

$$\omega = Q_{BP} \cdot V_{ПВ}, \quad (3.5)$$

де  $Q_{BP}$  – теплота вибуху ВР, ккал/кг, визначають як ділення значення  $Q_{BP}$  в кДж/кг на коефіцієнт 4,19 (механічний еквівалент теплової енергії);  $V_{ПВ}$  – об'єм продуктів вибуху, л/кг.

Ступінь реалізації швидкості детонації, тобто завершеність хімічної реакції

$$\eta_x = \frac{D_e}{D_i} \cdot 100, \%, \quad (3.6)$$

де  $D_e$  – експериментальна швидкість детонації, м/с, що визначаються за характеристиками ВР, що подано у табл. 3.2

Таблиця 3.2

Основні характеристики ВР

ВР	Щільність, $\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	Швидкість детонації, $D$ , м/с	Теплота вибуху, $Q_{BP}$ , кДж/кг	Об'єм продуктів вибуху, $V_{ПВ}$ , л/кг.
Амоніт № 6 ЖВ	1000 – 1200	3600 – 4800	4316	895
Грамоніт 79/21	850 – 1150	3200 – 3600	4291	895
Україніт-ПП-2	800 – 1100	Розраховують за формулою (3.7)	3100	740 – 840
Грануліт А-6	900 – 950	4200 – 5000	4400	880
Грануліт АС-4	1000 – 1150	3000 – 3600	4522	847
Грануліт АС-8	1000 – 1200	3000 – 3600	5225	847
Граммоніт А	850 – 1150	3200 – 3600	3929	947
Україніт-ANFO (КМ-1)	750 – 950	3200 – 3800	3800	985

Експериментальна швидкість детонації наливної ВР Україніт-ПП-2 при густині –  $800 \leq \rho < 1300$  кг/м<sup>3</sup>

$$D = (4,8 \cdot \rho + 1926) \cdot d^{0,014 \cdot \sqrt[3]{\rho}}, \text{ м/с}. \quad (3.7)$$

Теплота вибуху з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації

$$Q = \frac{Q_{BP} \cdot \eta_x}{100}, \text{ кДж/кг}, \quad (3.8)$$

де  $Q_{BP}$  – теплота вибуху 1 кг ВР, кДж/кг.

Коефіцієнт відносної працездатності ВР відносно Амоніту № 6 ЖВ

$$e = \frac{Q_E}{Q_{BP}}, \quad (3.18)$$

де  $Q_E$  – теплота вибуху 1 кг еталонної ВР (Амоніт № 6 ЖВ) з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації, кДж/кг;  $Q_{BP}$  – теплота вибуху 1 кг ВР з урахуванням ступеня реалізації швидкості детонації, кДж/кг.

Інтегральний показник вибуховості

$$C_o = 20 + 56 \cdot \exp(-0,2 \cdot f), \quad (3.9)$$

де  $f$  – коефіцієнт міцності руди.

Розрахункове значення ЛНО без урахування напружено-деформованого стану масиву

$$W = K_n \cdot C_o \cdot d \cdot \sqrt{\rho} \cdot e, \text{ м}, \quad (3.10)$$

де  $K_n$  – коефіцієнт, який враховує неоднорідність масиву гірських порід,  $K_n = 0,9 - 1,0$ ;  $\rho$  – щільність заряджання ВР, т/м<sup>3</sup>;

Величина ЛНО для зближених свердловин

$$W_c = W \cdot \sqrt{n_c}, \text{ м}, \quad (3.11)$$

де  $n_c$  – кількість зближених свердловин, шт.

Розрахункове значення коефіцієнту зближення зарядів

$$m = 0,019 \cdot C_o + 0,403, \text{ ч.о.} \quad (3.12)$$

Відстань між вибоями свердловин

$$a = m \cdot W, \text{ м}. \quad (3.13)$$

Фактична відстань між вибоями штангових шпурів у першому кільцевому віялі

$$a_1 = \sin\left(\frac{180}{N_1}\right) \cdot 2 \cdot R_1, \text{ м}. \quad (3.14)$$

Радіус другого кільцевого віяля

$$R_2 = R_1 - W, \text{ м}. \quad (3.15)$$

Кількість штангових шпурів у другому кільцевому віялі

$$N_2 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_2}{a}, \text{ шт.} \quad (3.16)$$

Отримане значення кількості штангових шпурів у другому кільцевому віялі  $N_2$  заокруглюють до цілого числа.

Фактична відстань між вибоями штангових шпурів у другому кільцевому віялі

$$a_2 = \sin\left(\frac{180}{N_2}\right) \cdot 2 \cdot R_2, \text{ м}. \quad (3.17)$$

За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки та згідно з розрахунковою схемою (рис. 3.8), у масштабі вибудовують креслення параметрів



воронки та штангових шпурів з довжиною заряду ВР. Далі графічно визначають довжину штангових шпурів у кільцевих віялах і довжину заряду ВР.

Сумарна довжина штангових шпурів для розвороту однієї воронки

$$L_{\text{сум}} = N_1 \cdot l_1 + N_2 \cdot l_2, \text{ м}, \quad (3.18)$$

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

Сумарна довжина заряду у штангових шпурах для розвороту однієї воронки

$$L_{\text{з.сум}} = N_1 \cdot (l_1 - 0,5 \cdot W) + N_2 \cdot (l_2 - 0,5 \cdot W), \text{ м}. \quad (3.19)$$

Кількість ВР необхідної для утворення однієї воронки

$$Q_{\text{вВР}} = 0,785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot L_{\text{з.сум}}, \text{ кг}. \quad (3.20)$$

Промисловий запас руди однієї воронки з дучкою

$$A_{\text{пром.в}} = \frac{1}{3} \cdot h_{\text{в}} \cdot \left( \pi \cdot R_{\text{в}}^2 + R_{\text{в}} \cdot \sqrt{\pi \cdot S_{\text{д}}} + S_{\text{д}} \right) \cdot \gamma - h_{\text{в}} \cdot S_{\text{д}} \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (3.21)$$

де  $\gamma$  – щільність руди, т/м<sup>3</sup>;  $S_{\text{д}}$  – площа поперечного перетину дучки:  
– квадратної форми

$$S_{\text{д}} = b_{\text{д}}^2, \text{ м}^2; \quad (3.22)$$

– круглої форми

$$S_{\text{д}} = 0,25 \cdot \pi \cdot b_{\text{д}}^2, \text{ м}^2. \quad (3.23)$$

Питомі витрати ВР для розвороту однієї воронки

$$q_{\text{вВР}} = \frac{Q_{\text{вВР}}}{A_{\text{пром.в}}}, \text{ кг/т}. \quad (3.24)$$

Змінну продуктивність  $H_{\text{б}}$  буріння штангових шпурів телескопним перфратором визначають за формулою (2.1).

Трудомісткість буріння

$$T_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{сум}} \cdot n_{\text{вор.}}}{H_{\text{б}}}, \text{ чол-змін}, \quad (3.25)$$

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

Норма бурильника, що виражена в тонах

$$H_{\text{б.т}} = \frac{A_{\text{пром}}}{T_{\text{бур}}}, \text{ т/змін}, \quad (3.26)$$

де  $A_{\text{пром}}$  – промисловий запас руди при підсіканні масиву воронками

$$A_{\text{пром}} = n_{\text{вор.}} \cdot A_{\text{пром.в}}, \text{ т}. \quad (3.27)$$

Загальні витрати ВР для відбивання руди у воронках

$$Q_{\text{вр}} = q_{\text{вВР}} \cdot A_{\text{пром}}, \text{ кг}. \quad (3.28)$$

При підривних роботах найбільш трудомістким процесом є доставка ВР і заряджання штангових шпурів і свердловин. Заряджання може здійснюватися ЕВР або гранульованими ВР. Для заряджання ЕВР та гранульованими ВР застосовуються змішувально-зарядні машини (ЗЗМ), загальний вигляд яких подано на рис. 3.9. Технічні характеристики ЗЗМ подано в табл. 3.3.

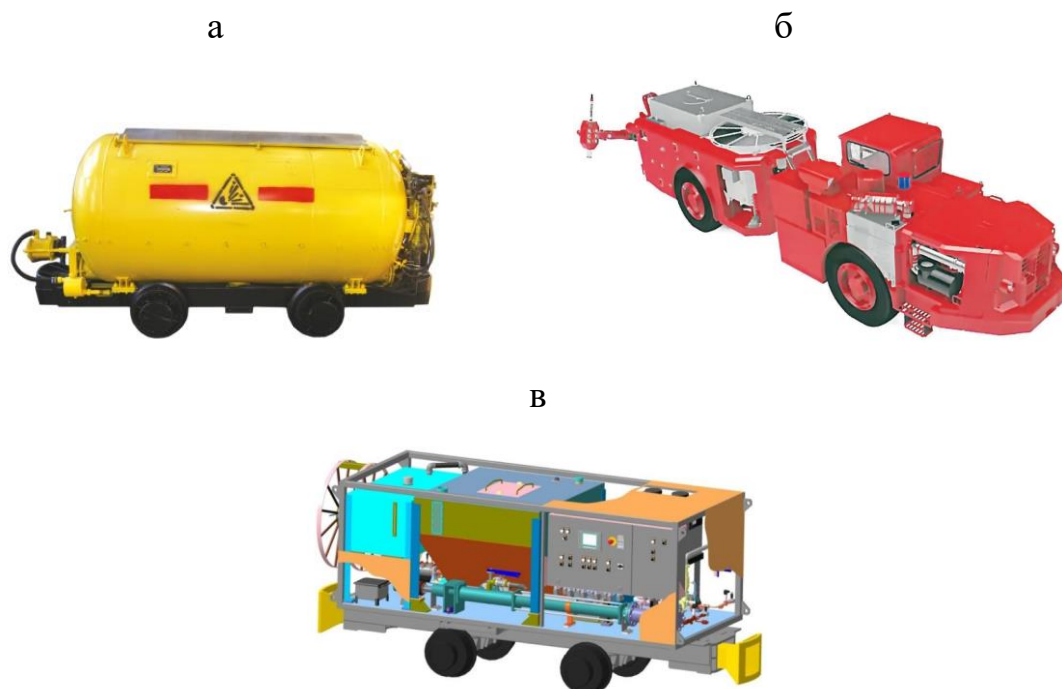


Рис. 3.9. Зовнішній вигляд ЗЗМ для механізованого заряджання свердловин: а – машина транспортно-зарядна МТЗ-3 для гранульованих ВР; б – самохідна змішувально-зарядна машина RTCh-23 для ЕВР; в – підземний зарядний модульний комплекс ПЗМК-500 для ЕВР

Таблиця 3.3

Технічні характеристики зарядних машин  
для механізованого заряджання штангових шпурів або свердловин ВР

Параметр	МТЗ-3	RTCh-23	ПЗМК-500
Технічна продуктивність, кг/хв	150	80	90
Діаметр штангових шпурів або свердловин, мм	80 – 160	65 – 110	65 – 110
Глибина штангових шпурів або свердловин, що заряджаються, м	–	≤ 40	≤ 60
Довжина зарядного трубопроводу, м	≤ 350		≤ 500
Ємність бункера, м <sup>3</sup>	3	3	–
Габаритні розміри, мм:			
– довжина	3350	9550	
– ширина	1240	2000	–
– висота	1600	2300	
Маса зарядної машини, кг	2200	21100	–

Змінна продуктивність зарядної машини при механізованому заряджанні штангових шпурів або свердловин

$$H_{зар.} = \frac{10 \cdot (T_{зм} - T_{об}) \cdot k_m}{\left( \frac{10 \cdot T_{нз}}{n + (t_o + t_e) \cdot (1 + k_{від})} \right)}, \text{ м/зміну}, \quad (3.29)$$

де  $T_{nz}$  – тривалість підготовчо-заклучних операцій становить 60 – 90 хв;  $T_{об}$  – час на обслуговування зарядної установки становить 1 – 15 хв;  $k_m$  – поправний коефіцієнт, який враховує тип ВР дорівнює 1,0, коли використовують вибухові механічні суміші і становить 1,3 – 1,35, коли використовують ЕВР;  $n$  – сумарна довжина штангових шпурів або свердловин, які заряджають однією установкою зарядної машини становить 150 – 1000 м, коли довжина штангових шпурів – 10 – 20 м або свердловин – 10 – 30 м;  $(t_o+t_s)$  – витрати часу на зарядження 10 м штангових шпурів або свердловин становить 4 – 15 хв;  $k_{від}$  – коефіцієнт відпочинку дорівнює 0,1.

Витрати часу на зарядження ВР штангових шпурів або свердловин у воронках

$$T_{зар.} = \frac{4 \cdot Q_{вр}}{H_{зар.} \cdot \Delta \cdot d^2}, \text{ чол.-змін}, \quad (3.30)$$

де  $\Delta$  – щільність ВР, кг/м<sup>3</sup>;  $d$  – діаметр штангового шпуру або свердловини, м.  
Норма виробітку підривника, що виражена в тонах

$$H_{зар.м} = \frac{A_{пром}}{T_{зар.} \cdot n_{нід}}, \text{ т/зміну}, \quad (3.31)$$

де  $n_{нід}$  – кількість підривників у ланці становить 3 – 4 чол.

Змінну продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначають за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87).

Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною

$$T_{нав} = \frac{A_{пром}}{H_n \cdot \gamma_p}, \text{ чол.-змін}. \quad (3.32)$$

Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником

$$T_{нав} = \frac{A_{пром}}{H_n}, \text{ чол.-змін}. \quad (3.33)$$

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

$$H_{маш.нав} = \frac{A_{пром}}{T_{нав}}, \text{ т/зміну}. \quad (3.34)$$

У м'яких рудах міцністю < 60 МПа воронки утворюють висадженням штангових шпурів, які пробурені з горизонтальних заходок або коротких дучок, що проведені у нижній частині воронки. Розрахункову схему розвороту воронок штанговими шпурами без дучки подано на рис. 3.10.

Висоту воронки визначають за формулою (3.1). Радіус першого кільцевого віяла  $R_1$  дорівнює радіусу воронки  $R_в$ . Кількість штангових шпурів у першому кільцевому віялі визначають за формулою (3.3). Отримане значення кількості штангових шпурів у першому кільцевому віялі  $N_1$  заокруглюють до цілого числа. Фактичну відстань між вибоями штангових шпурів у першому кільцевому віялі визначають за формулою (3.14).

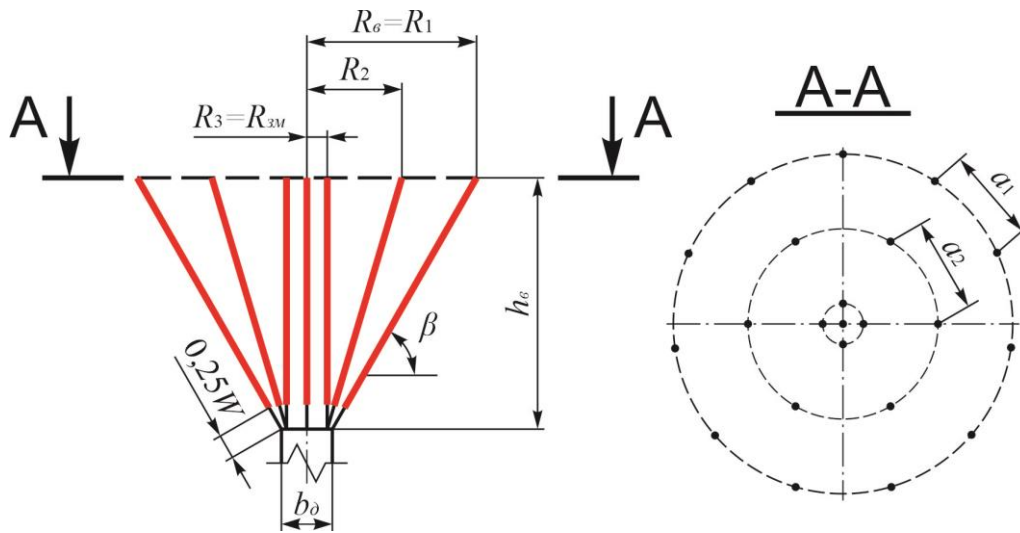


Рис. 3.10. Розрахункова схема розвороту воронки штанговими шпурами без дучки

Радіус другого кільцевого віяля

$$R_2 = R_{3m} + \frac{R_1 - R_{3m}}{2}, \text{ м.} \quad (3.35)$$

Кількість штангових шпурів у другому кільцевому віялі визначають за формулою (3.16). Отримане значення кількості штангових шпурів у другому кільцевому віялі  $N_2$  заокруглюють до цілого числа. Фактичну відстань між вибоями штангових шпурів у другому кільцевому віялі визначають за формулою (3.17). Радіус третього кільцевого віяля  $R_3$  дорівнює радіусу зони змінання  $R_{3m}$ . За даними практики, кількість штангових шпурів у третьому кільцевому віялі  $N_3 = 5$  шт., а відстань між ними дорівнює радіусу зони змінання  $R_{3m}$  (рис. 3.9). За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки та згідно з розрахунковою схемою (рис. 3.19), у масштабі викреслюють параметри воронки та штангових шпурів з довжиною заряду ВР. Далі графічно визначають довжину штангових шпурів у кільцевих віялях і довжину заряду ВР.

Сумарна довжина штангових шпурів для розвороту однієї воронки без дучки

$$L_{\text{сум}} = N_1 \cdot l_1 + N_2 \cdot l_2 + N_3 \cdot l_3, \text{ м,} \quad (3.36)$$

де  $l_3$  – довжина штангового шпуру у третьому кільцевому віялі, м.

Сумарна довжина заряду у штангових шпурах для розвороту однієї воронки без дучки

$$L_{3.\text{сум}} = N_1 \cdot (l_1 - 0,25 \cdot W) + N_2 \cdot (l_2 - 0,25 \cdot W) + N_3 \cdot (l_3 - 0,25 \cdot W), \text{ м.} \quad (3.37)$$

Кількість ВР, що необхідна для утворення однієї воронки без дучки, визначають за формулою (3.20). Промисловий запас руди однієї воронки без дучки

$$A_{\text{пром.в}} = \frac{1}{3} \cdot h_e \cdot \left( \pi \cdot R_e^2 + R_e \cdot \sqrt{\pi \cdot S_d} + S_d \right) \cdot \gamma, \text{ т.} \quad (3.38)$$

де  $S_d$  – площа поперечного перетину дучки у нижній частині воронки,  $\text{м}^2$ , визначають за формулами (3.22) або (3.23).

Питомі витрати  $ВР$  на відбивання руди визначають за формулою (3.24). Змінну продуктивність  $H_6$  буріння штангових шпурів телескопним перфоратором визначають за формулою (2.1). Трудомісткість буріння штангових шпурів за формулою (3.25). Норму бурильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.26). Загальні витрати  $ВР$  для відбивання руди у воронках визначають за формулою (3.28). Змінну продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначають за формулою (3.29). Витрати часу на зарядження свердловин  $ВР$  у воронках визначають за формулою (3.30). Норму виробітку підричника в тонах визначають за формулою (3.31). Змінну продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначають за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначають за формулою (3.32). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначають за формулою (3.33). Норма виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.34).

Утворення воронки за допомогою свердловин виконується у наступній послідовності. Спочатку з випускної виробки проводять дучку, з якої бурять кругові віяла свердловин. Утворення приймальної воронки здійснюють шляхом висадження на дучку кільцевих віял свердловин діаметром 0,089 – 0,110 м. Зазвичай дучки проводять методом секційного висадження свердловин, які мають квадратну форму поперечного перетину. Цей вид підсікання використовується в умовах шахт ПрАТ «ЗЗРК», де за практичним досвідом розрахункову ЛНО приймають на 20 – 40% меншою. Розрахункову схему розвороту воронки свердловинами, подано на рис. 3.11.

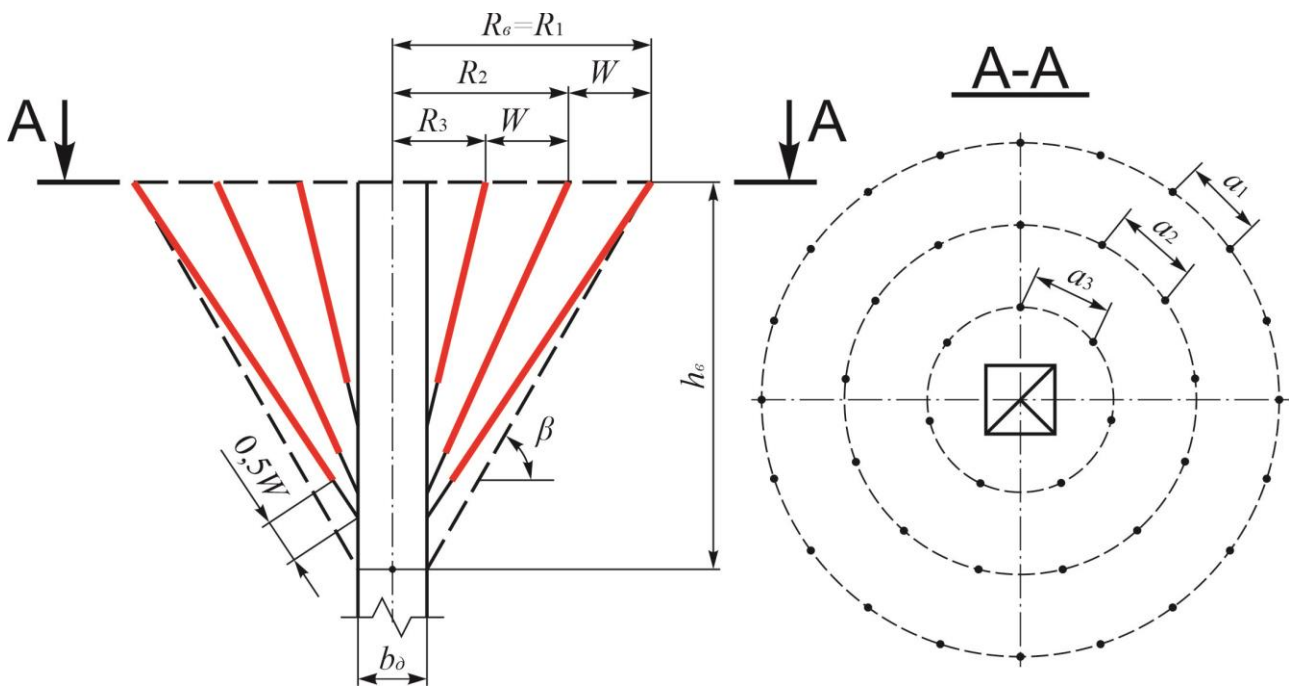


Рис. 3.11. Розрахункова схема розвороту воронки свердловинами

Висота воронки

$$h_6 = \operatorname{tg} \beta \cdot (R_6 - 0,5 \cdot b_0), \text{ м}, \quad (3.39)$$

де  $R_6$  – радіус верхньої підстави воронки становить 5,0 – 7,5 м;  $b_0$  – ширина дучки дорівнює 2,0 м.

Радіус першого кільцевого віяла  $R_1$  дорівнює радіусу воронки  $R_6$ . Кількість свердловин у першому кільцевому віялі визначають за формулою (3.3). Отриману кількість свердловин у першому кільцевому віялі  $N_1$  заокруглюють до цілого числа. Фактична відстань між вибоями свердловин у першому кільцевому віялі визначають за формулою (3.4). Радіус другого кільцевого віяла визначають за формулою (3.5). Кількість свердловин у другому кільцевому віялі визначають за формулою (3.6). Отриману кількість свердловин у другому кільцевому віялі  $N_2$  заокруглюють до цілого числа. Фактична відстань між вибоями свердловин у другому кільцевому віялі визначають за формулою (3.7).

Радіус третього кільцевого віяла

$$R_3 = R_2 - W, \text{ м}. \quad (3.40)$$

Кількість свердловин у третьому кільцевому віялі

$$N_3 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_3}{a}, \text{ шт.} \quad (3.41)$$

Фактична відстань між вибоями свердловин у третьому кільцевому віялі

$$a_3 = \sin \left( \frac{180}{N_3} \right) \cdot 2 \cdot R_3, \text{ м}. \quad (3.42)$$

За результатами розрахунку параметрів розвороту воронки та згідно з розрахунковою схемою (рис. 3.10), у масштабі вибудовують креслення параметрів воронки та свердловин з довжиною заряду ВР. Далі графічно визначають довжину свердловин у кільцевих віялах і довжину заряду ВР.

Сумарна довжина свердловин для розвороту однієї воронки визначають за формулою (3.26). Сумарна довжина заряду у свердловинах для розвороту однієї воронки

$$L_{3, \text{сум}} = N_1 \cdot (l_1 - 0,5 \cdot W) + N_2 \cdot (l_2 - 0,5 \cdot W) + N_3 \cdot (l_3 - 0,5 \cdot W), \text{ м}. \quad (3.43)$$

Кількість ВР, що необхідна для утворення однієї воронки, визначають за формулою (3.20). Промисловий запас руди однієї воронки з дучкою визначають за формулою (3.21). Площу поперечного перетину дучки квадратної форми визначають за формулою (3.22). Питомі витрати ВР для розвороту однієї воронки визначають за формулою (3.24). Змінну продуктивність буріння  $H_6$  свердловин буровим верстатом визначають за формулами (2.74) – (2.79). Трудомісткість буріння свердловин визначають за формулою (3.25). Норму бурильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.26). Загальні витрати ВР для відбивання руди у воронках визначають за формулою (3.28). Змінну продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначають за формулою (3.29). Витрати часу на заряджання свердловин ВР у воронках визначають за формулою (3.30). Норму виробітку підрильника в тонах визначають за формулою (3.31). Змінну продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини

визначають за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначають за формулою (3.32). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначають за формулою (3.33). Норму виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.34).

*Утворення траншейного підсікання.* Сутність траншейного підсікання полягає в утворенні, у днищі блоку, траншеї або кількох траншей, що мають у поперечному перерізі форму трапеції. Траншея утворюється послідовним підриванням рядів віял штангових шпурів або свердловин, які вибурають з підсічних (траншейних) виробок (штреків, ортів). Ці виробки розташовано на рівні відкотного горизонту або вище його на 3 – 5 м. Зазвичай на початку кожної траншеї утворюють відріzną щілину шляхом розширення підняттявого або ж послідовним підриванням двох зближених віял штангових шпурів або свердловин діаметром 0,065 – 0,11 м, що пробурені у площині поперечного перерізу траншеї на відстані  $0,5W$ . Основними перевагами траншейного підсікання є: висока безпека робіт, незалежність ведення бурових і вибухових робіт, висока продуктивність праці, велика стійкість виробок, що розташовані у днищі блоку.

Для визначення параметрів траншейного підсікання використовують таку методику. Величину лінії найменшого опору при відбиванні руди штанговими шпурами або свердловинами визначають за формулами (3.10) або (3.11). Відстань між вибоями штангових шпурів або свердловин визначають за формулою (3.13). Кількість віял для утворення траншейного підсікання визначають графічно та у відповідності до креслення системи розробки. За результатами розрахунку вибудовують розташування штангових шпурів або свердловин у віялі та рядів віял для утворення траншейного підсікання згідно з розрахунковою схемою, яку подано на рис. 3.12.

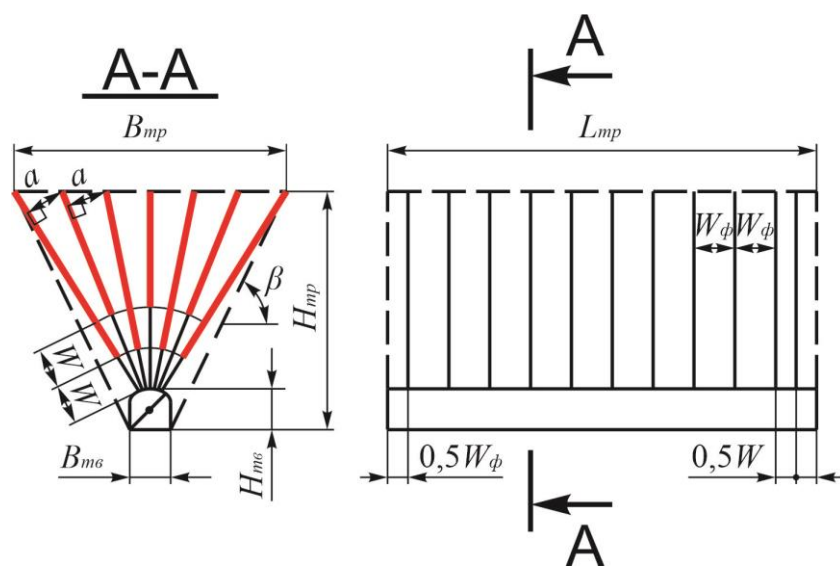


Рис. 3.12. Розрахункова схема утворення траншейного підсікання

Параметри сітки штангових шпурів або свердловин визначають за формулами (3.10) і (3.13). Кількість віял для утворення траншейного підсікання, окрім зближених віял

$$N_{\text{в.тр}} = \frac{L_{\text{тр}} - 1,5 \cdot W}{W}, \text{ шт.}, \quad (3.43)$$

де  $L_{\text{тр}}$  – довжина траншеї, м.

Отриману кількість віял заокруглюють до цілого числа.

Фактичне значення ЛНО між віялами, окрім зближених віял

$$W_{\phi} = \frac{L_{\text{тр}} - 1,5 \cdot W}{N_{\text{в.тр}}}, \text{ м.} \quad (3.44)$$

Сумарна кількість віял для утворення траншейного підсікання

$$N = N_{\text{в.зб}} + N_{\text{в.тр}}, \text{ шт.}, \quad (3.45)$$

де  $N_{\text{в.зб}}$  – кількість зближених віял штангових шпурів або свердловин для утворення відрізної щілини у траншеї дорівнює 2 шт.

За заданими параметрами будують контур траншеї з розташуванням у ньому підсічної виробки. Побудова віяла штангових шпурів або свердловин і рядів віял для утворення 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. 3.4.

Таблиця 3.4

Характеристика віяла

№ штангового шпуру або свердловини	$L$ , м	$L_z$ , м	$\phi$ , град.
1			
2			
3			
$\Sigma$	$L_{\text{сум}}$	$L_{\text{зар}}$	

Промисловий запас руди після створення траншейного підсікання

$$A_{\text{пром.тр}} = \left( \frac{B_{\text{тр}} + B_{\text{тв}}}{2} \cdot H_{\text{тр}} - S_{\text{тв}} \right) \cdot L_{\text{тр}} \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (3.46)$$

де  $B_{\text{тр}}$  – ширина траншеї у її верхній частині, яку визначають з конструктивних міркувань і залежить від фізико-механічних властивостей руди та відстані між виробками випуску, м;  $B_{\text{тв}}$  – ширина траншейної виробки, м;  $S_{\text{тв}}$  – площа траншейної виробки, м<sup>2</sup>.

Загальні витрати ВР для відбивання руди в траншеї

$$Q_{\text{ВР}} = p_{\phi} \cdot L_{\text{зар}}, \text{ кг}, \quad (3.47)$$

де  $p_{\phi}$  – кількість ВР у 1 м штангового шпуру або свердловини, кг/м, визначають за формулою (2.73);  $L_{\text{зар}}$  – сумарна довжина заряду ВР для утворення підсікання, м, визначають за даними табл. 3.4.



Питомі витрати ВР для утворення траншейного підсікання

$$q_{\text{вВР}} = \frac{Q_{\text{вВР}}}{A_{\text{пром.тр}}}, \text{ кг/т.} \quad (3.48)$$

Змінну продуктивність буріння  $H_{\text{б}}$  штангових шпурів або свердловин буровим верстатом визначають за формулами (2.74) – (2.79).

Трудомісткість буріння штангових шпурів або свердловин

$$T_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{сум}}}{H_{\text{б}}}, \text{ чол.-змін,} \quad (3.49)$$

де  $L_{\text{сум}}$  – сумарна довжина штангових шпурів або свердловин, м, визначають за даними табл. 3.4.

Норму бурильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.25).

Змінну продуктивність при механізованому заряджанні штангових шпурів або свердловин зарядною машиною визначають за формулою (3.29). Витрати часу на заряджання ВР для відбивання руди в траншеї визначають за формулою (3.30). Норму виробітку підривника в тонах визначають за формулою (3.31). Змінну продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначають за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначають за формулою (3.32). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначають за формулою (3.33). Норму виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.34).

### 3.2.2. Утворення відрізної щілини

Під **відрізкою запасів руди** в блоці розуміють гірничі роботи як стадію очисних робіт, що призначені для утворення 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 та поверхового обвалення тощо. Залежно від обраного способу відбивання руди, відрізні щілини утворюють шпурами, штанговими шпурами та глибокими свердловинами. Для утворення відрізної щілини необхідно проведення нарізних виробок, до яких належать відрізні штреки та орти, підняттяві. **Відрізний підняттявий** – це вертикальна або похила гірничавиробка, яку проводять по корисній викопні для підготовки очисного вибою. Основні більш поширені розміри відрізних підняттявих  $1,5 \times 1,5$ ,  $1,8 \times 1,8$ ,  $2 \times 2$  і  $2 \times 3$  м. Після проведення всіх необхідних відрізних виробок утворюють відрізну щілину, починають з відрізного підняттявого.

Відрізна щілина утворюється послідовним висадженням на відрізний підняттявий паралельних штангових шпурів або свердловин, які пробурені з

відрізних штреків або ортів. Також можуть використовувати пучки паралельних свердловин у кількості 2 – 4 шт. у пучку. Для розширення відрізної щілини можуть висаджувати віяла штангових шпурів або свердловин, що пробурені з відрізних штреків або ортів, на вже утворену невелику відрізну щілину.

