

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

КАФЕДРА РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН ІМ.ПРОФ.  
М.Т.БАККА

**КОНСПЕКТ ЛЕКЦІЙ**

з дисципліни

**«ПІДЗЕМНІ ГІРНИЧІ РОБОТИ»**

Житомир, 2020



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«ЖИТОМИРСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

КАФЕДРА РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН ІМ.ПРОФ.  
М.Т.БАККА

СХВАЛЕНО  
Протокол засідання кафедри  
«Розробка родовищ корисних  
Копалин ім. проф. М.Т.Бакка»  
№ 04 від 19.05.2020 р.

Завідувач кафедри  
к.т.н., доц.  
С.І. Башинський  
19 травня 2020 р.

**КОНСПЕКТ ЛЕКЦІЙ**

з нормативної дисципліни циклу професійної та практичної підготовки

**ПІДЗЕМНІ ГІРНИЧІ РОБОТИ**

Спеціальність: 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖЕНО на засіданні навчально-методичної ради ДУ «Житомирська  
політехніка» протокол № 02 від 18 червня 2020 р.

Житомир, 2020

УДК 622

Конспект лекцій з підземних гірничих робіт // Укл.: Хоменчук О.В. - Житомир: ДУ «Житомирська політехніка». - 2020. - 360 С.

В конспекті лекцій послідовно викладаються основні поняття, особливості, способи та технологічні рішення з підземної розробки родовищ корисних копалин. Конспект рекомендується для підготовки студентів за напрямком «Гірництво».

Укладач: доц. О.В. Хоменчук

## ЗМІСТ:

Лекція № 1. Основні поняття і терміни підземних гірничих робіт.....	4
Лекція № 2. Особливості гірничо-геологічних умов при проведенні виробок.....	21
Лекція № 3. Рудникова атмосфера та вимоги до провітрювання.....	36
Лекція № 4. Загальні відомості про будівництво гірничих підприємств.....	45
Лекція № 5. Загальні відомості про спорудження гірничих виробок.....	68
Лекція № 6. Розкриття шахтних полів.....	90
Лекція № 7. Підготовка шахтних полів.....	115
Лекція № 8. Процеси очисної виїмки вугілля.....	138
Лекція № 9. Системи розробки пластових родовищ.....	175
Лекція № 10. Особливі випадки розробки вугільних пластів.....	203
Лекція № 11. Загальні відомості з підземної розробки рудних і нерудних гірських порід.....	218
Лекція № 12. Основні технологічні процеси очисної виїмки.....	231
Лекція № 13. Підготовка й розкриття рудних родовищ.....	286
Лекція № 14. Характерні системи розробки рудних родовищ.....	307
Лекція № 15. Ліквідація й консервація підприємств з видобутку корисних копалин. Використання гірничих виробок у народному господарстві.....	337
Лекція № 16. Технологічні заходи по зниженню екологічного навантаження при підземній розробці родовищ.....	348
Список використаної літератури.....	360

# ЛЕКЦІЯ № 1. ОСНОВНІ ПОНЯТТЯ Й ТЕРМІНИ ПІДЗЕМНИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ

## *Класифікації покладів за елементами залягання.*

Елементи залягання рудних тіл (потужність і кут падіння) різноманітні.

За потужністю, обмірюваної по нормалі до контактів з висячим і лежачим боками, рудні тіла прийнято класифікувати на:

- **т о н к і** - потужністю менше 0,6-0,8 м, при вилученні яких обов'язкова підбивка порід, що вміщують;
- **м а л о п о т у ж н і** - потужністю від 0,8 до 4-5 м, при відпрацьовуванні яких можливе застосування розпірного кріплення й не використовується свердловинна відбивка;
- **с е р е д н ь о ї п о т у ж н о с т і** - від 5 до 10-15 м, при відпрацьовуванні яких очисні блоки (камери) розташовують довгою стороною за простяганням покладу (розробка за простяганням);
- **п о т у ж н і** - потужністю від 10-15 до 60 м, при відпрацьовуванні яких очисні блоки розташовують довгою стороною вхрест простягання покладу (розробка вхрест простягання);
- **д о с и т ь п о т у ж н і** - потужністю більш 60 м, при відпрацьовуванні яких, якщо вони круті, поверх розділяють на очисні блоки не тільки за простяганням, але й вхрест простягання, а якщо вони пологі, то роблять поділ покладу на поверхи.

За кутом падіння рудні тіла розділяють на:

- **г о р и з о н т а л ь н і** - з кутом падіння до  $3^\circ$ , що уможливорює рейкове відкочування по підшві поклади;
- **п о л о г і** - з кутом падіння від  $3^\circ$  до  $20-25^\circ$ , розроблювальні звичайно без поділу на поверхи з розташованим у породах лежачого боку концентраційним горизонтом, по якому проводиться відкочування руди;

- п о х и л і - з кутом падіння від 20-25 до 50°, розроблювальні з поділом за падінням на поверхи, але одмінні тим, що нахил лежачого боку недостатній для скочування по ньому відбитої руди під дією власної ваги;
- к р у т і - з кутом падіння більше 50°, розроблювальні з поділом за падінням на поверхи, причому відбита руда може скачуватися по лежачому боку під дією власної ваги.

Вугільні шари за кутом падіння ділять на:

- пологі ( до 18°);
- похилі (19-35°);
- крутопохилі (36-55°);
- круті (56-90°).

У пластів складної будови розрізняють потужність повну (сумарну потужність прошарків і пачок пласта), корисну (сумарну потужність пачок), що й виймається (сумарну потужність пачок, що вилучаються при видобутку, і прошарків корисної копалини).

Пласти вугілля й горючого сланцю за потужністю розділяють:

- на досить тонкі - повною потужністю менше 0,7 м;
- тонкі - від 0,7 до 1,2 м;
- середньої потужності - від 1,2 до 3,5 м;
- потужні - більше 3,5 м.

В Україні підземним способом розробляються вугільні шари потужністю від 0,5 до 4 м.

Вугільні пласти під впливом тектонічних процесів нерідко бувають порушені складками без розриву їх суцільності (плікативні форми порушень) або скиданнями й зрушеннями з розривом суцільності (диз'юнктивні форми). Будь-які порушення первинних елементів залягання пластів приводять до ускладнень при веденні гірничих робіт.

У залежності від елементів залягання застосовуються ті або інші способи розкриття, підготовки та очисного виймання корисної копалини, а також різні технологічні рішення при будівництві гірничих підприємств.

### ***Поняття про рудник і шахту як гірничодобувне підприємство.***

Для розробки рудного родовища або його частини (рудничного або шахтного поля) створюється гірничодобувне промислове підприємство, називане підземним рудником. Рудник може мати одну або кілька виробничо-господарських одиниць - шахт, на кожній з яких відокремлено здійснюється видобуток руди підземним способом. У поняття рудник включаються гірничий відвід (частина земних надр, призначена для промислової розробки наявних у них рудних покладів), наземні споруди, сукупність підземних гірничих виробок, гірничі машини й комплекси, енергетичні установки й колектив робітників, забезпечують підземний видобуток руди. Балансові запаси рудника, що входять у гірничий відвід і підлягають відпрацьовуванню називають рудничним полем, а підлягаючі відпрацьовуванню окремою шахтою - шахтним полем.

Декілька близько розташованих підземних рудників і кар'єрів (гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки), збагачувальна фабрика, а нерідко й металургійний завод поєднуються в єдине промислове підприємство - гірничодобувний, гірничозбагачувальний, гірничо-металургійний комбінат або виробниче об'єднання.

Вихідною сировиною для гірничодобувного підприємства є руда, а кінцевим продуктом - той продукт, на який установлені відпускні ціни. У зв'язку із цим кінцевим продуктом може бути рудна маса, якщо на неї встановлені ціни, і рудник тим самим є хазяйновито самостійною одиницею. Якщо ж ціни встановлені на концентрат, то господарську самостійність має комбінат або виробниче об'єднання, у яке входять збагачувальна фабрика й рудник як окремі цехи. І нарешті, якщо ціни встановлені на чорновий метал, то виробниче об'єднання (комбінат) включає як цех ще й металургійний завод.

Сучасний підземний рудник - це велике високомеханізоване промислове підприємство. У кольоровій металургії дрібними вважаються підземні рудники продуктивністю до 100-300 тис. т/рік і великими 1,5-3 млн т/рік, а в чорній металургії й при видобутку гірничо-хімічної сировини (апатитів, фосфоритів,



калійних солей) дрібними прийнято називати рудники із продуктивністю менш 1-2 млн т/рік і великими - до 8-10 млн т/рік і більше. Термін служби рудника звичайно становить 30-60 років і більше. Старі рудники прагнуть розширювати й реконструювати.

Довжина мережі підземних виробок на кожному руднику виміряється десятками кілометрів, а іноді перевищує навіть сотню кілометрів. Глибина розробки на вітчизняних підземних рудниках коливається від 300 до 700-800 м, доходючи до 1200-1800 м.

Вартість будівництва (капітальні витрати) коливається від 2,4-4 до 8-24 млрд грн і більш, строк будівництва - від 4 до 5-7 років і більше. Повні ж виробничі фонди й обігові кошти підземного рудника оцінюються в декілька мільярдів гривень.

Підземний видобуток при розробці пластових родовищ веде вугільна шахта - виробнича одиниця гірничого підприємства. У поняття шахти включаються наземні споруди й мережа підземних гірничих виробок.

При непорушеному заляганні шахтним полям надають за можливістю прямокутну форму. При негоризонтальному заляганні розрізняють границі за повстанням (верхню границю), падінню (нижню границю) і простяганням (бічні границі). Бічними границями можуть бути й великі порушення типу скидів і насувів.

Поверхні підосви й покрівлі пласту звичайно зображують ізолініями - проєкціями перетинань підосви або покрівлі пласта січними площинами, рівновіддаленими одна від іншої й паралельними площини проєкції. Ізоперерізи при цьому називаються ізогіпсами підосви або покрівлі пласта, а геометричні графіки - гіпсометричними або структурними планами. При кутах падіння до 60° гіпсометричні плани складають у проєкції на горизонтальну площину, при більших кутах падіння - на вертикальну площину.

Шахтні поля характеризуються розмірами за простяганням, що змінюються від 3 до 10 км і більше, і розмірами за падінням - від 1,5 до 4,5 км. Розміри шахтних

полів залежать від числа розроблювальних пластів, їх потужності, кута падіння й інших факторів.

Вугільна шахта – це велике промислове підприємство.

Фактична потужність діючих зараз вугільних і сланцевих шахт коливається в широких межах - від 1000 до 25000 т/добу. Проектні потужності нових шахт рекомендується ухвалювати типовими й рівними 1,8; 2,4; 3; 3,6 млн т на рік, а найбільш великих шахт зі сприятливими умовами - 4,5; 6 млн т на рік і більше із розрахунковим терміном служби шахт не менш 50-60 років.

### ***Стадії підземної розробки родовища корисних копалин і гірничі виробки.***

Підземна розробка родовищ корисних копалин складається із трьох стадій: розкриття, підготовки й очисного виймання.

Розкриття - це проведення гірничих виробок для того, щоб забезпечити доступ до родовища із земної поверхні. Підготовка - цей поділ родовища на окремі ділянки (поверхи, панелі й очисні блоки) і власно підготовка усередині цих ділянок до початку очисних робіт. Очисне виймання - це гірничі роботи з масового видобутку корисної копалини.

При розкритті родовищ проводять підземні гірничі виробки, які служать для транспортування й підйому корисної копалини й породи, спуска матеріалів і устаткування, переміщення людей, провітрювання, осушення, водовідливу, прокладки кабелів і трубопроводів та ін. Розкривні виробки проводять за рахунок асигнувань на капітальне будівництво, найчастіше силами спеціалізованих шахтобудівних організацій.

Розкривними виробками є шахтні ствол и, штольні, квершлагі, виробки й камери приствольних дворів, включаючи приствольні бункери й рудоперепуски, камери підземних дробарок та ін.

**С т в о л** – вертикальна або похила виробка, що має безпосередній вихід на денну поверхню (рис. 1.2) і призначена для обслуговування підземних гірничих робіт у межах шахтного поля або його частини. Стволи бувають головними (для підйому корисної копалини) і допоміжними (вантажолюдськими - для спуска й

підйому людей, породи, матеріалів і устаткування; вентиляційними - для провітрювання; закладними - для спуска закладних матеріалів; водовідливними - для відкачки води й ін.). При виконанні стволом декількох функцій стволи називають по головній з них. Іноді головні стволи називають по типу піднімальних посудин - скіпові, клітьові, скіпо-клітьові.

Перетин вертикальних стволів круглий й рідше прямокутний. Діаметр від 5 до 9-10 м. Глибина стволів різна, але не перевищує 1800 м, тому що при більшій глибині ствола може відбутися під дією власної ваги розрив каната, що підтримує піднімальні посудини. Тому для розкриття ділянок родовищ, що поширюються на більшу глибину, використовують сліпі стволи, що відрізняються тим, що не мають виходу на поверхню, а піднімальні машини встановлюються під землею (див. рис. 1.2).

Останні десятиліття при розкритті рудних родовищ стали використовуватися похилі стволи для переміщення по них самохідного устаткування. Кут нахилу їх 6-8° при підйомі руди автосамоскидами й до 10-12° - при спуску-підйомі порожніх самохідних машин (у тому числі навантажуваль-доставочних машин, самохідних бурових установок та ін.). На вугільних шахтах похилі стволи з кутами нахилу до 18° при використанні конвеєрного підйому вугілля застосовуються широко.

Ш у р ф - це вертикальна (рідко похила) неглибока (до 100 м) гірнична виробка, пройдена з поверхні й призначена для розвідки (розвідницький шурф), а при розробці родовищ (експлуатаційний шурф), головним чином, для вентиляції і як запасний вихід з підземних виробок. Шурфи оснащуються найчастіше легким допоміжним підйомом, звичайно баддевим.

Ш т о л ь н я - горизонтальна підземна гірнична виробка, що має безпосередній вихід на поверхню й те ж призначення, що й ствол. Штольні проходять у гористій місцевості. Напрямок штольні стосовно простягання рудного тіла може бути різним. Форма поперечного перерізу штольні й інших горизонтальних виробок звичайно склепінна або трапецієподібна, а площа поперечного перерізу від 3-5 до 20-25 м<sup>2</sup> і більше. Довжина їх змінюється від декількох метрів до кілометрів.

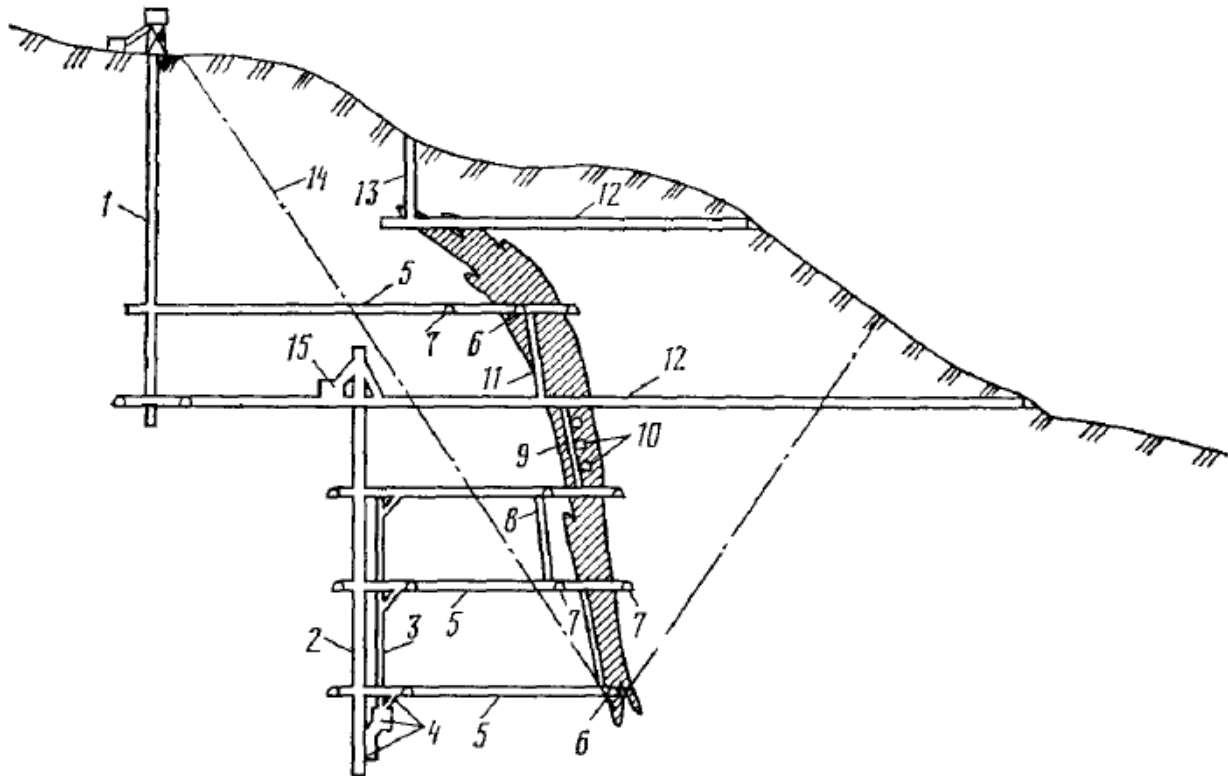


Рис. 1.2. Види гірничих виробок (розріз вхрест простягання покладу):

1 - шахтний ствол ; 2 - сліпий ствол ; 3 - приствольний рудоперепускний бункер; 4 - прийомний бункер, підземна дробарка й дозаторна камера скіпового підйому; 5 - квершлаг; 6 - рудні штреки; 7 - польові штреки; 8 - польовий, що повстає; 9 - рудний, що повстає; 10 - підповерхові штреки; 11 - рудоспуск; 12 - штольні; 13 - шурф; 14 - границя зони зрушення порід; 15 - камера піднімальної машини

**К в е р ш л а г** - горизонтальна виробка, що не має безпосереднього виходу на поверхню, проведена по породах, що вміщують, вхрест простягання від ствола до рудного (вугільного) покладу. Використовується для транспорту, вентиляції, пересування людей, водовідливу, прокладки кабелів, труб і ліній зв'язку.

**П р и с т в о л ь н и й д в і р** - це сукупність розташованих поблизу ствола гірничих виробок: камерних, призначених для розміщення стаціонарних

машин і устаткування, що також мають порівняно невелику довжину в порівнянні з поперечним перерізом, і протяжних, у яких довжина більш ніж на порядок перевищує розміри їх поперечного перерізу. У межах приствольного двору розташовуються наступні камери: насосна, електропідстанція, протипожежна, електровозне депо, камера випробування, очікування, медпункт та ін. Крім того, є (при скіповому підйомі) камери опрокиду, бункера, камера підземної дробарки, дозаторна камера, а також приствольні рудоперепуски на горизонт навантаження. Тим самим приствольний двір є головною підземною перевантажувальною станцією, що пропускає увесь вантаж, видаваний із шахти на поверхню (корисна копалина, пуста порода, вода), а також матеріали, устаткування, деталі машин, що надходять у шахту

Різні форми рудних і вугільних (пластових) родовищ визначили істотні відмінності в їх підготовці.

П і д г о т о в к а р у д н и х р о д о в и щ включає підготовку горизонтів і підготовку усередині очисних блоків, тобто нарізку останніх.

П і д г о т о в к а г о р и з о н т і в - це поділ розкритої частини родовища (шахтного поля) за допомогою підготовчих виробок на виїмкові ділянки: поверхи й очисні блоки в крутих і похилих родовищах, і панелі, а іноді й блоки - у пологих і горизонтальних родовищах.

П о в е р х - це ділянка, що має довжину, рівну довжині шахтного поля за простяганням, а висоту від 35-45 до 60-100 м. Знизу й зверху поверх обмежений горизонтальними підготовчими виробками, мережі яких на відповідних рівнях формують так звані поверхові горизонти, які з'єднані із квершлагами, що ведуть до стволів, і по яких здійснюється транспортування й провітрювання. Поверх за довжиною за допомогою вертикальних підготовчих виробок розділяється на очисні блоки (довжина блоку за простяганням коливається від 25 до 100-120 м, звичайно становить 40-60 м). Очисний блок - це така найменша ділянка шахтного поля, де завершується увесь комплекс підготовчих, нарізних і очисних робіт і для відпрацьовування якого застосовується у повному комплексі та або інша система розробки.

Панель - це як би горизонтальний аналог поняття «поверх». Панелі виходять у результаті розподілу горизонтального або пологого покладу системою взаємно перпендикулярних горизонтальних підготовчих виробок. Ширина панелі коливається від 50 до 150-200 м, а довжина в кілька разів більше ширини.

При підготовці вугільних родовищ їх розділяють також на горизонти, поверхи, панелі й інші частини, але назви цих частин, їх розміри й ряд інших ознак відмінні від прийнятих у практиці роботи рудників (рис. 1.3).

Якщо вертикальна поділяюча площина проходить через головну розкривну виробку, то шахтне поле розділяється на дві частини - крила, звичайно позначувані частинами світу (західне, східне). Крила шахтного поля мають приблизно однакові розміри, хоча при складному рельєфі можуть бути й виключення.

При поділі шахтного поля на частини горизонтальними площинами, утворюються витягнуті за простяганням ділянки, обмежені за повстанням й падінням відповідною границею шахтного поля й поділяючою площиною або двома поділяючими площинами (при двох і більше горизонтальних січних площинах), а за простяганням - бічними границями шахтного поля. Укладена між горизонтальними поділяючими площинами частина шахтного поля, що відпрацьовується на один приствольний двір, називається виїмковим горизонтом.

Як випливає з визначення, розмір виїмкового горизонту за простяганням збігається з відповідним розміром шахтного поля, а розмір горизонту за падінням змінюється від 100-120 м на крутих пластах до 2-3 км при пологому заляганні. У шахтному полі в умовах пологих пластів звичайно є 1-3, на крутому падінні - до 10-12 виїмкових горизонтів. При розробці пологих пластів у випадку, якщо поділяюча горизонтальна поверхня проходить через відмітку приствольного двору, виїмковий горизонт розділяється на бремсбергову й похилову частини, розташовані відповідно вище й нижче поділяючої поверхні.

Розміри бремсбергової і похилової частин звичайно не перевищують 1200-1500 м.

Виїмкові горизонти в межах шахтного поля можуть мати неоднакові розміри за падінням. Якщо в шахтному полі передбачається тільки один приствольний двір, через який видаються усі запаси шахтного поля, то можна вважати, що є тільки один виїмковий горизонт, рівний за геометричними розмірами і запасами шахтному полю. У цьому випадку бремсбергова й похилова частини горизонту є одночасно бремсберговою і похиловою частинами шахтного поля. Кожний з горизонтів залежно від геологічних, технічних і економічних факторів додатково ділиться на ще більш дрібні частини: поверхи, панелі, стовпи за падінням пласта.

При поділі горизонту на поверхи він розбивається на ділянки, витягнуті за простяганням, шляхом проведення поверхових штреків (див. рис. 1.3, б). Розмір поверху за простяганням збігається з розмірами горизонту й дорівнює розміру шахтного поля за простяганням. Похила висота поверху, тобто найкоротша відстань між найближчими поверховими штреками, становить на пологих пластах 200-450 м, на крутопохилих - 145-155 м, на крутих 125-135 м.

При пологому падінні горизонти можуть розбиватися також на панелі й стовпи (див. рис. 1.3, в, г). На панелі й стовпи розділяють бремсбергову й похилову частини горизонту, загальною границею яких є головні штреки.

Панель можна визначити, як частину шахтного поля, обмежену за падінням або повстанню однією із границь горизонту й головним штреком, а за простяганням - границями сусідніх панелей (або границею сусідньої панелі й однієї із границь шахтного поля за простяганням). Розмір панелі за простяганням  $S_n = 1500 \dots 3000$  м, за падінням  $h_n = 700 \dots 1500$  м, тобто збігається з похилою висотою бремсбергової або похилової частини. Оскільки панелі мають значні розміри як за простяганням, так і за падінням, для зручності розробки вони розділяються додатково на яруси - своєрідні поверхи в межах панелі. Розмір ярусу за простяганням збігається з аналогічним розміром панелі, а розмір ярусу за падінням аналогічний наведеним вище розмірам поверху на пологих пластах.

Яруси розділяють друг від друга ярусними штреками й так само, як поверхи, відпрацьовують у низхідному порядку. Порядок відпрацьовування панелей: у

бремсберговому полі - у напрямку від центру до границь шахтного поля, в похилому полі- від границь шахтного поля до центру.

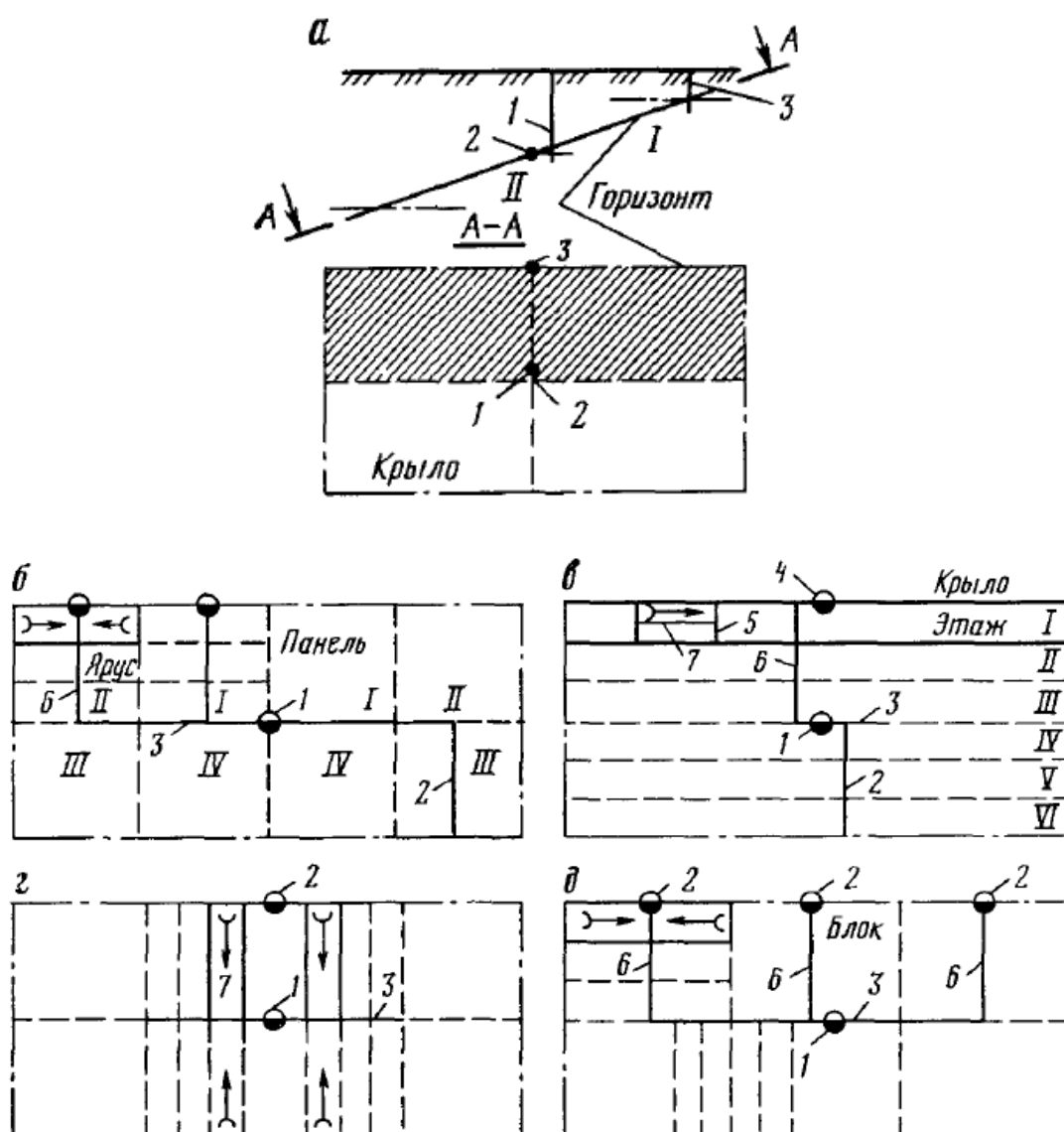


Рис. 1.3. Схеми розподілу шахтного поля:

*a* - крила й горизонти [1 - ствол , 2 – головний відкаточний штрек, 3 - шурф; I – бремсберговий горизонт (ступінь), II - похиловий горизонт (ступінь)], *б* - поверхи, *в* - панелі, *г* - виїмкові стовпи, *д* – комбіновані частини (1 - головний ствол , 2 - похил, 3 - головний відкаточний штрек, 4 - вентиляційний ствол , 5 – виїмкове поле, 6 - бремсберг, 7 - виїмковий стовп; I-VI - послідовність відпрацьовування поверхів і панелей)



При поділі горизонту на стовпи бремсбергове або похилове поле на всю висоту розмежовують похилими виробками на витягнуті за падінням ділянки з розмірами за простяганням, що звичайно не перевищують 200-300 м.

У межах поверху, ярусу або стовпа розміщують звичайно 1-2 очисні вибої (лави), у яких і ведуть видобуток корисної копалини

П і д г о т о в ч и м и в и р о б к а м и , за допомогою яких здійснюють підготовку горизонтів, є штреки, орти, виробки, що повстають, гезенки, рудоспуски, похилі з'їзди, бремсберги, похили й хідники. Жодна з підготовчих виробок не має безпосереднього виходу на поверхню землі.

Ш т р е к - це горизонтальна гірнична виробка, пройдена за простяганням або паралельно при крутих і похилих покладах і в будь-якому напрямку при горизонтальних покладах. Штрек служить для транспортування вантажів, пересування людей, вентиляції. Штреки, проведені по руді, називають рудними, по вугільному пласту - пластовими, а по породах, що вміщують, - польовими.

О р т - горизонтальна гірнична виробка, пройдена по руді (вугіллю) вхрест простягання покладау (див. рис. 1.2). Якщо орт з'єднується з польовим штреком, то частина його може йти по породах. Поняття «орт» має сенс тільки в крутих і похилих покладах, тому що в горизонтальних покладах простягання просто не існує, і в цих умовах горизонтальну виробку будь-якого напрямку називають штреком.

Форма й розміри поперечного перерізу штреків і ортів відповідають зазначеним вище для штолень.

В и р о б к а , щ о п о в с т а є - вертикальна або похила виробка, що має вихід на один або обидва поверхових горизонти, проведена по повстанню рудного покладау, що служить для спуска руди, доставки матеріалів і устаткування, переміщення людей, провітрювання, подачі енергії й води, а також для розвідницьких цілей. На відміну від сліпого ствола виробкою, що повстає, ніколи не піднімають руду. Такі виробки бувають квадратного, рідше круглого перетину, площею поперечного перерізу від 0,6-1 до 7-8 м<sup>2</sup>, звичайно 3-5 м<sup>2</sup>. Вони можуть мати одне, два й три відділення, причому одне сходове. Виробка, аналогічна

виробці, що повстає, за призначенням та параметрами, у вугільній промисловості називається гезенком.

Крутопохила виробка, що повстає, і призначена для самопливного перепуску руди і має одне відділення, називається р у д о с п у с к о м , а для перепуску вугілля – с к а т о м . Кут нахилу рудоспуску звичайно перевищує 55-60°. Рудоспуски бувають блоковими (що відносяться до одного блоку) і дільничними (один на кілька очисних блоків). Глибина рудоспуску звичайно не перевищує висоти поверху, тобто 50-80 м. Глибокі рудоспуски бувають довжиною по 150-300 м і більше і мають у нижній частині свого перетину значне розширення - камеру, що акумулює, яка завжди підтримується заповненою рудою.

Підготовчі виробки з кутом нахилу до горизонту менше 40-45° прийнято називати по-різному: на рудниках це, похилі виробки, що повстають або похилі з'їзди (заїзди), а на вугільних шахтах - бремсберги, похилі й хідники.

П о х и л и й з ' ї з д ( з а ї з д ) призначений для заїзду бурового, доставочного й іншого самохідного устаткування на підповерхові горизонти, розташовані на різних за висотою рівнях між поверховими горизонтами, що з'єднуються їм. Звичайно кожний з'їзд обслуговує виїмкову ділянку поверху довжиною за простяганням від 250 до 500 м, що складається з 5-8 очисних блоків.

При розробці пологих вугільних пластів у межах горизонту проводять протяжні похилі виробки - бремсберги й похилі, призначені для транспортування корисної копалини за допомогою механічних пристроїв, і паралельні їм хідники, призначення яких - транспортування породи, матеріалів, устаткування, пересування людей. Відмінність бремсберга від похилу полягає в тому, що по бремсбергові вугілля спускають до головного штреку, а по похилу- піднімають до тієї ж відмітки.

Для вентиляції й інших цілей похилі виробки вугільних шахт збивають між собою горизонтальними виробками допоміжного призначення - просіками. Вони можуть бути досить протяжними, наприклад, при проведенні їх паралельно поверховим або ярусним штрекам, але мають меншу площу поперечного перерізу.

Як вказувалося вище, на рудниках крім підготовки горизонтів проводять і підготовку (нарізку) кожного окремого очисного блоку. Вона містить у собі проведення усередині виділеного в ході підготовки горизонту очисного блоку так званих нарізних виробок, необхідних для початку очисного виймання - масового видобутку руди.

До нарізних виробок рудника відносяться підповерхові, відрізні, підсічні, випускні й доставочні виробки, а також внутрішньблокові рудоспуски, різні сполучні й допоміжні виробки.

Підповерхові виробки (штреки або орти) призначені для буріння свердловин (шпурів), а нерідко й для доставки (переміщення) руди підповерхами до рудоспусків, що ведуть на поверховий горизонт. Підповерхові виробки пов'язані з іншими виробками через виробки, що повстають, або похилі заїзди.

Відрізні виробки – це виробки, що повстають, розширювані у вертикальну або похилу відрізну щілину на усю потужність рудного тіла (ширину очисного простору) з метою створення оголеної площини для наступної відбійки руди на цю площину.

Підсічні виробки - це штреки або орти, розширювані в горизонтальну підсічну щілину на всю потужність рудного тіла (ширину очисного простору) з метою відділення відбиваного масиву руди від основи блоку, у якому розташовані рудовипускні виробки, а також створення додаткової оголеної площини.

Випускні й доставочні виробки складаються з випускних вивр і траншей, по яких відбита руда самопливом надходить у доставочні штреки або орти, у блокові й внутрішньблокові рудоспуски або прямо на поверховий відкаточний горизонт. Призначення випускних і доставочних виробок - «зібрати» відбиту руду з усієї горизонтальної площі очисного блоку в найменше число пунктів навантаження в транспортні засоби. У цих виробках контролюється якість відбійки (кусковатість рудної маси) і при необхідності проводиться вторинне дроблення негабаритних шматків руди.

Сполучні й допоміжні виробки - це короткі гірничі виробки (довжиною від 5 до 15-20 м), до яких відносяться збійки й хідники, що з'єднують між собою всі інші підземні гірничі виробки, а також ніші (розширення) і невеликі камери для встановлення гірничого устаткування (живильників, скреперних лебідок, електророзподільних щитів та ін.).

При описі розробки вугільних родовищ поняттям «нарізні виробки» користуватися не прийняте, хоча, наприклад, розрізна піч є по суті аналогом відрізної виробки (щілини). Розрізна піч - це виробка, що проводиться по вугільному пласту для початку очисних робіт і з'єднує поверхові або ярусні штреки, або при розподілі горизонту на стовпи - похилі виробки, пройдені по границях цих ділянок шахтного поля. У розрізній печі монтують машини й механізми, що забезпечують видобуток вугілля при переміщенні бічної стінки печі (очисного вибою) у заданому напрямку. Тому розрізну піч часто називають ще монтажною камерою.

Таким чином, розрізна піч, або монтажна камера, є початковим положенням, з якого починає рухатися лава - найпоширеніша при відпрацьовуванні вугільних пластів очисна виробка.

При очисному вийманні здійснюється масовий видобуток корисної копалини з очисних виробок.

До очисних гірничих виробок відносять очисні камери, очисні західники й лави. Ці виробки в міру відпрацьовування очисного блоку формують так званий вироблений простір, що утворюється на місці вийнятих балансових запасів.

Очисні камери - це гірничі виробки, що за формою й розмірам наближаються до балансових запасів руди в очисному блоці за винятком втрат руди в цілинах.

Вироблений простір камер буває відкритим, заваленим або закладеним. Відкриті камери підтримуються за рахунок природньої стійкості руди й навколишніх порід і міцності залишених міжкамерних або внутрішньокамерних ціликів. Завалені камери заповнені

обваленими породами, що налягають й опустилися у вироблений простір на місце витягнутої із блоку (випущеної) рудної маси. Закладені камери підтримуються штучно за рахунок заповнення виробленого простору закладним матеріалом (породами або сумішами, що твердіють).

**О ч и с н а з а х о д к а** - це гірнича виробка шириною від 2 до 4-6 м і невеликою довжиною (звичайно до 10-20 м), призначена для очисного виймання руди з вибою, тобто з торця заходки, що проводиться. Очисні заходки можуть бути горизонтальними й похилими (останні називають ще прирізками).

Відробивши паралельно одну, іншу, а потім і впритул кілька очисних заходок, виймають цілий шар руди, що характерно для шарового (пошарового) виймання запасів очисного блоку. Помітимо, що термін «заходка» ширше, чим «очисна заходка». Його використовують іноді стосовно до будь-якої гірничої виробки невеликої довжини. Наприклад, буровими заходками (відкритими й закритими) називають нарізні виробки, з яких оббурюють вертикальні й похилі шари паралельними рядами свердловин.

**Л а в а** - очисна виробка великої довжини (від десятків до сотні метрів і більше), одна рухлива бічна стінка якої (вибій лави) утворена масивом корисної копалини, що підлягає очисному вийманню, а інша граничить із виробленим простором, звичайно заваленим або закладеним. Лава в міру виймання вугілля або руди переміщається паралельно самої собі, і в результаті здійснюється відпрацьовування всього шару (пласта) корисної копалини. Природно, що фронт очисного виймання у пласті при використанні лави набагато більше, чим при вийманні очисними заходками.

Розкриття, підготовка й очисне виймання здійснюються послідовно тільки на початку експлуатації родовища, при будівництві підземного рудника або шахти. Звичайно ж усі три стадії виконуються одночасно, але на різних ділянках родовища. Роботи з розкриття, підготовки й очисного виймання строго взаємозалежні, оскільки для забезпечення ритмічного й стабільного видобутку рудника в міру відпрацьовування певної частини запасів відповідні їм запаси в іншому місці повинні бути нарізані й підготовлені до виймання замість

відпрацьованих, а до моменту закінчення підготовки бідь-якої ділянки повинна бути розкрита нова ділянка, де може бути створений достатній фронт підготовчо-нарізних робіт для робітників, які перейшли на цю ділянку з вже підготовленої.

## ЛЕКЦІЯ № 2. ОСОБЛИВОСТІ ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ВИРОБОК

### *Міцнісні й деформаційні властивості масивів*

Г і р н и ч и й м а с и в - тверде середовище, що володіє певними властивостями: первинною суцільністю при наявності шаруватості, пористості й тріщинуватості; малою рухливістю, що виникає тільки при значних зусиллях; розривом суцільності при зрушеннях; проникністю для газів і рідин. У масиві існують «особливі» точки, лінії, поверхні й об'єми з різкою зміною характеристик порід і параметрів їх властивостей. Властивості масивів визначаються генезисом порід, що їх складають (вивержені, осадові, метаморфічні) і структурою (кристалічні, аморфні, уламкові).

Фізико-механічних властивостей гірських порід і механічних станів породних масивів дуже багато, причому нерідко вони взаємозалежні й взаємозалежні. Тому природне прагнення при рішенні конкретних виробничих і проектних задач гірничої справи користуватися обмеженою кількістю лише основних, так званих г і р н и ч о - т е х н о л о г і ч н и х х а р а к т е р и с т и к , кожна з яких комплексно враховує вплив цілої групи окремих фізико-механічних властивостей і особливостей поведінки гірських порід. До гірничо-технологічних характеристик порід у масиві можна віднести міцність, абразивність, стійкість і тріщинуватість, а до характеристик порід, вугілля й руд, відділених від масиву й роздроблених, - кусковатість і сипучі властивості, включаючи злежуваність. Саме ці узагальнені комплексні характеристики в першу чергу й визначають варіант прийнятої технології гірничих робіт.

Під м і ц н і с т ю породи прийнято розуміти її відносну опірність руйнуванню при добуванні, тобто здатність породи протистояти певним зовнішнім силовим впливам (при бурінні, підриванні, різних проявах гірничого тиску).

Кількісно міцність оцінюється безрозмірним коефіцієнтом  $f$ , який приблизно характеризує відносну опірність породи всім основним видам силових впливів, що

мають місце при видобутку.

Уперше коефіцієнт міцності  $f$  був запропонований проф. М. М. Протодьяконовим майже 110 років тому й дотепер використовується при укрупнених інженерних розрахунках і в практичній діяльності рудників. Приблизно коефіцієнт міцності  $f$  по шкалі проф. М. М. Протодьяконова можна визначити за формулою

$$f \approx \sigma_{сж} / 10, \quad (1.1)$$

де  $\sigma_{сж}$  - межа міцності на стиск, МПа.

У класифікації проф. М. М. Протодьяконова виділено 10 класів гірських порід (зі зміною  $f$  від 0,3 до 20). Багаторічна практика показала, що іноді немає необхідності в такій деталізації, і досить укрупненої класифікації порід за міцністю, у якій виділено чотири категорії порід: м'які ( $f < 4$ ), середньої міцності ( $f = 4 \dots 8$ ), міцні ( $f = 8 \dots 14$ ) і дуже міцні ( $f > 14$ ).

Кам'яне вугілля відноситься до м'яких гірських порід, а руди, як правило, - до порід середньої міцності й міцних (хоча й зустрічаються руди м'які, і досить міцні).

**А б р а з и в н і с т ь** - це здатність гірської породи зношувати контактуючі з нею вузли або деталі гірничих машин у процесі їх роботи. Причому звичайно деталі гірничих машин, які труться о породу зношуються швидше, чим ті деталі, які зазнають ударних навантажень. Абразивність породи в роздробленому стані більш висока, чим у масиві.

Абразивність порід у масиві оцінюється за величиною зменшення маси (мг) стандартного циліндра з вуглецевої сталі при притисканні його до породи з осьовим навантаженням 150 Н и частоті обертання 400 хв<sup>-1</sup> протягом 10 хв. Порівнюючи ступінь стирання цього стрижня різними породами, можна охарактеризувати їхню відносну абразивність.

За ступенем абразивності гірські породи й руди можна розділити на п'ять категорій: неабразивні, відносна абразивність яких  $v = 1$  (кам'яні й калійні солі, марганцеві руди, а також кам'яне вугілля); малоабразивні, що мають  $v = 1,5 \dots 3$  (суцільні сульфідні руди й бурі залізняка); середньоабразивні, що мають  $v = 3 \dots 6$  (кварцово-сульфідні руди й рудні жили); абразивні, що мають  $v = 6 \dots 12$  (рудні



скарни й покварцовані сланці) і високоабразивні, що мають  $v=12\dots20$  і більше (порфірити, діорити, нефелінові сиеніти).

Звичайно чим вище коефіцієнт міцності порід, тем вище ступінь їх абразивності. Виключення становлять корундовмісні породи, наприклад, деякі види бокситів.

**С т і й к і с т ь г і р с ь к и х п о р і д** - здатність масиву порід не руйнуватися й зберігати рівновагу при створенні оголень.

Міцність і стійкість нерідко взаємозалежні: більш міцні породи найчастіше й більш стійкі. Але це буває далеко не завжди. Наприклад, міцний, але сильно тріщинуватий граніт нестійкий, а оголення значних розмірів м'якої й пластичної кам'яної солі можуть тривалий час не мати вивалів і обвалень.

Стойкість руд, вугілля й порід впливає на вибір технології видобутку й способу підтримки очисного простору при вилученні корисної копалини.

Єдиного загальноприйнятого показника, що повністю характеризує стійкість порід у масиві, поки немає. Звичайно при оцінці стійкості користуються величиною або припустимого прольоту незакріпленого оголення (у протяжних гірничих виробках), або площі оголення (у камерних виробках, коли розміри оголення у двох взаємно перпендикулярних вимірах відрізняються не більш ніж в 2-4 рази).

При цьому має значення й тривалість стояння оголення, і відповідне до даної стійкості технологічне рішення з керуванням гірничим тиском. Оскільки й гірничо-геологічні умови, і технологічні рішення на рудниках і вугільних шахтах різні, то й класифікації за стійкістю порід використовуються різні.

При підземній розробці руд масиви порід за стійкістю класифікують у такий спосіб:

- дуже нестійкі - зовсім не допускають незакріплених оголень ні покрівлі, ні боків виробки;
- нестійкі - допускають невеликі ( до  $4-10\text{ м}^2$ ) оголення боків, але зовсім не допускають оголень покрівлі;
- малостійкі – обвалюються при прольоті оголення, що перевищує 3 м, і що

допускають невеликі (до 10-30 м<sup>2</sup>) оголення покрівлі у вибої;

- середньої стійкості – допускають тривалі незакріплені оголення покрівлі, при прольоті, рівному 3 м, і нетривалі оголення при прольоті до 6-8 м або площі 50-150 м<sup>2</sup> (прохідницькі виробки можна не кріпити);
- стійкі – допускають оголення прольотом від 8 до 10-15 м або площею 300-500 м<sup>2</sup>;
- дуже стійкі – допускають оголення тривалий час прольотом більш 10-15 м і площею 800-1000 м<sup>2</sup> і більше.

У вугільній промисловості використовується наступна класифікація масивів за стійкістю оголень:

- нестійкі – не допускають стійких оголень без застосування кріплення і обвалюються відразу ж слідом за посуванням вибою;
- слабостійкі – стійкі у привибійній смузі шириною до 1 м протягом 2-3 год;
- середньо стійкі – стійкі у призабойній смузі шириною до 2 м протягом 1 доби;
- стійкі - володіють тривалою стійкістю у привибійній смузі шириною 5-6 м.

Для вугільних родовищ при оцінці стійкості (або, навпаки, обвалюваності) дуже важливе орієнтування шаруватості порід щодо пласта, а також наявність у породах, що вміщують пласт, таких характерних зон, як неправильна, безпосередня й основна покрівля, безпосередня і основна підшва.

**Н е п р а в и л ь н а п о к р і в л я** - шар порід відносно невеликої потужності (звичайно до 0,5-0,6 м), що залягає безпосередньо над пластом і обвалюється слідом за вийманням, тобто практично не володіє несучою здатністю. **Б е з п о с е р е д н я п о к р і в л я** - один або кілька шарів порід, що залягають безпосередньо над пластом, що не здатні утворювати великих зависань і обвалюються при видаленні кріплення; крок її мимовільного обвалення визначає орієнтовну ширину робочого простору очисного вибою (3-5 м). **О с н о в н а п о к р і в л я** - перший потужний і міцний шар, що залягає над безпосередньою покрівлею, що й має крок мимовільного обвалення, у кілька разів більший кроку обвалення безпосередньої покрівлі (звичайно більше 8- 10 м).

Безпосередньою підшовою називають товщу порід, що залягає безпосередньо під вугільним пластом. Іноді виділяють неправильну підшову, якою вважають слабкі породи, що легко руйнуються, потужністю до 0,3-0,4 м. Наявність неправильної підшови й слабкої безпосередньої підшови впливає на вибір засобів і способів вуглевидобутку. Основна підшова - товща порід, що залягає нижче безпосередньої підшови.

Стійкість і характер обвалення порід в очисному вибої в значній мірі залежать від здатності шарів порід до розшарування. Розшарування йде по прошарках слабких порід, і для цього досить, щоб у міцній породі був хоча б один тонкий (частки міліметра) суцільний прошарків слабкої породи - глинистого, вуглистого, слюдиного матеріалу, рослинних залишків.

Породи, що складають вуглевмісний масив за шаруватістю розділяють на:

- дуже тонкошаруваті (товщина шару  $h < 0,2$  м);
- тонкошаруваті ( $h = 0,2 \dots 1$  м);
- середньо шаруваті ( $h = 1 \dots 3$  м);
- крупно шаруваті ( $h = 3 \dots 10$  м);
- дуже крупно шаруваті ( $h > 10$  м).

Тріщинуватість - сукупність тріщин різних розмірів і різного походження, які структурно розділяють масив порід на окремі частини або блоки, більш-менш монолітні. Тріщина - це розрив суцільності масиву гірської породи, у площині якого є й не порушені ділянки, так що по тріщинах має місце певне зчеплення або зачеплення.

Тріщини бувають порожні й заповнені водою, дрібним незв'язним роздробленим, іноді монолітним цементованим матеріалом, що має властивості, що відрізняються від властивостей оточуючих тріщину порід. За походженням тріщини в масиві розділяються на: ендегенні, що є результатом усадки речовини й розриву його суцільності в процесі діагенезу; екзогенні, що утворюються в результаті порушення природнього рівноважного стану масиву на більш пізніх стадіях його складання в результаті впливу тектонічних процесів, і тріщини від гірського тиску, обумовлені виконанням технологічних процесів з видобування

корисної копалини.

У вугільній промисловості тріщини із шириною розкриття менше  $5 \cdot 10^{-5}$  м прийнято називати волосяними, від  $5 \cdot 10^{-5}$  до  $2 \cdot 10^{-3}$  м - дуже тонкими, від  $2 \cdot 10^{-3}$  до  $10^{-2}$  м - міліметровими, від  $10^{-2}$  до  $10^{-1}$  м - сантиметровими й від 0,1 до 1 м - дециметровими.

Залежно від ступеня тріщинуватості розрізняють наступні вугленосні породи:

- нетріщинуваті;
- слабо тріщинуваті - з однієї системою тріщин при відстані між ними більш 1 м;
- середньо тріщинуваті - із двома системами взаємно пересічних тріщин при відстані між тріщинами більш 1 м;
- сильно тріщинуваті - з декількома системами взаємно пересічних тріщин при середній частоті розташування тріщин до 0,5 м;
- дуже сильно тріщинуваті - з декількома системами тріщин, розташованих на відстані менш 0,2 м.

На рудниках тріщинуватість найчастіше оцінюють за показником питомої тріщинуватості  $N$  - числом тріщин, що припадають на 1 м довжини. Питому тріщинуватість вимірюють за допомогою спеціального приладу, який вводиться в шпур на глибину до 5 м, що й дозволяє оглядати й фіксувати стан, розміри й положення кожної тріщини на стінках шпуру.

Викликане тріщинуватістю зниження міцності руди або породи в масиві, що вміщає, оцінюють коефіцієнтом структурного ослаблення  $\lambda$ , рівним відношенню зчеплення окремого шматка руди (породи) при відриві від масиву до зчеплення її в зразку (шматку). Зчеплення по тріщинах і тектонічним порушенням у вивержених і метаморфічних породах, а також по контактах шарів осадових порід звичайно становить 0,05-0,1 МПа. Зачеплення ж окремоостей, утворених тріщинами й ослабленнями, через нерівності й зміну напрямку останніх може бути й більш значним.

Руди й породи за ступенем тріщинуватості класифікують у такий спосіб.

- надзвичайно тріщинуваті ( $N > 10$ ;  $\lambda = 0,01 \dots 0,065$ );
- сильно тріщинуваті ( $N = 2 \dots 10$ ;  $\lambda = 0,05 \dots 0,15$ );

- середнє тріщинуваті ( $N = 1 \dots 2$ ;  $\lambda = 0,15 \dots 0,5$ );
- мало тріщинуваті ( $N = 0,65 \dots 1$ ;  $\lambda = 0,5 \dots 0,9$ );
- монолітні ( $N = 0,65$ ;  $\lambda = 0,8 \dots 0,98$ ).

Тріщинуватість гірських порід впливає на їхню стійкість і міцність при підриванні, дробленні й бурінні.

### ***Властивості корисних копалин і порід у роздробленому стані***

Відбита руда, вугілля або роздроблена порода являють собою суміш порізногому взаємодіючих і взаємозалежних твердих часток, і шматків різних розмірів і форми, у цілому оцінювану такими комплексними характеристиками суміші, як кусковатість і сипкість гірничої маси.

**К у с к о в а т і с т ь** суміші характеризує якість дроблення руди при відбійці з погляду розподілу крупності шматків у суміші.

Крупність окремого шматка оцінюється звичайно **с е р е д н і м д і а м е т р о м** шматка  $d$ , а форма шматка - безрозмірним співвідношенням його довжини, ширини й висоти.

$$d = (a + b + c) / 3, \quad (1.2)$$

де  $a$ ,  $b$ ,  $c$  - відповідно довжина, ширина й висота шматка, обмірювані по трьом взаємно перпендикулярним напрямкам, мм.

При підривній відбійці руд форма шматків найчастіше відповідає співвідношенню  $a:b:c = 1,5:1:0,7$ .

Найбільш повно охарактеризувати кусковатість відбитої руди можна **г р а н у л о м е т р и ч н и м с к л а д о м**, тобто виходом або процентним вмістом (за масою) шматків різних розмірів або фракцій крупності. Гранулометричний склад представляють або у вигляді таблиць із даними про виходи фракцій різної крупності, або у вигляді графіків (кривих гранскладу), де по осях відкладають вищезгадані дані.

Для більш грубої оцінки кусковатості введено поняття діаметра середнього шматка руд у суміші:

$$D = \frac{\sum_{i=1}^N D_i \cdot \gamma_i}{\sum_{i=1}^N \gamma_i}, \quad (1.3)$$

де  $D = (d_{min} + d_{max}) / 2$  - діаметр середнього шматка руди в  $i$ -й фракції крупності,  $d_{min}$  і  $d_{max}$  - відповідно мінімальний і максимальний діаметри шматків в  $i$ -й фракції, мм,  $\gamma_i$  - вихід шматків в  $i$ -й фракції, %, або маса руди в  $i$ -й фракції, т.

Повну оцінку кусковатості відбитої руди за допомогою таких показників, як гранулометричний склад або діаметр середнього шматка руди в суміші (через значну трудомісткість виміру цих показників), роблять лише при виконанні науково-дослідницьких робіт.

Звичайно ж на практиці кусковатість відбитої руди укрупнено оцінюють виходом негабариту - процентним вмістом у загальній масі шматків руди, що перевищують так звані кондиційні розміри. У свою чергу кондиційний (габаритний) розмір шматка руди - це максимально припустимий розмір шматка, на який розраховані пропускні виробки, навантажувальні й транспортні засоби й інше устаткування, передбачене схемою рудопотоків від вибоїв до поверхні. Тим самим негабаритними називають шматки, розмір яких перевищує кондиційний і які тому повинні зазнати вторинного дроблення в місцях утворення, на горизонтах доставки, при перепуску й у підземних дробарках.

Сипучі властивості відбитої руди й обвалених порід також впливають на вибір технології й параметри гірничих робіт, особливо при самопливному випуску руди з очисного простору.

Відбита руда найбільше відповідає так званим складно-сипучим середовищам, у яких взаємодія сусідніх часток і шматків руди, що рухаються в процесі випуску, обумовлюється не тільки силами внутрішнього тертя, але також і силами зчеплення (молекулярними зв'язками на контактах між частками), і силами зачеплення одних шматків з іншими. Якщо суттєво переважають сили тертя, то таку відбиту руду називають сипучою, нормально розпушеною. Якщо ж переважають сили зачеплення й особливо зчеплення, то таку руду можна назвати ущільненою або, що злежується.

Сипучі властивості гірничої маси залежать від ступеня ущільнення роздробленого матеріалу (його коефіцієнта розпушення), змісту дрібних пилюватих (менш 0,05 мм) і глинистих (менш 0,005 мм) часток, які суттєво впливають на сили зчеплення, від міцності кожного окремого шматка, змісту вологи.

К о е ф і ц і є н т р о з п у ш е н н я  $k_p$  гірничої маси - це відношення об'єму руди в розпушеному стані до того об'єму, який вона займала в масиві. Коефіцієнт розпушення згодом (під дією сили гравітації) або під дією зовнішніх сил (гірничого тиску, сусідніх вибухів, вібрацій) змінюється; відбувається поступове ущільнення й усадка відбитої руди й обвалених порід. Різниця між первісним і залишковим (згодом) коефіцієнтом розпушення досягає 25 %, іноді й більше.

С л е ж и в а е м о с т ь - це здатність гірничої маси переходити згодом із сипучого у зв'язний, більш-менш монолітний стан.

Для укрупненої оцінки в практичній діяльності рудника можна скористатися пропонованою класифікацією відбитої руди за сипкістю:

- сипучі (розпушені);  $k_p = 1,4 \dots 1,65$ ; пилюватих і глинистих часток немає;
- складно-сипучі (помірковано ущільнені);  $k_p = 1,25 \dots 1,4$ ; зміст дріб'язку до 5-15 %;
- що злежуються (ущільнені);  $k_p = 1,15 \dots 1,25$ ; зміст дріб'язку 15-25 %;
- що сильно злежуються (переущільнені);  $k_p = 1,10 \dots 1,15$ ; дріб'язку більше 25 %; вологи від 5 до 20 %.

### ***Закономірності поведінки порід у масиві, що оточує протяжну виробку.***

При відсутності геологічних порушень напружений стан масиву спричиняється силою ваги вище лежачої товщі порід і характеризується компонентами напружень  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$ ,  $\sigma_z$  по трьом взаємно перпендикулярним площадкам, причому вертикальна складова напружень перевищує горизонтальні

$$\left. \begin{aligned} \sigma_z &= \gamma H, \\ \sigma_x = \sigma_y &= \frac{\nu}{1-\nu} \sigma_z = \frac{\nu}{1-\nu} \gamma H = \lambda \gamma H, \end{aligned} \right\} \quad (16)$$

де  $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$  - напруження по напрямках осей координат  $x, y, z$ , Па;

$\gamma$  - питома вага порід, Н/м<sup>3</sup>;

$H$  - глибина, м;

$\nu$  - коефіцієнт Пуассона ( $\nu=0\dots0,5$ );

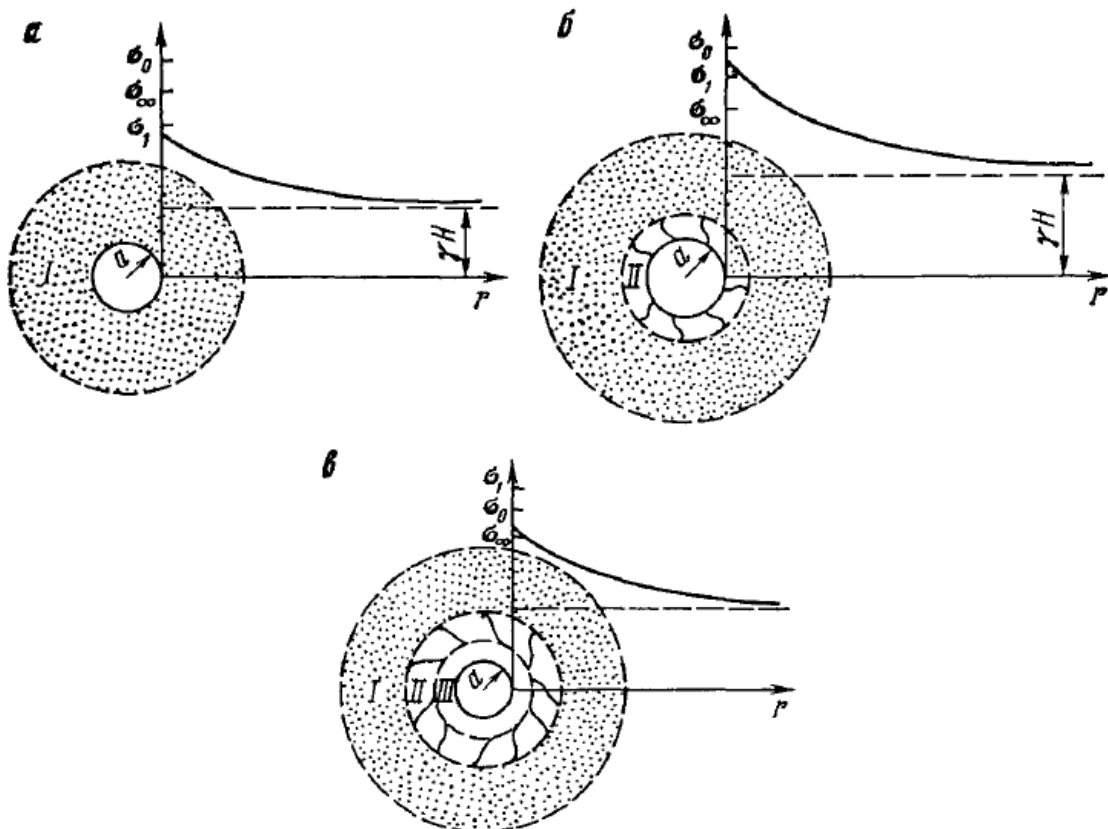
$\lambda$  - коефіцієнт бічного розпору ( $\lambda=0\dots1$ ).

У тих місцях, де продовжують діяти тектонічні напруження, викликані геологічними процесами, горизонтальні компоненти напружень у масиві порід можуть перевищувати вертикальні, а значення  $\lambda$  сягати 1,5-2 і більше.

Можливі три співвідношення міцності порід і максимальних напружень на контурі круглої виробки (за проф. І. Л. Черняком):

При проведенні гірничої виробки (створенні в масиві площин оголень) відбуваються зміни напруженого стану порід у порівнянні зі станом їх у масиві, тобто перерозподіл напружень і концентрація їх на окремих ділянках.

Гірські породи навколо виробки деформуються, при цьому величини й характер деформації визначаються співвідношенням міцності породи й діючих напружень.





*Рис. 1.4.* Характер деформування масиву навколо круглої виробки при різних співвідношеннях напружень і міцності породи:

I - зона пружно-в'язких деформацій; II - зона тривалого руйнування; III - зона умовно-миттєвого руйнування

I. Максимальні напруження на контурі виробки  $\sigma_I$  менше межі тривалої міцності  $\sigma_\infty$  яка у свою чергу завжди менше межі миттєвої міцності породи  $\sigma_0$ , тобто  $\sigma_I < \sigma_\infty < \sigma_0$ .

При такому співвідношенні будуть проявлятися деформації пружності й повзучості, причому останні поширюються в глиб масиву на обмежену відстань. Навколо виробки утворюється зона пружно-в'язких деформацій (рис. 1.4, а). Процес утворення зазначеної зони й зміщень контуру виробки загасає з часом. Масив порід, що оточують виробку, деформується без розриву суцільності.

II.  $\sigma_0 > \sigma_I > \sigma_\infty$  (рис. 1.4, б).

В області непружних деформацій утворюються дві зони: пружно-в'язких деформацій і тривалого руйнування порід. Зона пружно-в'язких деформацій виникає на деякій відстані від контуру виробки. Деформації порід у цій зоні протікають у часі без порушення суцільності масиву. Загасання в глиб масиву переміщень відбувається монотонно. Поблизу контуру виробки утворюється зона тривалого руйнування порід, що є наслідком пружно-в'язких-пластичних деформацій. Якщо в зоні пружно-в'язких деформацій зміщення порід відбувається внаслідок деформацій пружності й повзучості, то в зоні тривалого руйнування до них додаються зсуви, викликані пластичним плином і збільшенням об'єму порід при руйнуванні.

Деформування масиву порід має загасаючий у часі характер, але може тривати довгий час.

III.  $\sigma_I > \sigma_0 > \sigma_\infty$  (рис. 1.4, в).

В області непружних деформацій утворюються три зони: пружно-в'язких деформацій, тривалого і умовно-миттєвого руйнування порід.

Поблизу контуру виробки породи руйнуються вслід за її проведенням. При цьому утворюються розриви, тріщини й значно збільшується об'єм порід.

Швидкість зсуву контуру виробки змінюється з часом стрибкоподібно, а процес деформування триває довгий час.

У зонах тривалого й умовно-миттєвого руйнування порід нормальні й дотичні напруження зменшуються, і у контурі незакріпленої виробки вони теоретично дорівнюють нулю. З віддаленням у глиб масиву порід напруження збільшуються й на деякій відстані від контуру перевищують напруження, що мали місце у масиві до проведення виробки. У випадку, якщо виробка має не круглу, а іншу форму поперечного перерізу, необхідно враховувати вплив додаткових напружень, що концентруються в кутах виробки, і форма вищевказаних зон змінюється, хоча загальна картина деформування масиву залишається незмінною.