*Утворення відрізної щілини за допомогою шпурів.* Цей спосіб утворення відрізної щілини застосовується при камерно-стовпових системах розробки. Сутність способу полягає в наступному. В блоці (панелі), що відпрацьовують, на всю ширину проводять відрізні виробки (штреки або орти), а потім на всю висоту по центру панелі проводять відрізний підняттявий. Утворення відрізної щілини здійснюють 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. Відпрацьовувати уступи потрібно доки не утворять відрізну щілину на всю ширину та висоту очисної панелі (блоку). Шпуровий спосіб утворення відрізної щілини, порівняно з іншими, має обмежені умови застосування та практично не використовується через суттєві недоліки. Це більш небезпечний спосіб внаслідок того, що над головою робітників знаходиться зростаюча площа відслоненого масиву, у міру формування відрізної щілини, вимагає великих витрат праці на перекидання відбитої руди, а створення відрізної щілини потребує багато часу.

*Утворення відрізної щілини за допомогою штангових шпурів.* Цей спосіб утворення відрізної щілини застосовують як при системах з обваленням руди, так і при камерних системах розробки. З підповерхових бурових виробках проводять відрізні штреки або орти. На всю висоту блоку (панелі) проводять відрізний підняттявий поперечним 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'єднують з підсічною виробкою. В 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. 3.13).

*Утворення відрізної щілини за допомогою глибоких свердловин.* Цей спосіб утворення відрізної щілини застосовують при камерних системах розробки. На кожному буровому горизонті або підповерху до збійки з відрізним підняттявим проводять 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. 3.14).

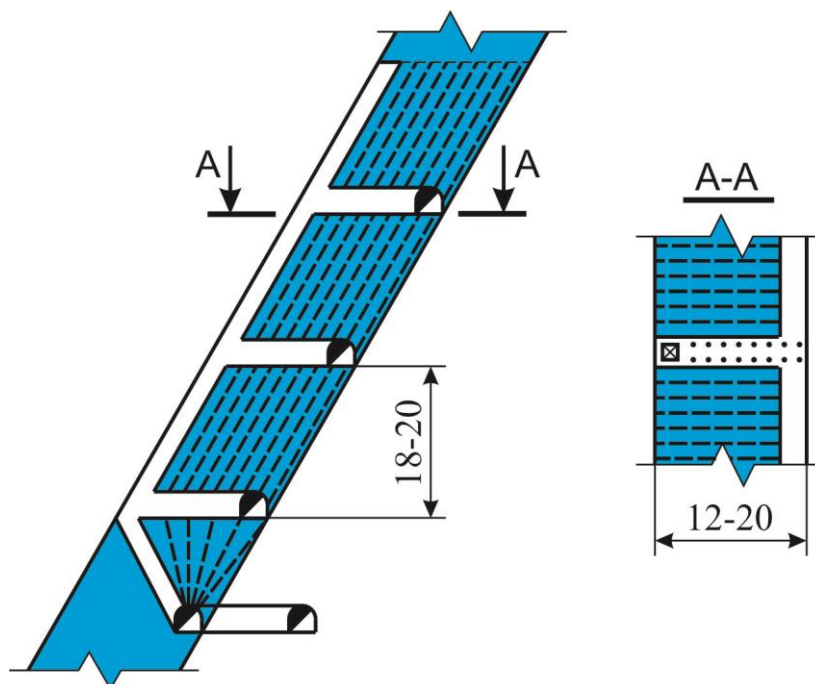


Рис. 3.13. Утворення відрізної щілини за допомогою штангових шпурів

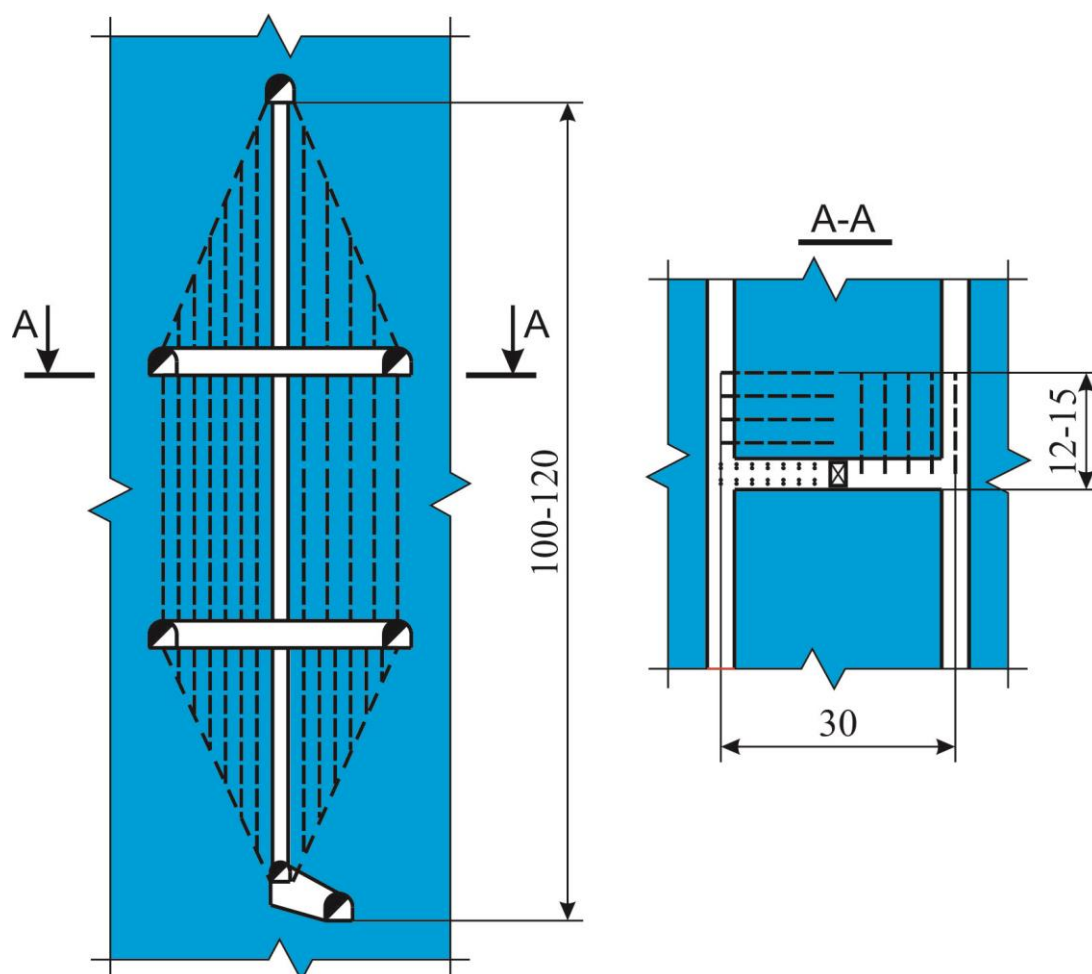


Рис. 3.14. Утворення відрізної щілини за допомогою глибоких свердловин

Відрізнi щiлини утворюють розширенням завчасно пройденого відрізного підняттяєвого шляхом послiдовного підривання зарядів ВР у свердловинах, що пробурені зверху-вниз або знизу-вгору з відрізних штреків або ортів. Залежно від міцності руди та ширини щiлини застосовують паралельне або паралельно-пучкове розташування рядів свердловин. У рудах середньої та нижче середньої міцності свердловини розташовують у вигляді віял, а у рудах вище середньої міцності та міцних – паралельно і пучками 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 параметрів камери, штангові шпури або свердловини для утворення відрізнi щiлини відносно відрізного підняттяєвого розташовують згідно розрахункових схем (рис. 3.15, а – в). При паралельному та паралельно-пучковому розташуванні штангових шпурів або свердловин, параметри сітки їх розташування визначають за формулами (3.10) і (3.13). У разі застосування паралельно-пучкового розташування свердловин відстань між зарядами у пучку дорівнює радіусу зони зминання, що визначають за формулою (2.57), або приймають величиною від 3 до 6 діаметрів свердловини. За заданими параметрами, у масштабі 1:200 або 1:500, будують контур відрізнi щiлини з розташуванням у ньому всіх необхідних відрізних виробок. Потім за розрахованими параметрами сітки свердловин виконують їх розташування у масиві руди. Після чого графічно визначають загальну довжину свердловин і заряду ВР у них. Промисловий запас руди у відрізнi щiлині

$$A_{\text{пром.щ}} = (V_{\text{щ}} - V_{\text{сум.в}}) \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (3.50)$$

де  $V_{\text{щ}}$  – об'єм відрізнi щiлини,  $\text{м}^3$ ;  $V_{\text{сум.в}}$  – сумарний об'єм відрізних виробок у межах відрізнi щiлини,  $\text{м}^3$ .

Сумарну довжину  $L_{\text{сум}}$  штангових шпурів або свердловин для утворення відрізнi щiлини визначають графічно за кресленням системи розробки.

Сумарна довжина заряду у штангових шпурах або свердловинах

$$L_{\text{з.сум}} = N_{\text{св}} \cdot (L - W), \text{ м}, \quad (3.51)$$

де  $N_{\text{св}}$  – кількість штангових шпурів або свердловин;  $L$  – довжина одного штангового шпуру або свердловини, м.

Змінну продуктивність буріння  $H_6$  штангових шпурів або свердловин буровим верстатом визначають за формулами (2.74) – (2.79).

Трудомісткість буріння штангових шпурів або свердловин

$$T_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{сум}}}{H_6}, \text{ чол.-змін.} \quad (3.52)$$

Норму бурильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.26).

Загальні витрати ВР для відбивання руди при утворенні відрізнi щiлини

$$Q_{\text{вВР}} = p_{\text{ф}} \cdot L_{\text{з.сум}} \cdot K_3, \text{ кг}, \quad (3.53)$$

де  $p_{\text{ф}}$  – кількість ВР у 1 м штангового шпуру або свердловини,  $\text{кг/м}$ , визначають за формулою (2.73);  $K_3$  – коефіцієнт заповнення штангового шпуру або свердловини становить 0,8 – 0,9.

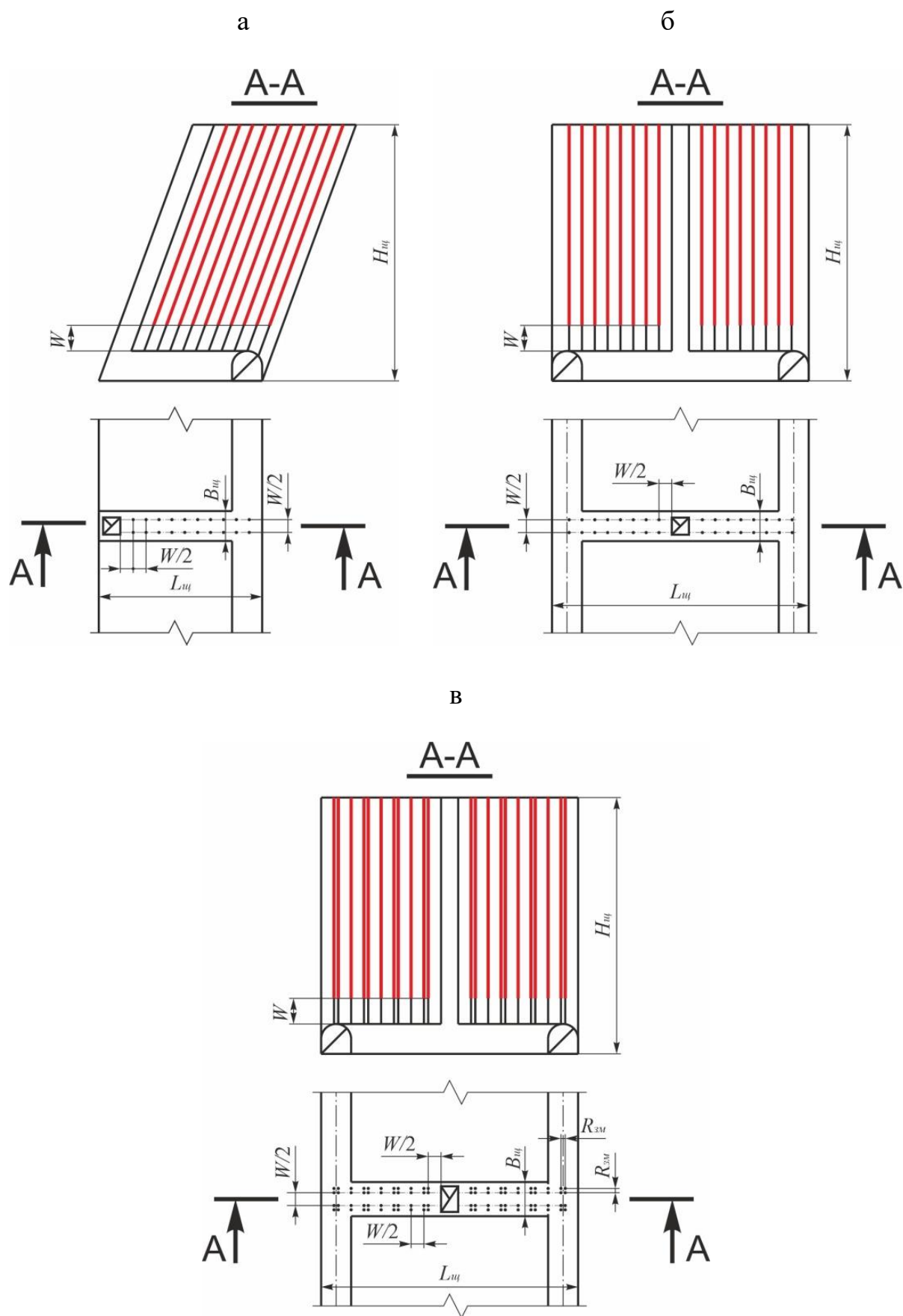


Рис. 3.15. Розрахункові схеми утворення відрізної щілини: а – ортова; б – штрекова з паралельним розташуванням свердловин; в – штрекова з паралельно-пучковим розташуванням свердловин

Питомі витрати ВР при утворенні відрізної щілини

$$q_{вВР} = \frac{Q_{вВР}}{A_{пром.щ}}, \text{ кг/т.} \quad (3.54)$$

Змінну продуктивність при механізованому заряджанні штангових шпурів або свердловин зарядною машиною визначають за формулою (3.29). Витрати часу на заряджання ВР для відбивання руди в траншеї визначають за формулою (3.30). Норму виробітку підрильника в тонах визначають за формулою (3.31). Змінну продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначають за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначають за формулою (3.32). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначають за формулою (3.33). Норму виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.34).

### 3.2.3. Безпосередньо відбивання руди

*Відбивання руди за допомогою шпурів.* Шпуровим відбиванням називається відбивання шляхом підривання зарядів ВР, що розміщені в шпурах. Уперше відбивання руди шпуровими зарядами почали застосовувати з того часу, коли був винайдений порох. У наш час буріння шпурів здійснюють за допомогою переносних і телескопних перфраторів, а також колонкових перфраторів, що розміщені на шахтних бурильних установках. З розвитком науки та техніки, останнім часом широке застосування набули високопродуктивні гідравлічні перфратори вітчизняного і закордонного виробництва. Шпурове відбивання застосовують у процесі розробки рудних покладів невеликої потужності до 8 м з межею міцності 40 – 200 МПа. Переваги: висока точність відбивання руди, гарне подрібнення та відсутність негабариту, мала сейсмічна дія на масив гірських порід. Недоліки: низька продуктивність праці (20 – 40 т/зміну), великі питомі витрати ВР, важкі умови праці, наявність професійних захворювань робітників (силікоз, вібрація, глухота).

Суттєвою відмінністю шпурового відбивання руди, в порівнянні з проведенням гірничих виробок, є те, що вибій має мінімум дві площини відслонення. Одна площа 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 та пологі родовища малої потужності відпрацьовують без поділу на шари по вертикалі. В інших випадках при шпуровому відбиванні застосовують відпрацювання горизонтальними або слабо похилими шарами. Основні схеми відбивання руди шпурами подано на рис. 3.16.

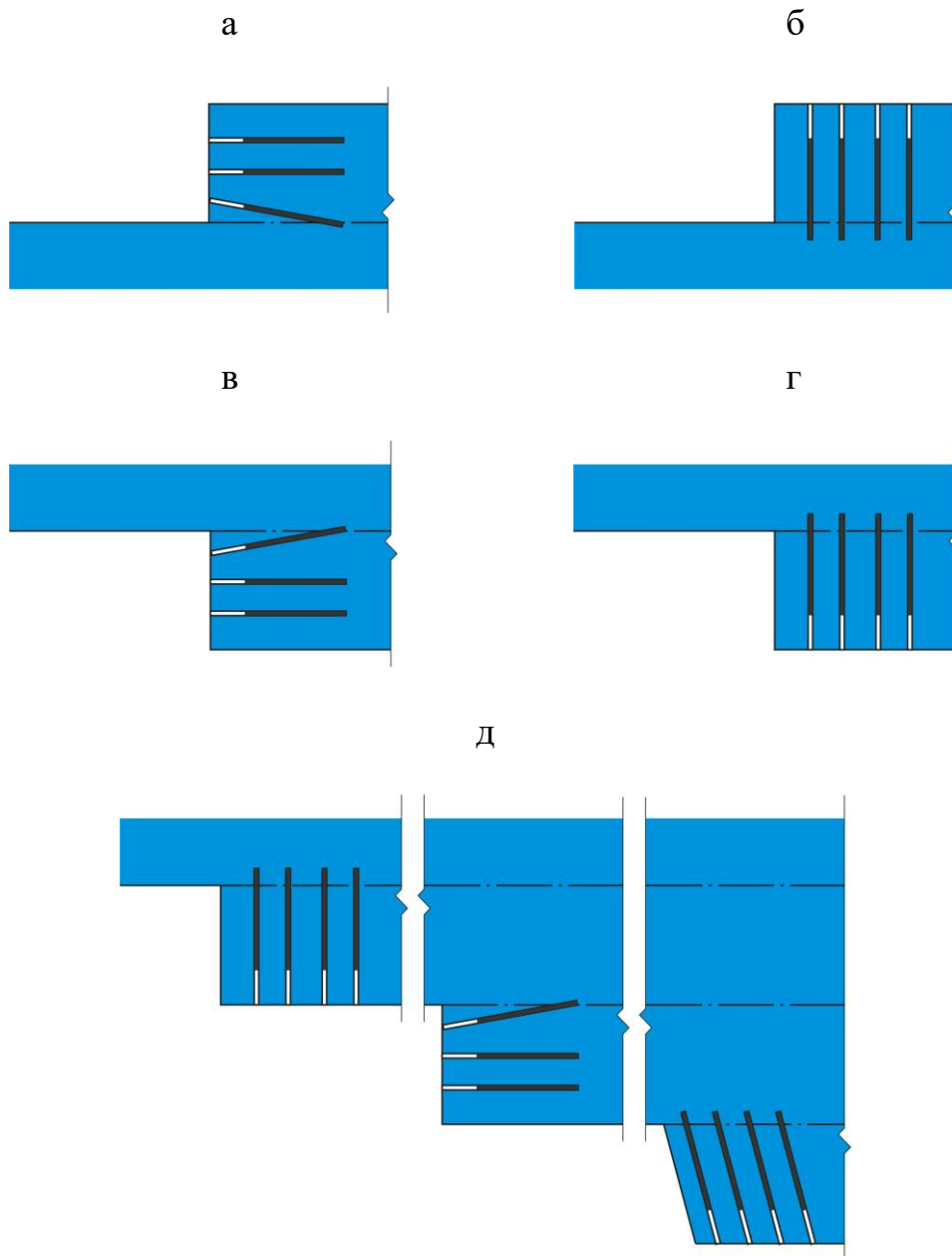


Рис. 3.16. Схеми відбивання руди за допомогою шпурів: а – низхідне пошарове відпрацювання з відбиванням горизонтальних шпурів, б – низхідне пошарове відпрацювання з відбиванням вертикальних шпурів; в – висхідне пошарове відпрацювання з відбиванням горизонтальних шпурів; г – висхідне пошарове відпрацювання з відбиванням вертикальних шпурів; д – покрівле-ступінчасте відпрацювання

Пошарове відпрацювання у висхідному порядку застосовують при стійких рудах, а низхідне відпрацювання – при нестійких рудах під захистом закладки, що затвердіє, так і при стійкій покрівлі при горизонтальному та пологому заляганні рудного тіла. Відбивання руди шпурами широко застосовують при системах розробки із закладанням, з магазинуванням, пошарового обвалення, з суцільним відпрацюванням, при окремих системах розробки з відкритим

очисним простором тощо. Діаметр шпуру визначають залежно від розміру кондиційної грудки та коефіцієнта подрібнення руди

$$d_{ш} = R \cdot K_{др}, \text{ м}, \quad (3.55)$$

де  $K_{др}$  – коефіцієнт подрібнення для важкого та легкого подрібнення становить 0,05 – 0,2, відповідно;  $R$  – розмір кондиційної грудки руди, що визначають як найменший з розрахованих розмірів, м:

– для випускних отворів

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

– для навантажувальних машин

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

– для конвеєра або віброживильника

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

де  $D_{вип.отв.}$  – діаметр випускного отвору (лучки, рудоспуску) становить 1,5 – 2,0 м;  $V_{ковш.}$  – об'єм ковша навантажувальної машини, м<sup>3</sup>;  $B_{л}$  – ширина стрічки конвеєра, лотка люка або віброживильника, м.

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

$$l_{ш} = \frac{l_{відх}}{\eta \cdot \sin \alpha_{ш}}, \text{ м}, \quad (3.56)$$

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

Питома витрата ВР:

– коли відбивання з одною відслоненою поверхнею

$$q = q_0 \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_9 \cdot k_{10} \cdot k_{11}, \text{ кг/м}^3; \quad (3.57)$$

– коли відбивання з двома відслоненими поверхнями

$$q = q_0 \cdot k_1 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_8 \cdot k_{10}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.58)$$

де  $q_0$  – теоретична витрата еталонної ВР (амоніту № 6 ЖВ) на відбивання, обирається залежно від міцності руди:

– при відбиванні з одною відслоненою поверхнею та при міцності руди  $f = 4 - 20 - q_0 = 0,4 - 1,5$  кг/м<sup>3</sup>;

– при відбиванні з двома відслоненими поверхнями та при міцності руди  $f = 4 - 20$ , ширині вибою 1 – 3 м –  $q_0 = 0,6 - 2,1$  кг/м<sup>3</sup>;

де  $k_1$  – коефіцієнт відносної працездатності обраної ВР порівняно з еталонним Амонітом № 6 ЖВ становить 0,8 – 1,13;  $k_2$  – коефіцієнт, що враховує структуру руди: для шаруватих руд з перпендикулярною шпуру тріщинуватістю дорівнює 1,3; для хаотично та дрібно тріщинуватих руд – 1,4; для монолітних, щільних або в'язких, пористих руд – 2;  $k_3$  – коефіцієнт заповнення шпуру зарядом ВР становить 0,6 – 0,72;  $k_4$  – коефіцієнт, що 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 дорівнює 1; при заряджанні патронуваними ВР – 0,8 – 0,85; при механізованому заряджанні – 0,85 – 0,9;  $k_6$  – коефіцієнт, що враховує діаметр шпуру та масивність порід дорівнює  $k_6 = \left(\frac{d_{ш}}{0,042}\right)^n$ ;

$n$  – відповідно дорівнює 1,0 і 0,5 для монолітних і тріщинуватих руд;  $k_8$  – поправний коефіцієнт на довжину шпуру становить 1,3 – 0,8 при довжині шпуру 1,0 – 5 м;  $k_9$  – коефіцієнт, що враховує загальну площу вибою дорівнює

$k_9 = \frac{6,5}{S_{виб}}$ ;  $k_{10}$  – коефіцієнт, що враховує щільність забивки в шпурі становить

0,8 – 0,95;  $k_{11}$  – коефіцієнт, що враховує діаметр патронів ВР становить 1,1 – 0,95, відповідно, для патронів діаметром 0,024 – 0,040 м.

Величина лінії найменшого опору

$$W = d_{ш} \cdot \sqrt{\frac{8,2 \cdot \Delta}{m \cdot q}}, \text{ м}, \quad (3.59)$$

де  $\Delta$  – щільність ВР становить 0,9 – 1,1 кг/дм<sup>3</sup>;  $m$  – коефіцієнт зближення зарядів становить 0,8 – 1,5, коли здійснюють електричне підривання і 1,2 – 1,5, коли здійснюють вогневе підривання.

Відстань між шпурами в ряду

$$a = m \cdot W, \text{ м}. \quad (3.60)$$

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

– коли короткоуповільнене та уповільненому підривання ( $> 50$  мс):

$$b = W, \text{ м};$$

– коли майже миттєве підривання декількох рядів ( $< 50$  мс):

$$b = (0,7 \dots 0,9) \cdot W, \text{ м}.$$

Кількість шпурів у ряді визначають за шириною вибою або потужністю покладу

$$N = 1 + \frac{m - 2 \cdot a_{кр}}{a}, \text{ шт.}, \quad (3.61)$$

де  $m$  – ширина вибою або потужність покладу, м;  $a_{кр}$  – крайові відстані становлять 0,2 – 0,4 м, на межах із закладкою до 0,7 м.

Кількість рядів шпурів

$$N = 1 + \frac{h - W}{b}, \text{ шт.}, \quad (3.62)$$

де  $h$  – висота або довжина шару, що відбивається, м.

Після заокруглення до цілого числа  $N$  необхідно перерахувати відстань між шпурами  $a_{факт}$ , відстань між рядами шпурів  $b_{факт}$  і лінію найменшого опору  $W_{факт}$  за формулами:

$$a_{факт} = \frac{m - 2a_{кр}}{N - 1}, \text{ м};$$

$$b_{\text{факт}} = \frac{h - W}{N - 1}, \text{ м};$$

$$W_{\text{факт}} = \frac{a_{\text{факт}}}{a} \cdot W, \text{ м}.$$

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. 3.17.

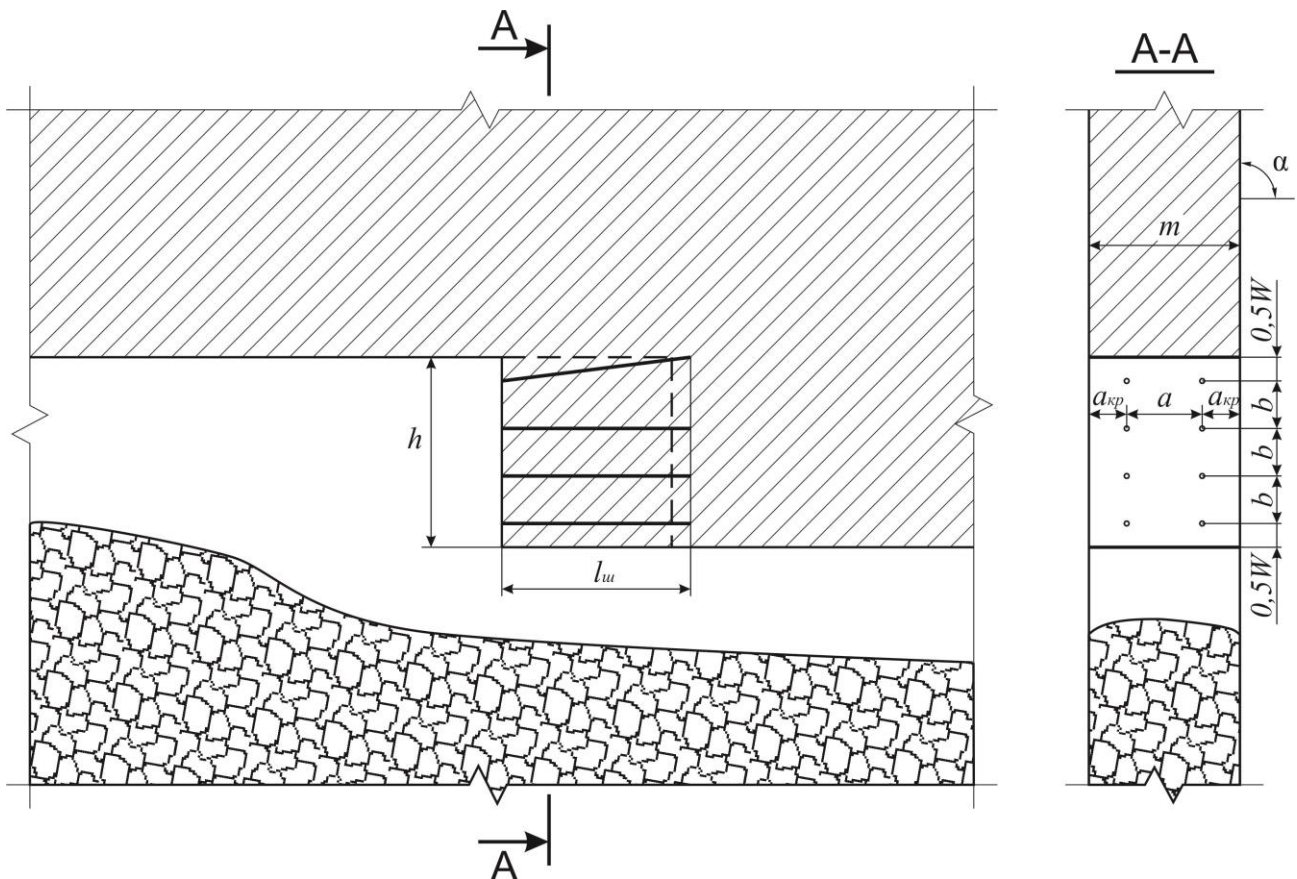


Рис. 3.17. Розрахункова схема розташування шпурів в очисному вибою

Сумарна довжина шпурів

$$L_{\text{сум.ш}} = N \cdot l_{\text{ш}} \cdot n_c, \text{ м}, \quad (3.63)$$

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

$$Q_c = m \cdot h \cdot l_{\text{відх}} \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (3.64)$$

Промисловий запас руди при відпрацюванні запасів камери

$$A_{\text{пром}} = Q_c \cdot n_c = m \cdot h_k \cdot l_k \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (3.65)$$

де  $m$  – потужність покладу, м;  $h_k$  – висота очисної камери, м;  $l_k$  – довжина очисної камери, м.

Змінну продуктивність  $H_6$  буріння шпурів перфораторами визначають за формулою (2.1). Трудомісткість буріння шпурів

$$T_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{сум.ш}}}{H_{\sigma}}, \text{ чол.-змін.} \quad (3.66)$$

Норму бурильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.26). Загальні витрати ВР для відбивання руди у камері

$$Q_{\text{вр}} = q \cdot m \cdot h_k \cdot l_k, \text{ кг.} \quad (3.67)$$

Змінну продуктивність при ручному або механізованому заряджанні шпурів визначають за формулами (2.4) або (2.5). Витрати часу на заряджання ВР шпурів визначають за формулою (3.30). Норму виробітку підривника в тонах визначають за формулою (3.31). Змінну продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначають за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначають за формулою (3.32). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначають за формулою (3.33). Норму виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.34).

*Відбивання руди за допомогою штангових шпурів.* Відбивання штанговими шпурами застосовують при рудах з межею міцності 20 – 200 МПа, а також при утворенні (розвороті) воронок, підсіканні та відрізанні масиву руди. Основна перевага відбивання штанговими шпурами порівняно зі шпурами полягає в більш високій продуктивності праці бурильника. Порівняно з відбиванням глибокими свердловинами – менші втрати та збіднення руди, краще подрібнення та невисокий рівень виходу негабариту. Недоліки – невисока продуктивність праці – 60 – 200 т/зміну та висока питома витрата ВР. Цей спосіб відбивання руди широко застосовують 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 та визначають її за формулою (3.10). Відстань між вибоями штангових шпурів у віялі визначають за формулою (3.13). Сумарну довжину штангових шпурів і довжину заряду у віялі визначають графічно.

Промисловий запас руди в очисній камері

$$A_{\text{пром}} = (B \cdot H \cdot A - \sum V_{\text{вк}}) \cdot \gamma_p, \text{ т,} \quad (3.68)$$

де  $B$  – ширина камери, при її відпрацюванні за простяганням і потужністю покладу до 25 м дорівнює потужності рудного покладу, а при відпрацюванні вхрест простягання, ширину камери приймають у залежності від конструкції днища;  $H$  – висота камери, без урахування підсікання, м;  $A$  – довжина камери без урахування відрізної щілини, м;  $\sum V_{\text{вк}}$  – сумарний обсяг виробок, що проведено у камері, м<sup>3</sup>.

Кількість віял в очисній камері, сумарна довжина штангових шпурів і довжину заряду визначають графічним способом за кресленням системи розробки.

Змінну продуктивність буріння  $H_6$  штангових шпурів буровим верстатом визначають за формулами (2.74) – (2.79). Трудомісткість буріння штангових шпурів визначають за формулою (3.49). Норму бурильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.26). Загальні витрати ВР для відбивання руди в камері визначають за формулою (3.47). Змінну продуктивність при механізованому заряджанні штангових шпурів зарядною машиною визначають за формулою (3.29). Витрати часу на заряджання ВР для відбивання руди в камері визначають за формулою (3.30). Норму виробітку підривника в тонах визначають за формулою (3.31). Змінну продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначають за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначають за формулою (3.32). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначають за формулою (3.33). Норму виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.34).

*Відбивання руди за допомогою свердловин.* 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 умови праці робітників. Недоліки – це неможливість точного відбивання руди за контуром, нерівномірне подрібнення та підвищений вихід негабариту, високий сейсмічний ефект, великі втрати та збіднення руди. За взаємним розташуванням розрізняють такі схеми розташування свердловин (рис. 3.18): паралельна, віялова, віялово-пучкова та паралельно-пучкова.

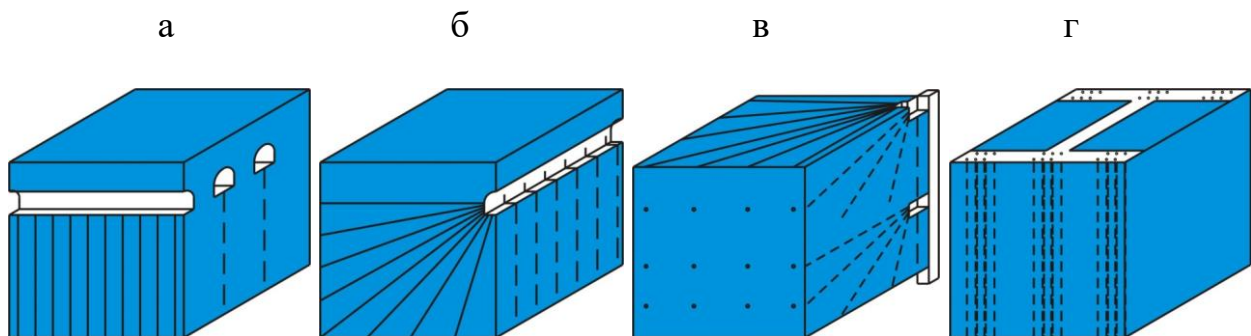


Рис. 3.18. Схеми розташування свердловин: а – паралельна; б – віялова; в – віялово-пучкова; г – паралельно-пучкова

Паралельну схему розташування свердловин (рис. 3.18, а) застосовують при міцності руди 100 – 200 МПа з такими перевагами. Це мінімальна сумарна довжина свердловин, рівномірний розподіл заряду в масиві, унаслідок чого – рівномірне подрібнення руди. Недоліки: велика довжина бурових виробок і велика кількість перестановок бурового верстата.

Віялову схему розташування свердловин (рис. 3.18, б) застосовують при міцності руди 30 – 200 МПа з такими перевагами. Це 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-пучкову схему розташування свердловин (рис. 3.18, в) застосовують при міцності руди 30 – 200 МПа з такими перевагами. Це мінімальна довжина бурових виробок, мінімальна кількість перестановок бурового верстата. Недоліки: максимальна сумарна довжина свердловин; нерівномірний розподіл зарядів і нерівномірне подрібнення руди.

Паралельно-пучкова схема розташування свердловин (рис. 3.18, г) застосовується при міцності руди 100 – 200 МПа і має такі переваги. Це 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 відслоненої площини очисного вибою здійснюють вертикальними, горизонтальними або похилими шарами. Свердловини в площині шару розташовують паралельно або віялоподібно. Умови застосування різних варіантів відбивання руди свердловинами подано в табл. 3.5.

Таблиця 3.5

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 вельми міцних руд, частіше при розробці потужних крутоспадних покладів
1.1. Буріння з відкритих камер	Зрідка та пов'язано з необхідністю отримання великих відслонень на буровому горизонті
1.2. Буріння з бурових заходок	Найбільш часто та при великих розмірах камер
1.3. Буріння з поверхових (підповерхових) виробок	Під час виймання крутоспадних покладів потужністю 2,0 – 3,5 м при наявності витриманих і прямолінійних контактів рудного тіла
1.4. Буріння з підсічного простору	При час розробки крутоспадних потужних покладів міцних руд, за умов невеликої висоти поверху

1	2
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 та 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 видобуванні руд різної міцності (від середньої та вельми 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 видобуванні крутоспадних і пологих покладів середньої та великої потужності, при відносно невеликій стійкості руд та порід
2.2. Буріння з декількох підняттевих виробок	Досить поширений. Найбільш доцільний при великих розмірах камер і блоків
Похилі шари	При розробці пологих і похилих рудних покладів, частіше системами з відкритим очисним простором, для відбивання міцних і руд середньої міцності
Комбіноване розташування шарів	У зв'язку з різкою зміною гірничо-геологічних умов під час розробки родовища

Напря́м буріння свердловини розташовують горизонтально, вертикально (знизу-вгору) і вертикально (зверху-вниз). Горизонтальне розташування свердловин застосовують в рудах середньої та вище середньої міцності і стійкості. Перевага – можливість оконтурювання стелини. Недоліки: складність перестановки бурового верстата, неможливість застосування самохідних бурових верстатів. Вертикальне розташування свердловин знизу-вгору застосовують в нестійких рудах. Переваги: гарні умови для перестановки бурового верстата, можливість застосування самохідних бурових верстатів. Недолік – неможливість оконтурювання стелини. Вертикальне розташування свердловин зверху-вниз застосовується в рудах середньої та вище середньої міцності і стійкості. Переваги: гарні умови для перестановки бурового верстата, можливість застосування самохідних бурових верстатів, можливість оконтурювання стелини. Недолік – мінімальна швидкість буріння верстата.

Діаметр свердловини визначають залежно від розміру кондиційної грудки руди

$$d = 0,157 \cdot R^{1,32}, \text{ м}, \quad (3.69)$$

де  $R$  – розмір кондиційної грудки руди визначають 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 та лотка люка або вібраційного живильника

$$R = 0,5 \cdot B_{\text{л}} + 0,25, \text{ м}.$$

*Віялове розташування свердловин.* Лінію найменшого опору та відстань між вибоями свердловин визначають за формулами (3.10) і (3.13). Кількість свердловин у шарі, загальну їх довжину, довжину зарядженої частини свердловин встановлюють за допомогою креслення у масштабі. Розрахункові схеми побудови віял свердловин подано на рис. 3.19 і 3.20.

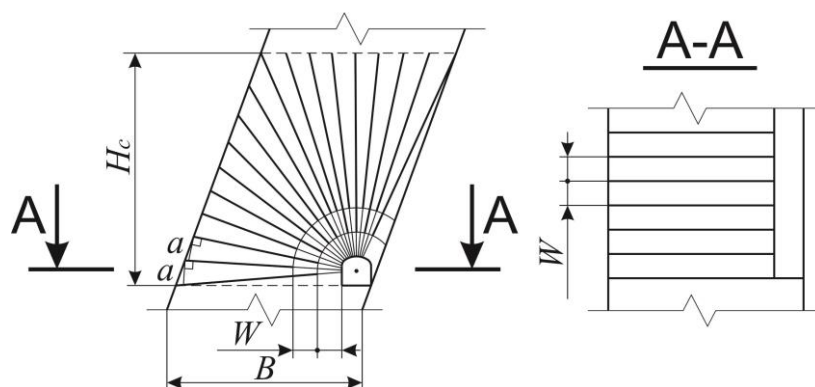


Рис. 3.19. Розрахункова схема побудови віяла свердловин при відбиванні руди на вертикальний компенсаційний простір

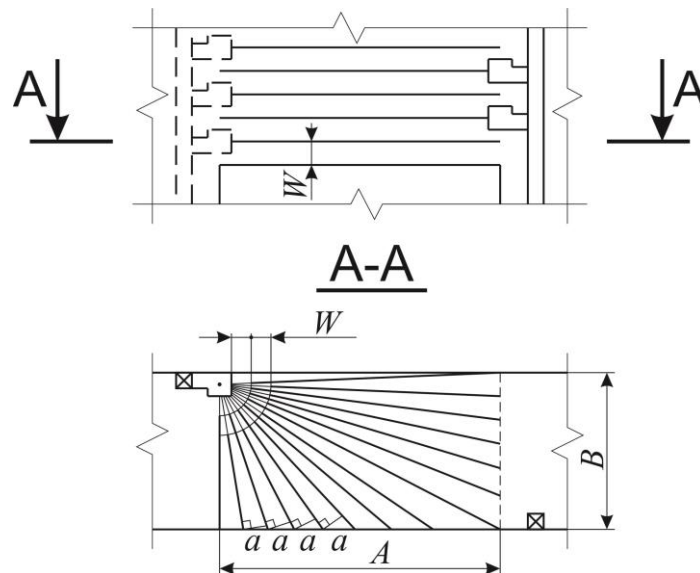


Рис. 3.20. Розрахункова схема побудови віяла свердловин при відбиванні руди на горизонтальний компенсаційний простір

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 зі свердловин, що обрамлюють;
- відстань між вибоями свердловин відкладають за перпендикуляром, що опущений з кінця коротшої свердловини на сусідню, більш довгу;
- 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 збільшують на відстань  $a/2$ , а при м'якій нестійкій руді або шар, який відбивають межує з закладкою, межа шару може бути зменшена на відстань  $a/2$ . Відстань між двома свердловинами в суміжному куті може становити  $0,5W - 1,7W$ . Коли виконано побудову сітки свердловин, то у віялі показують довжини зарядів.

Віялові схеми розташування свердловин нерівномірно розподіляють ВР у масиві. Для зменшення цього недоліку устя свердловин у певному порядку недозаряджають на різну довжину з таким розрахунком, щоб відстань між сусідніми зарядами ВР у зоні їх зближення приблизно дорівнювала  $(0,5 - 0,7)W$ . Довжину заряду свердловини знаходять графічним способом (рис. 3.21). Для спрощення зарядки приймають 2 – 4 довжини недозаряду, які кратні лінії найменшого опору. Однакову величину недозаряду приймають через одну (рис. 3.21, а) або через дві свердловини (рис. 3.21, 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.



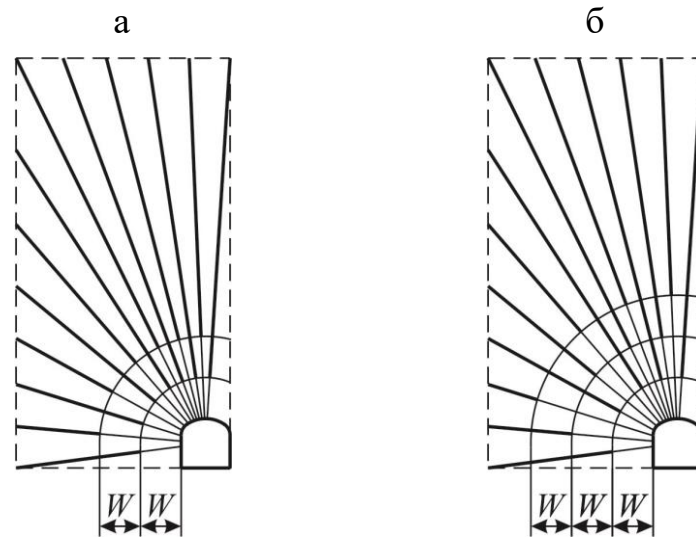


Рис. 3.21. Схеми розміщення заряду ВР у віялі свердловин

Має значний вплив 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 та кінці заряду і багаторазовим при розміщенні детонаторів на початку, у кінці та в середині заряду (рис. 3.22).

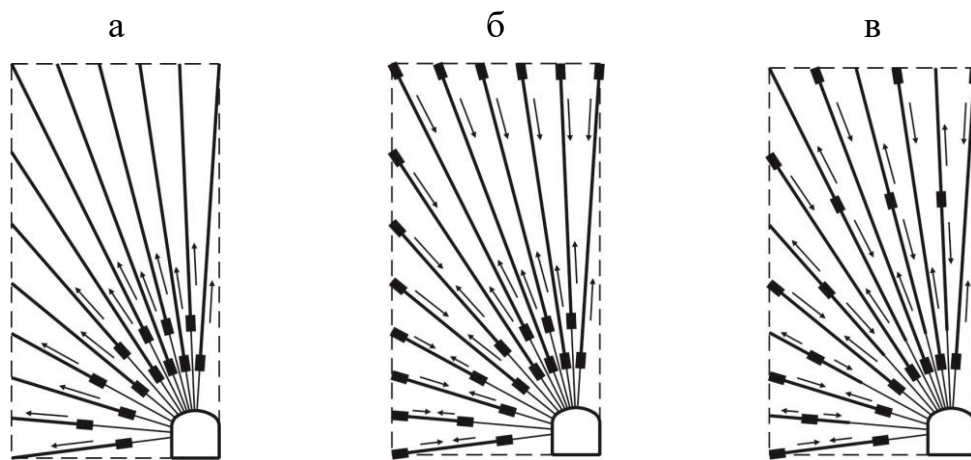


Рис. 3.22. Способи ініціювання зарядів ВР у свердловинах: а – односторонній, б – зустрічний; в – комбінований

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. Це розміщення детонаторів у кінці та в середині заряду в безпечних капсулах, зниження потенціалу статичної електрики тощо. Конструкції зарядів ВР у свердловинах подано на рис. 3.23.

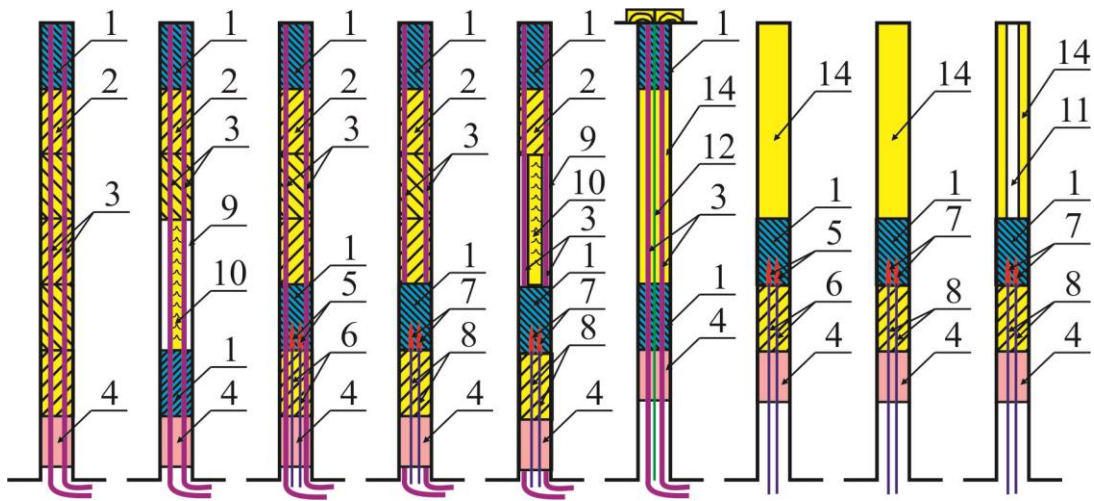


Рис. 3.23. Конструкція зарядів ВР у свердловинах: 1 – П-Б; 2 – патрон ВР; 3 – ДШ; 4 – забивка; 5 – капсуль-детонатор; 6 – ВШ; 7 – електродетонатори; 8 – електропровід; 9 – повітряний проміжок; 10 – дерев'яна розпірка; 11 – осьова порожнина; 12 – шпагат; 13 – дерев'яна пробка; 14 – патронована ВР

*Схема електровибухової мережі при підриванні зарядів ВР у свердловинах.*  
 При електричному способі підривання електровибухова мережа складається з електродетонаторів (ЕД), розподільної мережі та магістралі. В залежності від схеми з'єднання ЕД розрізняють послідовне, паралельне та змішане з'єднання (рис. 3.24 і 3.25).

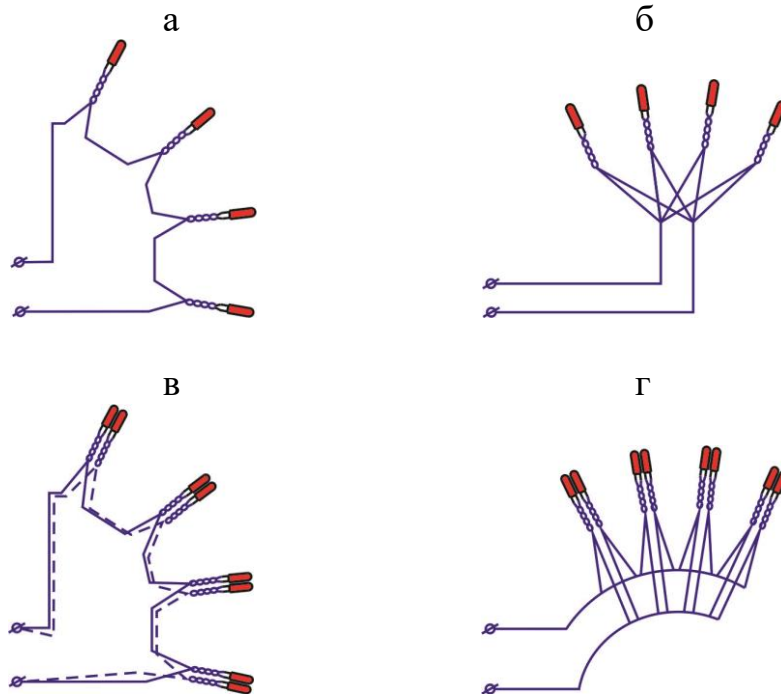


Рис. 3.24. Схеми з'єднання ЕД: а – послідовна; б – подвійна послідовна; в – паралельно-пучкова; г – паралельна ступінчаста

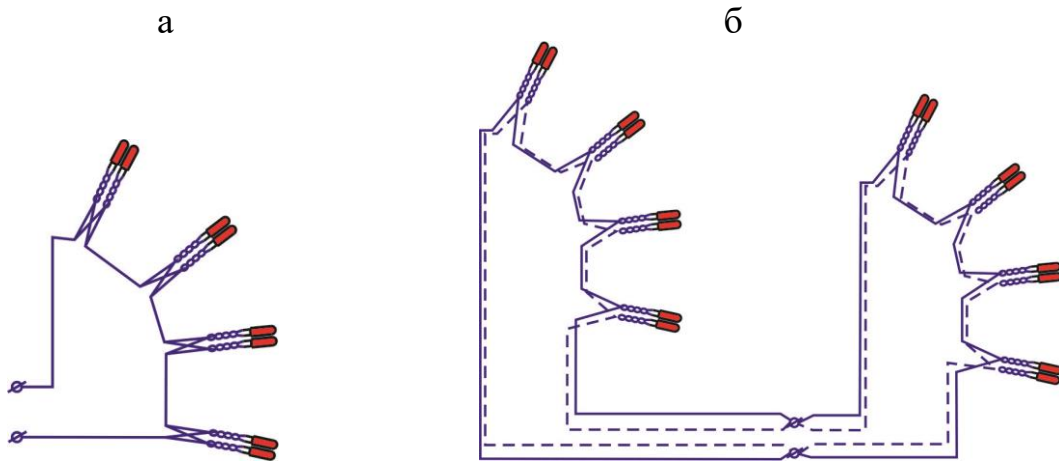


Рис. 3.25. Змішані схеми з'єднання ЕД: а – паралельно-послідовна; б – послідовно-паралельна

*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, що вказані на упаковці, з'єднання в одне коло ЕД однієї партії та подача 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. 3.24, а, б).

*Паралельне з'єднання.* Основні різновиди паралельного з'єднання – це пучкове та ступінчасте (рис. 3.24, 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 передчасне підривання заряду, гарантійний струм забезпечується тільки потужним джерелом струму, великий перетин проводів магістральної лінії, досить складна перевірка справності вибухової мережі, можливість замикання між проводами при монтажі та підриванні, що може призвести до відмови ЕД, розрахунок вибухової мережі набагато складніший, ніж при послідовному з'єднанні.

*Змішане з'єднання.* Послідовне підривання з парно-паралельним з'єднанням ЕД у мережі (рис. 3.25, а). Переваги: можливість застосування джерел струму, що розраховані на значно менший струм і магістральних проводів малого перетину, забезпечення високої надійності при масових вибухах дублюванням підриву кожного заряду за допомогою подвійних послідовних вибухових мереж. Недоліки можливі масові відмови при розриві або відключенні одного з ЕД пари внаслідок того, що через другий ЕД буде протікати струм у 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 вибухові мережі (рис. 3.25, 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 при парно-паралельному з'єднанні. Витрата проводів значно вище, ніж при послідовному з'єднанні. Кількість послідовно з'єднаних ЕД визначають зазвичай напругою силової мережі. При змінному струмі промислової частоти розрахунок мережі необхідно проводити за 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 підрильних робіт на земній поверхні, у підземних рудниках і шахтах, безпечні щодо газу та пилу. Вони допускають створення необмеженої кількості комбінацій та можуть використовуватися з усіма типами ВР. Конструкції зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ подано на рис. 3.26.

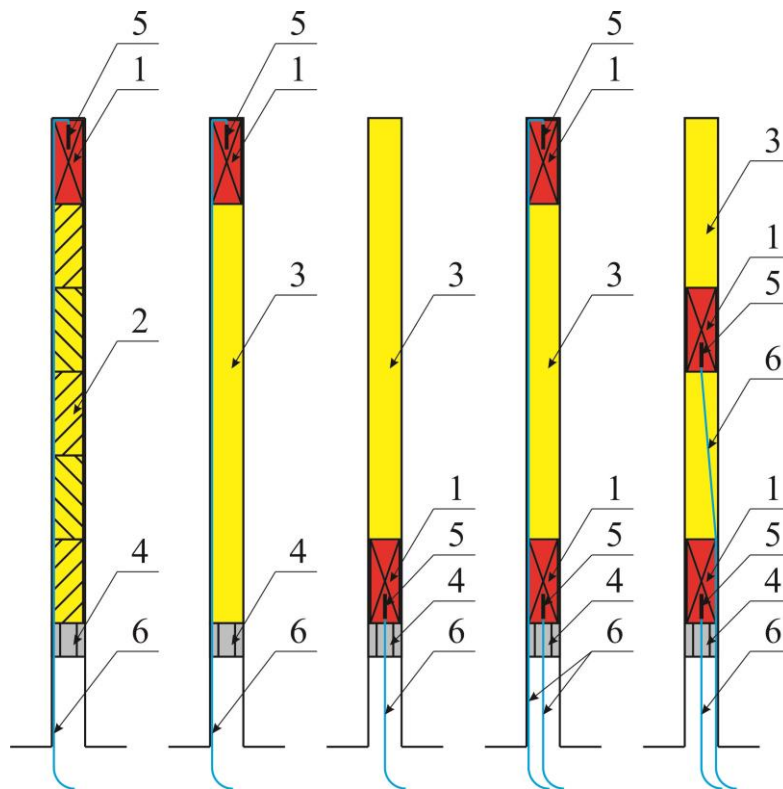


Рис. 3.26. Конструкція зарядів ВР у свердловинах з НСІ: 1 – П-Б; 2 – патрон ВР; 3 – патронована ВР; 4 – забивка; 5 – детонатор НСІ; 6 – ударна трубка (хвилевід)

Основою НСІ є ударна трубка (хвилевід), яка призначена 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 діаметру, 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, що поширюється через трубку, яка розташована під будь-яким кутом і містить різного роду вузли та 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 призводить до передачі імпульсу від однієї трубки до іншої. Ударна трубка, так 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. Схема комутації вибухової мережі при підриванні зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ подано на рис. 3.27.

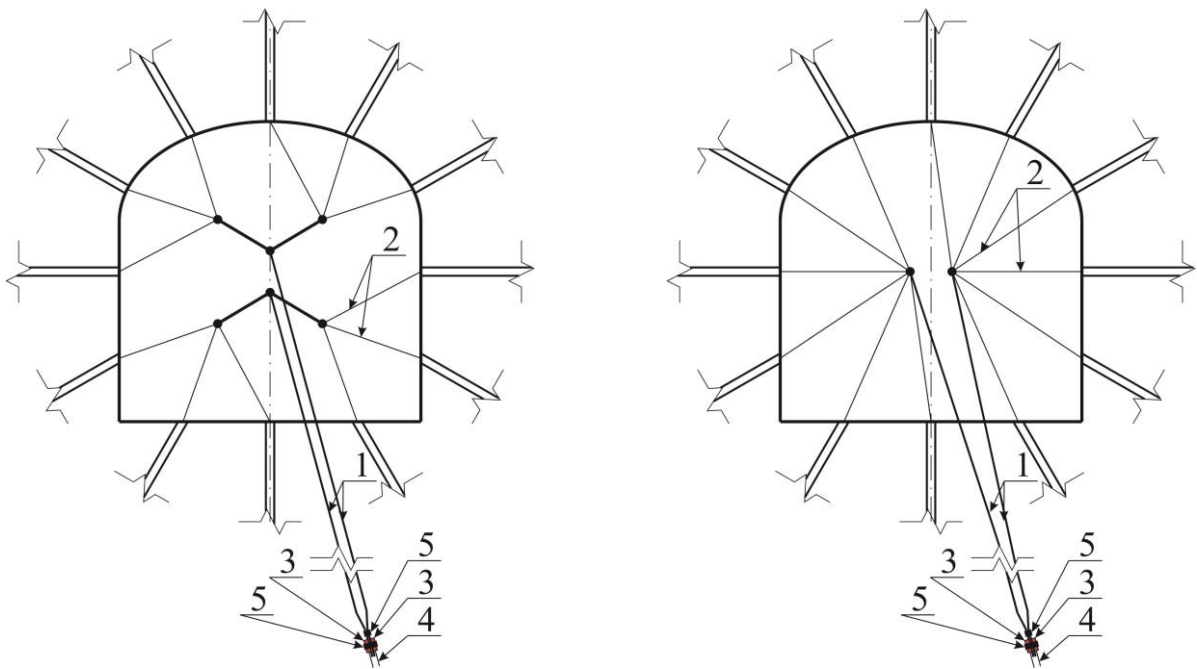


Рис. 3.27. Схема комутації вибухової мережі при висаджуванні зарядів ВР у свердловинах з використанням НСІ: 1 – ініціюючий ДШ; 2 – ударна трубка (хвилевід); 3 – електродетонатор; 4 – магістральний провід; 5 – шпагат

Промисловий запас руди в камері визначають за формулою (3.68). Кількість віял у камері, сумарну довжину свердловин і довжину заряду визначають за кресленням системи розробки. Змінну продуктивність буріння  $H_6$

свердловин буровим верстатом визначають за формулами (2.74) – (2.79). Трудомісткість буріння свердловин визначають за формулою (3.49). Норму бурильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.26). Загальні витрати ВР для відбивання руди в камері визначають за формулою (3.47). Змінну продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначають за формулою (3.29). Витрати часу на зарядження ВР для відбивання руди в камері визначають за формулою (3.30). Норму виробітку підривника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.31). Змінну продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначають за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначають за формулою (3.32). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначають за формулою (3.33). Норму виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.34).

*Паралельне розташування свердловин.* При такому розташуванні свердловин лінію найменшого опору та відстань між вибоями свердловин визначають за формулами (3.10) і (3.13). Кількість свердловин у шарі, що відбивається заокруглюють до найближчого цілого числа

$$N_c = \frac{B_c - 2 \cdot a_{кр}}{a} + 1, \quad (3.70)$$

де  $B_c$  – ширина шару, що відбивається, м;  $a_{кр}$  – відстань від крайових свердловин до контуру відбивання дорівнює 0,5 м або приймають  $0,2W$ .

Для розрахованої кількості свердловин у шарі уточнюють 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, що подано на рис. 3.28.

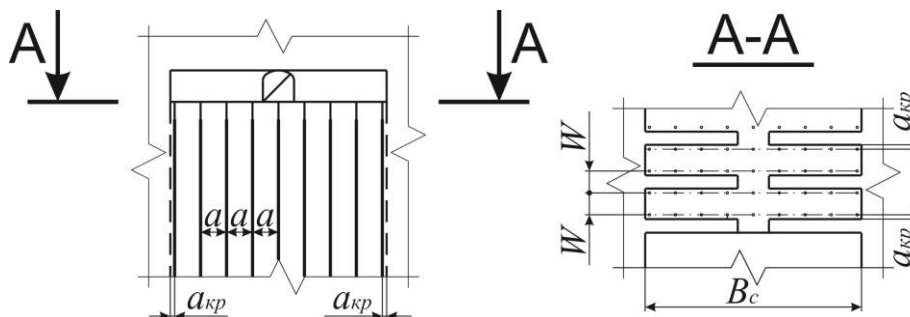


Рис. 3.28. Розрахункова схема відбивання руди за допомогою паралельних свердловинами

Промисловий запас руди в камері визначають за формулою (3.68).

Сумарна довжина свердловин у шарі

$$L_{cв} = N_c \cdot l_{cв}, \text{ м}, \quad (3.71)$$

де  $l_{cв}$  – довжина однієї свердловини в шарі, м.

Сумарна довжина заряду у шарі

$$L_{зар} = N_c \cdot l_{cв} \cdot k_3, \text{ м}, \quad (3.72)$$

де  $k_3$  – коефіцієнт заповнення свердловини, що дорівнює 0,7 – 0,95.

Кількість шарів, що відбивають у камері, сумарна довжина свердловин і довжину заряду визначають графічним способом за кресленням системи розробки. Змінну продуктивність буріння  $H_б$  свердловин буровим верстатом визначають за формулами (2.74) – (2.79). Трудомісткість буріння свердловин визначають за формулою (3.49). Норму бурильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.26). Загальні витрати ВР для відбивання руди в камері визначають за формулою (3.47). Змінну продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначають за формулою (3.29). Витрати часу на зарядження ВР для відбивання руди в камері визначають за формулою (3.30). Норму виробітку підривника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.31). Змінну продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначають за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначають за формулою (3.32). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначають за формулою (3.33). Норму виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.34).

*Віялово-пучкове розташування свердловин.* Параметри буропідривних робіт при цьому розташуванні свердловин визначають як і при віяловому, тільки пучки віял розташовують у відповідності до розрахункової схеми, що подано на рис. 3.29.

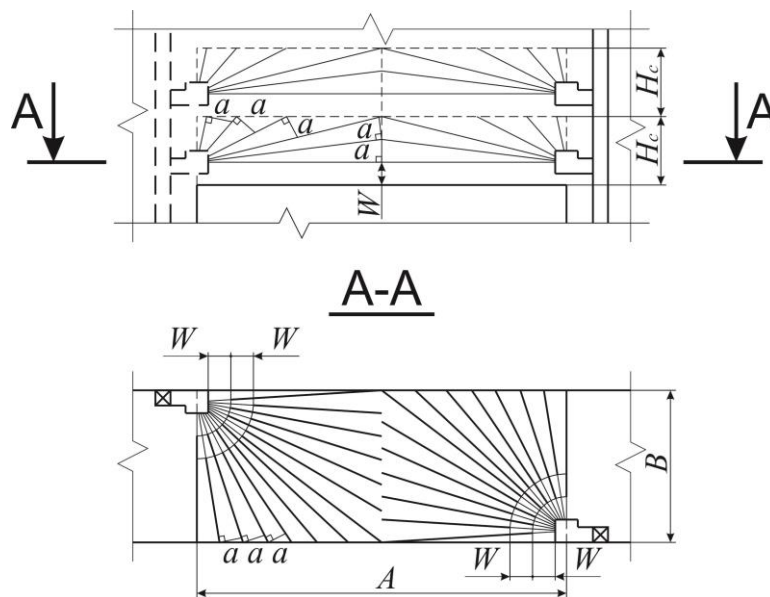


Рис. 3.29. Розрахункова схема віялово-пучкового розташування свердловин

Промисловий запас руди в камері визначають за формулою (3.68). Кількість віял у камері, сумарну довжину свердловин і довжину заряду визначають за кресленням системи розробки. Змінну продуктивність буріння  $H_6$  свердловин буровим верстатом визначають за формулами (2.74) – (2.79). Трудомісткість буріння свердловин визначають за формулою (3.49). Норму бурильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.26). Загальні витрати ВР для відбивання руди в камері визначають за формулою (3.47). Змінну продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначають за формулою (3.29). Витрати часу на заряджання ВР для відбивання руди в камері визначають за формулою (3.30). Норму виробітку підрильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.31). Змінну продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначають за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначають за формулою (3.32). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначають за формулою (3.33). Норму виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.34).

*Паралельно-пучкове розташування свердловин.* Сутність методу паралельно-зближених зарядів полягає в такому. Кілька свердловин звичайного діаметру розташовують паралельно на зближеній відстані в концентричному або плоскому пучку, щоб утворити еквівалентний заряд більшого діаметру, яким можна зруйнувати руду при великій лінії найменшого опору. Параметри паралельних зближених зарядів розраховують за наступною методикою.

Відстань між зарядами в пучку визначають за формулою (2.57).

Розрахунковий еквівалентний діаметр свердловини великого діаметру

$$d_e = d\sqrt{n}, \text{ м}, \quad (3.73)$$

де  $n$  – кількість свердловин у пучку може бути 2 – 9 шт.

Лінія найменшого опору для всього пучка зарядів

$$W_n = 29,6 \cdot d \cdot \sqrt{2,17 \cdot n - 1}, \text{ м}, \quad (3.74)$$

де  $d$  – діаметр свердловини, м.

Відстань між центрами пучків свердловин

$$Q_n = m \cdot W_n, \text{ м}, \quad (3.75)$$

де  $m$  – відносна відстань між пучками свердловин становить 0,8 – 1,2.

Кількість пучків паралельних свердловин у шарі, що відбивається, а отримана величина заокруглюється до найближчого цілого числа

$$N_n = \frac{B_c - Q_n}{Q_n} + 1, \quad (3.76)$$

За розрахованою кількістю пучків паралельних свердловин у шарі уточнюють відстань між пучками

$$Q_n = \frac{B_c - Q_n}{N_c - 1}, \text{ м}.$$



За розрахованими параметрами буропідривних робіт пучки паралельних свердловин у шарі, що відбивається розташовують згідно з розрахунковою схемою, що подано на рис. 3.30.

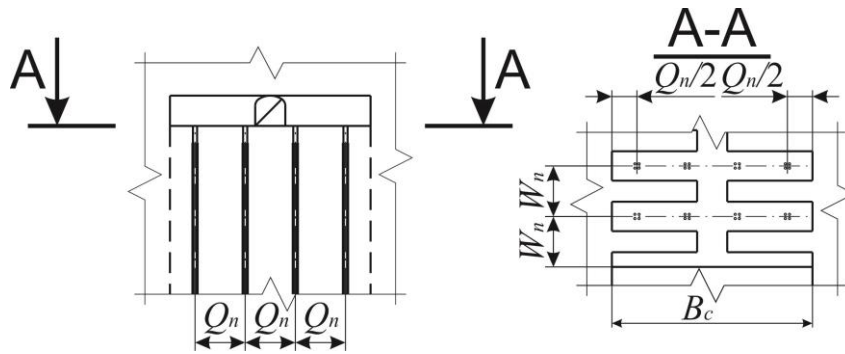


Рис. 3.30. Розрахункова схема розташування пучків паралельних свердловин у шарі, що відбивається

Промисловий запас руди в камері визначають за формулою (3.68).

Сумарна довжина свердловин у шарі

$$L_{ce} = N_n \cdot l_{ce} \cdot n, \text{ м}, \quad (3.77)$$

де  $l_{ce}$  – довжина однієї свердловини, м.

Сумарна довжина заряду в шарі

$$L_{zap} = N_n \cdot l_{ce} \cdot n \cdot k_3, \text{ м}, \quad (3.78)$$

де  $k_3$  – коефіцієнт заповнення свердловини становить 0,7 – 0,95.