### ***Напружено-деформований стан масиву порід у довгих очисних вибоях.***

При веденні очисних робіт у довгих вибоях (лавах) породи підосви й покрівлі оголюються на великій площі, деформуючись у бік виробленого простору. Породи підосви прагнуть до пружного відновлення, а породи покрівлі, зазнаючи дію власної ваги, розшаровуються, прогинаються, обвалюються у вироблений простір, розбиваються тріщинами.

Підроблювані після виїмки корисної копалини породи втрачають опору. Одна частина ваги цих порід передається на підосву виробки, а інша - на крайові частини масиву навколо очисної виробки, створюючи опорний тиск. Опорний тиск впливає не тільки на поклад корисної копалини, але й на частину порід, що вміщують її, зменшуючись у міру збільшення відстані від покладу у бік покрівлі й підосви (рис. 1.5).

Якщо напруження в зоні опорного тиску перевищують несучу здатність пласта, то відбувається руйнування його крайової частини й максимум опорного тиску переміщається в глиб масиву. Бічні породи, зближаючись, «затискають» зруйнований пласт і створюють перешкоду його подальшому руйнуванню й переміщенню у бік виробленого простору. При цьому несуча здатність крайової частини пласта збільшується й досягається новий рівноважний стан.

Для вугільних родовищ помітний вплив опорного тиску поперед очисного

вибою (лави) позначається в інтервалі від 20 до 90-100 м. Положення максимуму концентрації напружень стосовно лінії очисного вибою коливається звичайно від трьох до п'яти-шести потужностей пласта.

Крім зони опорного тиску попереду очисної виробки (передньої зони) розрізняють також зони опорного тиску у виробленому просторі (задня зона) і у його границь (бічний опорний тиск).

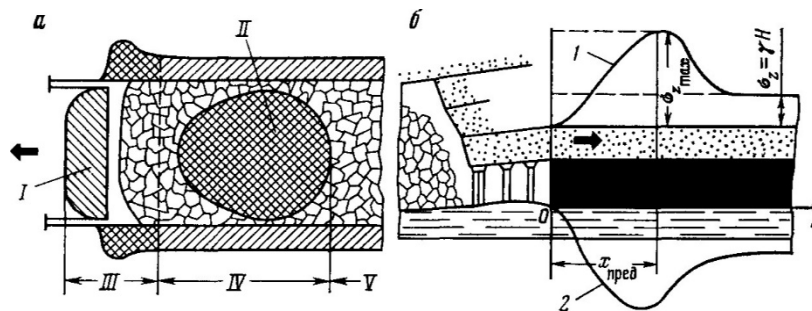


Рис. 1.5. Схеми розподілу опорного тиску:

а - у площині ппста (за А. А Борисовим ) (I - передня зона опорного тиску; II - задня зона опорного тиску, III - зона динамічного опорного тиску; IV - зона загасання динамічного опорного тиску, V - зона статичного опорного тиску); б - у середньому перетині лави попереду очисного вибою (1 - у покрівлі пласта, 2 - у підосві пласта)  $x_{пред}$  - відстань від вибою до зони максимальних вертикальних

напружень  $\sigma_{zmax}$

Поряд із зоною опорного тиску, що характеризується підвищеними у порівнянні з первісними напруженнями, при очисному вилученні утворюється й зона розвантаження, напруження в якій нижче первісних.

При переміщенні очисного вибою породи, що раніше зазнавали дії опорного тиску, так само зазнають розвантаження: відбувається розширення їх за нормалю до нашарування й стиск у напрямку нашарування. Надроблювані й підроблювані породи зазнають при цьому повторного стиску.

*Динамічні явища на підземних гірничих підприємствах.*

Схильність вугільних пластів і рудних тіл до динамічних явищ суттєво впливає на вибір технологічних рішень при розкритті, підготовці й розробці. Відмінна риса динамічних явищ - швидкоплинність руйнування частини масиву під впливом сил гірського тиску. Під гірським тиском розуміються сили, що виникають у масиві порід навколо виробки. Ці сили залежать від характеру зрушення масиву, власної ваги порід, тектонічних сил та ін.

Розрізняють два типи динамічних явищ: гірничі удари й раптові викиди вугілля (руди), порід і газу.

Гірничі удари являють собою раптове тендітне руйнування вугілля, руди або порід, що вміщують, супроводжується вивільненням і перерозподілом потенційної енергії пружних деформацій гірського масиву. Для виникнення гірничого удару необхідно, щоб швидкість зміни напруженого стану ударонебезпечної ділянки перевищувала швидкість релаксації напружень у ній.

Залежно від інтенсивності прояву гірничі удари підрозділяються на стріляння, поштовхи, мікроудари й власно гірничі удари. Найнебезпечніші останні, що представляють собою руйнування масиву, що швидко протікає, з викидом значної кількості роздробленої гірничої маси в гірничі виробки і їх сильним ушкодженням. Гірничі удари супроводжуються різким звуком, утворенням великої кількості пилу, повітряною хвилею й струсом масиву в радіусі від сотень метрів до десятків кілометрів від місця удару.

При розробці вугільних родовищ гірничі удари відбуваються в різних місцях: у суцільних ціликах; у ціликах, прорізаних виробками; у ціликах, відділених від масиву виробками; у крайовій частині вугільного масиву; у виробках, пройдених у вугільному масиві; у виробках з руйнуванням подошви й покрівлі пласта; у виробках, пройдених по породі (польових виробках).

У СРСР гірничі удари вперше були відзначені в 1944 р. на шахтах Кізеловського вугільного басейну. У цей час вони проявляються у Кузбасі, Донбасі, на Сучанському, Шурабському, Воркутському, Ткибульському і Кизил-Кійському родовищах вугілля. Мають місце гірничі удари й при розробці Північноуральського, Криворізького, Таштагольського, Коунрадського й інших

рудних родовищ.

Раптові викиди вугілля й газу, солі й газу, викиди піщаників і газу в результаті підричних робіт - складні газодинамічні явища, що характеризуються швидким (протягом секунд) руйнуванням крайової частини масиву з виносом у виробку роздробленого вугілля, солі або піщанику (до декількох тисяч тонн) і великої кількості газу (на вугільних родовищах України - метану, за кордоном - метану або вуглекислого газу, на соляних родовищах - вуглекислого газу) з утворенням характерної порожнини. Найбільш часто раптові викиди відбуваються в місцях геологічних порушень.

Поряд із чисто механічними руйнуваннями виробок, устаткування та ін., небезпека викидів збільшується виділенням у виробки великої кількості газу, що приводить до миттєвого зниження вмісту кисню в атмосфері виробки. Потужна повітряна хвиля часто порушує вентиляцію, «перекидає» струмінь повітря, що надходить до виробки.

Попереджувальні ознаки викидів виражені нечітко. Раптові викиди вугілля й газу відбуваються у всіх вуглевидобувних країнах світу, за винятком США.

На шахтах і рудниках використовуються методи прогнозу ударо- і викидонебезпечності й спеціальні заходи щодо їхнього запобігання. В основу цих заходів покладені способи, спрямовані на розвантаження крайової частини масиву, зниження газоносності, збільшення проникності й газовіддачі масиву, а також організація спеціальних спостережень, призначених для прогнозування гірничих ударів.

## ЛЕКЦІЯ № 3. РУДНИКОВА АТМОСФЕРА ТА ВИМОГИ ДО ПРОВІТРЮВАННЯ

### *Газонасиченість і обводненість масиву*

У порах і тріщинах вугільних пластів, а також у солях, деяких рудах й породах, що вміщують, містяться гази, що утворюються на різних етапах їх формування й зміни.

Найбільше небезпечно по своїх наслідках наявність газів у вугільних пластах. До складу цих газів входять метан  $\text{CH}_4$  (93-96 %), вуглекислий газ  $\text{CO}_2$  (0,1-1,1 %), азот  $\text{N}_2$  (3,5- 5,5 %), в окремих випадках сірководень  $\text{H}_2\text{S}$ , водень  $\text{H}_2$ , важкі вуглеводні етан  $\text{C}_2\text{H}_6$  і пропан  $\text{C}_3\text{H}_8$ , гелій  $\text{He}$ . Значну небезпеку представляє й радіоактивний газ радон  $\text{Rn}$ , що зустрічається на уранових рудниках.

Метан є продуктом метаморфізму вугілля, у зв'язку із чим газонасиченість вугілля зростає в міру збільшення ступеня його метаморфізму. Природна газонасиченість вугілля міняється в широких межах - від «слідів» газів до 35-40  $\text{m}^3$  на 1 т горючої маси, звичайно 10-20  $\text{m}^3/\text{т}$ .

Вугілля являє собою пористе тіло з великим об'ємом порожнеч у вигляді пор і тріщин. Наявність у вугіллі великої кількості ультра- і мікропор (діаметром до  $10^{-8}$  м) і перехідних пор ( від  $10^{-3}$  до  $10^{-7}$  м) поряд з макропорами ( від  $10^{-7}$  до  $10^{-6}$  м) і субмакропорами (від  $10^{-6}$  до  $10^{-4}$  м) обумовлює їхню величезну питому поверхню, яка складає в середньому 200  $\text{m}^2/\text{г}$ . Складні структура й хімічний склад вугілля визначають його високі сорбційні властивості, фільтраційну здатність і форми вмісту газів в масиві вугілля.

Метан утримується у вугіллі в сорбованому (зв'язаному) виді в ультра- і мікропорах і у вигляді вільного газу, що утримується в порах і тріщинах розміром  $10^{-4}$  м і більше.

Кількість сорбованого вугіллям газу ( $\text{m}^3/\text{т}$ ) визначається за рівнянням Ленгмюра:

$$x = \frac{abp}{1 + bp}, \quad (1.4)$$

де  $a$ ,  $b$  - константи сорбції;  $p$  - тиск газу.

З підвищенням тиску газу росте й кількість сорбованого метану, однак швидкість наростання сорбції має загасаючий характер і при тиску 5-6 МПа практично дорівнює нулю.

При зниженні тиску газу частина метану переходить у вільний стан (десорбується), а кількість сорбованого газу відповідає новому тиску, що встановився. У масиві такий процес іде повільно й значно прискорюється при руйнуванні вугілля.

Вільний газ підкоряється законам реального газу. Його кількість ( $\text{м}^3/\text{т}$ ) визначається за формулою

$$V_2 = pPII / (kT_0), \quad (1.5)$$

де  $T$  - абсолютна температура газу, К;  $T_0$  - абсолютна температура ( $T_0=273$  К);  $PI$  -

Пористість вугілля,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;  $k$  - коефіцієнт стискальності газу.

При веденні гірничих робіт масив навколо виробки руйнується або розвантажується, що приводить до падіння тиску газу і його виділенню у виробку. Газовиділення у шахтах відбувається зі зруйнованого вугілля, стінок виробок, а також з підроблюваних і надроблюваних зближених вугільних пластів і пропластків, зв'язаних тріщинами з робочим пластом. Частка зближених пластів у загальному газовому балансі виробки сягає 60-80 % .

Слід відзначити, що починаючи із глибини 600-700 м метан містять не тільки вугільні пласти, але й піщаники. Метан у піщаниках перебуває тільки у вільному стані. Хоча газоносність піщаників невелика (до 1-2  $\text{м}^3/\text{т}$ ), але на глибині 40-60 м вони є досить значними газовими колекторами.

Найбільша небезпека метану полягає у тому, що суміш повітря з 5-16 % метану є вибуховою.

Розрізняють абсолютну  $I$  і відносну  $q$  газовість виробок. Під абсолютною газовістю розуміється кількість метану, що виділяється в гірничу виробку в одиницю часу. Відотною газовістю називається кількість метану ( $\text{м}^3/\text{т}$ ), що виділяється у гірничі виробки протягом доби й віднесене до 1 т добового видобутку. Газові шахти (шахти, у яких хоча б в одній виробці виявлений метан) залежно від величини  $q$  і

виду виділення метану розділяються на п'ять категорій (табл. 1.1).

Таблиця 1.1.

Категорії вугільних шахт за метаном

Категорія шахти	Відносна метановість шахти, м <sup>3</sup> /т
I	До 5
II	Від 5 до 10
III	Від 10 до 15
Надкатегорні	15 і більше; шахти, небезпечні за суфлярним виділенням
Небезпечні за раптовими викидами	Шахти, що розробляють пласти, небезпечні за раптовими викидами вугілля й газу; шахти з викидами породи

До надкатегорних віднесені також шахти, небезпечні за суфлярним виділенням метану, незалежно від їхньої відносної метановості. На відміну від звичайного газовиділення, що відбувається досить рівномірно, суфлярні виділення являють собою місцеві виділення значних кількостей газу з дебітом 1 м<sup>3</sup>/хв і більше.

Раптові викиди вугілля й газу, а також піщаників і газу – процеси, що лавино відбуваються, раптового мимовільного руйнування масиву й відкидання його з виділенням значних кількостей метану (на ряді шахт - з виділенням вуглекислого газу).

Основним способом боротьби зі шкідливими газами є їхнє розрідження до безпечної концентрації шляхом провітрювання. В умовах високої газовості (до 80-120 м<sup>3</sup>/т) засобами вентиляції не вдається досягти нормальних умов роботи. У цих випадках використовують штучну дегазацію метановмісних колекторів.

Гази соляних родовищ містять в основному азот, а також метан і більш високі вуглеводні, вуглекислий газ, водень. Загальна кількість газів у соляних родовищах



може бути достатньо великим. Так, для калійних рудників Німеччини загальний газовміст становить до  $15 \text{ м}^3/\text{т}$ . Крім звичайного газовиділення, можуть відбуватися раптові викиди солі й газу.

Масиви гірничих порід характеризуються обводненістю.

Шахтні води (підземні й поверхневі), що надходять у гірничі виробки, впливають на умови розкриття й експлуатації родовища. Підземні води - води, що перебувають у порах, порожнечях і тріщинах гірничих порід. Поверхневі води - води, що випадають на поверхню землі у вигляді атмосферних опадів, а також води, що перебувають у водоймах і водотоках.

Насичені водою гірничі породи утворюють безнапірні й напірні водоносні горизонти. Підземні води, що накопичуються на першому від поверхні водотривкому шарі гірничих порід, і заповнюють пори пухких ґрунтів, тріщини корінних або скельних порід, відносять до ґрунтових вод. Вони мають вільну водну поверхню. Нижче розташовуються водоносні горизонти, що містяться між водотривкими пластами, частково або повністю ізольовані друг від друга. Міжпластові води можуть бути як напірними, так і безнапірними.

За характером водомісткого середовища підземні води розділяються на порово-пластові, тріщинно-пластові, тріщинні й карстові.

Обводненість родовищ характеризується коефіцієнтом водорясності  $k_v$ , який являє собою відношення кількості води  $Q$  ( $\text{м}^3$ ), що відкачується на поверхню до кількості добутої корисної копалини  $T$  (т) за той же проміжок часу.

Із глибиною припливи води у виробки зменшуються. Найбільшими коефіцієнтами водорясності характеризуються вугільні шахти Кізеловського ( $15,1 \text{ м}^3/\text{т}$ ) і Підмосковного ( $10,5 \text{ м}^3/\text{т}$ ) басейнів, за кордоном високою водорясністю відрізняється Пенсильванський басейн у США ( $23 \text{ м}^3/\text{т}$ ). Водоносні горизонти (іноді з карстами) зустрічаються у всякому боці або в породах, що налягають, багатьох рудників (залізні рудники Курської магнітної аномалії, Північноуральські бокситові рудники, калійні рудники в районі Солігорська та ін.).

### *Руднична атмосфера й вимоги до провітрювання.*

При веденні гірничих робіт в атмосферу виробок виділяються не тільки гази, що містяться у масиві порід, але й гази технологічного походження (гази, що утворюються при підливних роботах, вихлопні гази дизельних двигунів самохідного устаткування та ін.). Для розрідження шкідливих газів до безпечних концентрацій у шахту повинна подаватися необхідна кількість повітря.

Таблиця 1.2.

Гранично припустимі концентрації шкідливих газів у підземних виробках шахт вугільної й гірничорудних галузей промисловості

Шкідливі гази	ГДК (газу в діючих виробках шахт)	
	% ( за обсягом)	мг/м <sup>3</sup>
Оксид вуглецю CO	0,00170	20
Оксиди азоту (у перерахуванні на NO <sub>2</sub> )	0,00026	2
Сірчистий ангідрид SO <sub>2</sub>	0,00038	10
Сірководень H <sub>2</sub> S	0,00071	10
Формальдегід CH <sub>2</sub> O	0,00004	0,5

Гранично допустимі концентрації (ГДК) шкідливих і отрутних газів у рудничній атмосфері регламентуються Правилами безпеки для відповідних галузей гірничої промисловості.

Правила безпеки при розробці вугільних і сланцевих родовищ, і при розробці рудних, нерудних і розсипних родовищ підземним способом регламентують вміст кисню в шахтній атмосфері не менше 20 % за об'ємом. Вміст вуглекислого газу CO<sub>2</sub> у рудничному повітрі не повинне перевищувати на робочих місцях і у вихідних струменях ділянки 0,5 %, у виробках з вихідним струменем крила, горизонту й шахти в цілому - 0,75 %.

Перед допуском людей у вибій після підривних робіт вміст отрутних газів не повинне перевищувати 0,008 % за об'ємом у перерахуванні на умовний оксид вуглецю.

Вміст метану в атмосфері підземних виробок повинен відповідати нормам, наведеним у табл. 1.3.

Таблиця 1.3.

Норми вмісту метану в атмосфері підземної виробки

Місце скупчення метану	Неприпустимий вміст метану за обсягом, %
Струмінь, що виходить із очисної або тупикового виробки, камери, виїмкової ділянки	>1
Струмінь, що виходить із крила, шахти	>0,75
Струмінь, що надходить на виїмкову ділянку, в очисні виробки, до вибоїв тупикових виробок і в камери	>0,5
Місцеві скупчення метану в очисних, тупикових і інших виробках	2 і більш

При невідповідності складу повітря наведеним вище нормам роботи в таких виробках повинні бути залишені, з електроустаткування знята напруга, а люди виведені на свіжий струмінь. Після повідомлення про цей гірничому диспетчерові повинні ухвалюватися заходи щодо поліпшення якості повітря.

Швидкість повітря в гірничих виробках не повинна перевищувати значень, зазначених у табл. 1.4.

У той же час швидкість повітря не повинна бути менш 0,25 м/с у привибійних просторах очисних виробок звичайних вугільних шахт, у тупикових виробках газових шахт і при проведенні підготовчих і нарізних виробок на рудниках. Мінімальна швидкість струменя повітря в очисних вибоях рудників повинна бути

не нижче 0,50 м/с, а при камерно-стовповій системі розробки в очисних вибоях розсипних родовищ і в підготовчих виробках соляних і калійних рудників - не менш 0,15 м/с.

Таблиця 1.4.

Максимально припустимі швидкості повітряного струменя

Гірничі виробки, привиби́йні простори	Максимальна швидкість повітря. м/с
Вентиляційні свердловини і виробки, що й повстають, які не мають сходових відділень	Не обмежена
Стволи й вентиляційні свердловини з піднімальними установками, призначеними тільки для підйому людей в аварійних випадках, а також вентиляційні стволи й канали, не обладнані підйомом	15
Стволи для спуска й підйому тільки вантажів	12
Стволи для спуска й підйому людей і вантажів, квершлаги, головні відкаточні й вентиляційні штреки, капітальні й панельні бремсберги й похили	8
Усі інші гірничі виробки, проведені по руді, вугіллю й породі	6
Привиби́йні простори очисних і тупикових виробок	4

Регулювання провітрювання здійснюється складною системою вентиляційних мереж і пристроїв. Провітрювання організовується так, щоб повітря з вихідних вентиляційних струменів не попадав у свіжий.

Температура й вологість повітря повинні відповідати нормам, наведеним у табл. 1.5.

У шахтах, де гірничотехнічними заходами нормальні теплові умови не забезпечуються, повинне застосовуватися штучне охолодження (кондиціювання) повітря.

Повітря в діючих виробках не повинне містити понад гранично припустимі

концентрації:

- пили рудної або вугільно-породної, що містить від 10 до 70 % вільного  $\text{SiO}_2$ , - 2 мг /м<sup>3</sup>;
- пили вугільної, що містить від 2 до 10 % вільного  $\text{SiO}_2$ , - 4 мг/м<sup>3</sup>;
- пили рудної, вугільної або породної, що містить 2 % вільного  $\text{SiO}_2$  - 10 мг/м<sup>3</sup>.

Настільки тверді норми пояснюються подвійною шкідливою дією пилу: вугільний і породний пил є джерелом важких професійних захворювань - пневмоконіозів (звідси регламентація вмісту вільного  $\text{SiO}_2$ ), у той же час вугільний пил при певних концентраціях вибухонебезпечний. Наявність пилу в рудничній атмосфері знижує межу вибуховості метану.

Таблиця 1.5.

Норми температури й вологості повітря

Швидкість повітря, м/с	Припустима температура, °С, при відносній вологості, %		
	60-75	76-90	більше 90
До 0,25	24	23	22
0,5	25	24	23
1	26	25	24
2 і більше	26	26	25

До небезпечних за вибухами пилу ставляться пласти вугілля (горючих сланців) з виходом летучих речовин 15 % і більше, а також пласти вугілля (крім антрацитів) з меншим виходом летучих речовин, вибуховість пилу яких встановлена лабораторними випробуваннями.

На вугільних шахтах, що розробляють пласти, небезпечні за вибухами пилу, повинні здійснюватися заходи щодо попередження й локалізації вибухів пилу. Для доведення норм пилу у повітрі до ГДК проводиться комплексне знепилення, що передбачає зволоження корисної копалини у масиві, зрошення в місцях інтенсивного пилоутворення, пиловідсмоктування при роботі машин і механізмів та ін.

При підземній розробці рудних, нерудних і розсипних родовищ кількість

повітря, необхідного для провітрювання виробок, повинне розраховуватися за наступними факторами: найбільшому числу людей, зайнятих одночасно на підземних роботах (не менш  $6 \text{ м}^3/\text{хв}$  на кожну людину); вуглекислоті; отруйним і вибухонебезпечним газам, газам від підривних робіт (при вибуху  $1 \text{ кг ВР}$  утворюється в середньому  $40 \text{ л}$  умовного оксиду вуглецю, у тому числі оксидів азоту); шкідливим компонентам вихлопних газів від застосовуваного самохідного устаткування із двигунами внутрішнього згорання (для розведення вихлопних газів до санітарних норм необхідно подавати додатково не менше  $6,75 \text{ м}^3/\text{хв}$  свіжого повітря на  $1 \text{ кВт}$  номінальній потужності двигуна), а також за мінімально припустимою швидкістю руху повітря. За вищевказаними факторами ухвалюється до розрахунків найбільша кількість свіжого повітря.

## ЛЕКЦІЯ № 4. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО БУДІВНИЦТВО ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ

### *Стадії будівництва шахт.*

Пуск нової або реконструкція діючої шахти проходить наступні стадії: проектування, будівництво й експлуатацію з нарощуванням потужності підприємства до проектної величини. Ці стадії можуть виконуватися послідовно, і в такому випадку від початку проектування до початку видобутку корисної копалини шахтою на повну проектну потужність проходять десятки років. Враховуючи основний напрямок способу виробництва - безперервне підвищення економічної ефективності капітальних вкладень, - уведення потужностей у дію необхідно прискорювати. Це досягається за допомогою одночасного проектування будівництва й освоєння проектної потужності шахти, що можливо при складанні проектної документації по роках будівництва, і введенням підприємства в експлуатацію чергами і пусковими комплексами.

**Проектування шахти** підрозділяється па технологічне (розробка експлуатаційної частини проекту шахти) і будівельне (розробка технології будівництва шахти).

На першій стадії проектування розробляється проект шахти, який включає: пояснювальну записку, технологічні і будівельні рішення, питання організації будівництва, житло-цивільне будівництво, кошторисну документацію і паспорт проекту. Цим же проектом повинна бути обґрунтована техніко-економічна доцільність будівництва або реконструкції шахти і визначені прогресивні техніко-економічні показники її експлуатації і будівництва.

Затвердження проекту шахти є підставою для початку підготовки робочої документації (друга стадія проектування) і проведення організаційно-технічних заходів щодо оформлення гірничого і земельного відводів, розробці проекту підготовчого періоду, а також з рекультивації порушених земель, осушенню ділянки будівництва, заморожуванню, тампонажу гірничих порід, відводу поверхневих вод та ін.

Процес проектування слід вести в такій послідовності й у такому обсязі, щоб

деякі трудомісткі і довгочасні будівельні роботи підготовчого періоду, що відносяться в основному до позаплощадкових (прокладка шосейної і залізної дороги, водовода, ліній електропередачі і зв'язку, спорудження бази будіндустрії, житло-побутове будівництво та ін.), були початі після затвердження проекту на першій стадії.

**Робоча документація** включає: робочі креслення, кошториси, відомості обсягів будівельних і монтажних робіт, зведені відомості потреби в матеріалах, розрахунки показників зміни кошторисної вартості будівельно-монтажних робіт, витрат праці і витрати основних будівельних матеріалів, специфікації на устаткування, паспорти будівельників креслень.

Документація розробляється за графіком щороку на будівельно-монтажних робіт і видається підрядним будівельним організаціям з випередженням на один рік.

Порядок розробки і видачі робочої документації визначається проектом організації будівництва (ПОБ) шахти. ПОБ - складова частина проекту шахти (розділ «Організація будівництва»), яка містить усі основні технологічні рішення, пов'язані з уведенням підприємства в експлуатацію на повну потужність або чергами.

На основі ПОБ розробляються проекти виконання робіт (ПВР) на найбільш складні об'єкти поверхні і на всі підземні гірничі виробки.

Будівництво (реконструкція) шахти може бути завершене в строк з первісною кошторисною вартістю і з високою якістю робіт тільки на основі глибокої і грамотної розробки технології будівництва в ПОБ і ПВР. Економія часу і засобів на розробці ПОБ і ПВР на шкоду їх якості, а також відхилення від цих проектів у процесі будівництва приводять до подовження строків будівництва й економічному збитку, що перевищує витрати на їхню розробку у сотні разів.

**Будівництво гірничого підприємства** з видобутку корисної копалини підземним способом (шахти) ділиться на три періоди: підготовчий; перший основний - будівництво (спорудження) стволів; другий основний – будівництво горизонтальних і похилих виробок, камер. Ціль кожного періоду полягає не тільки



у виконанні обсягу передбачених робіт, але й у забезпеченні фронту робіт у наступному періоді.

Розподіл будівництва на періоди відноситься скоріше не до шахти в цілому, а до будівельних майданчиків окремих стволів. Така організація будівництва дає можливість швидше почати експлуатацію родовища.

Вентиляційні і повітряподавальні (віднесені) стволи мають менші діаметр і глибину, чим центральні, простіше оснащені, отже, будівництво їх йде швидше. Можливі ситуації, при яких на центральному майданчику ведуться роботи підготовчого періоду, а на віднесених стволах - першого, потім на центральній - першого періоду, а на віднесених стволах - другого. У цей час основний обсяг гірничих робіт при будівництві шахти виконується через віднесені стволи. Можливі випадки, коли всі роботи із проходки й устаткуванню віднесених стволів виконані, лави нарізані, виїмкове встаткування змонтоване, тобто другий період закінчений, а центральні стволи і приствольні двори, що примикають до них, ще не готові, тоді видачу корисної копалини роблять через віднесені стволи. Таким чином, зрушення періодів будівництва на окремих стволах повинно бути використано з метою найшвидшого введення окремих потужностей шахти в експлуатацію, досягнення економії всіх видів ресурсів і забезпечення максимальної ефективності капітальних вкладень. Співвідношення між обсягами робіт першого і другого періодів по шахтах-новобудовам характеризується даними, наведеними в таблиці 5.1.

Із цих даних випливає, що основний обсяг гірничопрохідницьких робіт припадає на спорудження горизонтальних і похилих виробок. Це вимагає основної уваги до проектування й організації робіт другого періоду, однак не можна забувати і про особливу складність і тривалість будівництва центральних стволів і приствольних виробок.

Найбільший ефект досягається при збігу строків закінчення робіт другого періоду на центральних і віднесених стволах. При цьому слід враховувати, що задача в експлуатацію сучасної глибокої шахти потужністю більш 1,8 млн. т на рік в одну чергу практично утруднена, іноді неможлива і в остаточному підсумку

недоцільна. Основна складність у тому, що необхідно одночасно включити в роботу кілька тисяч людей, а це зажадає створення всім їм належних побутово-житлових і інших умов.

Таблиця 5.1

Обсяги виробок до задачі і кошторисна вартість спорудження шахт-новобудов

Найменування шахт	Річна потужність, тис.т	Обсяг виробок до задачі, тис.м <sup>3</sup>					Первісна кошторисна вартість шахти, млрд. грн.		
		Стволи	%	горизонтальні і похилі	%	Усього	По гірничих роботах	%	усього
«Шахтарська-Глибока»	2100	203	24,2	638,5	75,6	841,5	6,67	56,2	12,00
«Червоноармійська-Західна» № 1	2100	83,17	20,2	329,23	79,8	412,4	4,04	44,1	9,15
«Нікулінська»	2300	5	3,2	152	96,8	157	-	-	3,25
«Західно-Донбаська» № 16/17	2400	79	16,2	407	83,8	486	-	-	7,08
«Самсонівська- Західна»	2400	269	38,2	436	61,8	705	-	-	10,24
«Південно-Донбаська» № 3	2400	112,1	26,8	306,5	73,2	418,6	3,64	41,2	8,86
«Нагольчанська» № 1-2	3000	120,2	5,3	363	94,7	383	4,56	41,2	11,06
«Довжанська-капітальна»	4200	81,4	13,5	522,5	86,5	603,9	3,89	28,3	13,73
«Суходольська- Східна»	3000	150,2	20,2	592,6	79,8	742,8	5,02	44,3	11,32
«Комсомолец Донбасу» («Жданівська-Капітальна» № 1)	1800	85	16,5	432	83,5	517	3,63	33,7	10,76
«Розпадська» № 1	6000	27	3,4	764	96,6	791	-	-	11,30

Економічно вигідно для будівельних організацій (через їх, як правило, недостатню виробничу потужність) і замовників вводити підприємство в експлуатацію чергами потужністю до 1 млн. т вугілля на рік. Стадії проектування,

будівництва й експлуатації шахти можна вважати завершеними тільки при досягненні підприємством проектної потужності.

### ***Підготовчий період будівництва шахти.***

Будівельно-монтажні роботи підготовчого періоду можуть бути початі на підставі затвердженого проекту будівництва нової шахти або реконструкції діючої, робочої проектною документації на підготовчий період, затверджених проектів земельного та гірничого відводів і заходів щодо охорони родовищ і об'єктів на поверхні від шкідливого впливу гірничих розробок.

Роботи з будівництва шахти проводяться в повній відповідності із проектом організації будівництва, у якому вирішені питання фінансування будівництва, комплексного забезпечення його матеріалами, устаткуванням, водою, зв'язком, автомобільним транспортом, складським господарством і вантажно-розвантажувальними механізмами. До початку робіт повинні бути визначені генпідрядна і підрядні будівельні організації, погоджені система керування будівництвом і плани робіт, передбачене матеріально-технічне постачання відповідно до графіка поставки всіх видів ресурсів, вирішені питання укомплектування робочими кадрами, забезпечення їх житлом, соціальними і культурно-побутовими послугами, позначені контури будівельних майданчиків, вісі стволів і головних споруд, траси основних комунікацій.

Спорудження нової шахти починають, як правило, одночасно на будівельних майданчиках центральних і віднесених (вентиляційних і повітряподавальних) стволів, бази будіндустрії (заводи залізобетонних виробів і металоконструкцій, деревообробний комбінат, арматурний цех, механічні майстерні), житлового селища й інших об'єктів. Правильне визначення складу й обсягів робіт підготовчого періоду на кожному будівельному майданчику, а також своєчасне їхнє виробництво визначають тривалість і якість будівництва шахти в цілому.

Загальним для всіх майданчиків є поділ робіт на позаплощадкові і внутрішньоплощадкові.

До складу позаплощадкових підготовчих робіт входять: будівництво підземних автомобільних і залізничних доріг, ліній електропередач і зв'язку водопроводу, що

підводить, і каналізаційного колектора, очисних споруд, підготовка транспортних комунікацій і майданчиків під відвали породи.

Вартість позаплощадкових робіт для шахт Донбасу становить 30...55 % від вартості всіх робіт підготовчого періоду. Частина її, що залишилася, припадає на внутрішньоплощадкові роботи.

У першу чергу споруджують магістральні і підземні постійні автомобільні дороги великого терміну дії. Там, де це передбачене проектом, по трасі доріг у поперечних траншеях укладають труби великого діаметра або колектори для наступного устаткування підземних комунікацій. Безпосередньо до об'єктів будівництва підводять тимчасові дороги з покриттям із щебнів або залізобетонних плит на спланованій ґрунтовій основі.

Питна вода надходить по трубопроводах від районних мереж водопостачання. Якщо таких до початку будівництва не має, то тимчасове питне водопостачання влаштовують із артезіанських свердловин, а для технічних потреб використовують найближчі водойми.

Каналізацію й очисні споруди слід будувати відразу постійними й уводити в експлуатацію до початку проходки стволів. Надто важливо вчасно забезпечити відвід дренажних і зливових вод за рахунок влаштування відкритих каналів, що відводять у природні знижені місця й яри. При цьому необхідно передбачити заходи, що попереджають ерозію ґрунтів.

Склад внутрішньоплощадкових підготовчих робіт визначається проектом за кожним об'єктом залежно від його призначення.

На майданчику центральних стволів виконується комплекс робіт нульового циклу - планування будівельного майданчика, прокладка підземних комунікацій, улаштування фундаментів під будинки, благоустрій території, спорудження простійних і тимчасових автотранспортних доріг, стаціонарних залізничних колій, а також будівництво загальношахтних об'єктів - адміністративно-побутового комбінату, котельної, компресорної, електропідстанції, механічних майстерень, складів і інших простійних і тимчасових будинків і споруд, які необхідні до початку будівництва стволів.

Будівельні майданчики вентиляційних і стволів, що подають повітря, мають менший перелік й обсяг підготовчих робіт й оснащуються звичайно тимчасовими пересувними установками, необхідними для проходки ствола. Постійні об'єкти - вентилятори, калорифери і холодильні установки - починають споруджувати вже у першому основному періоді будівництва.

У ПОБ повинне бути обґрунтоване будівництво компресорної станції, бетонно-розчинного вузла, електропідстанції, котельної, механічних майстерень, складського господарства, резервуара протипожежної води, питного водовода і каналізації на центральному майданчику або ж на декількох майданчиках. Обов'язковим є будівництво на майданчиках вентиляційних і повітряподавальних стволів, адміністративно-побутових комбінатів, розрахованих на кількість робітників, яке буде зайнято в другому періоді будівництва шахти.

У підготовчому періоді розвертають роботи, що відносяться безпосередньо до стволів (оснащення, буріння заморожуючих або тампонажних свердловин, проходку усть та ін.), що служить початком відліку часу, затрачуваного на будівництво ствола в цілому. Підготовчий період без обліку витрат часу на оснащення й інші роботи, безпосередньо зв'язані з будівництвом стволів, триває 6...16 міс залежно від потужності шахти й її віддаленості від промислово розвинених районів, що визначає суму витрат від 320 до 960 млн грн.

### ***Перший і другий основні періоди будівництва шахт.***

Згідно зі СНиП 111-11-77 у **перший основний період** будівництва входять:

- проходка стволів шахт (штолень), у тому числі їх поглиблення;
- проходка сполучень стволів шахт із приствольними виробками довжиною до 10 м, а при використанні технологічного устаткування для наступної проходки виробок довжиною, обумовленою умовами розміщення цього устаткування;
- проходка сполучень стволів шахт (штолень) із приствольними виробками довжиною не менш 5 м;
- проходка тимчасових і простійних перекачувальних камер, камер тимчасового і зумпфового водовідливу, завантажувальних пристроїв, сполучних виробок між головним і допоміжним стволами;

- армування стволів шахт;
- будівельно-монтажні роботи з підготовки до другого періоду будівництва - доставка засобів шахтного підйому; підземного і поверхневого транспорту; засобів провітрювання і водовідливу; підготовка місць для відвалів породи і складів корисних копалин.

На будівництво головних (скіпових) стволів витрачається 65...100 %, допоміжних (клітьових) стволів - 45...95 %, вентиляційних і повітряподавальних - 18...40 % часу від повної тривалості будівництва шахти. Технологія будівництва й у першу чергу розподіл обсягів гірничопрохідницьких робіт по стволах у другому періоді будівництва шахти повинні бути тісно вв'язані із прогнозованою тривалістю робіт з будівництва кожного ствола.

Кінцева мета першого основного періоду - забезпечити не тільки ефективно будівництво стволів, але і достатню продуктивність підйомів, вентиляції, водовідливу у другому періоді. Енергопостачанням, транспорт і служби матеріально-технічного забезпечення повинні при цьому повністю задовольняти потреби всіх одночасно діючих вибоїв.

Майже весь комплекс робіт першого основного періоду виконують спеціалізовані трести або будівельні правління з шахтопроходки: у Донецькій області Донецькшахтопроходка, у Кривбасі - Кривбасшахтопроходка, у Кузбасі - Кузбасшахтопроходка та ін.

**Другий основний період** будівництва шахти якісно відрізняється від першого. Якщо в першому періоді будуються штольні, вертикальні або похилі стволи, то в другому - горизонтальні і похилі гірничі виробки, що безпосередньо розкривають і підготовляють родовища до розробки корисної копалини, а також приствольні двори і камери, які є сполучною ланкою між стволами і розкривними підготовчими виробками.

Комплекти прохідницького устаткування, засоби транспорту, водовідливу та ін. у вибоях вертикальних, горизонтальних і похилих гірничих виробок принципово різні. У зв'язку із цим роботи другого періоду виконують спеціалізовані шахтобудівні організації, наприклад, у Донецькій області - трести

Донецькшахтобуд, Макеевшахтобуд, Бахмутшахтобуд, Покровськшахтобуд, Донецькшахтобудмонтаж із залученням у необхідних випадках інших організацій на субпідрядних початках.

Для скорочення строку і підвищення якості будівництва дуже важливо правильно розподілити обсяги гірничопрохідницьких і інших робіт між будівельними організаціями першого і другого періодів. Головне завдання першого періоду - виконання максимального обсягу гірничо-прохідницьких і монтажних робіт у виробках, що сполучаються зі стволом, для того, щоб полегшити початок робіт другого періоду і по можливості скоротити до мінімуму витрати часу на перехід від першого до другого періоду будівництва.

До перехідних робіт відносяться налагодження вентиляції, транспорту, енергопостачання, водопостачання і водовідливу, комплектування вибоїв прохідницьким устаткуванням, тобто виконання всього комплексу робіт, що забезпечує нормальний розворот і наростаючий темп будівництва спочатку виробок і камер приствольних дворів, потім капітальних і підготовчих горизонтальних і похилих гірничих виробок аж до здачі шахти в експлуатацію.

Вибір послідовності будівництва гірничих виробок, найбільш ефективної технології, розрахунки засобів підйому, транспорту, схем енергопостачання, вентиляції, водовідливу, системи матеріально-технічного забезпечення повинні виконуватися не відокремлено, а в комплексі, що дає можливість досягтися високих показників будівництва гірничих виробок.

### ***Спорудження вертикальних стволів.***

Майже 95 % вертикальних стволів мають круглий перетин діаметром від 3-5 до 7-9 м і закріплені бетоном.

Проходку ствола ведуть у кілька етапів. Над устям ствола встановлюють тимчасовий прохідницький копер, з якого проходять ствол на глибину близько 60-80 м, щоб розмістити в стволі комплекси прохідницького устаткування. Потім тимчасовий копер розбирають, а на його місце насувають завчасно змонтований основний прохідницький копер і в стволі монтують прохідницький полок, підвішений до встановленої на поверхні потужної лебідки і забезпечений

гідравлічними домкратами для фіксації (розпору) його у стволі. Прохідницький полок складається із двох або більше поверхів (рис.5.1). Верхній поверх служить для захисту вибою ствола від падіння випадкових предметів і для натягу напрямних канатів, по яких рухаються піднімальні посудини. На нижніх поверхах розміщують вентилятори, лебідки для забійного устаткування, різні ємності та ін. Під полком над вибоєм підвішують агрегати для навантаження гірничої маси у бадді, агрегати з маніпуляторами для буріння шпурів або шланги стисненого повітря для ручних перфораторів, світильники й інше устаткування. У полку обладнані отвори для пропуску піднімальних посудин - бадей, вентиляційних труб, кабелів, рятувальних сходів. Прохідницький цикл включає буріння шпурів, заряджання і підривання, провітрювання, прибирання породи і кріплення ствола (звичайно з використанням пересувної опалубки). Уходка за цикл від 2 до 3,5 м; тривалість циклу від 2 до 4 змін.

Шпури для відбійки розташовують по декільком концентричних колах навколо центрального врубу. Відстань між шпурами 0,5-1 м. Використовують тільки електричне ініціювання зарядів ВР. Перед вибухом усі механізми піднімають від вибою до прохідницького полку. Провітрювання після вибуху звичайно нагнітальне або комбіноване, коли один вентилятор нагнітає до вибою свіже повітря, що надходить по стволу, а другий відсмоктує забруднене повітря на поверхню по тонкостінних трубах діаметром 0,6-1 м.

У стволах невеликого діаметра для навантаження породи у бадді використовують невеликі грейферні навантажувачі з ручним керуванням, що підвішуються до пневмолебідки, встановленої на полку. Такі навантажувачі прості в експлуатації, але малопродуктивні. Тому в стволах великого діаметра звичайно застосовують породонавантажувальні машини з механічним водінням, дистанційним керуванням і грейфером місткістю до 1 м<sup>3</sup> або ковшем на телескопічній стрілі.



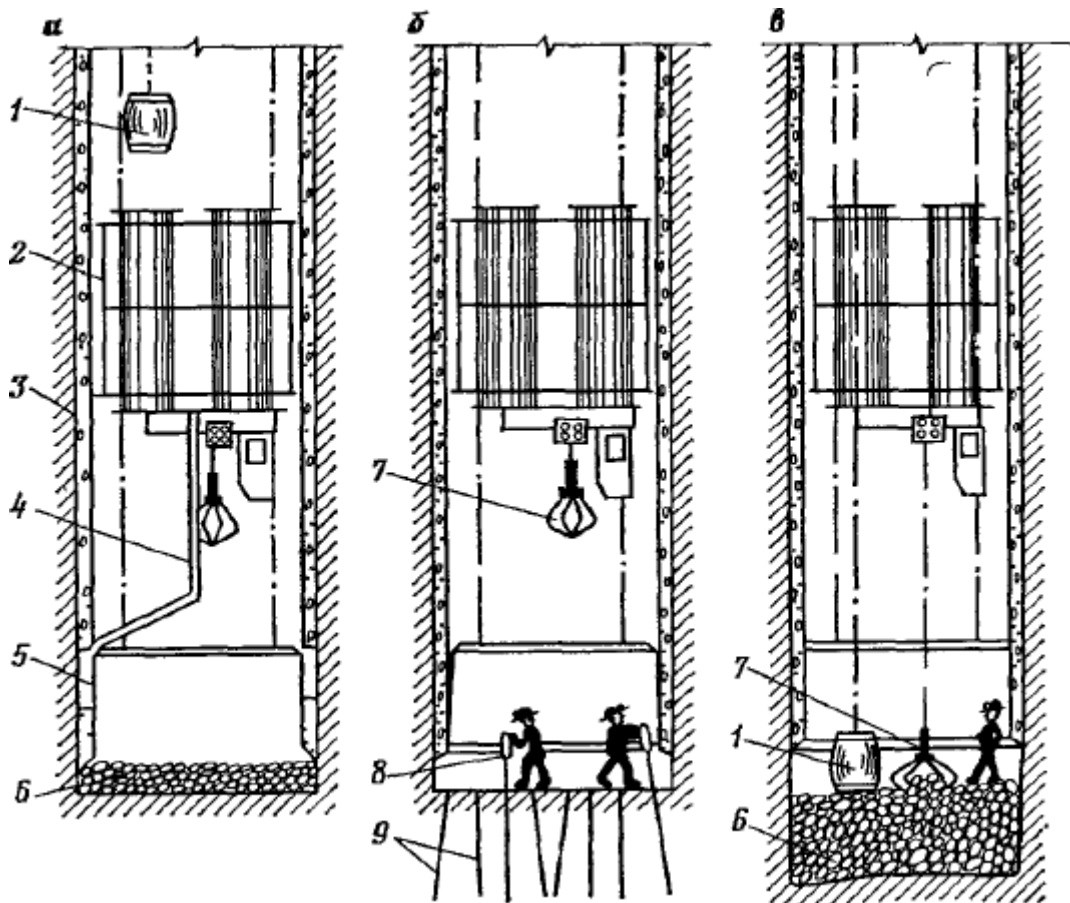


Рис.5.1. Схеми проходки вертикальних стволів

а - зведення бетонного кріплення; б - буріння шпурів; в - прибирання породи і установка опалубки для бетонного кріплення; 1 - прохідницька баддя; 2 - підвісний полок; 3 - бетонне кріплення; 4 – бетоновід; 5 - пересувна опалубка; 6 - відбита порода; 7 - грейферний навантажувач; 8 – перфоратор; 9 – шпури.

Для зведення бетонного кріплення застосовують пересувну металеву опалубку (кільце) висотою до 4 м, підвішену під прохідницьким полком Бетон (звичайно швидкотвердіючий) подають за опалубку по трубах. У дуже міцних породах кріплення іноді роблять без опалубки, набризкують бетон на стінки ствола шаром товщиною 8-12 см.

При невеликих водоприпливах (до 8-10 м<sup>3</sup>/ч) воду відкачують забійними насосами у бадді і піднімають на поверхню. В інших випадках воду відкачують по трубах, влаштовуючи у стволі в міру необхідності перекачні насосні станції. При перетинанні стволем сильно обводнених порід доводиться застосовувати

спеціальні способи проходки.

Процес проходки ствола завершується його армуванням, тобто монтажем розстрілів (поперечних розпірок), прикріплених до них провідників - вертикальних направляючих для піднімальних посудин (клітей або скипів), трубопроводів і кабелів, влаштуванням сходового відділення.

У складних гідрогеологічних умовах для проходки стволів використовують спеціальні способи проходки із заморожуванням, з випереджальним тампонуванням (цементациєю і бітумізацією водопровідних тріщин), а також буріння шахтних стволів.

При проходці із заморожуванням навколо ствола бурять свердловини по колу на відстані 0,8-1,1 м друг від друга. Через свердловини по трубах подають охолоджувальний розсіл з температурою мінус 25 °С, який заморожує породи до температури мінус 10 °С, завдяки чому навколо ствола створюється льодопородний циліндр, під захистом якого і ведуть проходку ствола. При цьому відбійку породи у вибої роблять звичайно не буропідливним способом, а відбійними молотками.

Тампонування порід цементним розчином, полімерними смолами, глинистим розчином або гарячим бітумом також забезпечує створення зон водонепроникних порід.

Буріння шахтних стволів застосовують звичайно в обводнених і нестійких породах середньої міцності і м'яких. Цей спосіб досить дорогий, але дозволяє вивести людей із прохідницького вибою. Бурильні установки мають різні конструкції і принципи дії, але робочими органами в них звичайно є шарошки.

### ***Конструкції стволів.***

Під конструкцією ствола слід розуміти: форму його поперечного перерізу, глибину; матеріал, тип і конфігурацію застосовуваного кріплення; тип і складність армування; число, розміри і конфігурацію гірничих виробок, що примикають, які необхідно буде спорудити одночасно із проходкою самого ствола, тобто все, що входить у загальну технологію його будівництва.

Найбільше поширення одержала кругла форма поперечного перерізу стволів шахт, яка забезпечує ефективну технологічність їх проходки, найвищу стійкість

кріплення, можливість використання бетонного або тубінгового кріплення, мінімальний опір руху струменя повітря і великий термін служби,

У міцних і стійких породах або при малих термінах служби стволам іноді надають прямокутну форму, підбираючи при цьому відповідний матеріал і конструкцію кріплення. Однак застосування такої форми вимагає відповідного техніко-економічного обґрунтування.

Поперечні перерізи стволів круглої форми типізовані за діаметром усвітлі в межах від 4 до 9 м (через 0,5 м).

Діаметр ствола в основному встановлюється залежно від його призначення, пропускної здатності з видачі вантажів і подачі повітря у шахту. Поперечний переріз головних і допоміжних стволів проектують залежно від числа і габаритних розмірів розташовуваних у них піднімальних посудин, противаг, армування й іншого устаткування з урахуванням зазорів, установлених Правилами безпеки у вугільних і сланцевих шахтах. Розраховані розміри поперечного перерізу ствола шахти перевіряють па швидкість руху повітря.

Перетин вентиляційних і повітряподавальних стволів встановлюють за кількістю повітря, необхідного для провітрювання шахти. У загальному випадку діаметри всіх стволів залежать від потужності шахт, глибини залягання і газовості розроблювальних родовищ.

Діаметри і глибина стволів збільшуються зі зростанням потужності шахт і глибини розробки. Якщо в 1955-1958 рр. діаметри центральних стволів були 6...7 м, вентиляційних 4,5...5 м, а глибина в межах 300...500 м, то у 1962-1965 рр. діаметри центральних стволів збільшилися до 8 м, вентиляційних до 6 м, глибина до 1200 м. Починаючи з 1975 р. закладка нових шахт була припинена й основна увага приділялася закінченню будівництва початих і реконструкції діючих шахт. Так, наприклад, планом роботи тресту Донецькшахтопрохідка на 1986-1990 рр. на діючих шахтах була намічена проходка 62 і поглиблення 8 стволів збільшеного діаметра і значної глибини. Три головні стволи були пройдені діаметром 8 м і глибиною 1300 м, п'ять допоміжних - діаметром 8 м і глибиною 1000...1300 м, двадцять повітряподавальних - діаметром 7...8,5 м і глибиною 700...1372 м, вісім

вентиляційних - діаметром 7...8,5 м і глибиною до 1291 м, грузолюдські та інші - діаметром 6,5 м і більше і глибиною понад 600 м.

Збільшення діаметра й особливо глибини стволів значно ускладнить їхнє будівництво, тому що зажадає відповідного збільшення довжини і діаметра канатів, а також усіх параметрів прохідницьких піднімальних установок, своєчасної підготовки необхідного встаткування, розробки проектів, технічних рішень, підготовки інженерних і робочих кадрів. У перспективі слід орієнтуватися на збільшення діаметра стволів шахт, наприклад, для умов Донецького басейну до 10 м і глибини до 1600... 1800 м.

Стволи шахт за глибиною розділяються на устя, основну частину і зумпф. Устя - верхня частина ствола глибиною до 60 м, пройдена у наносних (звичайно слабких) породах. Верхня частина кріплення устя глибиною 1,5...2 м стовщена, має одну або кілька опорних поверхонь і називається о г о л о в к о м ствола. Оголовок і кріплення устя ствола є фундаментом для опорних балок металевого постійного копра. Баштовий і шатровий копри опираються на власний фундамент за межами устя, тому при їхній установці оголовок не влаштовується. Нижня частина кріплення устя ствола опирається на опорний башмак (вінець), який закладається у корінних (щільних) породах.

О с н о в н а частина ствола має звичайно монолітне бетонне кріплення однієї товщини на всю глибину. У місцях примикання приствольних виробок при необхідності зводять монолітне залізобетонне кріплення.

Конструкції стволів за глибиною залежно від їхнього призначення показані на рис. 5.2

Сама нижня частина ствола (глибиною до 5 м), заповнена водою, називається зумпфом. До зумпфа іноді відносять усю частину ствола нижче відмітки робочого горизонту. У цьому випадку глибина зумпфа сягає 120 м (на головних стволах), однак залита водою частина не перевищує 5 м. «Суха» частина зумпфа, наприклад, на головних стволах, використовується для влаштування приствольних камер завантажувальних станцій, для розміщення хвостових канатів урівноважених піднімальних установок.

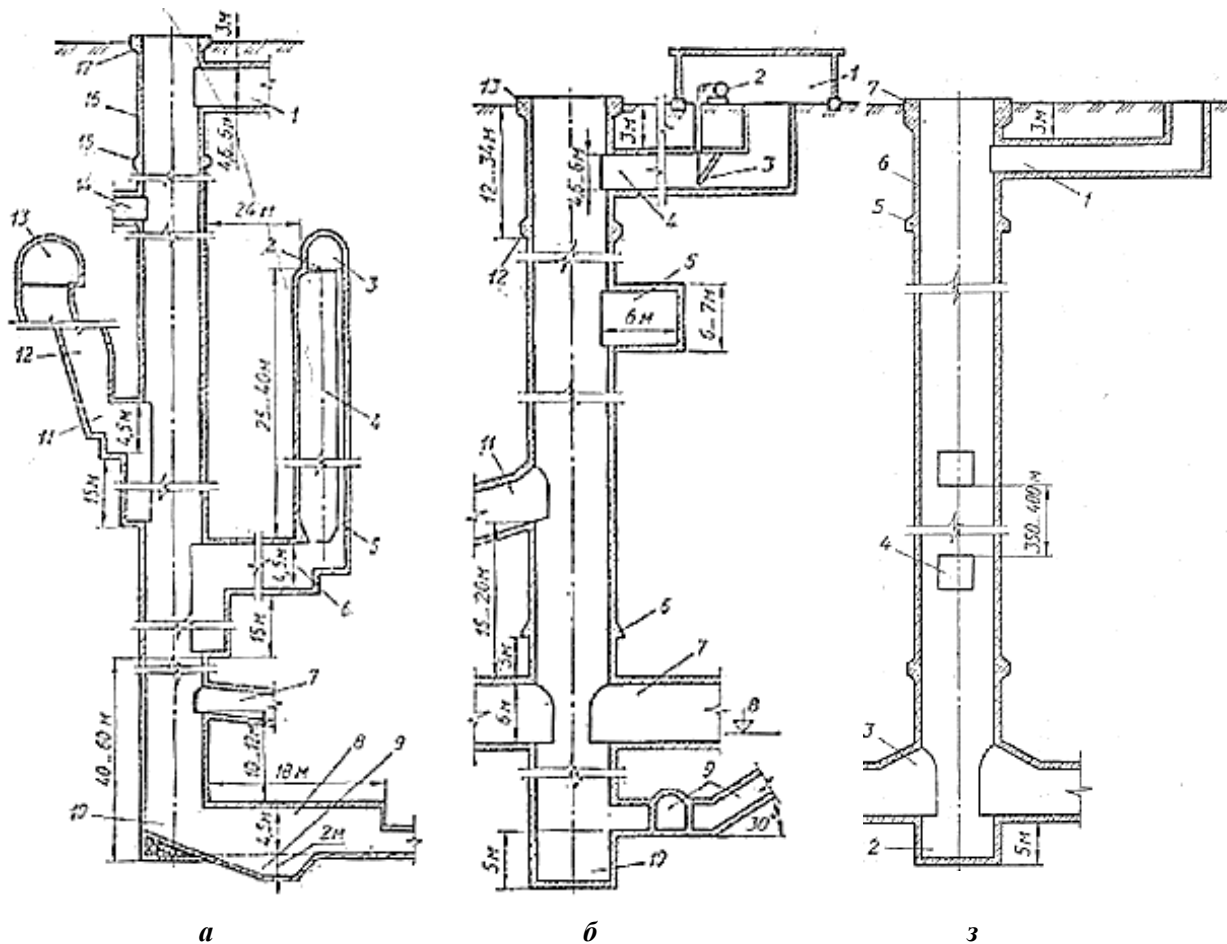


Рис.5.2. Конструкції стволів:

*а* – скіпового ствола (1 - вентиляційний канал; 2 - рівень відкаточного горизонту приствольного двору; 3 - камера перекидача і штовхача вугільного бункера; 4 - вугільний бункер; 5 - людський хідник; 6 - комплекс камер вугільної завантажувальної станції; 7 - вентиляційний хідник у камеру для чищення зумпфа і камеру зумпфового водовідливу; 8 - камера для чищення зумпфа; 9 - яма зумпфового відстійника; 10 - зумпф ствола; 11 - приствольна камера живильника дозуючого пристрою скіпа; 12 - породний бункер; 13 - камера перекидача і штовхача породного бункера; 14 - вентиляційний хідник у склад ВР і електровозний гараж; 15 - опорний башмак устя ствола; 16 - устя; 17 - оголовок ствола);

*б* – клітьового ствола (1 - будівля калориферів; 2 - лебідка для підйому ляди; 3 - протипожежна лядя (нормальне положення відкрите); 4 - калориферний канал; 5 - камера перекачної водовідливної станції; 6 - опорний башмак над сполученням; 7 - сполучення ствола з приствольним двором; 8 - рівень відкаточного горизонту приствольного двору; 9 - камера і хідник зумпфового водовідливу; 10 - зумпф; 11 - водотрубний хідник у камеру головного водовідливу; 12 - опорний башмак устя ствола; 13 - оголовок ствола);

*в* – вентиляційного або повітряподавального (1 - вентиляційний або калориферний канал; 2 – зумпф; 3 - сполучення з приствольним двором; 4 – камера перекачних водовідливних станцій; 5 - опорний башмак устя; 6 - устя ствола; 7 - оголовок ствола).

Відповідно до вимог СНиП II 1-I 1-77 на відмітці приствольного двору з вибою ствола повинні бути пройдені сполучення стволів з приствольними виробками не менше чим на 10 м у кожену сторону, камери завантажувальних пристроїв з

бункерами і зроблені засічки всіх виробок, що примикають, на відстань не менш 5 м. Камери перекачних станцій повинні бути пройдені повністю й у них установлене все необхідне за проектом устаткування. Вентиляційні канали й інші виробки, що примикають, повинні бути перекриті перемичками, що запобігають приплив води у ствол.

### *Технологічні схеми проходки стволів.*

Залежно від прийнятої технології будівництва і проходки стволів, прохідницького устаткування, його розміщення і взаємодії застосовуються різні технологічні схеми будівництва стволів шахт, які представлені на рис.5.3.

Широко поширена буропідбивна технологія будівництва і проходки стволів. У менших обсягах застосовуються комбайнова і бурова (буріння стволів). У протяжних гірничих виробках використовуються також гідромеханічна і щитова, розробляються хвильова, ультразвукова технології та ін. Схема будівництва ствола за буропідбивною технологією від початку його оснащення і до здачі у експлуатацію залежить від функцій і оснащення ствола у другому періоді і від технологічної схеми проходки ствола. Рішення по першому пункту повинні бути прийняті у ПОБ і обов'язково враховані при оснащенні ствола до проходки. Рішення по другому пункту ухвалюються при розробці ПВР на будівництво ствола. Вибір технологічної схеми проходки визначається гірничо-геологічними, гірничотехнічними й іншими факторами; однак у першу чергу призначенням ствола, виконуваними функціями в процесі будівництва й експлуатації шахти, оснащення постійним устаткуванням; діаметром і глибиною.

Класифікація схем будівництва стволів (рис. 5.3) дозволяє вибрати кілька варіантів для наступного техніко-економічного обґрунтування найбільш ефективного з них. У схемах будівництва враховуються насамперед технологічна схема проходки, прохідницький комплекс устаткування вибою, розрахункова величина швидкості і вантажопотоку гірничої маси з вибою для правильного вибору типу і кількості піднімальних установок, а також типу копра й іншого оснащення поверхні.

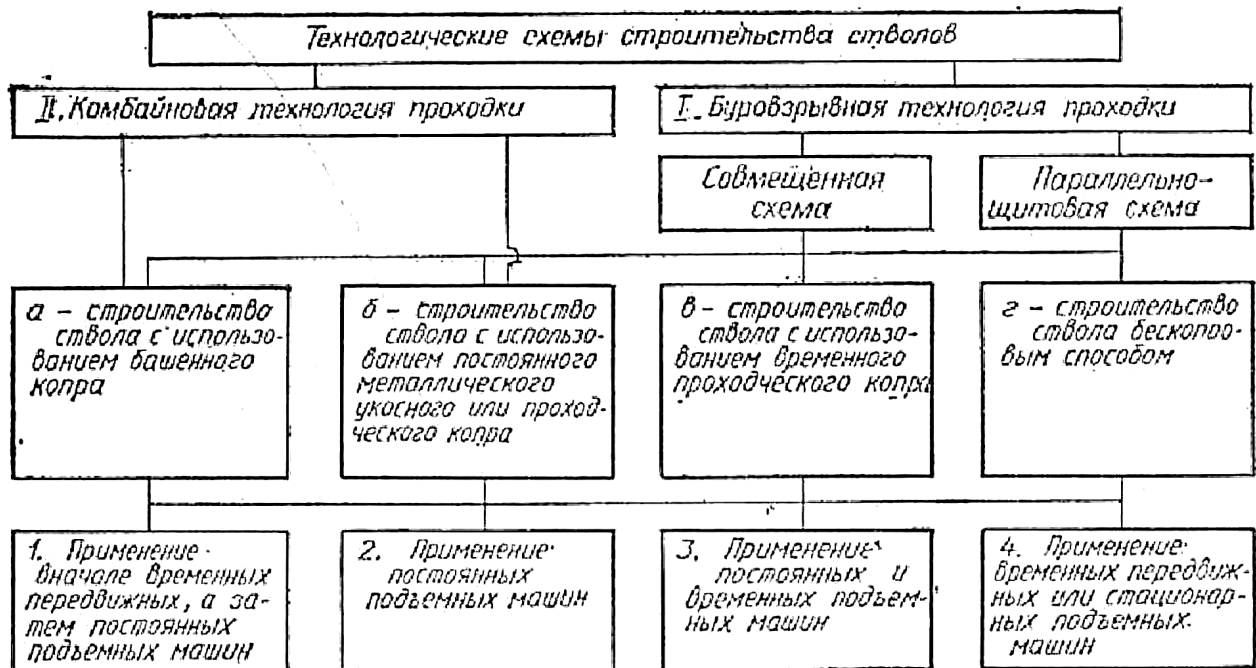


Рис. 5.3. Класифікація схем будівництва стволів шахт

Існує кілька технологічних схем проходки ствола: послідовна, сполучена, паралельна і паралельно-щитова.

**Послідовна схема** характеризується не сполученою у часі й у просторі роботою з виймання породи (зверху вниз) і зведення постійного кріплення (знизу нагору) в одній ланці (ділянка ствола між двома сусідніми опорними башмаками). Згідно СНиП 111-11-77 висота ланки не повинна перевищувати 40 м. У міру виймання породи ланку закріплюють тимчасовими кільцями зі швелерів, підвішеними на гаках із затягуванням стін ствола дошками. Потім роботи із проходки ствола припиняють і знизу нагору з підвісного полку зводять постійну, звичайно цегельне або бетонітове кріплення, а тимчасове знімають і видають на поверхню.

Багаторічний досвід застосування послідовної схеми виявив її істотні недоліки: додаткові витрати часу на виконання основних видів робіт, викликані тим, що напрямок просування вибою не збігається з напрямком зведення постійного кріплення; ненадійну стійкість тимчасового кріплення; додаткові витрати часу і праці на її зведення і зняття. У цей час такий варіант послідовної схеми повинен бути виключений із практики проходки стволів (усть, зумпфів).

Існує трохи видозмінений варіант послідовної схеми (рис. 5.4), коли в міру виймання породи при проходці усть стволів за сполученою схемою підвішують

металеві або залізобетонні тюрбінги.

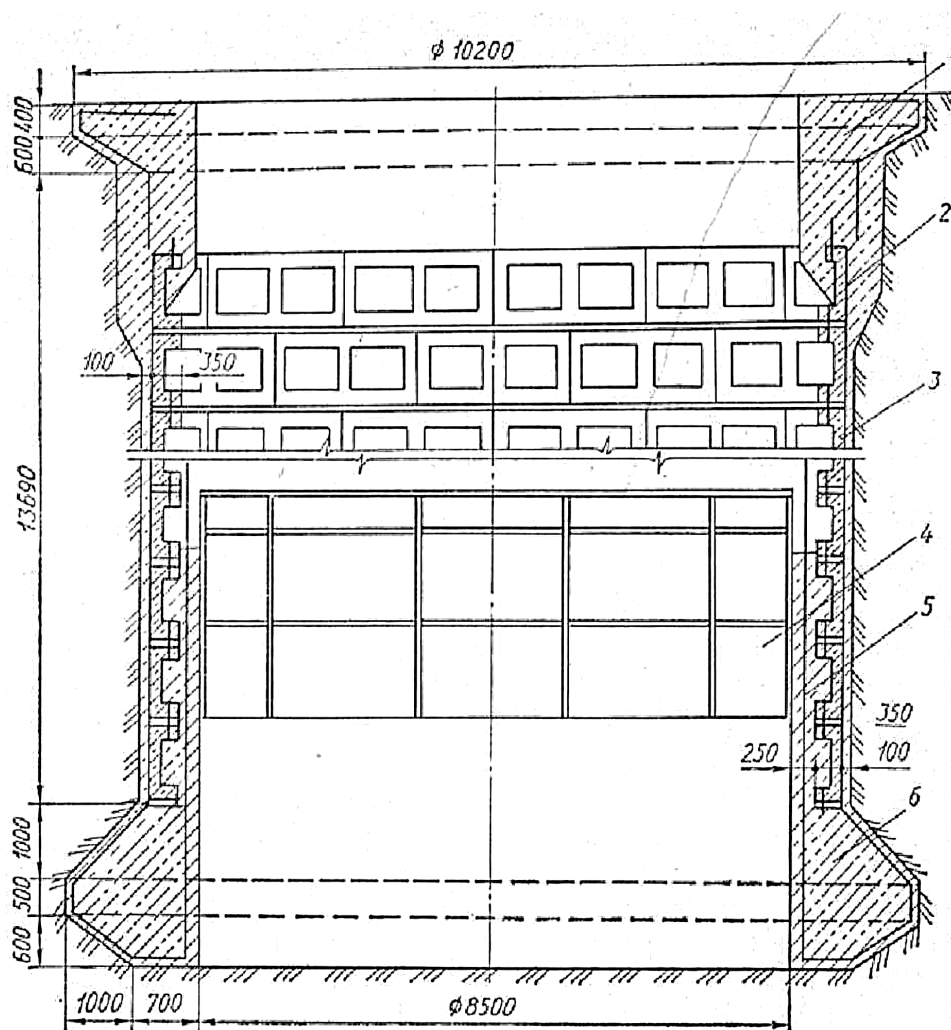


Рис. 5.4. Комбінована технологічна схема проходки і кріплення устя ствола: 1 - оголовок ствола; 2 - перше тюрбінгове кільце; 3 - тюрбінгове кріплення; 4 - пересувна опалубка; 5 - залізобетонна оболонка; 6 - опорний башмак устя

Перше (саме верхнє) тюрбінгове кільце встановлюють в оголовок ствола під контролем маркшейдера і наполовину заливають бетоном кріплення оголовка. У бетон з тюрбінга виводиться фіксуєча арматури. У міру навішення тюрбінгів слід робити карбування швів і заповнювати затюрбінговий простір цементно-піщаною сумішшю (1:6). Цю операцію необхідно проводити через кожні 5 кільць. По закінченню проходки і кріплення устя тюрбінгами знизу нагору зводять бетонну або залізобетонну оболонку за допомогою пересувної опалубки висотою 2,2 м. Роботи із проходки тимчасово припиняють.

Протягом багатьох років послідовна схема удосконалювалася у двох



напрямок: належало виключити тимчасове підвісне кріплення і сполучити напрямки робіт з виймання породи і зведенню кріплення, тобто постійне кріплення зводити зверху вниз слідом за просуванням вибою. Спочатку це завдання було вирішено за допомогою залізобетонного тубінгового кріплення, яке навішували зверху вниз, а потім знайшли спосіб зведення більш дешевого бетонного кріплення, використовуючи пересувну опалубку. Так народилася якісно нова сполучена схема проходки ствола.

**Сполучена схема** проходки ствола характеризується тим, що постійну бетонне (рис. 5.5, а) або тубінгове (рис. 5.5, б) кріплення зводять зверху вниз у міру виймання породи. Під терміном «сполучена схема» мають на увазі не тільки сполучення основних процесів у просторі, тобто у вибої ствола, але і можливе незначне сполучення робіт у часі. Ця схема найбільш проста, вимагає мінімального числа лебідок і іншого устаткування для оснащення ствола, економічно ефективна і забезпечує високий рівень безпеки робіт у вибої. У цей час її повсюдне застосовують при звичайному способі проходки стволів будь-якого діаметра і глибини за буропідливною технологією.

Так, наприклад, дану схему використовували при проходці вентиляційного ствола шахти «Комсомолець Донбасу» (колишня « Жданівська-Капітальна» № 1).

Ствол глибиною 612 м, діаметр усвітлі 6 м, товщина кріплення 300 мм, матеріал - бетон М-200 на сульфатостійкому цементі. На повну глибину ствола попередньо була зроблена цементация порід з поверхні. Пересічні породи стійкі, коефіцієнт міцності 6,8. Ствол оснащений прохідницьким копром і двома однокінцевими піднімальними установками; одна - пересувна прохідницька типу ПППУ-2000 з баддею місткістю 1,5 м<sup>3</sup>, друга - стаціонарна типу ЦР-4 х 3,2/0,6 з баддею БПС місткістю 3 м<sup>3</sup>.

Прохідницький цикл робіт для посування вибою на одну заходку при сполученій технології включає наступні процеси: буріння шпурів, заряджання і підривання шпурових зарядів, провітрювання вибою, навантаження породи, зведення бетонного кріплення.

Шпури глибиною 4...4,2 м бурили установкою БУКС-1м на 4 стріли. Породу у бадді вантажили машиною КС-2У/40 із грейфером місткістю 0,65 м<sup>3</sup>. Ствол кріпили, застосовуючи пересувну привибійну опалубку висотою 4,2 м, яку встановлювали на підірвану породу після її часткового прибирання і планування. Бетонну суміш за опалубку спускали по двом трубам. Готували суміш на централізованому бетонному заводі, розташованому в 4 км від ствола, і транспортували автосамоскидами. Чисельний склад прохідницької бригади - 25 чол. на добу (4 ланки по 6 чол. у зміну й один бригадир).

В результаті застосування такої схеми середньомісячна швидкість проходки була доведена до 2345 м<sup>3</sup>/міс (90,3 м/міс), а продуктивність праці прохідників - до 3,4 м<sup>3</sup>/чол.-зміну.

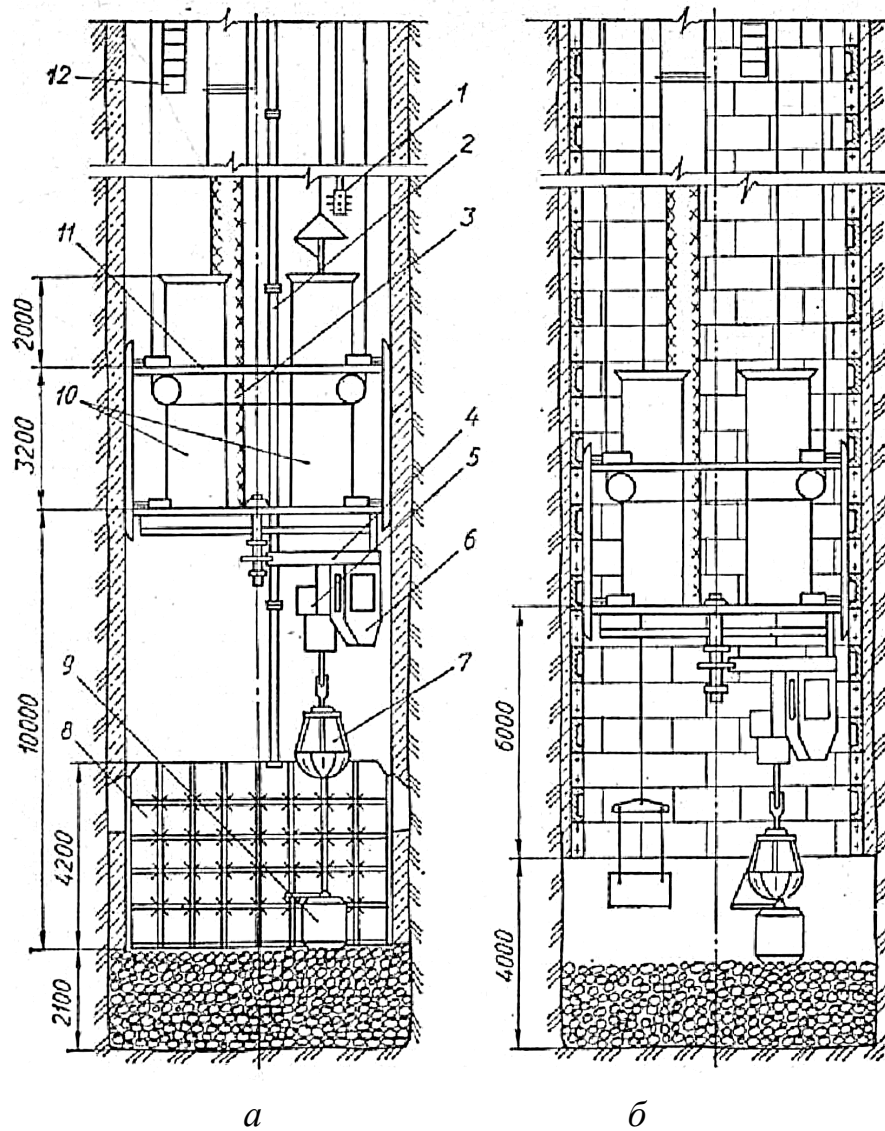


Рис. 5.5. Сполучена технологічна схема проходки ствола; *а* - при кріпленні бетоном; *б* - при кріпленні тубінгами:

1 - труба стисненого повітря; 2 - трубопровід для спуска бетонної суміші за опалубку; 3 - вентиляційна труба; 4 - кран-балка; 5 - тельфер підйому (спуска) грейфера; 6 - кабіна машиніста; 7 - грейфер; 8 - пересувна опалубка; 9 - прохідницька баддя; 10 - розтруби для проходки бадей; 11 - підвісний полок-кадетка; 12 - рятувальні сходи

**Паралельна схема** проходки ствола дозволяє сполучати у часі основні процеси з виймання породи і зведення постійного кріплення, однак виконують їх у різних ланках і напрямках. У нижній ланці зверху вниз роблять виймання породи, а у верхньому (вище опорного башмака) знизу нагору зводять постійну звичайно

цегельне або бетонітове кріплення. У міру виймання породи на гаках підвішують тимчасове кріплення зі швелерних кілець із дерев'яним затягуванням стін ствола. При зведенні постійного кріплення тимчасове знімають і видають на поверхню.

Ця схема широко застосовувалася в п'ятдесяті роки й у порівнянні з послідовною була прогресивною, тому що забезпечувала майже безперервне просування вибою ствола, що дозволяло довести максимальну швидкість проходки до 200 м/міс, а середню підвищити майже вдвічі. Однак паралельна схема мала свої недоліки: знижувалася безпека робіт, виконуваних одночасно в різних ланках; зростала їхня трудомісткість за рахунок зведення, а потім зняття тимчасового кріплення, яке відстояні породи нерідко затискали, утворювалися вивали (у важких випадках тимчасове кріплення залишали за постійним, що негативно впливало на стійкість кріплення і здорожувало його); ствол повинен був мати завищений перетин у проходці на випадок залишення тимчасового кріплення, що підвищувало трудомісткість його проходки і приводило до зайвої витрати матеріалу постійного кріплення; було потрібно додаткове устаткування у стволі і на поверхні, ускладнювалося оснащення ствола; підвищувалася трудомісткість зведення постійного кріплення вручну з мілкоштучного матеріалу (цегли або бетонітів).

Науковий і інженерний пошук був спрямований на усунення цих недоліків, у результаті чого була створена паралельно-щитова технологічна схема проходки ствола.

**Паралельно-щитова** схема характеризується тим, що виймання породи і зведення постійного кріплення проводяться одночасно в одній ланці зверху вниз. Вона застосовується при великій глибині ствола (понад 800 м) і в стійких породах з коефіцієнтом міцності не нижче 6. При менш стійких породах можливі обвалення стін ствола і затиснення щита-оболонки.

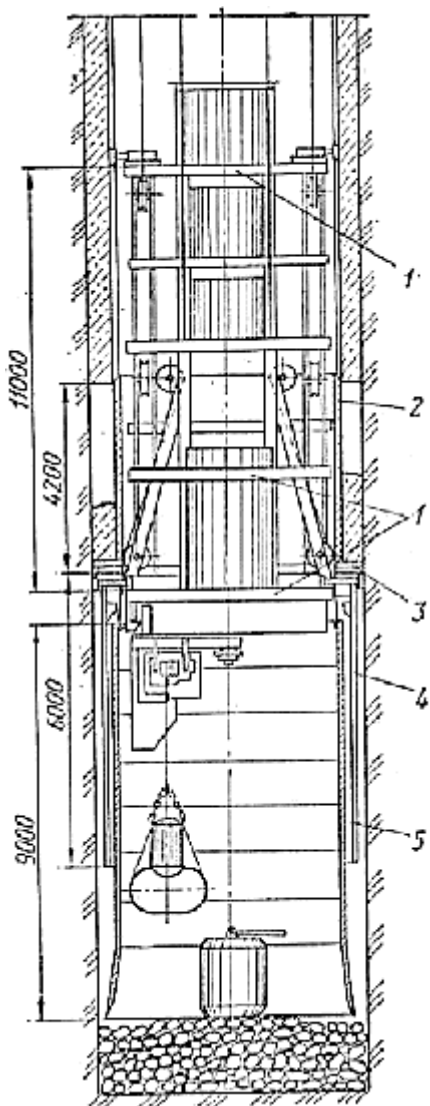


Рис.5.6. Паралельно-щитова технологічна схема проходки ствола:

- 1 – підвісний полок;
- 2 – підвісна опалубка;
- 3 – піддон опалубки;
- 4 – захисна обойма;
- 5 - щит

породонавантажувальним комплексом типу КС-2У/40 або КС-1м з місткістю грейферів 0,65...1 м<sup>3</sup> і 18...23, прохідницькими пересувними лебідками вантажопідйомністю від 10 до 45 т. Шпури глибиною 4...4,5 м бурять установкою типу БУКС-1м (див. рис 5.7) на 4 стріли.

Така схема була застосована при проходці повітряподавального ствола шахти

Ця схема дозволяє досягти високих швидкостей проходки шахтних стволів, але вимагає відповідного техніко-економічного обґрунтування, тому що з її застосуванням значно ускладнюється прохідницьке устаткування, збільшується його маса, а також підвищуються первісні витрати на оснащення ствола.

Паралельно-щитова схема проходки покладена в основу конструкції комплексів ДШП-1, ДШП-2 (донецький шахтопрохідник) і КС-1 м (6,2 м).

Комплекс ДШП (рис. 5.6) має короткий привибійний щит з телескопічною захисною обоймою; пересувну механізовану опалубку безкаркасного типу з опорним кільцем; багатоповерховий прохідницький полок із породонавантажувальною грейферною машиною. Щит є сполучною ланкою між вибоєм ствола і постійним кріпленням. Він опускається в міру просування вибою й обгороджує останній від падіння шматків породи з бічних стін. Бетон за опалубку подають по трубах із приствольного бетонно-розчинного вузла заглибленого типу безперервної дії (БРУ). Ствол оснащують в основному двома однокінцевими або однією двокінцевою піднімальними машинами, самоперекидними прохідницькими бадями місткістю 4,5 м<sup>3</sup>,

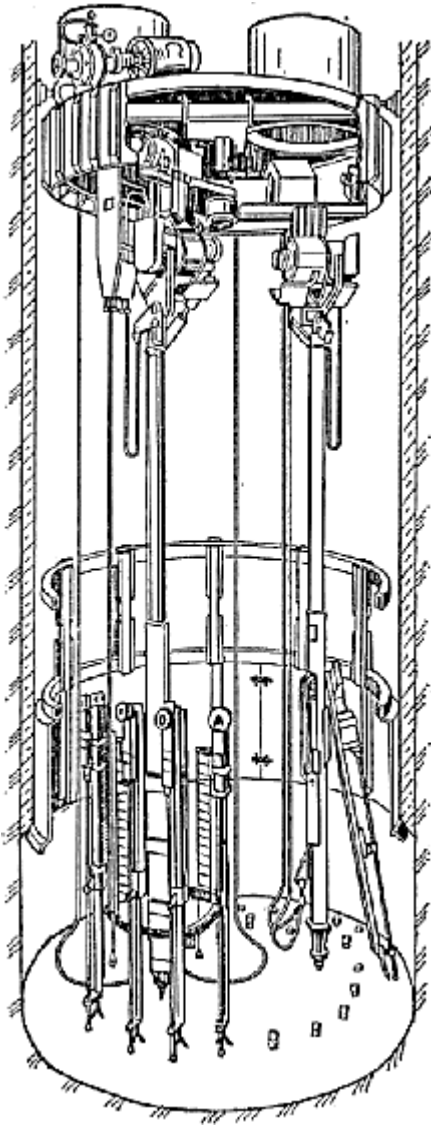


Рис.5.7. Стволовая  
бурильная установка  
БУКС-1м

комплексу, механік бурильної установки БУКС-1М, прохідник з ремонту опалубки, опорного кільця і захисної обійми й один бригадир).

Максимальна швидкість проходки складала  $4500 \text{ м}^3$  (180,8 м) за місяць, середньомісячна -  $2750 \text{ м}^3$  (115 м), продуктивність прохідників -  $4,2 \text{ м}^3/\text{чол.}$ -зміну.

«Шахтарська- Глибока» у Донбасі.

Повітряподавальний ствол має діаметр усвітлі  $5,5 \text{ м}$ . Товщина кріплення  $400 \text{ мм}$ . Вид кріплення - бетон марки М-200 на сульфатостійкому цементі. Повна глибина ствола  $1310 \text{ м}$ . Міцність порід  $6...12...18$ , у тому числі: піщаники (міцністю 14) -  $400 \text{ м}$ ; алевроліти ( $8...12$ ) -  $650 \text{ м}$ ; аргіліти ( $4...6$ ) -  $250 \text{ м}$ ; вуглисті сланці, вугілля і вапняки ( $1,5...2$ ) -  $10 \text{ м}$ . Ствол перетинає вісім зон водоносних піщаників і вапняків, які були затамповані з поверхні. Оснащення ствола - тимчасовий прохідницький копер з бункерами для породи, що акумулюють. На поверхні встановлено дві піднімальні установки: одна типу 2Ц-6х2,4, що працює як однокінцева, друга типу ЦР-6х3,2/0,75. Породу видавалася у самоперекидних баддях місткістю  $4,5 \text{ м}^3$  (типу БПСД). Породу у бадді вантажили породонавантажувальним комплексом типу КС-1м із грейфером місткістю  $1 \text{ м}^3$ . Для підвіски прохідницького внутрішньоствольного устаткування на поверхні були встановлено 23 прохідницькі лебідки вантажопідйомністю від 10 до 35 т. Шпури глибиною  $4,2...4,5 \text{ м}$  бурили установкою типу БУКС-1 м на 4 стріли.

Ствол кріпили одночасно з вийманням породи бетонною сумішшю, яку спускали по двом бетонним ставам труб за металеву секційну опалубку висотою  $5,1 \text{ м}$  з опорним кільцем. Опалубку обслуговували з верхнього поверху багатопверхового прохідницького полку. Бетонну суміш у ствол опускали із приствольного БРУ, який був обладнаний бетонозмішувальною установкою типу С-780 продуктивністю  $30 \text{ м}^3/\text{год}$ .

Чисельний склад прохідницької бригади - 36 чол. на добу (4 ланки по 7 чол. у зміну прохідників, виклична бригада бурильників (4 чол.), механік породонавантажувального

## ЛЕКЦІЯ № 5. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО СПОРУДЖЕННЯ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

### *Поперечні перерізи, види кріплення й способи проведення гірничих виробок.*

При підземній розробці рудних і вугільних родовищ проведення гірничих виробок - досить відповідальна, трудомістка й дорога робота. Технологія проведення гірничих виробок залежить насамперед від механічних властивостей пересічних гірничих порід, кута нахилу виробки й площі її поперечного перерізу.

Залежно від стійкості й водорясності пересічних порід застосовують звичайні або спеціальні способи проведення гірничих виробок.

Залежно від міцності й однорідності порід розрізняють проведення виробок у міцних однорідних породах, м'яких однорідних і неоднорідних породах. В останньому випадку виробки проводять по малопотужних (тонким) рудним тілам або вугільним пластам, коли у перетин виробки потрапляють також породи, що вміщують.

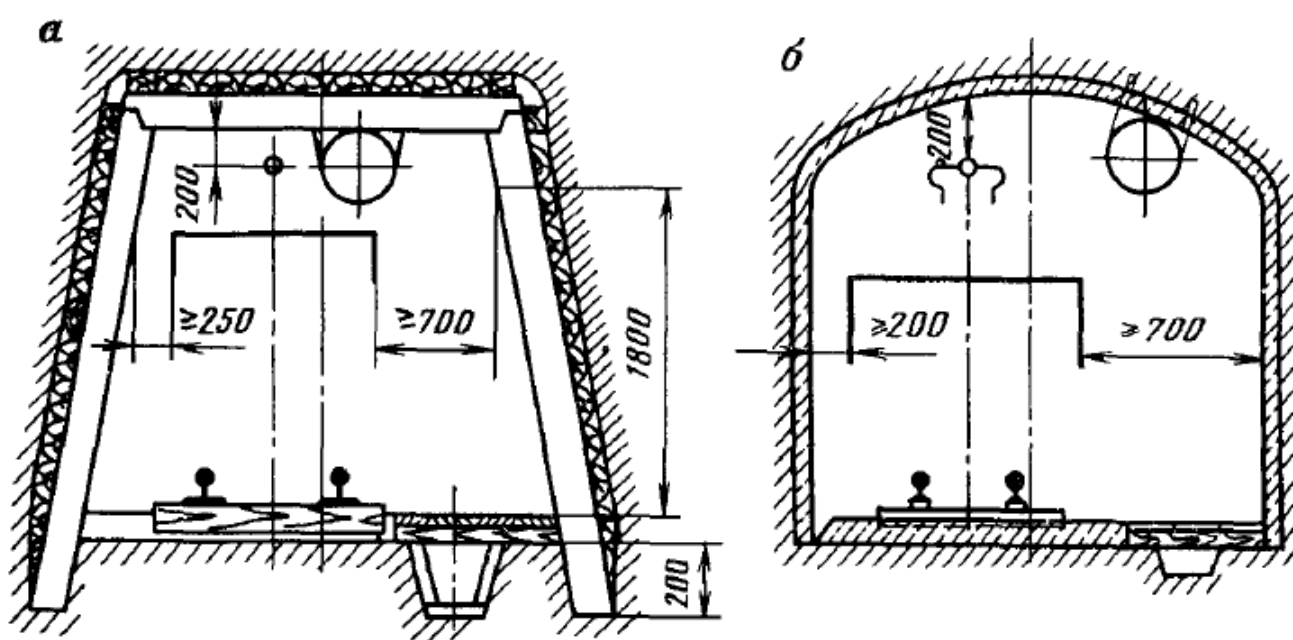


Рис.1.6. Перетини виробок

а - трапецієподібний, б – прямокутно-склепінчасте

Залежно від кута нахилу розрізняють горизонтальні, похилі й вертикальні

виробки.

Відомі способи проведення виробок за допомогою буро-підричних робіт, прохідницьких комбайнів, гідромеханізації, відбійних молотків. Перші два способи мають найбільш широке застосування.

Форма поперечного перерізу виробки визначається зручністю її експлуатації, умовами збереження тривалої її стійкості, матеріалом і конструкцією кріплення, і іншими факторами.

Найбільш стійкі круглі виробки, але на практиці круглу форму мають в основному тільки вертикальні стволи. Горизонтальні й похилі виробки звичайно мають аркову, склепінчасту, трапецієподібну й прямокутну форму (рис. 1.6).

Розміри поперечного перерізу виробок визначаються типом і габаритом транспортних пристроїв, величинами зазорів між ними й кріпленням або стінками виробки, а в ряді випадків необхідною кількістю повітря, яку потрібно подати по виробці. Швидкість руху повітря по виробці регламентована правилами безпеки (ПБ). У вугільній промисловості мінімальні площі поперечних перерізів виробок усвітлі на вугільних і сланцевих шахтах встановлені у п 3.9 «Правила безпеки у вугільних шахтах» (ПБ):

- для головних відкаточних і вентиляційних виробок, а також людських хідників при механізованому перевезенні по них людей -  $9 \text{ м}^2$  при висоті не менш  $1,9 \text{ м}$  від головки рейок (від подошви) до кріплення або розміщеного в них устаткування;
- для дільничних вентиляційних, проміжних, конвеєрних штреків і тих, що акумулюють, дільничних бремсбергів і похилів -  $6 \text{ м}^2$  при висоті не менш  $1,8 \text{ м}$  від головки рейок (подошви) до кріплення або розміщеного у виробці устаткування;
- для вентиляційних просіків, печей, косовічників та інших виробок -  $1,5 \text{ м}^2$ . Висота таких виробок звичайно обмежується потужністю корисної копалини.

Ширина проходів для людей у гірничих виробках, зазорів між транспортними засобами й кріпленням, а також між транспортними засобами в цих виробках

регламентується додатком 1 ПБ.

Зокрема, між кріпленням і конвеєром, кріпленням і рухомим складом допускається мінімальна величина проходу 0,7 м, зазору - 0,2-0,4 м залежно від виду кріплення й типу виробки, між конвеєром і рухомим складом - 0,4 м. У місцях посадки людей у пасажирські вагонетки мінімальна величина проходу збільшується до 1 м.

У гірничорудних галузях промисловості згідно п.2.7 «Правила безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом» мінімальна площа поперечного перерізу виробок усвітлі встановлюється:

- для відкаточних і головних вентиляційних виробок не менш 4 м<sup>2</sup> - при дерев'яному й металевому кріпленні і не менш 3,5 м<sup>2</sup> - при кам'яному й бетонному кріпленні при висоті цих виробок у світлі не менш 2 м від головки рейок;
- для вентиляційних і проміжних штреків і похилів, а також виробок дренажних шахт не менш 3 м<sup>2</sup> при висоті цих виробок у світлі не менш 1,8 м;
- для вентиляційних, та тих, що повстають, збійок та ін. не менш 1,5 м<sup>2</sup>.

У горизонтальних виробках, де застосовується електровозний транспорт, з однієї сторони повинен бути вільний прохід для людей між найбільш виступаючою крайкою рухомого складу і кріпленням не менш 0,7 м, а з іншого - не менш 0,25 м при дерев'яної, металевої й рамних конструкціях залізобетонного й бетонного кріплення і не менш 0,2 м при монолітному бетонному, кам'яному й залізобетонному кріпленні. Зазначена ширина проходу для людей повинна бути витримана по висоті виробки не менш 1,8 м.

У виробках з конвеєрним транспортом ширина проходів, як і на вугільних шахтах, з однієї сторони повинна становити 0,7 м, а з іншого - 0,4 м.

Г і р н и ч и м к р і п л е н н я м називають спеціальні конструкції, зведені у підземних виробках для збереження необхідних розмірів їх поперечного перерізу й запобігання обвалення порід, що вміщують.

Кріплення повинне бути досить міцним, стійким, довговічним, воно повинно



мінімально заповнювати перетин виробки, мати невеликий аеродинамічний опір, мінімальні витрати на виготовлення, доставку й установку.

Гірниче кріплення класифікується у такий спосіб:

- за терміном служби - тимчасове і постійне;
- за характером роботи - тверде, податливе і шарнірне;
- за видом матеріалу - металеве, кам'яне, бетонне, залізобетонне, дерев'яне, змішане, анкерне (штангове);
- за конструктивними ознаками - суцільне і рамне.

Тимчасове кріплення підтримує виробку лише на деякій відстані від вибою в процесі проведення виробки й замінюється постійним. Воно простіше, легше постійного кріплення, і на його зведення затрачається менше часу. Постійне кріплення підтримує виробку протягом усього строку її існування.

Жорстким називають кріплення, конструкція якого не допускає взаємного зближення, проковзування, зминання і впровадження у породу його малодеформівних елементів. Якщо елементи кріплення допускають зміну його лінійних розмірів без втрати несучої здатності, то таке кріплення є піддатливим. У шарнірному кріпленні несучі елементи можуть повертатися відносно один одного.

Підготовчі виробки в межах виїмкового поля вугільної шахти протягом терміну служби перебувають як у зоні тиску, що встановився, так і в зоні підвищеного гірничого тиску, пов'язаного з веденням очисних робіт. Тому основним видом кріплення для них є рамне металеве піддатливе кріплення, як правило, аркової і рідше кільцевої або підковоподібної форми.

Аркове триланкове податливе кріплення застосовується при відсутності порід у подошві виробки, що здимаються, при зсуві покрівлі не більше 0,3 м. При більших зсувах використовується п'ятиланкове кріплення. Обов'язковою умовою ефективного застосування аркового піддатливого кріплення є ретельна забутовка простору між кріпленням і стінками виробки. Для забезпечення конструктивної піддатливості елементи кріплення виготовляють зі спеціального (звичайно жолобчастого) взаємозамінного профілю, що дозволяє накладати кінці елементів один на одного й стягати ці кінці хомутами. Сила тертя, що виникає між стягнутими

елементами кріплення, забезпечує його піддатливість, величина якої може регулюватися шляхом затягування хомутів. Нахлестка кінців спецпрофілю у вузлі піддатливості звичайно становить 0,3 м, розрахункова піддатливість одного вузла рівна 0,2 м.

На практиці досить широко застосовується дерев'яне кріплення, яке по своїх характеристиках може бути віднесена до кріплень із обмеженою піддатливістю (за рахунок змінання елементів кріплення). Виробка, закріплена дерев'яним кріпленням, має трапецієподібну форму. Кріпильна рама складається із двох стійок і верхняка (неповна рама або дверний оклад), а у випадку порід на підшві, що здимаються, або слабких укладають ще й лежень (повна рама). У нестійких породах рами встановлюють впритул друг до друга (суцільне кріплення), у стійких - на відстані 0,5-1,2 м (врозбіг). Покрівлю й стінки виробки в останньому випадку затягують. Рами виготовляють із круглого лісу хвойних порід діаметром 0,18-0,22 м, затягування- дерев'яні обаполи або горбиль.

Анкерне або штангове (безстоечне, болтове) металеве кріплення застосовується самостійно або в комбінації з рамним кріпленням, дротяною сіткою або набризкбетоном при наявності поблизу контуру виробки прошарків слабких порід невеликої потужності, над якими залягають монолітні або слаботріщинуваті міцні породи.

Найбільше поширення одержали клинощілинні анкери (штанги) (рис. 1.7), тому що вони прості, дешеві й досить міцні. Недоліки їх - необхідність дотримання точних довжин і діаметра шпуру під анкери й неможливість їх повторного використання. Клинощілинний замок анкера (штанги) розклинюється в торці шпуру, і опорна плита (шайба) закручуванням гайки притискається до оголеної поверхні в устя шпуру, стягаючи породи між замком і стінкою виробки.

На рудниках широке поширення одержало залізобетонне штангове кріплення, у якому розпірного замка немає. Металева штанга (арматурний стрижень) вставляється у шпур, і в зазор нагнітається цементно-піщаний розчин, який, схоплюючись, закріплює штангу по всій довжині шпуру. Таке кріплення дешевше, менш чутливе до впливу підривних робіт, але не здатне сприймати навантаження

негайно після його установки.

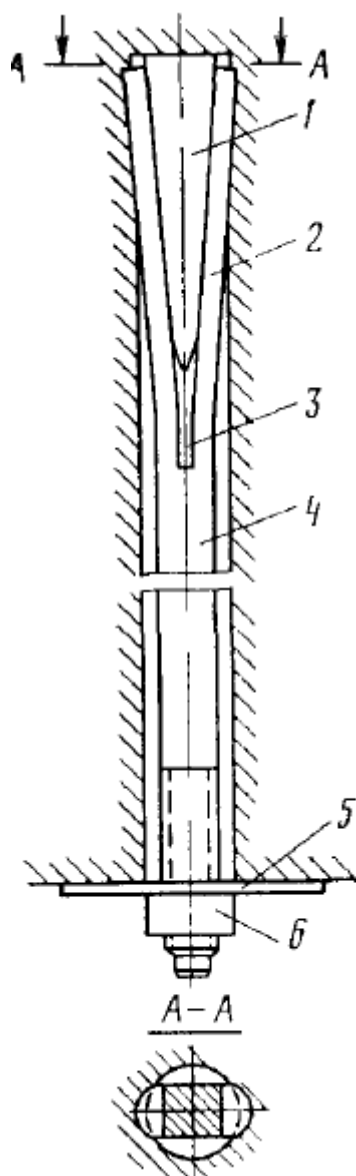


Рис. 1.7. Анкер або штанга із клиноциліндним замком: 1 - клин, 2 - вус, 3 – щілина, 4 - стрижень анкера, 5 - опорна плита (шайба), 6 - гайка

Останнім часом успішно впроваджується смолоін'єкційне штангове кріплення, при зведенні якого замість цементно-піщаного розчину у шпур під більшим тиском нагнітається полімерний розчин (суміш смоли і розчинника), який легко проникає в самі тонкі тріщини й поширюється навколо шпuru на 1-2 м, склеюючи породні блоки.

У виробках з більшим терміном служби, розташованих поза зоною опорного тиску, застосовують бетонне кріплення, яке характеризується високою міцністю,

має гарне зчеплення зі стінками виробки, невеликий аеродинамічний опір, довговічне й вогнестійке, але дороге. Його широко застосовують у вертикальних стволах шахт. У виробках з більшим терміном служби при високому гірничому тиску використовують монолітне залізобетонне кріплення. У якості арматури застосовують круглу або періодичного профілю сталь, іноді двотаври, швелери й рейки.

Залізобетонне кріплення може бути виготовлене і з окремих елементів. Збірне залізобетонне кріплення буває двох типів: рамне, установлюване врозбіг, із затягуванням, і панельне суцільне, що збирається із плит, блоків або тубінгів з масою окремих елементів не більше 100-120 кг. Кільцеві залізобетонні кріплення із сегментів широко застосовують для кріплення стволів.

### ***Загальні питання проведення гірничих виробок.***

Скорочення строків проведення виробок і зниження вартості виробки досягається шляхом правильного вибору розмірів і форми її поперечного перерізу, прийняття найбільш економічних видів матеріалу кріплення, відповідних до строку служби виробки, а також оптимальної технології й організації робіт. Істотним фактором зниження вартості виробки є висока швидкість посування вибою, яка сприяє повному використанню прохідницького устаткування і зменшенню витрат.

На проведення гірничих виробок складається проект виконання робіт, що складається з пояснювальної записки з обґрунтуванням ухвалених рішень і відповідних креслень. У проекті відображаються гірничо-геологічні умови, форма і розміри поперечного перерізу виробки, технологічна схема проведення, розташування устаткування, схеми електропостачання, освітлення й сигналізації, паспорт буропідривних робіт, паспорт кріплення, схема провітрювання, заходи щодо забезпечення безпечних умов праці, графік організації робіт, розрахунки норм виробки й розцінок, кошторис вартості проведення 1 м виробки за елементами витрат, техніко-економічні показники.

Технологічна схема проведення виробки - певний, ув'язаний у часі і просторі порядок виконання основних і допоміжних процесів і відповідне до цього порядку

розташування устаткування. Основні процеси: руйнування породи, навантаження відбитої породи, транспортування гірничої маси і кріплення виробки. Допоміжні процеси: настилення шляхів, влаштування роз'їздів для маневрових операцій, доставка матеріалів, прокладка й нарощування труб і кабелів, провітрювання, освітлення, маркшейдерське забезпечення проведення виробок.

Технологічні схеми різняться залежно від проведення виробки по однорідних і неоднорідних породах. При проведенні виробки по неоднорідних породах виймання може здійснюватися суцільним вибоєм або селективно (роздільно) корисної копалини і породи. При роздільному вийманні вугілля і породи проведення виробки можна вести вузьким вибоєм, при цьому виймання корисної копалини проводиться тільки в межах перетину виробки, і широким вибоєм, коли ширина вибою по вугіллю приймається більше ширини виробки. Простір за межами контуру виробки служить для розміщення в ньому породи від проведення виробки і називається розкоскою. Розкоска може бути верхньою, нижньою і двосторонньою. Як правило, проведення виробок ведеться вузьким вибоєм і з видачею породи на поверхню.

### ***Проведення виробок буропідривним способом.***

Буропідривна технологія застосовується, як правило, при проведенні виробок по міцним і середньої міцності неоднорідним і однорідним гірським породам, і рудам.

Основні процеси прохідницького циклу: буріння, заряджання й підривання шпурів, провітрювання вибою і приведення його після підривання у безпечний стан, навантаження породи і зведення постійного кріплення. До допоміжних відносяться процеси, виконувані одночасно з основними, що й мають відносно невелику трудомісткість (настилення шляхів, нарощування трубопроводів і кабелів, влаштування водовідливних каналок та ін.).

До параметрів буропідривних робіт відносяться тип вибухової речовини (ВР) і засобів підривання, величина й конструкція заряду ВР, число, глибина й діаметр шпурів, їх розташування у вибої і порядок підривання.

У вугільних шахтах України і країн СНД для підривних робіт у вибоях по вугіллю й породі у шахтах, небезпечних за газом або пилом, застосовуються запобіжні ВР, що володіють властивостями, які гасять полум'я, - амоніт ПЖВ-20, угленіт Е-6, у безпечних за газом або пилом шахтах - ігданіт і водонаповнені ВР.

На підземних рудниках, що розробляють, металеві руди звичайно використовують незапобіжні ВР: патронувані (найчастіше амоніт № 6ЖВ і амонали) або при механізованому заряджанні - розсипні гранульовані ВР (грамоніт 79/21 і грануліти).

Підривання шпурових зарядів звичайно проводиться електричним способом із широким використанням електродетонаторів короткосповільненої дії з інтервалами затримки, кратними 25 або 30 мс. Джерелом струму служать різні підривні машинки, переважно конденсаторного типу. На рудниках нерідко підривання роблять із використанням вогнепровідного шнура (швидкість горіння 1 см на секунду).

Заряджання шпурів патронуваними ВР проводиться вручну. Для набійників використовуються стрижні з дерева, а також із пластмас (наприклад, монофлекса). Гранульовані ВР заряджаються за допомогою пневмозарядників. Для набивки шпурів у виробках, що проводяться по породі, в основному застосовується глинистий матеріал, рідше - водяні ампули з поліетилену і спеціальні пасти.

Число шпурів у вибої визначається з умови розміщення необхідної кількості ВР і правильного оконтурювання виробки і залежить від фізико-механічних властивостей порід, поперечного перерізу виробки, властивостей ВР, діаметра патронів, конструкції заряду й інших факторів.

Діаметр шпурів буває в межах від 0,035 до 0,055 м, найчастіше 0,045-0,05 м.

Комплект шпурів складається із врубових, відбійних (допоміжних) шпурів, що й оконтурюють. Врубові шпури призначені для утворення другої оголеної поверхні за рахунок руйнування і часткового викиду деякого обсягу породи. Відбійними шпурами руйнують основну масу породи, а породу по контуру виробки відбивають шпурами, що оконтурюють, для додання їй поперечного перерізу проектних розмірів і форми.

Глибину шпурів вибирають, виходячи з виконання робіт прохідницького циклу у заданий час.

Розташування врубових шпурів або тип врубу приймають залежно від площі вибою, міцності й структури порід та інших факторів. Найпоширеніші схеми врубових шпурів показані на рис.1.8.

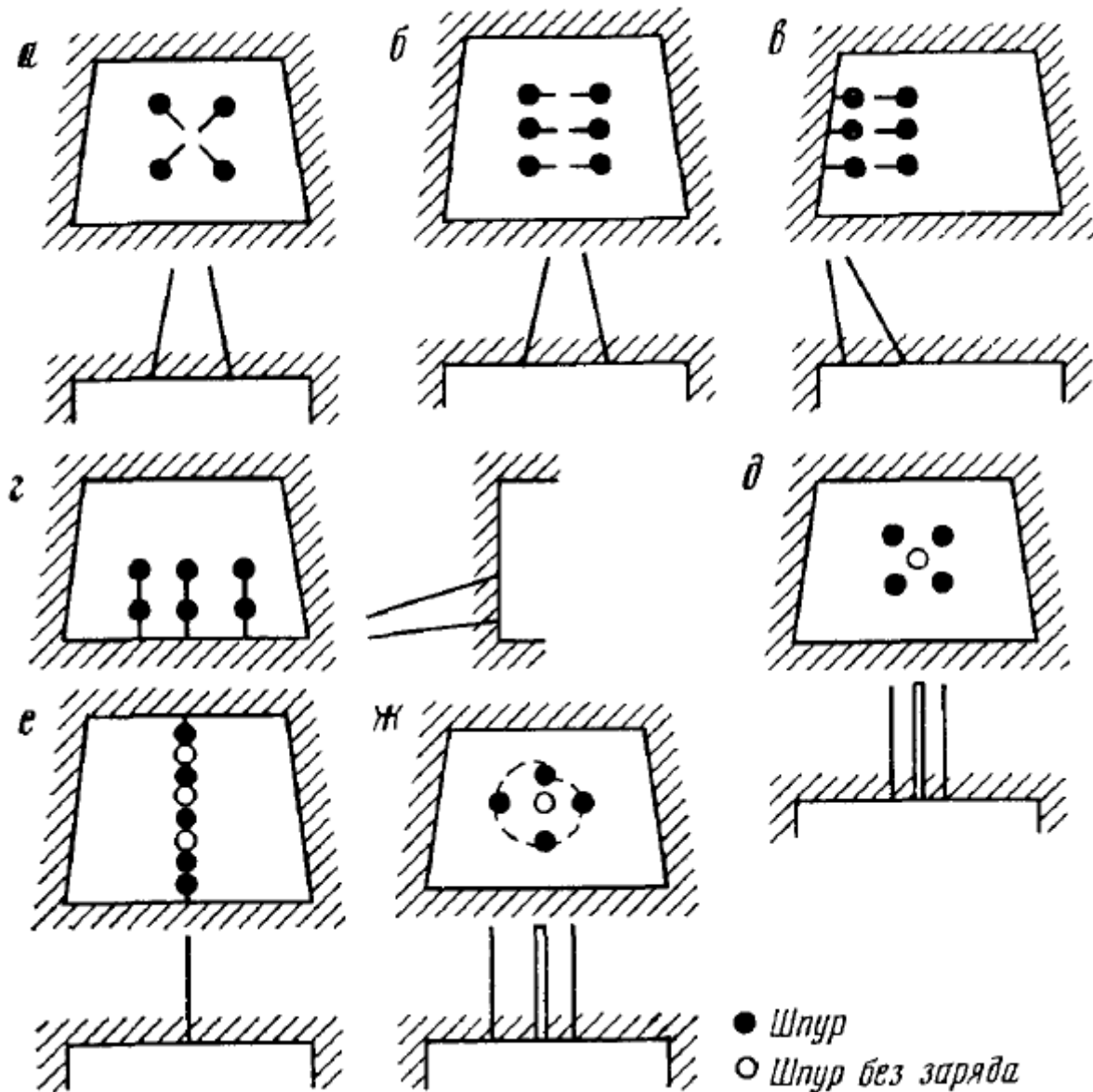


Рис. 1 8. Схеми розташування врубових шпурів:

*а* - пірамідальне, *б* - клинове, *в* – бічне, *г* - нижнє однобічне, *д* - призматичне, *е* - щілинне, *ж* - спіральне пряме несиметричне

Шпури, що оконтурюють, у міцних і в'язких породах розташовують на відстані 0,1 м від контуру виробки (відстань між шпурами 0,5-0,65 м), у породах середньої міцності - 0,2 м від контуру виробки при збільшенні відстані між ними до 0,7-0,8

м.

Відбійні шпури рівномірно розміщуються по площі вибою, щоб забезпечити однакове дроблення породи.

На багатьох шахтах Західної Європи знайшла поширення схема, за якою усі шпури, у тому числі й врубові, буряться паралельно осі виробки.

Буріння шпурів є одним із трудомістких процесів прохідницького циклу, що займає до 30-45 % часу.

Буріння шпурів виконують бурильними машинами обертального, ударно-поворотної й обертально-ударної дії. Обертальне буріння шпурів здійснюють електросвердлами (рідше пневмосвердлами). Кручена штанга бура забезпечує видалення зі шпуру бурового дріб'язку. Ручні електросвердла масою 12-20 кг застосовують для буріння по вугіллю й м'яким породам. У породах міцністю  $f$  від 3 до 5-6 для буріння шпурів використовують колонкові електросвердла, які встановлюють на розпірних колонках і маніпуляторах, що кріпляться на навантажувальних машинах або спеціальних візках. Швидкість буріння по вугіллю 10-15 м/год, а по м'яких породах 8-12 м/год (колонковими свердлами).

Для буріння шпурів по більш міцних породах, з  $f > 5 \dots 6$ , застосовують ударно-поворотне й обертально-ударне буріння пневматичними й гідравлічними бурильними машинами (перфораторами). При ударно-поворотному бурінні по хвостовикові бура завдають удару, після чого бур повертається на  $10-15^\circ$ , удар повторюють.

За умовами застосування й способу установки перфоратори діляться на ручні (із пневмопідтримками), колонкові, телескопні й на самохідних бурильних установках.

Ручні перфоратори (масою 13-25 кг) застосовують при бурінні шпурів, спрямованих горизонтально або вниз, колонкові перфоратори (масою 30-50 кг) - при бурінні горизонтальних або слабопохилих шпурів діаметром до 85 мм у міцних і досить міцних породах, телескопні перфоратори (масою 35-45 кг) - при бурінні шпурів, що повстають, під кутом  $^\circ 45$  і більше.

Обертально-ударне буріння застосовують у породах середньої міцності і



міцних. Принцип обертально-ударного буріння полягає в тому, що одночасно з обертанням бура по його хвостовикові наносять близько 2000 ударів на хвилину. При такому впливі на вибій шпуру відбувається ефективне руйнування породи в результаті її зминання в момент удару й сколювання при обертанні.

У вугільній промисловості країн СНД при проведенні гірничих виробок буропідричним способом на шахтах в основному застосовують електрообертальні бурильні машини (ручні й колонкові електросвердла та установки) і меншою мірою - перфатори із пневмоприводом. На рудниках, навпаки, широко поширені пневматичні перфатори й самохідні бурові установки.

Останнім часом усе ширше застосовуються гідравлічні перфатори, які у порівнянні із пневматичними такого ж класу забезпечують зниження потужності, що витрачається, у 3 рази, збільшення швидкості буріння по міцних і м'яких породах в 2 рази, зменшення витрати бурового інструмента на 30-50 %, значне зниження шуму й вібрацій. Робочою рідиною в гідроперфаторах є масло.

Буровий інструмент при перфаторному бурінні - звичайно складені бури зі знімними коронками, армованими твердими сплавами у вигляді пластинок або циліндричних штирів.

Перфаторне буріння практично завжди проводиться із промиванням водою, яка подається до вибою шпуру в кількості не менш 4 л/хв.

На вугільних шахтах при веденні підричних робіт для інертизації привибійної зони виробок з метою виключення або локалізації спалахів метану та вугільного пилу застосовують завіси, утворені тонкодисперговою водою, порошкоподібними інгібіторами, інертними газами або повітряно-механічною піною та водяну набивку шпурів.

Провітрювання вибою може здійснюватися нагнітальним, всмоктуючим або комбінованим способом (рис. 1.9).

Найчастіше застосовують нагнітальний спосіб провітрювання. Вентилятор місцевого провітрювання встановлюють на свіжому вентиляційному струмені на відстані не менш 10 м від вихідного струменя і по трубопроводу подають у вибій повітря. Повітря, забруднене продуктами вибуху і газами, що виділяються,

рухається у зворотному напрямку по всьому перетину виробки.

Подача вентилятора не повинна перевищувати 70 % кількості повітря, що надходить до нього за рахунок загальношахтної депресії. При всмоктувальному способі провітрювання у вентиляційний трубопровід попадають лише гази, відкинуті при вибуху від вибою, що й перебувають у безпосередній близькості (1-1,5 м) від вхідного отвору труби. Перевага способу полягає в тому, що виробка на всьому протязі (за винятком ділянки у вибою довжиною 25-30 м) залишається вільною від продуктів вибуху.

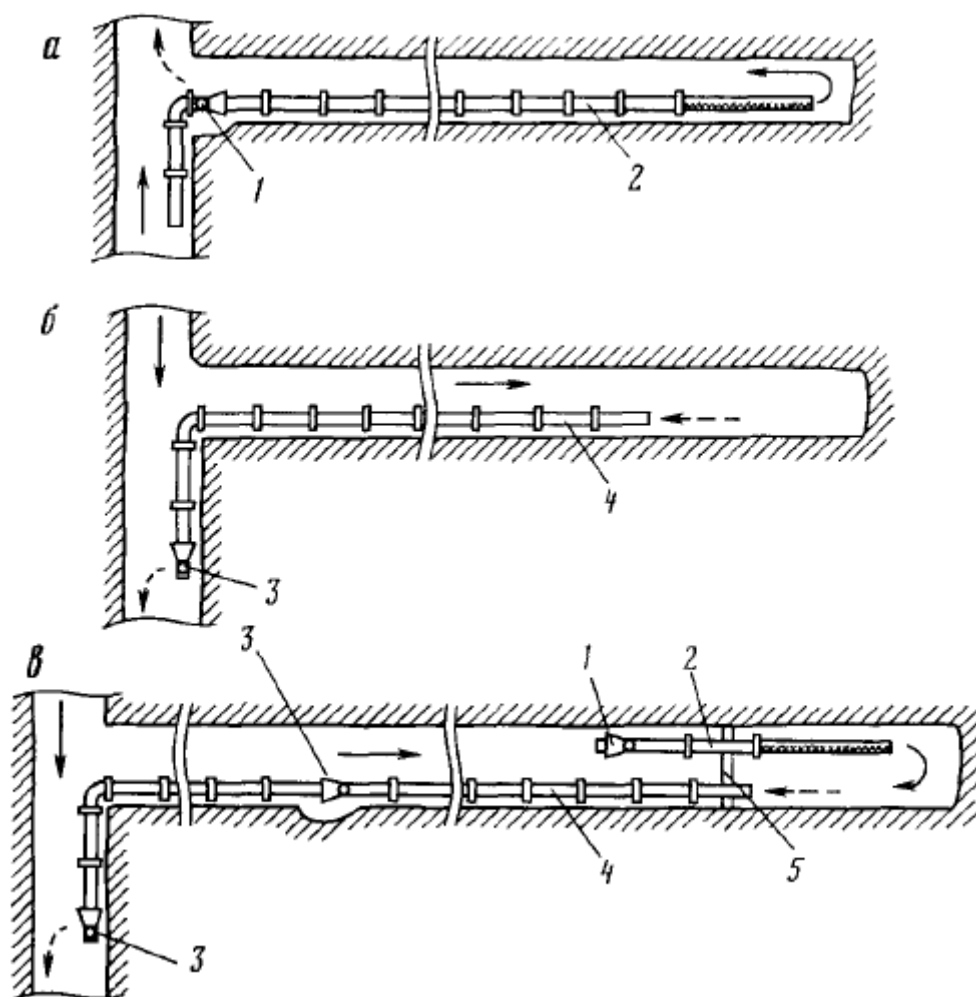


Рис. 19. Способи провітрювання:

*a* - нагнітальний, *б* - всмоктувальний, *в* - комбінований, 1 - нагнітальний вентилятор, 2 - нагнітальний трубопровід, 3 - всмоктувальний вентилятор, 4 - всмоктувальний трубопровід, 5 - перемичка

Комбінований спосіб застосовують для прискорення провітрювання. Із цієї

метою на деякій відстані від вибою встановлюють перемичку із дверима, які під час провітрювання повинна бути закрыта. Через перемичку прокладають нагнітальний і усмоктувальний трубопроводи.

Вентиляційні труби виготовляють із металу, тканини або полімерних матеріалів. При нагнітальному способі провітрювання застосовують труби із прогумованої тканини діаметром від 300 до 600 мм.

Вентилятори місцевого провітрювання за видом енергії можуть бути пневматичні та електричні, а за принципом роботи - осьові й відцентрові. Широко поширені осьові електричні вентилятори, як найбільш компактні і зручні в роботі.

Після провітрювання вибій приводять у безпечний стан. При цьому перевіряють, чи всі заряди підірвані, чи немає відмов, чи не загрожує обвалення покрівлі й стінок виробки, чи не ушкоджене кріплення.

Навантаження породи виконують за допомогою навантажувальних машин, рідше скреперних установок і навантажувально-транспортних машин (НТМ).

Навантажувальні машини діляться на машини періодичної і безперервної дії, за способом захвату матеріалу, що навантажується, вони бувають із нижнім, бічним і верхнім захватом, за типом виконавчих органів - ковшові, з лапами, що нагрібають, або шкребками і грейферні.

Для навантаження міцних порід при проведенні горизонтальних виробок звичайно застосовують ковшові навантажувальні машини періодичної дії на рейковому ході. При русі машини вперед ківш занурюється у навал породи, заповнюється, а потім піднімається над машиною і розвантажується у вагонетку, розташовану за навантажувальною машиною. Навантаження за допомогою ківша може здійснюватися й у бункер, а з нього за допомогою конвеєра порода вантажиться у вагонетку.

При проходці польових і пластових штреків на вугільних шахтах ФРН, Польщі, Чехословаччини, Франції та інших країн широке застосування знаходять навантажувальні машини з бічним розвантаженням, які більш рухливі, мають можливість працювати у похилих виробках (з нахилом до  $15^\circ$  і в бремсбергах до  $10^\circ$ ), здатні вантажити крупнокускову породу.

Для навантаження м'яких і середньої міцності порід застосовують машини безперервної дії. Лапи, що нагрібають, захоплюють породу і передають її на скребковий конвеєр, який і вантажить породу у вагонетку або на стрічковий конвеєр, установлений у виробці.

Технічна продуктивність вітчизняних серійних машин періодичної дії - від 0,8 до 1,25 м<sup>3</sup>/хв, безперервної дії - від 2,2 до 4 м<sup>3</sup>/хв.

Скреперна установка складається з лебідки, скрепера (шкребка), троса (каната) і блочків. Лебідка забезпечує зворотно-поступальний рух скрепера. Причому при русі в одну сторону скрепер переміщає (волочить) роздроблену гірничу масу по підшви виробки, а при русі в протилежну сторону - прослизає над гірничою масою (холостий хід).

Вантажно-транспортна машина робить навантаження, доставку, транспортування й розвантаження породи. Ці машини бувають ковшового типу (породу вантажать у великий ківш і в ньому везуть до місця розвантаження) і бункерного (невеликим ківшом породу вантажать у бункер машини, який може розвантажуватися). Значний час у прохідницькому циклі витрачається на роботи із кріплення. При буропідривному способі проходки у м'яких породах і по вугіллю ці роботи займають до 45-55 % загального часу циклу.

Аркове кріплення встановлюють в основному вручну з використанням пристосувань для часткової механізації (полки, ківші навантажувальних машин і ін.). Прості допоміжні пристрої на ківші навантажувальної машини забезпечують можливість підйому й установки одночасно цілої секції з верхніх сегментів під покрівлю. Монтаж секції з верхняків з рулонами сітчастого затягування сполучається з операцією навантаження гірничої маси.

Штангове кріплення найбільшою мірою піддається механізації. Створені самохідні машини, що забезпечують механізовану установку залізобетонного і смолоін'єкційного штангового кріплення.

Технологія проведення похилих виробок має деякі особливості, обумовлені їхнім положенням у просторі. Похилі виробки проводяться як зверху вниз, так і знизу нагору.

Буропідривні роботи при цьому ведуться в основному так само, як і в горизонтальних виробках.

На вугільних шахтах навантаження гірничої маси при проведенні похилих виробок знизу нагору при кутах падіння до  $15^\circ$  проводиться навантажувальними машинами з лапами, що нагрібають, при більших кутах - вручну, при проведенні виробок зверху вниз при кутах нахилу до  $25^\circ$  - навантажувальними машинами з лапами, що нагрібають, та машинами ковшового типу. При використанні виконавчого органу навантажувальної машини як грейфера, механізоване навантаження може здійснюватися у виробках з кутом нахилу до  $55^\circ$ . Гірнична маса з вибою виробок до відкаточного штреку транспортується конвеєрами (стрічковими - при куті нахилу до  $18^\circ$ , скребковими - до  $25^\circ$ ), вагонетками (до  $25^\circ$ ), у скіпах (більш  $25^\circ$ ).

На рудниках широко застосовуються вантажно-транспортні машини ковшового типу і комплекси з ковшової навантажувальної машини і автосамоскида для проведення виробок знизу нагору при кутах нахилу виробки до  $12-14^\circ$ , а зверху вниз - при кутах нахилу до  $8-10^\circ$ .

Наявність водопритоків ускладнює проведення виробок у напрямку зверху вниз. При припливі води до  $6 \text{ м}^3/\text{год}$  вона відкачується з вибою пересувними насосами у вагонетки або скіпи та видається разом з породою. При припливі  $6-12 \text{ м}^3/\text{год}$  і довжині похилу до  $250 \text{ м}$  вода відкачується пересувними насосами на відкаточний горизонт по трубах. При більшій довжині похилу і припливах більше  $12 \text{ м}^3/\text{год}$  застосовується двоступінчаста схема водовідливу із проміжним водозбірником.

Виробки, що повстають (крутопохилі або вертикальні виробки) мають звичайно прямокутний поперечний переріз, а рудоспуски - круглий. Довжина їх коливається від  $20$  до  $100 \text{ м}$  і більше.

Проходку виробок, що повстають, ведуть знизу нагору звичайним (немеханізованим) способом, за допомогою механізованих прохідницьких комплексів типу КПВ і КПН, способом буріння, а іноді секційним підриванням зближених паралельних глибоких свердловин, пробурених на місці майбутньої

виробки, що повстає.

При звичайному способі шпури бурять телескопними перфораторами із запобіжних дерев'яних полків під вибоєм. Робітники переміщуються до вибою по сходовому відділенню. У міру проходки дерев'яне кріплення у виробці, що повстає, постійно ремонтують і нарощують.

Механізований прохідницький комплекс типу КПВ або КНВ являє собою самохідний полиць, який по нарощуваній секціями монорейці, закріпленій штангами на стінці, що повстає, може підніматися до вибою і спускатися вниз у монтажну камеру, розташовану збоку від устя виробки, що повстає (рис. 1.10). Буріння шпурів виконують з робочої платформи полку телескопними перфораторами. Провітрюється вибій стисненим повітрям.

Буріння виробок, що повстають, діаметром 1-3 м звичайно здійснюють між двома горизонтами. При застосуванні бурової установки 2КВ спочатку по осі виробки, що повстає, на всю його довжину бурять випереджальну свердловину діаметром до 0,3 м, яку потім розширюють знизу нагору до повного перетину виробки, що повстає. При застосуванні установки 1КВ1 виробки, що повстають, бурять знизу нагору відразу на повний діаметр. Буровий інструмент - шарошки різних конструкцій. Швидкість буріння виробки, що повстає сягає 3-4 м/зміну.

Довжина виробок, що повстають, проведених способом підривання глибоких паралельно-зближених свердловин, обмежена припустимим скривленням свердловин від заданого напрямку і рідко доходить до 30-40 м. Підривання проводиться секціями послідовно знизу нагору.

### ***Проведення виробок комбайнами й прохідницькими комплексами.***

Основним напрямком технічного переозброєння підготовчих робіт є проведення виробок комбайнами.

Прохідницькі комбайни являють собою комбіновані машини, призначені для одночасного виконання відбійки породи і навантаження її у транспортні засоби (на конвеєр або у вагонетки).

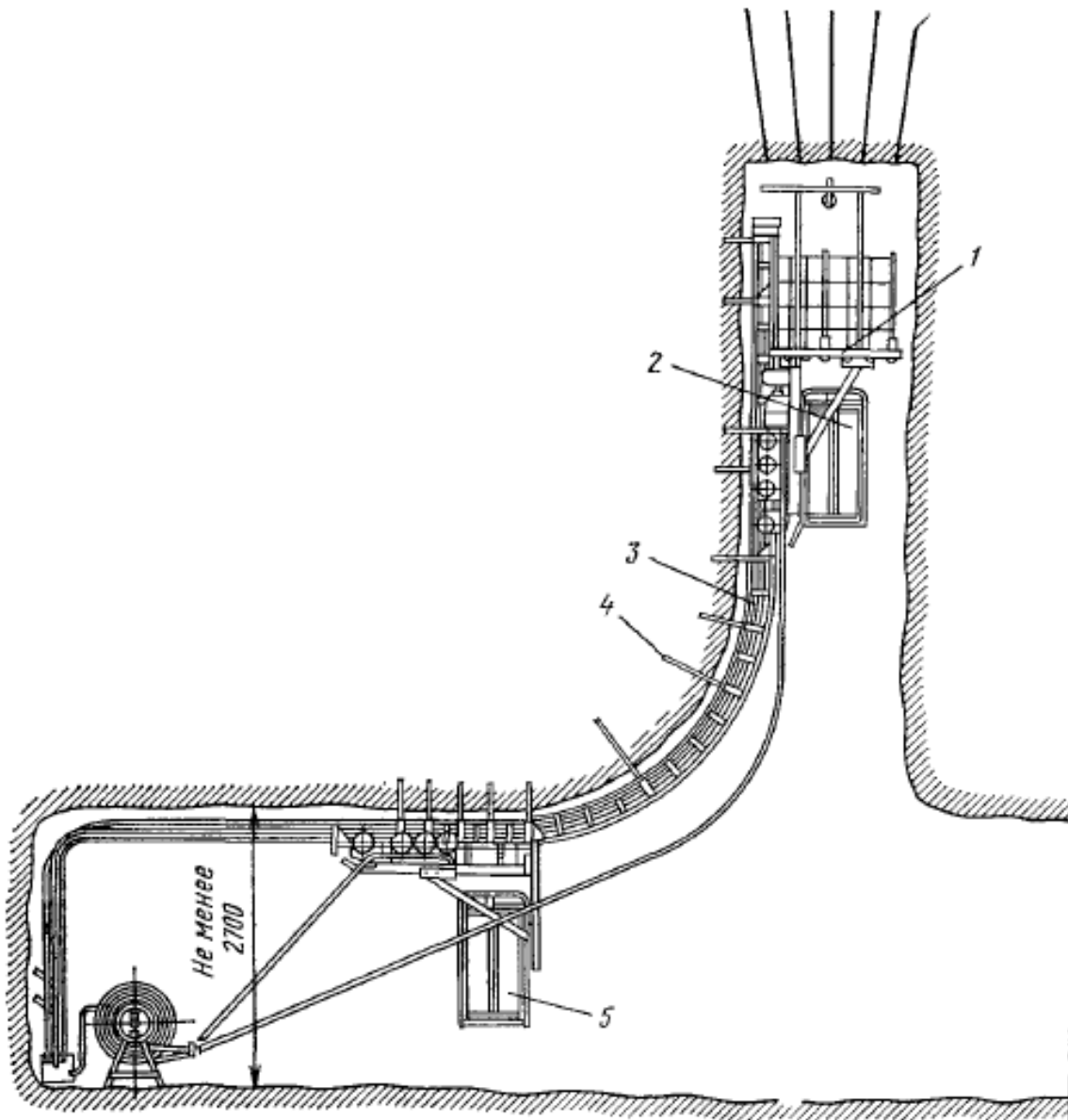


Рис.1.10. Схема проведення виробки, що повстає із застосуванням самохідного полку:

1 – розпірний полк; 2 – кліть у верхньому положенні; 3- монорейка; 4 – анкер для кріплення монорейки; 5 – кліть із полком у нижньому положенні.

У світовій практиці застосовуються комбайни зі стріловидним виконавчим органом (вибіркової дії) і комбайни бурового типу (із суцільним вийманням).

Переважає застосування на вугільних шахтах при проведенні виробок у межах виймкового поля одержали комбайни зі стріловидним виконавчим органом, оснащеним на кінці фрезерною головкою, що обробляє заходками всю площу

вибою. Комбайни мають механізм переміщення (звичайно гусеничний, рідше крокуючий), навантажувальний орган (спарені лапи, що нагрібають, або одноланцюговий скребковий конвеєр з консольними шкребками на підйомно-поворотному столі навантажувальний диск-плуг, що гойдається), скребковий конвеєр, перевантажувач, електричне (пневматичне) і гідравлічне устаткування, засоби пилопридушення (зрошення і пиловідсмоктування) і інше допоміжне устаткування.

Переваги комбайнів зі стріловидними виконавчими органами: можливість зміни в широкому діапазоні розмірів і форм перетину проведеної виробки, роздільне виймання корисної копалини і породи з коефіцієнтом міцності  $f$  до 6 при кутах нахилу виробки до 25, зручний доступ до вибою і, отже, можливість роботи у виробках з нестійкою покрівлею, дистанційне керування комбайном з виносного пульта або по радіо, можливість автоматизації і програмного керування.