Кількість шарів, що відбивають в камері, сумарну довжину свердловин і довжину заряду визначають графічним способом за кресленням системи розробки. Змінну продуктивність буріння  $H_b$  свердловин буровим верстатом визначають за формулами (2.74) – (2.79). Трудомісткість буріння свердловин визначають за формулою (3.49). Норму бурильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.26). Загальні витрати ВР для відбивання руди в камері визначають за формулою (3.47). Змінну продуктивність при механізованому зарядженні свердловин зарядною машиною визначають за формулою (3.29). Витрати часу на заряджання ВР для відбивання руди в камері визначають за формулою (3.30). Норму виробітку підривника, що виражена в тонах визначають за формулою (3.31). Змінну продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка або вантажно-доставної машини визначають за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначають за формулою (3.32). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначають за формулою (3.33). Норму виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.34).

Відбиванням руди в затиснутому середовищі називають відбивання впритул із вибоєм контактуючу відбиту руду або обвалену породу

(затискаючий матеріал). Вільний простір відсутній або є не більше 10 – 20% від об'єму масиву, що підривається. Обсяг підірваної руди збільшується за рахунок зрушення й ущільнення затискаючого матеріалу (рис. 3.31).

Відбивання в затиску застосовують 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 грудок при відбиванні, що інтенсифікує випуск і доставку руди в 1,5 – 2,0 рази;

- виключає попереднє утворення компенсаційного простору, що підвищує стійкість масиву та веде виймання в одну стадію за типовою технологією;

- дає можливість магазинування руди при відбиванні не тільки горизонтальними, але й вертикальними шарами, випускати руду безпосередньо в бурову виробку (тобто торцевий випуск), що виключає необхідність проведення спеціальних випускних виробок.

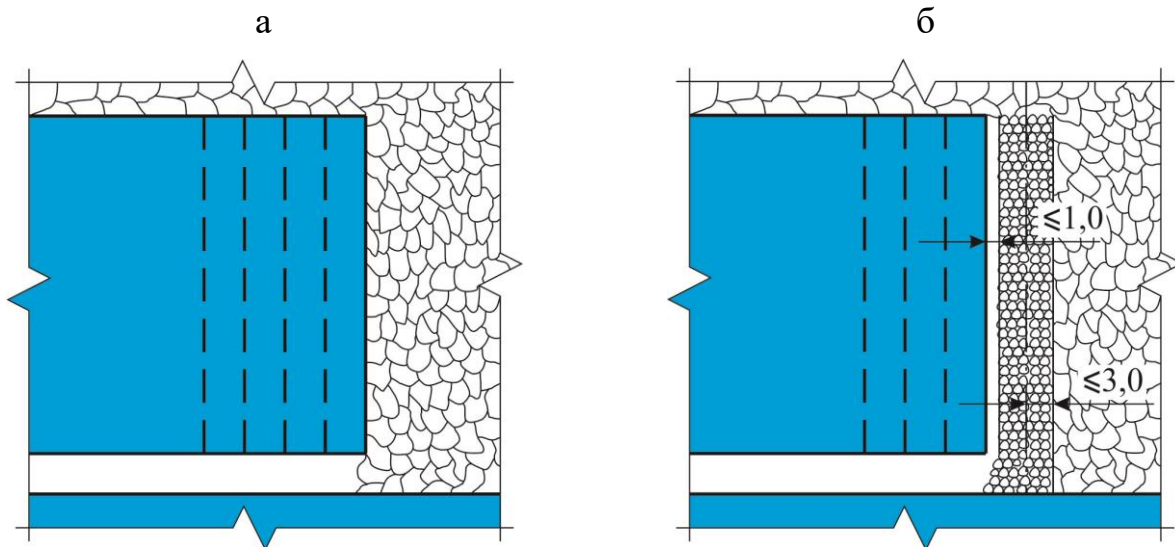


Рис. 3.31. Відбивання руди в затиску: а – до вибуху; б – після вибуху

Недоліки: труднощі при випуску перших доз руди, що ущільнені вибухом (зависання руди над випускними отворами), викид руди в бурові виробки або певне ускладнення схем підготовки блоку для уникнення викиду. В більшості випадків ці недоліки менш істотні, ніж зазначені переваги.

Вимоги до технології відбивання руди в затиску такі. При відпрацюванні пологих і похилих покладів нижня частина масиву висячого боку встигає обвалитися. Невелика висота товщі порід на крутих покладах, що розташована поблизу стійкого висячого боку. У цих умовах затискаючий матеріал якщо і ущільнюється з часом, то мало та повільно. Тому припустимі тривалі, до декількох місяців, перерви між підриванням і випуском руди. Інша картина спостерігається на крутих покладах поблизу лежачого боку, а іноді і по всій площі поверху, якщо висячий бік нестійкий. Тут товща обвалених порід складає сотні метрів, і затискаючий матеріал сильно ущільнюється за кілька тижнів.

Причому ущільнення інтенсифікується за рахунок підривних робіт, що виконують поруч. 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 підриванням випуск повинен бути припинений з таким розрахунком, щоб залишити шар руди висотою 0,2 – 0,3 від висоти блоку. Перед черговим підриванням цей шар випускають, щоб розпушити затискаючий матеріал. Якщо ж затискаючий матеріал ущільнений, то ширина перших шарів, що відбиваються на нього, повинна бути зменшена. Затискаючий матеріал під дією вибухів поступово ущільнюється та 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 стеліни бурової виробки ширина може сягати 20 – 30 м. При потужності покладу 10 м товщину шару зменшують 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 відбивається від межі середовища (масив – замагазинована руда) і повертається в масив, утворюючи там додаткові тріщини, а інша частина енергії витрачається на ущільнення затискаючого матеріалу, що враховується введенням в розрахунок параметрів буропідривних робіт коефіцієнта затиску

$$K_{зам} = 0,1 \cdot (8 \cdot B_c \cdot (K_p - 1) - 1), \quad (3.79)$$

де  $B_c$  – ширина шару, що відбивається (секції), м;  $K_p$  – коефіцієнт розпушення руди при випуску становить 1,15 – 1,20.

Питомі витрати ВР на відбивання в затиснутому середовищі, відрізняється від витрати ВР на компенсаційний простір

$$q_{зам} = q \cdot K_{зам}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.80)$$

де  $q$  – питомі витрати ВР

$$q = 0,1 \cdot f \cdot \frac{\Delta q}{\Delta b}, \text{ кг/м}^3. \quad (3.81)$$

ЛНО першого ряду свердловин (першого віяла)

$$W_{зам} = \frac{W}{\sqrt[3]{K_{зам}}}, \text{ м}, \quad (3.82)$$

де  $W$  – лінія найменшого опору одиночної свердловини, м, яку визначають за формулою (3.10).

ЛНО наступних рядів свердловин в секції, що обвалюється

$$W = (0,7...0,9) \cdot W_{зам}, \text{ м.} \quad (3.83)$$

Відстань між вибоями свердловин визначають за формулою (3.13). Кількість свердловин на шар (секцію), загальну їх довжину, довжину зарядженої частини свердловин встановлюють за допомогою масштабного креслення за розрахунковою схемою, що подано на рис. 3.17.

Промисловий запас блока при системах розробки підповерхового обвалення з торцевим випуском

$$A_{пром} = (S_n \cdot L_n - V_v) \cdot \gamma_p \cdot N_n, \text{ т,} \quad (3.84)$$

де  $S_n$  – площа панелі,  $\text{м}^2$ ;  $L_n$  – довжина панелі без урахування відрізної щілини,  $\text{м}$ ;  $V_v$  – об'єм виробок панелі без урахування відрізної щілини,  $\text{м}^3$ ;  $N_n$  – кількість панелей у блоці.

Промисловий запас камери при системах розробки поверхового обвалення з торцевим випуском

$$A_{пром} = (S_k \cdot L_k - V_v) \cdot \gamma_p, \text{ т,} \quad (3.85)$$

де  $S_k$  – площа камери,  $\text{м}^2$ ;  $L_k$  – довжина камери без урахування відрізної щілини,  $\text{м}$ ;  $V_v$  – об'єм бурових виробок камери без урахування відрізної щілини,  $\text{м}^3$ .

Кількість віял, сумарну довжину свердловин і довжину заряду визначають за кресленням системи розробки.

Змінну продуктивність буріння  $H_b$  свердловин буровим верстатом визначають за формулами (2.74) – (2.79). Трудомісткість буріння свердловин визначають за формулою (3.49). Норму бурильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.26). Загальні витрати ВР для відбивання руди в камері визначають за формулою (3.47). Змінну продуктивність при механізованому зарядженні свердловин за допомогою зарядної машини визначають за формулою (3.29). Витрати часу на заряджання ВР для відбивання руди в камері визначають за формулою (3.30). Норму виробітку підрильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.31). Змінну продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка чи вантажно-доставної машини визначають за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87). Трудомісткість доставки руди за допомогою скреперної установки або вантажно-доставної машини визначають за формулою (3.32). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначають за формулою (3.33). Норму виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.34).

*Оптимальні параметри буропідривних робіт при відбиванні руди свердловинами* рекомендують визначати з урахуванням вартісних показників відбивання

$$C_{видоб} = C_{бур} + C_v + C_{дост} \rightarrow \min, \quad (3.86)$$

де  $C_{видоб}$  – витрати на видобування руди в блоці,  $\text{грн}/\text{м}^3$ ;  $C_{бур}$  – витрати на буріння свердловин, визначають за емпіричної залежності

$$C_{\text{бур}} = \left( 0,158 + 0,012 \cdot f - f \cdot \ln \left( \frac{56 \cdot d}{W} \right) \cdot 10^{-4} + \frac{0,92}{W} + 0,03W \right) \cdot K_{yo}, \text{ грн/м}^3;$$

де  $f$  – коефіцієнт міцності руди за шкалою професора Протод'яконова М.М.;  $C_e$  – витрати на заряджання й підривання свердловин, що визначають з емпіричної залежності

$$C_e = \left( 0,136 + 0,013 \cdot f - f^2 \cdot 6 \cdot 10^{-6} + 0,8 \cdot W - 0,002W^2 \right) \cdot K_{yo}, \text{ грн/м}^3;$$

де  $C_{\text{досм}}$  – витрати на вторинне подрібнення негабаритів і доставку руди, визначають з емпіричної залежності

$$C_{\text{досм}} = \left( 0,114 + 0,04 \cdot f - f^2 \cdot 2 \cdot 10^{-4} + 0,87 \cdot W \right) \cdot K_{yo}, \text{ грн/м}^3;$$

де  $K_{yo}$  – курс у.о., грн.

За отриманими результатами будують графік залежності  $C_{\text{видоб}} = f(W)$  та 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. 3.32, але сьогодні 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 проведенні кишень і колодязів, тимчасово розміщують у мінній виробці, а після заряджання використовують для заповнення (забутовування) вільної частини кишень. При проведенні кишень і колодязів та забутовуванні, руду зазвичай переміщують вручну. В зв'язку з цим, іноді відмовлялися від проведенні кишень і заряди розташовують безпосередньо в прямолінійних виробках без забутовування.

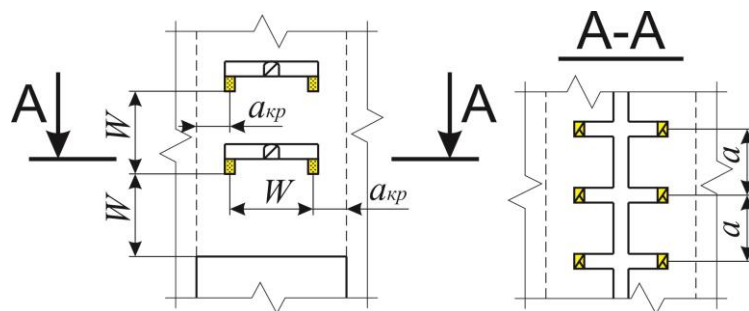


Рис. 3.32. Розрахункова схема відбивання руди мінними зарядами

Завдяки позитивним результатам підривань розроблено технологію відбивання горизонтальними концентраційними зарядами, розрахункова схема якої подана на рис. 3.33. У цьому випадку заряди розміщують безпосередньо в мінних виробках через 4 – 8 м. Порівняно з попередньою, при цій схемі зменшено трудомісткість робіт, поліпшено умови праці, але збільшено приблизно в 1,5 рази питомі витрати ВР і посилено сейсмічну дію вибуху на навколишні виробки. Застосування цієї схеми не дало позитивних результатів. Не було досягнуто того ступеня подрібнення руди, який варто було б очікувати від збільшення питомих витрат енергії вибуху, оскільки взаємодія зарядів була обмеженою.

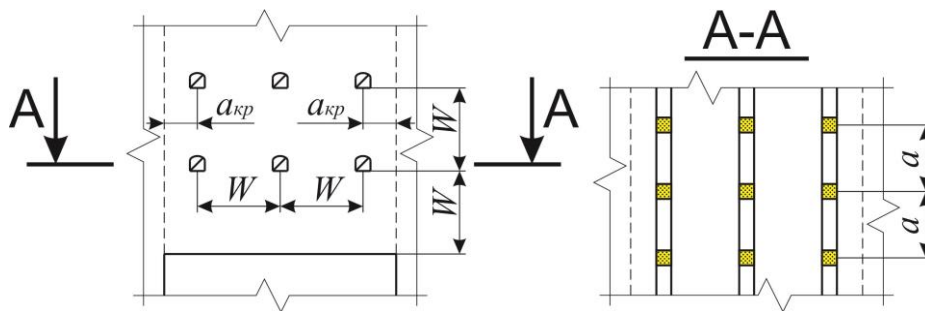


Рис. 3.33. Розрахункова схема відбивання руди горизонтальними концентраційними зарядами

Тому надалі було запропоновано відбивання руди вертикальними концентраційними зарядами, розрахункову схему якої подано на рис. 3.34. Підготовка блоку при цій схемі майже не відрізняється від попередніх схем. Однак, з підповерхових штреків або ортів проводять не мінні колодязі, а короткі одно- або двосторонні підняттяві, устя яких засипають відбитою рудою в процесі підривання останнього комплекту шпурів при проведенні. Утворені зарядні камери з'єднують з горизонтальними виробками за рахунок буріння штангового шпуру, що слугує для подачі ВР до зарядної камери. Масив руди відбивають підриванням усіх вертикальних концентраційних зарядів з відповідним уповільненням між вибухами окремих зарядів або по черзі вертикальними шарами. Цю схему застосовують при достатньому за обсягом компенсаційному просторі.

До основних переваг відбивання руди концентраційними (мінними) зарядами відносять: 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 і низька продуктивність проведення мінних виробок, 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.

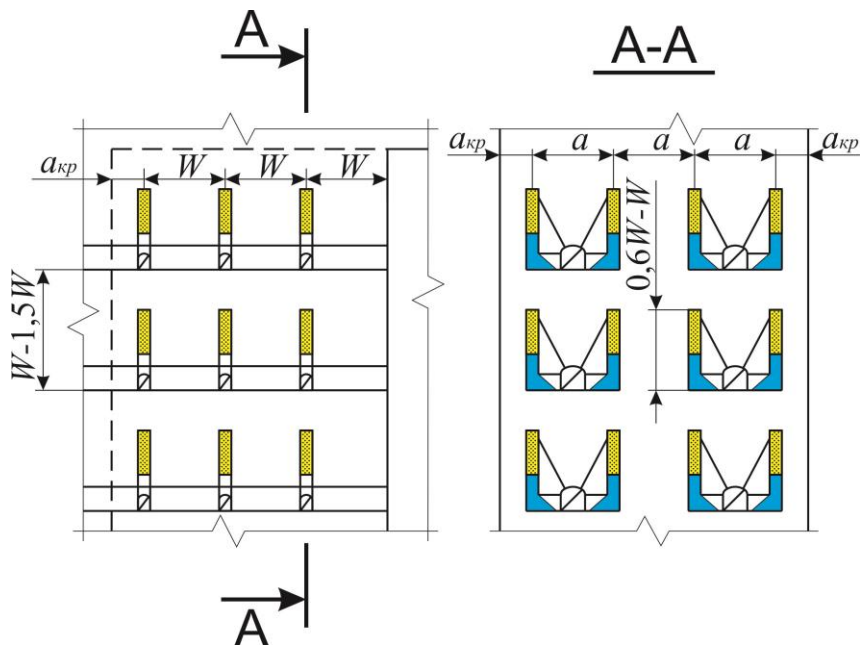


Рис. 3.34. Розрахункова схема відбивання руди вертикальними концентраційними зарядами

У свій час відбивання руди концентраційними (мінними) зарядами було поширене, але в подальшому, у зв'язку зі своїми суттєвими недоліками, воно майже 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 вельми 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 та збіднення відбитої руди. Багаторічний досвід шахт Криворізького залізорудного басейну довів, що відсутність забутовування мінних виробок негативно не впливає на ефективність відбивання руди концентраційними зарядами та 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

$$a = m \cdot W, \text{ м}, \quad (3.87)$$

де  $m$  – коефіцієнт зближення концентраційних зарядів становить 0,8 – 1,0.

Крайні заряди розташовують на відстані  $a_{кр} = (0,3...0,4) W$  від проектного контуру відбивання.

Величина концентраційного заряду

$$Q = q_{баз} \cdot f(n) \cdot k_{заб} \cdot W^3, \text{ кг}, \quad (3.88)$$

де  $q_{баз}$  – питомі витрати 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 дорівнює 1,0, коли відбивання руди і 0,4, коли обвалення породи;  $k_{заб}$  – коефіцієнт забивки дорівнює 1,0, коли здійснюють забутовування мінних виробок і 1,0 – 1,5, коли підривання здійснюють без мінних кишень і забутовування.

За отриманими параметрами буропідривних робіт будують схему розташування концентраційних (мінних) виробок, користуючись розрахунковими схемами, що подані на рис. 3.32, 3.33 і 3.34.

Промисловий запас руди в камері визначають за формулою (3.68).

Загальні витрати ВР для відбивання руди в камері

$$Q_{вр} = Q \cdot n_3, \text{ кг}, \quad (3.89)$$

де  $n_3$  – кількість концентраційних (мінних) зарядів у камері.

Змінна продуктивність при механізованому заряджанні концентраційних зарядів за допомогою зарядної машини

$$H_{зар.} = \frac{100 \cdot (T_{зм} - T_{об})}{\left( \frac{100 \cdot T_{нз}}{q + (t_o + t_g) \cdot (1 + k_{від})} \right)}, \text{ кг/зміну}, \quad (3.90)$$

де  $T_{нз}$  – тривалість підготовчо-заключних операцій становить 60 – 90 хв;  $T_{об}$  – час на обслуговування зарядної установки становить 1,0 – 15 хв;  $q$  – величина концентраційного (мінного) заряду, який заряджають з одного встановлення зарядної машини становить 850 – 1250 кг;  $(t_o + t_g)$  – витрати часу на заряджання 100 кг ВР становить 28,8 – 37,7 хв;  $k_{від}$  – коефіцієнт відпочинку дорівнює 0,1.

Витрати часу на заряджання ВР для відбивання руди в камері

$$T_{зар.} = \frac{Q_{вр}}{H_{зар.}}, \text{ чол.-змін.} \quad (3.91)$$

Норму виробітку підривника в тонах визначають за формулою (3.31). Змінну продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка чи вантажно-доставної машини визначають за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87). Трудомісткість доставки руди скреперною установкою або вантажно-доставною машиною визначають за формулою (3.32). Трудомісткість доставки руди люком або вібраційним живильником визначають за формулою (3.33). Норму виробітку машиніста скреперної установки, вантажно-доставної машини, люка або вібраційного живильника, що виражена в тонах, визначають за формулою (3.34).

*Відбивання запасів руди механічним способом. Механічне відбивання* – це відділення корисної копалини від масиву за допомогою різних механізмів та інструментів. Цей вид відбивання здійснюють машинами та в незначному обсязі відбійними молотками. Механічне відбивання набуло поширення при видобуванні м'яких руд (з міцністю  $\leq 60$  МПа). Цим способом відбивають марганцеві руди, калійні та частково кам'яні солі, і, практично, увесь



природний пильний камінь, що використовують в будівництві. Сучасні конструкції комбайнів і комплексів можуть застосовувати при куті падіння пласта  $\leq 15^\circ$ , витриманою 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 і використовують на марганцевих та калійних шахтах. Врубкові машини використовують порівняно рідше та лише для допоміжних цілей. Пиляння та руйнування пилянням застосовують у специфічних умовах, причому руйнування за допомогою буріння здійснюють при вийманні тонких жил.

Основним обладнанням при видобуванні м'яких руд є:

- прохідницько-очисні комбайни з різними типами виконавчих органів, які поєднують функції відбивання та навантаження, що зазвичай працюють 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 та вибійного скребкового конвеєра, використовують для валового і селективного виймання солей та 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) фрезерні виконавчі органи (2ПУ). Комбайни з роторним виконавчим органом найбільш поширені при розробці калійних солей. Виконавчим органом у них є обертальний бур великого діаметра, армований зубками з твердих сплавів. Такі комбайни призначені для відбивання порід з межею міцності до 50 МПа, мають 1 – 3 робочих органи та гусеничну ходову частину та долати ухил до  $15^\circ$ . Площа поперечного перерізу виробок (вибою) становить 7,5 – 14,3 м<sup>2</sup>. 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 і перетині очисної виробки 2,8 × 2,8 м. Фронт відбивання і вантаження при нерухомих гусеницях становить 3 м. Комбайни КМШ і КМШ-А призначені для механізації відбивання та навантаження гірської маси і руд в очисних та підготовчих виробках при потужності пласта  $\leq 3,0$  м з межею міцності до 40 МПа. Завдяки наявності

гусеничного ходу фронт робіт комбайнів практично необмежений. Навантаження гірської маси здійснюють у вагонетки, на конвеєр та інші транспортні засоби. Комбайни для видобутку руд КДР-5 і КДР-6 призначені для механізованого відбивання та навантаження гірської маси та руди з межею міцності до 40 МПа, при веденні очисних робіт, у виробках з кутом нахилу  $\pm 10^\circ$ . Фронт відбивання та 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 мають межу міцності до 20 МПа. Максимальна висота відбивання 3,1 м, мінімальна висота виробки 1,4 м і фронт відбивання при нерухомих гусеницях 3 м.

Механічне відбивання застосовують в двох варіантах: з вийманням заходками з площею поперечного перерізу 7 – 9 м<sup>2</sup> та 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 з похилими стволами, які видобувають марганцеву руду, обладнані конвеєрним підйомом, тому руда в них транспортується безперервно від вибою до поверхні.

Відпрацювання довгими очисними вибоями (лавами) ведуть із застосуванням механізованих комплексів. Комбайн, рухаючись вздовж вибою, відбиває шар руди та вантажить її на конвеєр. Після відпрацювання кожного шару на всю довжину вибою, механізоване кріплення пересувають секціями услід 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 застосовують разом з комплексами комбайн – бункер-перевантажувач – самохідний вагон, необхідно, щоб довжина доставки руди вагоном була не більше критичної, тобто такою, при якій технічна продуктивність комбайна та вагона рівні. При збільшенні довжини доставки, продуктивність усього комплексу, яку визначають продуктивністю вагона, зменшується, що призводить до збільшення часу простоїв комбайна та погіршення його техніко-економічних показників.

$$L_{кр} = \frac{v_{cp} \cdot \left[ \frac{V_{б.н.}}{Q_k} + (k_n - 2) \cdot t_p \right]}{2}, \text{ м}, \quad (3.92)$$

де  $v_{cp}$  – середня швидкість руху самохідного вагона становить 50 – 160 м/хв;  $V_{б.н.}$  – вантажопідйомність бункера-перевантажувача становить 14 – 16 т;  $Q_k$  – технічна продуктивність комбайна, т/хв;  $k_n$  – коефіцієнт, який враховує простої становить 0 – 1;  $t_p$  – час розвантаження самохідного вагона становить 0,5 – 1,3 хв.

Змінна продуктивність комплексу:

– коли довжина доставки  $< L_{кр}$

$$H_{комл} = \frac{60 \cdot T_{зм} \cdot k_u \cdot V_{б.н.} \cdot Q_k}{V_{б.н.} + k_n \cdot Q_k \cdot t_p}, \text{ т/зміну}, \quad (3.93)$$

де  $T_{зм}$  – тривалість зміни, год;  $k_u$  – коефіцієнт використання комбайна протягом зміни дорівнює 0,6.

– коли довжина доставки  $> L_{кр}$

$$H_{комл} = \frac{30 \cdot T_{зм} \cdot k_u \cdot V_{б.н.} \cdot v_{ср}}{L + v_{ср} \cdot t_p}, \text{ т/зміну}, \quad (3.94)$$

де  $L$  – довжина доставки, м.

Промисловий запас панелі

$$A_{пром} = A_k \cdot B_k \cdot H_k \cdot n_k \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (3.95)$$

де  $A_k$  – довжина камери, м;  $B_k$  – ширина камери, м;  $H_k$  – висота камери, м;  $n_k$  – кількість камер у панелі.

Час відпрацювання панелі

$$T_n = \frac{A_{пром}}{H_{комл}}, \text{ чол.-змін.} \quad (3.96)$$

Норма виробітку робітника з очисного виймання, що виражена в тонах

$$H_p = \frac{A_{пром}}{T_n \cdot n_p}, \text{ т/зміну}, \quad (3.97)$$

де  $n_p$  – кількість робітників у бригаді становить 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 перепон 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 СВП-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 та навантаження руди комбайном, нарощування секційного привибійного конвеєра, кріплення заходки у міру посування вибою та заключні операції. Погашення заходки здійснюють після повного її відпрацювання. Для цього демонтують секційний вибійний конвеєр, переганяють у підготовлену нішу комбайн і виконують демонтаж близько 80% металевого кріплення. Ці роботи виконує за одну зміну 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 гірської маси.

Час виймання гірської маси комбайном

$$t_k = Q \cdot S_{сч} \cdot l_p \cdot \gamma_p, \text{ хв}, \quad (3.98)$$

де  $Q$  – продуктивність комбайну КДР-6 дорівнює 2,4 хв/т.

Час встановлення однієї рами кріплення

$$t_{кр} = \frac{t_o + t_g}{n_p}, \text{ хв}, \quad (3.99)$$

де  $t_o$  – норму основного часу на встановлення одної рами, розраховують за формулою (2.29) або (2.30);  $t_g$  – норму допоміжного часу на встановлення одної рами із затягуванням покрівлі та боків і забутовування порожнин, розраховують за формулою (2.29) або (2.30);  $n_p$  – мінімально необхідна чисельність змінної ланки робітників, яку приймають за таких умов: для 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 приймають мінімально можливу чисельність змінної ланки робітників, що дорівнює трьом чоловікам.

Час на нарощування секції вибійного конвеєра типу КЛЗС

$$t_{н.к} = \frac{l_{сек} \cdot H_u}{n_p}, \text{ хв}, \quad (3.100)$$

де  $l_{сек}$  – довжина секції конвеєра дорівнює 2,1 м;  $H_u$  – норма часу на нарощування 1 м конвеєра КЛЗС дорівнює 11,8 хв/м.

Тривалість циклу

$$t_u = t_k + t_{кр} + t_{н.к}, \text{ хв}. \quad (3.101)$$

Кількість циклів у зміну

$$N_u = \frac{T_{зм} - t_n - t_3}{t_u}, \quad (3.102)$$

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

Швидкість проведення виробки за зміну

$$V_{зм} = N_u \cdot L_u, \text{ м/зміну}, \quad (3.103)$$

де  $L_u$  – посування вибою виробки за цикл приймають кратним кроку встановлення рам кріплення але не більше ніж 9 м.

Комплексна норма виробітку

$$H_{комп} = \frac{V_{зм}}{n_p}, \text{ м/зміну}. \quad (3.104)$$

Загальна трудомісткість відпрацювання запасів руди у заходці

$$T_{зах} = T_c + T_n + \frac{L_{зах}}{V_{зм}} + T_n, \text{ чол.-змін}, \quad (3.105)$$

де  $T_c$  – трудомісткість утворення сполучення заходки з виймальним штреком дорівнює 2 чол-зміни;  $T_n$  – трудомісткість спорудження ніші дорівнює 2 чол-зміни;  $L_{зах}$  – довжина заходки становить 30 – 35 м;  $V_{зм}$  – швидкість відпрацювання заходки, м/зміну;  $T_n$  – трудомісткість погашення заходки дорівнює 3 чол-зміни.

Промисловий запас руди в одній заходці:

$$A_{зах} = S_{вч} \cdot L_{зах} \cdot \gamma_p, \text{ Т}, \quad (3.106)$$

де  $S_{вч}$  – площа поперечного перерізу заходки начорно, м<sup>2</sup>.

Промисловий запас руди у виймальному стовпі

$$A_{пром} = A_{зах} \cdot N_{зах}, \text{ Т}, \quad (3.107)$$

де  $N_{зах}$  – кількість заходок у виймальному стовпі.

Норма виробітку робітника, що виражена в тонах

$$H_p = \frac{A_{зах}}{T_{зах}}, \text{ Т/зміну}. \quad (3.108)$$

Для розробки родовищ калійних і марганцевих руд за допомогою стовпової системи розробки з обваленням покрівлі та відпрацюванням довгими очисними вибоями (лавами), поширення набули механізовані комплекси типу ОКП-70, 2МКДД.

Теоретична (розрахункова) продуктивність комбайна

$$Q_m = v_n \cdot m \cdot r \cdot \gamma_p, \text{ Т/хв}, \quad (3.109)$$

де  $v_n$  – технічно припустима швидкість подачі комбайна, м/хв;  $m$  – потужність пласта (покладу), що виймається, м;  $r$  – ширина захвату комбайна дорівнює 0,8, коли  $m \leq 1,2$  м і 0,5 або 0,63, коли  $m > 1,2$  м.

Швидкість подачі комбайна визначають за такими основними факторами: опір руди різанню, газовим фактором, швидкістю кріплення лави та продуктивністю конвеєра. Для умов родовищ марганцевих руд швидкість подачі комбайна визначають тільки за опором 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 (CH<sub>4</sub>) виділяється в суміші з іншими газами, основними з яких є азот (N) і вуглекислий газ (CO<sub>2</sub>), а горючими домішками є етан (C<sub>2</sub>H<sub>6</sub>), бутан (C<sub>4</sub>H<sub>10</sub>), пропан (C<sub>3</sub>H<sub>8</sub>) та водень (H<sub>2</sub>). Швидкість подачі комбайна за опором руди різанню

$$v_n^k = \frac{N_{cm}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma_p}, \text{ М/хв}, \quad (3.110)$$

де  $N_{cm}$  – стійка потужність двигуна комбайна

$$N_{cm} = (0,7 \dots 0,9) \cdot N_y, \text{ кВт},$$

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  $A_p$  – опір руди різанню, кН/м;  $R$  – показник руйнівності пласта (покладу), що дорівнює: для в'язких руд  $R = 0,25 \cdot A_p$ , для крихких  $R = 0,15 \cdot A_p$ , для вельми крихких  $R = 0,09 \cdot A_p$ .

Швидкість подачі комбайна за газовим фактором

$$v_n^g = \frac{0,6 \cdot S \cdot v \cdot d}{q \cdot r \cdot m \cdot \gamma_p \cdot k}, \text{ м/хв}, \quad (3.111)$$

де  $S$  – площа поперечного перерізу робочого простору під кріпленням становить 4,316 – 14,49 м<sup>2</sup> та приймається за технічною характеристикою механізованого кріплення;  $v$  – максимально припустима швидкість руху струменя повітря в очисній виробці (лаві) дорівнює 4 м/с;  $d$  – сумарна допустима концентрація горючих газів (метану, водню) у вихідному струмені дорівнює 1%;  $q$  – відносна газоносність пласта (покладу), м<sup>3</sup>/т;  $k$  – коефіцієнт дегазації пласта (покладу) дорівнює 1,0 без проведення дегазаційних заходів у вибої.

Швидкість подачі комбайна за кріпленням лави

$$v_n^{kp} = m \cdot \gamma_p \cdot r \cdot v_{kp} \cdot k_{kp}, \text{ м/хв}, \quad (3.112)$$

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 й огляд покрівлі становить 0,06 – 0,08 хв;  $t_2$  – час на зачистку секції кріплення перед пересуванням становить 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 становить 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 становить 0,05 – 0,07 хв;  $k_{kp}$  – коефіцієнт, що враховує міцність і багатоводність порід підшоши становить 0,6 – 0,8.

Швидкість подачі комбайна за продуктивністю конвеєра

$$v_n^{kon} = \frac{Q_{kon}}{r \cdot m \cdot \gamma_p}, \text{ м/хв}, \quad (3.113)$$

де  $Q_{kon}$  – максимальна продуктивність конвеєра, т/хв.

Для подальших розрахунків приймають найменшу з визначених за формулами (3.110), (3.111), (3.112), (3.113) швидкостей подачі комбайна. При цьому, обрана швидкість подачі комбайна не повинна перевищувати технічно припустиму швидкість.

Продуктивність комплексу

$$Q_{компл} = k_m \cdot Q_m, \text{ т/хв}, \quad (3.114)$$

де  $k_m$  – коефіцієнт машинного часу використання з урахуванням надійності кріплення та конвеєра становить 0,43 – 0,68.

Змінна продуктивність комплексно-механізованого очисного вибою

$$Q_{зм} = T_{зм} \cdot Q_{компл}, \text{ т/зміну}, \quad (3.115)$$

де  $T_{зм}$  – тривалість зміни, хв.

Продуктивність комплексу за цикл

$$Q_{ц} = L_n \cdot m \cdot r \cdot \gamma_p, \text{ т/цикл}, \quad (3.116)$$

де  $L_l$  – довжина лави, м.

Кількість робочих циклів на добу

$$n_{ц} = \frac{n_p \cdot Q_{зм}}{Q_{ц}}, \quad (3.117)$$

де  $n_p$  – кількість змін з виймання руди дорівнює 3 зміни.

Норма виробітку робітника, що виражена в тонах

$$H_p = \frac{Q_{ц}}{T_n}, \text{ т/зміну}, \quad (3.118)$$

де  $T_n$  – норма обслуговування комплексу становить 5,162 – 8,764 чол-змін.