У цей час експлуатується третє покоління прохідницьких комбайнів вибіркової дії. Перші прохідницькі комбайни були створені у нашій країні. Застосування їх у вугільній промисловості країн Західної Європи почалося в 1962 г. (радянський комбайн ПК-3, імпортований у Великобританію).

У результаті уніфікації й модернізації прохідницьких комбайнів вибіркової дії в СНД для вугільних шахт до серійного виробництва прийнято два базові типи: ГПКС і 4ПП-2.

Сімейство комбайнів типу ГПКС складається з декількох моделей, призначених для проведення гірничих виробок по вугіллю або змішаним вибоєм із присічкою порід з межею міцності до 50 МПа. Площа поперечного перерізу виробки 4,7-15 м<sup>2</sup>, кут нахилу виробки до 20-25°. Маса комбайнів 19-20 т.

На базі комбайна 4ПП-2 створене сімейство уніфікованих прохідницьких комбайнів цього типу, призначених для проведення гірничих виробок по вугіллю або змішаним вибоєм по породах. Площа поперечного перерізу виробок 9- 25 м<sup>2</sup>, кут нахилу їх до 25°. Маса комбайнів 40-43 т.

Створення й впровадження прохідницьких комплексів з комбайнами дозволяє комплексно механізувати всі основні процеси прохідницького циклу, у тому числі



й транспортування зруйнованої гірничої маси з одночасним зведенням кріплення.

Для проведення виробок по вугіллю із включенням у нього абразивних порід використовуються комбайни з комбінованими виконавчими органами (4ПП-4, «Роботер НД» фірми «Паурат»), що включають резцову коронку й ударний механізм, що сколює.

Найважливішим завданням залишається автоматизація керування комбайнами, коли перемонтажний пристрій, конвеєр будуть органічно зв'язані між собою. Із цією метою в СНД, Великобританії, ФРН і інших країнах уже створені дослідні зразки дистанційно керованих комбайнів із програмним керуванням (ПК-200, WA V-200).

Комбайни з торцевим розміщенням робочого органу і валовим вийманням одночасно по всьому перетину вибою знаходять велике поширення при розробці калійних солей. Органи таких комбайнів бувають роторними, планетарно-дисковими, барово-ланцюговими, барабано-лопатевими та ін. Ще на початку 60-х років на рудниках Солігорського калійного комбінату використовувалися комбайни типу ШБМ. Потім з'явилися й сталі широко застосовуватися комбайни ПК-8, ПК-10, «Урал-10КС», «Урал-20КС». Ці комбайни працюють у комплексі з бункерами-навантажувачами, що представляють собою ємності, що причіпляються до комбайнів, поступово заповнюювані в міру роботи останніх, що й швидко розвантажуються у самохідні челнокові вагони, які й доставляють рудну масу до системи конвеєрного транспорту.

Комбайни типу вітчизняного «Союз» і КРТ оснащені буровим виконавчим органом роторного типу із шарошечним інструментом, що руйнують породу відразу по всьому перетину виробки. Вони призначені для проходки виробок у породах середньої міцності. Механізм переміщення - гідравлічний, розпірно-крокуючий. Енергооснащеність відповідно 910 і 420 кВт, маса -190 і 115 т. Досвід проведення виробок буровими комбайнами на шахтах ФРН показує, що їх застосування доцільне при довжині виробки не менш 3000 м і швидкості проведення не менш 17 м/доб.

Широкому впровадженню бурових комбайнів на вугільних шахтах

перешкоджають наявності вивалів, складності зведення кріплення у вибої, висока температура повітря у вибої через велику встановлену потужність електроустаткування, труднощі доставки, монтажу-демонтажу й регулярного перекидання комбайнів з вибою у вибій і складні умови провітрювання через захащеність виробки.

Для різкого підвищення продуктивності праці при проведенні гірничих виробок необхідна комплексна механізація й автоматизація усіх процесів прохідницького циклу. Із цією метою створюються прохідницькі комплекси устаткування, що механізують усі основні процеси проведення виробки.

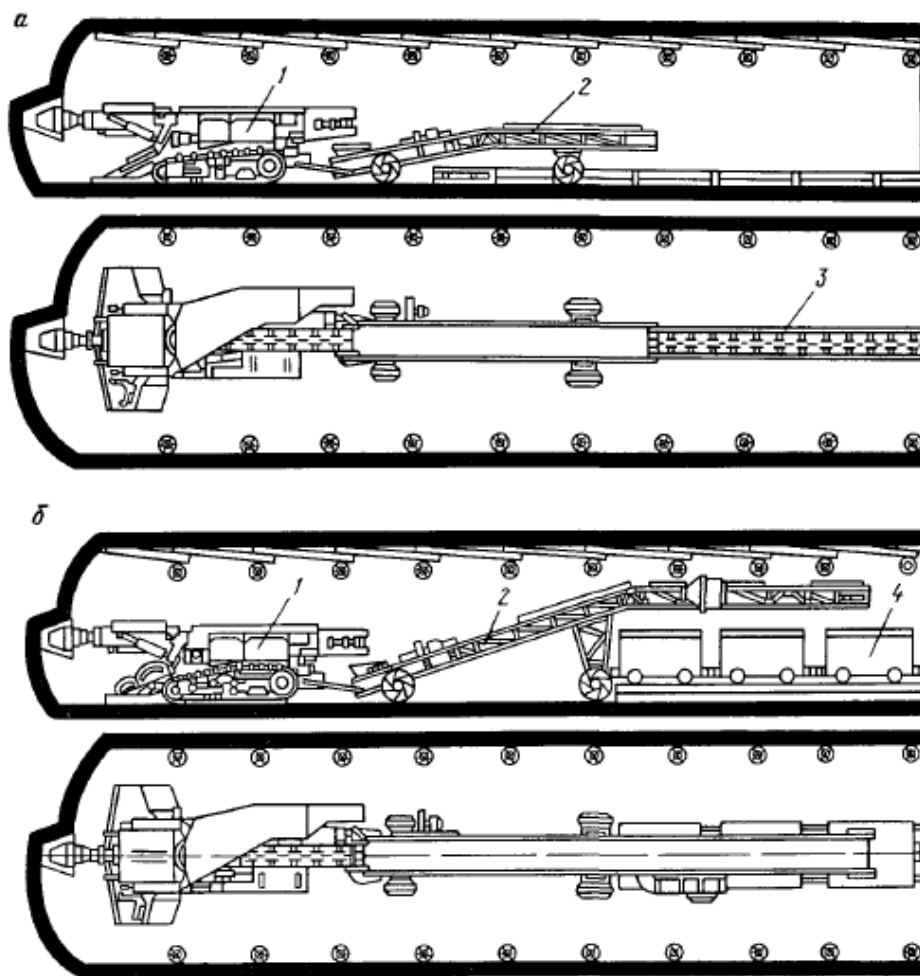


Рис.1.11. Схеми проведення виробки комбайном із вибійним перевантажувачем і навантаженням на конвеєр (а) і у вагонетки (б)

Розрізняють комплекси устаткування для проведення виробок комбайновим, буропідривним і щитовим способом. Комбайновий комплекс устаткування

(рис.1.11) складається з комбайна 1, привибійного причіпного перевантажувача 2, що забезпечує транспортування відбитої гірничої маси на скребковий або стрічковий конвеєр 3. Під привибійним перевантажувачем розміщується штрековий конвеєр 3 або склад вагонеток 4, внаслідок чого забезпечується можливість протягом зміни проводити виробку без нарощування конвеєра або рейкових шляхів. У комплекс устаткування включаються також крепеукладачі, устаткування для зведення анкерного кріплення, вентиляції і пилопридушення.

## ЛЕКЦІЯ № 6. РОЗКРИТТЯ ШАХТНИХ ПОЛІВ.

Основні фактори, що впливають на вибір способу розкриття шахтного поля: кількість пластів що розкриваються, кут падіння пластів, розміри шахтного поля, виробнича потужність шахти, потужність наносів та інші.

Схема розкриття повинна забезпечувати:

- Рациональну розробку шахтного поля і отримання стабільного видобутку протягом усіх етапів роботи шахти;
- Мінімальний об'єм розкривних виробок;
- Мінімальні первинні капітальні витрати;
- Можливість періодичного оновлення гірничого хазяйства;
- Однотипність транспорту, що застосовується;
- Надійне й ефективне провітрювання шахти і виїмкових полів.

Схеми розкриття класифікуються за чотирма ознаками:

1. За типом головної розкривної виробки – на схеми розкриття вертикальними, похилими стволами, штольнями і комбінацією виробок;
2. За числом пластів у шахтному полі – на схеми розкриття одиночних пластів і світи пластів;
3. За наявністю і типу додаткових розкривних виробок – на схеми розкриття з горизонтальними, похилими і вертикальними виробками і без таких;
4. За кількістю горизонтів, що розкриваються головною виробкою – на одnogоризонтні та багатогоризонтні схеми розкриття.

Найбільш розповсюдженими і універсальними є схеми розкриття вертикальними стволами. При глибинах більше 600 м – це єдина схема, яка може застосовуватися.

**Багатогоризонтна схема розкриття вертикальними стволами без додаткових розкривних виробок** застосовується при розкритті не більше двох пластів з кутами падіння до 6 градусів (див. рис.6.1 та 6.2).

При кутах до 6 градусів і відстані між пластами більше 200 м в межах кожного пласта споруджується свій приствольний двір, а ствол обладнується двома підйомними установками.

Переваги: невисокі затрати і високі темпи будівництва. Недоліки: трудність підтримання виробок і камер приствольного двору.

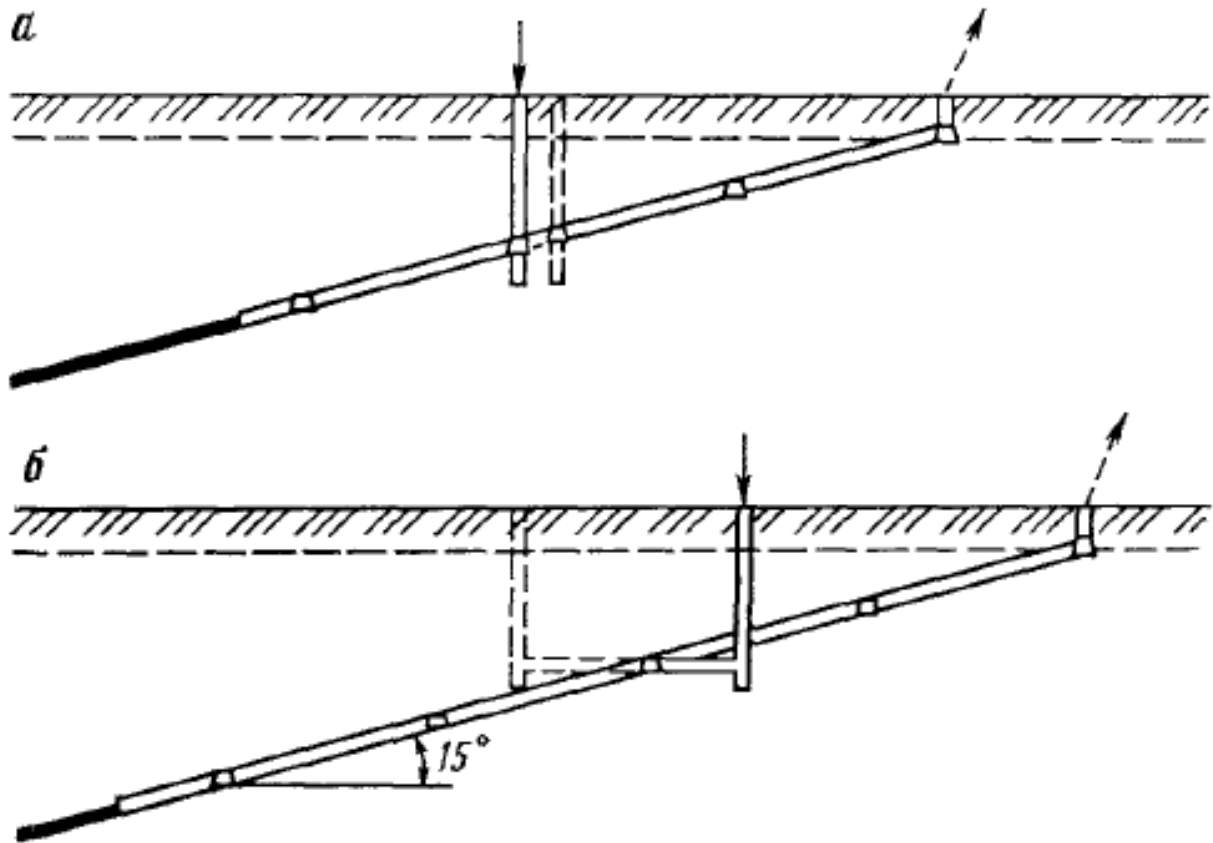


Рис.6.1. Схеми розкриття одиночного пласта вертикальними стволами без додаткових розкривних виробок: а – з розташуванням приствольного двору у площині пласта; б – у пустих породах

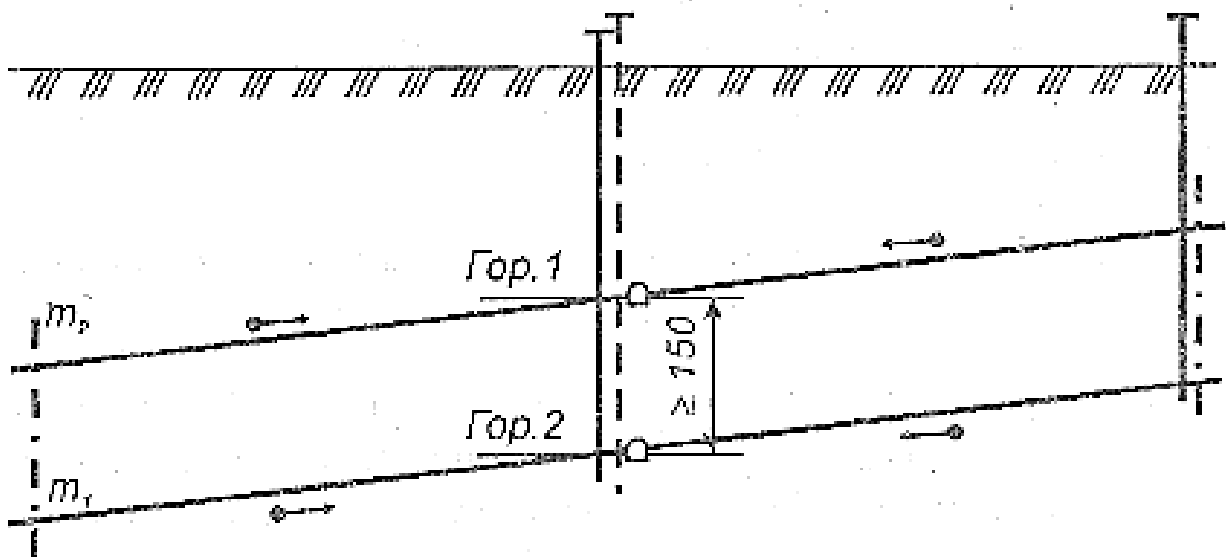


Рис.6.2. Багатогоризонтне розкриття шахтного поля вертикальними стволами без додаткових розкривних виробок

**Додаткові розкривні виробки** (квершлагги) можуть бути: капітальними, погоризонтними, поверховими, ярусними або проміжними.

**Схеми розкриття вертикальними стволами та капітальними квершлагами** використовується при кутах 8-35 градусів і розмірах шахтного поля за падінням 2,4-2,5 км. При кутах до 8 градусів горизонт. квершлаг замінюється похилими квершлагами, гезенками, скатами (див. рис.6.3, а).

При кутах 8-18 градусів і розмірах шахтного поля за падінням 2,5-4 км використовують **схеми розкриття вертикальними стволами та погоризонтними квершлагами** (див. рис.6.3, б).

Переваги: простота схеми провітрювання, невеликі капітальні витрати, великі навантаження на очисні вибої та виїмкові поля.

Недоліки: часті поглиблення стволів, менший строк служби горизонту, додаткові витрати на проведення квершлагу та головних штреків.

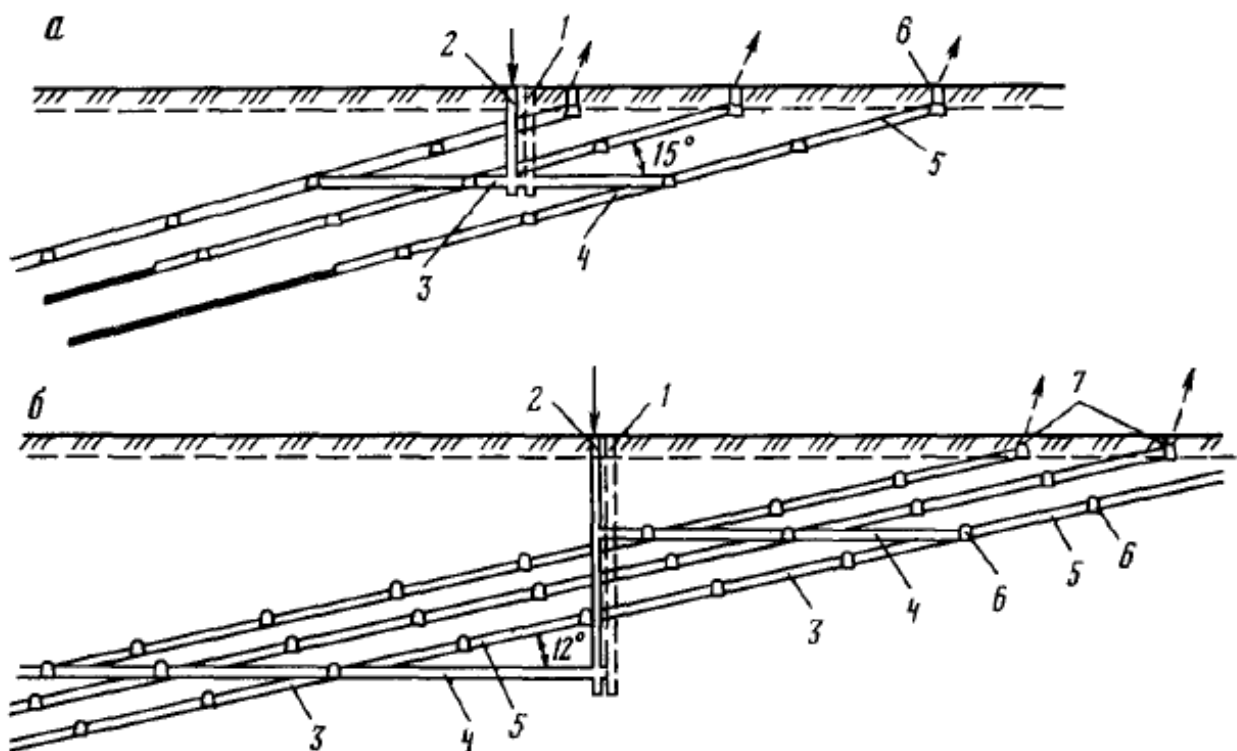


Рис. 6.3. Спосіб розкриття шахтного поля вертикальними стволами та додатковими розкривними виробками:

а - вертикальними стволами і капітальними квершлагами (1 - допоміжний ствол; 2 – головний ствол; 3 – капітальний квершлаг; 4 - похил; 5 - бремсберг; 6 - шурф);

б – вертикальними стволами і погоризонтними квершлагами (1 – допоміжний ствол; 2 - головний ствол; 3 - похили; 4 - погоризонтні квершлаг; 5 – бремсберги; 6 - поверхові штреки; 7 - вентиляційні шурфи)

Ця схема також застосовується при поділі шахтного поля на блоки (див. рис.6.4). При кутах до 25 градусів, і розмірах шахтного поля за простяганням – 8-12 км та більше, за падінням – більше 2,5 км.

Недолік блочної схеми – великий обсяг прохідницьких робіт протягом усього періоду роботи шахти.

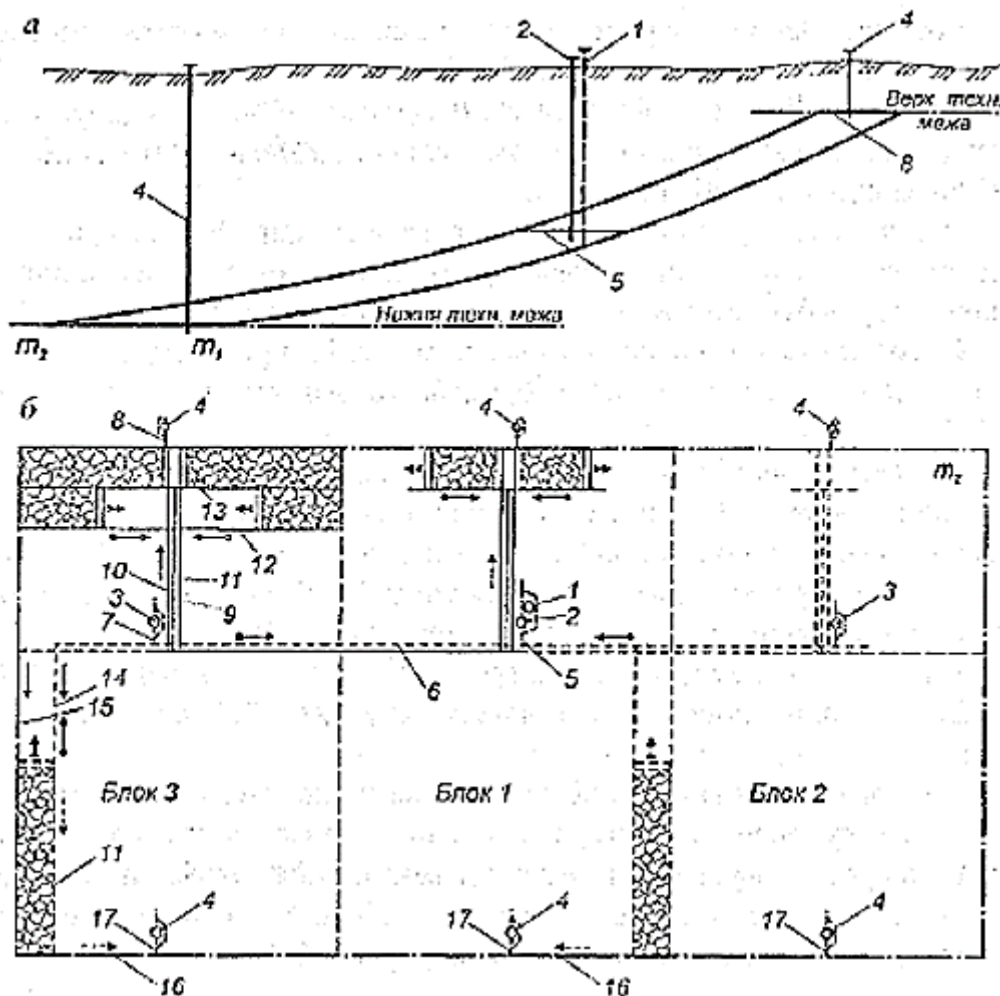


Рис. 6.4. Поділення шахтного поля на блоки: а - схема розкриття центрального блока вертикальними стволами та капітальним квершлагом; б - розташування стволів та схема гірничих виробок у блоках

1 - головний ствол; 2 - допоміжний ствол; 3 - блоковий повітроподавальний ствол; 4 - блоковий вентиляційний ствол; 5 - капітальний квершлаг; 6 - магістральні штреки; 7 - повітроподавальний блоковий квершлаг; 8 - вентиляційний блоковий квершлаг; 9 - панельний бремсберг; 10 - допоміжний бремсберг; 11 - вентиляційний хідник; 12 - транспортний ярусний штрек; 13 - вентиляційний ярусний штрек; 14 - транспортний похил; 15 - повітроподавальний хідник; 16 - дренажно-вентиляційний штрек; 17 - дренажно-вентиляційний квершлаг.

При кутах від 10 до 35 градусів і великих розмірах шахтного поля за падінням (понад 2500-3000 м), похилі пласти розкриваються **вертикальними стволами і погоризонтними квершлагами**, які проводяться на кожен горизонт після поглиблення стволів (див. рис. 6.5).

При більших кутах похилі пласти розкриваються вертикальними стволами і поверховими квершлагами, які проводяться на кожен поверх після поглиблення стволів (див. рис. 6.6).

Ця схема може також застосовуватися при кутах 15-20 градусів, але тоді квершлагі проводяться з капітальних бремсбергів та похилів.

Схема є основною при розробці крутопохилих пластів. Поглиблення стволів виконується кожні 100-120 м. На крупних шахтах для цього проводять спеціально третій ствол.

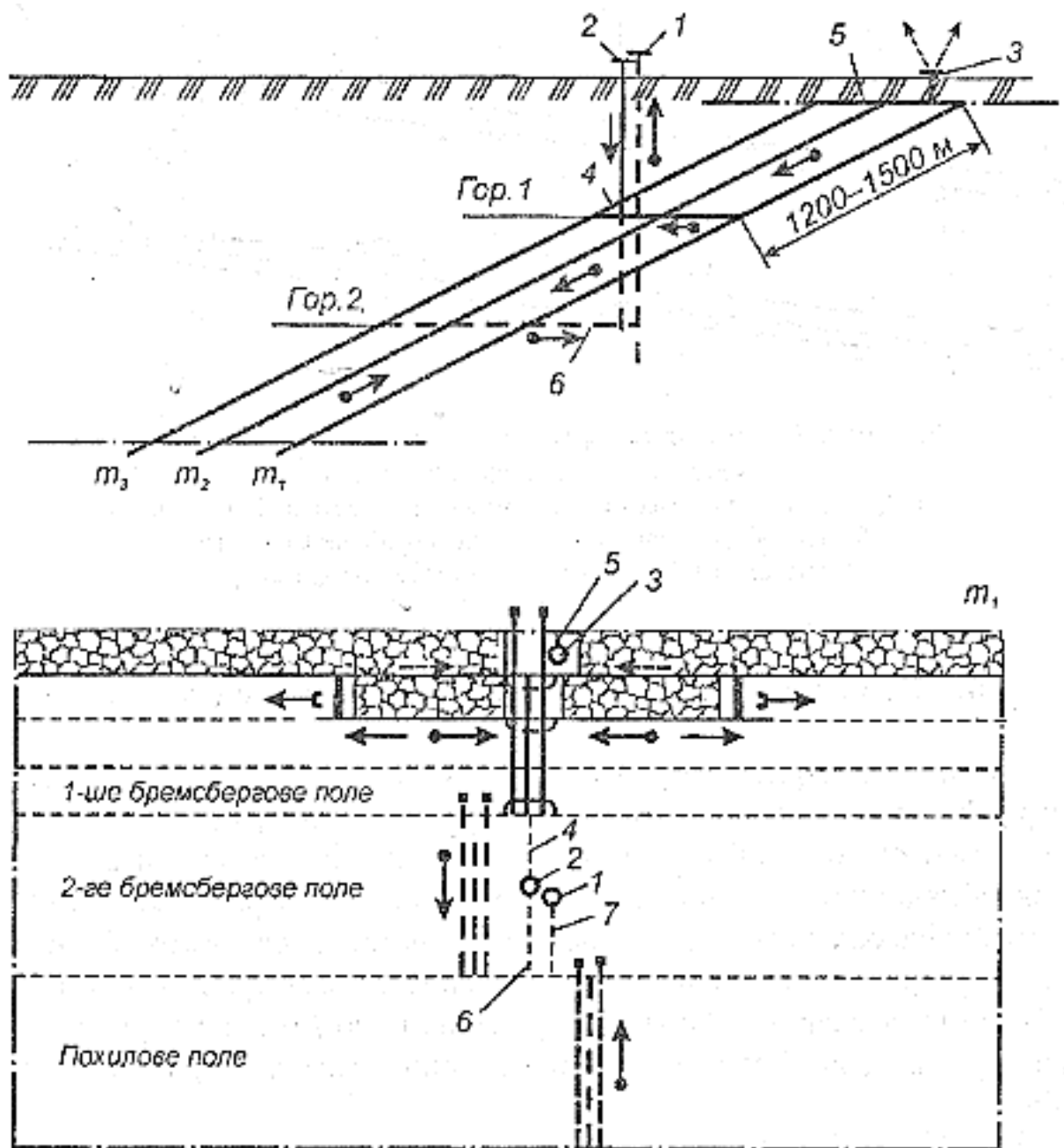


Рис.6.5. Розкриття шахтного поля вертикальними стволами і погоризонтними квершлагами з періодичним поглибленням стволів при відробці запасів бремсберговими полями і останнього ступеня – похилами:

- 1 – головний ствол; 2 – допоміжний ствол; 3 – вентиляційний ствол; 4 – транспортний квершлаг 1-го горизонту; 5 – вентиляційний квершлаг 1-го горизонту; 6 – транспортний квершлаг 2-го горизонту; 7 – вентиляційний квершлаг 2-го горизонту.

Для зниження втрат в ціликах стволи рекомендується закладати у лежачому боці світи у безвугільній зоні.



Переваги: оновлюваність технічних рішень з поглиблення стволів, безступінчатість транспорту від експлуатаційної ділянки до стволу, проста схема провітрювання, відносно невеликі витрати і строк будівництва шахти.

Недоліки: часте поглиблення стволів, що знижує продуктивність шахти у перехідний період на 20-30 %, необхідність споруджувати приствольні двори на кожному горизонті, необхідність ведення робіт одночасно на двох горизонтах, невеликий строк служби горизонту.

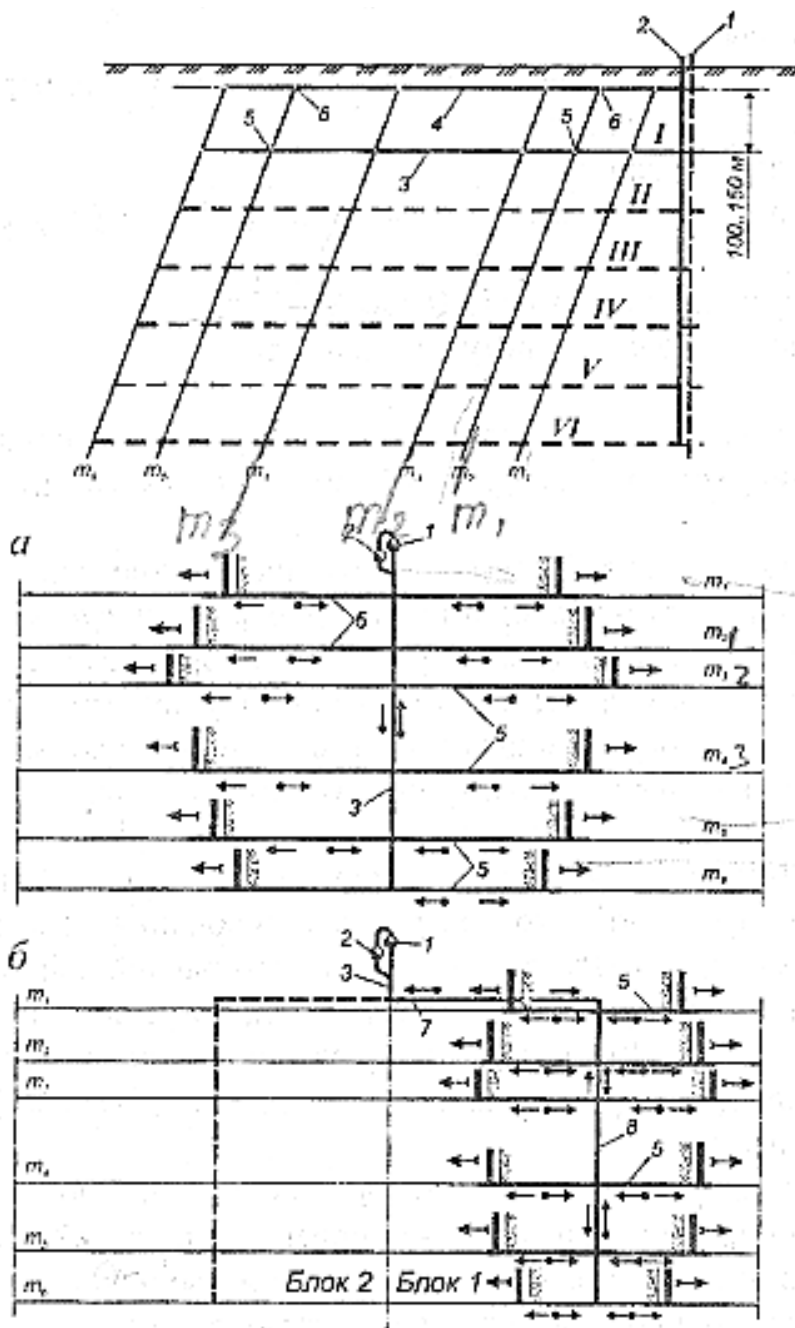


Рис. 6.6. Розкриття шахтного поля вертикальними стволами і поверховими (поверхово-блоковими) квершлагами: а – при поверховій підготовці шахтного поля; б – при поверхово-блоковій підготовці.

1 – головний ствол; 2 – допоміжний ствол; 3,4 – відповідно, транспортний та вентиляційний поверхові квершлаг; 5,6 – відповідно, транспортний та вентиляційний поверхові штреки; 7 – головний штрек; 8 – блоковий квершлаг.

Важливим питанням при розкритті поверховими квершлагами є вибір способу поглиблення стволів. Застосовуються такі способи поглиблення: **зверху вниз**, **знизу вверх** (рис. 6.7) і **водночас зверху вниз і знизу вверх**. Поглиблення зверху вниз (рис. 6.7, а) може здійснюватися з використанням виробок діючого горизонту з залишенням запобіжного породного цілика під зумпфом ствола (1) чи з влаштуванням запобіжного помосту в зумпфі ствола (2) або з використанням виробок заглиблювального горизонту, що спеціально споруджується для проведення цих робіт (3).

Поглиблення знизу вверх (рис. 6.7, б) може здійснюватися за наявності вже пройдених виробок на горизонті, що підготовляється, за трьома схемами: у напрямку знизу вверх з наступним розширенням його до проектного перерізу зверху вниз (4); повним перерізом у напрямку знизу вверх з тимчасовим кріпленням і магазинуванням породи з наступним її випуском і зведенням постійного кріплення (5); повним перерізом у напрямку знизу вверх з зведенням постійного кріплення і магазинуванням породи (6). На практиці часто один з стволів поглиблюється зверху вниз, а другий - знизу вверх.

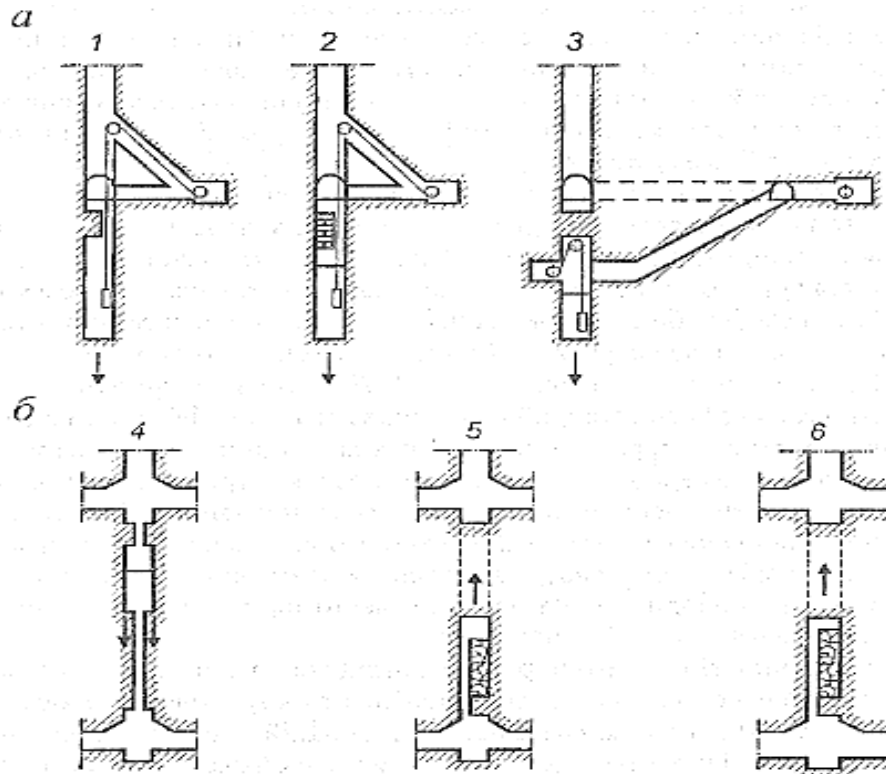


Рис. 6.7. Способи поглиблення вертикальних стволів а - зверху вниз; б - знизу вверх

Окрім квершлагів у якості додаткових розкривних виробок у певних умовах можуть застосовуватися **капітальний** (див. рис. 6.8) або **ярусний** (див. рис. 6.9) **гезенк**.

Перша схема застосовується при кутах падіння менше 10 градусів та відстані між пластами по вертикалі до 120 м, коли кусковатість видобутого вугілля не має значення.

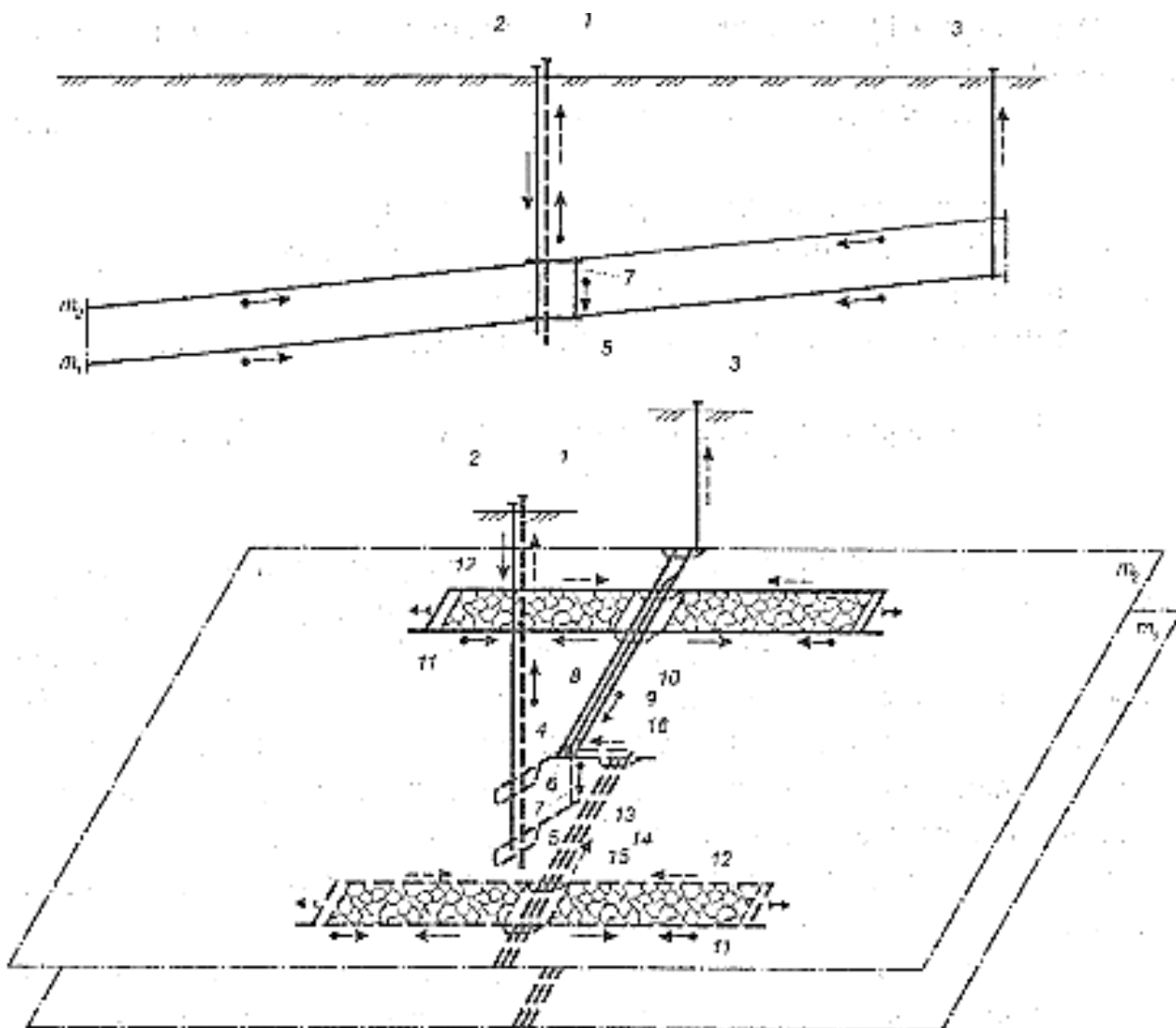


Рис. 6.8. Одногоризонтне розкриття світи пластів вертикальними стволами і капітальним гезенком:

- 1 – головний ствол; 2 – допоміжний ствол; 3 – вентиляційний ствол;
- 4 – квершлаг для пласта m2; 5 - квершлаг для пласта m1; 6 – головний штрек пласта m2; 7 – капітальний гезенк; 8 – допоміжний бремсберг; 9 – капітальний бремсберг; 10 – вентиляційний хідник; 11 – транспортний поверховий штрек;
- 12 – вентиляційний поверховий штрек; 13 – допоміжний похил; 14 – капітальний похил; 15 – вентиляційний хідник похилу; 16 – головний вентиляційний штрек пласта m2.

Друга схема застосовується на пологих пластах з кутами падіння меншими за 10 градусів, а також з відстанню між пластами за нормаллю до 40-50 м.

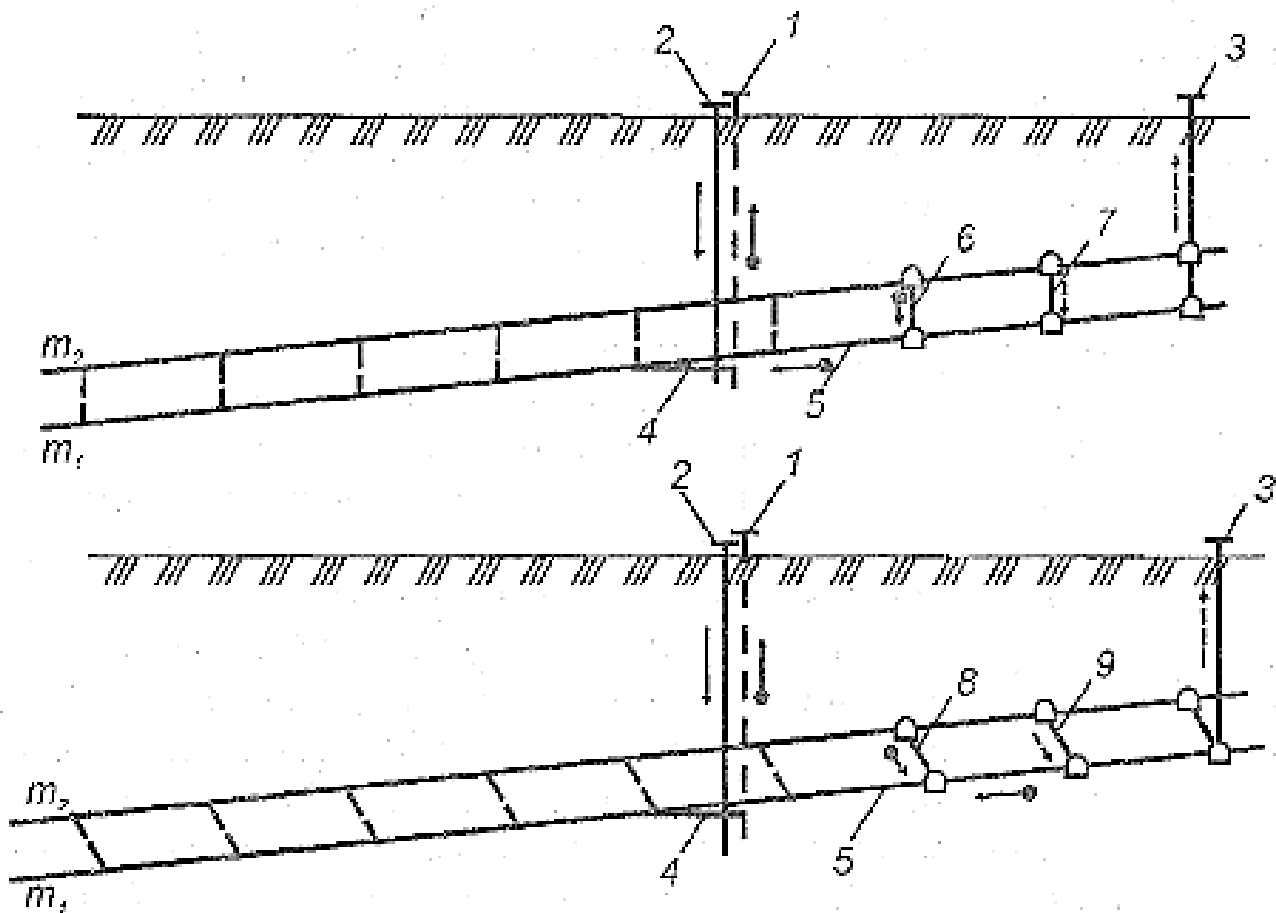


Рис. 6.9. Одногоризонтне розкриття світи пластів вертикальними стволами і поверховими (ярусними) гезенками:

1 – головний ствол; 2 – допоміжний ствол; 3 – вентиляційний ствол; 4 – капітальний квершлаг; 5 – капітальний (панельний) бремсберг; 6,7 – відповідно, транспортний та вентиляційний вертикальні поверхові (ярусні) гезенки; 8,9 – те ж похилі.

**Схема розкриття похилими стволами** (без додаткових виробок при розкритті одиночного пласта (див. рис. 6.10), з поверховими або капітальними квершлагами або гезенками – при розкритті світи з 2-3 пластів (див. рис.6.11)) застосовується майже виключно на пологих пластах.

По пласту проводять один головний похилий ствол і один (рідше два) допоміжний похилих ствола на відстані не менше 30 м.

При кутах до 18 градусів головний похилий ствол обладнують конвеєром, при більших – скіпами.

Довжина похилого ствола при канатній відкочуванні обмежується до 1000 м.

Переваги: можливість повної конвеєризації транспортування вугілля, скорочення строків та вартості будівництва шахти.

Недоліки: малопродуктивні способи відкати породи, збільшення витрат на підтримання і обслуговування похилого ствола з ростом довжини.

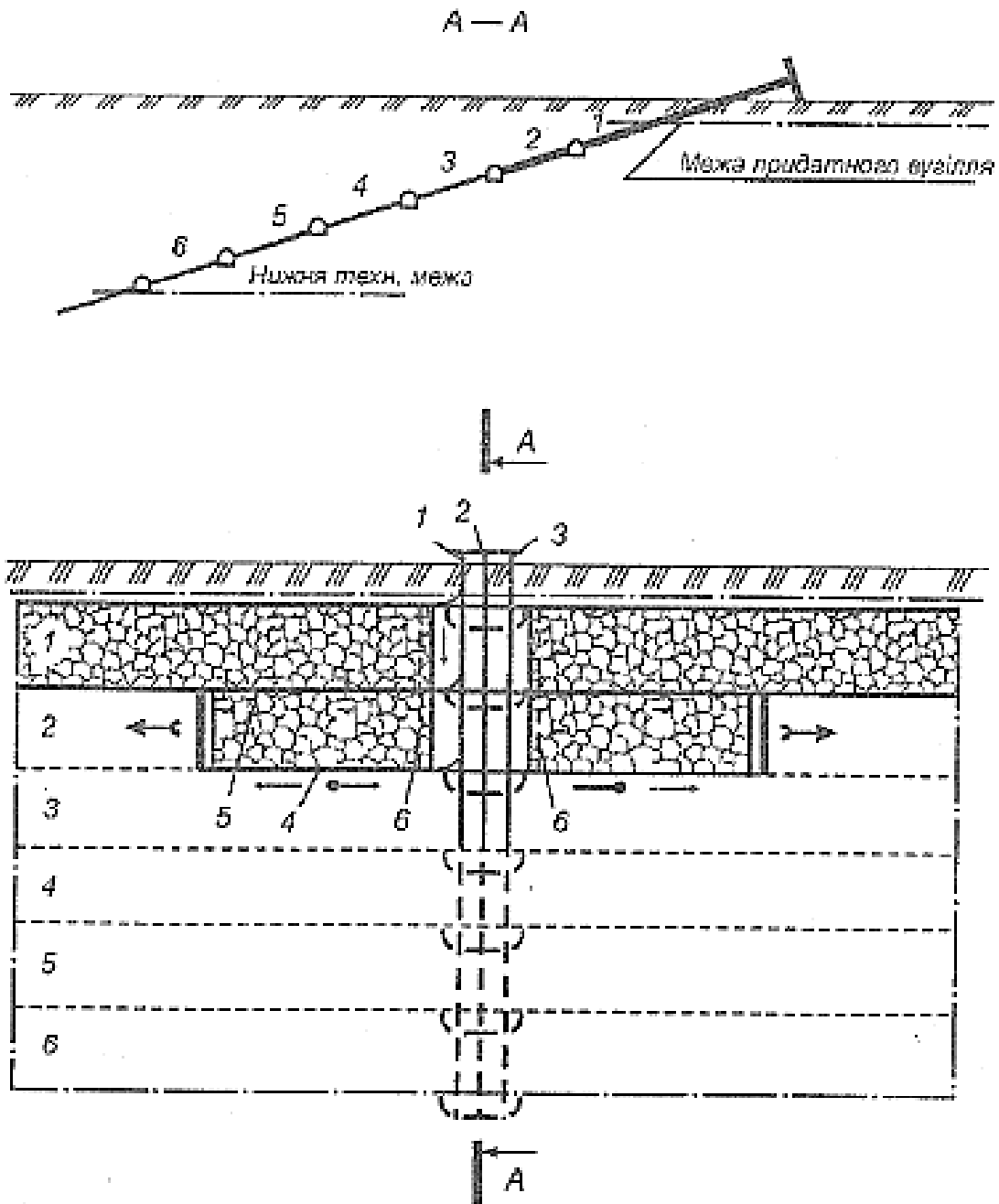


Рис. 6.10. Розкриття окремого пласта похилими стволами:

- 1 – допоміжний похилий ствол; 2 – головний похилий ствол; 3 – вентиляційний похилий ствол;  
 4 – транспортний поверховий штрек; 5 – вентиляційний поверховий штрек; 6 – розрізна піч.

## РОЗКРИТТЯ НОВИХ ГОРИЗОНТІВ ДІЮЧИХ ШАХТ

На багато яких старих шахтах, що характерно, наприклад, для Донецького басейну, запаси вугілля вже відпрацьовані або будуть відпрацьовані в найближчі роки до нижніх технічних меж, а нові шахти нижче цих меж не побудовані. А оскільки шахти можуть ще функціонувати, для продовження терміну їхньої служби здійснюють прирізку запасів за падінням, тобто переносять нижню технічну межу

на більш глибоку відмітку. У таких випадках виникає питання, яким чином слід виконувати розкриття запасів на глибоких горизонтах.

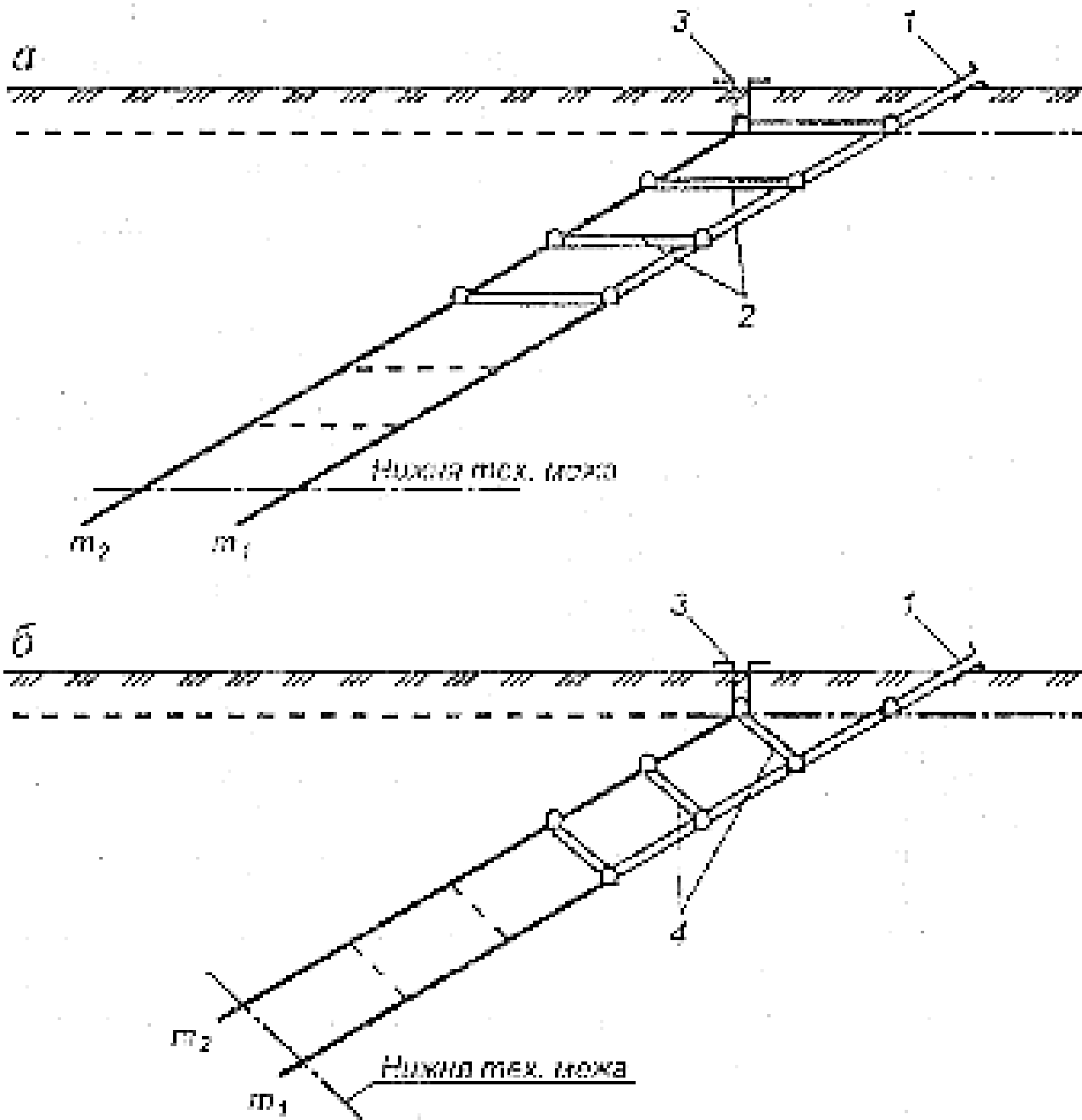


Рис. 6. 11. Розкриття світи пластів похилими стволами з додатковими розкривними виробками: а – поверховими квершлагами, б – поверховими гезенками;

1 – похилий ствол; 2 – поверховий квершлаг; 3 – вентиляційний шурф; 4 – поверховий гезенк.

Найбільш розповсюдженим способом є закладка ступінчастих похилів, що технічно порівняно легко здійснити на будь-якій шахті. Однак при цьому виникає багатоступінчастість підземного транспорту зі всіма її недоліками, а саме:

- ускладнюється доставка людей, матеріалів і устаткування в очисні і підготовчі вибої і видача вугілля і породи по похилам, обладнаним однокінцевою відкаткою;
- зростають витікання повітря між похилом і вентиляційним хідником та депресія шахти, що може викликати труднощі з провітрюванням;
- збільшується довжина похилих виробок, що підтримуються, і витрати на їхній ремонт.

Незважаючи на притаманні даному способу розкриття недоліки, більш 20% шахт Донбасу мають по 2 і більш ступенів. Як правило, такі шахти характеризуються низькими техніко-економічними показниками. Тому нормами технологічного проектування шахт не допускається застосування розкриття шахтних полів ступінчастими похилами. Потребуються більш прогресивні технічні рішення.

Всі запроектовані способи розкриття нових горизонтів діючих шахт можна поділити на 3 групи:

1. *розкриття шляхом поглиблення існуючих стволів;*
2. *розкриття, засноване на проведенні нових стволів і транзитних похилів;*
3. *розкриття самостійним вантажним і вентиляційним стволами з передачею вугілля і породи на промплощадку діючої шахти.*

Сутність першого способу аналогічна багатогоризонтному розкриттю з періодичним поглибленням стволів з тієї лише особливістю, що на новому горизонті значно зростає довжина погоризонтного квершлягу, оскільки вибір місця розташування стволів було зроблено для одногогоризонтного розкриття без урахування, того що шахтне поле буде розкриватися на більш глибокому горизонті (див. рис. 6.12). Крім того, на довжину квершлягу впливає і розмір прирізаного поля нижче робочого горизонту, а також можливе зменшення кутів падіння пластів з глибиною.

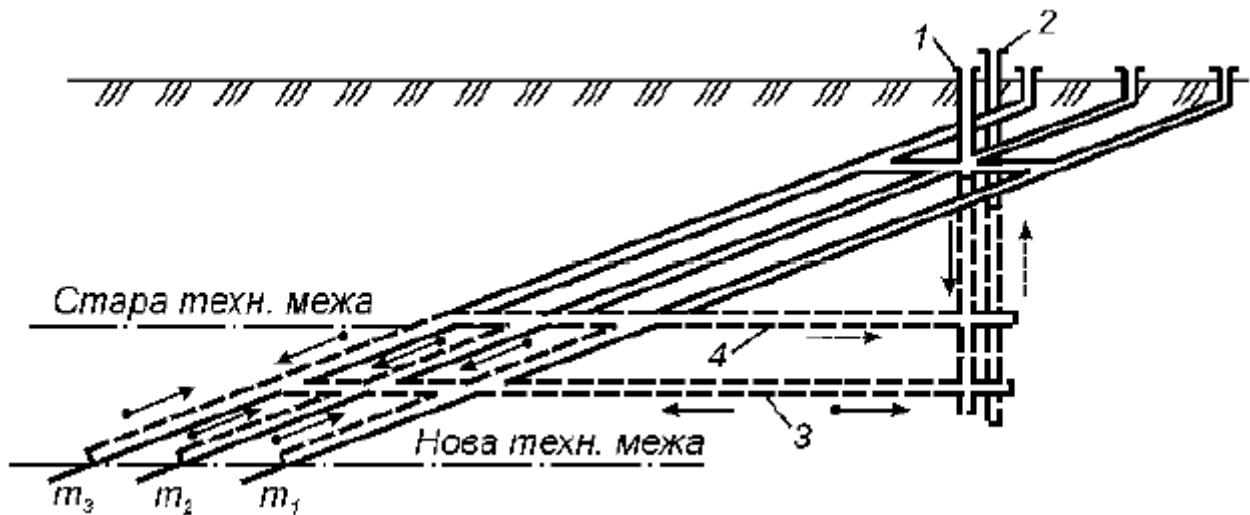


Рис. 6.12. Розкриття нових горизонтів нижче діючої шахти шляхом поглиблення існуючих стволів: 1,2 –відповідно, повітряподавальний та вентиляційний нові стволи; 3, 4 – відповідно, транспортний та вентиляційний капітальні квершлагі на новому горизонті

Сутність другого способу полягає у тому, що розкриття прирізаних запасів здійснюється шляхом проведення нових стволів повітряподавального і вентиляційного, що окрім свого прямого призначення служать для виконання допоміжних функцій транспорту, і сліпих похилих стволів, котрі отримали назву транзитних похилів, для транспортування вугілля і породи до рівня підйомного горизонту (рис. 8.2).

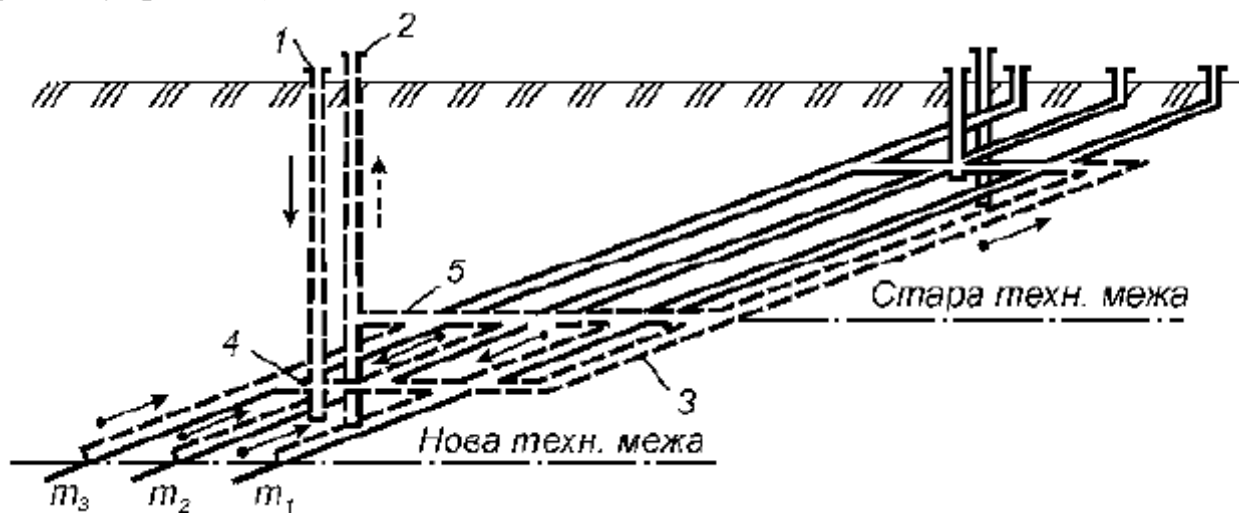


Рис. 6.13. Розкриття шляхом проведення нових стволів і транзитних похилів: 1,2 –відповідно, повітряподавальний та вентиляційний нові стволи; 3 – транзитний похил; 4, 5 - відповідно, транспортний та вентиляційний капітальні квершлагі на новому горизонті

Відробка запасів, що розкриваються, може здійснюватися бремсберговим і похиловим ступенями, якщо розмір прирізаного поля дозволяє це зробити, або



тільки похиллим, що найчастіше буває на практиці, оскільки розмір прирізаного поля здебільшого незначний у порівнянні з розміром виїмкового ступеня, а в деяких випадках — щоб не робити капітальну реконструкцію підйомів по стволам. Обмеження може зумовлювати і допустима за умовами провітрювання довжина квершлагу. Проводити потрібно два паралельні квершлагги — транспортний і вентиляційний.

Перевагою розкриття шляхом поглиблення діючих стволів є використання існуючого поверхневого комплексу, а недоліками — складність робіт з поглиблення стволів при підготовці нового горизонту в умовах ведення експлуатаційних робіт та погіршення умов провітрювання шахти з причин більших втрат депресії внаслідок зростання довжини квершлагів. В останній час намітилася тенденція усувати цей недолік шляхом проведення додаткового вентиляційного ствола, а у ряді випадків і двох стволів — повітроподавального і вентиляційного, що можуть використовуватися і в якості допоміжних.

У деяких випадках видача породи організується по одному з пройдених додаткових стволів. У такому випадку споруджується новий породний комплекс на поверхні. Транзитні похили розміщуються в тривких породах у лежачому боці світ пластів і обладнуються потужними стрічковими конвеєрами.

Достоїнствами способу розкриття є:

ліквідація ступінчастості транспорту на діючій шахті;

значно менший обсяг капітальних вкладень у порівнянні із будівництвом нової шахти на ділянці нижче існуючої;

- забезпечення ефективного провітрювання;

- широка область застосування, враховуючи обмеженість коштів, що виділяються галузі.

Важливою перевагою способу є те, що після розкриття і відробки прирізних запасів є можливість зробити нову прирізку запасів за падінням і відробити їх з проведенням нових стволів і поглибленням транзитних похилів по аналогії з викладеним вище. Спосіб застосовується як при поділенні шахтного поля на блоки, так і без нього.

Сутність третього способу полягає у розкритті і відробці запасів на глибоких горизонтах нижче діючої шахти шляхом будівництва шахти-модуля (рис. 6.14), що входить до складу діючої шахти, та об'єднання транспортної системи на поверхні в один вуглевидобувний комплекс з загальною промплощадкою. Прирізана ділянка, що прилягає до нижньої технічної межі шахти, розкривається вантажним і допоміжним стволами, що містяться поблизу цієї межі і створюють похиле поле.