Промисловий запас руди у виймальному стовпі

$$A_{пром} = L_{ст} \cdot L_l \cdot m \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (3.119)$$

де  $L_{ст}$  – довжина виймального стовпа, м.

Проведення підготовчих та очисних виробок при видобуванні марганцевих руд здійснюють за допомогою прохідницького комплексу, до складу якого входить комбайн КДР-5 або КДР-6 та вибієний секційний стрічковий конвеєр типу КЗЛС. Технологічна схема проведення підготовчих та очисних виробок при видобуванні марганцевих руд подана на рис. 3.35.

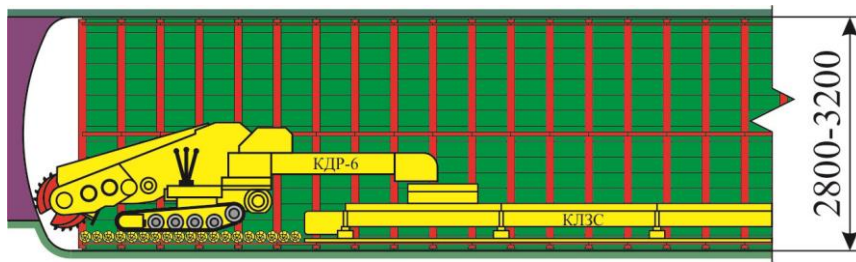


Рис. 3.35. Технологічна схема проведення підготовчих та очисних виробок при видобуванні марганцевих руд

При розробці калійних руд для проведення підготовчих та очисних виробок використовують прохідницький комплекс, до складу якого входить комбайн ПК-8МА і самохідний вагон 5BC15М. Для перевантаження гірської маси від комбайну до самохідного вагону використовують бункер-перевантажувач типу БП-14МА. Технологічна схема проведення підготовчих та очисних виробок при видобуванні калійних руд подана на рис. 3.36.

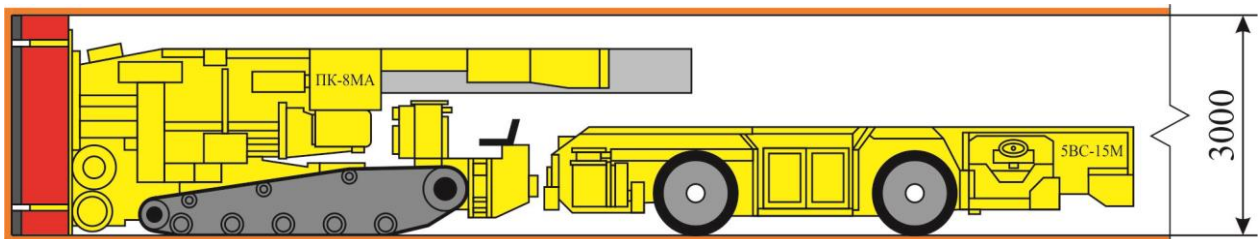


Рис. 3.36. Технологічна схема проведення підготовчих та очисних виробок при видобуванні калійних руд

### 3.3. Доставка та випуск руди

#### 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 та лише в окремих випадках не перевищує 10%. Продуктивністю доставки руди зазвичай визначають інтенсивність очисного виймання, а отже, і концентрація гірничих робіт. Класифікацію способів доставки подано в табл. 3.6.

Таблиця 3.6

Класифікація способів доставки руди

Спосіб 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 та 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

Широкий спектр 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.



*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. Підготовка та нарізка днищ блоків при застосуванні доставки руди під дією власної ваги подано на рис. 3.37.

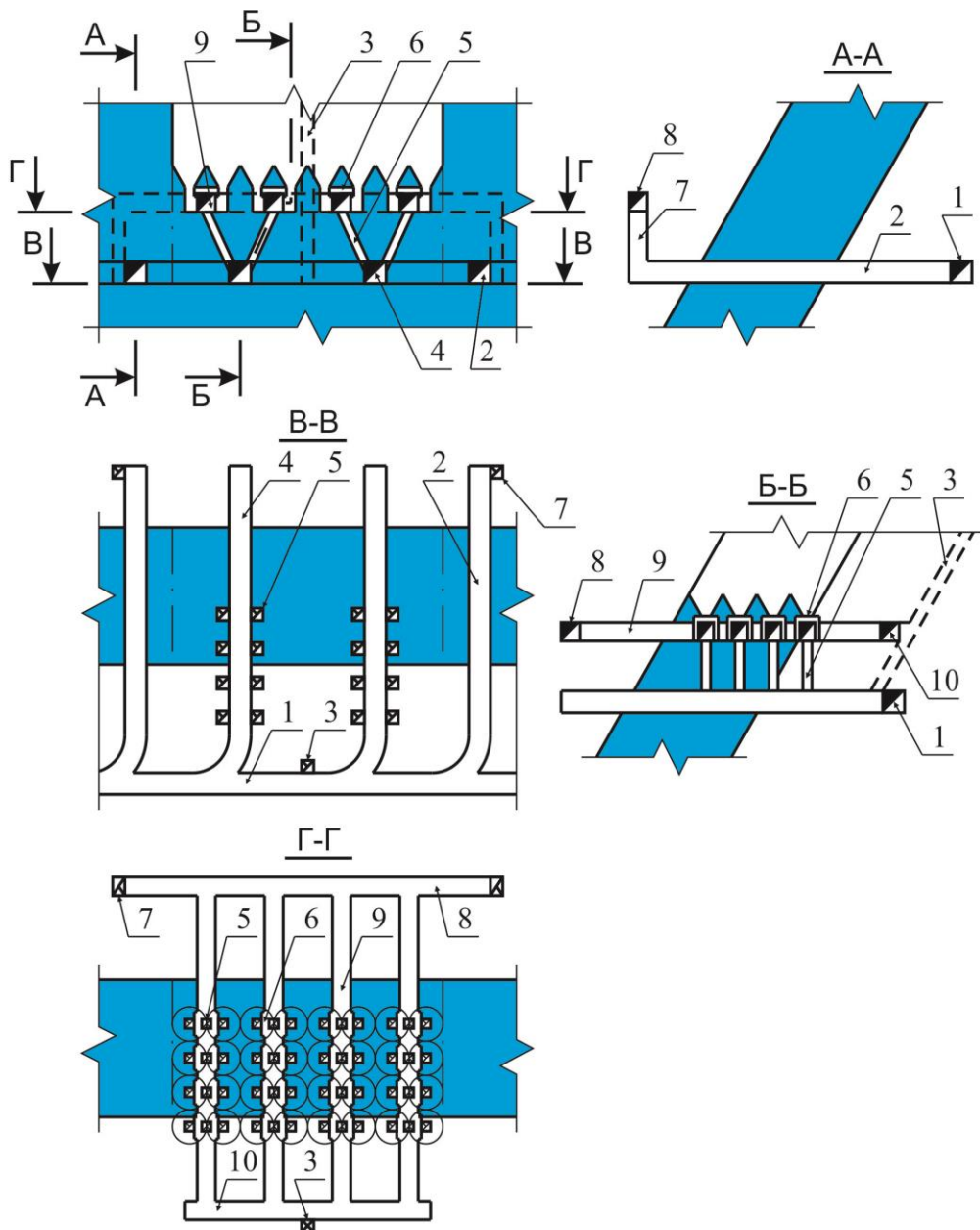


Рис. 3.37. Підготовка та нарізка днища блоку при доставці руди під дією власної ваги: 1 – відкотний штрек; 2 – відкотний орт; 3 – вентиляційний підняттєвий; 4 – навантажувальний орт; 5 – рудоспуск; 6 – камера грохочення; 7 – ходовий підняттєвий; 8 – вентиляційно-ходовий штрек горизонту грохочення; 9 – вентиляційно-ходовий орт горизонту грохочення; 10 – збірний вентиляційний штрек горизонту грохочення

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.

*Скреперна доставка руди.* Застосовують для доставки руди з будь-якою межею міцності на відстань до 35 – 40 м, а інколи до 80 – 100 м. Її здійснюють за допомогою скреперної установки, яка складається зі скреперної лебідки, скрепера, блочка та канатів (вантажного і порожнякового). Сутність скреперної доставки руди полягає в тому, що відбита руда по дучках надходить на підшову виробок доставки (скреперування) та скреперною лебідкою зі скрепером доставляється до рудоспуску. Підготовка та нарізка днищ блоків при застосуванні скреперної доставки руди подано на рис. 3.38.

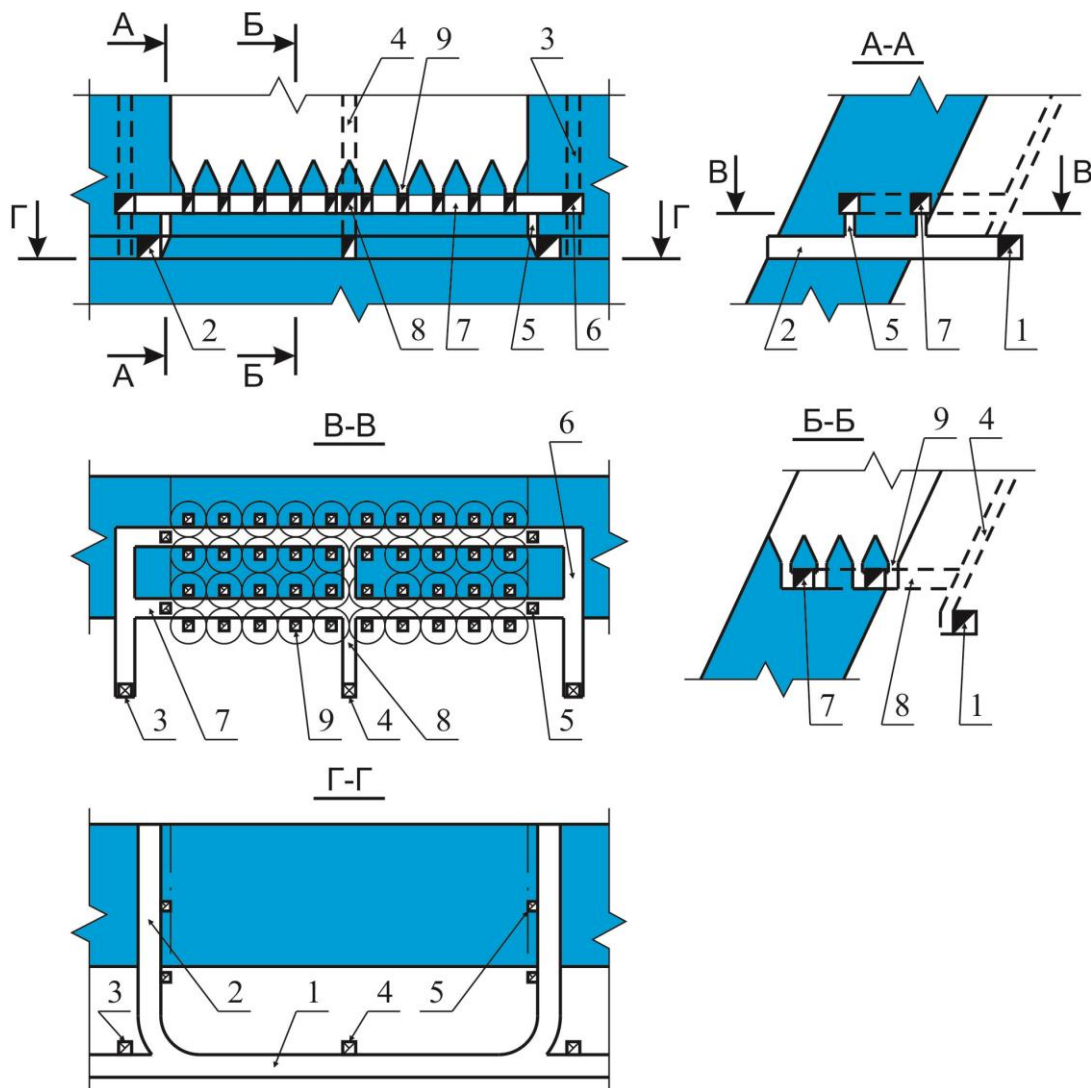


Рис. 3.38. Підготовка та нарізка днища блоку при скреперній доставці руди: 1 – відкотний штрек; 2 – відкотний орт; 3 – вентиляційно-ходовий підняттявий; 4 – вентиляційний підняттявий; 5 – рудоспуск; 6 – вентиляційно-ходовий орт горизонту скреперування; 7 – штрек скреперування; 8 – вентиляційний орт горизонту скреперування; 9 – дучка

Перевагами скреперної доставки руди є можливість застосування у різних гірничо-геологічних умовах, простота та невисока вартість 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

$$a \geq k_1 \cdot l_0 \cdot \sqrt{\frac{k_2 \cdot \sigma_{cm}}{\sigma_{cm} - 0,002 \cdot \gamma \cdot H}}, \text{ м}, \quad (3.120)$$

де  $k_1$  і  $k_2$  – коефіцієнти, які залежать від розташування випускних отворів,  $k_1 = 1, k_2 = 2$ ;  $k_1 = 1,3, k_2 = 2$ ;  $k_1 = 1, k_2 = 1$  відповідно, коли випускні отвори розташовують за прямокутною сіткою (рис. 3.39, а), за шаховою сіткою (рис. 3.39, б) і односторонньо (рис. 3.39, в)  $l_0$  – довжина ніші під дучки < 2 м;  $\sigma_{cm}$  – межа міцності порід днища на стиск, МПа;  $\gamma$  – середня питома вага порід, кН/м<sup>3</sup>;  $H$  – глибина від земної поверхні, м.

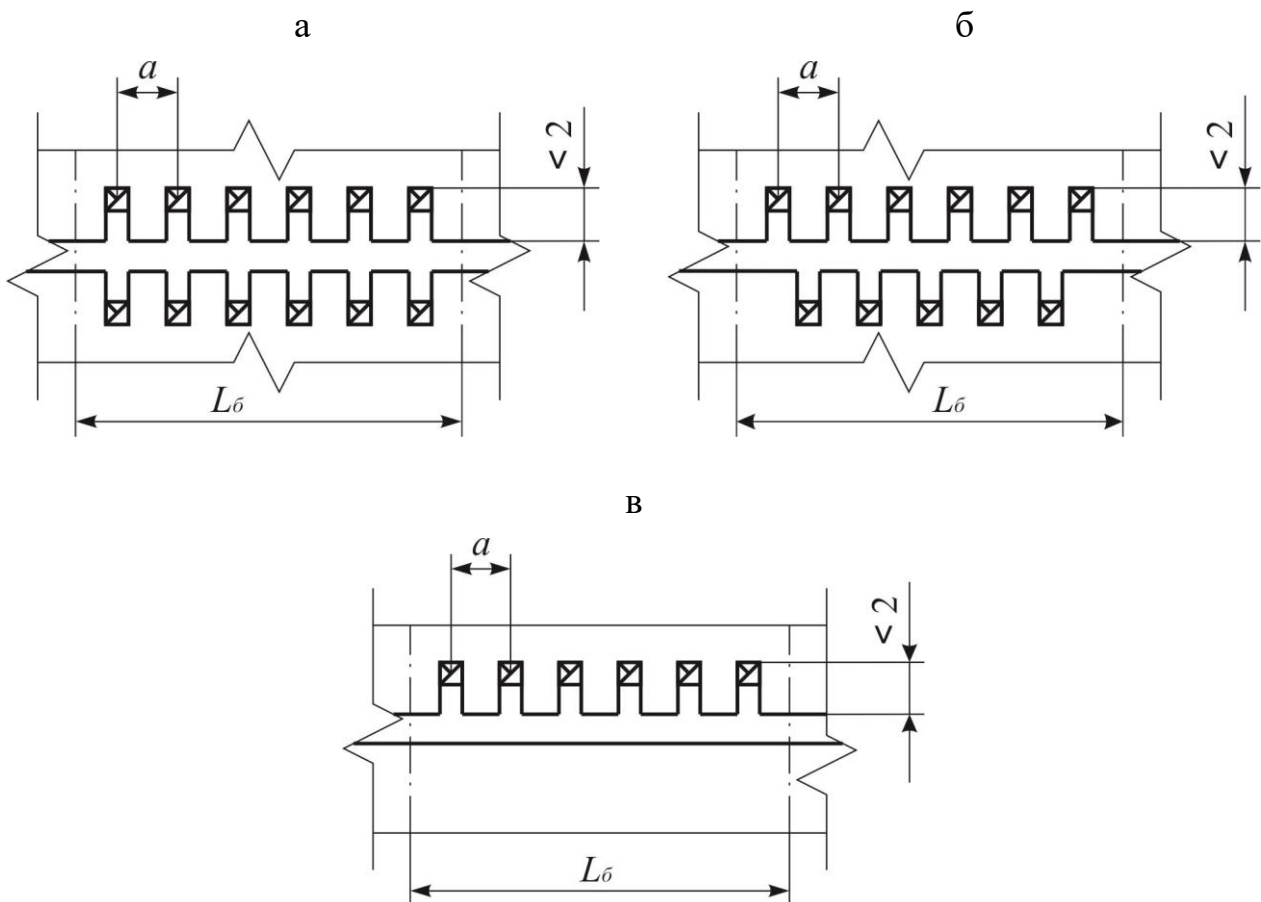


Рис. 3.39. Схеми горизонту скреперування при донному випуску руди з двостороннім по прямокутній сітці (а), з двостороннім по шаховій сітці (б), з одностороннім розташуванням випускних отворів (в)

Кількість випускних отворів з одного боку

$$N_o = 1 + \frac{L_6 - a}{a}, \text{ шт.} \quad (3.124)$$

Фактична відстань між випускними отворами

$$a_\phi = \frac{L_6 - a}{N_o - 1}, \text{ м.} \quad (3.122)$$

*Доставка руди за допомогою вібраційних конвеєрів або живильників.*

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. Підготовка та нарізка днищ блоків при застосуванні доставки руди вібраційними живильниками або конвеєрами подано на рис. 3.40.

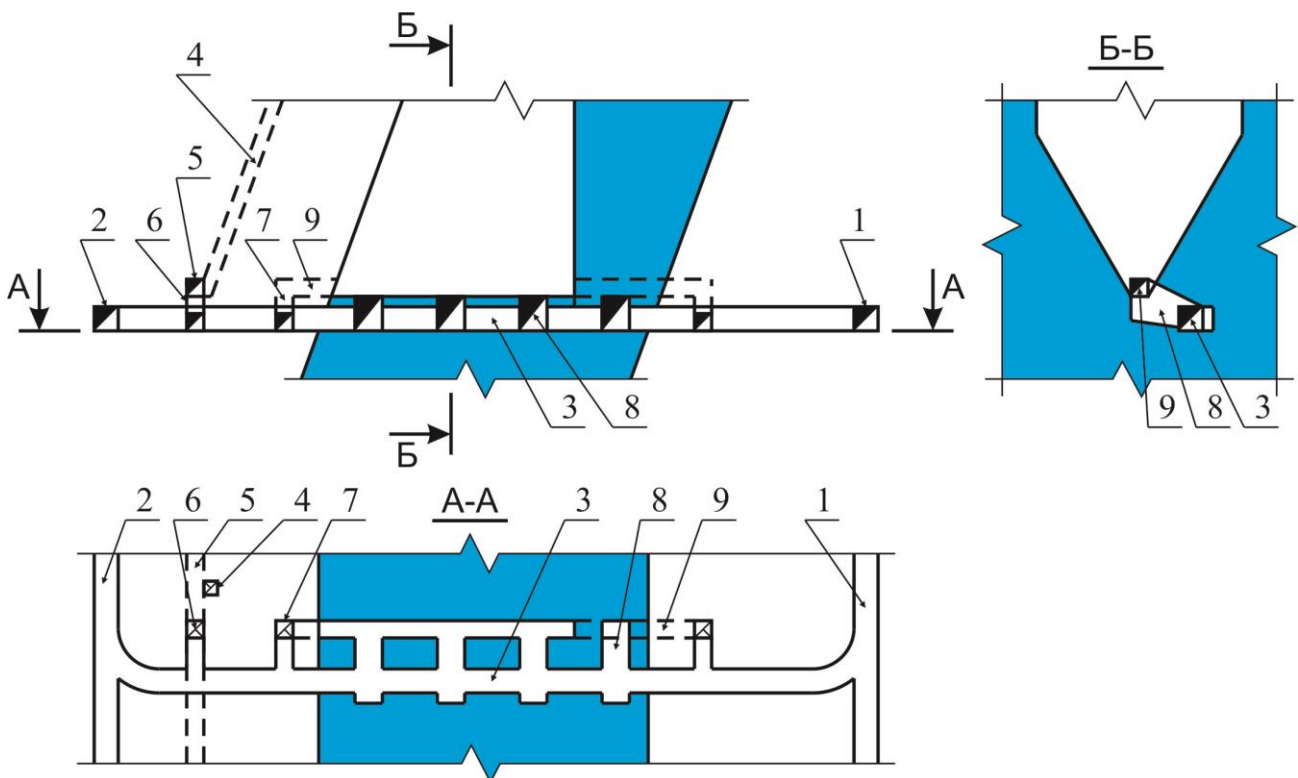


Рис. 3.40. Підготовка та нарізка днища блоку при доставці руди вібраційними конвеєрами або живильниками: 1 – відкотний штрек лежачого боку; 2 – відкотний штрек висячого боку; 3 – відкотний орт; 4 – вентиляційний підняттєвий; 5 – збірний вентиляційний штрек; 6 – вентиляційна збійка; 7 – вентиляційно-ходова збійка; 8 – ніша під вібраційний конвеєр або живильник; 9 – підсінний (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. 3.41 подано розрахункову схему днища блоку при доставці руди вібраційними живильниками або конвеєрами.

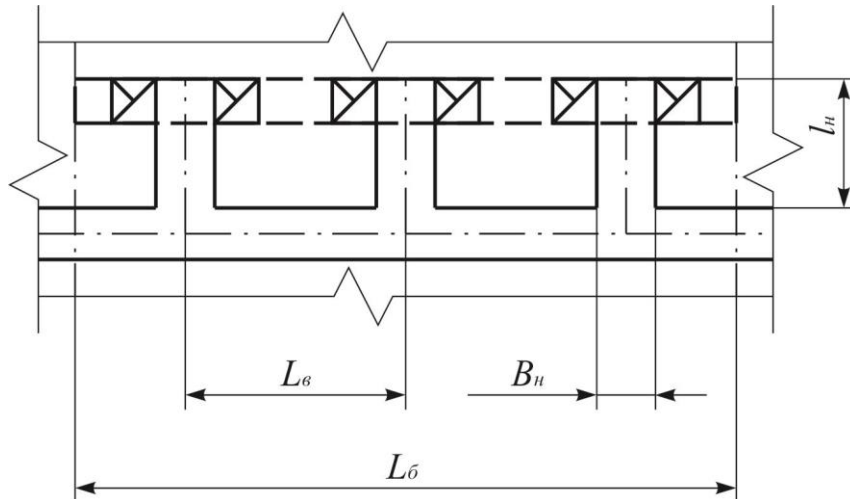


Рис. 3.41. Розрахункова схема днища блоку при доставці руди вібраційними живильниками або конвеєрами

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

Ширина ніші під вібраційний живильник або конвеєр у проходці

$$B_n = b_n + 2 \cdot m + 2 \cdot \delta_k, \text{ м}, \quad (3.123)$$

де  $b_n$  – ширина лотка вібраційного живильника або конвеєра, м;  
 $m$  – мінімальна ширина для монтажу живильника або конвеєра дорівнює 0,8 м;  
 $\delta_k$  – ширина бетонного кріплення становить 0,2 – 0,4 м.

Відстань між центрами ніш

$$L_c = B_n + 2 \cdot \frac{h_o}{\text{tg}\beta}, \text{ м}, \quad (3.124)$$

де  $h_o$  – висота укосу відбитої руди, що визначають як  $h_o = 0,38 \cdot e^{0,055 \cdot \beta}$ , м;  $\beta$  – кут природного укосу 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

$$N_c = 1 + \frac{L_b - L_c}{L_c}, \text{ шт.} \quad (3.125)$$

Фактична відстань між центрами ніш

$$L_\phi = \frac{L_b - L_c}{N_c - 1}, \text{ м.} \quad (3.126)$$

*Доставка руди за допомогою самохідного обладнання.* Самохідне навантажувальне та доставне обладнання сьогодні набуває все більшого поширення. При видобуванні руди зазвичай застосовують такі види: вантажні машини періодичної дії в комплексі з електровозною відкаткою, вантажні машини безперервної дії в комплексі з автосамоскидами та самохідними вагонами, вантажно-транспортні машини, вантажно-доставні машини в комплексі з автосамоскидами, самохідними вагонами або електровозною відкаткою. Сутність доставки руди за допомогою самохідного обладнання полягає в наступному. Відбиту руда через дучки або траншею випускають на підшову виробок доставки (навантажувальні заїзди або камери) і з них вантажними машинами навантажують в транспортні засоби або доставляється в рудоспуски. Застосовується такий вид доставки з добре подрібненою рудою при будь-якій межі її міцності. Підготовка та нарізка днищ блоків при застосуванні доставки руди за допомогою самохідного обладнанням подано на рис. 3.42.

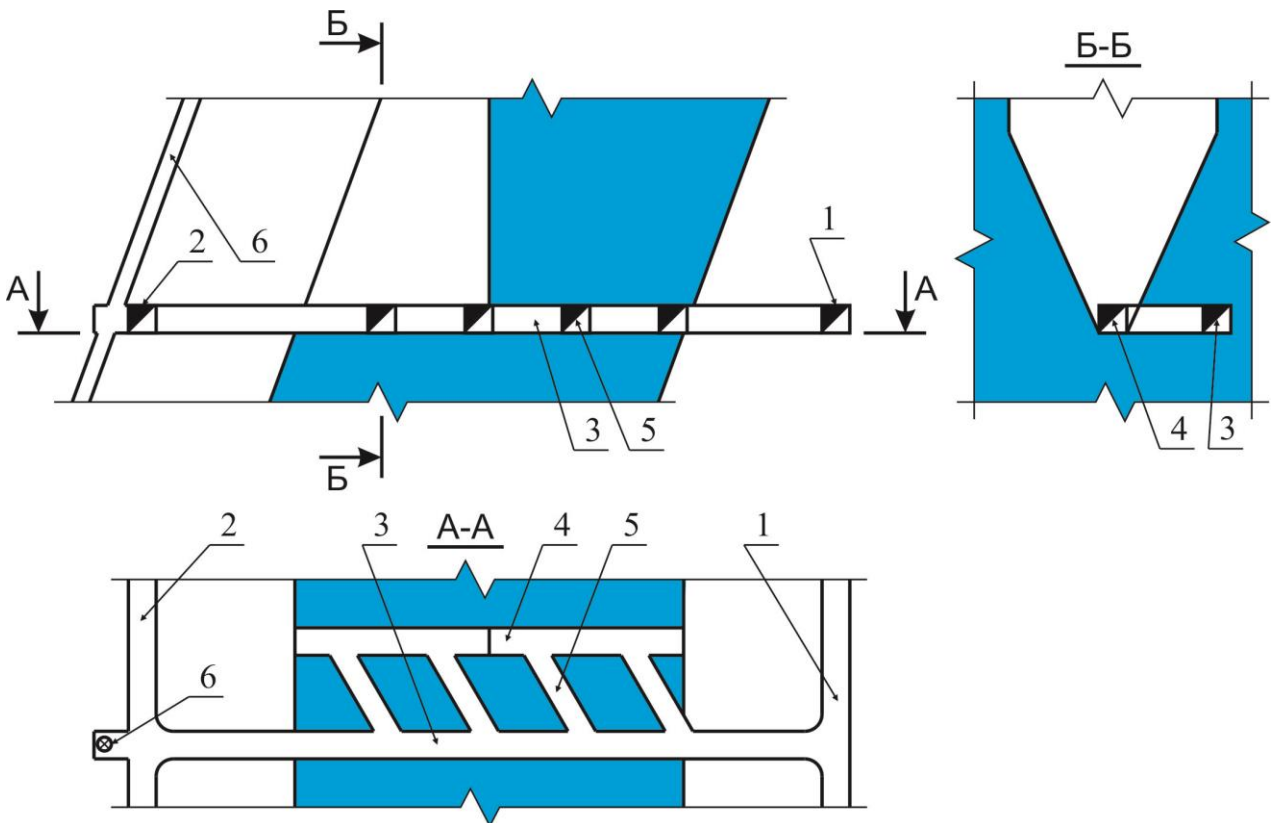


Рис. 3.42. Підготовка та нарізка днища блоку при використанні самохідних вантажно-доставних машин: 1 – відкотний штрек лежачого боку; 2 – відкотний штрек висячого боку; 3 – відкотний орт; 4 – підсічний (траншейний) орт; 5 – навантажувальні заходки; 6 – вентиляційний підняттявий

Перевагами доставки руди самохідним обладнанням є простота нарізки днища блоку, малий об'єм нарізних робіт, хороша вентиляція, висока продуктивність самохідного обладнання при гарному подрібненні руди, висока

оперативність у зв'язку з відсутністю монтажних і демонтажних робіт доставного обладнання. Недолік: висока вартість самохідного обладнання.

На рис. 3.43 подано розрахункову схему днища блоку при доставці руди за допомогою самохідних вантажно-доставних машин.

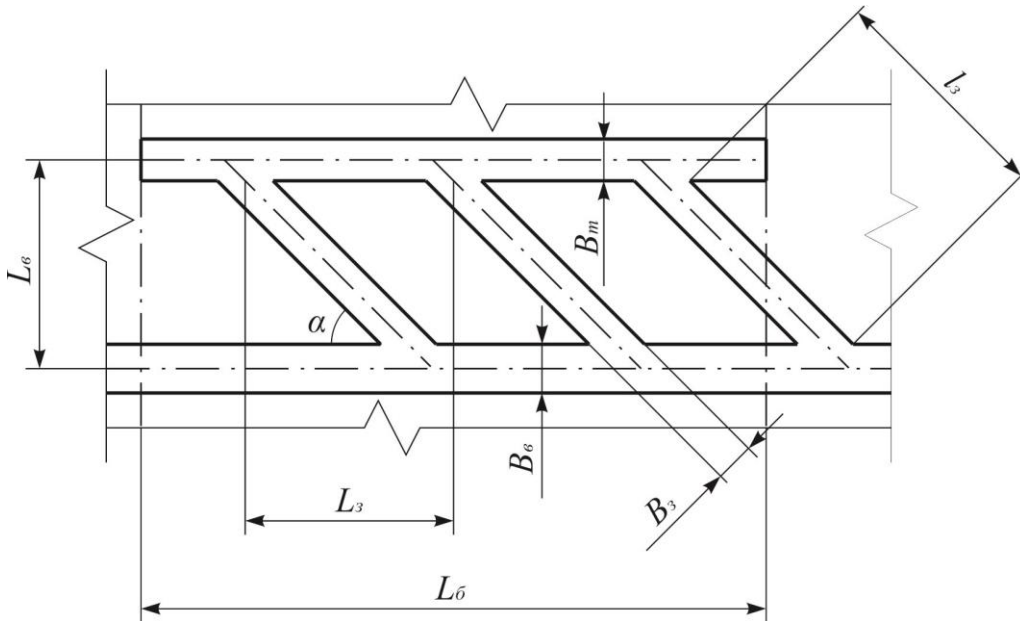


Рис. 3.43. Розрахункова схема днища блоку при доставці руди за допомогою самохідних вантажно-доставних машин

Ширина відкотних виробок у проходці, в яких можливе пересування людей

$$B_g = a + B_m + b + 2 \cdot \delta_k, \text{ м}, \quad (3.127)$$

де  $a$  – ширина пішохідної доріжки, яка становить 1,0 та 1,2 м, відповідно, за наявності піднесеного на 0,3 м над полотном дороги тротуару або обладнанні через кожні 25 м ніші для укриття пішоходів;  $B_m$  – ширина машини, м;  $b$  – зазор між машиною та стінкою виробки дорівнює 0,5 м;  $\delta_k$  – товщина кріплення відкотної виробки, м.

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

$$B_z = B_m + 2 \cdot 0,6, \text{ м}. \quad (3.128)$$

Довжина навантажувального заїзду

$$l_3 = L_m + \frac{H_m + (0,8 \dots 1,1)}{\text{tg}45^\circ}, \text{ м}, \quad (3.129)$$

де  $L_m$  – довжина машини, м;  $H_m$  – висота машини, м.

Відстань між центрами відкотної та траншейної виробок

$$L_g = l_3 \cdot \sin \alpha + 0,5 \cdot (B_g + B_m), \text{ м}, \quad (3.130)$$

де  $\alpha$  – кут між відкотною виробкою та навантажувальним заїздом становить  $45 - 90^\circ$ ;  $B_m$  – ширина в проходці траншейної виробки, м.

Відстань між центрами навантажувальних заїздів

$$L_3 = B_3 + 2 \cdot \frac{h_o}{\operatorname{tg} \beta}, \text{ м.} \quad (3.131)$$

Кількість навантажувальних заїздів

$$N_3 = 1 + \frac{L_6 - L_3}{L_3}, \text{ шт.} \quad (3.132)$$

Фактична відстань між центрами навантажувальних заїздів

$$L_\phi = \frac{L_6 - L_3}{N_3 - 1}, \text{ м.} \quad (3.133)$$

*Доставка руди за допомогою вибуху.* Під доставкою руди вибухом прийнято розуміти переміщення висадженої руди по пологій або похилій підшві очисного простору за рахунок кінетичної енергії, що отримано у результаті підривання свердловин, якими відбивають руду. Руда відкидається та 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 зазвичай у пологих і похилих покладах, коли у відкритий очисний простір доступ робочих заборонено. Потужність покладів у наявних практичних прикладах становить 6,0 – 30 м. Дальність вибухової доставки 30 – 50 м, коли кут нахилу 12 – 30° і до 50 – 80 м, коли – 30 – 45°. Підготовка та нарізка днищ блоків при застосуванні доставки руди за допомогою вибуху подано на рис. 3.44.

Перевагами доставки руди за допомогою вибуху є хороша вентиляція, малий об'єм нарізних робіт; у порівнянні з самопливною доставкою переваги її у тому, що виробки для випуску та 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. Грудки руди переміщують за рахунок енергії напірного струменя, що виходить під тиском з насадки монітора. Витрата води при такому виді доставки руди становить 15 – 30 м<sup>3</sup>/год. Пульпа стікає у люки, де рудний дрібняк залишається та потім вантажиться у вагонетки.



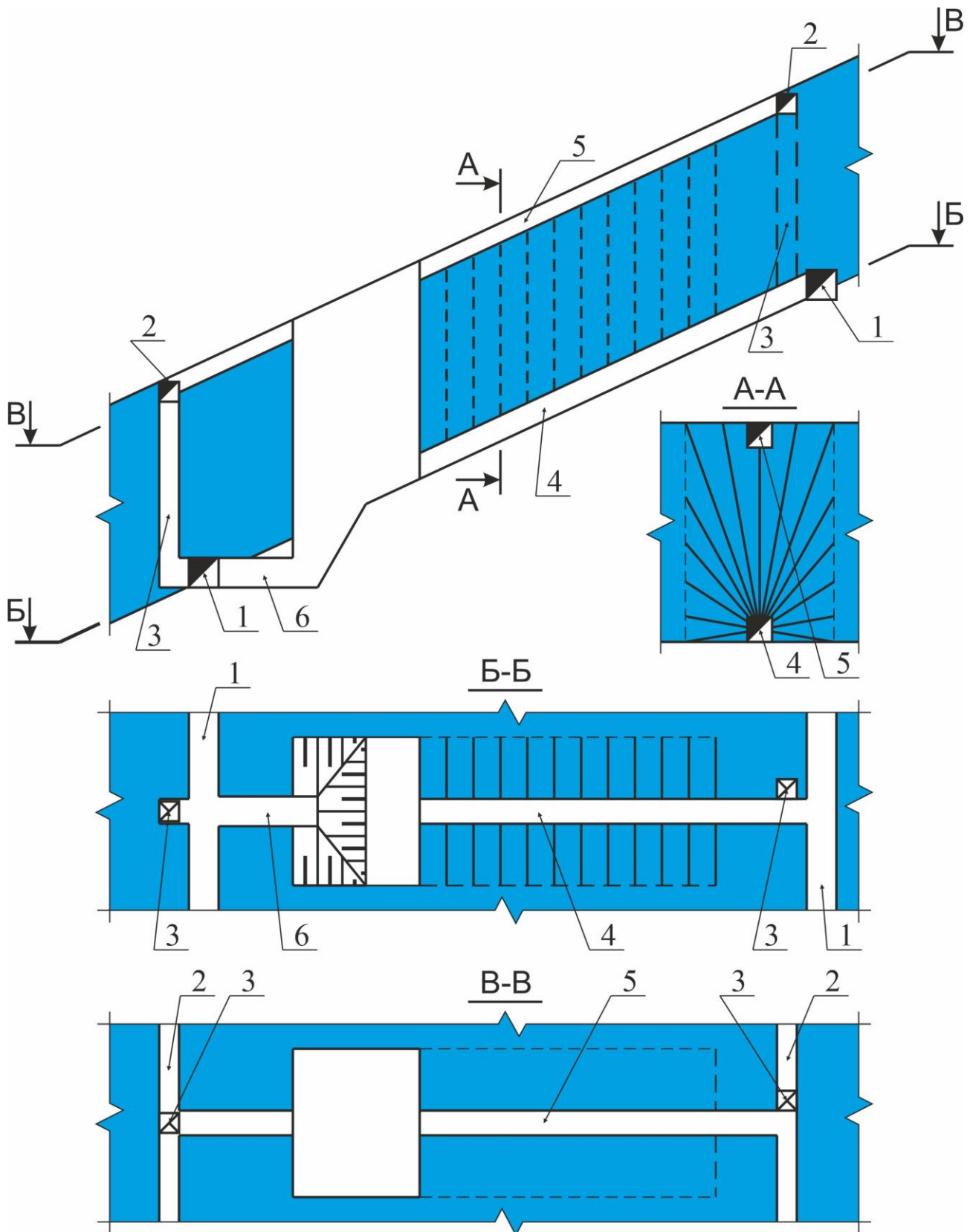


Рис. 3.44. Підготовка та нарізка днищ блоків при доставці руди за допомогою вибуху: 1 – панельний відкотний штрек; 2 – панельний вентиляційний штрек; 3 – вентиляційний піднятковий; 4 – буровий штрек; 5 – вентиляційний штрек; 6 – навантажувальна заходка

### 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 та міжкамерних ціликів обвалену руду з блоків (панелей) випускають під вмісними породами, які налягають і рухаються вслід за рудою. Відбиту руду випускають при наявності верхнього та бічного контактів із обваленими вмісними породами. Випуск руди з очисного простору здійснюють на горизонт, що розташовано у нижній частині виймальної ділянки через спеціальні виробки невеликої площі (випускні дучки або підняттяєві).

Процес випуску руди повинен забезпечувати максимальні кількісні й якісні показники вилучення, що досягаються мінімізацією втрат і збіднення, відсоткова частка яких залежить від: геометричних розмірів та форми частини рудного масиву, що підлягає вилученню (очисна панель, цілики); коефіцієнту розпушення та кількості контактів обваленої руди і вмісними породами; висоти шару обваленої руди, що випускається; діаметру випускних виробок і відстані між ними; режиму та інтенсивності випуску; гранулометричного складу, фізико-механічних властивостей та вологості обваленої руди.

У процесі випуску руди під обваленими вмісними породами її втрати складаються із об'ємів гребенів, які залишаються між воронками випуску та частини запасів на лежачому боці покладу. Збіднення руди починається з моменту виходу еліпсоїда випуску за межі контуру обваленого шару. У цьому випадку обсяг домішаних вмісних порід залежить від числа поверхонь контакту з ними. Найкращі умови для випуску руди створюються при вертикальних стінках блоку, постійному опусканні горизонтального контакту руди та обвалених вмісних порід і рівномірному дозованому випуску руди з кожного випускного отвору. Так на основі комп'ютерного моделювання за допомогою програмного комплексу «PFC3D», було встановлено, що фігура випуску збільшується в розмірах в залежності від кількості випускних отворів, з яких одночасно здійснюють випуск рівномірними дозами. Стадії моделювання подано на рис. 3.45.

З рис. 3.45 видно, що у процесі випуску умовні шари руди над випускними отворами прогинаються услід за переміщенням окремих часток, чітко окреслюючи контур зони, в якій відбувається випуск. Точки перегину цієї зони утворюють фігуру, яка за формою близька до еліпсоїда обертання. В контурах цієї фігури відбувається розпушення сипкого матеріалу. У зв'язку з цим фігуру розпушення називають еліпсоїдом розпушення. Всі частинки руди, що розташовані на поверхні еліпсоїда розпушення, одночасно починають рухатись у процесі випуску. Це свідчить про те, що еліпсоїд розпушення і є еліпсоїдом випуску в його початковій стадії. Тобто обидва еліпсоїда подібні.

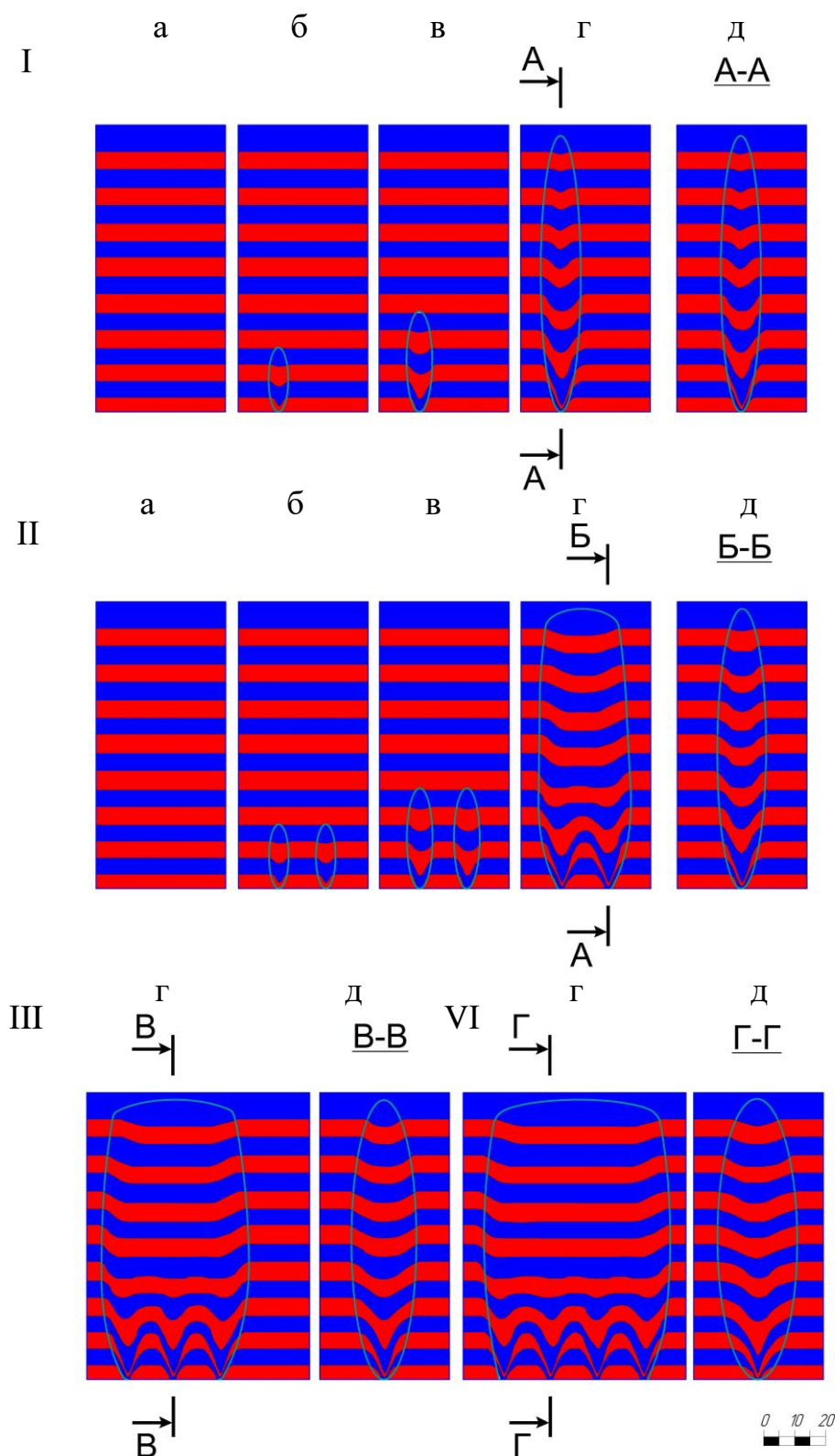


Рис. 3.45. Стадії моделювання випуску руди випуску руди за допомогою ліцензійного програного комплексу PFC 3D для різної кількості випускних виробок, з яких одночасно здійснюють випуск рівномірними дозами: I, II, III, IV – моделювання випуску руди рівномірними дозами одночасно з одного, двох, трьох і чотирьох випускних виробок, відповідно; а – заповнена модель сипким матеріалом; б – модель після першої дози випуску; в – модель після другої дози випуску; г – модель після сьомої дози випуску

Ексцентриситет еліпсоїдів розпушення, так само як і еліпсоїдів випуску, змінюється в залежності від властивостей та стану обваленої руди. Еліпсоїди розпушення та випуску руди у міру випуску збільшують свої розміри. При цьому, вершина еліпсоїда випуску рухається вгору з такою ж швидкістю, як і окрема частинка обваленої руди, що розташована на осі еліпсоїда, яка рухається вниз.

Прогин того чи іншого умовного шару руди над випускним отвором починає утворюватися після того, як його досягне вершина еліпсоїда розпушення, формуючи воронку впровадження вмісних порід. В момент повного випуску, відзначеного еліпсоїда обертання, колишній горизонтальний шар руди так прогинається, що досягає випускного отвору. З цього моменту вже починається випуск збідненої руди. В міру випуску руди воронка впровадження розширюється, тому зростає відносна кількість вмісних порід в еліпсоїді випуску та, відповідно, в дозі випуску. У визначений момент збіднення перевищує припустиму величину та випуск припиняється. Радіус воронки випуску відповідає значенню малого діаметра еліпсоїда випуску. При цьому, об'єм воронки випуску рівний об'єму еліпсоїда випуску й об'єму вилученої чистої руди з відповідного випускного отвору. Форма воронки випуску залежить від висоти шару, що випускається, властивостей і стану гірської маси. Зі збільшенням висоти шару руди та зменшенням крупності гірської маси кривизна воронок випуску збільшується. Таким чином, знаючи закономірності утворення еліпсоїдів розпушення та воронки випуску, можна прогнозувати геометричні розміри випускних отворів і відстань між ними, в залежності від висоти шару обваленої руди, її властивостей та стану.

Руда, що обвалюється за своїми фізико-механічними властивостями відрізняється від ідеального сипкого матеріалу. По-перше, неоднорідністю розмірів грудок і по-друге, взаємозв'язком між частинками, що залежить від вмісту вологи та характеру 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 відповідно великогрудкові та дрібногрудкові 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 створює абсолютно неможливі умови випуску 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 збіднюють вмісними породами під час випуску. Сипкі властивості руди, як показали дослідження, визначаються не лише вмістом пилюватих і глинистих часток, але й вологи. Збільшення вмісту вільної вологи у дрібних рудах підсилює зчеплення між частинками та призводить до ущільнення і злежування відбитої руди, що ускладнює випуск.

Зменшення негативного впливу ущільнення руди на процес випуску забезпечують підвищенням інтенсивності випуску, шляхом збільшення

швидкості протікання процесу, що дозволяє зменшити термін знаходження обваленої руди у стані спокою. Так у ході дослідження впливу інтенсивності процесу випуску на параметри фігур випуску за допомогою комп'ютерного моделювання із застосуванням програмного комплексу «PFC3D», було встановлено, що зі збільшенням швидкості відбору рівномірних доз через випускний отвір фігура випуску збільшується в об'ємі. Фрагменти моделі випуску руди подано на рис. 3.46.

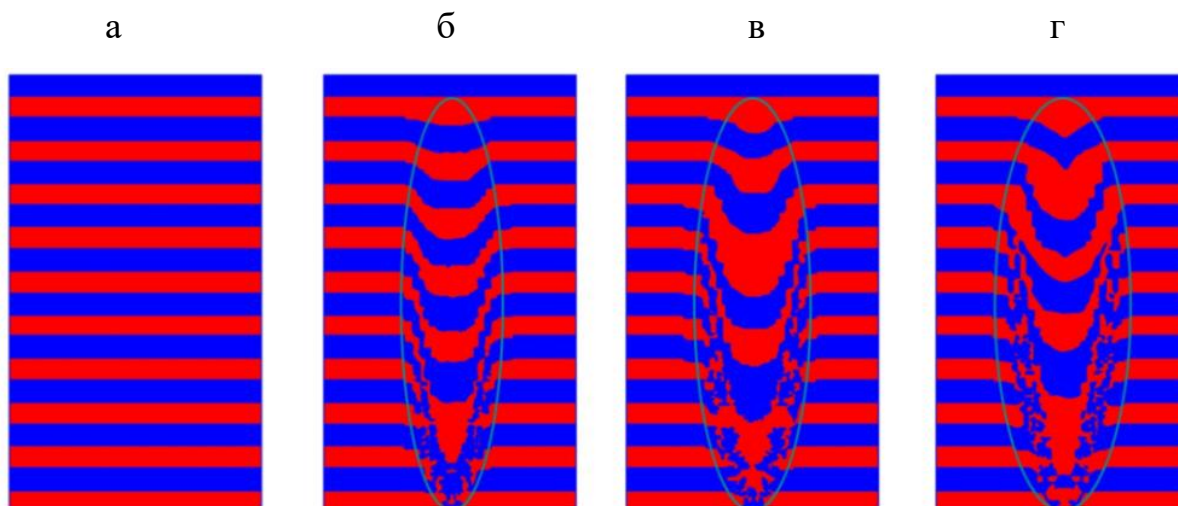


Рис. 3.46. Фрагменти моделі випуску руди, що побудовані за допомогою програмного пакету «PFC3D»: а – модель, що заповнена сипким матеріалом; б – модель після випуску 220 т матеріалу рівномірними дозами (по 1,5 т) через кожні 172 с; в – модель після випуску 220 т матеріалу рівномірними дозами (по 1,5 т) через кожні 86 с; г – модель після випуску 220 т матеріалу рівномірними дозами (по 1,5 т) через кожні 43 с

З рис. 3.46 видно, що зі збільшенням швидкості відбору рівномірних доз через випускний отвір (інтенсивності процесу випуску) фігура випуску збільшується в об'ємі.

Продуктивність випуску грудкуватих руд залежить від виходу негабариту після відбивання. Надмірна грудкуватість руди або невеликі розміри площі поперечного перерізу дучок чи рудоспусків призводить до заклинювання грудок 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. Так як при раптовому випадковому обваленні стінок таких пустот на поверхні руди утворюється воронка, в яку можуть бути захоплені робітники, що знаходяться в камері. Оптимальне співвідношення між діаметром рудоспуску та максимальними розмірами грудок (прохідність), за даними різних дослідників, змінюється від 3 до 5 шт. Вихід негабариту знижують, змінюючи параметри буропідричних робіт. При цьому, необхідно враховувати, що для підвищення продуктивності праці бажане збільшення розмірів кондиційної грудки до 0,7 – 0,8 м.

Суттєвий вплив на показники випуску здійснює гранулометричний склад порід або некондиційні руди, які налягають над обваленою рудою. При більшій грудкуватості покриваючих порід, у порівнянні з рудою, умови випуску найбільш сприятливі. Так як дрібні породи (пісок), що налягають, легко проникають у зазори між грудками 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 сипких тіл. З цією метою розглянемо основні теоретичні положення випуску руди.

Питаннями випуску руди з блоків займалися Агошков М.І., Абрамов В.Ф., Барон Л.І., Вольфсон П.М., Дубинін Н.Г., Іменітов В.Р., Калініченко В.О., Корж В.А., Кудрявцев М.І., Куліков В.В., Логачов Є.І., Малахов Г.М., Ступнік М.І. Черненко А.Р., Черненко В.А. та ін. Відповідно до методики, що заснована у працях Малахова Г.М. та Мартинова В.К., основні параметри еліпсоїда випуску визначають згідно розрахункової схеми, що подано на рис. 3.47.

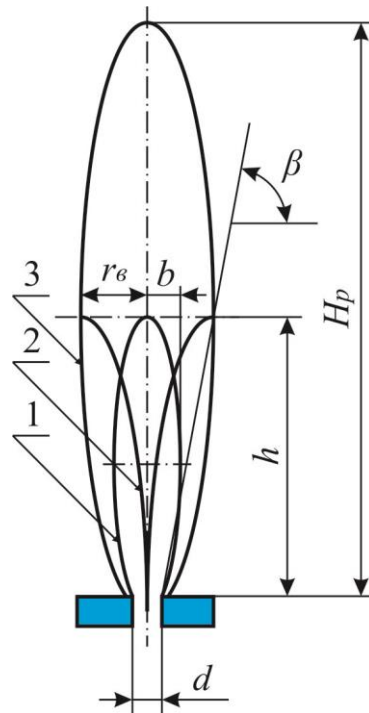


Рис. 3.47. Випуск руди з відокремленого отвору: 1 – еліпсоїд випуску чистої руди; 2 – воронка випуску; 3 – еліпсоїд розпушення

Об'єм еліпсоїда випуску

$$Q = \left( \frac{h}{\operatorname{tg}\beta} + d \right)^3, \text{ м}^3, \quad (3.134)$$

де  $h$  – висота еліпсоїда випуску, м;  $d$  – діаметр випускного отвору, м;  $\beta$  – середній кут руху руди у процесі її випуску, град.

Велика піввісь еліпсоїда випуску

$$a \approx \frac{h}{2}, \text{ м.} \quad (3.135)$$

Мала піввісь еліпсоїда випуску

$$b = 0,5 \cdot \left( \frac{h}{\operatorname{tg}\beta} + d \right), \text{ м.} \quad (3.136)$$

Радіус воронки при випуску чистої руди до початку збіднення

$$r_e = \frac{h}{\operatorname{tg}\beta} + 0,5d, \text{ м.} \quad (3.137)$$

Для практичних цілей та спрощення розрахунків обвалену руду поділяють на 2 умовних типи: дрібногрудкову та великогрудкову (грудкову). Параметри еліпсоїда випуску можна визначити за емпіричними формулами, які дають незначну похибку:

– об'єм еліпсоїда випуску

$$Q = \left( \frac{h}{K_1} + K_2 \cdot d \right)^3, \text{ м}^3; \quad (3.138)$$

– висота еліпсоїда випуску

$$h = K_1 \cdot (\sqrt[3]{Q} - d), \text{ м;} \quad (3.139)$$

– мала піввісь еліпсоїда випуску

$$b = K_3 \cdot h + 0,5 \cdot d, \text{ м,} \quad (3.140)$$

де  $K_1$ ,  $K_2$  и  $K_3$  – емпіричні коефіцієнти які залежать від типу руди

Тип руди	$K_1$	$K_2$	$K_3$
дрібногрудкова	Розраховують за формулою (3.141)	1,0	0,07
великогрудкова	2,73	0,85	0,1515

Емпіричний коефіцієнт  $K_1$  для дрібногрудкових руд

$$K_1 = \operatorname{tg}\beta, \text{ ч. о.} \quad (3.141)$$

Кут випуску руди для дрібногрудкових руд

$$\beta = (0,1 \cdot [\sigma] + 0,75) \cdot I^{0,01-0,0005[\sigma]}, \text{ град.,} \quad (3.142)$$

де  $[\sigma]$  – межа міцності руди на одновісне стискання, МПа;  $I$  – інтенсивність процесу випуску руди, т/м<sup>2</sup> за добу

$$I = \frac{H_i \cdot N_g \cdot k_n \cdot n_{zm} \cdot \gamma_p}{S_n}, \text{ т/м}^2 \text{ за добу,} \quad (3.143)$$

де  $H_i$  – змінна продуктивність засобу доставки руди (змінна продуктивність скреперної установки, вібраційного живильника або конвеєра, люка чи вантажно-доставної машини визначається за формулами (2.25) і (2.85) – (2.87), м<sup>3</sup>/зміну;  $N_g$  – кількість вибоїв, що одночасно працюють при очисному вийманні;  $k_n$  – коефіцієнт, що враховує перерви під час випуску, 0,8 ч.о.;  $S_n$  – площа днища, на яке припадає обвалений запас руди, м<sup>2</sup>;  $n_{zm}$  – кількість змін на добу;  $\gamma_p$  – об'ємна вага руди у розпушеному стані в очисному просторі, т/м<sup>3</sup>.

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 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. 3.48). Поверхня контакту буде прогинатися над кожною дучкою, набуваючи форму воронки. Критична висота дорівнює висоті еліпсоїдів випуску суміжних отворів, що торкаються один одного. Мала піввісь еліпсоїда критичної висоти

$$b = \frac{S}{2}, \text{ м,} \quad (3.144)$$

де  $S$  – відстань між випускними отворами, м.

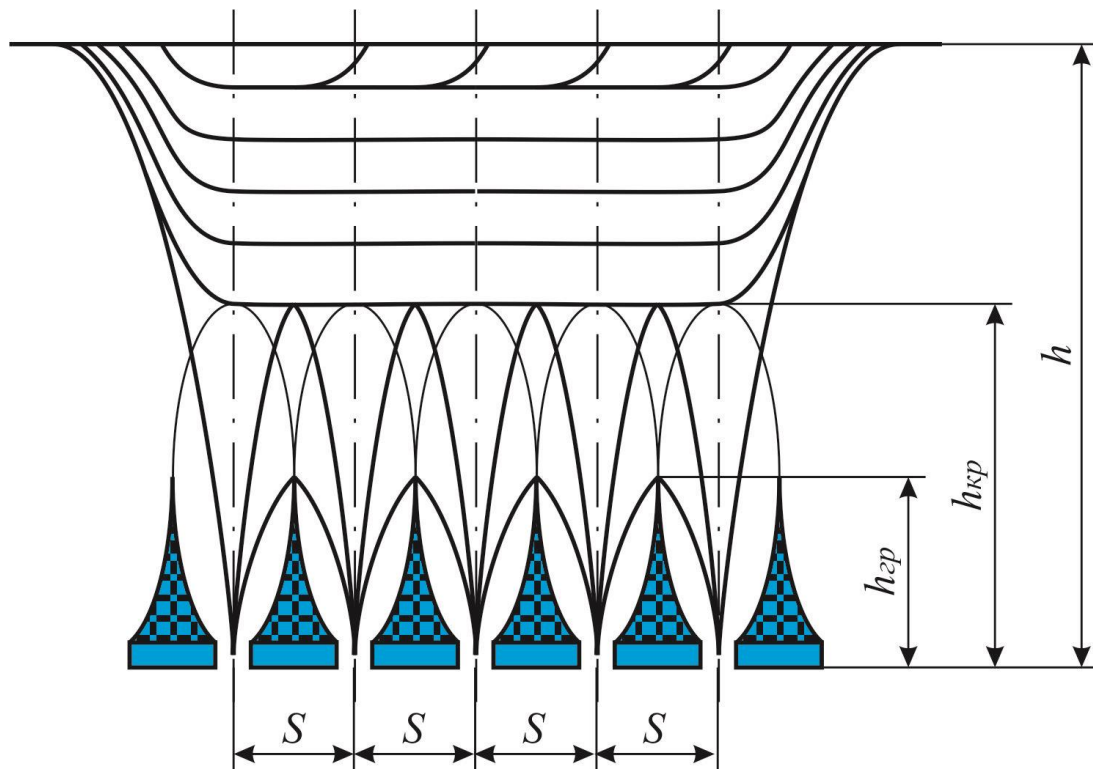


Рис. 3.48. Випуск руди зі зближених випускних отворів

На величину критичної висоти впливають сипкі та фізико-механічні властивості руди, відстань між випускними отворами та їх діаметр.

Критична висота

$$h_{кр} = k_{кр} (S - d), \text{ м.} \quad (3.145)$$

де  $k_{кр}$  – емпіричний коефіцієнт дорівнює 7,2 для дрібногрудкових руд і 3,3 – для великогрудкових руд.

Вилучення чистої руди до початку збіднення з обваленої частини блоку (панелі), що припадає на один випускний отвір при рівномірно-послідовному випуску



$$U_q = 1 - \frac{h_{кр} \cdot \left( 0,476 - 0,393 \cdot \frac{d^2}{S^2} \right)}{h}, \text{ ч.о.} \quad (3.146)$$

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

$$h_p \approx 0,75 \cdot h_{кр}, \text{ м.} \quad (3.147)$$

Зміна верхнього збіднення в дозах випуску при дослідженні динаміки цього процесу

$$R_{\sigma_i} = \frac{\gamma_n}{\gamma_{р.м.i}} \cdot \left( 1 - \frac{3 \cdot h_p^2}{h_n^2 + h_n \cdot h_{n+1} + h_{n+1}^2} \right), \text{ ч.о.,} \quad (3.148)$$

де  $\gamma_n$  – об’ємна вага збіднюючих порід в розпушеному стані, т/м<sup>3</sup>, розраховують як відношення об’ємної ваги порід до коефіцієнту розпушення;  $\gamma_{р.м.i}$  – об’ємна вага рудної маси у дозі випуску

$$\gamma_{р.м.i} = \gamma_n \cdot R_{\sigma_i} + \gamma_p \cdot (1 - R_{\sigma_i}), \text{ т/м}^3, \quad (3.149)$$

де  $\gamma_p$  – об’ємна вага руди у розпушеному стані, т/м<sup>3</sup>, розраховують як відношення об’ємної ваги руди до коефіцієнту розпушення;  $R_{\sigma_i}$  – 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  $h_n$  і  $h_{n+1}$  – висоти еліпсоїдів випуску, які відповідають об’ємам  $Q_n$  і  $Q_{n+1}$ , м, визначають за формулою (3.139).

Бічне збіднення у дозі випуску

$$R_{\sigma_i} = \frac{\gamma_n}{\gamma_{р.м.i}} \cdot 0,25 \cdot n_k \cdot \left( \frac{b_1^3}{b_2^3} - 3 \cdot \frac{b_1}{b_2} + 2 \right), \text{ ч.о.,} \quad (3.150)$$

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-якій дозі ( $Q_n, Q_{n+1}$ )

$$R_{\sigma} = \frac{R_{\sigma_{n+1}} - R_{\sigma_n} \cdot \frac{Q_n}{Q_{n+1}}}{1 - \frac{Q_n}{Q_{n+1}}}, \text{ ч.о.,} \quad (3.151)$$

де  $R_{\sigma_n}$  і  $R_{\sigma_{n+1}}$  – бічне збіднення на початку й у кінці дози випуску, ч.о., визначають за формулою (3.150);  $Q_n$  і  $Q_{n+1}$  – об’єми еліпсоїдів випуску на початку та у кінці дози випуску, м<sup>3</sup>.

Сумарне збіднення

$$R_{сум} = R_{\sigma} + R_{\sigma}, \text{ ч.о.} \quad (3.152)$$

Середнє збіднення рудної маси з урахуванням вилучення чистої руди

$$R_{ci} = \frac{100 \cdot \sum_1^i D_i}{T_{oi}}, \%, \quad (3.153)$$

де  $T_{oi}$  – вага розрахункової дози випуску

$$T_{oi} = Q_i \cdot \gamma_{p.m.i}, \text{ Т}; \quad (3.154)$$

де  $Q_i$  – об'єм розрахункової дози випуску,  $\text{м}^3$ ;  $D_i$  – вага породи у розрахунковій дозі випуску

$$D_i = T_{oi} \cdot R_{oi}, \text{ Т}; \quad (3.155)$$

де  $R_{oi}$  – збіднення у розрахунковій дозі випуску, ч.о.;  $T_{oi}$  – вага рудної маси у дозах випуску до початку збіднення

$$T_{oi} = U_{ci} + \sum_1^i T_{oi}, \text{ Т}. \quad (3.156)$$

*Діаграма випуску та визначення показників вилучення.* Для вирішення технологічних завдань необхідна побудова діаграми випуску відбитої руди з блоку (панелі), на якій відображають динаміку зміни показників вилучення руди. Розрахунок і побудова діаграми, що подано на рис. 3.49, виконують на запас руди, який припадає на один випускний отвір (дучку), оскільки отримані результати будуть характерні для всього блоку (панелі).

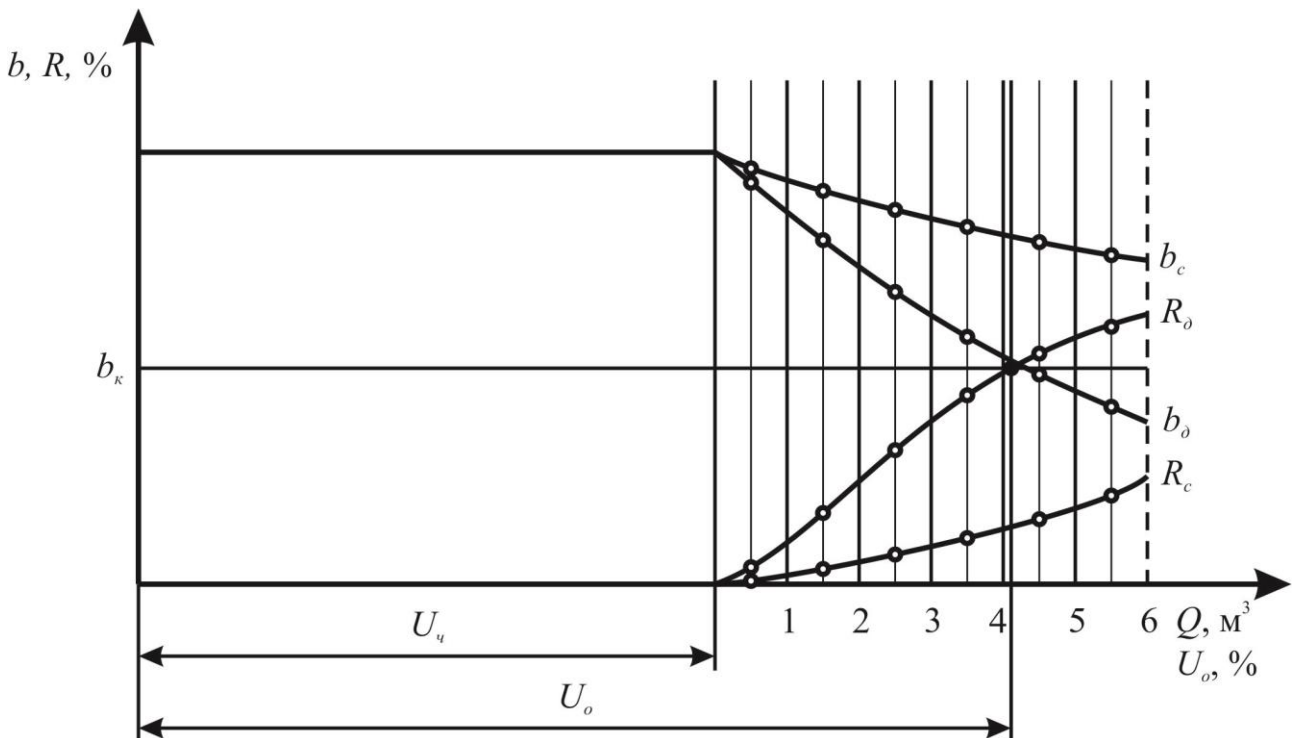


Рис. 3.49. Діаграма випуску руди: 1, 2, ..., 6 – розрахункові дози випуску збідненої руди

Діаграму випуску будують в координатах: вісь ординат – вміст металу в руді та збіднення. Вісь абсцис – кількість випущеної рудної маси і вилучення рудної маси у відсотках від запасу руди.