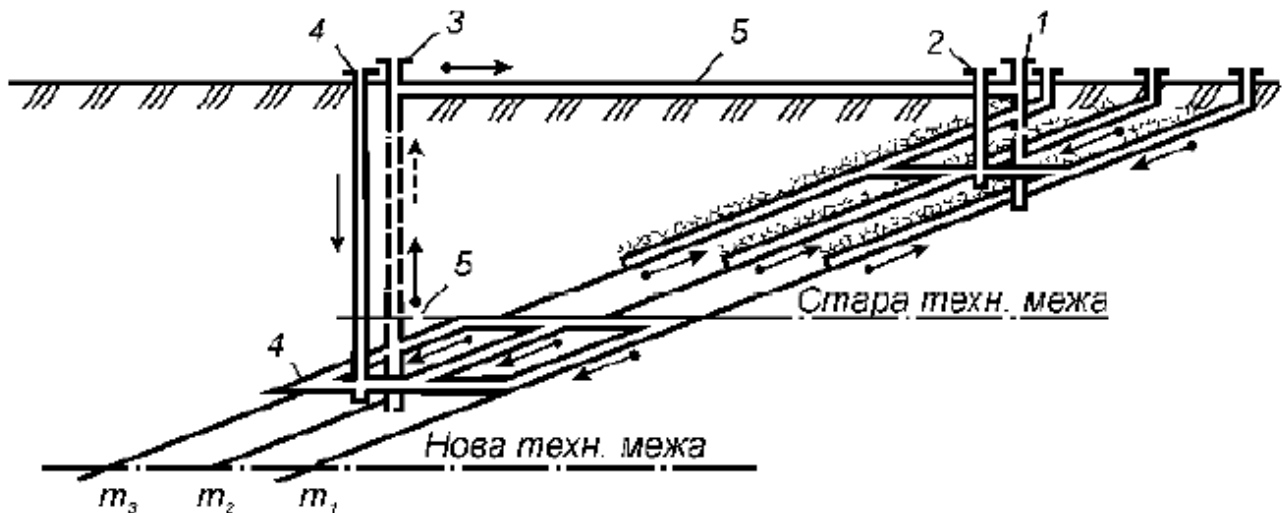


Рис. 6.14. Розкриття самостійними вантажним та вентиляційним стволами з передачею вугілля і породи на промплощадку діючої шахти: 1, 2 – стволи діючої шахти; 3, 4 – стволи, що проектуються, відповідно, вантажний і допоміжний; 5 – естакада для передачі вугілля на промплощадку основної шахти

Розкриття пластів за цим способом здійснюється капітальним транспортним і вентиляційним квершлагами, що розташовуються на робочому горизонті шахти-модуля, де споруджується приствольний двір. Вугілля видається на поверхню по вантажному стволу і далі конвеєром по естакаді, що споруджується на поверхні, на промплощадку. Таким чином, шахта-модуль являє собою відділенні} від діючої шахти блок з відокремленою підземною технологією.

У порівнянні з розкриттям вертикальними стволами і транзитними похилами даний спосіб має додаткову перевагу в можливості нарощування виробничої потужності шахти, оскільки гірничі роботи основної шахти і шахти-модуля розділені в просторі. Разом з тим шахта-модуль вимагає більших капітальних витрат. Рішення про застосування того чи іншого способу розкриття визначається на підставі техніко-економічного порівняння з урахуванням виробничої ситуації, що склалася на шахті.

## Приствольні двори

### *Загальні відомості та класифікація*

Приствольним двором називається комплекс виробок, розташованих у стволах, що з'єднують їх з головними виробками горизонту і призначених для обслуговування гірничих робіт на горизонті у відповідності з призначенням стволів, а саме: прийому видобутого вугілля та породи і перевантаження їх на транспортні засоби стволів; прийому та видачі устаткування, матеріалів, людей; водовідливу, вентиляції та ін.

Багатозначність функцій приствольних дворів викликає необхідність мати в них, окрім транспортних виробок, цілий ряд камер різкого виробничого призначення.

Обсяги сучасних приствольних дворів досягають декількох десятків тисяч кубічних метрів у світлі кріплення. Розміщуються вони в тривких бокових породах і кріпляться, як правило, монолітним бетоном, а у місцях із слабкими породами і при великій глибині розробки — залізобетоном.

Основні вимоги до приствольних дворів:

– забезпечення необхідної пропускної спроможності для горизонту, що обслуговується;

– мінімальний штат працівників по їх обслуговуванню;

– мінімальний обсяг виробок і камер та мінімальна вартість їх спорудження;

– простота схеми руху потягів у дворі і відсутність зустрічних рухів;

– забезпечення безпеки робіт.

На вибір технологічної схеми приствольного двору впливають такі чинники:

– тип стволів та їх кількість;

– тип підйомних засобів по стволах;

– вид транспорту в приствольному дворі;

– принцип та схема руху составів у приствольному дворі;

– схема розкриття шахтного поля;

– розташування віток приствольного двору відносно головної виробки, до якої він примикає.

### ***Класифікація приствольних дворів***

За ***типом стволів***, що розкривають шахтне поле, розрізняють приствольні двори при вертикальних стволах та при похилих стволах.

У залежності від кількості вертикальних стволів у приствольному дворі, розрізняють двори при одному, двох і трьох стволах.

У залежності ***від типу підйомних судин*** у стволах бувають клітьові і скипо-клітьові приствольні двори. Зараз, як правило, проектуються скипо-клітьові двори з видачею вугілля і породи в скіпах і виконанням допоміжних операцій клітьовими стволами. При блокових здвоєних стволах можуть бути клітьові приствольні двори.

За ***видом транспорту в приствольному дворі*** останні поділяються на три типи: приствольні двори з локомотивним, конвеєрним та гідравлічним транспортом.

За ***принципом руху поїздів*** розрізняють приствольні двори з непотоковим рухом составів та з потоковим, що визначається типом шахтних вагонеток. При вагонетках з глухим кузовом типу ВГ розвантаження їх здійснюється в кругових перекидачах окремо для вугілля та породи. У цьому випадку необхідно мати два самостійних відвітлення в приствольному дворі — вугільне та породне, а, отже,

необхідно виконувати розчеплення вагонеток в складі для спрямування у відповідні вітки і при цьому здійснювати маневрові операції з складом, що і характеризує непоточний принцип його руху.

При вагонетках з донним розвантаженням типу ВД розвантаження їх здійснюється над ямою автоматично без зупинки складів (на ходу), що й зумовлює поточність їх руху. Причому, є тільки одна вантажна вітка: вагонетки з вугіллям розвантажуються над вугільною ямою, а з породою — над породною.

У залежності *від схеми руху складів* розрізняють приствольні двори з круговим рухом (див. рис. 6.15) та човниковим (див. рис. 6.16). Приствольні двори з круговим рухом складів (як з потоковим, так і непотоковим) можуть бути з двостороннім надходженням вантажів (з двох крил) та з одностороннім. В останньому випадку такий приствольний двір прийнято називати петльовим (див. рис. 6.17).

Приствольні двори з непотоковим човниковим рухом також можуть бути односторонні або двосторонні. У першому випадку вони називаються тупиковими (див. рис. 6.18). Зрозуміло, що одностороннє або двостороннє надходження вантажів у приствольний двір визначається в основному схемою розкриття.

У залежності *від розташування вантажних віток відносно головної транспортної виробки*, до якої вони примикають, розрізняють паралельні, перпендикулярні і діагональні приствольні двори. У свою чергу розташування віток приствольного двору визначається орієнтуванням вісі підйому (головним чином клітьового) на поверхні.

У *приствольному дворі петльового типу* поїзд, що прибуває із робочих ділянок (одностороннє надходження вантажів) по нижньому путі, зупиняється на розминці 3. Електровоз, відчепившись, заходить в хвіст складу і заштовхує вагонетки по відповідним віткам, а після цього по обгінному путі 14 виходить на порожнякову сторону двору і по обхідній виробці і головній рушає на виймальні ділянки.

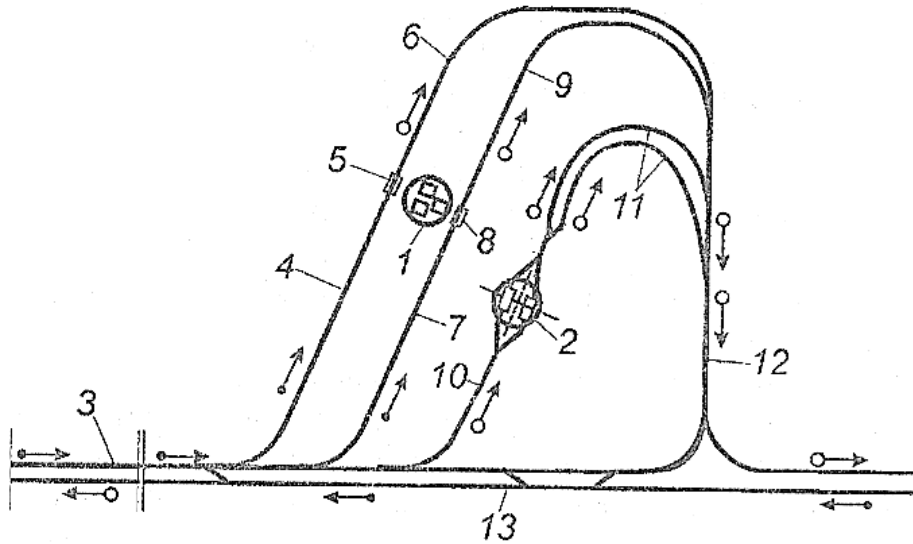


Рис. 6.15. Технологічна схема кругового приствольного двору:

1 - скіповий ствол; 2 - клітьовий ствол; 3 - розминка; 4 - вантажеа вугільна вітка скіпового ствола; 5 - вугільний перекидач; 6 - порожнякова вугільна вітка скіпового ствола; 7 - ваєтажеа породна вітка скіпового ствола; 8 - породний перекидач; 9 - порожнякова породна вітка скіпового ствола; 10 - вхідна вітка клітьового ствола; 11 - вихідна вітка клітьового ствола; 12 - обхідна виробка; 13 - головна виробка, до якої примикає приствольний двір; 14 - обгінний путь

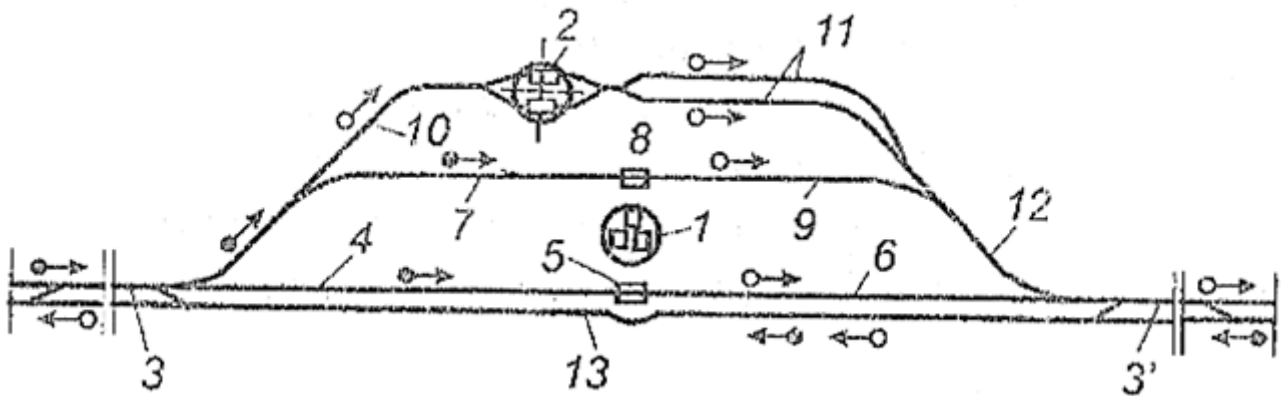


Рис. 6.16. Технологічна схема човникового приствольного двору:

1 - скіповий ствол; 2 - клітьовий ствол; 3 - розминка; 4 - вантажна вугільна вітка скіпового ствола; 5 - вугільний перекидач; 6 - порожнякова вугільна вітка скіпового ствола; 7 - вантажна породна вітка скіпового ствола; 8 - породний перекидач; 9 - порожнякова породна вітка скіпового ствола; 10 - вхідна вітка клітьового ствола; 11 - вихідна вітка клітьовою ствола; 12 - обхідна виробка; 13 - головна виробка, до якої примикає приствольний двір; 14 - обгінний путь

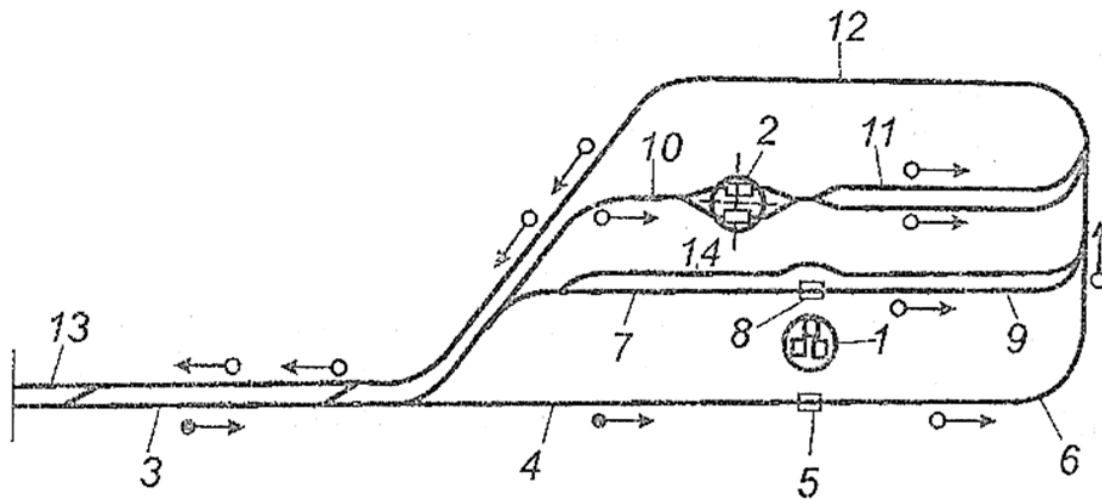


Рис. 6.17. Технологічна схема петльового приствольного двору:

1 - скіповий ствол; 2 - клітьовий ствол; 3 - розминка; 4 - вантажна вугільна вітка скіпового ствола; 5 - вугільний перекидач; 6 - порожнякова вугільна вітка скіпового ствола; 7 - вантажна породна вітка скіпового ствола; 8 - породний перекидач; 9 - порожнякова породна вітка скіпового ствола; 10 - вхідна вітка клітьового ствола; 11 - вихідна вітка клітьового ствола; 12 - обхідна виробка; 13 - головна виробка, до якої примикає приствольний двір; 14 - обгінний путь

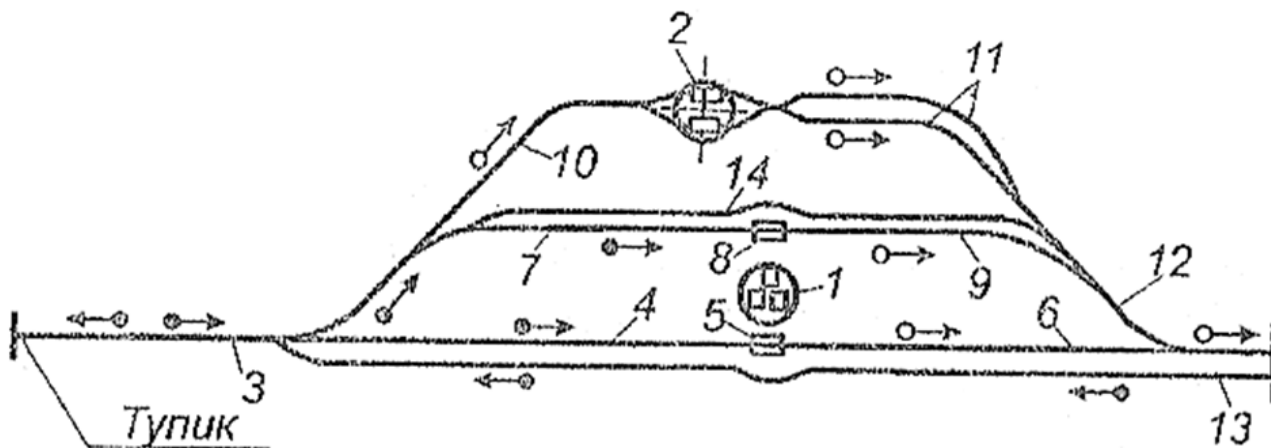


Рис. 6.18. Технологічна схема тупикового приствольного двору:

1 - скіповий ствол; 2 - клітьовий ствол; 3 - розминка; 4 - вантажна вугільна вітка скіпового ствола; 5 - вугільний перекидач; 6 - порожнякова вугільна вітка скіпового ствола; 7 - вантажна породна вітка скіпового ствола; 8 - породний перекидач; 9 - порожнякова породна вітка скіпового ствола; 10 - вхідна вітка клітьового ствола; 11 - вихідна вітка клітьового ствола; 12 - обхідна виробка; 13 - головна виробка, до якої примикає приствольний двір; 14 - обгінний путь

### ***Переваги кругових та петльових приствольних дворів:***

- порівняно проста схема руху составів;
- висока пропускна спроможність у порівнянні з приствольними дворами із човниковим рухом составів;
- проста прив'язка до примикаючих виробок (квершлаг, штрек).

Недоліки:

– велике число закруглень путі та криволінійних виробок, а звідси більш складне проведення і експлуатація їх;

– недостатнє використання головної виробки, до якої примикає приствольний двір. Однак при паралельних приствольних дворах цей недолік пом'якшується.

**Застосовуються** на шахтах, де вугілля та порода транспортуються у вагонетках із глухим кузовом.

***Переваги човникової схеми:***

– прямолінійність виробок;

– менша кількість вузлів сполучення;

– максимальне використання головної виробки, що примикає.

***Недоліки:***

– складність маневрів і, як слідство, менша пропускна спроможність.

***Умови застосування:***

– шахти невеликої виробничої потужності (в основному старі);

– при двосторонньому надходженні вантажів у приствольний двір;

– при значній довжині виробки, що примикає, і паралельному розташуванні вантажних віток приствольного двору.

***Недоліками тупикових дворів є:***

– наявність тупикової виробки, для провітрювання якої потребується проведення вентиляційної збійки до скіпового ствола. Однак цей недолік може пом'якшуватися, якщо поблизу є вентиляційна виробка, наприклад, збійка для провітрювання складу ВМ, гаражу та ін.;

– обмежена область застосування, а саме: при розташуванні розкривного квершлягу в лежачому або висячому боці світ, що зумовлюють одностороннє надходження вантажів у приствольний двір.

***Достоїнства приствольних дворів з потоковим рухом составів*** (див. рис.16.19 та 16.20):

– проста схема руху та більша пропускна спроможність;

– менш транспортних віток і менший обсяг дворів;

– більш висока безпека у зв'язку з відсутністю операцій із штовхання составу заднім ходом.

***Недоліки приствольних дворів цього типу*** полягають у тому, що їх застосування можливо лише за наявності у шахті вагонеток з донним розвантаженням. По цій причині приствольні двори з потоковим рухом составів застосовуються в основному в проектах будівництва нових шахт.

***Приствольні двори з конвеєрним транспортом*** умовно можна поділити на два типи: з роздільною видачею вугілля та породи і з видачею гірничої маси. У першому випадку в приствольному дворі необхідно передбачати дві розвантажувальні ями і два бункера — для вугілля і породи. У другому випадку

гірничча маса конвеєром подається безпосередньо в загальний приймальний бункер. Досить часто зустрічаються комбіновані приствольні двори: частина вугілля до них надходить у вагонетках, а частина конвеєрами.

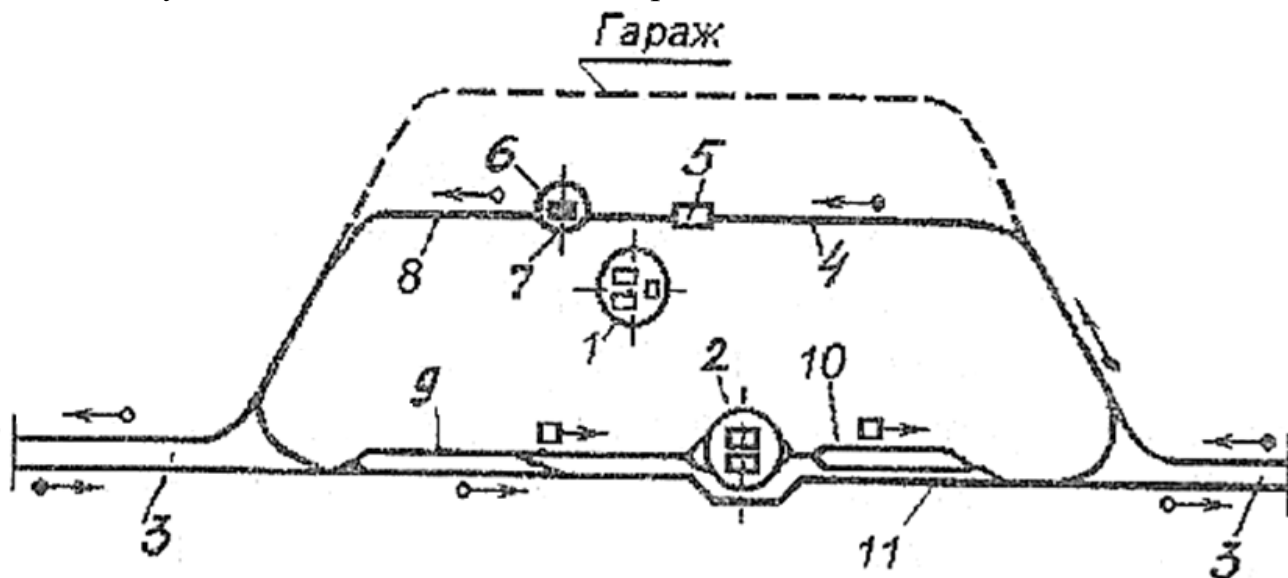


Рис. 6.19. Технологічна схема кругового приствольного двору з поточним рухом складів:

1,2,- відповідно, скіповий і клітьовий стволи; 3 - головна примикаюча виробка; 4 - ватажна вітка скіпового ствола; 5 - відповідно, породна та вугільна розвантажувальні ями; 7 - вугільний бункер; 8 - порожнякова вітка скіпового ствола; 9- відповідно, вхідна та вихідна візки клітьового ствола; 11 - обгінний шлях

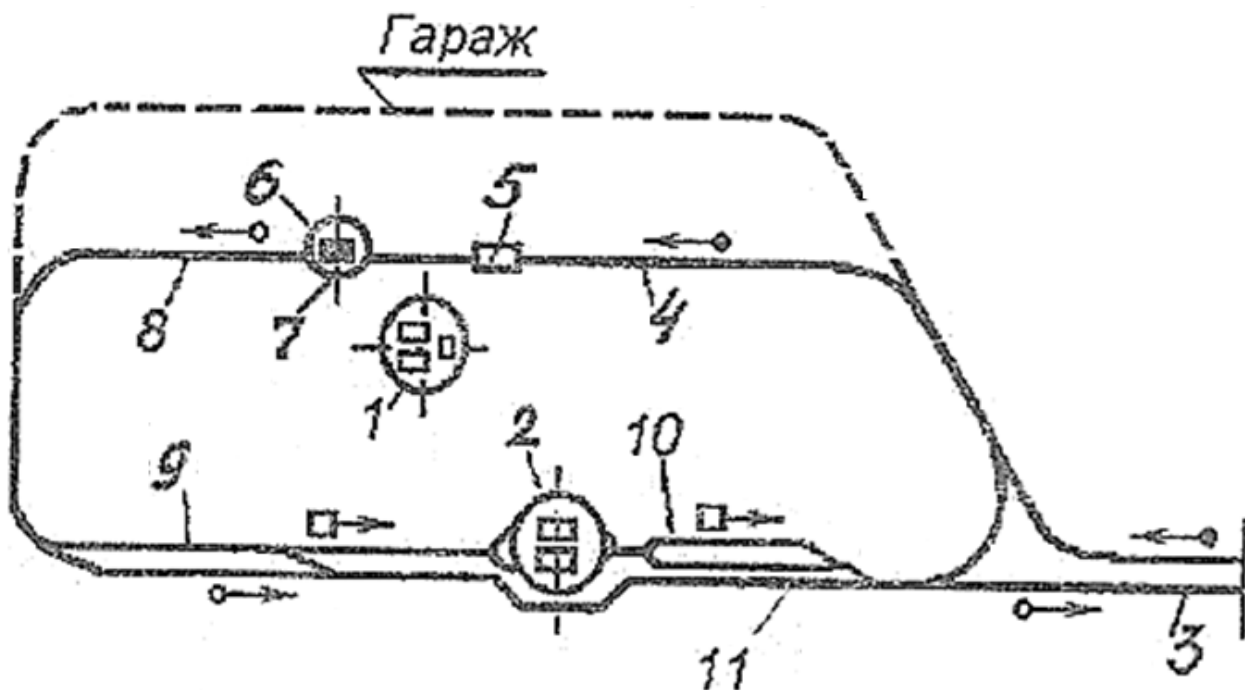


Рис. 6.20. Технологічна схема петльового приствольного двору з поточним рухом складів:

1,2,- відповідно, скіповий і клітьовий стволи; 3 - головна примикаюча виробка; 4 - ватажна вітка скіпового ствола; 5 - відповідно, породна та вугільна розвантажувальні ями; 7 - вугільний



бункер; 8 - порожнякова вітка скіпового ствола; 9- відповідно, вхідна та вихідна візки клітьового ствола; 11 - обгінний путь

**Основними перевагами приствольних дворів з конвеєрним транспортом** (див. рис. 6.21) є: відсутність маневрів з составами і, як слідство, більш висока їх продуктивність;

- рівномірне надходження вугілля (або гірничої маси) в приствольний двір;
- менший обсяг виробок приствольного двору.

**Недоліки приствольних дворів** при видачі гірничої маси зв'язані зі складністю і витратами послідуочого збагачування вугілля. Тому в нинішній час перевага віддається приствольним дворам з конвеєрним транспортом вугілля і локомотивним породи.

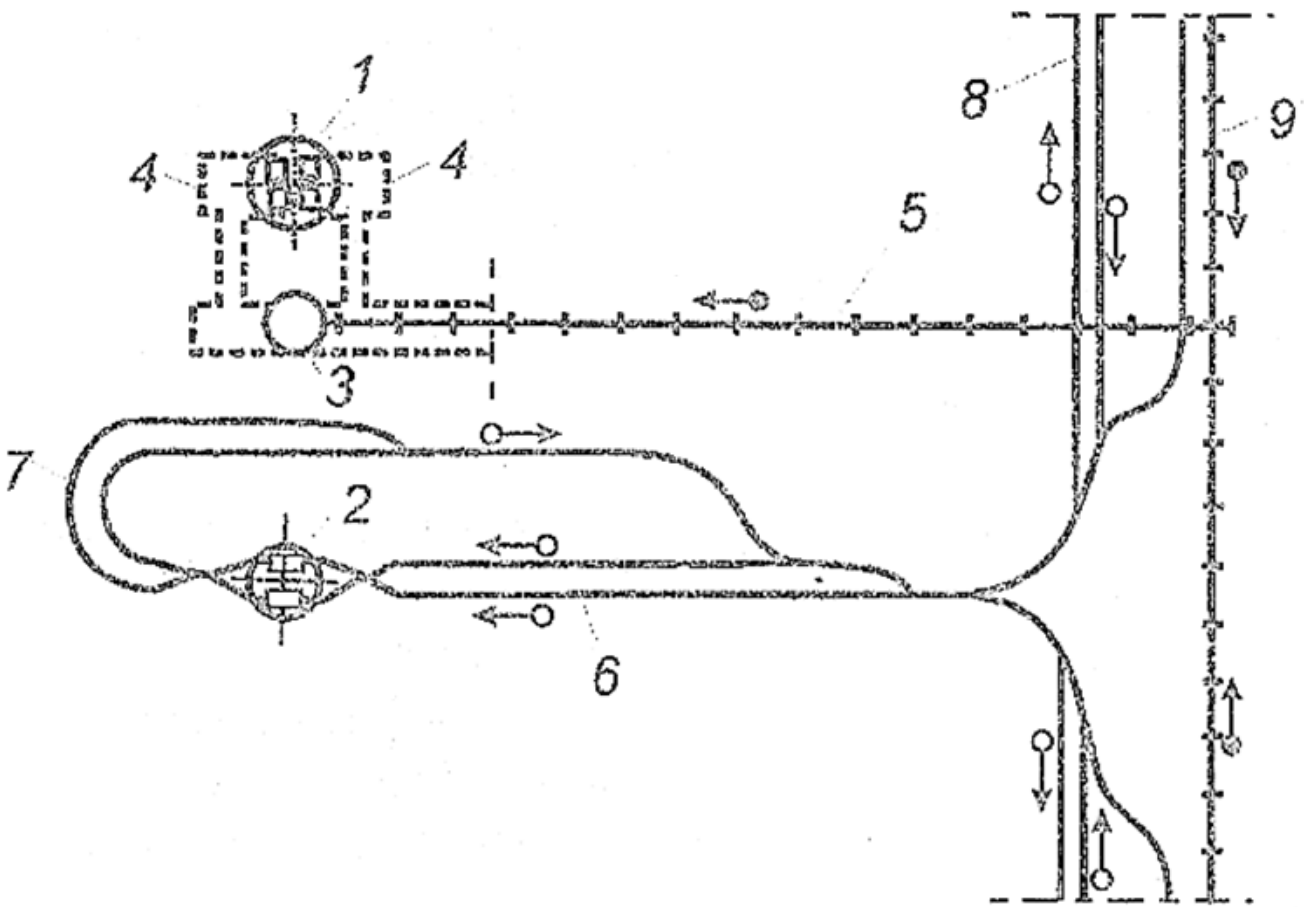


Рис. 6.21. Технологічна схема петльового приствольного при конвеєрному транспорті:

1,2- відповідно, скіповий і клітьовий стволи; 3 - вугільний бункер; 4- камера завантажувального влаштування; 5 - конвеєрна виробка; 6 - відповідно, вхідна та вихідна сітки клітьового ствола; 8 - допоміжна транспортна виробка; 9 - конвеєрна транспортна виробка (квершлаг або головний штрек)

### **Камери приствольного двору**

У приствольному дворі розташовуються службові камери:

- камера сполучення приствольного двору з клітьовим стволом;
- комплекс камер і виробок головного водовідливу і підземної електростанції;
- комплекс камер і виробок завантажувальних приладів;
- депо акумуляторних електровозів;
- камера очікування;
- склад ВМ;
- камера протипожежного поїзду;
- камера диспетчера та і н.

**Комплекс виробок головного водовідливу** (див. рис. 6.22) є важливим об'єктом шахтного підземного господарства. Він включає в себе: **насосну камеру з хідниками, водозбірник з освітлюючими резервуарами, водозабірний колодязь, водотрубний хідник.**

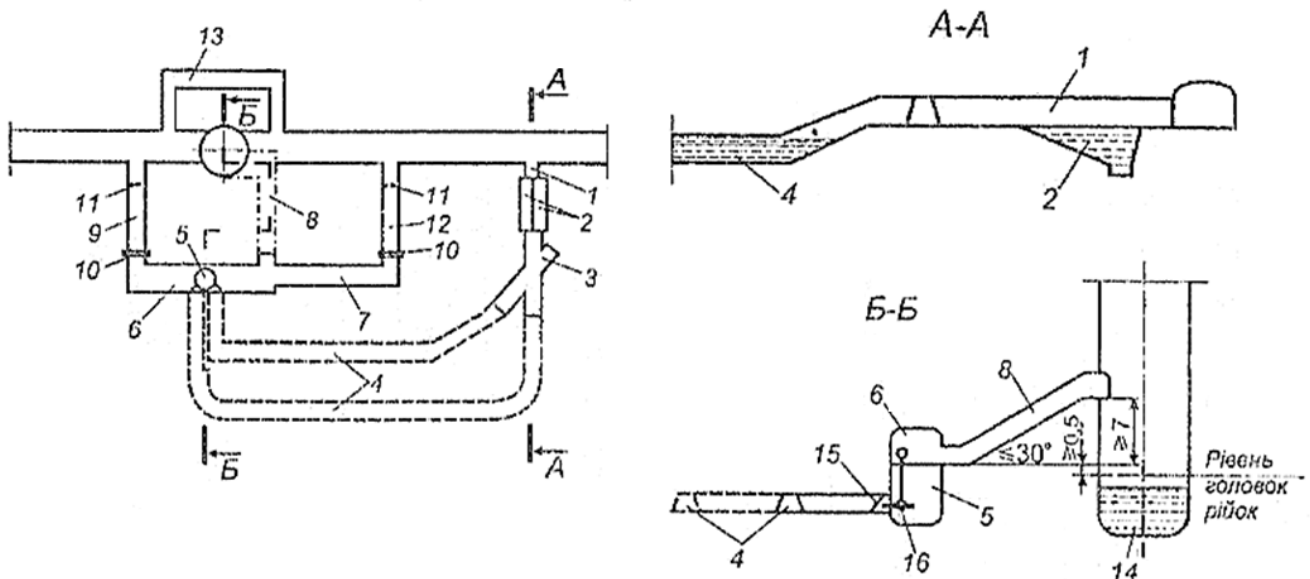


Рис. 6.22. Комплекс виробок головного водовідливу:

- 1 - хідник у водозбірник; 2 - освітлювач; 3 - камера лебідки для чистки водозбірника; 4 - водозбірник; 5 - водозабірний колодязь; 6 - насосна камера; 7 – камера центральної електростанції; 8 - водотрубний хідник; 9 - хідник у насосну камеру; 10 - герметичні двері; 11 - решітчасті двері; 12 - хідник у камеру електростанції; 13 - камера чекання; 14 - зумпф клітьового ствола; 15-решітка; 16 -засувка

Насосна камера розташовується поблизу клітьового ствола і, як правило, завжди блокується з камерою центральної електростанції.

У камері головного водовідливу встановлюються не менше трьох насосних агрегатів, якщо приплив води більше ніж 50 м<sup>3</sup> на годину. Кожний з насосів повинен мати продуктивність, що забезпечує відкачку максимального добового припливу води в шахту не більше ніж за 20 годин.

Камера має два хідника, з яких один горизонтальний, а інший похилий (водотрубний), по якому прокладаються і виводяться в клітьовий ствол

водовідливні постави. Водотрубний хідник примикає до ствола на висоті не нижче як на 7 м від рівня підлоги насосної камери, котра, в свою чергу, повинна бути влаштована на 0,5 м вище за підосшву приствольного двора (ПБ, п. 7.1.2). Оскільки рівень підосшви приствольного двора змінний (різниця висот може сягати 1,5 м і більше), що викликає відому невизначеність, проектні інститути приймають за вхідний рівень головок рейок приствольного двору в місці сполучення його зі стволом, по якому прокладені водовідливні постави. Кут нахилу хідника повинен бути не більше за 30°. Він обладнується рейковим шляхом.

Водозбірник повинен складатися не менше ніж з двох ізольованих одна від одної виробок. Місткість водозбірника розраховується не менше ніж на 4-годинний максимальний приплив води.

У *водозбірнику* шахтна вода частково втрачає мінеральні частинки, що містяться в ній. Це призводить до замулювання водозбірників. Тому їх періодично чистять за допомогою шламових насосів або механічним способом. При чищенні одної вітки водозбірника інша приймає весь приплив шахтної води. Для зменшення замулювання водозбірника в хідникові, що з'єднує його із виробкою приствольного двору, споруджуються освітлюючі резервуари (див. рис.6.22), в яких осідають більш великі мінеральні частинки. Чистка їх значно простіше, ніж чистка самого водозбірника.

В аварійних ситуаціях (при раптових проривах води в шахту) у разі, якщо вода продовжує надходити в приствольний двір і рівень її постійно підіймається, закривають герметичні двері в хідниках в насосну і електропідстанції і регулюють надходження води у водопримальний колодязь за допомогою засувки, стежачи, щоб рівень води не піднявся до рівня підлоги насосної. Сполучення із клітьовим стволом здійснюється через водотрубний хідник.

*Склад вибухових матеріалів (ВМ)* з'єднується з виробкою приствольного двору за допомогою двох хідників, один з яких є вентиляційним. Склад розташовується таким чином, щоб відстань від нього до стволів шахти, а також до вентиляційних дверей, руйнування яких може лишити нормального провітрювання всієї шахти, було б не менше за 100 м для складу камерного типу і 60 м для осередкового типу, а від складу до виробок, що служать для постійного проходу людей, відповідно не менше за 25 і 20 м.

*Комплекс камер і виробок скіпового ствола* призначається для прийому вугілля та породи в вагонетках, їх розвантаження, акумулювання вантажів і завантаження скіпів. Він включає в себе (рис. 6.23): вантажні і порожнякові виробки, розвантажувальні ями (або камери перекидачів при застосуванні вагонеток з глухим кузовом), камери завантажувального устаткування та зумпфових насосів, хідник для чистки зумпфу.

Розвантажене вугілля надходить у вугільний бункер, що може бути вертикальним (як показано на рис. 6.23) або похилим. Вертикальні бункери більш

тривкі до проявів гірничого тиснення і можуть бути значно більшої місткості, оскільки діаметр їх може доходити до 7-8 м і більш, тобто площа поперечного перерізу може перевищувати 50 м<sup>2</sup>. Місткість таких бункерів складає 1000 т вугілля і більш'. У проектах будівництва нових шахт передбачається спорудження 'вертикальних бункерів для вугілля і похилих для породи, кут нахилу яких повинен бути не менше  $3\alpha 60^\circ$  (для вугілля — не менше за  $50^\circ$ ).. З вугільного бункера вугілля конвеєрним хідником надходить у вагове завантажувальне устаткування, що знаходиться в камері з такою ж назвою, і через завантажувальне устаткування потрапляє у скіп.

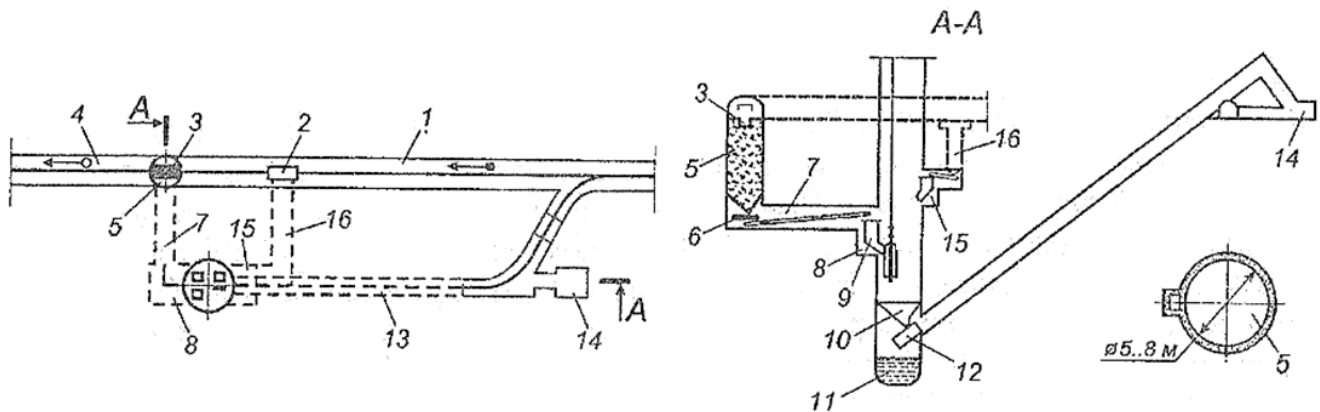


Рис.6. 23. Комплекс виробок завантажувального устаткування:

1 - вантажна вітка скіпового ствола; 2 - породна розвантажувальна яма; 3 - вугільна розвантажувальна яма; 4 - порожнякова вітка скіпового ствола; 5 - вугільний бункер; 6 - живильник; 7 - конвеєрний хідник; 8 - камера завантажувального устаткування для вугілля; 9- бункер-дозатор; 10-уловлюючий бункер; 11 -зумпф скіпового ствола; 12 - скіп для чистки зумпфа; 13 - похилий хідник для чистки зумпфа; 14 - камера лебідки для чистки зумпфа; 15 - камера завантажувального устаткування для породи; 16 - похилий породний бункер

Згідно з вимогами ПТЕ мінімальна місткість бункерів повинна бути не менше місткості двох локомотивних составів.

Згідно з ПБ (п. 3.1.13) *зарядні камери* повинні провітрюватися відокремленим струменем повітря.

## ЛЕКЦІЯ № 7. ПІДГОТОВКА ШАХТНОГО ПОЛЯ ТА СПОСОБИ ОХОРОНИ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

### *Класифікація схем і способів підготовки шахтних полів*

Підготовкою шахтного поля називають певний порядок проведення виробок, здійснюваний після розкриття шахтного поля і що забезпечує можливість підготовки виїмкових полів. На вітчизняних шахтах застосовують погоризонтний, панельний та поверховий способи підготовки шахтних полів.

Основні фактори, що впливають на вибір способу підготовки: кут падіння пласта, порушеність родовища, газоносність, водоносність пластів, а також розміри шахтного поля за простяганням, спосіб провітрювання та ін.

Підготовка пластів класифікується:

- за кількістю пластів, що обслуговуються комплексом підготовчих виробок, — на індивідуальну і групову;
- за місцем розташування основних підготовчих виробок - на пластову і польову.

При пластовій підготовці усі гірничі виробки проводять і підтримують по кожному з розроблюваних пластів корисної копалини. Основні виробки проводять, як правило, по пласту вузьким вибоєм, охороняючи їх ціликами або масивом вугілля.

Якщо є труднощі з підтриманням пластових виробок, особливо з тривалим терміном служби (капітальні та панельні бремсберги, похили, основні штреки), їх проводять за породами на деякій відстані від пласта, періодично з'єднуючи з пластовими виробками. У цьому випадку має місце польова підготовка.

Розташовувати польові виробки потрібно в міцних породах, поза зоною впливу очисних робіт або в зоні розвантаження після підробітку (надробітку).

Недоліки польової підготовки: збільшення об'єму породи, що видається з шахти; погіршення дорозвідки при проведенні виробок; високі витрати.

При індивідуальній підготовці пласта проводять і підтримують всі виробки, необхідні для відпрацювання шахтного поля або його частин. Виробки можуть проводитися при цьому як пластовими, так і польовими.

При груповій підготовці основні підготовчі виробки проводять загальними для всіх розроблюваних пластів свити або окремої групи пластів. При групуванні на всю довжину зберігають лише групові виробки.

Преваги групової підготовки: скорочення числа і протяжності підтримуваних виробок; підвищення ефективності роботи транспорту; поліпшення умов провітрювання.

Групові виробки проводять в лежачому боці групи пластів як пластовими, так і польовими. При доцільності відпрацювання на групову виробку двох груп пластів, можна розташовувати цю виробку між групами, але при цьому повинна бути виключена можливість її підробки. Групування зближених пологих і похилих пластів за допомогою проміжних квершлагів (гезенків) має застосовуватися при відстані між пластами за нормаллю до 40 м. При більшій відстані доцільність групової підготовки визначається техніко-економічним розрахунком.

### ***Способи підготовки шахтних полів***

При поверховому способі підготовки шахтне поле ділиться на поверхи приблизно рівної висоти. Спосіб є універсальним, оскільки він придатний для пластів з будь-якими кутами падіння, крім горизонтальних. Для пластів з кутами падіння понад 35 ° поверхова підготовка є єдиною можливою.

Довжина поверху за падінням при розробці пологих і похилих пластів зазвичай 350-400 м, крутопохилих пластів - 145-155 м, крутих пластів - 125-135 м (при вертикальній висоті поверху 100-120 м).

Так само поверхи можна розділити за падінням на підповерхи підповерховими штреками, а за простяганням - на виймальні поля проміжними бремсбергами, тобто бремсбергами, пройденими у межах поверху.

У найбільш загальному випадку при поверховому способі підготовки пологих пластів (рис. 7.1) від приствольного двору або місця перетину пласта капітальним (погоризонтним) квершлагом проводять головний відкаточний штрек довжиною не

менше 150 м. В середині шахтного поля за повстанням пласта проводять капітальний бремсберг з двома хідниками (вантажним і людським). Від капітального бремсберга в обидві сторони по межах поверху проводять поверхові відкаточний і вентиляційний штреки, а також паралельні штреки або просіки. Розрізні печі (монтажні камери) проводять або в 40 м від хідників (прямий порядок відпрацювання), або біля кордонів шахтного поля (зворотний порядок відпрацювання). При значних розмірах шахтного поля поверх може ділитися на виймальні поля і при великих похилих довжинах поверху - на підповерхи.

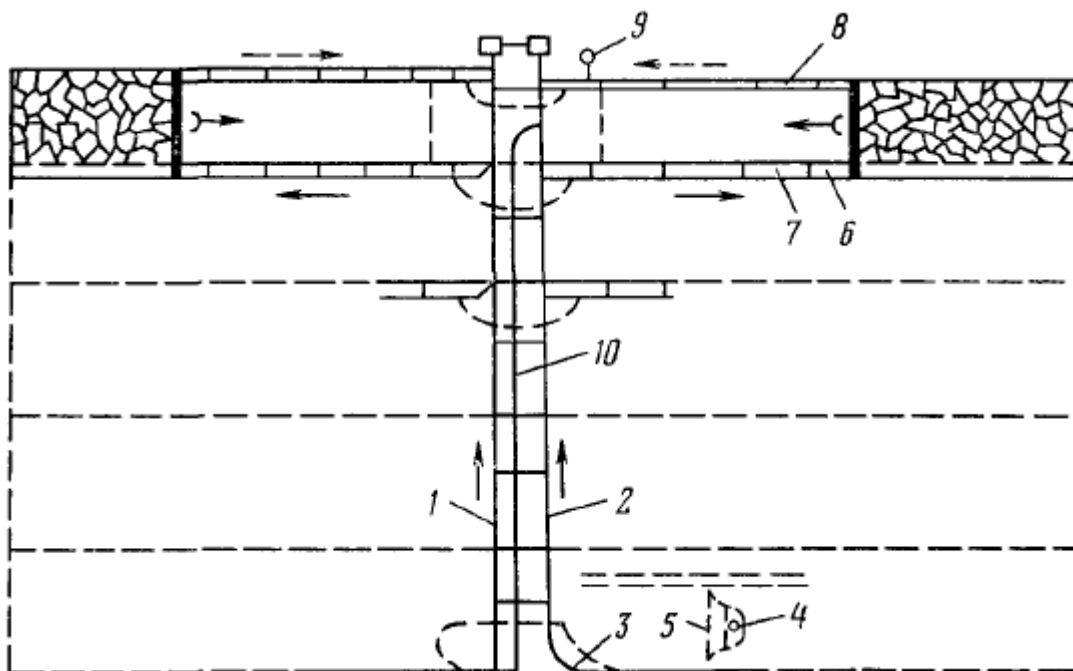


Рис. 7.1. Поверховий спосіб підготовки пологих пластів:

1, 2 - хідники; 3 - головний відкаточний штрек; 4 - приствольний двір; 5 - капітальний квершлаг, 6 - паралельний штрек, 7 - поверховий відкаточний штрек; 8 - поверховий вентиляційний штрек; 9 - шурф; 10 - капітальний бремсберг

Після відпрацювання запасів у першому поверсі до очисного вилучення підготовляються запаси на другому поверсі і т.д. до повного відпрацювання бремсбергової частини. Після цього розпочинають підготовку поверхів у похилій частині. Із цією метою на довжину поверху проводять капітальний похил і два хідники, інші підготовчі виробки проводять за аналогічною схемою.

Протягом індивідуальної підготовки, усі виробки (капітальні бремсберги, хідники, штреки та ін.) проводяться з кожним із пластів за всією їх довжиною.

Протягом групової підготовки, наприклад, трьох пластів, капітальний бремсберг і хідники доцільно проводити тільки по нижньому пласту, а верхній пласт з'єднувати з ними поверховими квершлагами.

При невеликій відстані між пластами, поверхові штреки можна підтримувати тільки на одному пласті, періодично з'єднуючи інший пласт (або пласти) проміжними квершлагами поблизу очисних вибоїв, що дає можливість погашення штреків на всіх інших пластах.

Доцільність групової підготовки перевіряється розрахунковим способом.

Особливо часто групова підготовка застосовується при розробці крутих пластів. Головні квершлагги (відкаточний і вентиляційний) перетинають усі пласти на відмітці відповідних горизонтів, а від них проводять поверхові відкаточний і вентиляційний штреки (рис. 7.2), підтримувані до повного відпрацювання запасів по кожному із пластів у межах поверху.

При груповому відпрацюванні (див. рис. 7.2) відпадає необхідність у підтримці поверхових штреків на всіх пластах. На всю довжину зберігається тільки один (для групи пластів) відкаточний і один вентиляційний груповий штрек (пластовий або польовий). Для доставки вантажів з інших пластів і подачі повітря до очисних вибоїв від підтримуваного відкаточного штреку через певні відстані проводять проміжні квершлагги. Для відводу вихідного струменя такі ж квершлагги проводять на вентиляційному горизонті.

Групові штреки проводять звичайно в лежачому боці групи пластів по пласту з найбільш стійкими бічними породами або польовими. Групові штреки не можна проводити по пластах вугілля, схильним до самозаймання, небезпечних за гірничими ударами або раптовими викидами, тому що при виході групових штреків з ладу зупиняються роботи у всій групі пластів.

Проміжні квершлагги розділяють поверхи на виїмкові поля. Якщо проміжні квершлагги розташовані біля ближчої (відносно головного квершлагу) межі



виїмкового поля, то вони називаються задніми, а якщо біля далекої межі - передніми.

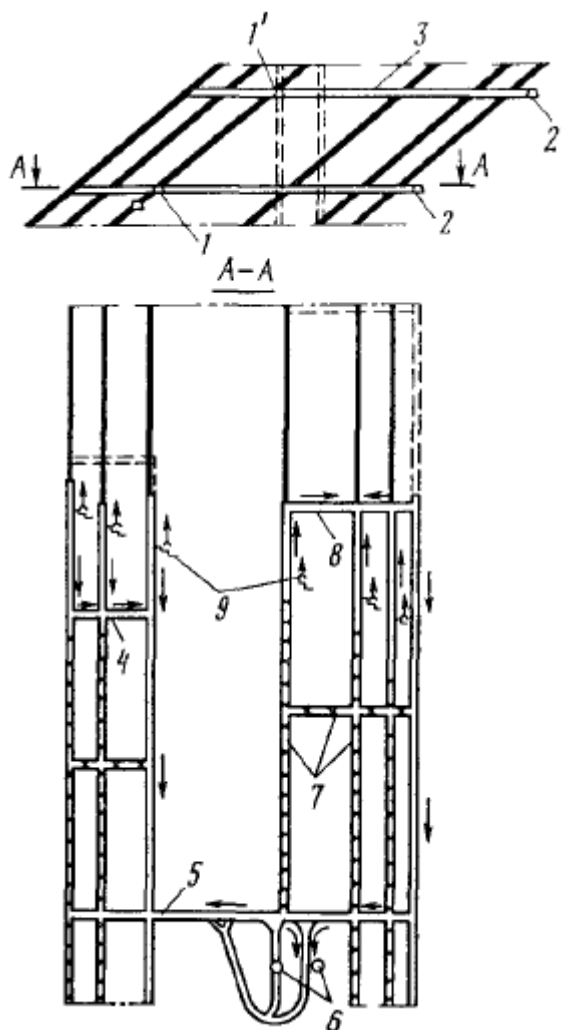


Рис. 7.2. Схема поверхової підготовки для групового відпрацьовування крутопохилих і крутих пластів:

1 - груповий пластовий поверховий відкаточний штрек; 1' - те ж, вентиляційний; 2 - груповий польовий поверховий відкаточний штрек; 2' - те ж, вентиляційний; 3 - поверховий вентиляційний квершлаг; 4 - задній проміжний квершлаг; 5 - поверховий відкаточний квершлаг; 6 - головні вертикальні стволи; 7 - виробки, що погашаються; 8 - передній проміжний квершлаг; 9 - лави

При групуванні на задній квершлаг (ліва група пластів на рис. 7.2) ділянки штреків у межах виїмкового поля підтримуються на всіх пластах групи у

виробленому просторі, але при цьому з'являється можливість проводити відкаточні штреки з невеликим випередженням стосовно очисних вибоїв. Остання обставина важлива при розробці сильногазоносних і викионебезпечних пластів.

При групуванні на передній квершлаг штреки можуть погашатися відразу ж після вилучення вугілля, підтримуються вони в масиві вугілля, але їх випередження стосовно очисного вибою дорівнює відстані між проміжними квершлагами і в окремих випадках становить до 500-600 м. Крім того, вантаж робить перепробіг, чого немає при роботі на задній квершлаг.

З поглибленням гірничих робіт групові штреки проводять в основному польовими, а в групу поєднують 5-7 пластів.

Переваги поверхового способу підготовки: невеликий обсяг підготовчих виробок, можливість швидкого введення шахти в експлуатацію, простота і надійність схеми провітрювання.

Недоліки: відсутність можливості для широкого розвитку фронту очисних робіт, необхідність підтримки протяжних штреків.

Тому на найбільш продуктивних пологих пластах **область** застосування поверхової підготовки скорочується. Вона знаходить застосування на пластах з кутами падіння до 35° тільки при розкритті похилими стволами, пройденими по пласту; при обмежених за простяганням розмірах шахтного поля; при розробці сильногазоносних пластів.

На пологих пластах застосовуються, як правило, найбільш перспективний погоризонтний (при розробці пластів будь-якої потужності і з кутами падіння до 10°) і панельний способи підготовки (для горизонтальних пластів і при розробці пластів з кутами падіння 11-35° і вилученню їх за простяганням).

Сутність погоризонтного способу підготовки полягає у поділі пласту в межах шахтного поля між горизонтами на виїмкові ділянки (стовпи), витягнуті за падінням (повстанням). У кожній виїмковій ділянці розміщуються одна-дві лави, що відпрацьовуються за повстанням або падінням.

Розміри виїмкових стовпів при відпрацьовуванні лавами за падінням (повстанням) приймається не менш 800-1000 м для потужних пластів і 1000-1500 м

для тонких і середньої потужності пластів; при сприятливих умовах розміри виїмкових стовпів збільшують до 2000-3000 м.

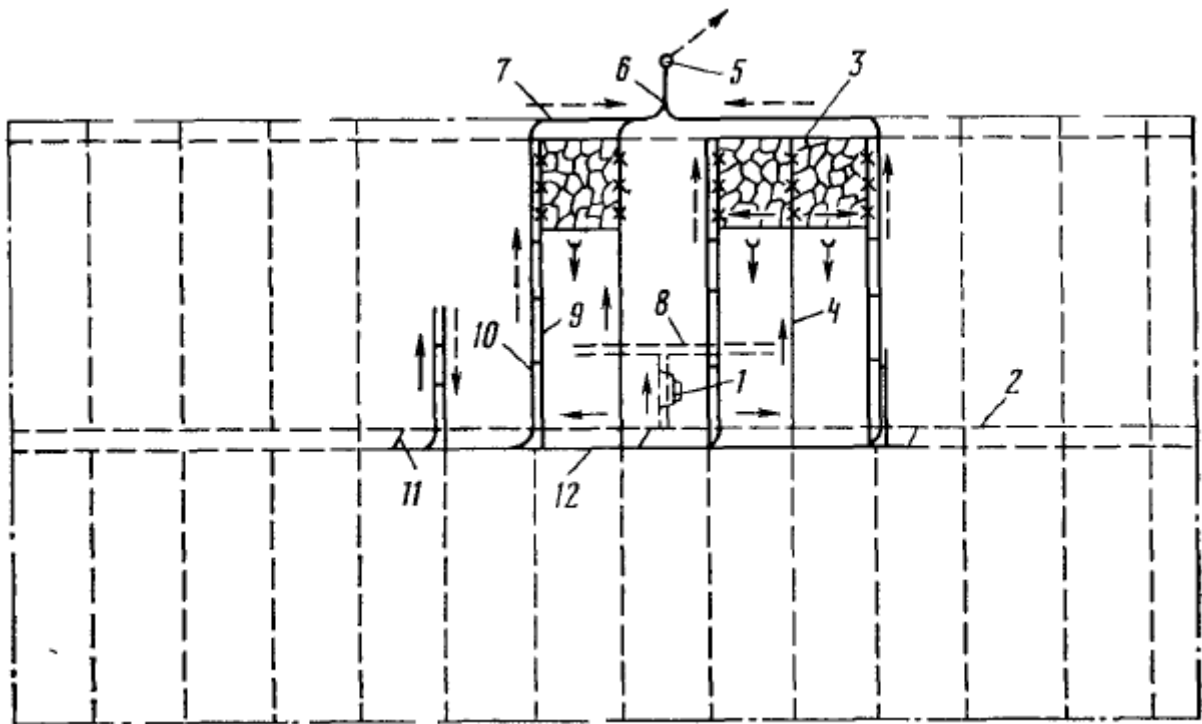


Рис. 7. Схема погоризонтной підготовки

1 - приствольний двір, 2, 8, 12 - головні польові штреки, 3 - пластовий вентиляційний штрек, 4, 9 - конвеєрні бремсберги, 5 - вентиляційний ствол, 6 - вентиляційний квершлаг 7 - головний польовий вентиляційний штрек, 10 - вентиляційний хідник, 11 - квершлаг

Від приствольного двору або головного квершлягу проводять польовий головний відкаточний штрек, призначений для транспортування вугілля, і пластовий штрек, по якому здійснюється доставка вантажів і устаткування (рис. 7.3). Обидва штреки періодично збивають між собою короткими квершлагами. Від пластового штреку проводять похилі виробки - бремсберги (похили) і хідники. У верхньої границі горизонту останні з'єднують розрізною піччю, при цьому утворюються виїмкові стовпи. Схема провітрювання виїмкових стовпів — прямоточна, для чого у верхньої границі проводять вентиляційний ствол.

Підготовка похилової частини шахтного поля здійснюється проведенням по нижній границі шахтного поля штреків для вентиляції, водовідливу і виконання

допоміжних операцій. Штреки з'єднують із поглибленим допоміжним стволом спеціально пройденим вентиляційним квершлагом.

При розробці зближених пластів можливо їх групування з відпрацьовуванням на групові бремсберги (похили) і гезенки.

Переважає область застосування — пологі пласти будь-якої потужності з кутами падіння не більш 10-12°.

Достоїнства погоризонтного способу підготовки: спрощення схеми підготовки і схеми транспортування вугілля у шахті; забезпечення стабільності довжини лави при складній гіпсометрії; зменшення впливу порушень, орієнтованих за падінням.

При відпрацьовуванні виїмкових стовпів за падінням застосування погоризонтного способу підготовки дозволяє зменшити надходження метану з виробленого простору у лаву, виключити вивали вугілля у привибійний простір, підвищити безпеку робіт на викидонебезпечних пластах.

При відпрацьовуванні виїмкових стовпів за повстанням скорочується приплив води у привибійний простір.

Недоліки погоризонтного способу підготовки: обмежена область застосування; складність проведення довгих похилих виробок; складність доставки людей і матеріалів по похилих виробках.

При панельному способі підготовки шахтне поле за простяганням ділять на ділянки (панелі), обмежені за повстанням (падінням) основними штреками або основним штреком і границею шахтного поля (рис. 3.33). Панель у свою чергу розділяють на яруси і виїмкові стовпи за простяганням (під'яруси).

Довжина панелі регламентується транспортними засобами по похилих виробках і умовами провітрювання. Розмір панелі за простяганням звичайно становить 2500-3000 м, за падінням - до 1200 м, при сприятливих умовах - до 2000 м.

На рівні приствольного двору проводять головний відкаточний штрек, а потім у межах кожної підготовлюваної панелі - панельні похилі виробки (bremсберги або похили з хідниками), а від них — ярусні конвеєрні, паралельні і вентиляційні

штреки, з'єднуючи які розрізними печами готують ярус панелі до відпрацьовування.

Провітрювання виробок здійснюється через центрально здвоєні стволи або, для бремсбергових полів, через один ствол і шурфи, пройдені для кожної панелі.

У випадку групового відпрацьовування зближених пластів головні штреки проводять тільки по одному із пластів, звичайно по нижньому, а групування здійснюють на горизонті ярусних штреків. Групові панельні бремсберги проводяться також по нижньому пласту, а на інші пласти проводять відкаточні й вентиляційні ярусні квершлагів. На верхніх пластах від ярусних квершлагів проводять в обидва боки ярусні штреки і з'єднують їх між собою розрізними печами.

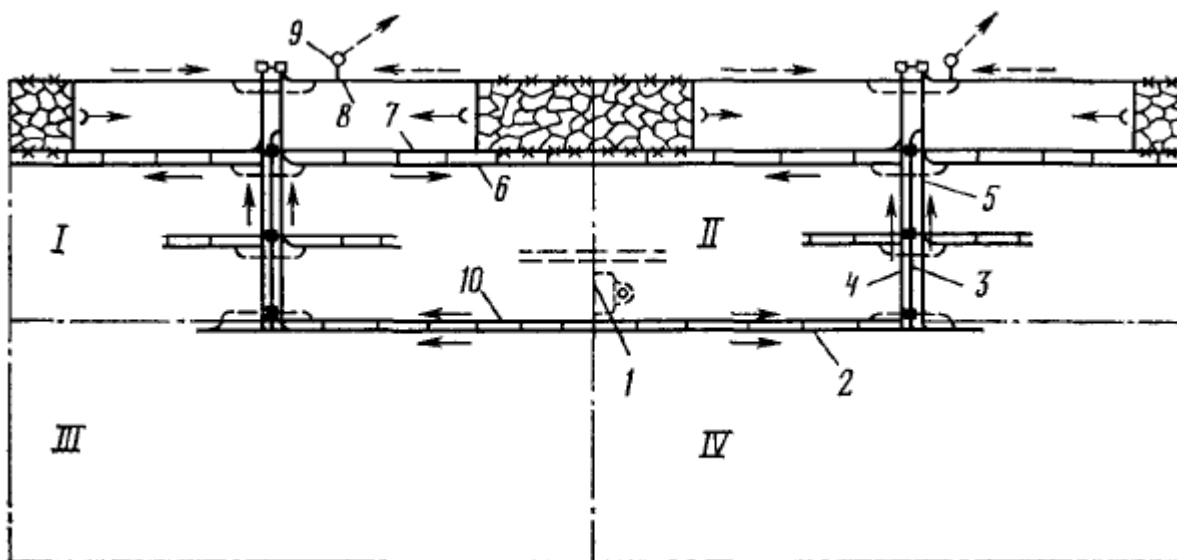


Рис. 3.33. Схема панельної підготовки:

1 - головний квершлаг; 2 - головний відкаточний штрек; 3 - панельний бремсберг; 4, 5 - хідники, 6 - паралельний штрек; 7 - конвеєрний ярусний штрек; 8 - вентиляційний ярусний штрек, 9 - шурф; 10 - головний вентиляційний штрек; I-IV - панелі

При розподілі шахтного поля на блоки з відособленим провітрюванням кожного блоку і загальним головним відкаточним штреком реалізується ще один варіант панельної підготовки для індивідуального або групового відпрацьовування пластів.

Панельний спосіб підготовки шахтних полів застосовується, як правило, при розробці горизонтальних пластів, у випадку складної конфігурації шахтних полів, при кутах падіння пластів 11-35° з виїмкою за простяганням.

Достоїнства панельного способу підготовки: можливість забезпечення високого навантаження і сприятливих умов для застосування конвеєрного транспорту; порівняно невеликий обсяг підтримуваних виробок; висока концентрація робіт.

Недоліки способу: обмеження області застосування пологими і похилими пластами; складність провітрювання при наявності декількох очисних і підготовчих вибоїв у панелі.

### ***Порядок відпрацьовування шахтного поля і черговість розробки пластів у свиті.***

Згідно § 23 ПТЕ порядок відпрацьовування шахтного поля слід ухвалювати для поверхового способу підготовки прямий (від стволів до границь); для погоризонтного і панельного способів - прямий при відпрацьовуванні бремсбергових полів і зворотний (від границь до стволів) - при відпрацьовуванні похилих полів.

При прямому порядку відпрацьовування у період будівництва шахти вводять в експлуатацію найближчі до стволів панелі або виїмкові стовпи, завдяки чому забезпечуються мінімальні строки будівництва і найменші первісні капітальні витрати. Відпрацьовування ж похилих панелей зворотним порядком можливе без додаткових витрат, тому що до кінця робіт у бремсберговому полі головний штрек буде проведений на всю його довжину і його доцільно частково погашати.