Порядок розрахунку та побудови діаграми випуску:

1. Запас руди  $T$ , який припадає на один випускний отвір за формулою (3.157), критичну висоту  $h_{кр}$  для прийнятих параметрів системи розробки визначають за формулою (3.145) і розрахункову висоту шару руди  $h_p$  за формулою (3.147).

Запас руди, який припадає на один випускний отвір

$$T = h \cdot S^2 \cdot \gamma_p = \frac{h \cdot M \cdot S \cdot \gamma_p}{2}, \text{ т}, \quad (3.157)$$

де  $h$  – висота шару відбитої руди або підповерху, м;  $M$  – відстань між прийомними виробками, м.

2. Вилучення чистої руди до початку збіднення за формулою (3.146). Об'єм чистої руди, що вилучено

$$Q_u = U_u \cdot h \cdot S^2, \text{ м}^3. \quad (3.158)$$

3. Об'єм еліпсоїда випуску для розрахункової висоти  $h_p$  за формулою (3.134) або (3.138).

4. Об'єм випущеної рудної маси для кожної дози випуску приймають 5 – 8 умовних розрахункових доз випуску руди по 40 – 100 м<sup>3</sup> у кожній

$$Q_i = Q_p + \sum Q_i, \text{ м}^3. \quad (3.159)$$

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 (3.139).

6. Величину збіднення в дозах випуску  $R_{di}$  визначають за формулою (3.148).

7. Для кожної дози визначають вміст металу у видобутій рудній масі

$$b_{di} = a - (a - c) \cdot R_{di}, \%, \quad (3.160)$$

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. 3.47). При побудові графіків значення  $R$  і  $b$  відкладають по середині розрахункової дози випуску.

9. За формулою (3.153) визначають середнє збіднення рудної маси з урахуванням вилучення чистої руди  $R_{ci}$  і середню якість видобутої рудної маси  $b_{ci}$  за формулою (3.160), 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 обирають 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  $b_k$ ).

11. Вилучення і втрати руди з обваленої частини блоку (панелі)

$$U = U_o \cdot (1 - R_c), \%; \quad (3.161)$$

$$P = 100 - U, \%. \quad (3.162)$$

*Режими випуску руди.* Випуск руди характеризується режимом. Під режимом випуску розуміють черговість обходу випускних отворів (дучок) і кількість руди (величина дози), яка випускається з кожного отвору. Під дозою розуміють кількість рудної маси, що випускають з одного отвору за певний проміжок часу (зміну або половину зміни). В процесі випуску спочатку виходить чиста руда, потім з'являється та поступово зростає кількість пустих (вмісних) порід. І якщо своєчасно не припинити випуск, то з отворів піде лише пуста порода, хоча частина руди залишається в блоці. Випуск із кожного отвору закінчують тоді, коли збіднення у дозі досягає найбільшої економічно припустимої величини. Після закінчення випуску руди із усіх випускних отворів між ними залишаються гребені втраченої руди, висота яких залежить від прийнятого режиму випуску.

На сьогодні відомо 5 режимів випуску. Найкращим у плані показників вилучення є *лінійно-почерговий* режим випуску, коли випуск здійснюють одночасно та з однаковою періодичністю рівномірними дозами з декількох суміжних отворів, що лежать на одній осі, до певного рівня збіднення. Після чого таким же чином випускають руду із тої ж кількості наступних суміжних випускних отворів за площею днища очисної панелі. При цьому, якщо рудний поклад є похилим або пологоспадним, а його потужність не перевищує висоти очисної панелі – доцільно спершу випустити руду з отворів, які знаходяться поблизу лежачого боку, щоб зменшити втрати відбитої руди на ньому. Якщо дози випущеної руди однакові, а випуск їх здійснюють суворо послідовно з кожного отвору, то такий порядок випуску називають *рівномірно-послідовним*. Для даного режиму випуску також характерні хороші показниками випуску, але із-за відсутності автоматизованого контролю за кількістю випущеної із отворів руди, внаслідок її частих зависань і заторів, а також людського фактору, забезпечення його на практиці є майже неможливим. Унаслідок чого даний режим випуску перетворюється у безпорядковий і недозований (хаотичний). За найкращих умов рівномірно-послідовний режим випуску характеризується збільшеними втратами руди на 2,6 – 4,6% і збідненням – на 2,8 – 5,2%, у порівнянні з лінійно-почерговим режимом. У випадку, якщо дози випуску руди неоднакові та черговість їх випуску довільна, то такий режим називають *хаотичним*. Для даного режиму випуску характерні найгірші показниками вилучення у порівнянні з іншими відомими режимами випуску. Режим випуску руди, при якому послідовно із кожного суміжного випускного отвору випускають руду від початку і до певного рівня збіднення називають *почерговим*. При почерговому режимі осі фігур випуску відхиляються в бік раніше випущеної та більш розпушеної випуском руди, або породи над суміжним випускним отвором. Внаслідок цього втрати руди у гребенях між отворами збільшуються. Для даного режиму випуску характерні кращими показниками вилучення ніж при хаотичному, але значно гірші ніж при лінійно-почерговому і рівномірно-послідовному. *Почергово-стадійний* режим випуску реалізують шляхом почергового випуску, у першу чергу, лише чистої руди із випускних отворів, які розташовані через один, наприклад, із першого, третього, п'ятого (перша стадія випуску). Після цього випускають раніше залишену чисту

руді із розташованих між ними отворів: другого, четвертого. На другій стадії випускають збіднену руду. Причому випуск збідненої руди можна робити у будь-якому порядку, тому що він протікає відокремлено із кожного отвору. При такому порядку випуску практично не відбувається відхилення вісі еліпсоїдів випуску від вертикального положення. Внаслідок цього висота гребенів втраченої руди зменшується порівняно з почерговим або рівномірно-послідовним режимами випуску. Але відсоток збіднення руди значно вищий ніж при рівномірно-послідовному режимі та приблизно такий же, як і при почерговому.

Вибір того чи іншого режиму випуску зазвичай залежить від витрат на подальше збагачення рудної маси, що видобувається. Обраний режим випуску задається у вигляді графіка, який називають планограмою випуску. В ній вказують, з яких отворів, в які зміни та яку кількість руди необхідно випустити. В міру випуску необхідно коригувати планограму в залежності від фактичних обсягів і якості випущеної рудної маси.

### **3.4. Ліквідація зависань руди та подрібнення негабариту**

При наявності в рудній масі негабаритних грудок в процесі доставки по виробках видобувного блоку їх розбивають, тобто здійснюють *вторинне подрібнення руди*. Сюди не відносять подрібнення руди поза межами очисного блоку в загальношахтних дробарках.

Вторинне подрібнення застосовують зазвичай при буропідривному відбиванні. Вихід негабариту у відсотках до загальної кількості рудної маси змінюється від 0 до 10 – 25%. Великі значення належать до міцної руди, значної потужності покладу, при відбиванні свердловинами та тим більше концентраційними зарядами і до відносно малого розміру кондиційних грудок. 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. 3.50).

Великі грудки, 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 грудки погано руйнуються накладними зарядами, тому бурять шпури. Зазвичай великі грудки 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 грудки серією зарядів, які з'єднують ДШ. Питома витрата ВР на подрібнення негабариту накладними зарядами складає 1,5 – 2 кг/м<sup>3</sup>, шпуровими зарядами – 0,4 – 0,8 кг/м<sup>3</sup>. Великі витрати ВР викликають тривалу загазованість виробок і значний розліт грудок. Під час випуску руди негабаритні грудки найчастіше зависають у горловинах випускних виробок. Зависання утворюються також і при порівняно дрібній руді, коли грудки розклинюються. Ліквідацію зависань

здійснюють фугасними зарядами масою 2 – 10 кг і більше (за особливим дозволом), що встановлені на жердинах. Питомі витрати ВР становлять 20 – 30 кг/м<sup>3</sup> на грудку, що розбивається. Великі заряди потребують тривалого провітрювання та руйнують виробку. Для ліквідації високих зависань, особливо в рудоспусках, можуть застосовують стріляючі системи, що доставляють заряди ВР до руди, яка зависла.

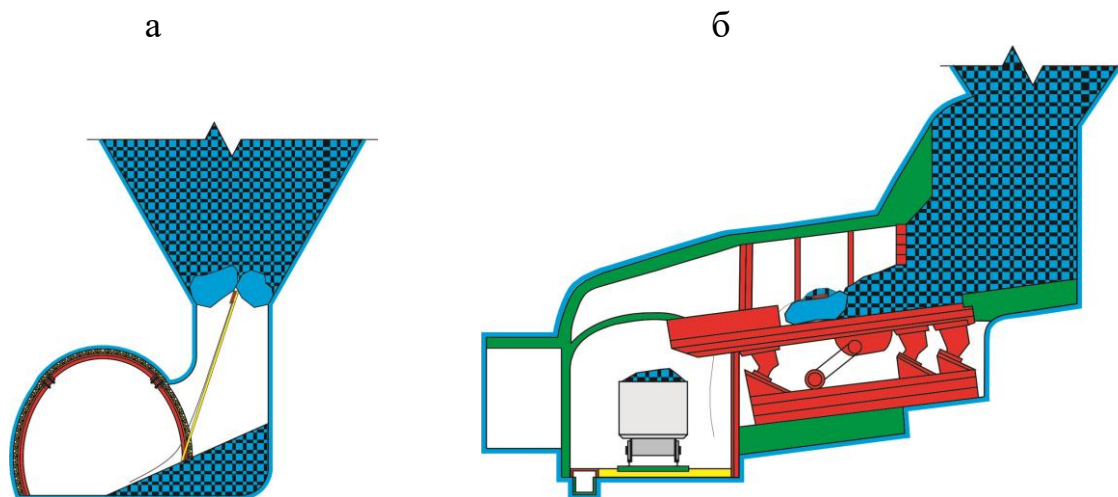


Рис. 3.50. Підривання у випускних виробках: а – ліквідація зависання руди фугасним зарядом; б – подрібнення негабариту на віброживильнику накладним зарядом

### 3.5. Підтримання очисного простору

**Підтримання очисного простору** – комплекс робочих процесів, що спрямований 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. 3.7.

Таблиця 3.7

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 вмісних порід
		Обваленням руди та вмісних порід

Природне підтримання очисного простору здійснюють за рахунок природної стійкості порід, що налягають, рудних або породних ціликів. При цьому, гірський тиск регулюють за рахунок визначення параметрів очисного простору (камери), розташуванням і розмірами ціликів. Підтримання ціликами застосовують при вийманні руд невеликої цінності зі стійкими породами, так як втрати руди в ціликах неминучі, а масив буде 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 застосовують як самостійний спосіб підтримання, так і в комбінуванні з іншими штучними способами. Рудні цілики залишають назавжди або тільки на час відпрацювання видобувної ділянки.

Залежно від призначення та розташування, рудні цілики поділяють на:

- охоронні, які залишають для охорони від обвалення стволів і споруд;
- міжповерхові, які залишають над і під поверховими виробками основного горизонту, що розроблюють;
- 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. 3.51). Міжповерховий цілик складають зі стелини (підштрековий цілик) та днища (надштрековий цілик) вище лежачого поверху. Стелина буває суцільна, а днище посічене воронками та рудоспусками.

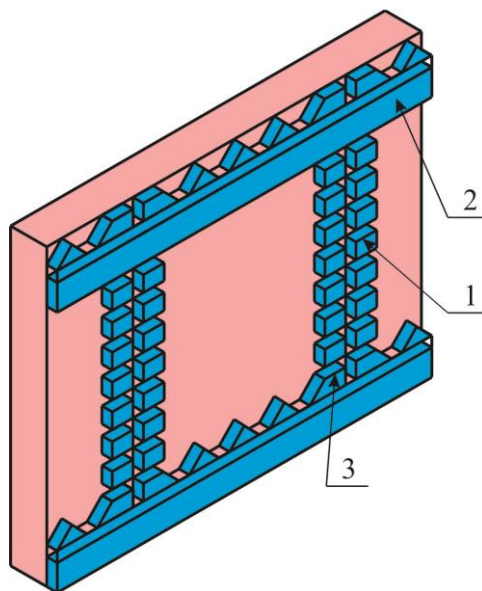


Рис. 3.51. Підтримання очисного простору міжповерховими та міжкамерними ціликами: 1 – міжкамерний цілик; 2 – підштрековий цілик; 3 – надштрековий цілик

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. 3.52). 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.

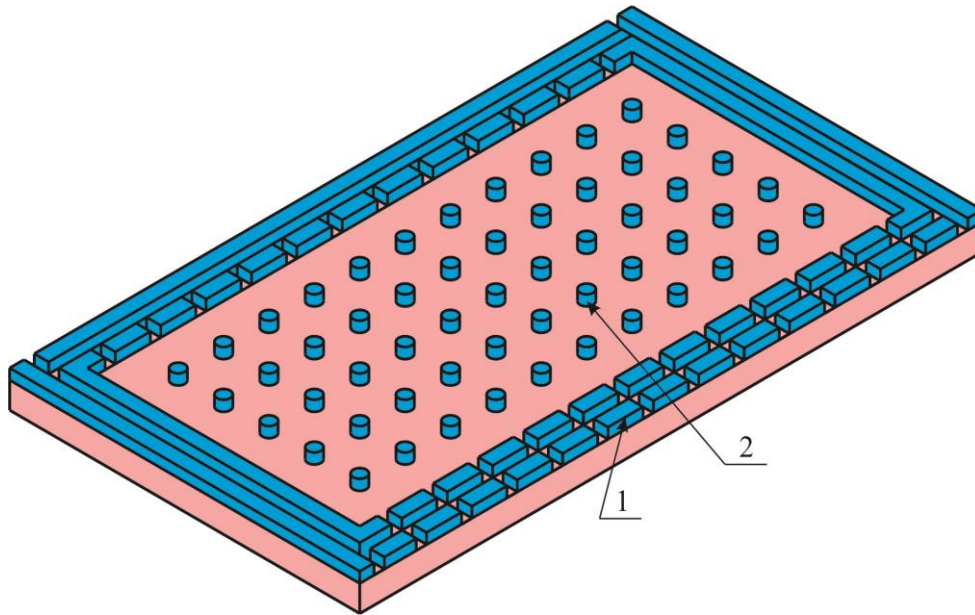


Рис. 3.52. Підтримання очисного простору рудними ціликами: 1 – стрічковий цілик; 2 – опорний цілик

Підтримання породними ціликами застосовується при суцільних системах розробки шляхом залишення породних ціликів при очисному вийманні руди (рис. 3.53).

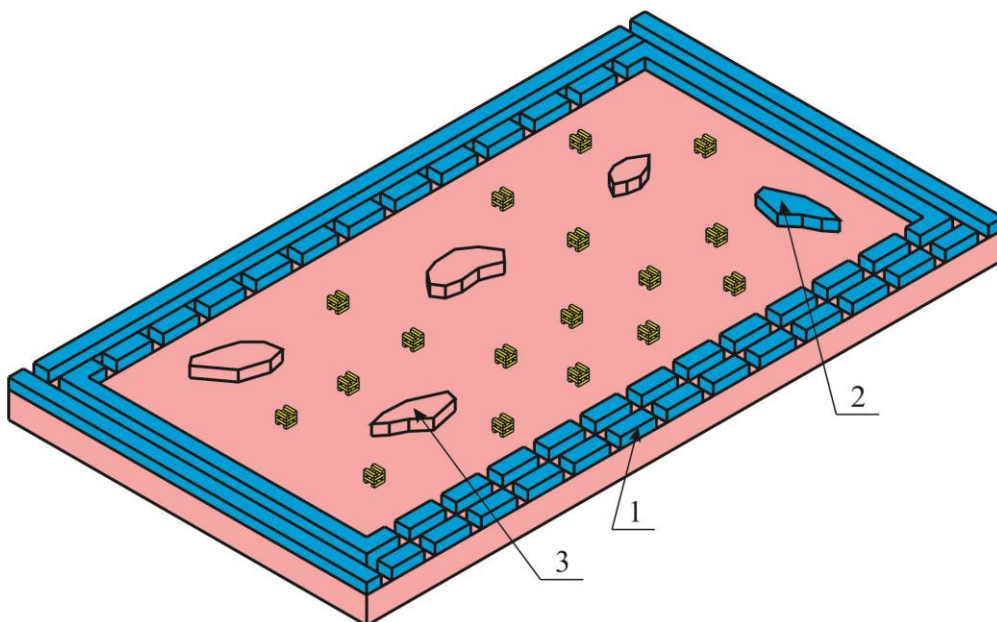


Рис. 3.53. Підтримання очисного простору породними ціликами: 1 – стрічковий цілик; 2 – опорний рудний цілик; 3 – опорний породний цілик



Штучне підтримання очисного простору здійснюють за допомогою магазинування руди, кріплення або закладки очисного простору. Штучне підтримання найбільш трудомісткий та вартісний 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. 3.54). Підтримання боків очисного простору відбувається за рахунок самостійного розпору відбитої руди під дією маси сипкого матеріалу. Обмежуючий фактор використання магазинування це схильність руди до злежування та самозаймання.

*Підтримання кріпленням* у чистому вигляді застосовують при відпрацюванні малопотужних покладів. При розробці покладів середньої потужності та більше при необхідності підтримки очисного простору після виймання руди, застосовують закладку. Кріпленням підтримують лише робочий простір у вибою.

Види кріплення:

- розпірне – стійки або розстріли, що вбивають кувалдою між висячим і лежачим боками або між покрівлею та підшовою (рис. 3.55);
- кострове – у вигляді колодязного зрубу із заповненням його грудками породи або без заповнення;
- рамне – стійки, верхняк, часткове верхнє та бічне затягування дошками, іноді лежнем – при випинанні підшви (рис. 2.27);
- станкове – розпір розстрілами та стійками одночасно за всіма трьома напрямками (рис. 3.56);
- анкерне – металеві арматури (стрижні), що закріплені у шпурах механічним розпором або розчином, що твердіє (рис. 2.29).

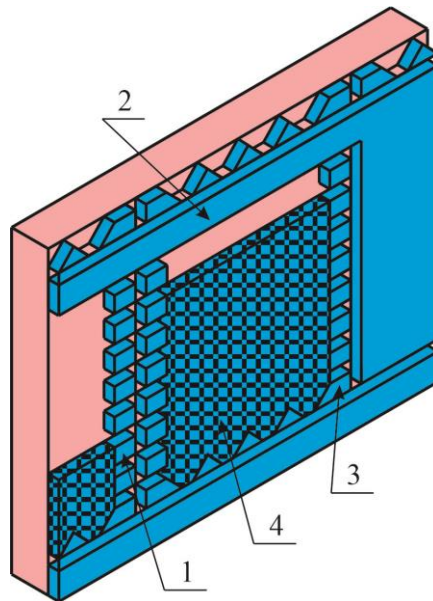


Рис. 3.54. Підтримання очисного простору магазинуванням руди: 1 – міжкамерний цілик; 2 – підштрековий цілик; 3 – надштрековий цілик; 4 – замагазинована руда

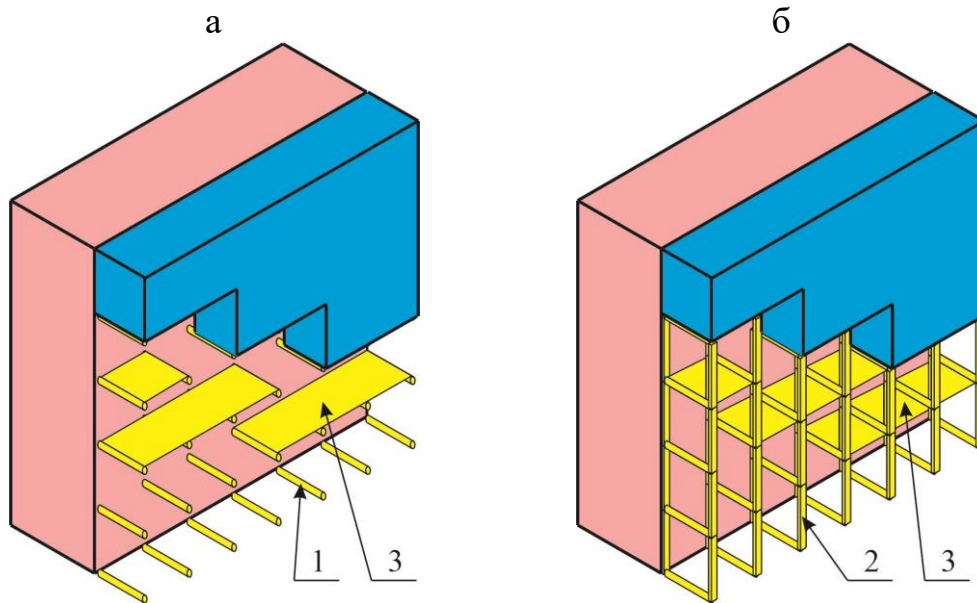


Рис. 3.55. Підтримання очисного простору розпірним (а) і посилено розпірним кріпленням (б): 1 – розпірне кріплення; 2 – посилено розпірне кріплення; 3 – дерев'яний робочий настил

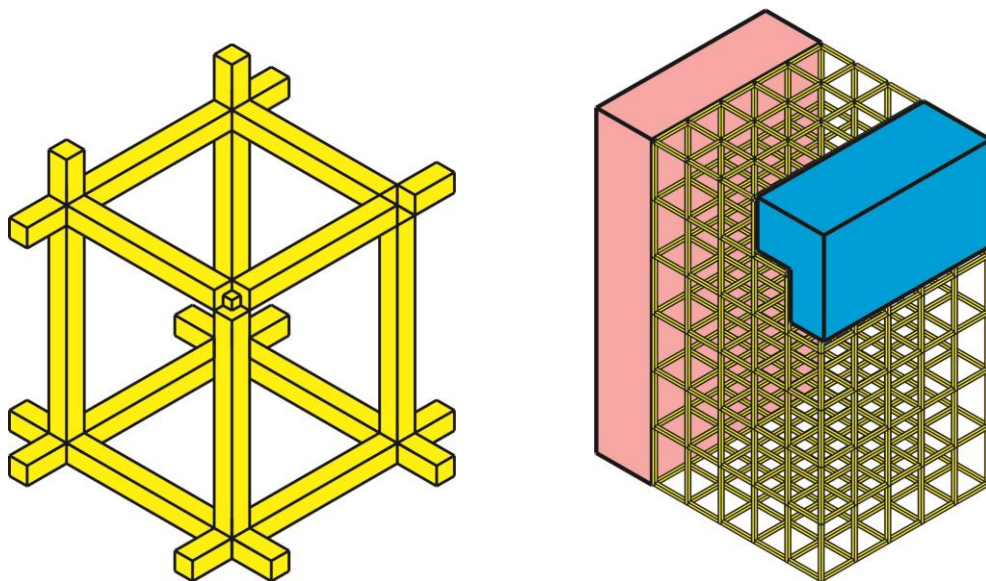


Рис. 3.56. Підтримання очисного простору станковим кріпленням

*Підтримання за допомогою закладки.* **Закладка** – це робочий процес приготування, складування, транспортування та укладання закладного матеріалу до очисному простору (рис. 3.57). Закладку очисного простору застосовують для управління гірським тиском, зниження втрат руди, зменшення деформації земної поверхні, охорони від руйнування об'єктів на територіях, що підробляють, залишення у шахті пустої породи від прохідницьких робіт і підвищення безпеки гірничих робіт.

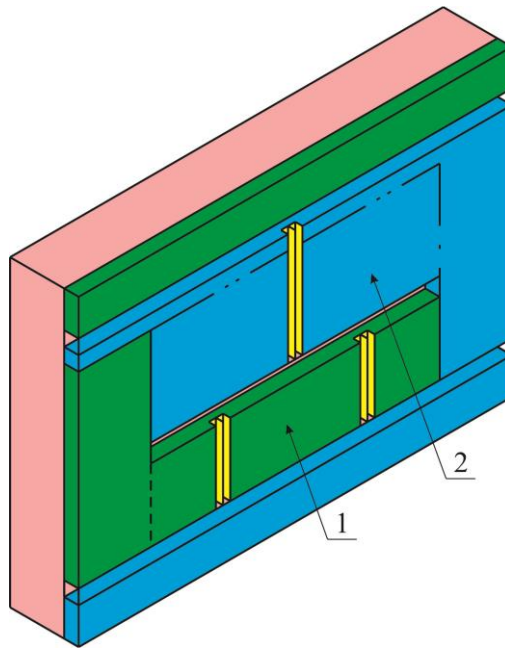


Рис. 3.57. Підтримання закладкою: 1 – закладний масив; 2 – рудний масив

При відпрацюванні стійкої руди зі стійкими породами застосовують технологію з *подальшою закладкою* очисного простору. 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, закладку поділяють на самопливну, механічну, гідравлічну та пневматичну.

*Самопливний спосіб закладки.* При цьому способі закладки закладний матеріал подають в очисний простір і розподіляють в ньому під дією гравітаційних сил. Ущільнення закладного масиву спочатку відбувається за рахунок кінетичної енергії грудок, що падають, 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 транспортують 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 і значна усадка закладного масиву, що досягає 20 – 25% при дрібнозернистих матеріалах та 40 – 50% при грудкових матеріалах) широкого поширення не набула.

*Механічний спосіб закладки.* При цьому способі закладки закладний матеріал подають до очисного простору або розміщують в ньому за допомогою конвеєрів, металевих машин (стрічково-барабанної або дискової). Спосіб вирізняється складністю транспортування закладного матеріалу в привибійний простір та організацією ведення закладних робіт, громіздкістю обладнання, що застосовують, 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 по системі 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 і дренажних пристроїв. Перепони та відшивки споруджують з дерева, металевої сітки та фільтруючих тканин. Заповнення очисного простору виконують безпосередньо з торця закладного трубопроводу або за допомогою розподільного трубопроводу. Безперервне зведення закладного масиву за допомогою розподільного трубопроводу здійснюють при фронтальному випуску гідравлічної суміші через бічні випуски, що почергово відкривають. При використанні крупнозернистих і грудкових 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 воду видають 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 довжини, можливість суміщення очисних і 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. Умови 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: високі витрати електричної енергії на 1 м<sup>3</sup> закладного матеріалу, великий рівень зношення обладнання та трубопроводів, значне пилоутворення.

Існують наступні види закладного матеріалу: суха, гідравлічна, та що твердіє, ін'єкційна, пастова, льодяна, бутова.

*Суха закладка* – це подрібнена порода з відвалів, прохідницьких вибоїв або піщано-гравійна суміш. Її використовують я для заповнення підземних пустот, які не мають безпосереднього контакту з рудним тілом. Для подачі сухої закладки до очисного простору використовують самопливний або механічний способи закладки. Закладний матеріал доставляють до виробки, що закладають, у сухому вигляді та укладають у неї 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* – породи або піщано-гравійна суміш на водяній суміші (для полегшення транспортування пульпи по трубопроводу пневматичним способом). В очисному просторі створюють більш щільний закладний масив з низькою межею міцності на стискання. 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 зазвичай від кількості конкретного 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 і міжкамерних ціликів. При значних об'ємах закладних робіт на поверхні будують закладний комплекс з трубопровідним транспортом литої гідравлічної суміші до місця укладання в очисні камери (рис. 3.58).

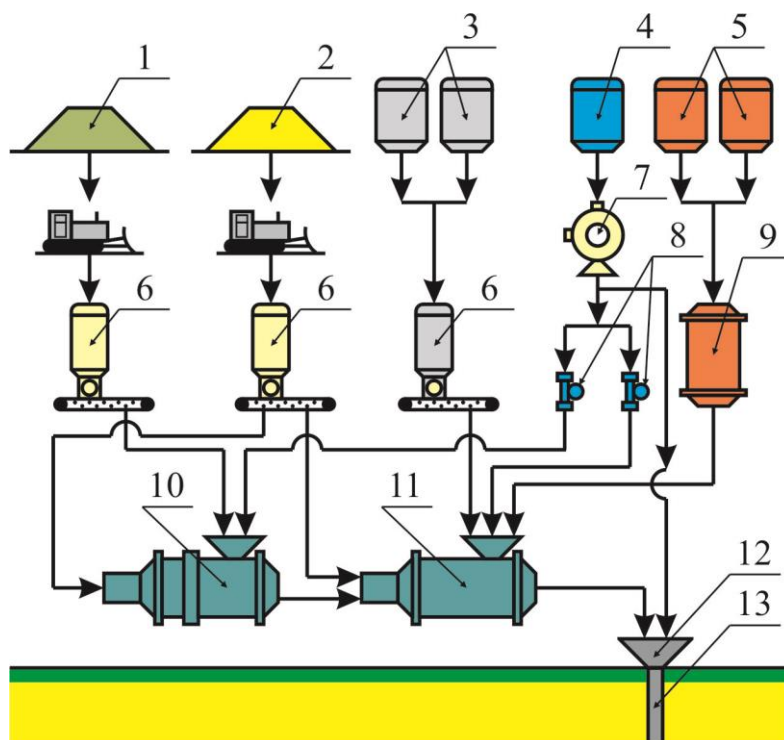


Рис. 3.58. Технологічна схема приготування закладної суміші, що твердіє: 1 – склад шлаку; 2 – склад заповнювача; 3 – склад цементу; 4 – ємність води; 5 – ємність для добавок; 6 – бункер-дозатор; 7 – насос; 8 – витратомір; 9 – вузол приготування добавок; 10 – млин; 11 – змішувач; 12 – лійка закладного трубопроводу; 13 – закладний трубопровід

При цьому, суміш готують досить пластичною, з водо-цементним відношенням, близьким до одиниці. Самопливом гідравлічну суміш можна переміщувати 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 трубопроводі вриваються 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. Застосовують і роздільний спосіб подачі закладки, що твердіє, коли в'язучий розчин і 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.

*Ін'єкційна закладка* – зміцнення підірваних або обвалених пустих порід (сухої закладки) шляхом подачі з поверхні по трубах в'язучого розчину. Розчин проникає у порожнечі подрібненої породи та перетворює її у моноліт. Зазвичай 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 сипкої закладки досягає 10 м, а іноді і більше.

*Пастова закладка.* Для забезпечення транспортабельності даного виду закладного матеріалу використовують фракції мінеральних відходів з хорошими колоїдними властивостями, які утримують воду в кількості, достатній для цементації закладки. В складі пасти бажана наявність не менше 15% фракцій, які не перевищують 20 мікрон. Паста – це матеріал, який в просторі відкритих пор містить воду у кількості, достатній для забезпечення його плинності. При транспортуванні пасти по трубопроводу потік розділяють на дві фази: тверду та рідку, при чому, рідку фазу розташовують по його периферії. Колоїдні властивості пасти можуть регулювати і за допомогою хімічних добавок. Пастову закладку застосовують з додаванням в'язучих, без них вона схильна до розрідження та може залишатися у такому стані тривалий час. При використанні в'язучих збільшують швидкість гідратації, що зменшує терміни тужавлення закладки.

*Льодяну закладку* зводять методом шарового заморожування льоду з заповнювачем або одного льоду шляхом подачі закладного матеріалу та холодного атмосферного повітря, що нагнітають у очисний простір вентиляторів. Використання такої закладки можливо тільки в умовах вічної мерзлоти. При використанні хімічних розчинів у процесі закладки очисного простору спочатку проводять 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 зберігають 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 межують 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 використовують, коли неможливо або недоцільно застосовувати природне чи 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 способами:

- створюючи відслонення, що перевищують гранично припустимі розміри та провокують самостійне обвалення порід услід 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 зазвичай 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 прорватися у підземні виробки. Неприпустимо також, щоб відбита руда злежувалася або самозаймалася.

### ***Питання для самоконтролю***

1. Дайте визначення очисному вийманню.
2. Дайте визначення очисним роботам.
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 підсіканню руди та наведіть 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.



## 4. ДОПОМІЖНІ РОБОЧІ 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 підіймання рудної маси;
- використовувати засоби управління якістю рудної маси.

### 4.1. Процеси забезпечення очисних робіт

#### 4.1.1. Транспортування рудної маси

Під *транспортуванням рудної маси* розуміють переміщення рудної маси по транспортним виробках від місць навантаження із очисних вибоїв видобувного блоку або рудоспусків до рудопідіймального стволу. З очисних блоків навантаження руди у транспортні засоби здійснюють 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 та грудкуватістю, а також великою кількістю навантажувальних пунктів і непостійністю їх місць, на більшості рудних шахт застосовують локомотивний транспорт. На сьогодні локомотивний транспорт є основним видом підземного транспорту у горизонтальних відкотних виробках. Відкотні (поверхові) виробки вважають горизонтальними, але проводяться з невеликим ухилом у бік приствольного двору. Ухил приймають таким, щоб опір руху навантажених складів під ухил (у сторону приствольного двору або рудоспуску) дорівнював опорі руху порожніх складів, що рухаються на підйом у зворотному напрямку. Залежно від виду приводу розрізняють наступні типи локомотивів: електровози, повітровози, дизелевози й гіровози. Локомотиви характеризують 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 і при необхідності для перевезення людей до місця роботи й назад, використовують шахтні вагонетки. Шахтні вагонетки поділяють на вантажні вагонетки для транспортування руди та породи по гірничим виробкам; пасажирські – для транспортування людей по горизонтальним 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 півскастами та поворотними візками;
- тип кузова:

– глухий, що жорстко закріплений на рамі, який розвантажують за допомогою перекидача, типу ВГ;

– перекидний, що встановлений на рамі, який 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 по гірничим виробкам допоміжних матеріалів та обладнання.

Рейковий шлях у підземних виробках укладають на дерев'яні шпали. Якщо термін його служби понад 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 умови застосування конвеєрного транспорту руди дещо розширилася на великих концентраційних горизонтах.

Трубопровідний транспорт руди майже не існує, так як для нього розмір грудок повинен бути не більше 50 мм, а ще краще – не більше 10 мм. При підземному видобуванні руд трубопровідний транспорт використовують зазвичай для доставки закладних матеріалів і сумішей у вироблений простір.

#### 4.1.2. Підйом рудної маси

**Шахтний підйом** – це сукупність засобів для видачі із шахти на земну поверхню видобутої руди або породи, 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 використовують, 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 використовують 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 здійснюють в одно- і двоповерхових клітях. Місткість вагонеток до 4,5 м<sup>3</sup>. При клітьовому підйомі потрібно менший об'єм проведення виробок приствольного двору, ніж при використанні скіпового підйому.