Порядок відпрацьовування виїмкових полів або панелей необхідно ухвалювати зворотний — від границь виїмкового поля або панелі до бремсбергів, похилів і проміжних квершлагів.

За простяганням поверхи залежно від умов відпрацьовування складно відпрацьовувати і прямим, і зворотним порядком.

Достоїнства зворотного порядку відпрацьовування: різке скорочення витрат на підтримку поверхових штреків (в 5-10 разів); відсутність витоків повітря; простота ізоляції ділянки, на якій виникла ендогенна пожежа; поділ у часі і просторі очисних і підготовчих робіт, що спрощує їхню організацію і транспортне обслуговування; завчасна геологічна розвідка.

Недоліки: значний період часу для підготовки поверху; труднощі провітрювання протяжних поверхових штреків.

Відпрацьовування поверхів на шахтах III категорії та надкатегорних повинна проводитися у низхідному порядку. На шахтах I і II категорій поверхи у бремсберговому полі можуть відпрацьовуватися й у висхідному порядку, хоча на практиці це зустрічається рідко. Поверхи у похилому полі завжди відпрацьовують у низхідному порядку.

Порядок відпрацьовування ярусів у панелі такий ж, як і поверхів.

За простяганням яруси звичайно відпрацьовуються зворотним порядком.

Пласти світи можуть відпрацьовуватися у висхідному, низхідному і змішаному порядку. Як правило, повинен застосовуватися низхідний порядок, при якому забезпечуються кращі умови підтримки виробок.

Висхідний і змішаний порядок відпрацьовування застосовуються при першочерговому відпрацьовуванні так званих захисних пластів (безпечних за динамічними явищами або найменш небезпечних із числа всіх пластів у світі), а також тоді, коли це приводить до раціонального розподілу між пластами гірничого тиску і газовиділення.

Основні схеми використання захисних пластів представлені на рис. 7.4.

Захист схильних до динамічних явищ (гірничих ударів, викидів) пластів у межах усього поверху забезпечується:

- надробкою за умови, що захисний пласт відпрацьований і на вищележачому горизонті (див. рис. 7.4, а);
- подвійним захистом (див. рис. 7.4, б);
- підробкою за умови, що захисний пласт відпрацьовується з випередженням на один поверх і більш (див. рис. 7.4, в);

– висхідним порядком відпрацьовування поверхів і пластів (див. рис. 7.4, г).

В інших випадках захист пластів на всю висоту поверху не забезпечується (див. рис. 3.34, д, е), при цьому ділянки довжиною  $a_1$  характеризуються підвищеною небезпекою. Відпрацьовування захисного пласту повинна проводитися без залишення ціликів.

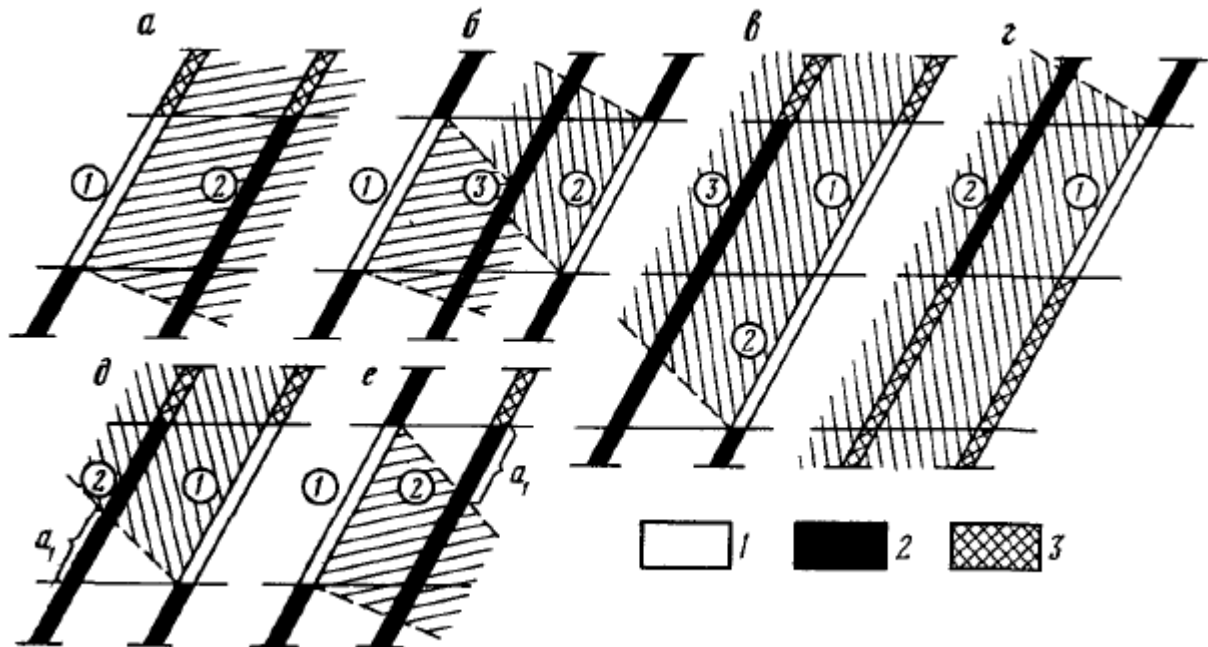


Рис. 7.4. Основні схеми використання захисних пластів:

1 - захисний пласт; 2 – пласт, схильний до динамічних явищ; 3 - відпрацьований пласт, цифри в кружках показують порядок відпрацьовування пластів; пунктирна лінія - границя захисту;  $a_1$  - незахищена ділянка

Випереджальне відпрацьовування захисних пластів вирішує наступні завдання:

- запобігання гірничих ударів;
- запобігання викидів вугілля, породи і газу;
- забезпечення стійкості гірничих виробок;
- зниження гірничого і газового тиску за рахунок розвантаження масиву при підробці і деформації пружного відновлення при надробці.

### *Охорона підземних гірничих виробок.*



Підготовляючі виробки є основними транспортними артеріями шахти, що у значній мірі зумовлюють її нормальне функціонування. Незадовільний стан виробок ускладнює роботу підземного транспорту, погіршує провітрювання вибоїв і, як слідство, знижує техніко-економічні показники роботи шахти.

Основною причиною, що викликає деформування виробок, які підготовляються, є те, що вони в процесі експлуатації наражаються на вплив очисних робіт, що ведуться в безпосередній близькості від них. На стійкість виробок також впливає спосіб їхнього проведення, тип конструкції і роботоздатність кріплення та ін. Однак вирішальним є спосіб захисту виробок від впливу очисних робіт.

Підготовляючі виробки можуть розташовуватися як безпосередньо по пласту, так і по пустих породах. При цьому пластове розташування допускається для окремих ненаближених тонких і середньої потужності пластів, а також для таких же пластів у світах в умовах віднесення їх до безпечних за самозапалюванням, за гірничими ударами, за раптовими викидами вугілля і газу і вибухами вугільного пилу. Для потужних пластів і світ зближених пластів виробки, як правило, повинні проводитися польовими і розташовуватися в міцних породах підосви пласта на відстані від 10 до 40 м. При відстані менш за 10 м відчувається вплив очисних робіт, а більш за 40 м значно зростає довжина виробок, що з'єднують пластові виїмкові виробки з польовими.

### **Способи охорони виробок при розташуванні їх по пласту**

Охорона підготовляючих виробок при їхньому розташуванні по пласту здійснюється такими способами:

- ціликами вугілля;
- бутовими смугами;
- масивом обвалених та ущільнених порід.

Охорона *ціликами вугілля* (див.рис.7.5) застосовується при проведенні виробок вузьким вибоєм.

Розмір цілика розраховується за формулою:

$$l_{ц} = (1,1 \dots 1,2)l_{оп}, \quad (7.1)$$

$$l_{оп} = \sqrt{Hm}, \quad (7.2)$$

де  $l_{оп}$  – ширина зони опорного тиску очисного вибою, м;

$H$  – глибина розташування виробки, м;

$m$  – потужність пласта.

Умови застосування способу: тонкі і середньої потужності пласти з тривкими боковими породами при невеликій глибині залягання. При заляганні пласта в світі виникають додаткові обмеження, означені вище.

Сутність способу охорони *двосторонніми бутувими* смугами (див.рис.7.6) полягає у тому, що підготовляючі виробки проводять по пласту широким вибоєм, а одержувану від підривання породу розміщують у двосторонні розкоски, створюючи охоронні бутуві смуги.

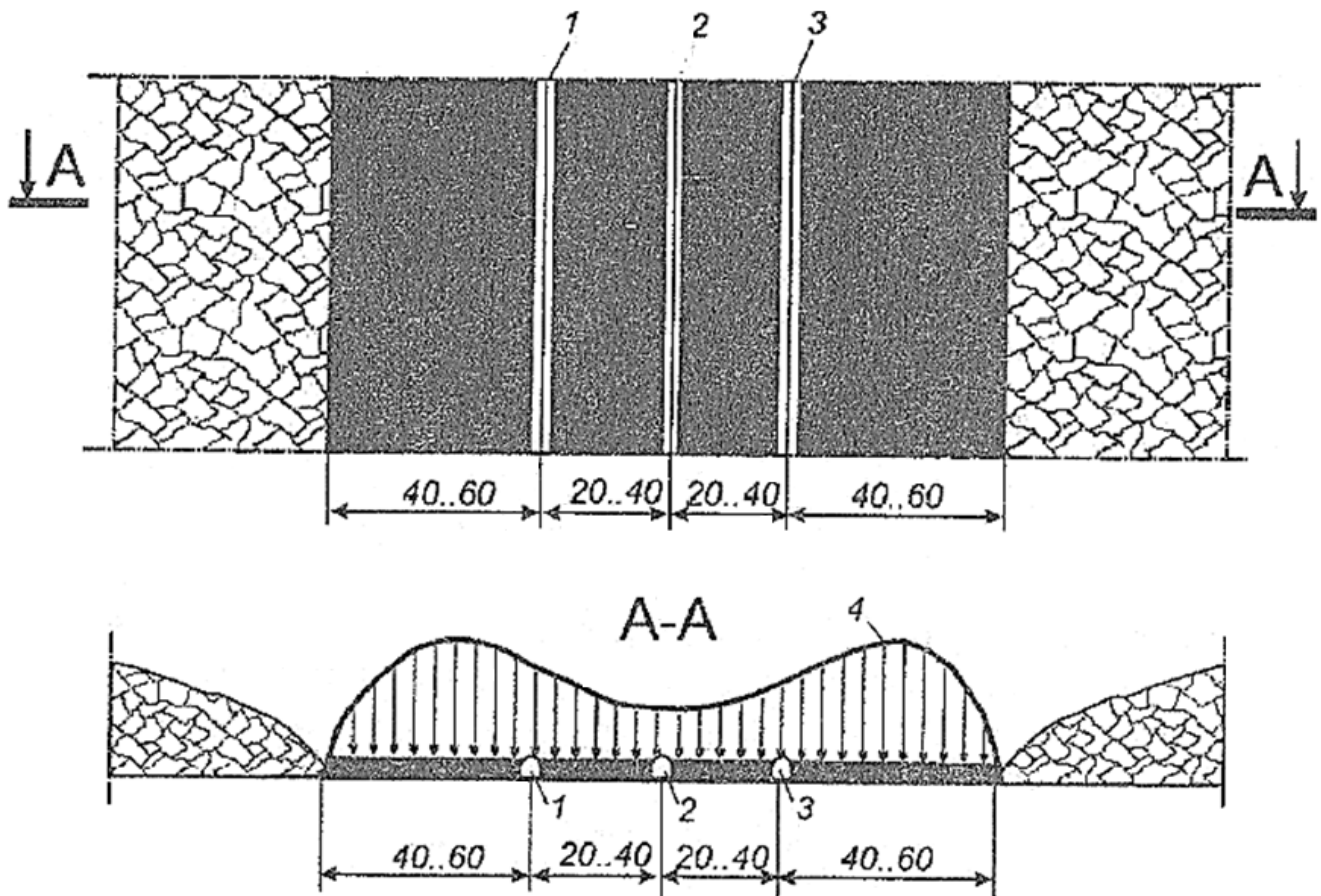


Рис.7.5. Охорона пластових похилих виробокціликами вугілля: 1 – допоміжний бремсберг; 2 – транспортний бремсберг; 3 – вентиляційний хідник; 4 – еюра гірського тиску.

Ширина бутових смуг визначається з розрахунку розміщення в них всієї породи, одержуваної від проведення виробок, але не повинна бути менше за  $12m$ , де  $m$  - виймана потужність пласта. Для попередження відновлення гірничого тиску на закладний масив під час ведення очисних робіт рекомендується залишати бар'єрні цілики вугілля розміром  $20m$ , але не більше за  $40$  м. Якщо такі цілики не залишати, то бутові смуги після відновлення гірничого тиску будуть працювати як штампи, концентруючи значні опорні навантаження, що негативно буде відбиватися на стійкості виробок.

Достоїнства способу охорони двосторонніми бутовими смугами:

- порода від проведення виробок залишається в шахті;
- порівняно невеликі втрати вугілля в бар'єрних ціликах завдяки їх порівняно малим розмірам;
- гарні умови підтримання виробок навіть в умовах слабких бічних порід пласта в зв'язку з тим, що вони знаходяться в розвантажегній від гірничого тиску зоні.

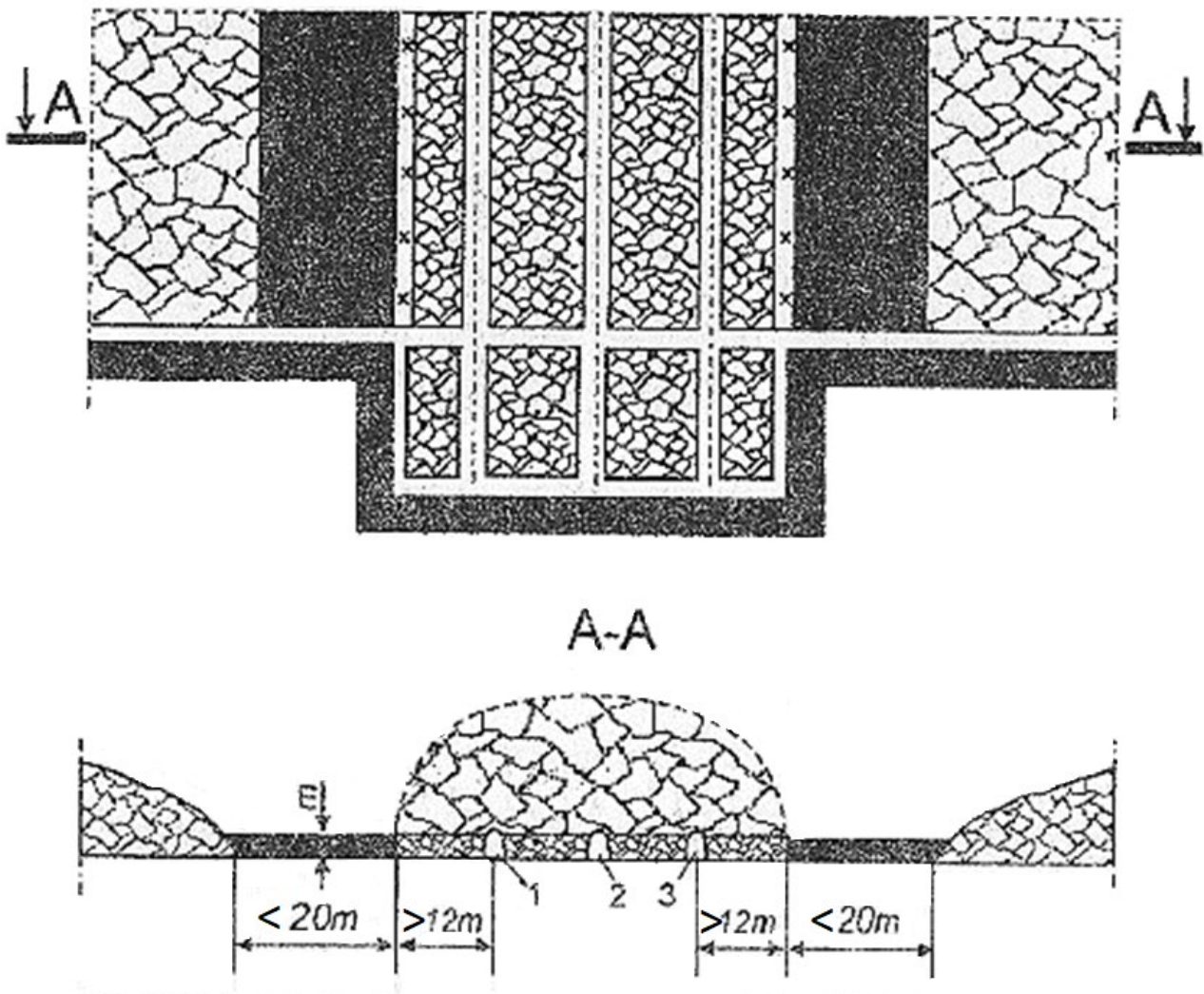


Рис.7.6. Охорона пластових похилих виробок бутовими смугами:

Недоліки вищезазначеного способу:

- більш складне проведення виробок широким вибоєм у порівнянні з проведенням вузьким вибоєм, що веде до подорожчання і зниження темпів їхнього проведення: Особливо великі складнощі виникають в період будівництва шахти;

- можливі витікання повітря між повітроподавальними і вентиляційними виробками через недостатньо спресовану у розвантаженій зоні закладку .

Умови застосування способу охорони двосторонніми бутовими смугами - пологі пласти (в основному до  $12^\circ$ ) потужністю до 1,0-1,2 м із випинаючими підшвами та покрівлею не нижче середньої стійкості, оскільки при слабкій покрівлі виникають складнощі із зведенням бутових смуг. При проведенні виробок за підняттям пласт може бути будь-якої наводненості, за падінням - не обводненим.

Сутність способу охорони виробок *масивом обвалених порід* (див.рис.7.7) полягає у тому, що на ділянці розташування підготовляючих виробок здійснюється попередня відробка пласта, а через деякий час по обвалених та ущільнених породах проводяться виробки, завдяки чому поблизу їх контуру будуть відсутні концентратори напружень — цілики вугілля або бутові смуги, що і забезпечує їм належну стійкість. Виробки розташовуються у розвантаженій зоні порід покрівлі пласта або з невеликим підриванням порід підосви. Відставання вибоїв виробок від очисного вибою повинно бути не менше за 0,6-0,8 довжини лави. Як і в попередньому способі, для збереження розвантаженої зони треба залишати бар'єрні цілики таких же розмірів, що й при охороні бутовими смугами.

Достоїнства способу охорони виробок масивом обвалених порід:

- підвищується стійкість виробок навіть у важких умовах залягання пластів у зв'язку з відсутністю підвищених напружень в оточуючому їх масиві;
- зростають темпи проведення виробок комбайнами, оскільки порушується природна монолітність породного масиву.

Недоліки даного способу:

- складність попередньої відробки пласта в період будівництва шахти, коли здійснюється проведення підготовляючих виробок і відсутні очисне устаткування і вугільний комплекс на поверхні;
- залежність ефективності охорони виробки від міцності порід без-посередньої покрівлі та від наводненості пласта.

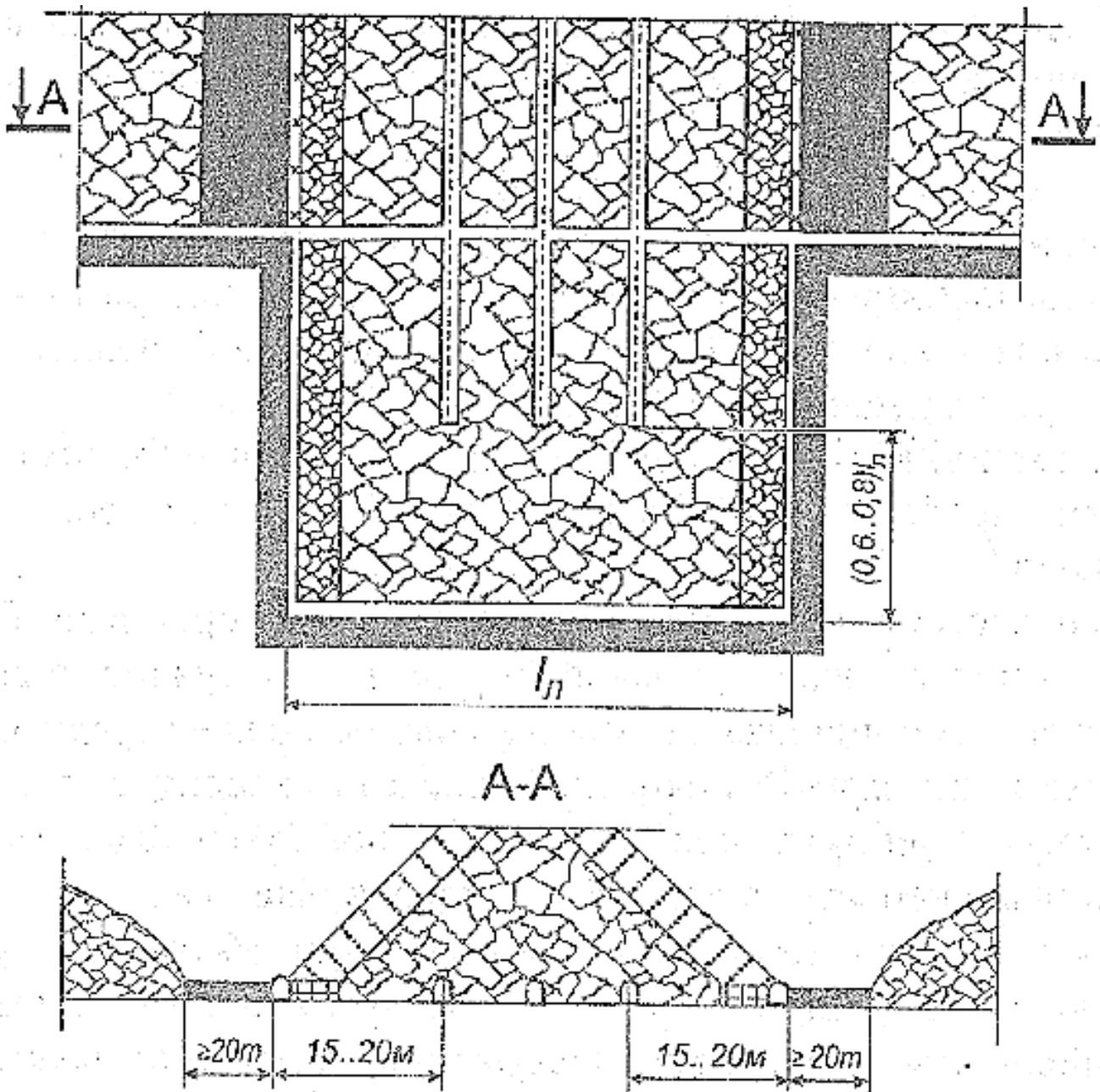


Рис.7.7. Охорона пластових похилих виробок розташуванням їх в масиві обвалених та ущільнених порід

Умови застосування:

- пологі пласти потужністю меншою за 1,2-1,5 м;
- породами безпосередньої покрівлі потужністю понад 5 м, що добре пресуються;
- породи підшви будь-якої стійкості, в тому числі і сильно випинаючі;

– не обводнені пласти, оскільки під впливом води слабкі породи різко знижують свою міцність, інтенсивно виявляють пластичні властивості і видавлюються у виробки.

**Способи охорони виробок при розташуванні їх по пустих породах.**

Як правило, підготовляючі виробки треба розміщувати в тривких породах на відстані від пласта  $h_i=10-30$  м у залежності від глибини закладення виробки і міцності порід на стиснення. Більші розміри відносяться до менш тривких порід.

Застосовуються наступні способи охорони польових виробок:

- ціликом (смугою) вугілля, що залишаються над виробками;
- шляхом попередньої або наступної надробки виробок.

При охороні польових виробок **суцільним ціликом** (рис.7.8) розмір останнього повинен бути таким, щоб виробка, що охороняється, при кріпленні її податливим кріпленням знаходилась від меж виробленого простору на відстані, що визначається за формулою.

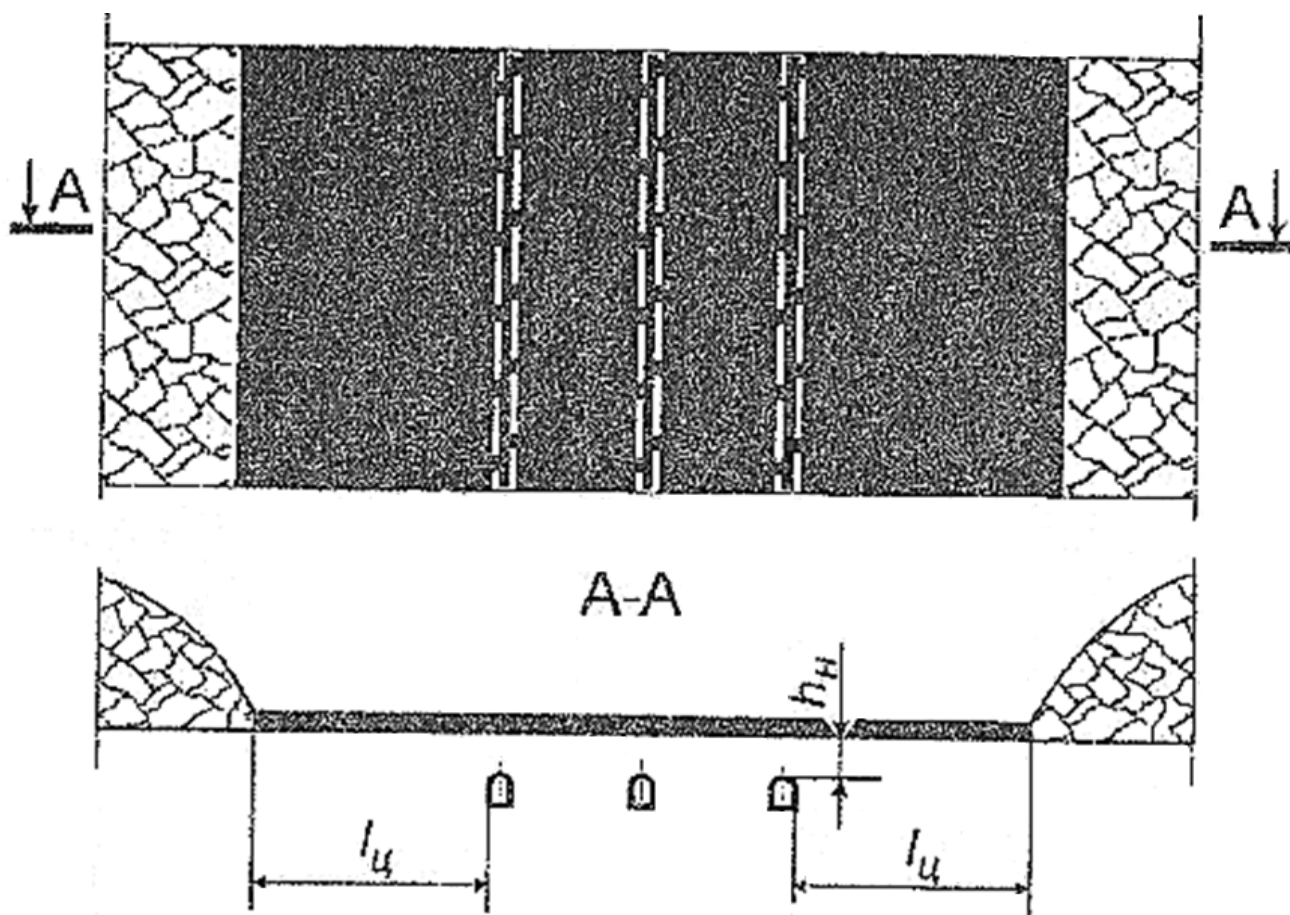


Рис. 7.8. Охорона польових похилих виробок суцільним ціликом вугілля

Відстань від контуру зони розвантаження до польової виробки розраховується за формулою:

$$l_{\text{п}} = 1,5\sqrt{Hmk_yk_ok_p}, \quad (7.3)$$

де  $m$  - потужність пласта, м;

$H$  - глибина розташування виробки, м;

$k_y$  - коефіцієнт, який характеризує стійкість бокових порід, що вміщують виробку: для нестійких ( $R_c < 40$  МПа) порід  $k_y = 1,0$ ; середньої стійкості ( $R_c = 40-60$  МПа)  $k_y = 0,8-0,6$ ; тривких ( $R_c > 60$  МПа)  $k_y = 0,5-0,4$ ;  $k_o$  - коефіцієнт обвалюваності порід покрівлі пласта: для порід, що легко обвалюються,  $k_o = 1,0$ ; середньої обвалюваності  $k_o = 1,15$  і для порід, що важко обвалюються,  $k_o = 1,25$ ;  $k_p$  - коефіцієнт урахування впливу відстані виробки до пласта; при  $h_n = 10$  м  $k_p = 1,0$ ; при  $h_n = 15$  м  $k_p = 0,95$ ; при  $h_n = 20$  м  $k_p = 0,85$  (наведені вище значення всіх величин справедливі для розвантажувальної лави завдовжки не менш за 180-220 м).

Ширина бар'єрних ціликів розраховується за формулою:

$$l_{\text{ц}} = k_{\text{д}} l_{\text{н}}, \quad (7.4)$$

де  $k_{\text{д}}$  - коефіцієнт, що враховує вплив напрямку руху основних (робочих) лав відносно меж розвантаженої зони. При посуванні лав від розвантаженої зони  $k_{\text{д}} = 0,4$ ; паралельно межах  $k_{\text{д}} = 0,6$ ; при посуванні лав у напрямку меж розвантаженої зони  $k_{\text{д}} = 0,8$ .

Перевагою даного способу охорони польових виробок є його технологічна простота. Разом з тим йому притаманні значні недоліки. Як показує практика, охоронний цілик концентрує колосальні пригрузки, що виникають у результаті ведення очисних робіт, передає їх на підшву пласта, де розташовуються виробки, погіршуючи завдяки цьому їхній стан. Особливо це виявляється у глибоких шахтах Донбасу. Крім того, при цьому способі охорони мають місце значні втрати вугілля. З цих причин він не може вважатися перспективним, особливо у зв'язку з переходом робіт на глибокі горизонти.



Суттєвість способу охорони польових виробок *шляхом їхньої надробки* полягає в тому, що над місцем розташування виробок пласт виймається розвантажувальною лавою. У результаті цього виробки знаходяться в розвантаженій від гірничого тиску зоні (рис.7.9). Для збереження зони розвантаження залишаються бар'єрні цілики.

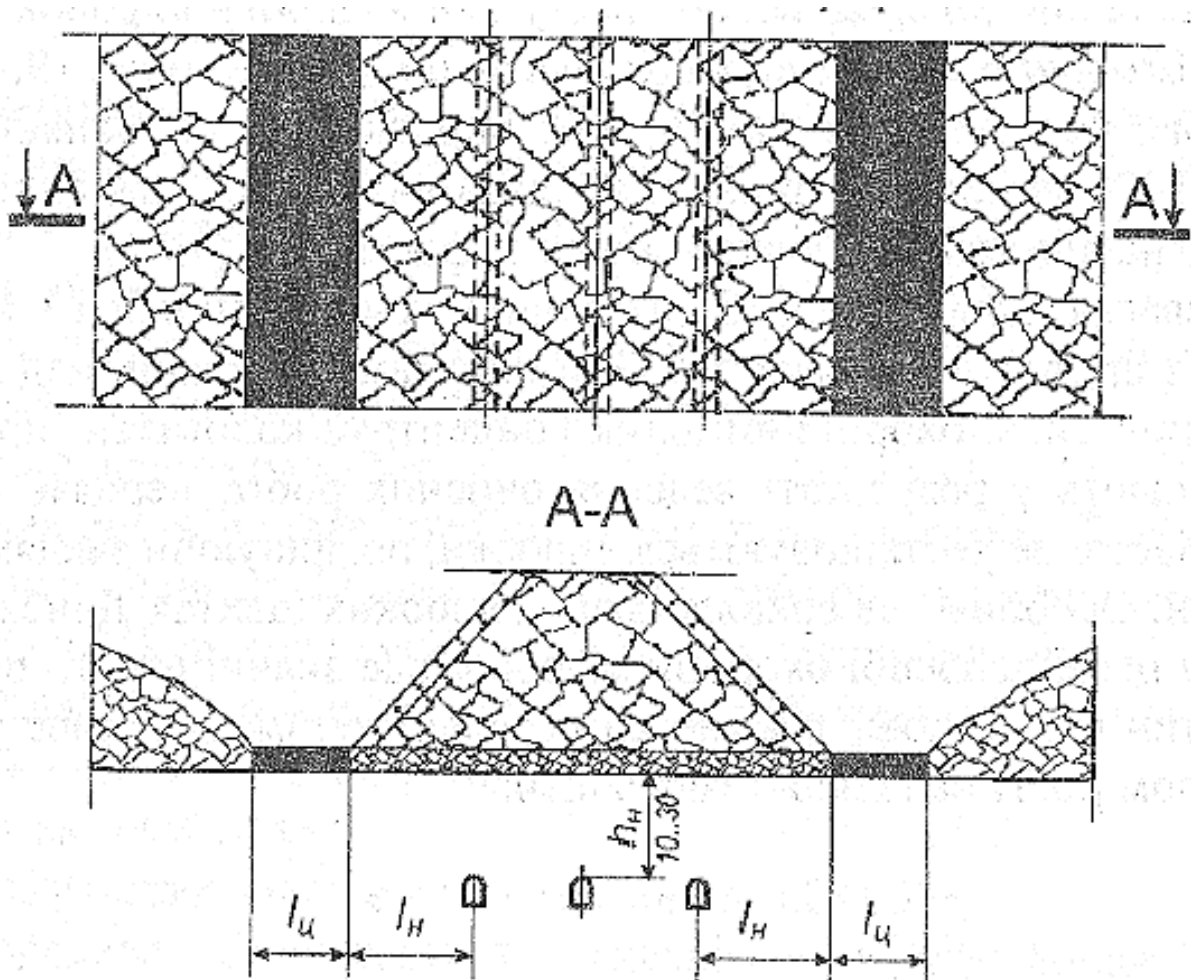


Рис.7.9. Розташування польових похилих виробок з попередньою або подальшою їхньою надробкою

Застосовують **попередню і наступну надробку** польових виробок. У першому випадку виробки проводяться після проходження розвантажувальної лави, а у другому — до надробки. Попередня надробка має перевагу за наступну, бо виробки не зазнають шкідливого впливу опорного тиску очисного вибою, хоча сам масив, в якому будуть проводитися виробки, такий вплив зазнає, і це призводить до утворення в ньому тріщинуватості і до деякого зниження міцності порід. У

технологічному відношенні попередню надробку зручніше здійснювати на діючій шахті і значно важче на тій, що тільки будується.

Заслуговує уваги *спосіб охорони польових похилих виробок, розроблений в Донецькому державному технічному університеті* і прийнятий в проектах підготовки глибоких горизонтів шахт ім. Челюскінців і ім. Абакумова ДП "Донвугілля". Сутність його полягає у використанні зони розвантаження, створюваною робочою лавою при невеликому її відході від розрізної печі і залишенні між двома виробками одного опорного цілика порівняно невеликих розмірів (див.рис.7.10).

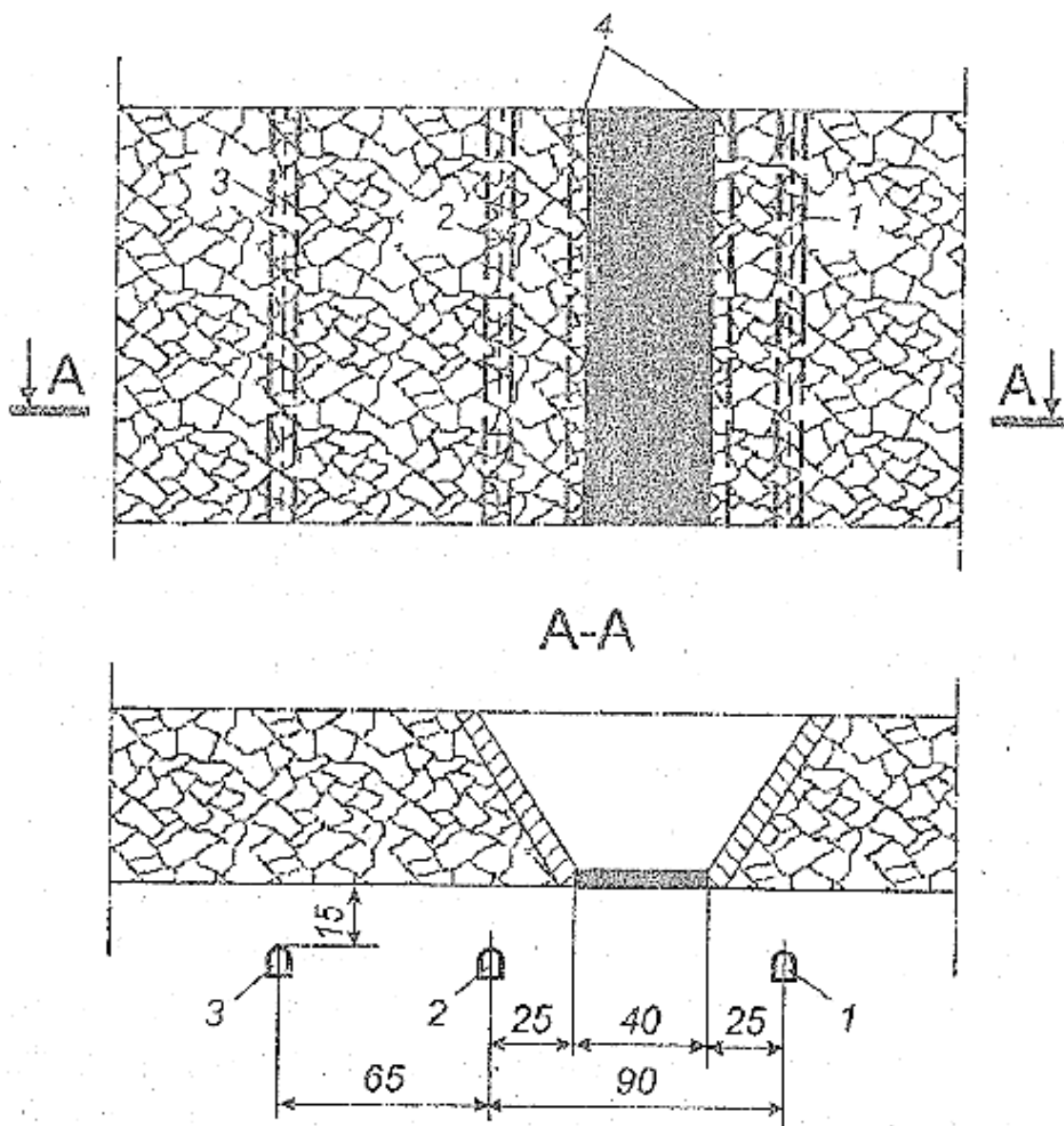


Рис.7.10. Спосіб охорони польових виробок, розроблений в ДонДТУ

Достоїнствами способу охорони польових похилих виробок одним опорним ціликом є:

- невеликі втрати вугілля у опорному ціликові у зв'язку з малими його розмірами;
- технологічна простота, зумовлена відсутністю спеціальних робіт по надробці виробок, бо вона здійснюється самими робочими лавами;
- тривала цілість розвантаженої зони, що знаходиться під захистом опорного цілика;
- широка область застосування: тонкі і середньої потужності пласти з будь-якими кутами падіння, будь-якою наводненістю та ін.

Недолік способу полягає у тому, що його можна застосовувати лише при прямому порядку відробки крила поверху (ярусу).

Спосіб охорони транспортних штреків *штучними спорудами* у вигляді тумб із залізобетонних блоків, литих смуг, органного кріплення, дерев'яних кострів, булокострів та ін. застосовуються для забезпечення стійкості пластових виїмкових виробок.

## ЛЕКЦІЯ № 8. ПРОЦЕСИ ОЧИСНОЇ ВИЙМКИ ВУГІЛЛЯ

### *Структура виробничих процесів ПГР.*

Різноманітність елементів залягання пластів призводить до різної структури окремих виробничих процесів.

**В и р о б н и ч и й п р о ц е с** – це процес труда, який має визначений технологічний та організаційний зміст і спрямований на створення конкретних матеріальних благ та характеризується постійністю головного предмета праці.

Виробничий процес поділяється на робочі процеси, а робочі процеси в свою чергу на операції.

**О п е р а ц і я** – це сукупність робочих прийомів. Бувають основні, допоміжні та підготовче-заклучні.

Головні виробничі процеси на вугільних шахтах - це процеси очисних робіт, транспортування вантажів у межах виймкового поля і по магістральним виробкам, а також підйом.

Процеси першого рівня виконуються в межах виймкового поля та складаються з **о ч и с н и х р о б і т** (виймання, транспортування вугілля, кріплення вибою та управління покрівлею) та **п р о ц е с і в з а б е з п е ч е н н я о ч и с н и х р о б і т** (проведення підготовчих виробок, транспортування у виймковому полі, підтримання виробок, провітрювання, дегазація, осушення).

До другого рівня належать процеси транспортування, провітрювання, водовідливу, ремонту виробок та підйом у магістральних виробках, навколоствольному дворі та стволах.

До третього рівня належать процеси на шахтній поверхні (транспортування вугілля та породи, навантаження вугілля у вагони та інші).

### *Процеси виймання та транспортування вугілля у межах виймкового поля.*

Найбільше поширення отримав механічний спосіб руйнування, що здійснюється виконавчими органами гірничих машин за допомогою різців, коронок, шарошок та інш. Менш поширеними є буро-підривний, гідравлічний та геотехнологічний (газифікація).

Вибір способу виїмки залежить від властивостей і стану пласта вугілля та порід що оточують, наявності технічних засобів, вимог до якості вугілля, а також затрат на виймання.

Процес виймання включає в себе руйнування пласта і навантаження відбитого вугілля (одночасно або послідовно). Механічний спосіб виймання здійснюється за допомогою комбайнів і стругів, рідше виїмкових агрегатів, врубових машин, буро-шнекових машин та інше.

За шириною полоси, що руйнується за один прохід виймальної машини, розрізняють вузькозахватне (до 1 м) і широкозахватне комбайнове виймання (більше 1 м). При струговому вийманню ширина полоси складає 0,1-0,2 м.

Очисні комбайни бувають односторонньої дії з холостим перегонем та човникова з вийманням в обох напрямках, з шнековими та барабанними виконавчими органуми.

При потужності пласта більше 0,8 м, комбайни працюють з рами вибійного конвеєра.

При човниковій схемі роботи комбайна, останній у кінцевих ділянках лави переміщується у заздалегідь приготовану нішу або самозабурюється на ширину захвату.

Недоліки човникової схеми: значна частина вугілля навантажується вручну, особливо при наявності віджиму вугілля від забою; проникнення порід що обвалюються в привибійний простір; залежність швидкості виймання вугілля комбайном від швидкості виконання робіт з оформлення вибою і зачистки лави.

При односторонній схемі, все вугілля навалюється під час зворотного руху комбайна, а потім відбувається оформлення вибою та незначна зачистка.

При застосуванні шнекового органу навантаження вугілля здійснюється одночасно з руйнуванням якщо він підпирається до спіралі шнеку. Для цього застосовують навантажувальні щитки (поворотні та відкидні).

Інші переваги шнеку: забезпечення високої продуктивності комбайна, великий діапазон плавного регулювання за потужністю пласта, самозарубування у пласт,

можливість працювати за односторонньою або човниковою схемами без перемонтажу і реверсу шнеків.

Системи подачі комбайнів бувають: ланцюгова та безланцюгова.

Недоліки ланцюгової системи: постійна небезпека травматизму від розриву тягового ланцюга; необхідність застосування лебідки що підтримує (при кутах падіння від 9 градусів), яка встановлюється на верхньому штреку.

При безланцюговій системі застосовується цевочна передача, яка забезпечує рівномірний рух комбайна, а отже підвищую надійність та довговічність експлуатації комбайна і суттєво підвищує безпеку праці.

На тонких пластах найбільш повну механізацію очисних робіт досягається при струговому вийманні (див. рис. 8.1).

Стругова установка складається зі струга 1 з лемешем 7 для навантаження відбитого вугілля, конвеєра 3 і домкратів пересування 4. Струг переміщується вздовж вибою по комбінованому ланцюгу з відкритою гілкою. Холоста гілка ланцюга розміщується в спрямовуючій трубі 2. Ланцюги та скребки конвеєра приводяться у рух приводами 5, а тяговий ланцюг струга – приводом 6. Звичайно оброблюється лише нижня частина пласта, а верхня його частина самообвалюється. Це призводить до підвищення сортності вугілля.

Вугільні струги за конструкцією бувають: статичної (найбільш розповсюджені) та динамічної дії.

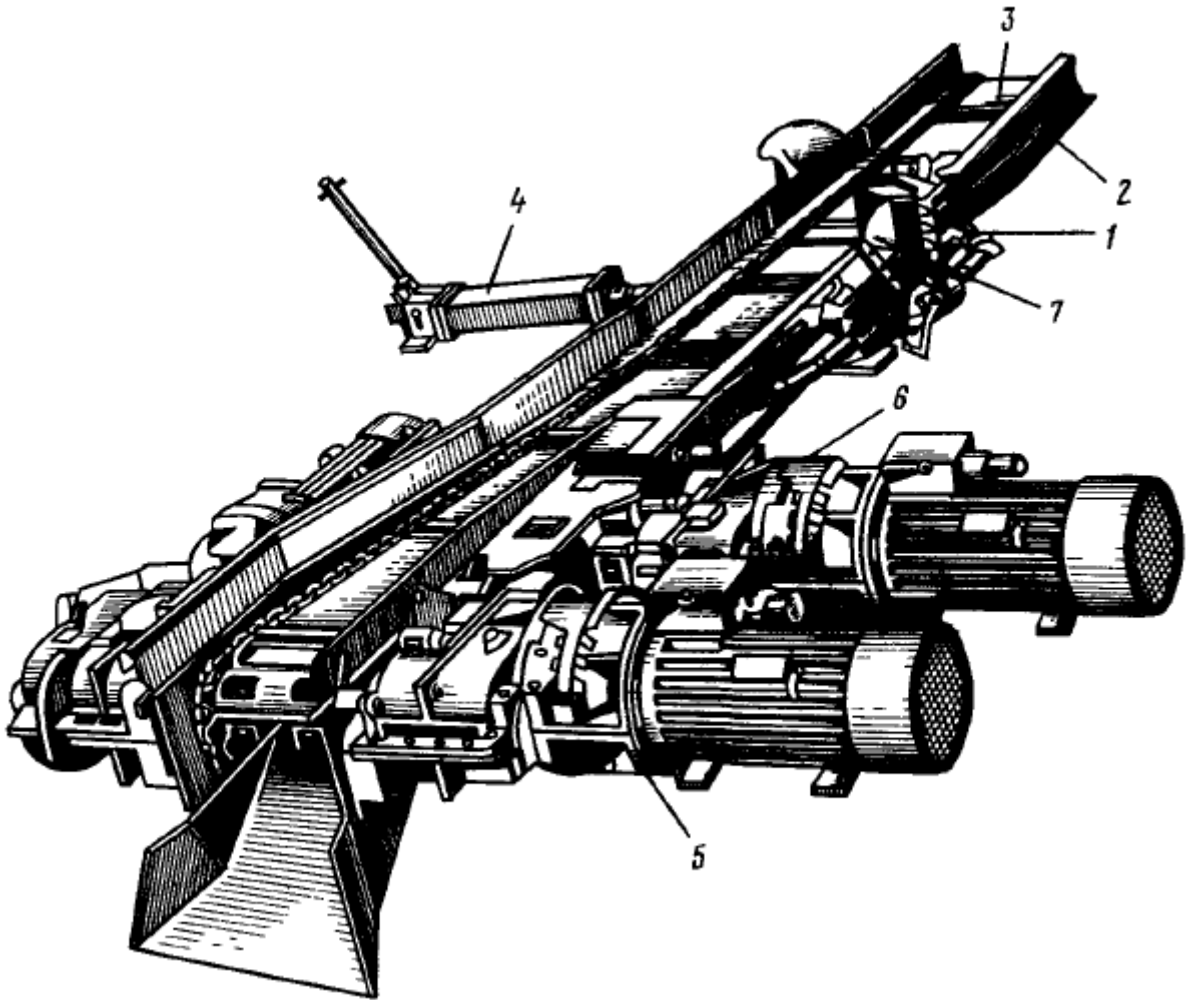


Рис. 8.1. Стругова установка

За швидкістю руху при роботі статичні струги поділяються на тихохідні (до 20 м/хв, товщина стружки від 0,075 до 0,15 м) та швидкохідні (20-40 м/хв, товщина стружки 0,05-0,1 м).

Для ефективної роботи стругів необхідна наявність віджиму вугілля, спокійної гіпсометрії пласта і не нижче середньої стійкості бокових порід.

При розробці тонких та дуже тонких пластів застосовують скрепероструги або скрепероструготаранні установки.

Транспортування вугілля повздовж лави здійснюється привибійним конвеєром. Став конвеєра, як правило слугує базою для пересування комбайна та і підтягування лінійних секцій механізованого кріплення.

Скрєбкові конвеєри володіють великою продуктивністю (до 1800 т/ч) і можуть доставляти вугілля як вниз за падінням пласта (до 25 град), так і ввєрх за повстанням (до 12 град).

Важливим моментом є транспортування вугілля до перевантажувача. Звичайно потрібно відповідний «набіг» (див. рис. 8.2, а) вибійного конвеєра на перевантажувач, що запобігає захоплення вугільної дрібниці холостий гілкою скрєбкового конвеєра і, отже, його заштибовки.

Для запобігання захвату вугільного штибу холостою гілкою скрєбкового конвеєра і, отже, його заштибовки при перенавантаженні вугілля на штрековий конвеєр використовують також вигнутий на 90 градусів конвеєр або пристрій бокового перенавантаження.

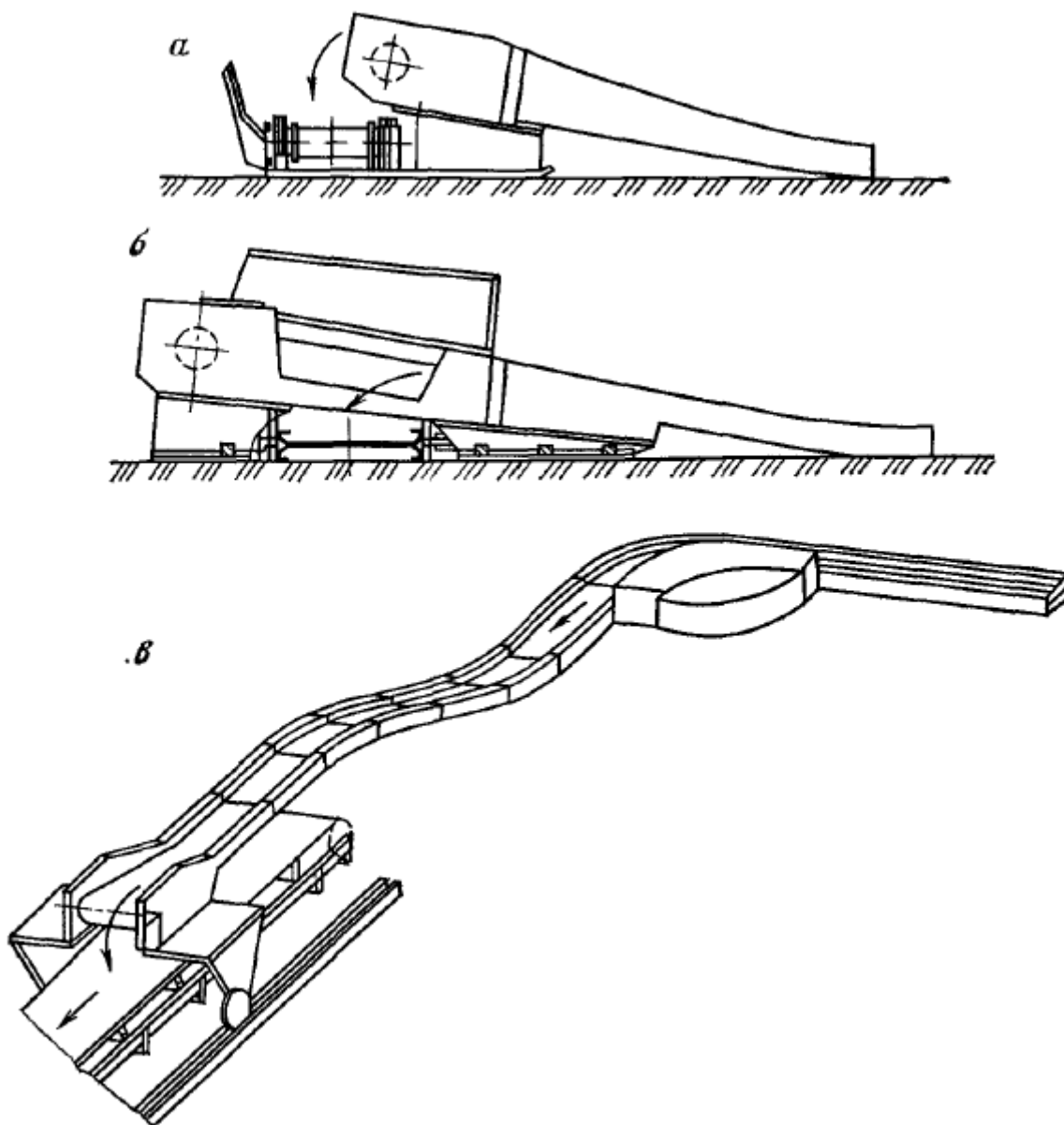


Рис. 8.2. Способи перевантаження з привибійного конвеєра на штрековий:



*a* – з набігом привибійного конвеєра на перевантажувач, *б* – з боковим розвантаженням, *в* – з кутовим конвеєром

Використання вигнутого конвеєра (див. рис. 8.2, *в*) дозволяє транспортувати вугілля з лави одразу на штрековий конвеєр без перенавантажувача, а також забезпечує можливість встановлення привода конвеєра зовні очисного вибою.

Переваги бокового розвантаження (див. рис. 8.2, *б*): передавання більшої частини вугілля без втрати інерції, що отримується при його транспортуванні на вибійному конвеєрі; перенавантаження без утруднень великих глиб і плит вугілля; скорочення кількості штибу, що захоплюється холостою гілкою конвеєра. (США – 90 % конвеєрів, ЮАР – 100 %, Австралія – 91 %).

Сукупність транспортних засобів та пристроїв, що розташовуються у горизонтальних та похилих виробках, розташованих у межах виїмкової панелі або виїмкової ділянки поверху (окрім засобів доставки вугілля по лаві), прийнято називати дільничним транспортом (ДТ).

При розробці пологих і похилих пластів застосовуються наступні засоби ДТ: скребкові, стрічкові та пластинчасті конвеєри, самохідні вагонетки. На крутих пластах – локомотиви з відкаточними судинами. Для перевезення людей, матеріалів й обладнання – рейковий транспорт або монорейкова дорога.

Для підвищення надійності конвеєрних транспортних систем необхідно намагатися встановлювати конвеєри можливо більшої довжини, тому що інтенсивність відмов пропорційна числу конвеєрів у системі.

Для підвищення пропускної спроможності, надійності та ефективності використання систем транспорту у межах виїмкового поля використовують підземні механізовані бункера.

### **Процеси кріплення і керування покрівлею в очисному вибої.**

За принциповими схемами конструкції кріплення буває індивідуальне що складається зі стоек та верхняків і буває двох типів: привибійне та посадкове; а також механізоване.

Індивідуальне кріплення мобільне, універсальне, застосовується у всіх гірничо-геологічних умовах, але потребує ручний труд.

Механізоване кріплення розділяють на:

- секційне (секції без остійних силових і кінематичних зв'язків);
- комплектне (є зв'язки лише у межах комплекту);
- агрегатні (зв'язок між секціями) – найбільш поширені.

Функції механізованого кріплення: керування гірським тиском, активна підтримка покрівлі, огороження вибою від порід що обвалюються, переміщення вибійного конвеєра та комплексу у цілому та його керування по гіпсометрії й у площині пласта.

Механізоване кріплення складається з секцій або комплектів, насосної станції, розподільної і контрольно-регулюючої гідроапаратури та гідрокомунікацій.

Секція механізованого кріплення (рис. 8.3) - це елемент кріплення, що зберігає свою цілісність при пересуванні, що й полягає звичайно з основи, гідравлічних стоек (до шести), зв'язаних перекриттям у покрівлі пласта, гідродомкратів пересування (одного або двох), блоку керування потоком робочої рідини й гідрокомунікацій. Секція має огорожувальний елемент, що захищає робочий простір від проникнення в нього обваленої породи.

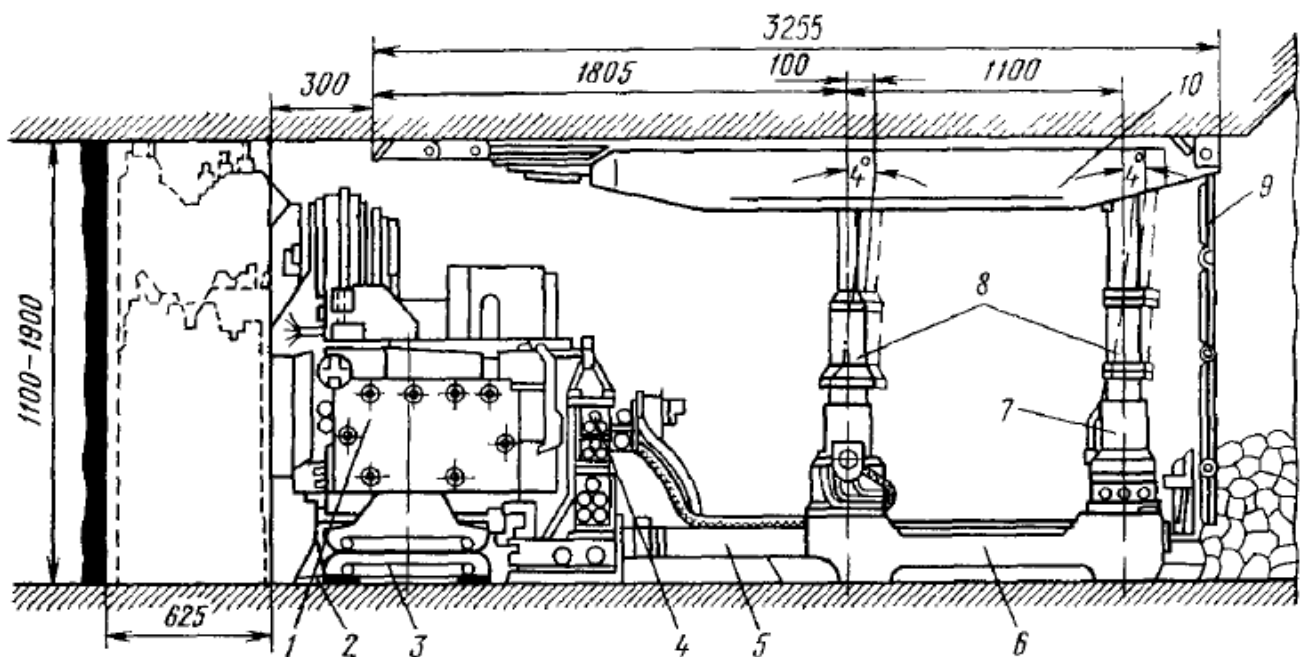


Рис 3 3 Лінійна секція механізованого кріплення М87УМ

1 – комбайн; 2 – леміш; 3 - конвеєр, 4 - кабелеукладач, 5 – гідродомкрат; 6 – основа; 7, 8 - гідравлічні стойки; 9 – огороження; 10 – перекриття

Розрізняють лінійні секції, розташовані по довжині вибою, і кінцеві секції (по кінцях лави).

Операції, виконувані лінійними секціями: розвантаження (зняття розпору) гідростойок, пересування секції, розпір гідростойок, пересування вибійного конвеєра, підтримка порід покрівлі. У деяких кріпленнях передбачається також виконання допоміжних операцій: відсунення конвеєра від вибою, вирівнювання положення секцій, підтримка спеціальними щитами або плитами поверхні вибою в умовах потужних пластів. Ці операції виконуються допоміжними гідродомкратами.

Усе механізоване кріплення (рис. 8.4) за основними функціональними критеріями і їх взаємодії з бічними породами розділяються на огорожувальні, що підтримують, і захисно-підтримуючі (при перевазі в конструкції останніх підтримуючої частини їх називають підтримуючо-огорожувальними). Останнім часом кріплення з розвиненою огорожувальною частиною іноді називають щитовими.

Огорожувальне кріплення виконує тільки одну функцію – огороження робочого простору лави від проникнення в нього обвалених порід покрівлі. Це кріплення не має підтримуючих елементів. Огорожувальне кріплення конструктивно просте, найменш металомістке, але має досить обмежене застосування, тому що не запобігає обваленню покрівлі по лінії вибою лави. Прикладом такого кріплення є кріплення КТУ, що працювало донедавна у 12-15 лавах Кузнецького басейну при відпрацьовуванні потужних пластів. Секція кріплення складається з основи, гідродомкрата для пересування кріплення і конвеєра, двох стоек і щитового перекриття, що обгороджує.

Підтримуюче кріплення виконує дві основні функції: керування гірським тиском способом повного обвалення і підтримка покрівлі у робочому просторі лави. Секції кріплень складаються з основи або інших опорних елементів, двох-

шести гідростойок, одного-двох гідродомкратів пересування, верхнього перекриття й огорожувального елемента у вигляді вертикального щитка ( $L_{ог}=0$ ). Підтримуюче кріплення одержало широке поширення на пластах потужністю до 1,9 м.

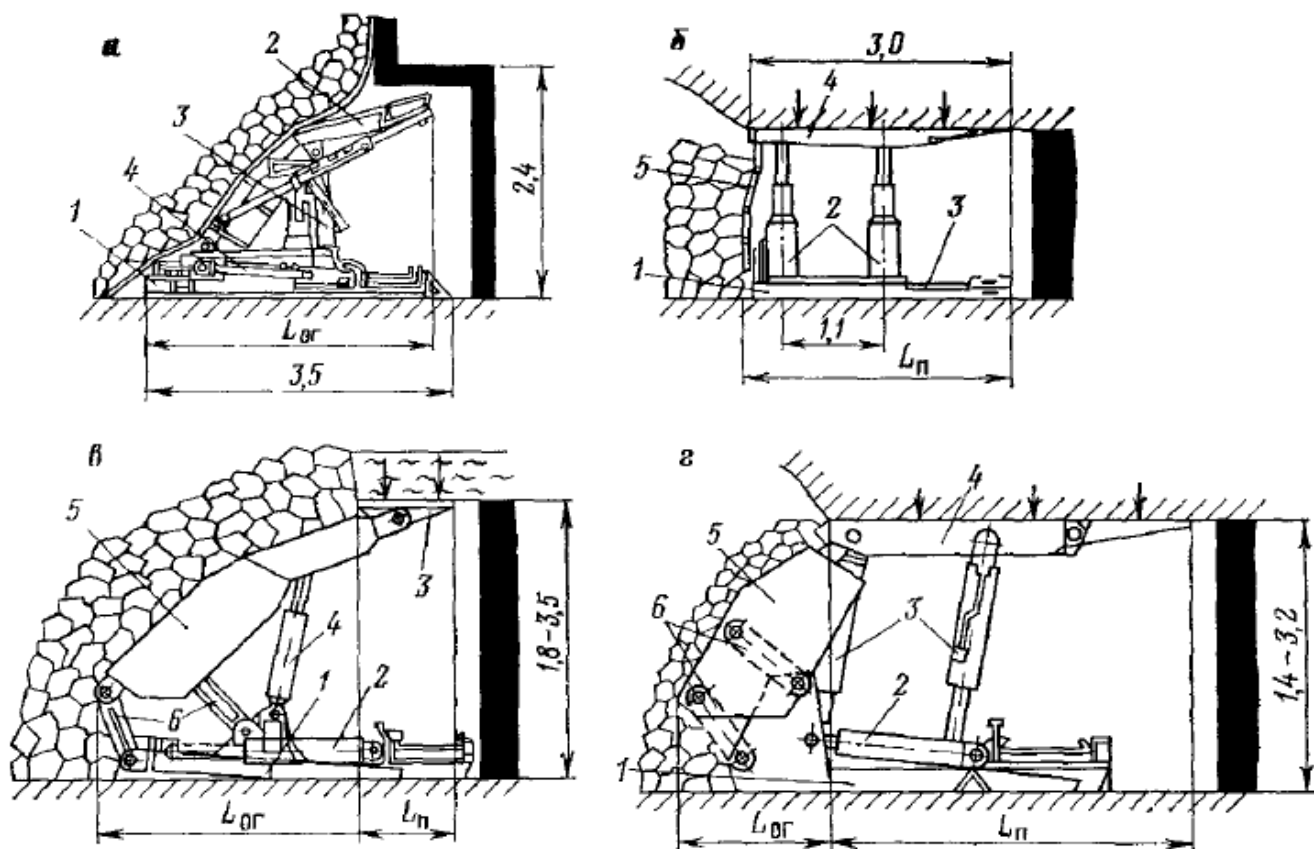


Рис.8.4. Типи механізованих пересувних кріплень:

а - огорожувальне (1 - основа; 2 - щитове перекриття, що огорожує; 3 - гідростойки; 4 - гідродомкрат), б - підтримуюче (1 - основа; 2 - гідростойки; 3 - гідродомкрати; 4 - перекриття; 5 - огорожувальний щиток), в - огорожувально-підтримуюче (1 - основа; 2 - гідродомкрат; 3- козирок; 4 - гідростойка; 5 - щитове перекриття; 6 - четырехзвеннік), г - підтримуюче-огорожувальне (1 - основа; 2 - гідродомкрат; 3 - гідростойки; 4 - верхнє перекриття; 5 - щитове перекриття; 6 - четырехзвеннік),  $l_n$  - довжина підтримуючої частини;  $L_{ог}$  - довжина огорожувальної частини

Захисно-підтримуюче кріплення виконує усі три функції: керування гірським тиском, підтримка покрівлі в робочому просторі й огороження його від

проникнення порід покрівлі, що обвалюються. Огороджувальний елемент переважає над підтримуючим (проекція огороджувальних елементів на площину підосви пласта більше проекції підтримуючих елементів). Кріплення такого типу одержало широке поширення при розробці пологих пластів потужністю 1,8- 4,5 м з породами покрівлі, що легко обвалюються.

Секція складається з основи, чотирехзвенніка, щитового перекриття (огороджувальний елемент), козирка (підтримуючий елемент), однієї-двох похилих гідростойок і гідродомкрата пересування.

Невелика ширина підтримуваних порід у привибійному просторі забезпечує зниження навантаження на кріплення і поліпшення її стійкості. У той же час кріплення має порівняно малий робочий простір, що утрудняє розміщення устаткування, переміщення людей і провітрювання лави.

Підтримуюче-огороджувальне кріплення виконує також усі три функції, але в них підтримуючі елементи переважають над огороджувальними ( $L_{п} > L_{ог}$ ). Кріплення цього типу застосовуються при розробці пологих пластів потужністю 1,4- 3,2 м як з породами, легко обвалюються, так і зі стійкими породами покрівлі.

Секція розглянутого кріплення містить ті ж елементи, що й секція захисно-підтримуючого кріплення.

Основна перевага підтримуюче-огороджувального кріплення - більший робочий простір, що дозволяє створити більші зручності для розміщення устаткування і вільного проходу людей.

У довгих очисних вибоях у цей час застосовується механізоване кріплення трьох типів - підтримуюче, огороджувальне-підтримуюче і підтримуюче-огороджувальне (останні два типи об'єднуються назвою щитове кріплення).

За характером взаємодії кріплення з породами покрівлі розрізняють кріплення: що втрачає контакт із покрівлею при пересувці секцій; що пересуваються без втрати контакту з покрівлею з деяким залишковим підпором; з регульованим опором, що дозволяє управляти гірським тиском і віджимом вугілля.

За технологічними критеріями механізовані кріплення класифікуються:

- за способом переміщення всього кріплення у лаві - фронтальне відразу по всій довжині вибою (безперервне або циклічне) і флангове (хвильове переміщення із флангу);
- за послідовністю переміщення секцій - послідовне (одна секція за іншою) і лінійно-шахове через секцію, що дозволяє зменшити майже вдвічі час пересувки секцій і збільшити швидкість подачі комбайна;
- за способом переміщення секцій - ковзаюче по підшви пласта, на гусеничному ході, що крокує (комплектні кріплення) та ін.

### **Переваги щитового механізованого кріплення:**

- краща взаємодія з породами покрівлі і більш рівномірна її підтримка в привибійному просторі;
- значно менша відстань (1-1,4 м) між першим рядом гідравлічних стоек і вибоєм (у підтримуючих кріпленях 2,1-2,5 м);
- рівність номінального й фактичного опору у привибійному просторі;
- менше число гідростоек у кожній секції кріплення (1-2)
- і більш проста гідравлічна схема;
- пересування секцій кріплення без відриву від покрівлі із залишковим активним підпором;
- кращий захист робочого простору від влучення в нього обвалених порід покрівлі.

Сполучення лави із прилягаючими виробками кріпляться при використанні механізованих кріплень спеціальним кріпленням підтримуючого типу, що пересувається слідом за переміщенням очисного вибою.

*Способи керування покрівлею* розділяють на три групи: обвалення порід у виробленому просторі; штучна підтримка покрівлі у виробленому просторі; природня підтримка покрівлі у виробленому просторі.

При керуванні покрівлею повним обваленням розрізняють першу і первинну посадку та вторинне осідання. Перша посадка проводиться після відходу очисного вибою від розрізної печі на відстань, що залежить від властивостей порід покрівлі,

яке може в окремих випадках досягати 50-80 м і супроводжуватися динамічними ефектами і руйнуванням кріплення у робочому просторі лави та завалами лави.

Після першої посадки виконують регулярне обвалення безпосередньої покрівлі слідом за посуванням лави, яке називають первинною посадкою. Породи основної покрівлі часто зависають у вигляді консольних плит, розміри яких збільшуються в міру переміщення очисного вибою. При досягненні граничних розмірів консолі вона обвалюється, що називають вторинним осіданням. Вторинні осідання також можуть супроводжуватися зростанням навантаження на кріплення, затисненням стійок кріплення, що вичерпали свою піддатливість, руйнуванням кріплення і завалом лави.

При обваленні порід безпосередньої покрівлі їх обсяг збільшується, і вони можуть повністю підбутити породи основної покрівлі. У цьому випадку облом консолей порід основної покрівлі буде відбуватися спокійно, без динамічних явищ.

При штучній підтримці виробленого простору створюється штучна опора під нависаючими консолями порід покрівлі. Для цього вироблений простір заповнюється різними закладними матеріалами, що утворюють закладний масив.

Комплекс робіт зі зведення закладного масиву називається закладкою.

Розрізняють самопливний, пневматичний, механічний, гідравлічний і комбінований способи закладки. При самопливній закладці закладний матеріал надходить у вироблений простір під дією власної ваги. Механічна закладка здійснюється спеціальними машинами й механізмами для доставки, пресування й трамбування закладного матеріалу. При пневмозакладці матеріал транспортується по трубопроводах і укладається у вироблений простір за допомогою енергії стисненого повітря, при гідрозакладці - енергії води під тиском.

У якості закладних матеріалів застосовують пісок, гравій або корінні скельні породи, добуті на поверхні або у шахті, шлаки металургійних заводів, відходи збагачувальних фабрик і шахтних відвалів. Використання останніх дозволяє звільнити більші площі землі, а також очистити атмосферу від продуктів, що виділяються в неї, горіння відвалів. Крупнофракційні матеріали зазнають дроблення і просіювання.

Максимально припустимий розмір шматків закладного матеріалу при пневматичній і гідравлічній закладці - 0,06-0,08 м, при самопливній й механічній - 0,2-0,25 м.

Оптимальні розміри шматків закладного матеріалу при самопливній закладці - до 0,1 м, при пневматичній й механічній - 0,02-0,05 м, при гідравлічній - менш 0,02 м. Кращим матеріалом для гідрозакладки є чистий кварцовий пісок.

Орієнтовно (по масі) на 1 т добутого вугілля потрібно витратити 1 т закладного матеріалу. За обсягом кількість закладного матеріалу в 1,5-2,5 рази менше об'єму вийнятого вугілля.

Закладний матеріал під впливом гірського тиску і власної ваги зменшується в об'ємі, ущільнюється і дає усадку, величина якої залежить як від властивостей закладного матеріалу, так і від ступеня первісної щільності закладки, що зводиться.

Найменшу усадку дає гідравлічна (10-15 %) і пневматична закладка (10-20 %). При механічній закладці усадка становить 25-30 %, при самопливній - 20- 25 % при дрібнозернистій породі і 25-40 % при крупнокускової породі.

При виборі способу закладки необхідно враховувати комплекс факторів: усадку закладного масиву, можливість виконання вимог до якості і складу закладного матеріалу, необхідну продуктивність зведення закладки, ступінь відповідальності підроблюваних об'єктів, витрати на провадження робіт.

На крутих й крутопохилих пластах для керування гірським тиском, крім обвалення і повної закладки, застосовують утримання покрівлі на кострах, плавне опускання і часткову закладку виробленого простору. Ці способи застосовуються при дерев'яному кріпленні очисних вибоїв.

При проектуванні очисних робіт перевага повинна віддаватися застосуванню механізованих комплексів і агрегатів. При цьому необхідно враховувати, що обмеженнями для їхнього застосування є:

- геологічні порушення в межах виїмкового поля, перехід яких комплексом неможливий, при відстанях між ними 250-300 м;
- газовиділення, величина якого не може бути знижена засобами вентиляції й дегазації до необхідного рівня;



- небезпека пласта за раптовими викидами вугілля й газу, суфлярам і гірничим ударам;
- наявність у покрівлі порід, що трудно обвалюються;
- наявність слабких підосв, у які вдавлюються секції кріплення;
- обводненість вибою із припливами більш 15 м<sup>3</sup>/год;
- потужність пласта менше 0,7 м.

Найважливішою умовою застосування механізованих комплексів є економічна ефективність, яка може й не бути досягнута в умовах, на які не накладаються наведені вище обмеження.

При зазначених технічних і економічних обмеженнях застосовується вузькозахватна виїмка з індивідуальним кріпленням і різними способами керування покрівлею.

### ***Кінцеві операції у довгих очисних вибоях при вузькозахватній комбайновій виїмці***

Під кінцевими операціями у довгих лавах розуміються виїмка вугілля на кінцях лави, кріплення покрівлі на сполученні лави зі штреками, пересувка конвеєрів і перевантажувача.

Виконання кінцевих операцій повинне забезпечити виїмку останньої ділянки I старої смуги (рис. 3.5) і ділянки II на старій смугі для розміщення виконавчого органу комбайна.

При центральному розташуванні виконавчого органу довжина необроблюваних ділянок лави в обох кінців приблизно однакова. При одnobічному розташуванні виконавчого органу неопрацьована ділянка - лише з одного кінця лави. Рознесені виконавчі органи дозволяють повністю обробити лаву з одного кінця і значно скоротити необроблювану частину в іншому.

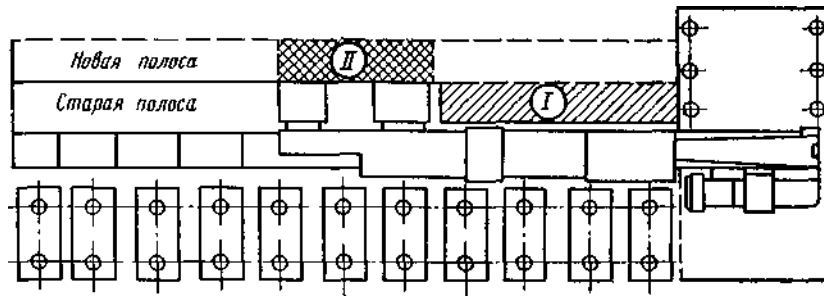


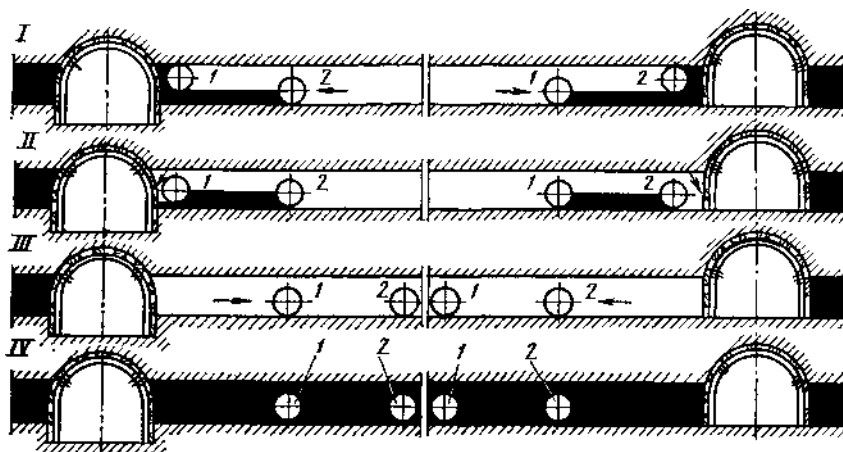
Рис. 8.5. Ділянки лави, що перешкоджають переходу комбайна на нову смугу

Двостороннє розташування виконавчих органів комбайнів забезпечує відпрацьовування вибою по всій довжині лави. Щоб використовувати ці можливості, необхідні достатній виліт виконавчого органу і винос приводних головок конвеєра на штреки або ж застосування конвеєрів з укороченим однобічним приводом.

Самозарубування у пласт може здійснюватися фронтально й за допомогою косих заїздів.

При фронтальному самозарубуванні комбайн разом з конвеєром подається на вибій, а потім виконується поздовжня подача комбайна для відпрацьовування цілини вугілля між виконавчими органами, що залишається.

Послідовність виконання кінцевих операцій при фронтальному самозарубуванні комбайна, що розташовується на рамі, комбайна з регульованими по висоті шнеками 1 і 2 показана на рис. 8.6.



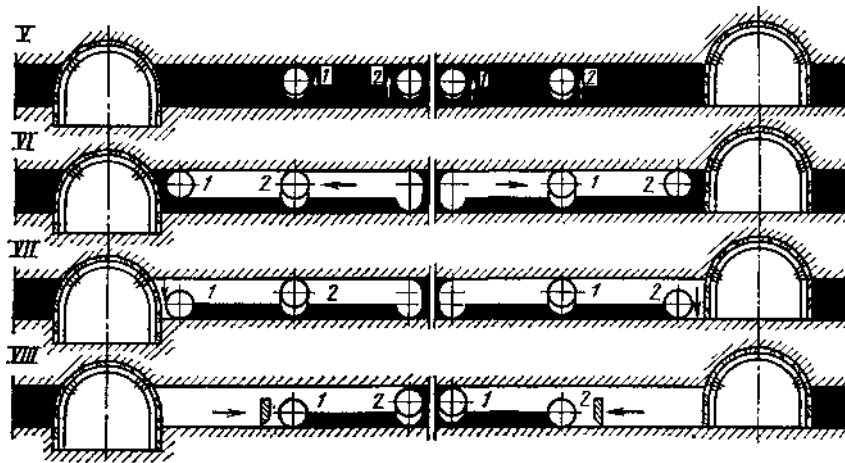


Рис. 8.6. Послідовність виконання кінцевих операцій при фронтальному самозарубуванні комбайна у вугільний пласт

При роботі комбайнів з будь-якими виконавчими органами можливе самозарубування способом косих заїздів. Послідовність операцій представлена на рис. 8.7 і полягає в наступному:

I — у вихідному положенні конвеєр присунутий до вибою, за винятком кінцевої частини, де перебуває комбайн;

II — комбайн подається уздовж лінії вигину конвеєра при включеному передньому виконавчому органу і виймає клиноподібну смугу вугілля довжиною 12-15 м;

III — пересувається недосунута частина конвеєра і кінцева головка, а також проводиться виїмка комбайном цілини вугілля, що залишилася;

IV — після перегону комбайна до уступу вибою проводиться виїмка вугілля.

За такою схемою можуть зарубуватися і комбайни, що працюють із підшви пласта (наприклад, КЮЗ).

Якщо в лаві використовуються комбайни з однобічними виконавчими органами, що самозарубуються, повне відпрацювання вибою забезпечується застосуванням двох комбайнів, повернених виконавчими органами в сторони відповідних кінців лав. Допоміжний комбайн у вентиляційного штреку робить виїмку ділянки довжиною 20-25 м, на якій він розміщається й куди входить основний комбайн, що відпрацьовує іншу частину лави.

У тих випадках, коли комбайн не може зробити самозарубування і виїмку смуги вугілля у кінці лави, підготовляються ніші буропідривним способом, відбійними молотками при ручному навалюванні або спеціальними нішенарізними машинами.

Найбільш трудомістка підготовка ніші буропідривним способом (до 26-28 % загальної трудомісткості очисних робіт). При цьому погіршуються умови підтримки сполучення, виникають перерви у роботі очисного вибою на час заряджання й підривання шпурів.

Застосування відбійних молотків у лаві вимагає використання двох видів енергії: електричної й пневматичної, за винятком випадків, коли пневмоенергія є основною.

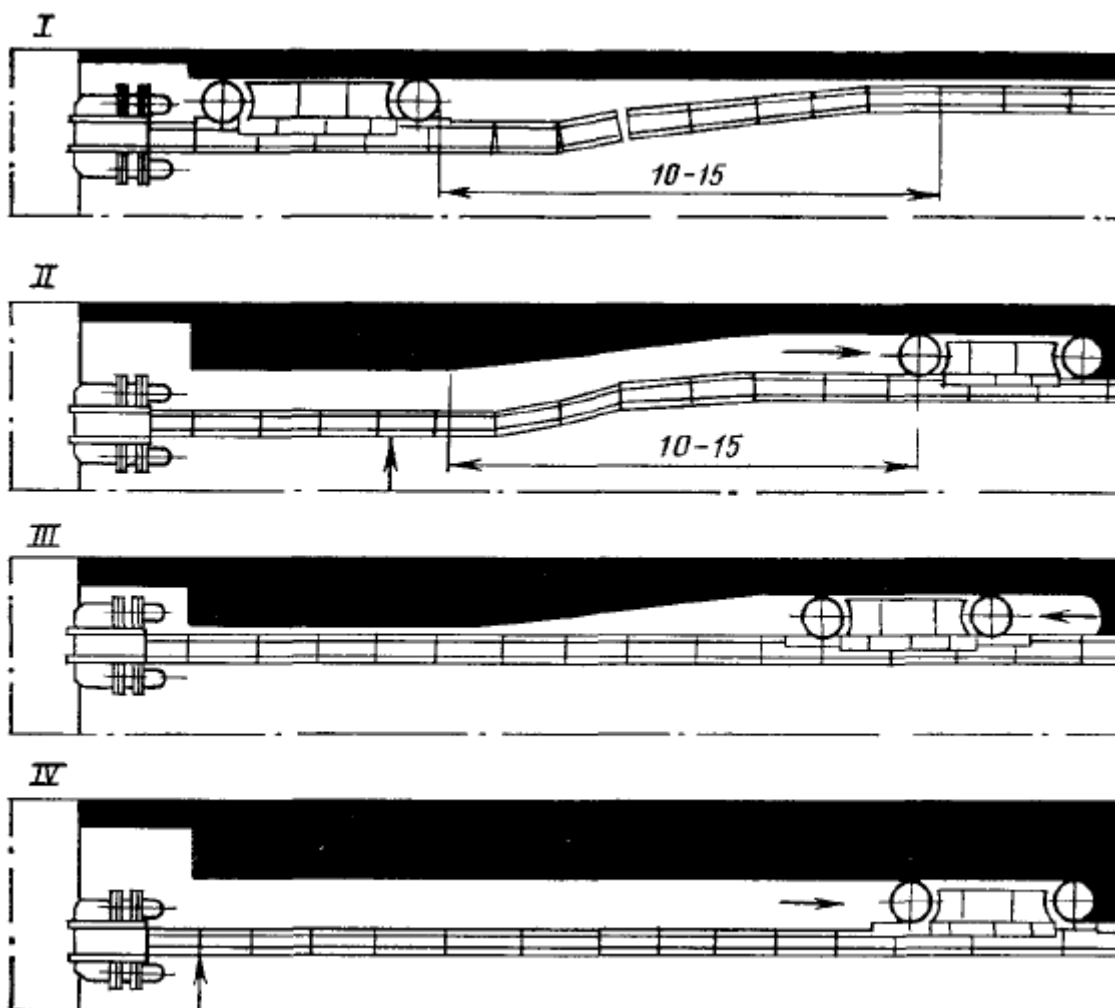


Рис. 3.6. Послідовність виконання кінцевих операцій при фронтальному самозарубуванні комбайна у вугільний пласт

Безнішева виїмка можлива не тільки за рахунок застосування вузькозахватних комбайнів із симетрично розташованими виконавчими органами, що самозарубуються, але і завдяки розробці і впровадженню нових вибійних скребкових конвеєрів, з укороченими приводними головками (СП87П, СП202). У цих конвеєрах застосований малогабаритний привод з однобічним блоком.

Спрощення кінцевих операцій досягається за рахунок застосування кутових конвеєрів і конвеєрів із пристроями для бічного розвантаження.

Для кріплення сполучень лав зі штреками застосовуються індивідуальні (металеві прогони з гідравлічними стойками або стойками тертя) і механізовані кріплення.

Усі відомі конструкції штрекової групи кріплень сполучення виконано у вигляді двох- або трьохрамних комплектів з паралельним розташуванням рам або двохрамних комплектів з послідовним розташуванням рам. Гідродократи пересування розташовуються в підшви або покрівлі, або одночасно й у підшви, і в покрівлі. Більш досконалі системи обладнаються додатковими гідродократами для поперечного спрямування рам по покрівлі і підшви. Перекриття кріплення звичайно пристосовується до перетину штреків.

Вітчизняні кріплення сполучення дозволяють виконати наступні технологічні операції: підтримка і керування покрівлею штреку; підтримку і пересування привода вибійного конвеєра; пересування кріплення уздовж штреку у міру посування вибою; установку привода вибійного конвеєра по висоті і нахилу в будь-яку сторону; переміщення ставу конвеєра уздовж лави.

Механізація кінцевих операцій повинна розглядатися як комплексна проблема, розв'язок якої дозволить ліквідувати ручну працю при вилученні вугілля в нішах і кріпленні сполучень лав зі штреками, а також автоматизувати керування вуглевидобувними комплексами не тільки у самій лаві, але й у її кінцевих частинах.

### ***Процеси монтажних-демонтажних робіт.***

Монтаж і демонтаж механізованих комплексів у силу високої технічної складності і трудомісткості робіт здійснюються звичайно спеціалізованими бригадами. Для монтажу комплексу між виїмковими виробками проходиться монтажна камера шириною усвітлі 4-4,5 м і висотою, рівної потужності пласта корисної копалини, що виймається.

Залежно від способів і засобів доставки устаткування і технології монтажних робіт усі механізовані комплекси розділяються на три групи:

I група — комплекси із кріпленнями підтримуючого і підтримуючогороджувального типів для пологих пластів потужністю до 2 м, доставка, монтаж і демонтаж яких проводяться без розбирання кріплення;

II група — комплекси із щитовими кріпленнями для пологих пластів потужністю більше 2 м, що доставляються до місця монтажу в розібраному виді;

III група — комплекси із кріпленнями підтримуючого типу для крутих пластів потужністю до 1,5 м, що доставляються до монтажної камери секціями в зібраному виді.

На частку металоконструкцій комплексів доводиться близько 90 % усієї маси устаткування, тому від механізації доставочних і розвантажувальних робіт і монтажу секцій кріплення суттєво залежать і строки досліджуваних робіт.

Секції кріплення комплексів I групи вантажать на поверхні шахти на платформи в зібраному виді й доставляють до монтажної камери, де перевантажують на рольганг, що акумулює (пристрій, що складається із циліндричних роликів, змонтованих у загальній рамі) у штреку, з якого по напрямних лебідкою або ланцюгом конвеєра доставляють у монтажну камеру до місця установки. При демонтажі секції кріплення транспортують у зібраному виді у зворотному напрямку.

Секції кріплення комплексів II групи вантажать на платформи в розібраному виді: стойки і верхні перекриття укладають на основу і по рейковому шляху доставляють у монтажну камеру до місця їх установки. Звичайно секції кріплення збирають у штреку й у монтажну камеру доставляють уже в зібраному виді.

Секції кріплення комплексів III групи доставляють до монтажної камери в зібраному виді, а до місця установки — під дією власної ваги кріплення із застосуванням запобіжних лебідок.

Секції кріплення, що не розбираються, повинні бути встановлені на платформах таким чином, щоб їх можна було доставляти до монтажній камері в потрібному для збирання положенні.

Механізовані кріплення комплексів I групи монтують у напрямку від відкаточного штреку до вентиляційного (рис. 8.8). Одночасно з монтажем лавного устаткування у конвеєрному штреку монтують транспортні засоби. По відкаточному штрекові доставляють спочатку штрековий конвеєр, потім магнітну, насосну і зрошувальну станції, кабелі електроустаткування, штрекові трубопроводи, перевантажувач, механізм пересування штрекового устаткування, привод лавного конвеєра. По вентиляційному штрекові в першу чергу доставляють лавний конвеєр, потім секції кріплення і їх елементи, комбайн, гідромагістралі, шланги, трубопроводи зрошення.

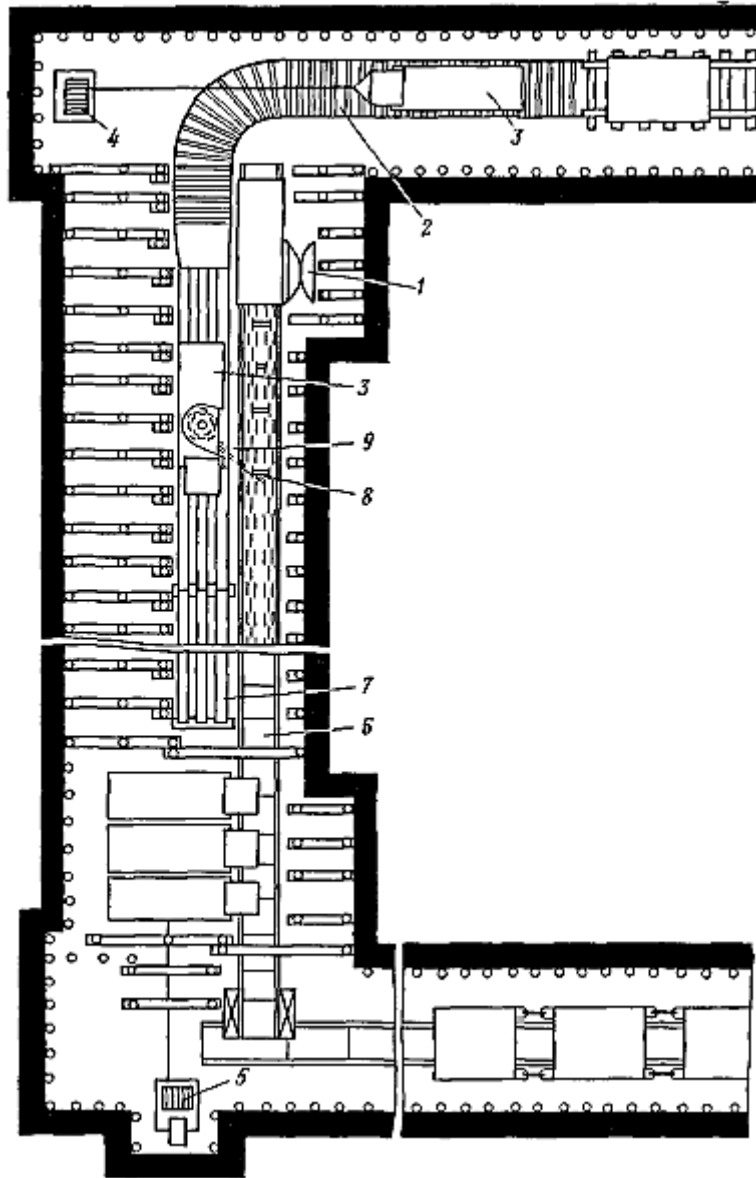
Комбайн 1 збирають у вентиляційному штреку одночасно з монтажем секцій кріплення 3. У монтажній камері спочатку монтують конвеєр 6 і гідро- і електрокомунікації. Секції кріплення доставляють на платформах до штрекового рольганга 2 місткістю не менше 30 секцій. Із платформ на рольганг секції стягають лебідкою 4, потім тою же лебідкою або вручну підкочують до початку монтажної камери. У монтажній камері секції по напрямним 7 транспортують до місця їх установки (знизу нагору), при цьому використовують тяговий ланцюг конвеєра, за який секції закріплюють скобою 8 і зчіпкою 9. Кожну наступну секцію встановлюють на відстані 4-5 м від змонтованої. Установку секції роблять за допомогою каната лебідки 5. Після приєднання секцій до конвеєра і мастилопроводам їх ретельно випробують і розпирають. Одночасно з монтажем секцій кріплення роблять кріплення труб мастилопроводу і ставу зрошення.

Монтаж, триває звичайно до одного місяця, але при чіткій організації праці й застосуванні спеціальних пристосувань час монтажу може бути зменшено до однієї-двох тижнів.

Механізовані комплекси II групи монтують у цілому аналогічно. Відмінність полягає у складанні секцій кріплення після їхньої доставки до монтажної камери і деякій зміні послідовності операцій та застосовуваного устаткування, пов'язаних з більшими розмірами монтажної камери. Монтаж починають із установки енергопоїзда, штрекового конвеєра й перевантажувача, привода лавного конвеєра і потім кінцевих секцій кріплення. Лавний конвеєр і секції кріплення монтують одночасно. Після настилання конвеєра на нього встановлюють комбайн.

На крутих пластах монтажні роботи ведуть знизу нагору. Спуск секцій роблять двухбарабанною лебідкою з робочим і запобіжним канатами. Після видалення мінімально необхідного числа стоек індивідуального кріплення виконують розворот і установку секцій на місце за допомогою канатів основної і допоміжної лебідок. Одночасно з монтажем секцій монтують гідросистему кріплення. Установку енергопоїзда ведуть паралельно з устаткуванням лави. Збирання комбайна виконують на вентиляційному штреку, після чого його спускають у лаву тою же лебідкою, що й секції кріплення.





*Рис. 8.8.* Схема монтажу механізованих комплексів на пологих пластах потужністю до 2 м

Демонтаж комплексів поки ще залишається менш механізованим.

Комплекси I групи демонтують у двох напрямках з видачею устаткування на обидва штрека в наступній послідовності: штрекове устаткування, комбайн, лавний конвеєр, кріплення. Для керування кріпленням залишають тільки насосну станцію. На місці демонтованого лавного конвеєра настиляють кутові напрямні, які стикують зі штрековими рольгангами.

Секції кріплення 1 (рис. 8.9) демонтують від середини лави до штреків і видають по кутовим напрямним 2 і рольгангам 3 в обидва штрека одночасно. Секції

транспортують у зібраному виді за допомогою двох лебідок 6, роликів 8 і нескінченних канатів 7 та за допомогою талів 4 (або спеціальних верстатів, кранів і ін.) вантажать на платформи 5. Замість витягнутих секцій ставлять індивідуальне кріплення.

Демонтаж комплексів II групи ведуть в одному напрямку у послідовності: устаткування відкаточного штреку, комбайн, секції кріплення, конвеєр, гідравлічне устаткування. До початку демонтажу над кріпленням зводять дерев'яний настил, що оконтурює і забезпечує суцільне затягування покрівлі.

На крутих пластах демонтаж комплексів починають із устаткування вентиляційного штреку і комбайна. Секції кріплення демонтують у напрямку від відкаточного до вентиляційного штреку.

Для вдосконалювання монтажно-демонтажних робіт необхідно ще на стадії конструювання комплексу одночасно розробляти й монтажно-демонтажні засоби. Потрібне створення засобів демонтажу без заведення під накатник і засобів механізації кріплення виробленого простору у зоні демонтажу секцій кріплення.

### ***Процеси транспортування вантажів по магістральних виробках.***

Підземний транспорт вугільної шахти — це складна розгалужена система, що виконує завдання з транспортування:

- вугілля з очисних вибоїв до приствольного двору або до поверхні (при наявності похилого ствола) шахти;
- вугілля, породи або гірничої маси від вибоїв підготовчих виробок до приствольного двору або поверхні шахти, або до місця їх перевантаження у засоби транспорту вугілля з очисних вибоїв;
- матеріалів і устаткування в напрямку від приствольного двору до вибоїв очисних і підготовчих виробок і у зворотному напрямку;
- людей до місця роботи і назад;
- закладних матеріалів від місця їх надходження у шахту або від місця їх виробництва в шахті до місць проведення закладних робіт.

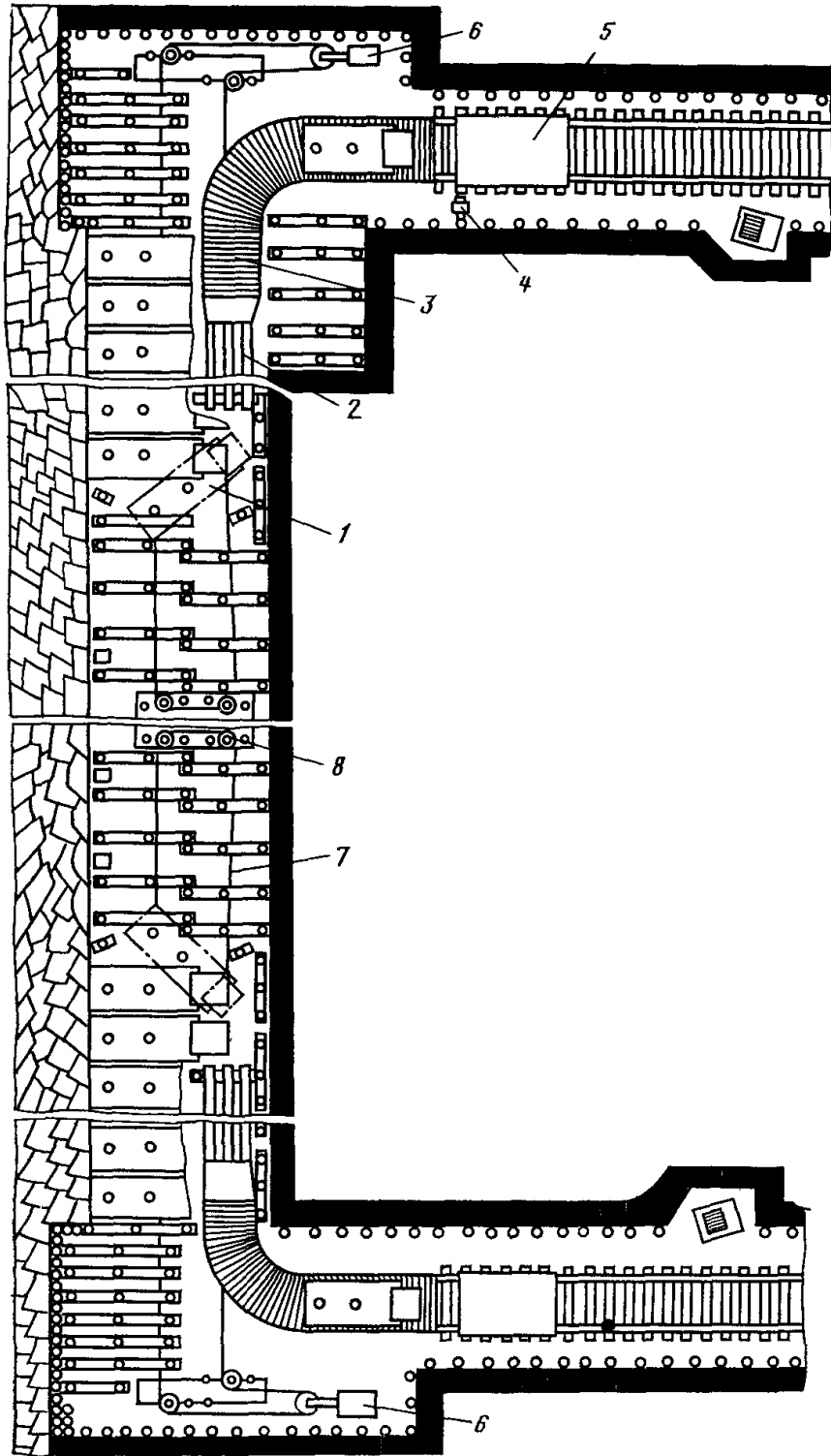


Рис. 3.9. Схема демонтажу механізованих комплексів на пластах потужністю до 2

М

Сукупність транспортних засобів і пристроїв, розміщених у головних горизонтальних, панельних і капітальних похилих виробках, по яким

транспортуються усі види вантажів між виїмковими ділянками і приствольним двором або, при наявності похилого ствола, поверхнею шахти, прийнято називати магістральним транспортом.

Основним видом транспорту по головних горизонтальних виробках є рейковий, по похилих виробках — конвеєрний. На шахтах з повною конвеєризацією вугілля доставляється до поверхні конвеєрами.

Конвеєрний транспорт — найбільш прогресивний вид підземного транспорту для перевезення вугілля. Основні достоїнства: високі продуктивність, надійність у роботі; здатність транспортування вантажів як по горизонтальним, так і по похилих виробках; висока пристосовність до роботи в автоматизованому режимі; відносно низька трудомісткість обслуговування; низький рівень травматизму. Основні недоліки конвеєрного транспорту: низька технологічна гнучкість, необхідність наявності другої транспортної системи для доставки допоміжних матеріалів, устаткування і людей; високі питомі капітальні витрати й експлуатаційні витрати, велике здрібнювання корисної копалини, особливо у вузлах перевантаження.

Основним видом конвеєрного транспорту в дільничних і магістральних виробках є стаціонарні стрічкові конвеєри зі стрічкою шириною 0,8; 1 і 1,2 м (у перспективі до 2 м). Основою стрічок служать бельтинг, капрон або лавсан, сталеві троси. Створені і широко застосовуються стрічки з негорючого матеріалу.

У якості опорних конструкцій застосовують зварені секції із профільного заліза із закритою нижньою гілкою і канатні з відкритою нижньою гілкою.

Максимальна довжина конвеєрів при заданій продуктивності визначається кутом нахилу виробки. Для дільничних стрічкових конвеєрів із шириною стрічки 0,8 м довжина конвеєра сягає 1000-1200 м при продуктивності 320-400 т/год, із шириною стрічки 1 м — відповідно 1100-2000 м і 420-530 т/год. Стаціонарні стрічкові конвеєри обслуговують виробки з кутами нахилу від  $-16^{\circ}$  до  $+18^{\circ}$  і в широкому діапазоні кутів нахилу досягають довжини 2100-2900 м при продуктивності до 1200 т/год. Однак внаслідок скривлення виробок і ряду інших причин середня довжина стрічкових конвеєрів значно нижче.

До стримуючих конвеєризацію факторам слід віднести також їхню високу вартість.

Для вибору конвеєра і його розрахунків необхідно знати: місце установки, напрямок і довжину транспортування, кут нахилу виробки, змінну продуктивність конвеєра, характеристику матеріалу, що транспортується, кут укусу матеріалу на стрічці, що рухається, характеристику матеріалів за кусковатістю, плановий оперативний час роботи в зміну, пилогазовий режим шахти, вологість повітря.

Продуктивність конвеєра ( $\text{м}^3/\text{хв}$ ) визначається за формулою

$$QFvk_1k_2 \quad (8.1)$$

де  $F$  — площа поперечного перерізу потоку вантажу на стрічці,  $\text{м}^2$ ;  $v$  — швидкість руху полотна,  $\text{м}/\text{с}$ ;  $k_1$  — коефіцієнт, що враховує кут установки конвеєра (при кутах  $0-6^\circ k_1=1$ , при  $6-18^\circ k_1=0,95$ );  $k_2$  — коефіцієнт, що враховує умови експлуатації (для стаціонарної установки  $k_2=1$ , для напівстаціонарної установки  $k_2 = 0,9$ ).

Технічна продуктивність конвеєра визначається його довжиною, кутом нахилу виробки, потужністю привода і міцністю стрічки.

При рівномірному вантажопотоці, що надходить із бункера з живильником постійної продуктивності, продуктивність конвеєра не повинна бути менше хвилинної продуктивності живильника.

Конвеєрна лінія, що обслуговує лаву при відсутності бункерів, повинна мати продуктивність, відповідну до продуктивності штрекового конвеєра. Якщо конвеєрна лінія обслуговує дві лави і більше, продуктивність збірних конвеєрів вибирається з урахуванням машинного часу виїмкових машин цих лав. Найчастіше вона відповідає 75-80 % сумарній хвилинній продуктивності лав.

Локомотивний транспорт є переважним видом транспорту на вугільних і сланцевих шахтах і служить для перевезення основного і допоміжного вантажопотоків, людей і виробництва маневрових робіт.

Областю застосування локомотивного відкочування є виробки з ухилом до  $0,005 \text{ ‰}$ , а при виконанні спеціальних заходів - до  $0,05 \text{ ‰}$ .

На шахтах України та стан СНД застосовуються акумуляторні і контактні електровози постійного струму, електровози змінного струму підвищеної частоти з безконтактним зніманням енергії з живильної лінії (високочастотні електровози), інерційні локомотиви — гіровози і дизелевози.

Достоїнства локомотивного транспорту: багатофункціональність; практично необмежена продуктивність, що залежить від числа локомотивів; висока економічність; маневреність; можливість роздільного і безперевантажувального транспортування по розгалуженій трасі практично на необмежені відстані.

Недоліки: циклічність, залежність продуктивності від рівня організації праці; обмеженість застосування за кутами нахилу; утруднення в забезпеченні безпеки роботи при зтяжних ухилах шляху; наявність складного акумуляторного господарства при застосуванні акумуляторних електровозів.

По виконанню розрізняють локомотиви: рудничного нормального виконання (РН) - контактні електровози; рудничного підвищеної надійності (РП) - акумуляторні і високочастотні електровози; рудничного вибухобезпечного виконання (РВ) — гіровози; вибухобезпечні дизелевози.

Гіровози використовують для руху кінетичну енергію обертового маховика, тому вони застосовуються для відкочування вантажів по вентиляційних виробках надкатегорних шахт і шахт, небезпечних за раптовими викидами.

Дизелевози у порівнянні з електровозами не мають потреби в електротяговій мережі, перетворювальних і зарядних підстанціях і акумуляторному господарстві. Вони конкурують із електровозами, особливо з акумуляторними, при відстанях відкочування понад 2 км і ухилах шляху більш 17 ‰.

При застосуванні локомотивного транспорту для перевезення корисної копалини, породи, людей і матеріалів застосовують вантажні, пасажирські й допоміжні вагонетки.

Вантажні вагонетки за конструкцією кузова і способу розвантаження розділяють на вагонетки: із глухим кузовом; з кузовом, забезпеченим відкидними днищами; із глухим перекидним кузовом.

Головним параметром вагонеток є місткість кузова, виражена у кубічних метрах. Вантажні вагонетки мають місткість від 0,8 до 8 м<sup>3</sup>.

Пасажи́рські вагонетки призначені для перевезення людей по горизонтальних виробках на відстань більше 1000 м і по похилих виробках, коли різниця відміток між кінцевими пунктами виробки перевищує 25 м.

Для перевезення людей і вантажів широке поширення одержали монорейкові і моноканатні установки. Основні їхні достоїнства: незалежність від стану підосви, здатність долати ділянки з малим радіусом повороту і крутим ухилом; можливість перетинання траси конвеєра та інших перешкод; виключення сходу транспортної посудини з рейки, наявність на візках власного підйомника; більш низькі капітальні витрати й експлуатаційні витрати; усунення необхідності в рейковому транспорті в конвеєризованих виробках.

Монорейкові установки складаються з монорейкового шляху, шляхового устаткування, засобів тяги, рухомого складу, вантажопідйомних і інших пристроїв.

Залежно від розташування центру ваги рухомого складу щодо опорної поверхні монорейкового шляху розрізняють підвісні й начіпні монорейкові установки.

Підвісні установки мають велику стійкість, тому що центр ваги їх рухомого складу розташований нижче опорної поверхні, а в начіпних установок — вище її. Тому останні вимагають застосування додаткових стабілізуючих роликів.

У роботі монорейкових установок використовується канатна або локомотивна тяга. При застосуванні канатної тяги використовують нескінченний канат або головний і хвостовий канати, при локомотивній тязі — звичайно дизельні локомотиви.

Монорейкові дороги випускаються підвісними і надґрунтовими. Підвісні монорейкові дороги використовують для перевезення вантажів масою до 4-6 т на довжину до 3 км із подоланням окремих ухилів до 45°, надґрунтові - для перевезення вантажів масою до 10-15 т зі швидкістю до 5 м/с.

Подальший розвиток транспортування матеріалів пов'язане з удосконалюванням існуючих транспортних систем для доставки матеріалів і з ростом механізації перевантажувальних робіт.

Приклад технологічної схеми транспортування на виїмковій ділянці при відпрацьовуванні стовпа за падінням одиночною лавою показаний на рис. 8.10.

При кутах нахилу виробок більш  $16-18^\circ$  застосовується відкочування вугілля в скіпах або (при невеликих вантажопотоках) у вагонетках.

По бремсбергах з кутами нахилу понад  $25^\circ$  і гезенкам, обладнаним спуском, застосовується транспортування вугілля самопливом.

На крутих пластах транспортування здійснюється в основному локомотивним рейковим транспортом.

Найбільш відповідальними транспортними вузлами є: вузли сполучень дільничних і магістральних виробок (приймально-відправні майданчики); вузли сполучень магістральних транспортних виробок з пристаольним двором; вузли перевантаження з одного конвеєра на іншій у прямолінійних виробках (перевантажувальні пункти).

Схема прийомно-відправного майданчика визначається способом підготовки й системою розробки, видом транспорту по виробках, що сполучаються, місцем проведення похилої виробки (по вугіллю, по породі), розташуванням майданчика (верхня, нижня, проміжна), числом крил, що прилягають до збірної виробки (однобічна, двостороння), та ін. Пропускна здатність прийомно-відправних майданчиків визначається за пропускну здатністю навантажувального або перевантажувального пункту залежно від технологічної схеми цих вузлів сполучень (бункерна або безбункерна).

Для забезпечення безперебійної роботи очисних вибоїв навантажувальні пункти повинні обладнатися ємністю, що акумулює, яка може бути створена у вигляді гірничого або механізованого бункера, або мати запас порожніх вагонеток.



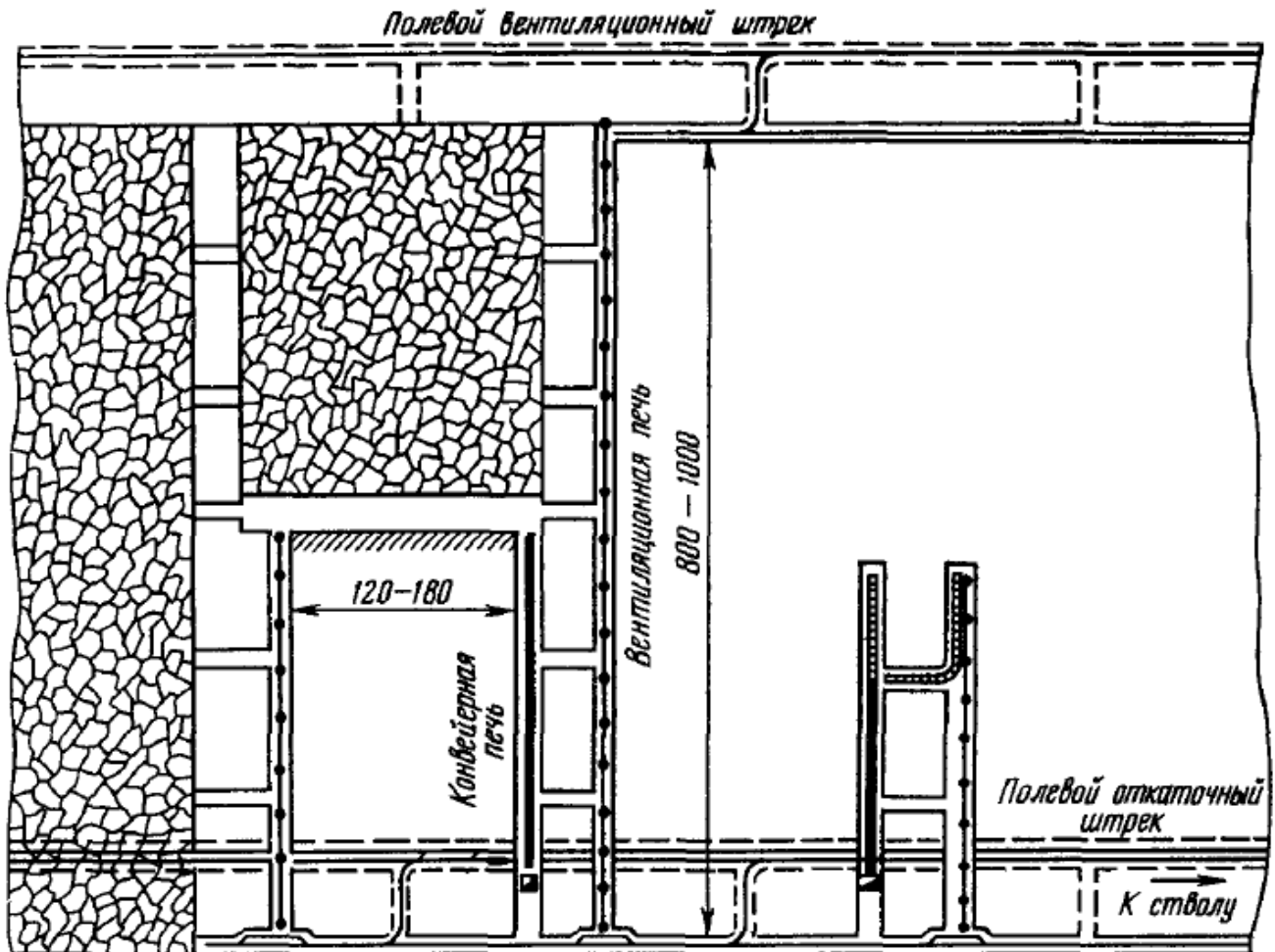


Рис. 3.10. Технологічна схема транспортування на виїмковій ділянці при відпрацьовуванні стовпа за падінням

Гірничі бункери влаштовують у вигляді вертикальних або похилих виробок із кріпленням монолітним або збірним залізобетоном. Механізовані бункери застосовують при розробці пластів з кутами падіння до  $6^\circ$ , коли відсутній необхідний перепад висот між передбачуваними точками завантаження і вивантаження матеріалу, а також коли забезпечення необхідного перепаду висот для спорудження самопливного бункера економічно недоцільно.

Довжина рейкових шляхів  $L_e$  (м) для розміщення вагонеток, що утворюють ємність, що акумулює, розраховується за формулою

$$L_e = \frac{E - E_a}{Q_n} L_c, \quad (8.2)$$

де  $E$  - ємність, що вимагається для акумулювання під лавою, т;

$E_a$  - місткість бункера, обладнаного під лавою, т;

$Q_n$  - корисна вантажопідйомність складу по вугіллю, т;

$L_c$  - довжина складу вагонеток, м.

Маневри по обміну навантажених складів на порожні повинні виконуватися локомотивами при можливості їх підходу під лаву або канатними штовхачами.

### ***Процеси підйому вантажів, матеріалів і людей.***

Кожна шахта обладнається мінімум двома піднімальними установками - головними й допоміжними.

На сучасних підприємствах застосовуються піднімальні установки, виконані за наступними принциповими схемами:

- піднімальна установка з одне- або двобарабанным органом навивки, обладнана двома піднімальними посудинами або однією посудиною й противагою, маса якого врівноважує частину маси вантажу, що піднімається, і масу посудини (рис. 8.11, а). Для зрівноважування мас, що піднімаються, канатів у піднімальних установках часто застосовують канат, що врівноважує, який своїми кінцями підвішується до днищ посудин (або посудини і противаги) (рис. 8.11, б);
- піднімальна установка зі шківом тертя (рис. 8.11, в), що огинаються канатами (багатоканатна установка). При цьому канати не навиваються і не зміщаються по ширині барабана. До кінців канатів підвішуються дві піднімальні посудини (або посудина й противага). При обертанні шківа посудини рухаються в протилежних напрямках. Щоб збільшити кут обхвату шківа канатами, застосовують відхиляючі шківів;
- піднімальна установка за системою Блойера, що складається із двох органів навивки (кожний із двома барабанами) і двох канатів, на які за допомогою шківів, що обгинають, підвішуються дві піднімальні посудини (рис. 8.11, г). Обидва кінця кожного з канатів кріпляться до двох секцій одного барабана або

різних барабанів. Канати навиваються або звиваються одночасно. Таким чином маса кожної посудини, що піднімається, розподіляється на дві гілки каната. Схема не врівноважена. Піднімальні установки, виконані за такою схемою, застосовуються для глибоких шахт і рудників, а також для похилого підйому.

За типом піднімальних посудин піднімальні установки розділяються на скіпові, клітьові, скіпо-клітьові. При проведенні стволів використовуються баддеві підйоми.

Основними вихідними даними для вибору піднімальних установок є річна продуктивність  $Q_c$  (т) шахти або рудника і її (його) глибина  $H_{ш}$  (м).

Клітьові піднімальні установки повинні забезпечити спуск-підйом людей за 35-40 хв. При цьому приймається, що на  $1 \text{ м}^2$  підлоги кліті може поміститися не більше 5 чол.

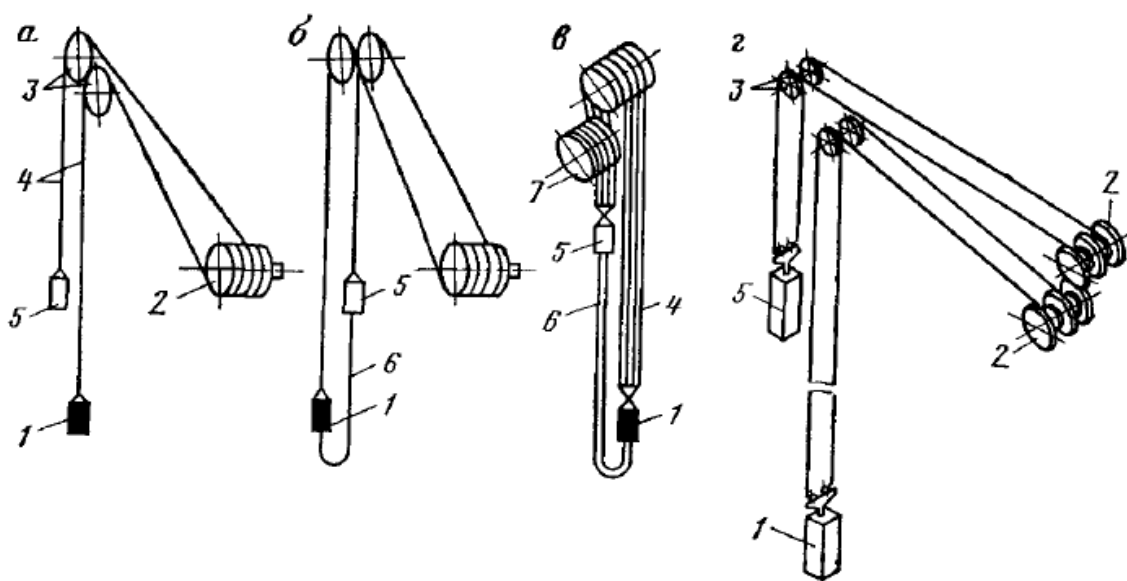


Рис. 3.22. Принципові схеми піднімальних установок:

1, 5 - піднімальні посудини; 2 - канатоведучий орган; 3 - напрямні шківів; 4 - головні канати; 6 - канат, що врівноважує; 7 - відхиляючий шків

Згідно ПБ на вугільних і сланцевих шахтах максимально припустимі швидкості при підйомі і спуску людей по вертикальних стволах  $12 \text{ м/с}$ , по похилих стволах  $5 \text{ м/с}$ ; при підйомі й спуску вантажів по похилих стволах у скіпах  $7 \text{ м/с}$  і в клітях  $5$

м/с; по вертикальних стволах швидкість підйому не обмежується, але звичайно не перевищує 18 м/с.

Вантажопідйомність посудин вибирається з умови забезпечення необхідної продуктивності й остаточно ухвалюється на основі техніко-економічного порівняння варіантів.

За способом розвантаження розрізняють скіпи:

- з нерухливим кузовом і розвантаженням через отвір у передній або задній стінці;
- з кузовом, що відхиляється, і розвантаженням через дно;
- перекидні з розвантаженням через верхній зріз передньої стінки.

Переважне поширення одержали скіпи з нерухливим кузовом, тому що вони мають менші власну масу, навантаження на копер піднімальної установки, витрату енергії на підйом, кращим використанням об'єму скіпа і невеликим шляхом розвантаження. Інші два типи скипів мають обмежене застосування, в основному на невеликих за продуктивністю підйомах старих шахт.

Місткість скипів звичайно 8-15 м<sup>3</sup>, в окремих випадках 20 м<sup>3</sup>, а при багаторазових підйомах - 35 м<sup>3</sup>.

Кліті за конструкцією діляться на неперекидні і перекидні. Неперекидні кліті можуть бути одноповерховими й багатопверховими, на одну або дві вагонетки в поперсі. Перекидні кліті - одноповерхові й на одну вагонетку. Перекидні кліті в цей час не випускаються.

Для плавної зупинки й утримання кліті (або людської вагонетки) при обриві піднімального каната або підвісного пристрою, використовуються парашути із захватом за провідники або за спеціальні гальмові канати. Останні одержали переважне поширення.

Для спрямованого руху піднімальні посудини обладнаються напрямними пристроями (опорами), а стволи армуються спеціальними твердими (металевими або дерев'яними) або еластичними (канатними) провідниками.

Напрямні піднімальних посудин за принципом взаємодії із провідниками діляться на дві групи: ковзання і кочення.

Піднімальні канати виготовляються зі сталевих дротів діаметром від 0,0014 до 0,003 м і межею міцності на розрив  $\sigma_p = (1,44-2,1) \cdot 10^9$  Па. Сердечник каната складається з органічного матеріалу або м'якої сталі. Канати відрізняються характером плетення прядей, формою перетину каната і прядей, формою перетину дротів, що входять у канат та ін.

У якості піднімальних, амортизаційних, гальмових і провідникових канатів застосовуються круглі канати, у якості канатів, що врівноважують, - плоскі.

Підйом вантажів, як правило, проводиться в автоматичному режимі.

### ***Технологічний комплекс поверхні.***

Поверхня шахти — комплекс будівель, споруд і устаткування, призначених для підйому, приймання, технологічної обробки і відправлення вугілля, приймання і відвантаження породи, спуска і підйому матеріалів, устаткування і людей, провітрювання підземних виробок, забезпечення гірничих робіт енергією, для виробничо-побутового обслуговування робітників і ряду інших процесів.

На обслуговуванні поверхні шахти зайнято до 20 %, загального числа робітників, тому трудомісткість робіт на поверхні в значній мірі визначає техніко-економічну ефективність роботи шахти.

Основними технологічними комплексами і службами на поверхні шахт є: вугільний комплекс, породний комплекс, комплекс обміну і відкочування вагонеток у надшахтних будівлях, стаціонарні установки, склади, ремонтні служби, служби виробничо-побутового обслуговування робітників.

Для полегшення обслуговування технологічних комплексів важливо раціонально розмістити будівлю і споруду на поверхні. У сучасних проектах шахт майже всі будівлі основного і допоміжного призначення розташовуються в трьох великих блоках: головного ствола, допоміжного ствола й адміністративно-побутового комбінату, а також передбачаються окремо стоячі будівлі і споруди (рис. 8.12).

Блок головного ствола включає копер, надшахтний будинок, бункери для приймання вугілля і породи, пристрою для вибору з вугілля великих шматків

породи і дроблення негабаритів, пункт безбункерного навантаження вугілля в залізничні вагони, станцію навантаження породи, котельню і приміщення піднімальних установок.

Вугільний комплекс містить у собі наступні технологічні процеси: первинну обробку гірничої маси, навантаження вугілля у залізничні вагони, акумуляцію і складування вугілля в склади місткістю, рівною 12-добовому видобутку шахти.

Основні процеси у породному комплексі — транспортування і складування породи. Навантаження породи на зовнішній транспорт може бути бункерним і безбункерним. У відвали порода може направлятися автомобільним, залізничним, рейковим і конвеєрним транспортом, підвісними канатними дорогами, гідро- і пневмотранспортом. Рейковий, конвеєрний, гідро- і пневмотранспорт застосовуються рідко.

Блок допоміжного ствола розташовується над його устям і містить у собі: копер, надшахтний будинок з комплексом обміну і відкочування вагонеток, ремонтну майстерню, приміщення піднімальних машин, склади матеріалів і устаткування, калориферну і компресорну установки, склад протипожежних матеріалів.

Через допоміжний ствол у шахту подаються в основному все устаткування і матеріали, спускаються люди. Комплекс обміну і відкочування вагонеток призначен для здійснення зв'язку всіх об'єктів допоміжного призначення поверхні з підземним господарством шахти.

Для приймання й обміну вагонеток, видаваних із шахти, для спуска у шахту матеріалів, спуска і підйому людей у надшахтній будівлі обладнується прийомний майданчик. На ряді шахт є два приймальних майданчика: верхній - для приймання вагонеток з вугіллям і породою та нижній — для спуска устаткування і матеріалів. Спуск людей може проводитися з обох майданчиків. По похилих стволах вагонетки видають на прийомний майданчик у спеціальних клітках, що забезпечують їхнє вертикальне положення, або переміщують їх зчепленими у партії по рейкових шляхах приводами з канатною тягою.

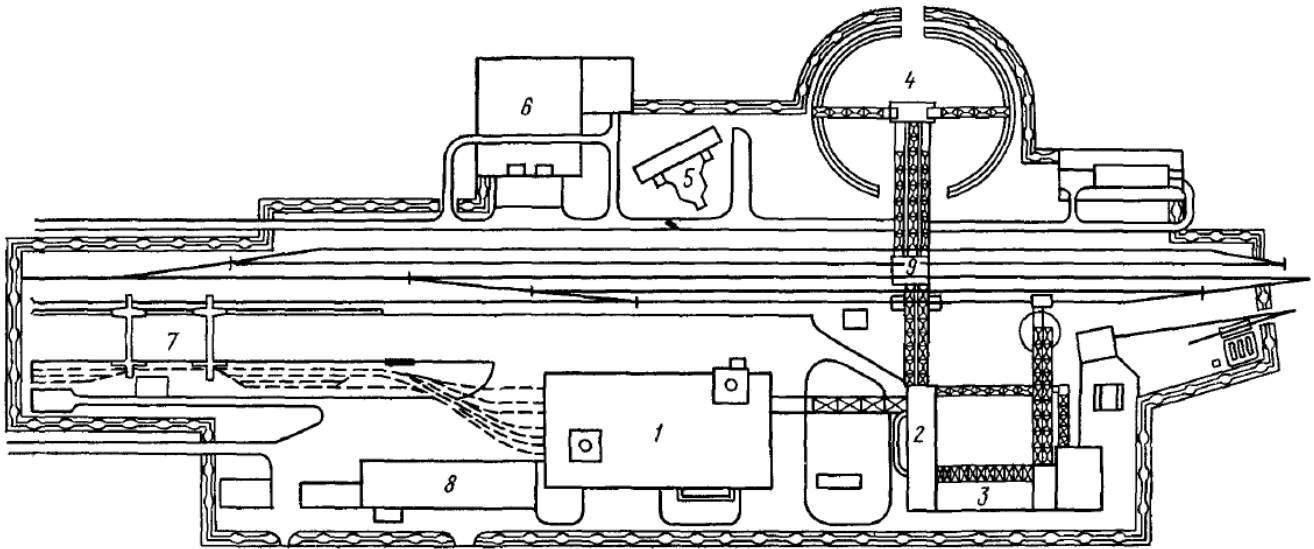


Рис. 8.12. Генеральний план промислового майданчика шахти:

1 - блок головного і допоміжного стволів; 2 - збагачувальна установка; 3 - котельня; 4 - вугільний склад, 5 - вентиляторна установка, 6 - електропідстанція, 7 - склад, кріпильних матеріалів, 8 - адміністративно побутовий комбінат

При обміні і відкочуванні вагонеток проводяться наступні операції: установка кліті на рівні прийомного майданчика; виштовхування із кліті вагонетки і заштовхування її у кліть; відкочування вагонетки до місця розвантаження; розвантаження вагонеток; завантаження вагонеток і доставка їх до ствола.