Скіповий підйом використовують при виробничій потужності шахти понад 0,8 – 1 млн т на рік та значній глибині розробки. Високу продуктивність скіпового підйому пояснюється великою місткістю скипів (до 25 м<sup>3</sup>) 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 використовують 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 грудки розмірами не більше 0,1 – 0,15 м. Кут нахилу ствола становить 16 – 18°. Тому конвеєрний підйом використовують в деяких випадках: на марганцевих шахтах, де використовують механічне відбивання, а також на окремих дуже великих рудних шахтах, де застосовують вибухове відбивання.

Автомобільний підйом застосовують при глибині розробки до 150 – 600 м і продуктивності шахти 0,5 – 1,5 млн т на рік. Кут нахилу автомобільних з'їздів становить близько 6 – 8°. Автомобільний підйом використовують у якості основного (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 і виробничій потужності до 1,5 млн т на рік зазвичай 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.

#### 4.1.3. Управління якістю рудної маси

Якість рудної маси оцінюють 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 і собівартість продукції та ступінь використання надр.

З боку споживача до якості видобутої руди висувають низку вимог, які базують 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;
- грудкуватість і вологість рудної маси;
- недопущення чужорідних матеріалів, які збіднюють 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 здійснюють шляхом добору 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 виконують за рахунок заходів, що створюють певний порядок випуску руди, доставки, транспорту, режиму завантаження та 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 здійснюють вилучення із загальної маси руди пустих 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 різноякісної руди у більш однорідну за складом рудну масу;
- інші, що пов'язані із забезпеченням відповідної грудкуватості та вологості рудної маси та унеможливленням потрапляння предметів і матеріалів, що її збіднюють.

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 досягають за допомогою таких робочих процесів:

- усереднення якості рудної маси;
- сортування рудної маси;
- попередня концентрація рудної маси.

**Усереднення якості рудної маси** – це робочий процес, який забезпечує однорідність хімічного та гранулометричного складу рудної маси. Вміст корисних компонентів у рудній масі, що видають з блоку, змінюють у зв'язку з непостійним вмістом 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, а середня продуктивність блоку знижується на 30 – 50% й більше, що зменшує концентрацію гірничих робіт. Рудну масу різної якості змішують 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, що надійшла у рудоспуски або бункера й вивантажена з них, а так само про якість рудної маси по блокам, рудоспускам тощо.

Необхідні пропорції у видобутій рудній масі 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 часі.

Усі ці завдання вирішують на базі натурних вимірювань – маркшейдерських зйомок, експлуатаційної розвідки, математичної обробки отриманих результатів і подальших графічних побудов (складання гірничо-графічної або маркшейдерської документації). Геолого-маркшейдерські роботи на рудних шахтах виконують фахівці геологічних і маркшейдерських відділів та бюро. Відділи подають інформацію керівництву підприємства про стан гірничих робіт, характер і швидкість деформування масивів та земної поверхні, повноту, якість і об'єм видобування руди. Фахівці геологічних і маркшейдерських відділів встановлюють реальні форми, розміри та взаємне розташування очисних виробок, ціликів, виробленого простору і зон обвалення, визначають кількість вилучених запасів руд, розраховують об'єми втраченої руди та домішаної пустої породи. Ці дані необхідні для контролю над дотриманням проектів, нормативів втрат та збіднення, за місцем розташування очисних вибоїв тощо.

*Сортування рудної маси.* У разі значного коливання якості рудної маси здебільшого вигідно розділяти її на сорти. Кожен сорт переміщують окремо один від одного і по-різному перероблюють. У найпростішому випадку рудну масу розділяють на сорти залежно від того, з яких блоків вона надходить. Так, як приклад, у одних блоках видобувають окислену руду, а в інших – сульфідну, що переробляють 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 вибієне (в очисних блоках), на підземних установках або станціях і на поверхневих комплексах сортування руди або дробильно-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 інтенсивність природного радіоактивного випромінювання геофізичними приладами (радіометрами), після чого визначають вміст металу в кожній грудці або у певному об'ємі

рудної маси. Радіометричне сортування може бути застосовано, крім уранових, для цілого ряду залізних, свинцевих, мідних, ртутних, сурм'яних і золотовмісних руд. Для сортування використовують ядерно-фізичні методи експрес-опробування. Створюють сортувальні установки, що засновані на механізованому розділенні грудок руди та породи за кольором. Якщо є відмінність у спектрі кольору від еталону, то автоматично вмикаються повітряні форсунки, що відділяють грудок від загального потоку на стрічковому конвеєрі. Геофізичні методи дозволять повністю механізувати та автоматизувати сортування.

Сортування за крупністю здійснюють на стаціонарних або вібраційних грохотах, на яких рудну масу розділяють на низку фракцій різної крупності. Якщо корисний компонент складений крихкими мінералами, то при грохоченні рудної маси утворюються дрібні фракції, що являють собою високоякісний сорт.

Крупність рудної маси має іноді самостійне значення для її переробки, як приклад, при видобутку багатих залізних руд, а іноді й кольорових металів, частина яких надходить безпосередньо у металургійну переробку. Сортування за крупністю також здійснюють в підземних умовах, але частіше на земній поверхні. Візуальне сортування можна застосувати, якщо різні сорти або руда та пуста порода легко розрізнити 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 технології збагачення, що здійснюють під час видобування, транспортування руди або під час рудопідготовки (стадіально у схемі подрібнення 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 збагачення. 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 передконцентрації рудної маси дозволяє компенсувати вплив негативних чинників гірничорудного виробництва на довкілля. Передконцентрація та грамотне формування рудного потоку, що надходить на збагачення, дозволяє уникати витрат, які пов'язані з переміщенням, зберіганням і збагаченням.

## **4.2. Допоміжні робочі процеси**

До допоміжних робочих процесів відносять доставку матеріалів та обладнання, монтажні та демонтажні роботи й пов'язані з ними навантажувально-розвантажувальні робочі процеси, а також ремонт обладнання, утримання виробок тощо. Зазвичай вони особливо трудомісткі за рахунок низької механізації робіт. Механізація тут особливо складна, тому допоміжні робочі процеси за можливості необхідно виключати, або покращувати умови механізації їх шляхом удосконалення технології розробки родовищ або за рахунок використання самохідного обладнання для допоміжних робіт.

#### 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 і доставку в межах очисного блоку зазвичай виконують вибійні бригади.

Доставка матеріалів та обладнання до робочих місць виконується за допомогою спеціалізованої техніки або вручну. Сипкі, 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 поодиноці або у зв'язках по 2 – 5 шт. Доставка рідких паливно-мастильних матеріалів, ВР 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 і у вибої в автомашинах, а самохідне обладнання – своїм ходом. Сипкі матеріали для бетонних робіт і 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) і склад металобрухту. В інструментальній майстерні зберігаються запчастини, троса, шланги, бурові штанги, інструмент, паливно-мастильні матеріали, а також обладнання, що надходить на середній і капітальний ремонт (з подальшим підйомом на поверхню) або повертається з ремонту. Склади лісоматеріалів (на 1 – 3-добову потребу) і металобрухту влаштовують у відкотних або розвідувальних виробках, що припинили використовувати за призначенням. Склади лісоматеріалів обладнують невеликими (вантажопідйомністю до 1 т) ручними або електричними тельферами.

При електровозному транспортуванні руди, матеріали та обладнання від інструментальних майстерень і витратних складів лісоматеріалів до очисних блоків перевозять 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 у межах очисного блоку за допомогою спеціальних підняттявими або по матеріальним відділенням підняттявими. При цьому використовують вантажопідйомні однобарабанні лебідки з регульованою швидкістю підйому, які можуть бути пневматичні, а іноді – скреперні. У матеріального відділення підняттявими 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 металокопункцій тощо.

На невелику висоту по коротким рудоспускам і вертикальним ходкам підіймають обладнання також за допомогою ручних лебідок і ручних талів вантажопідйомністю 0,2 – 5,0 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 й інше обладнання забезпечене 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 талів або ломиків. Якщо по горизонтальній підповерховій виробці доставляють велику кількість матеріалів та обладнання, то по ній прокладають рейковий шлях або підвісну монорейкову дорогу. Для підвищення продуктивності робіт з доставки використовують комплекси спеціалізованих машин для допоміжних робіт.

#### 4.2.2. Монтажні та демонтажні роботи

До монтажно-демонтажних робіт, що виконують у видобувних блоках, відносить: встановлення вібраційних живильників, скреперних лебідок, вентиляторів місцевого провітрювання тощо. 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 і деякі вібраційні живильники встановлюють прямо на вирівняній підшві виробки та кріплять до неї анкерами (штангами) або розклинають між покрівлею і 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, що вбиті у дерев'яні пробки, які закладено у короткі шпури довжиною до 0,2 – 0,3 м. Глибина шпурів, які використовують під анкерне кріплення, зазвичай становить 0,5 – 1,0 м, іноді досягає до 1,5 – 2,0 м.

В очисному блоці монтажньо-демонтажні роботи виконує бригада вибійників або електрослюсарів даної виробничої дільниці під керівництвом механіка дільниці. Іноді до монтажньо-демонтажних робіт залучають бригади кріпильників або організована у масштабі шахти спеціалізована дільниця. При монтажньо-демонтажних роботах використовують вантажопідйомні механізми, такелажні пристрої, самохідні крани, талі, тельфери, домкрати.

#### 4.2.3. Обслуговування та ремонт обладнання

Ремонт обладнання передбачає певну послідовність робіт з відновлення працездатності обладнання. Зазвичай всі ремонтні роботи, окрім капітального ремонту, здійснюють у підземних умовах і 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 і контроль за технічним станом вузлів та агрегатів, приладів, машини у цілому, кріплення деталей, регулювання механізмів, вузлів, змащування, заміна мастил, випробування роботи окремих вузлів і 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 (окрім 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 й аварійного ремонту використовують спеціалізовані самохідні машини. Капітальний ремонт і ремонт несправних вузлів та агрегатів здійснюють зазвичай на ремонтно-механічному заводі (цеху) або у спеціалізованих підземних камерах по ремонту самохідного обладнання. Дрібний ремонт і змащування машин здійснюють безпосередньо у вибоях, для цього використовують спеціалізоване обладнання.

#### 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 і ремонту колії використовують рейкові та пневмоколісні самохідні машини зі стаціонарними і 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), що може використовуватися для ремонту

рейкових шляхів, підвіски трубопроводів, монтажу обладнання, прибирання розсипаної гірської 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 використовують самохідні машини для кріплення гірничих виробок набризкбетоном 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.*

## 5. ПРОЦЕСИ НА ПОВЕРХНІ РУДНОЇ ШАХТИ

*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 – сформуванати 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;
- компонуванати основне устаткування технологічного комплексу на поверхні шахти;
- характеризувати функції технологічного комплексу на поверхні шахти.

### 5.1. Промисловий майданчик шахти

*Промисловий майданчик рудної шахти* – це частина земної поверхні, на якій розташовані технологічні будівлі та споруди, механічні майстерні, вентиляційні та компресорні установки, підстанція, адміністративно-побутовий комбінат і ряд різних допоміжних служб рудної шахти (рис. 5.1).

Промисловий майданчик поділяють на зони основного виробництва, транспортно-складську, допоміжних виробництв та адміністративно-громадську. Енергетичні об'єкти розташовують 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 на території 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, дробильно-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.

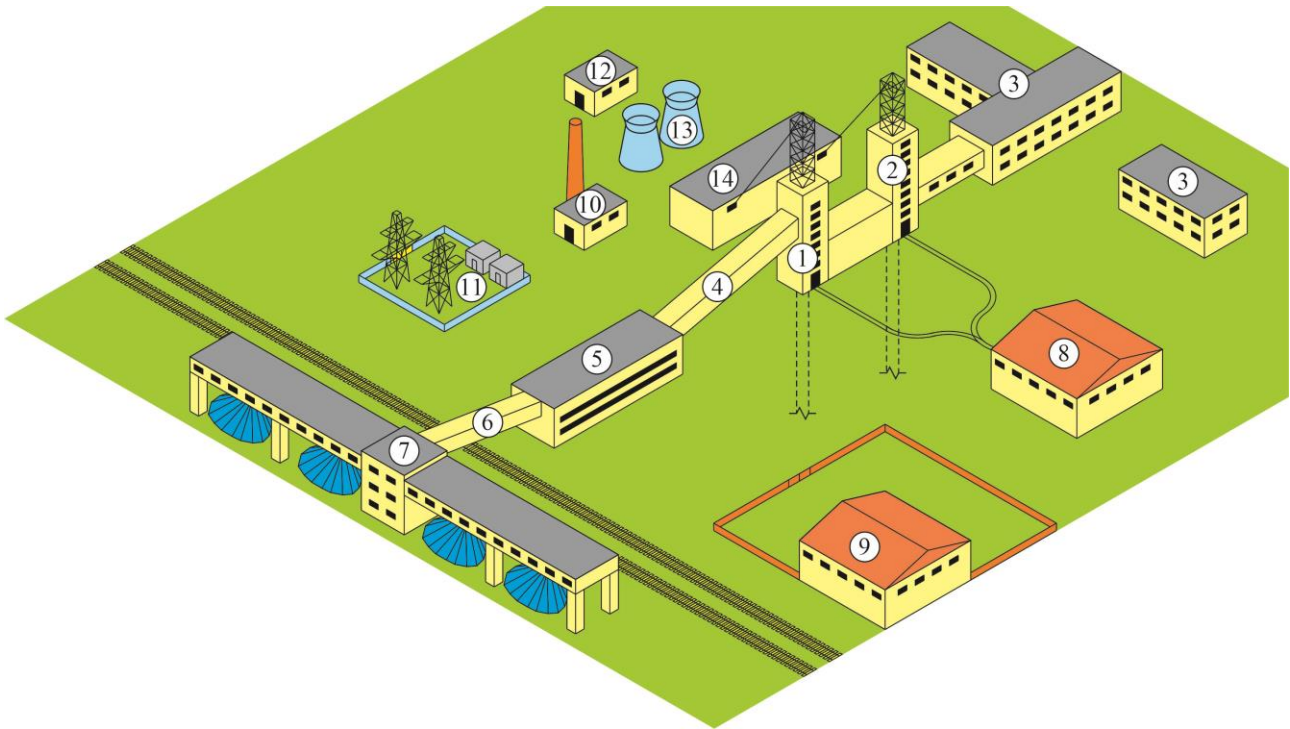


Рис. 5.1. Промисловий майданчик рудної шахти: 1 – блок головного ствола; 2 – блок допоміжного ствола; 3 – адміністративно-побутовий комбінат; 4 – конвеєрна галерея; 5 – дробильно-сортувальна або збагачувальна фабрика; 6 – конвеєрна галерея; 7 – склад руди; 8 – ремонтна майстерня; 9 – матеріальний склад; 10 – котельня; 11 – електрична підстанція; 12 – компресорна станція; 13 – градирня; 14 – будівля підйомних машин

## 5.2. Технологічний комплекс поверхні

*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 (дробильно-сортувального) комплексу, компресорної установки, котельні, ремонтних електромеханічних майстерень, склади, адміністративно-побутовий комбінат, бункери, естакади, конвеєрні галереї тощо.

До *основних* будівель і споруд відносять такі, 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 бункери, калориферні установки, склади руди, відвали пустих порід. Надшахтні будівлі слугують для розміщення в них обладнання, що пов'язане з видачею руди та породи, спуску і підйому людей, обладнання та матеріалів, а також комплексу головного і допоміжного стволів.

Будинки та споруди, що не мають відношення до технологічної схеми транспортування руди, відносять до *допоміжних*. До них відносять адміністративно-побутовий комбінат, ремонтні майстерні, будівлі та споруди енергетичного призначення, матеріальні склади, склади вибухових матеріалів, лабораторія якості тощо.

*Копри* різняться різноманіттям конструкцій, числом підйомних установок тощо. 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, обладнання, що застосовують і технології видавання корисних копалин, а також пустої породи. Їх загальний об'єм визначають 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, щої включають в блоки будівель головних і допоміжних стволів.

Розташування *будівель вентиляторів* визначають 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 зводять на поверхні шахти для цих установок, включають приміщення для калориферів і каналів. Залежно від системи вентиляції шахти будівлю калориферних установок розташовують поруч з надшахтною будівлею або з будівлею вентиляторів якщо використовують нагнітальну систему вентиляції. Розміри будівель типових калориферних установок залежать від кількості повітря, що подається в шахту, числа калориферів і поверхні нагрівання.

*Електропідстанції* на промислових майданчиках шахт – це переважно будови закритого типу у вигляді окремих будівель або секцій, які входять до складу головного ствола. Їх загальна компоновка визначена схемою розміщення трансформаторів, масляних вимикачів та іншого обладнання. Об'єднання електростанції з іншими приміщеннями залежить від габариту та конструктивної схеми, що встановлено для цієї групи.

*Устаткування збагачувального або дробильно-сортувального комплексу*, схема та набір яких залежить від технологічної схеми поверхні, якості корисних копалин, глибини збагачення тощо, 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 розташування будівель і споруд відносно шахтних стволів.

*Компресорні установки* призначені для одержання стисненого повітря, що використовується в шахті у якості енергоносія. Вони можуть входити до складу блоку допоміжного ствола, але зазвичай їх розташовують у вигляді окремого комплексу, що складається з будівлі компресорів та охолоджувальних пристроїв. Найбільш поширений тип останніх це градирні.

*Котельні* розташовують за можливості поблизу основних споживачів тепла: калориферної установки, адміністративно-побутового комбінату, опалювальних будівель технологічного комплексу. На сучасних рудних шахтах котельні зазвичай розміщують 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 тощо.

*Шахтні ремонтні електромеханічні майстерні* зазвичай входять в блок допоміжного ствола. У майстернях виконують ремонти механізмів середньої складності та поточний, виготовляють нескладні запчастини і відновлюють зношені деталі. Площі ремонтних майстерень визначають кількістю та видом машин і механізмів залежно від виробничої потужності підприємства.

*Складське господарство* включає матеріальні склади, що призначені для прийому, зберігання та видавання інвентарю, інструментів, спецодягу, матеріалів і обладнання; склади паливно-мастильних матеріалів для зберігання та видавання мастил, що застосовують у процесі експлуатації шахтного обладнання; склади сипких матеріалів; склади закладних матеріалів; склади вибухових матеріалів, склади кріплення та кріпильних матеріалів. Для накопичення та зберігання корисної копалини є різноманітні регульовальні, роздавальні, аварійні (запасні) склади. Вони мають вигляд бункерів великої місткості або – відкритих об'єктів за типом 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-побутовий комбінат (АПК)* шахти – це окрема будівля або поєднана з комплексом допоміжного ствола, що будують як за типовим, так і за індивідуальним проектами. Найбільш поширені триповерхові будинки та будинки комбінованого планування, що мають у своєму складі одноповерхові та триповерхові частини. АПК включає наступні приміщення: адміністративно-конторські (для інженерно-технічних працівників та керівництва шахти, нарядні ділянки, зал зборів тощо); виробничі (лампова, респіраторна, телефонна станція, лабораторії, диспетчерська); санітарно-побутові (душові, умивальні, приміщення для сушіння та знепилювання спецодягу, пральня, буфет тощо); 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 дробильно-сортувального), потрапляє в навантажувальний бункер. Приймальні бункери зазвичай розташовують в надшахтній будівлі. Конструкція, форма та їх габарити залежать від компоновання споруди, необхідного запасу матеріалу, способів завантаження і вивантаження тощо. Конструктивна характеристика об'єктів технологічного комплексу поверхні шахти, особливості їх розташування тощо визначають раціональність облаштування поверхні шахти.

Технологічний комплекс поверхні шахти будується за трьома принципово різними схемами (рис. 5.2): висотною, горизонтальною або комбінованою. Вибір схеми технологічного комплексу поверхні шахти обумовлює ухвалений спосіб розкриття шахтного поля та засоби підйому, транспорту, переробки корисних копалин, а також підйому, транспорту і складування або переробки породи, продуктивності та терміну служби шахти.

При висотній схемі машини та устаткування розміщують послідовно у низхідному порядку на поверххах однієї висотної будівлі (рис. 5.2, 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 споруд на одному або на близьких рівнях (рис. 5.2, б). Транспорт сипких матеріалів здійснюють 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. 5.2, 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 пустої 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.



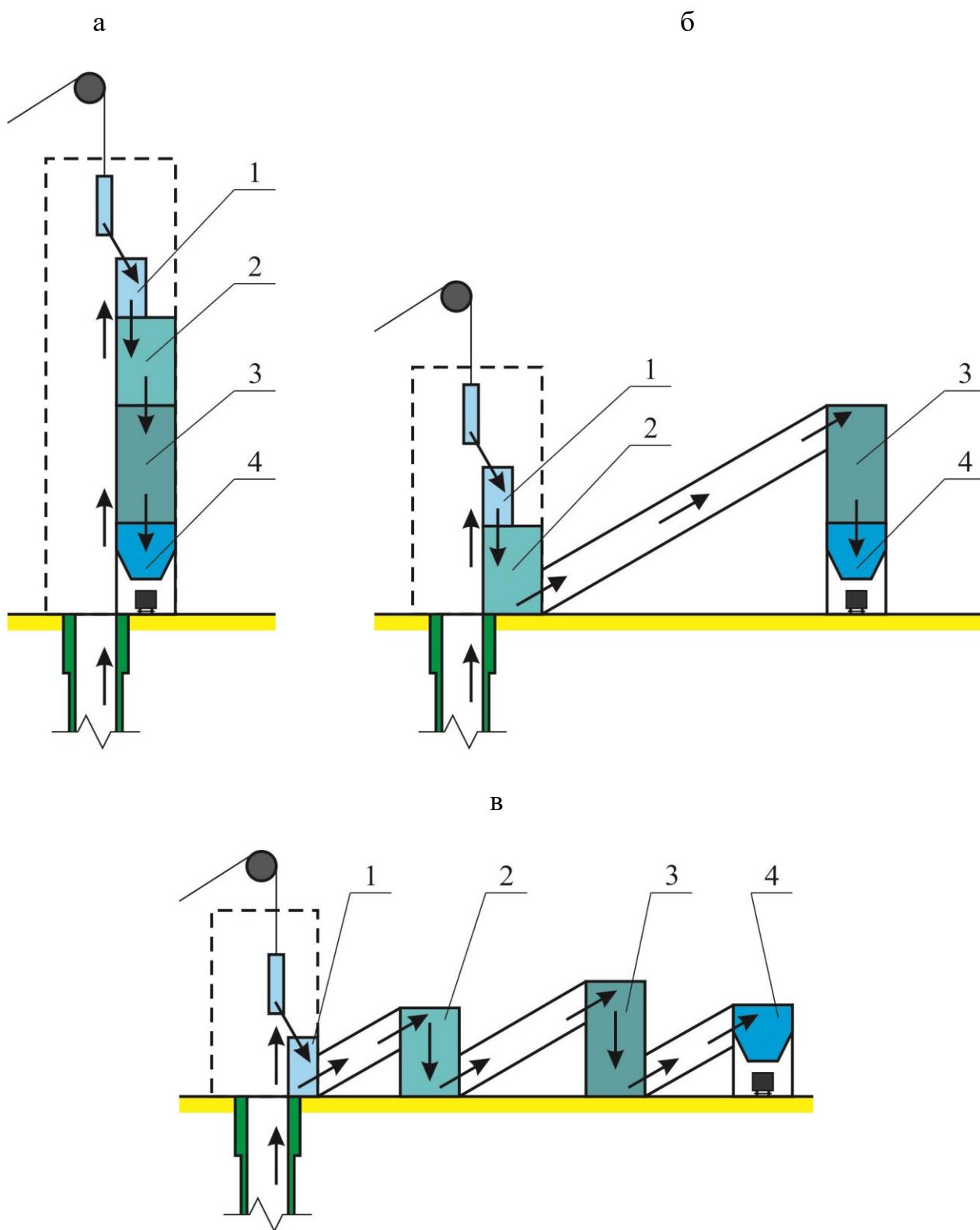


Рис. 5.2. Компонівка основного устаткування технологічного комплексу на поверхні шахти за висотною (а), горизонтальною (б) та комбінованою (в) схемами: 1 – приймання корисної копалини; 2 – відбір породи та подрібнення; 3 – сортування (збагачення); 4 – акумулювання корисної копалини

### *Питання для самоконтролю*

- 1. Дайте визначення поняттю промисловий майданчик рудної шахти.*
- 2. Вкажіть, на які зони поділяють 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. Наведіть, що належить до функцій технологічного комплексу на поверхні шахти.*

## ЛІТЕРАТУРА

1. Голинько В.И. Вентиляция шахт и рудников: учеб. пособ. / В.И. Голинько, Я.Я. Лебедев, О.А. Муха. – Д.: НГУ, 2012. – 266 с.
2. 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.
3. Калініченко В.О. Дослідження показників вилучення руди на основі фізичного моделювання її випуску для умов глибоких горизонтів шахт Кривбасу / В.О. Калініченко, А.В. Косенко, О.Я. Хівренко // *Якість мінерального сировини*. – 2017. – Т.1 – С. 143–155.
4. Калініченко В.О. Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ : підручник / В.О. Калініченко, М.І. Ступнік, М.Б. Федько ; М-во освіти і науки України, КНУ. – Кривий Ріг : Видав. центр КТУ, 2019. – 279 с.
5. Кононенко М.М. Вибір і розрахунок систем підземної розробки рудних родовищ: навч. посіб. / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, В.Ю. Усатий. – Дніпропетровськ: НГУ, 2013. – 217 с.
6. Кононенко М.М. Параметри буропідричних робіт для проведення гірничих виробок / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, Є.О. Коробка // *Фізико-технічні проблеми горного виробництва*. – 2021. – № 23. – С. 54–71.
7. Кононенко М.М. Моделювання зон змінання та подрібнення масиву порід під дією енергії вибуху / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко. – *Український гірничий форум 2021*. – 2021. – С. 53–64
8. Косенко А.В. Дослідження технологічного процесу випуску руди на основі фізичного моделювання / А.В. Косенко, В.М. Тарасютін // *Вчені записки Таврійського національного університету імені В.І. Вернадського: Серія «Технічні науки»*. – 2018. – Том 29 (68). – № 4. – С. 73–79.
9. Косенко А.В. Комп'ютерне моделювання технологічного процесу випуску руди для умов розробки покладів природно-багатих залізних руд різної міцності / А.В. Косенко // *Молодий вчений*. – 2017. – № 10. – С. 59–64.
10. Косенко А.В. Розроблення та обґрунтування раціонального режиму випуску руди при застосуванні систем розробки підповерхового обвалення у складних геомеханічних умовах / А.В. Косенко // *Znanstvena Misel*. 2020. – № 48(1). – С. 29–34.
11. 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. – 243с.
12. Кучерявенко І.А. Проектування підземних рудників: підручник / І.А. Кучерявенко, Ю.Г. Вілкул, М.І. Ступнік. – Кривий Ріг: Видав. центр КТУ, 2010. – 332 с.
13. Мала гірничо-енциклопедія: Т. 1 / за ред. В.С. Білецького. – Донецьк: Донбас, 2004. – 640 с.

14. Мала гірнича енциклопедія: Т. 2 / за ред. В.С. Білецького. – Донецьк: Донбас, 2007. – 652 с.
15. Мала гірнича енциклопедія: Т. 3. / за ред. В. С. Білецького. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2013. – 644 с.
16. Мальцев Д.В. Технология подземной разработки урановых руд буровзрывным способом: монография / Д.В. Мальцев, О.Е. Хоменко. – Днепропетровск: НГУ, 2013. – 110 с.
17. Мартинов В.К., Федько М.Б. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ: навч. посіб. / В.К. Мартинов, М.Б. Федько. – Кривий Ріг: Видав. центр КТУ, 2010. – 274 с.
18. НПАОП 0.00-1.66-13. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – Київ: Норматив, 2013. – 127 с.
19. 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.
20. Симанович Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. по-сіб. / Г.А. Симанович, О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко ; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Дніпропетровськ: НГУ, 2014. – 207 с.
21. Тарасютін В.М. Обґрунтування ресурсозберігаючих технологічних процесів при підземному видобутку різносортних залізних руд Кривбасу / В.М. Тарасютін, А.В. Косенко // Вісник КНУ. – 2018. – Вип. 46. – С. 152–159.
22. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин : підручник / В.І. Бондаренко, О.М. Кузьменко, Ю.Б. Грядущий та ін. – Дніпропетровськ: Поліграфіст, 2005 – 708 с.
23. Технологія підвищення екологічної безпеки при добувчє залізних руд підземним способом: монографія / А.И. Гороя, И.Г. Миронова, М.Н. Кононенко, А.В. Павличенко. – Днепропетровск: Литограф, 2014. – 136 с.
24. Хоменко О.Є. Гірничє обладнання для підземної розробки рудних родовищ: довідковий посібник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Дніпропетровськ: НГУ, 2010. – 340 с.
25. Хоменко О.Е. Технология крепления выработок для камерных систем разработки с закладкой: монография / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко. – Днепропетровск: НГУ, 2010. – 93 с.
26. 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.
27. Хоменко О.Е. Процессы при подземной разработке рудных месторождений: учебник / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, С.А. Зубко. – Днепропетровск: НГУ, 2015. – 202 с.
28. Хоменко О.Е. Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке: учеб. пособ. / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко. – Днепропетровск: НГУ, 2016. – 101 с.

29. Хоменко О.Є. 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.

30. Khomenko O. Automation of drill and blast design / O. Khomenko, D. Rudakov, M. Kononenko // Technical And Geoinformational Systems In Mining. – 2011. – P. 271–275.

31. 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.

32. Khomenko O. Classification of Theories about Rock Pressure / O. Khomenko, M. Kononenko, J. Bilegsaikhan // Solid State Phenomena. – 2018. – № 227. – P. 157–167.

33. Khomenko O. Increasing ecological safety during underground mining of iron-ore deposits / O. Khomenko, M. Kononenko, I. Myronova, A. Sudakov // Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. – 2018. – №2. – P. 29–38.

34. Khomenko O. Application of the emulsion explosives in the tunnels construction / O. Khomenko, M. Kononenko, I. Myronova, M. Savchenko // E3S Web of Conferences. – 2019. – № 123. – P. 01039.

35. Khomenko O. Improvement of safety for the underground vertical workings / O. Khomenko, M. Kononenko, V. Lyashenko // Occupational Safety in Industry. – 2021. – №2. – P. 41–48.

36. 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.

37. Kononenko M. New Classification of Ore Deposits Mining Methods / M. Kononenko, O. Khomenko, D. Astafiev // Advanced Engineering Forum. – 2017. – № 25. – P. 71–79.

38. Kononenko M. Method for calculation of drilling-and-blasting operations parameters for emulsion explosives / M. Kononenko, O. Khomenko, M. Savchenko, I. Kovalenko // Mining Of Mineral Deposits. – 2019. – Vol. 13. – № 3. – P. 22–30.

39. Kononenko M. Control of density and velocity of emulsion explosives detonation for ore breaking / M. Kononenko, O. Khomenko, I. Kovalenko, M. Savchenko // Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. – 2021. – № 2. P. 69–75.

40. Kononenko M. New theory for the rock mass destruction by blasting / M. Kononenko, O. Khomenko // Mining Of Mineral Deposits. – 2021. – Vol. 15. – № 2. – P. 111–123.

41. Kononenko M. Mathematic simulation for the rock mass destruction by blasting / M. Kononenko, O. Khomenko. – Physical and Chemical Geotechnologies. – 2021. – P. 27–37.

42. Kosenko A.V. Improvement of sublevel caving mining methods during high-grade iron ore mining / A.V. Kosenko // Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. – 2021. – № 1. – P. 19–25.

## ПРЕДМЕТНИЙ ПОКАЖЧИК

- А**  
Анкерне кріплення, 54
- В**  
Випуск руди, 161  
Виробнича стадія, 6  
Виробничий процес, 5  
Відбивання руди, 95  
Відбивання руди:  
– в затиснутому середовищі, 136  
– концентраційними зарядами, 140  
– механічним способом, 143  
– свердловинами, 123  
– шпурами, 117  
– штанговими шпурами, 122  
Відрізка запасів руди, 112  
Відрізна щілина, 112  
Відрізний підняттєвий, 112  
Вторинне подрібнення руди, 172
- Г**  
Гірниче кріплення, 44
- Д**  
Діаграма випуску руди, 169  
Доставка руди, 151  
Доставка руди:  
– гідравлічна, 159  
– вибухом, 159  
– вібраційними конвеєрами або живильниками, 155  
– самопливна, 152  
– самохідним обладнанням, 157  
– скреперна, 153
- З**  
Закладка, 177
- К**  
Комплекс робочих процесів, 7
- М**  
Магазинування, 176  
Механічне відбивання, 143
- Н**  
Набризкбетон, 58
- О**  
Операція, 7  
Організація виробництва, 8  
Очисне виймання, 94  
Очисні виробки, 94  
Очисні роботи, 94
- П**  
Підняттєвий, 69  
Підсікання запасів руди, 97  
Підтримання очисного простору, 173  
Предконцетрація, 190  
Промисловий майданчик, 195  
Прохідницький цикл, 12
- Р**  
Робочий процес, 7
- Т**  
Технологічним комплексом поверхні шахти, 196  
Технологічна схема проведення виробки, 65  
Транспортування рудної маси, 184  
Трудова дія, 8  
Трудовий прийом, 8  
Трудовий рух, 8
- У**  
Усереднення якості рудної маси, 188
- Ш**  
Шахтний підйом, 186

Навчальне видання

**Хоменко Олег Євгенович**  
**Кононенко Максим Миколайович**  
**Косенко Андрій Володимирович**

**ПРОЦЕСИ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ  
РУДНИХ РОДОВИЩ**

Підручник

Редактор Л.Є. Гапонова

Підписано до друку . . . .2022. Формат 30×42/2.  
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 11,4.  
Обл.-вид. арк. 11,4. Тираж 100 пр. Зам. №

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.