Зв'язок кліті із прийомним майданчиком здійснюється за допомогою твердих посадкових кулаків або більш універсальних хитних майданчиків. При відсутності кліті посадкові пристрої перебувають у неробочому положенні, а доступ до ствола перепиняється запобіжними дверима і затримуючими стопорами.

Для механізації обміну вагонеток у клітях і перекидачах застосовують штовхачі. Схеми обміну й відкочування вагонеток розділяються на самокатні, примусово-самокатні і примусові, що є найбільш перспективними. Для розвантаження видаваних на поверхню шахтних вагонеток застосовуються перекидачі, серед яких найбільше поширення одержали стаціонарні кругові перекидачі.

Механізація операцій по прийманню, штабелюванні, зберіганні і подачі до ствола шахти матеріалів і устаткування здійснюється із застосуванням козлових двохконсольних кранів вантажопідйомністю не менше 10 т, автотранспорту, монорейкових установок і безрейкового транспорту.

Блок адміністративно-побутового комбінату (АБК) включає наступні основні приміщення й служби:

- адміністративно-конторські;
- санітарно-побутового обслуговування;
- виробничо-допоміжні;
- санітарно-медичного обслуговування;
- культурного обслуговування та ін.

Генеральний план поверхні шахти повинен бути зв'язаний з виробками приствольного двору. Відкаточні виробки повинні бути зорієнтовані за напрямками поздовжніх осей клітьових підйомів. Для забезпечення раціонального розміщення споруд на поверхні і стійкості виробок приствольного двору відстані між стволами типізовані і звичайно рівні 70-80 м. Склади вугілля, породонавантажувальні пункти та інші об'єкти з інтенсивним пилоутворенням повинні розташовуватися з підвітряної сторони від воздухозабірних споруд шахти на відстані не менше 100 м.

Відстані від відвалів породи до будівель і споруд повинні прийматися не менше довжини розрахункової зони зрушення відвалу. Необхідно, щоб забезпечувалася зручність примикання під'їзних колій до найближчої залізничної станції.



## ЛЕКЦІЯ № 9. СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ПЛАСТОВИХ РОДОВИЩ

Встановлений для даних умов порядок ведення очисних і підготовчих робіт в часі та просторі називається **системою розробки пласта**.

Систему розробки можна також визначати як комплекс очисних і підготовчих виробок, що проводяться в певній послідовності в часі та просторі.

*Основними факторами, що мають вплив на вибір системи розробки є:* потужність і кут падіння пласта, властивості бокових порід, міцність вугілля, газоносність пласта і вміщуючих порід, схильність вугілля до samozapalювання, обводненість, глибина розробки, взаємне розташування пластів у свиті, схильність пластів до раптових викидів вугілля і газу, способи механізації очисних і підготовчих робіт та ін.

Роль і значення кожного з факторів постійно змінюється, оскільки під впливом науково-технічного прогресу міняється характер взаємозв'язку факторів. Найбільш стійкий у часі вплив таких природних факторів, як потужність і кут падіння пластів.

До систем розробки пред'являються наступні головні вимоги:

- безпека ведення гірничих робіт;
- економічність розробки;
- мінімальні втрати корисної копалини;
- охорона навколишнього середовища.

Вимоги безпеки ведення гірничих робіт є безумовними.

Особлива специфіка ведення підземних гірничих робіт, пов'язана з небезпечними для гірників проявами сил гірського тиску (обвалення порід, деформування і руйнування кріплення у виробках, гірничі удари), наявністю газу у розроблювальних пластах і їх схильністю до самозаймання в умовах обмеженості гірничих виробок і утрудненістю пересування по них, вимагає обов'язкової наявності не менше двох виходів з очисного вибою, можливості їх надійного і стійкого провітрювання, обмеження числа тупикових підготовчих вибоїв.

Економічність системи розробки визначається досягнутими при її застосуванні техніко-економічними показниками: прибутком від експлуатації розроблюваної

ділянки родовища, продуктивністю праці, величиною втрат корисної копалини, які повинні бути економічно обґрунтованими.

Економічність системи розробки досягається за умови мінімальних трудових витрат, витрати енергії і матеріалів на одиницю об'єму (маси) добутої корисної копалини.

Прийнята для даних гірничо-геологічних умов система розробки повинна сприяти застосуванню комплексної механізації й автоматизації виробничих процесів і концентрації виробництва, що в сучасних умовах вимагає:

- виключення взаємного впливу підготовчих і очисних робіт, а у випадку застосування способів керування властивостями та станом масиву і профілактичних робіт з переведення вугленосної товщі у безпечний стан;
- використання раціональних способів охорони й підтримки виробок;
- можливості влаштування ємностей, що акумулюють;
- стабільності довжини очисного вибою при змінних елементах залягання пласта;
- відособленого розбавлення метану (вуглекислого газу) по джерелах його виділення (розроблювальний пласт, вироблений простір, підготовчі виробки);
- прогнозування мілкоамплітудних порушень і уточнення даних геологічної розвідки ділянки родовища.

Складний взаємозв'язок факторів, що впливають на вибір систем розробки, і жорсткі вимоги до них призвели до великого різноманіття застосовуваних на шахтах варіантів систем розробки пластових родовищ, що зажадало створення їх класифікації.

Велика кількість існуючих класифікацій відрізняються класифікаційними ознаками, що виділяють будь-яку систему розробки з інших.

Створена А. С. Бурчаковим і Ю. А. Жежелевським класифікація (табл. 9.1) заснована на використанні в якості основної класифікаційної ознаки наявності або відсутності поділу пласта на шари при його очисному вийманні.

Зазначена основна ознака доповнюється трьома допоміжними, що характеризують варіанти систем розробки:

- довжиною очисного вибою (довгі і короткі вибої);

- порядком проведення підготовчих і очисних виробок у виїмковому полі стосовно площини очисного вибою, що рухається;

Таблиця 9.1.

Класифікація систем розробки пластових родовищ

<b>Класифікаційні ознаки систем розробки</b>			
<b>Поділ пласта за потужністю на шари</b>	<b>Довжина очисного вибою</b>	<b>Порядок проведення підготовчих виробок у виїмковому полі стосовно рухливої площини очисного вибою</b>	<b>Напрямок переміщення у просторі очисного вибою у виїмковому полі стосовно елементів залягання пласта</b>
1	2	3	4
Без поділу на шари	З довгими вибоями	Одночасний (суцільна)	За простяганням За падінням За повстанням По діагоналі
		Послідовний (стовпова)	За простяганням За падінням За повстанням По діагоналі
		Одночасно-Послідовний (комбінована)	За простяганням За падінням За повстанням По діагоналі
	З короткими вибоями	Одночасний (камерна)	За простяганням За падінням За повстанням По діагоналі
		Послідовний (короткими стовпами)	За простяганням За падінням За повстанням По діагоналі
		Одночасно-Послідовний (камерно-стовпова)	За простяганням За падінням За повстанням По діагоналі
1	2	3	4

З поділом на шари: похилі	З довгими вибоями	Послідовний (стовпова)	За простяганням
горизонтальні	З короткими вибоями		За падінням За повстанням
поперечно-похилі	З короткими вибоями		По діагоналі За простяганням За простяганням

– напрямком переміщення у просторі очисного вибою у виїмковому полі стосовно елементів залягання пласта (за простяганням, падінням, повстанням, діагонально).

### ***Системи розробки пластів на повну потужність.***

Системи розробки довгими стовпами відрізняються незалежним веденням підготовчих і очисних робіт. На момент початку очисного виймання усі підготовчі виробки в межах виїмкового поля проводяться на всю його довжину, не зазнаючи впливу очисного вибою. Підтримувані ділянки підготовчих виробок при веденні очисних робіт також перебувають у недоторканому масиві, за винятком тих випадків, коли виробки використовуються повторно.

Стовпові системи розробки застосовуються при будь-яких способах підготовки. Напрямок руху очисного вибою може бути зорієнтованим за простяганням, падінням і повстанням пласта, а також під будь-яким іншим кутом до елементів залягання. Вибій має прямолінійну форму, за винятком випадків ручного виймання крутих пластів, коли йому надається стелеуступна або підшвоуступна форма для захисту працюючих від падіння шматків вугілля та ін.

При панельній підготовці у межах панелі розташовується звичайно парне число вибоїв (2 або 4), при цьому в межах ярусу розташовуються один («лава-ярус»), два і рідше три очисні вибої з відособленим або послідовним їхнім провітрюванням.

При поверховій підготовці застосовується кілька варіантів стовпової системи розробки. Якщо поверх не ділиться на виїмкові поля, то в його межах розташовується тільки один очисної вибій у крилі, що відпрацьовується від границі

шахтного поля («лава-поверх»). Якщо ж поверх ділиться на виїмкові поля, то в його межах, так само, як і при панельній підготовці, розташовуються два, рідше три очисні вибої. При цьому відпрацьовування запасів у межах виїмкового поля ведеться на проміжні бремсберги, а самі виїмкові поля можуть відпрацьовуватися як у прямому, так і у зворотному порядку.

Очисний вибій при панельній і поверховій підготовці зорієнтований за простяганням пласта.

При погоризонтній схемі підготовки очисний вибій рухається звичайно за падінням або повстанням. У межах горизонту розташовуються від 2 до 4 очисних вибоїв.

Стовпові системи розробки є найбільш прогресивними при розробці тонких і середньої потужності пластів.

Достоїнства стовпових систем розробки:

- найкращі умови для підтримки виробок при веденні очисних робіт, тому що вони перебувають або у масиві вугілля, або у зоні гірського тиску, що встановився;
- повний поділ підготовчих і очисних робіт у часі і просторі, що створює умови для застосування найбільш продуктивної та у той же час дорогої техніки;
- детальна розвідка пласта в період підготовки стовпа;
- можливість своєчасної профілактичної підготовки пласта до виймання (дегазація, ослаблення покрівель, що важко обвалюються, зниження викиднебезпечності);
- можливість погашення виробок слідом за посуванням очисного вибою, що забезпечує регулярність виймання металевих кріплень;
- можливість ізоляції виниклої пожежі шляхом зведення герметичних перемичок, що дозволяє скоротити перерви у веденні очисних робіт до мінімуму.

Недоліки стовпових систем розробки:

- проведення великого обсягу підготовчих виробок до початку очисних робіт;
- наявність довгих тупикових підготовчих виробок;

- труднощі провітрювання ділянки на сполученні очисного вибою з вентиляційним штреком, що обмежує навантаження на очисній вибій при розробці високогазоносних пластів;
- більші витрати на підтримку виробок при наявності порід, схильних до здимання.

*Системи розробки довгими стовпами «лава-поверх» («лава-ярус») (рис. 9.1).*

Поверхові (ярусні) штреки проводяться від капітального (панельного) бремсберга до границі поверху (панелі), а потім з'єднуються між собою розрізною піччю. Висота поверху (ярусу) при цьому приймається рівною 150-300 м, а довжина стовпа 1-2 км.

Підготовка стовпа здійснюється пластовими і польовими виробками.

Пластові виробки проводяться вузьким вибоєм, при необхідності — з підривкою порід, що вміщують, одиночними або здвоєними вибоями залежно від газоносності пласта і довжини виробок.

Відкаточний штрек проводиться паралельно конвеєрному просіку із залишенням між ними ціликів вугілля шириною 15-25 м і з'єднується із просіком печами через 30-40 м. Звичайно відкаточний штрек погашається слідом за лавою, а просік використовується повторно для нижчележачої лави, тепер вже у якості вентиляційного штреку.

При польовій підготовці у подошві пласта проводяться польові відкаточний і вентиляційний штреки, а по пласту - вентиляційний і конвеєрний штреки, що з'єднуються між собою похилими гезенками (скатами, квершлагами). Польова підготовка застосовується при нестійких бічних породах.

На практиці застосовуються й інші способи підготовки стовпа: проведення спарених виробок широким вибоєм із залишенням породи у розкосці (на тонких пластах), проведення одиночного відкаточного штреку (на негазових шахтах) та ін.

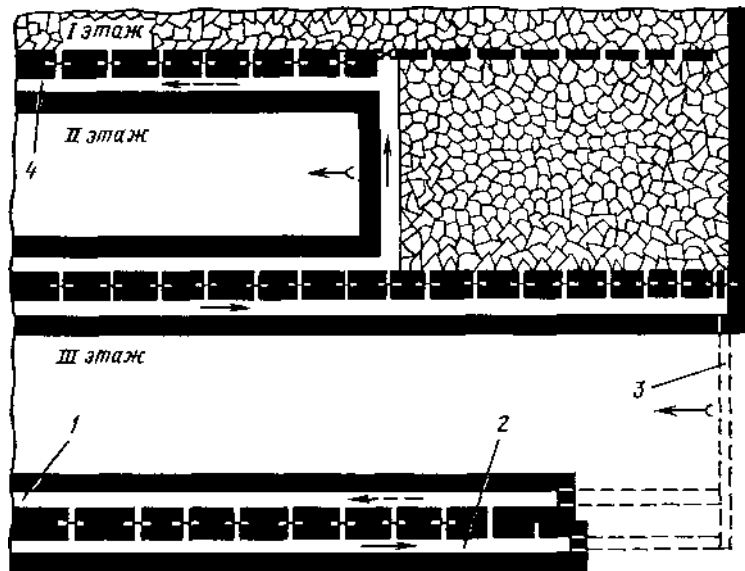


Рис. 9.1. Система розробки довгими стовпами «лава - поверх»:

1 – просік; 2 - поверховий відкаточний штрек; 3 - піч (монтажна камера); 4 - вентиляційний штрек

Область застосування: пологі й похилі пласти потужністю від 0,6 до 2,5 м з породами покрівлі від середньої стійкості до стійких, газоносність – будь-яка.

Система розробки не рекомендується при породах, схильних до здимання, через велику довжину підготовчих виробок і підвищений обсягу піддирних робіт.

При панельній підготовці застосування системи розробки «лава-ярус» не дозволяє досягти високої концентрації гірничих робіт.

*Системи розробки з поділом поверху (ярусу) на підповерхи (під'яруси).* Зазначений недолік усувається при поділі ярусу за падінням на дві, дуже рідко на три частини, що відпрацьовуються відповідно двома або трьома лавами загальною довжиною 350-450 м, поділюваними друг від друга проміжними (одиначними або парними, залежно від схеми провітрювання) штреками. При поверховій підготовці поверх розділяється не тільки за падінням на підповерхи, але і за простяганням на виїмкові поля з розмірами 750-1000 м за простяганням і 350-450 м за падінням. Кожне виїмкове поле обслуговується своїм дільничним бремсбергом, який споруджується або у границь виїмкового поля, або посередині його. Очисні вибої завжди рухаються у напрямку до дільничного бремсберга, але напрямом

відпрацьовування виїмкового поля не завжди збігається з напрямком відпрацьовування всього поверху.

Якщо напрямок відпрацьовування виїмкового поля збігається із загальним напрямком відпрацьовування поверху, то такий варіант називають системою розробки довгими стовпами за простяганням з доставкою вугілля по проміжному штрекові до переднього бремсберга.

Якщо ж очисні вибої у виїмковому полі переміщуються у напрямку, протилежному загальному напрямку відпрацьовування поверху, варіант зветься системою розробки довгими стовпами за простяганням з доставкою вугілля на задній бремсберг.

Область застосування систем: пологі і похилі пласти потужністю від 0,9 до 2,5 м зі стійкими і середньої стійкості бічними породами.

Горизонтальні пласти при високій наводненості порід, що вміщують, відпрацьовуються тільки за системами розробки довгими стовпами (рис. 9.2). Основна відмінність даної системи розробки - порядок підготовки і виймання стовпів. Стовпи відпрацьовують у шаховому порядку через один стовп, у результаті чого періодично у виробленому просторі виявляється один невідпрацьований стовп. Його підготовка проводиться виробками, пройденими вприсічку до виробленого простору, що дозволяє значно скоротити втрати вугілля в ціликах. Крім того, відпрацьовування через стовп дозволяє краще осушити підготовлені до виймання запаси.

Область застосування системи — горизонтальні пласти потужністю 1,4-3,5 м зі складною гіпсометрією.

Застосування даної системи розробки дозволяє досягти високої концентрації робіт.

Недолік системи: великий обсяг підготовчих робіт, часті перемонтажі устаткування, складна схема провітрювання підготовчих вибоїв.



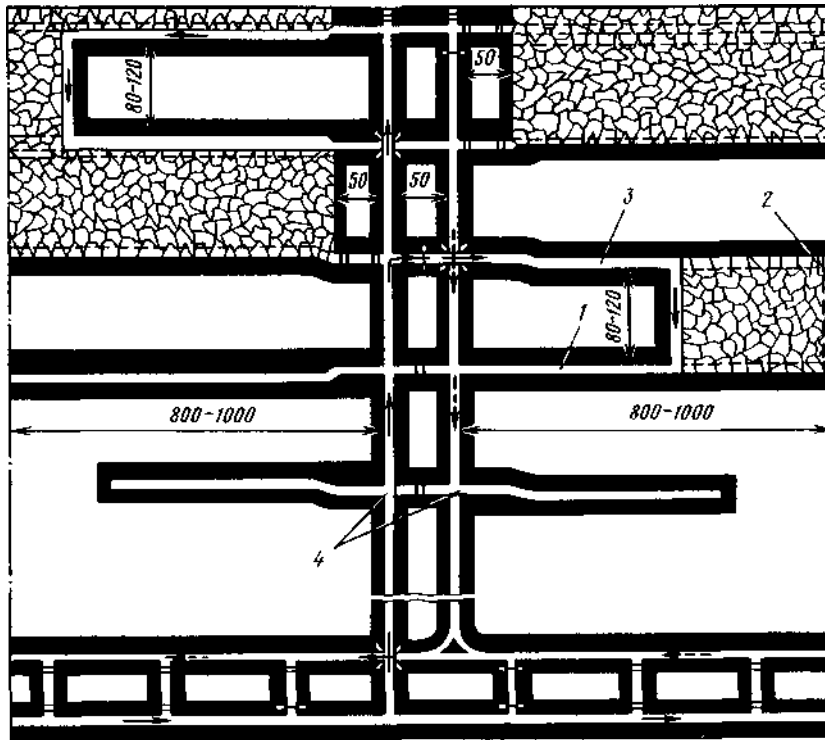


Рис. 9.2. Стовпова система розробки горизонтальних пластів:

1 - конвеєрний штрек; 2 - монтажна камера; 3 - вентиляційний штрек, 4 - панельний штрек

При кутах падіння до  $10^\circ$  найбільш прогресивна погоризонтна підготовка із застосуванням варіантів систем розробки довгими стовпами за падінням або повстанням одинарними (рис. 9.3) і спареними лавами.

У випадку одинарних лав виїмкові поля підготовляються шляхом проведення похилих виробок - конвеєрних бремсбергів (похилів) і вентиляційних хідників на всю похилу висоту горизонту (до 1500 м). Стовпи відпрацьовуються лавами За падінням (повстанням) від розрізних печей, пройдених на відстані 30-50 м від головних штреків.

Рекомендована область застосування варіанта з відпрацьовуванням за повстанням — пологі пласти ( $\alpha \leq 10^\circ$ ) потужністю 0,7-2 м з породами покрівлі не нижче середньої стійкості, глибина ведення гірничих робіт до 1200 м, варіанта з відпрацьовуванням за падінням — пологі пласти ( $\alpha \leq 10^\circ$ ) потужністю до 3,5 м з породами покрівлі від нестійких до стійких, глибина розробки до 900 м. Обидва варіанта застосовні при будь-якій газоносності пластів.

Варіанти розглянутої системи розробки відрізняються високою надійністю роботи очисного вибою і сприятливими умовами підтримки виробок, що оконтурюють стовпи.

Застосування спарених лав дозволяє скоротити загальне число похилих виробок і забезпечує високу концентрацію робіт. Однак надійність роботи лав знижується, тому що вони повинні посуватися синхронно, зі збереженням постійного випередження не більш 3-4 м, особливо при нестійких покрівлях.

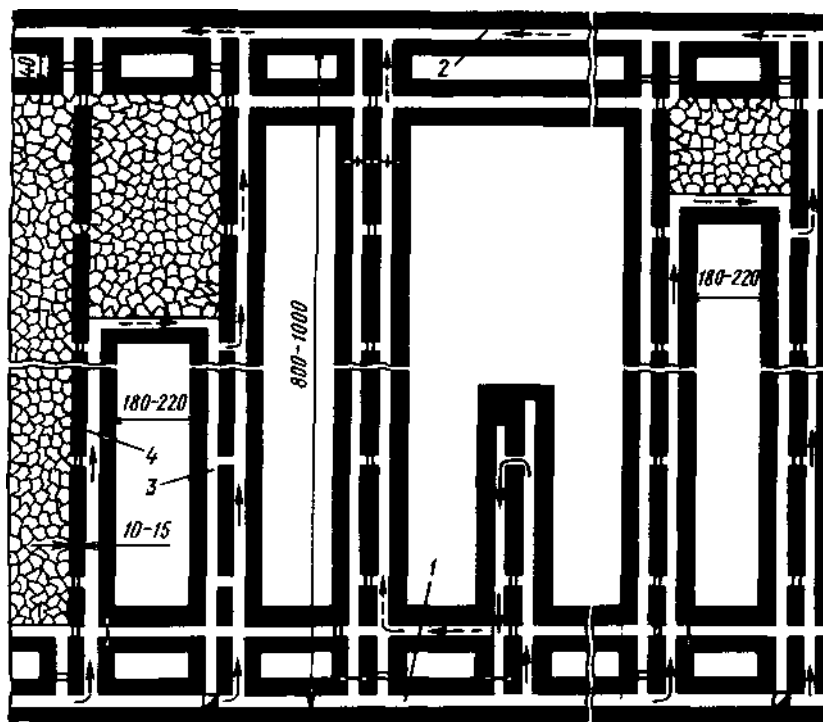


Рис. 9.3. Системи розробки довгими стовпами за падінням або повстанням одинарними лавами.

1 - головний відкаточний штрек; 2 - головний вентиляційний штрек; 3 - конвеєрний бремсберг; 4 - вентиляційний бремсберг

Область застосування — пологі пласти ( $\alpha \leq 10^\circ$ ) потужністю від 0,9 до 1,4 м з породами покрівлі не нижче середньої стійкості, глибина розробки - до 600 м.

Дуже швидке поширення систем розробки довгими стовпами за падінням (повстанням) пояснюється наступними їхніми перевагами перед традиційними системами розробки довгими стовпами за простяганням: більша похила висота

горизонту, що дозволяє знизити питомі витрати на проведення виробок, що оконтурюють стовпи; постійна довжина лави при самій складній гіпсометрії пластів; більші розміри виїмкових стовпів.

Недоліки систем: обмеженість області застосування через відсутність засобів комплексної механізації очисних робіт на пластах з кутами падіння більш  $10^\circ$ ; труднощі доставки матеріалів, устаткування і людей до очисного вибою

Ці недоліки відносяться до переборних, що підвищує перспективи розглянутих систем.

Стовпові системи розробки крутих пластів мають свої характерні риси, тісно пов'язані з технологією очисних робіт. Як відомо, спосіб підготовки таких пластів тільки поверховий. Порядок відпрацьовування поверхів залежить від потужності пласта. Для тонких пластів застосовується тільки прямий порядок відпрацьовування — від головного квершлага до границі шахтного поля.

У зв'язку із цим стовпові системи розробки тонких крутих пластів відрізняються тим, що при їхнім застосуванні не здійснюється повне оконтурювання виїмкового поля, границями якого є передній відкаточний і вентиляційний квершлаг (рис. 9.4). При вийманні відбійними молотками вибій має уступну форму, при комбайновому вийманні — прямолінійну форму. Стовпові системи із групуванням на передній квершлаг застосовуються в основному при механізованому вийманні.

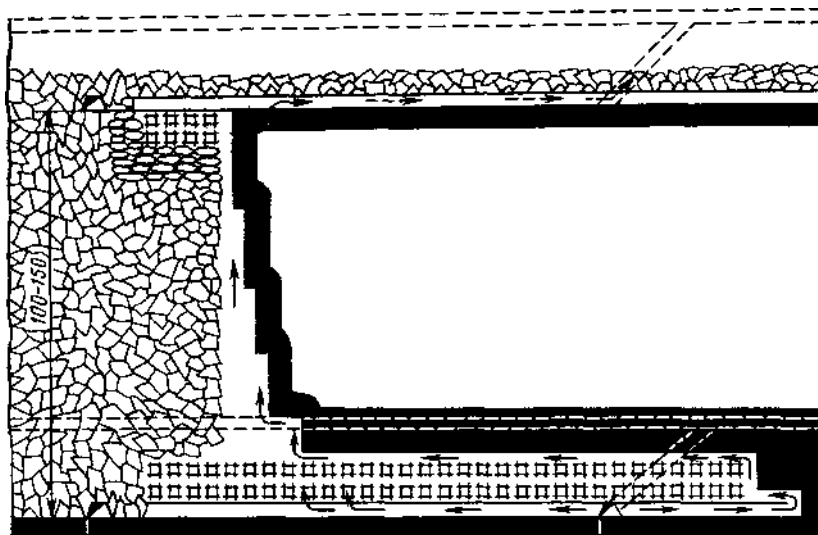


Рис. 9.4. Стовпова система розробки тонких крутих пластів

Штреки підтримуються у масиві і погашаються слід за лавою. При транспортуванні вугілля є додатковий перепробіг вантажів на ділянці від очисного

вибою до переднього квершлягу і такій ж ділянці при зворотному напрямку руху вантажів від переднього квершлягу до головного ствола по польовому груповому штрекові.

Область застосування системи — круті й крутопохилі пласти потужністю до 1,6-1,8 м. При більшій потужності виникає небезпека обвалення уступів, а процес кріплення і керування покрівлею у лаві довжиною 130-150 м стає трудомістким і небезпечним.

При потужності пластів від 1,6 до 2,4 м застосовують систему розробки довгими стовпами за простяганням з поділом поверху на підповерхи, при цьому відбійка вугілля на пластах потужністю понад 1,8 м відбувається буропідривним способом. Форма вибою — прямолінійна.

Вертикальна висота поверху 80-100 м, похила висота підповерха — 30-40 м, число підповерхів — 2-3. Випередження між вибоями у підповерхах — 15-20 м.

Створення механізованих конвеєростругових щитових агрегатів призвело до появи систем розробки крутих пластів середньої потужності смугами за падінням.

Доставка вугілля здійснюється на передній проміжний квершлаг (рис. 9.5).

Для першого виїмкового стовпа на всю висоту поверху проводиться вуглеспускна піч, а нижче підшви вентиляційного штреку від неї споруджується монтажна камера з розмірами 6 м за падінням і 40-60 м за простяганням (залежно від розмірів щитового агрегату). Вентиляційний скат заздалегідь не проводиться, а споруджується у виробленому просторі у міру посування очисного вибою за падінням пласта. При відпрацьовуванні другого стовпа він використовується повторно, тепер вже у якості вуглеспускного. Усі інші скати в межах виїмкового поля також зводяться і зберігаються у виробленому просторі. У міру відпрацьовування стовпа вуглеспускні скати погашаються.

Основні показники цієї системи розробки значно краще показників усіх вище розглянутих систем розробки крутих пластів, тому її застосування постійно розширюється, незважаючи на наявні труднощі із проведенням монтажної камери, особливо на викидонебезпечних пластах, і підтримкою вуглеспускних печей у виробленому просторі.

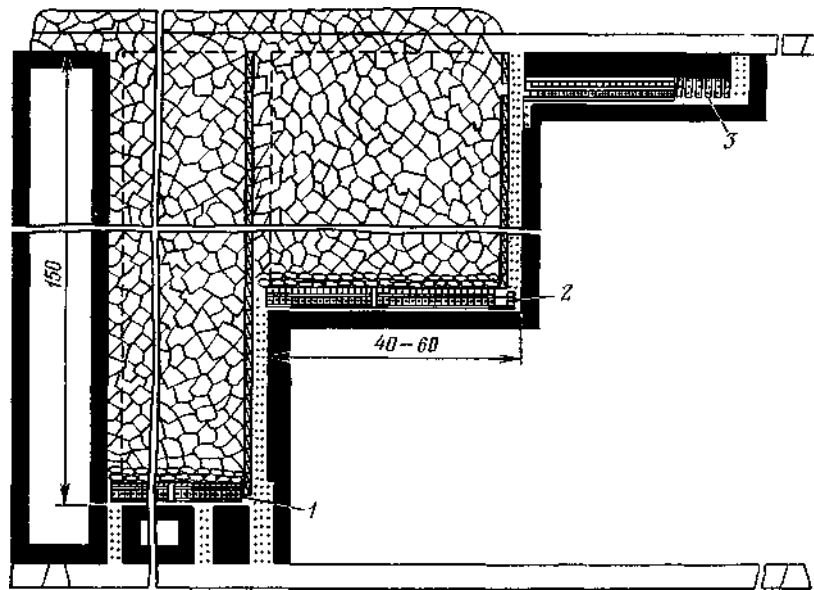


Рис. 9.5. Система розробки смугами за падінням із застосуванням щитових агрегатів:

1, 2 - щитові агрегати, 3 - монтажна камера

Область застосування: крутопохилі і круті пласти потужністю 1,2-2,2 м з кутами падіння 50-90°, породи, що вміщують, — не нижче середньої стійкості, слабонаводнені.

Виймання смугами за падінням характеризує систему розробки крутопохилих і крутих пластів з вийманням вугілля під щитовим перекриттям (щитова система розробки) (рис. 9.5), що одержала широке поширення у Прокоп'євсько-Кисельовському районі Кузбасу.

Щитові перекриття являють собою кріплення, що переміщається слід за посуванням вибою за падінням під дією ваги порід, обвалюються на нього.

Виймкове поле (однобічне з розмірами за простяганням 250-300 м або двостороннє з розмірами 400-600 м) розділяється на стовпи шириною 30-50 м (при потужності пласта до 5 м) і довжиною, рівній похилій висоті поверху.

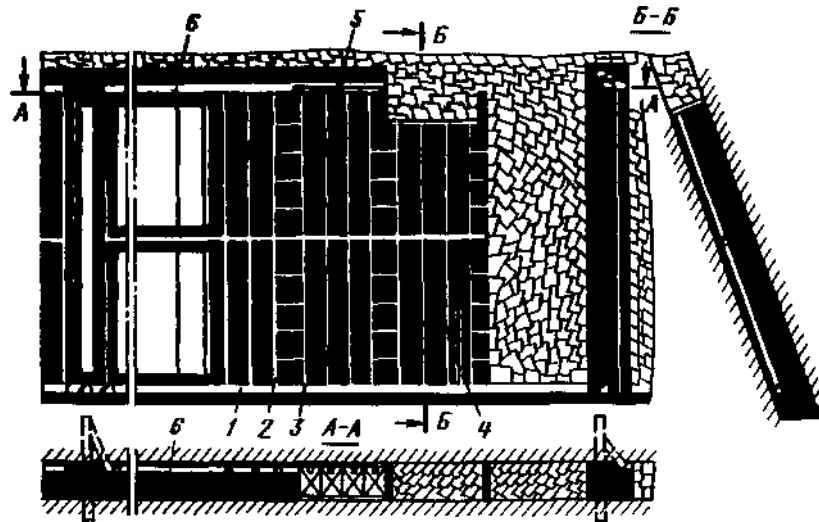


Рис. 9.5. Система розробки крутих пластів довгими стовпами за падінням із щитовим перекриттям:

1 - відкаточний штрек; 2 - вуглеспускна піч; 3 - вентиляційна піч; 4 - спеціальна вентиляційна піч; 5 - виїмковий стовп; 6 - вентиляційний штрек

Відкаточний і вентиляційний штреки, пройдені до границі виїмкового поля, з'єднуються між собою вуглеспускною і вентиляційною піччю, відстані між якими визначаються конструкцією щита. Нарізка щитового стовпа включає також проходку монтажної камери (розсічки) для монтажу щита, яка звичайно утворюється шляхом розширення вентиляційного штреку.

Для провітрювання очисного вибою в період експлуатації щита у висячого боку проводиться спеціальна вентиляційна піч довжиною 15-20 м за повстанням від відкаточного штреку, що з'єднується збійками з першою і другою від виробленого простору вуглеспускними печами.

Область застосування щитової системи: крутопохилі і круті пласти з витриманими потужністю від 1,2 до 10 м і кутами падіння від 40 до 90°, глибина розробки — не більш 400 м.

Достоїнства системи: висока продуктивність праці, низька собівартість вугілля, відсутність робіт із кріплення очисного вибою, незначна витрата лісоматеріалів.

Недоліки: значні експлуатаційні втрати вугілля (до 35-40 %), великий обсяг підготовчих і нарізних робіт, вимога витриманості елементів залягання, висока пожежонебезпека у зв'язку із залишенням роздробленого вугілля у виробленому просторі.

Керування покрівлею при всіх раніше розглянутих системах розробки — повне обвалення (іноді на пластах потужністю до 1 м — плавне опускання).

При керуванні покрівлею гідравлічною закладкою використовується стовпова система розробки крутопохилих і крутих пластів з вийманням їх смугами за простяганням, що застосовується з невеликими відмінностями в Кузбасі (рис. 9.6).

Поверх ділиться на виїмкові поля розміром 200-300 м, які у свою чергу діляться на блоки по 50 м. Виїмкове поле розкривається проміжним квершлагом, проведеним від польового відкаточного штреку посередині виїмкового поля і поділяючим його на два крила (у крилі один-два блоки). На вентиляційному горизонті на границях кожного виїмкового блоку проводяться проміжні вентиляційні квершлагги.

Від проміжного квершлагоу до границь виїмкового поля по лежачому боку пласта проводиться відкаточний штрек, від якого на флангах і в центрі виїмкового поля у підшві пласта проводяться скати, що з'єднуються на вентиляційному горизонті з вентиляційними квершлагами. Скати обладнаються на два відділення: ходове й вантажне.

Паралельно основному штреку проводиться конвеєрний для нижньої смуги. Для доставки вугілля із блоків у виробленому просторі і просторі, що закладається, споруджуються вуглеспускні скати, розташовувані у центрі блоку, і що з'єднуються з відкаточним польовим штреком проміжними блоковими квершлагами.

Підготовка виїмкового поля закінчується спорудженням дренажних і водовідливних виробок з попереднім вийманням першої смуги. Надалі всі підготовчі виробки не проводяться спеціально, а оформляються у процесі очисного виймання і зберігаються у закладці, що є однією з характерних рис цієї системи розробки.

Ширина смуг перебуває в межах 10-15 м, виймання смуг проводиться від

відкаточного (основного) штреку до вентиляційного.

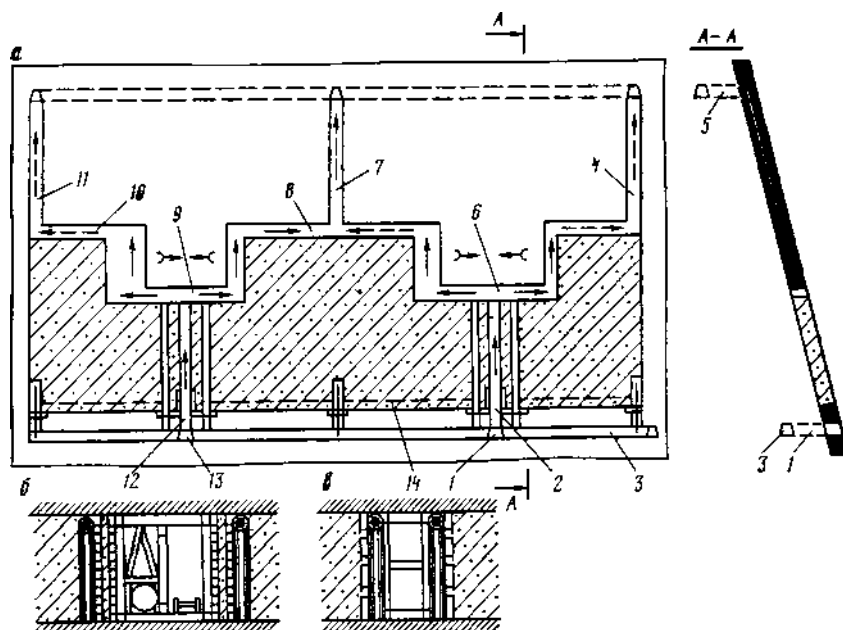


Рис. 9.6. Стовпова система розробки крутих і крутопохилих пластів з вийманням їх смугами за простяганням:

*a* - загальний вид; *б* - кріплення вугільного ската; *в* - кріплення дренажної печі; 1 - відкаточний проміжний квершлаг, 2, 12 - вугільні скати; 3 - польовий штрек; 4, 7, 11 - скати; 5 - вентиляційний проміжний квершлаг; 6, 9 - конвеєрні штреки; 8, 10 - вентиляційні штреки; 13 - блоковий квершлаг; 14 - конвеєрний штрек

Очисні роботи в кожній виїмковій ділянці починаються від флангових (закладних) скатів до вуглеспускному. У кожній виїмковій ділянці є по два зустрічні очисні вибої. Після посування вибою на 12-15 м очисні роботи припиняються до зведення закладної смуги у виробленому просторі. До виймання чергової смуги приступають після повного відпрацювання попередньої.

Рекомендована область застосування: пласти потужністю від 2,5 до 14 м з кутами падіння 35-60°. При потужності пласта більш 3,5 м пласт ділиться на шари.

Достоїнства: невеликі експлуатаційні втрати (13-15%), висока продуктивність праці, невеликий обсяг проведених виробок.

Недоліки: несуміщеність робіт з видобутку і закладання, велика витрата лісу,



немеханізованість процесів виймання і кріплення.

Сутність *суцільних систем розробки* полягає в одночасному веденні очисних і підготовчих робіт у виїмковому полі, при цьому лава і вибої підготовчих виробок рухаються в одному напрямку.

При суцільних системах розробки забезпечується постійна динамічна рівновага між очисними і підготовчими роботами. Виробки підтримуються за лавою в зоні інтенсивного гірського тиску. Запаси в межах виїмкового поля підготовляються до виймання у мінімально короткий термін, що є, на думку західноєвропейських фахівців, головним достоїнством системи.

Середня потужність пластів, розроблювальних в Україні за суцільною системою розробки, перебуває в межах 0,9-1,5 м, а довжина очисних вибоїв- 110-170 м.

Суцільні системи розробки, як і стовпові, універсальні і можуть застосовуватися при будь-якій схемі підготовки.

Областю застосування суцільних систем вважаються в основному тонкі пласти і рідше пласти середньої потужності з будь-якими кутами падіння (особливо на великих глибинах), пласти з бічними породами, схильними до здимання.

Суцільна система розробки пологих і похилих пластів «лава-поверх» («лава-ярус») представлена на рис. 9.7.

Поверхові відкаточний і вентиляційний штреки проводяться від капітальних (панельних) похилих виробок і на відстані 30-40 м від них збиваються розрізною піччю. Поверховий відкаточний штрек звичайно випереджає лаву не менш чим на 50 м, для забезпечення маневрових операцій при навантаженні вугілля з лави і доставці гірничої маси з підготовчого вибою.

На великих глибинах, а також при розробці пластів з породами, схильними до здимання, і викидонебезпечних пластів застосовується система «лава-поверх» із проведенням відкаточного штреку за лавою.

Область застосування: тонкі і середньої потужності пологі і похилі пласти при відсутності геологічних порушень.

Достоїнства: невеликий обсяг підготовчих виробок, простота схеми вентиляції.

Недоліки: тяжкі умови підтримки штреків, невелике навантаження на пласт, відсутність попередньої розвідки пласта.

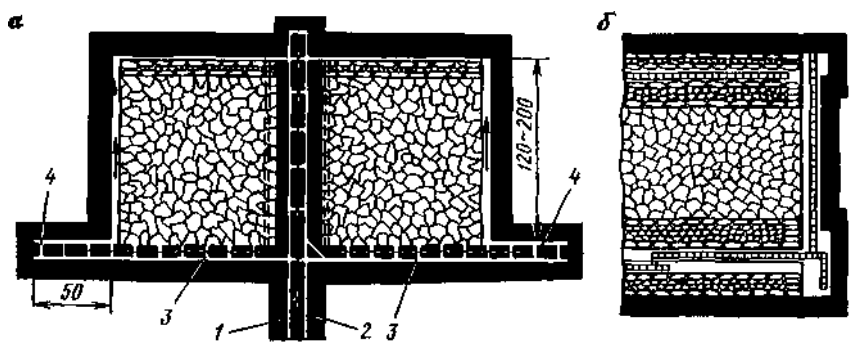


Рис. 9.7. Суцільна система розробки «лава - поверх»:

*a* - з випередженням вибою відкаточного штреку; *б* - зі проведенням штреку слідом за лавою; 1 - капітальний бремсберг; 2 - людський хідник; 3 - поверховий відкаточний штрек; 4 - просіки

При неможливості розмістити в межах поверху одну довгу лаву його ділять на підповерхи, поділювані проміжним штреком, охоронюваним по обидва боки у виробленому просторі.

Найбільш часто застосовується суцільна система розробки тонких крутопохилих і крутих пластів з стелеуступним вибоєм (рис. 9.8) без поділу поверху на підповерхи.

Від поверхових квершлагів в обидва боки по пласту проводять поверхові штреки. На відстані 10 м від квершлягу засікають коротку піч, від якої паралельно відкаточному штреку проводять просік, що збивається з ним печами.

Після проведення розрізної печі починають розсічку уступів знизу нагору, при цьому вибій здобуває стелеуступну форму.

Розмір уступу за падінням називається висотою уступу, відстань за простяганням між двома сусідніми уступами — випередженням уступу, сумарна довжина всіх випереджень уступів — розтяжкою уступів.

Висота уступу приймається з розрахунку відбійки протягом зміни смуги вугілля шириною 0,9 м. На міцних вугіллях висота уступу перебуває у межах 4-8 м, на вугіллях середньої міцності - 8-12 м, на м'яких вугіллях - 12-16 (до 20) м.

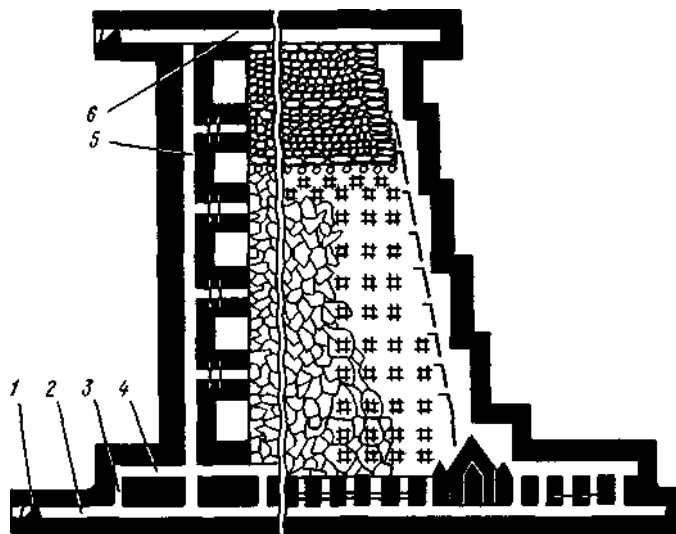


Рис. 9.8. Суцільна система розробки тонких крутих пластів «лава - поверх» з стелеуступною формою вибою:

- 1 - квершлаг; 2 - поверховий відкаточний штрек; 3 - піч; 4 - просік; 5 - вентиляційна піч; 6 - поверховий вентиляційний штрек

Випередження уступів приймається кратним ширині смуги вугілля, що виймається, (1,8; 2,7; 3,6 м). Чим більше висота уступів, тим більше їх випередження, але при цьому підвищується і небезпека обвалення нависаючого масиву вугілля. Тому на пластах з міцним вугіллям при коротких уступах рекомендоване випередження - 1,8 м, а на м'яких вугіллях — не більше 3,6 м.

Перший (магазинний) уступ звичайно випереджає другий на 7-10 м. При висоті цього уступу 6-10 м утворюється простір (магазин), у якому розміщається запас вугілля, що дозволяє вести видобуток вугілля і у проміжках між заміною складів вагонеток.

В одиничних випадках на викидонебезпечних пластах вибою надають подошвоуступну форму. При групуванні пластів штреки підтримують на всю довжину тільки на пласті, по якому пройдені групові штреки, а на інших пластах підтримуються тільки ділянки штреків від очисного вибою до проміжного

квершлагау в межах виїмкового поля. Для розглянутих суцільних систем розробки доставка вугілля і провітрювання ведуться тільки на задні проміжні квершлагги.

При польовій підготовці, коли груповий штрек збивається короткими квершлагами з відкаточним, застосовується варіант системи розробки «лава-поверх» і стелеуступним вибоєм без залишення ціликів над відкаточним штреком, а в окремих випадках - і без магазинного уступу.

Область застосування системи: круті тонкі і середньої потужності (до 1,5 м) пласти з бічними породами будь-якої стійкості, газоносність — будь-яка.

Достоїнства: мінімальний обсяг підготовчих виробок, відсутність тупикових вибоїв підготовчих виробок.

Недоліки: більші витрати на підтримку виробок, відсутність попередньої розвідки пласта.

Суцільна система розробки «лава-поверх» із прямолінійним вибоєм застосовується тільки при вийманні вугілля комбайнами (рідше стругами) з індивідуальним кріпленням. Звичайно в цьому випадку застосовують стовпові системи розробки.

Комбіновані системи розробки характеризуються одночасною наявністю у веденні очисних і підготовчих робіт у межах виїмкового поля елементів як стовпової, так і суцільної систем розробки.

Так, наприклад, до комбінованих слід відносити такі варіанти систем розробки з вийманням вугілля за падінням (повстанням), коли один з хідників проводиться до границі горизонту, а інший споруджується разом з посуванням очисного вибою.

До комбінованих відносяться також і системи розробки тонких крутих пластів, коли струмінь, що виходить, видається на передній проміжний квершлаг, а доставка вугілля ведеться до заднього проміжного квершлагау.

З безлічі варіантів комбінованих систем розробки слід виділити систему розробки парними штреками (рис. 9.9). Сутність її полягає у тому, що непарні поверхи (яруси) відпрацьовуються прямим порядком за суцільною системою, а парні, що виявляються оконтуреними виробками, - за стовповою. При цьому при відпрацьовуванні запасів за стовповою системою розробки вони вже виявляються

частково розвантаженими й у значній мірі дегазованими, а питомий обсяг проведених підготовчих виробок знижується.

Область застосування: тонкі і середньої потужності (до 1,5 м) пласти з кутом падіння до  $15^\circ$  при будь-якій газоносності і викидонебезпечності, зі стійкими й середньої стійкості породами, що вміщують, без значних геологічних порушень.

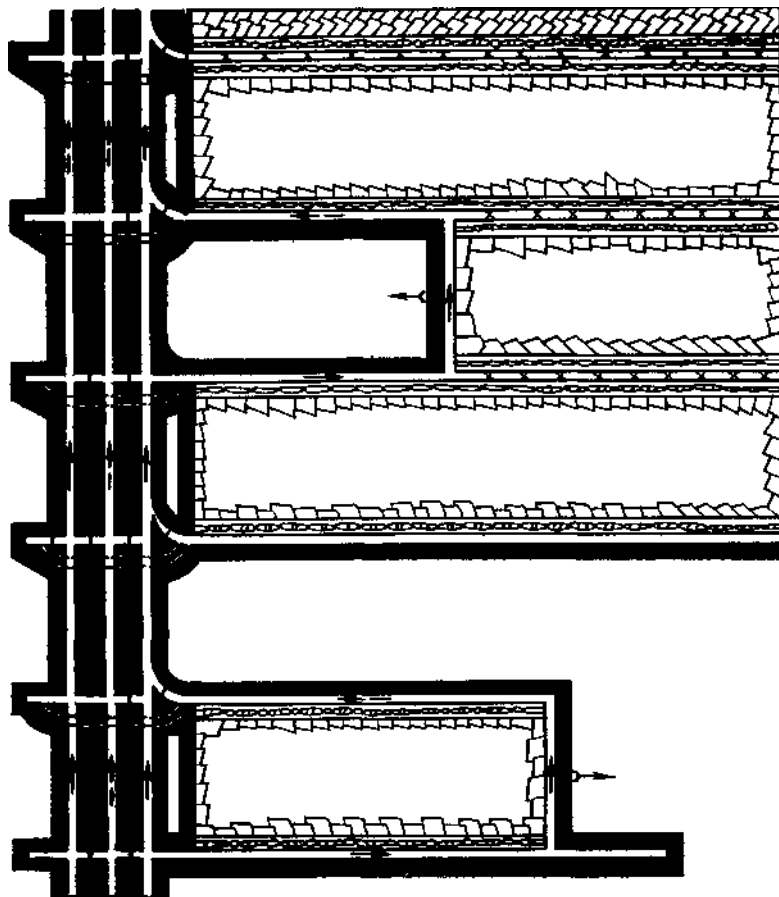


Рис. 9.9. Комбінована система розробки парними штреками

Достоїнства: швидкий розвиток фронту очисних робіт, ефективне провітрювання лав відособленим струменем, невеликі втрати вугілля у зв'язку із практичною відсутністю ціликів, високі швидкості посування «зворотних» лав навіть на сильно-газоносних й викидонебезпечних пластах.

Недоліки: неповне використання фронту очисних робіт, інтенсивний вплив гірського тиску на штреки і сполучення їх з очисними вибоями, висока трудомісткість охорони виробок.

### *Підготовка довгих стовпів за простяганням.*

Підготовка стовпів полягає в проведенні виїмкових виробок, якими оконтурюються стовпи в масиві. Вона містить в собі вирішення наступних питань:

- вибір способу проведення виробок (штреків);
- вибір напрямку проведення відносно елементів залягання пласта;
- вибір способу підготовки стовпів.

Застосовуються три способи проведення штреків: вузьким вибоєм, широким вибоєм і спареними вибоями (див. рис. 9.10).

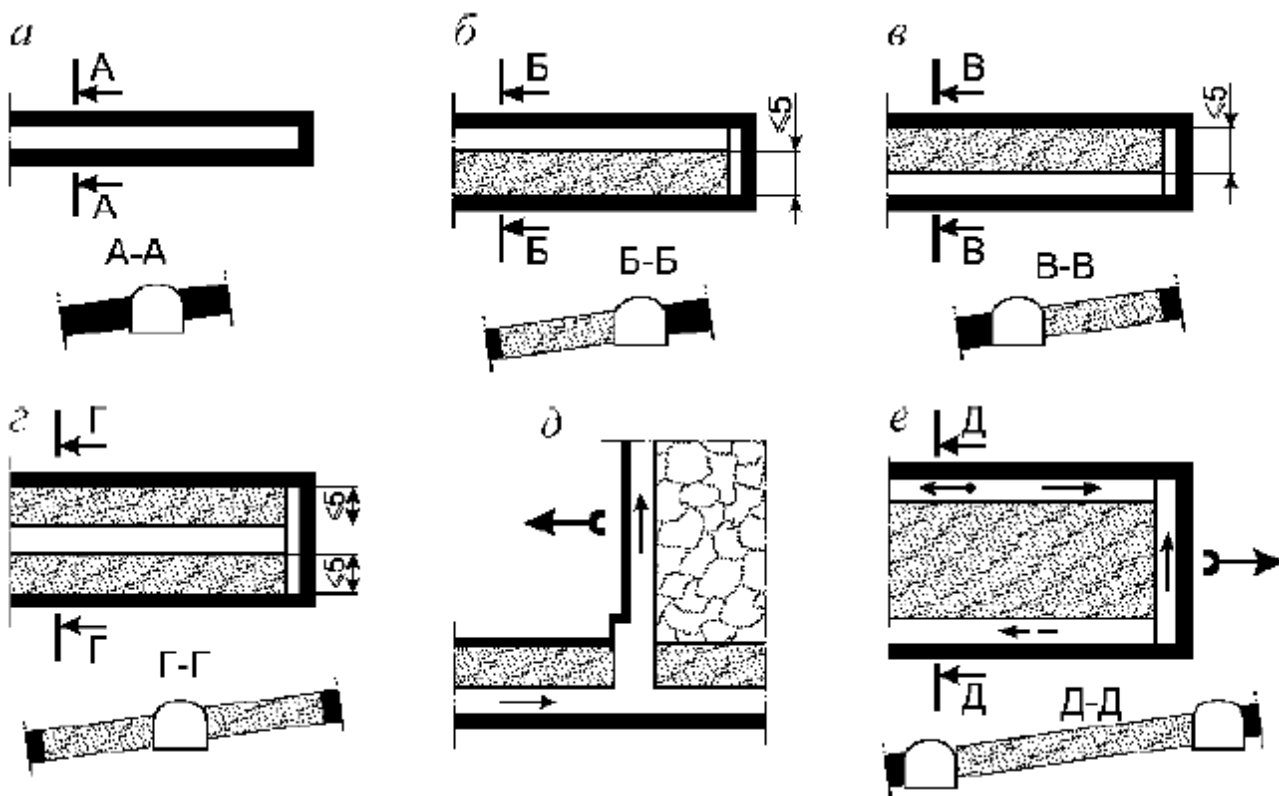


Рис. 9.10. Способи проведення штреків при підготовці стовпів: а - вузьким вибоєм; б, в, г- широким вибоєм, відповідно, з нижньою, верхньою і двосторонньою розкосками; д - схема переходу лавою булової смуги над штреком, пройденим з верхньою розкоскою; е - проведення спарених штреків

Прагнення проводити штреки за напрямком, а не за ізогіпсою, викликано тими обставинами, що при цьому досягається постійність довжини лави і виключається

необхідність періодичного монтажу і демонтажу окремих крайніх секцій кріплення і риштаків вибійного конвеєра.

### ***Способи підготовки стовпів.***

Застосовують наступні способи підготовки довгих стовпів при відробці їх лавами за простяганням (див. рис. 9.11):

—проведенням нових транспортного і вентиляційного штреків (рис. 9.11, а);

—проведенням нового транспортного і повторним використанням в якості вентиляційного колишнього транспортного штрека розташованого вище ярусу (рис. 9.11, б);

—проведенням здвоєних штреків (рис. 9.11, в);

—проведенням спарених штреків (рис. 9.11, г);

—комбінованим проведенням штреків (рис. 9.11, д).

Перший спосіб полягає у наступному. Між суміжними ярусами залишають цілики вугілля завширшки 20-40 м, що дозволяє підготовляти в крилі панелі декілька ярусів водночас, забезпечуючи необхідне навантаження на панель.

Підготовка стовпа співпадає у часі з веденням очисних робіт у ярусі, який розташований вище, що призводить до того, що вентиляційний штрек приблизно на половині своєї довжини наражається на вплив тимчасового опорного тиску верхньої лави, а після проходу очисного вибою він знаходиться у зоні стаціонарного опорного тиску.

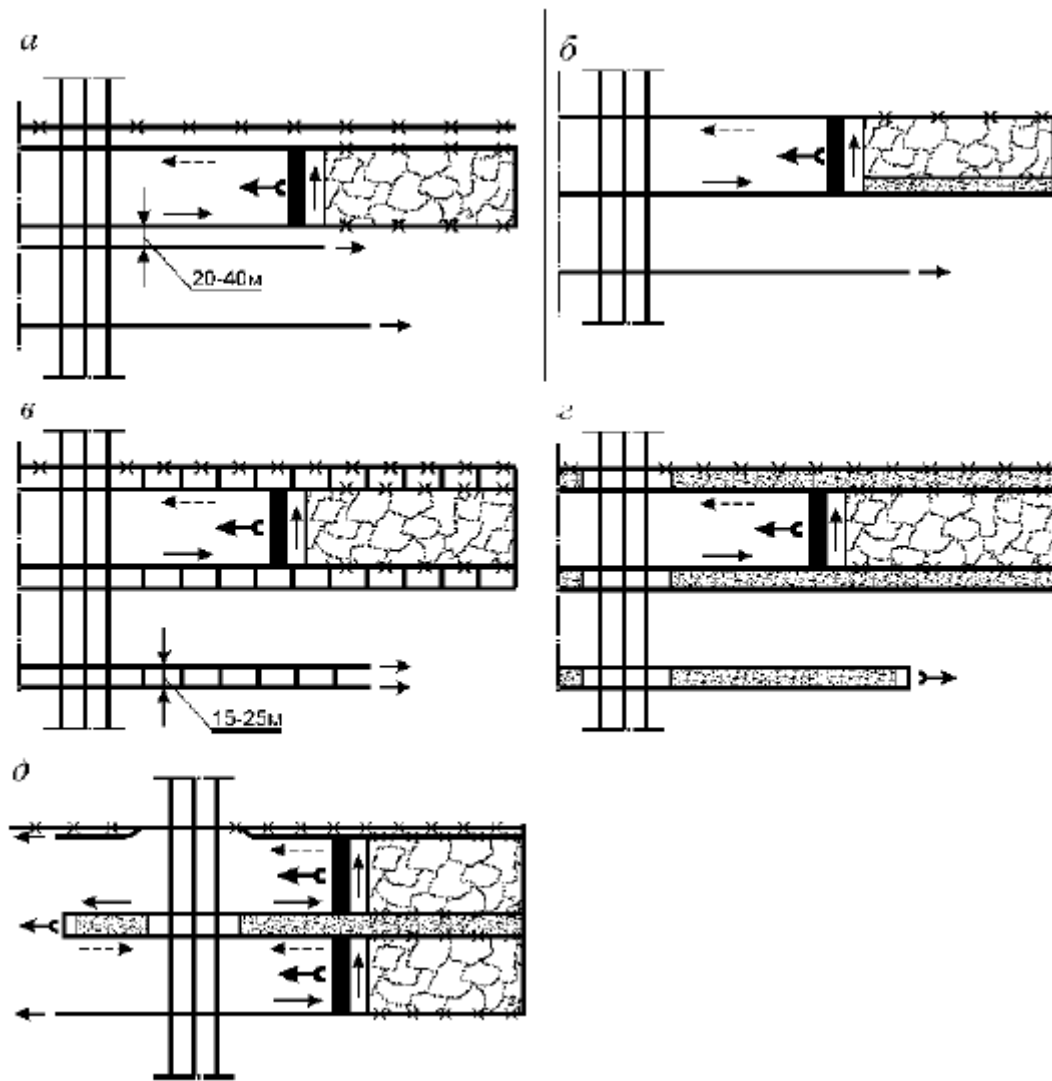


Рис. 9.11. Способи підготовки довгих стовпів за простяганням

Другий спосіб застосовується на пластах з породами підшви, не схильними до здимання.

При цьому охорона штреків може здійснюватися бутовими смугами (на пластах потужністю до 1,0-1,2 м) або за допомогою штучних споруд.

Різні види цих споруд застосовуються в наступних умовах:

—органне дерев'яне кріплення - при потужності пласта до 2,5 м і заляганні в покрівлі тонкошаруватих глинистих та піщаних сланців легкої або середньої обвалюваності;

—костри зі шпального брусу - при заляганні в покрівлі порід, які легко або середньо обвалюються, і потужності пласта до 2,5 м;



—тумби із залізобетонних блоків - при заляганні в покрівлі порід, які легко або середньо обвалюються, тривкій підошві і потужності пласта до 1,5 м;

— литі смуги зі швидкотужавіючих матеріалів - при заляганні в покрівлі порід, які середньо або важко обвалюються, тривкій підошві і потужності пласта до 2,5 м.

*Достоїнства способу:*

—зменшується у два рази обсяг виробок, що проводяться для підготовки стовпа;

—виключаються втрати вугілля в між'ярусних ціликах.

*Недоліки:*

—можливість відробки тільки однієї лави в крилі панелі;

—необхідність виконання ремонтних робіт для підтримання штрека в робочому стані;

—складність провітрювання виробки.

Третій спосіб полягає у наступному. Від панельного бремсберга проводять два штрека на відстані 15-25 м один від одного, які з метою провітрювання вибоїв і концентрації транспортування гірничої маси збиваються між собою вентиляційними печами. Верхній штрек служить в якості транспортного для верхнього стовпа, а нижній — в якості вентиляційного для нижнього стовпа.

*Достоїнства способу:*

—гарне провітрювання вибоїв під час підготовки стовпа;

—можливість одночасної підготовки, а після цього і відробки де-кількох ярусів у крилі панелі.

*Недоліки:*

—втрати вугілля в між'ярусних ціликах;

—при слабких бокових породах — погані умови підтримання майбутнього вентиляційного штрека, що наражається на опорний тиск при відробці верхньої лави.

*Область застосування:* пласти середньої потужності з несхильними до здимання породами підошви, які залягають на невеликій глибині.

Четвертий спосіб відрізняється від розглянутого вище тим, що між двома штреками здійснюється виїмка вугілля, тобто вони проводяться широкими вибоями зі спільним вугільним вибоєм, а порода від проведення міститься у виробленому просторі. Відстань між штреками (ширина розкоски) приймається з розрахунку розміщення всієї породи, що одержується від проведення обох штреків.

*Достоїнства способу:*

- відсутність тупикових вибоїв;
- можливість провітрювання підготовчих вибоїв за рахунок загальношахтної депресії;
- залишення породи від проведення штреків у шахті;
- додатковий видобуток вугілля при підготовці стовпів.

*Недоліки:*

- погані умови підтримання вентиляційного штрека, який зазнає шкідливого впливу опорного тиску при відробці верхньої лави;
- необхідність влаштування вентиляційних стінок для відвернення витікань повітря через бутову смугу, оскільки остання із-за малої ширини виробленого простору (розкоски) недостатньо ущільнюється.

П'ятий спосіб включає проведення штреків в масиві вугілля спареними вибоями і вприсічку до виробленого простору.

*Основні його переваги:*

- можливість роботи двох лав в крилі панелі;
- порівняно гарні умови підтримання всіх штреків: вентиляційний штрек верхньої лави проводиться вприсічку, транспортний штрек нижньої лави знаходиться в масиві, а два середніх штрека не зазнають додаткового впливу опорного тиску (якщо немає, взаємного випередження лав).

*Останнє дозволяє застосовувати* цей спосіб на пластах з підшвами, які слабо здимаються, а також на великих глибинах розробки.

***Проведення штреків вприсічку до виробленого простору.***

В результаті виймання вугільного пласта відбувається перерозподіл напруженого стану порід навколо виїмкової виробки. Масив вугілля, що прилягає до неї, сприймає додаткові навантаження від ваги порід, які залягають над виробленим простором. Характер розподілу цих навантажень наведений на рис. 9.12 у вигляді епюри 3.

Коефіцієнт концентрації напружень поблизу контуру виробки зростає у 2-5 разів і більше, що призводить до руйнування і деякого видавлювання вугілля у бік виробки. Максимум опорного тиску при цьому зміщується у бік масиву (епюра 4). В місці розташування вентиляційного штрека, який проведений вприсічку, пласт сприймає значно менший тиск. У результаті цього витрати на його підтримання зменшуються у 1,5-2,5 рази в порівнянні з охороною його між'ярусним ціликом.

Між виробленим простором і вентиляційним штреком залишають цілик вугілля невеликих розмірів — 2-4 м. За наявності в покрівлі пласта порід, які легко обвалюються і швидко ущільнюються, на глибинах менш за 600 м цілик зовсім не залишають, і новий штрек проводять впритул до колишнього транспортного.

Проводити штреки вприсічку можна тільки слідом за лавою в зоні гірничого тиску, що встановився. Рекомендуються наступні відставання вибою штрека від вибою лави:

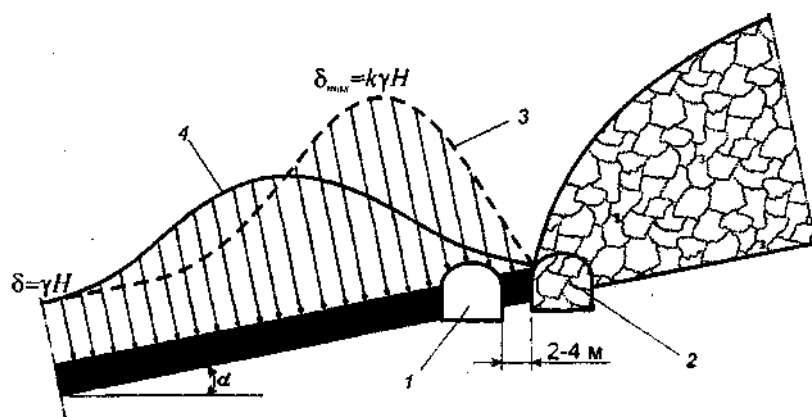


Рис. 9.12. До вибору місця розташування вентиляційного штрека, що проводиться вприсічку до виробленого простору 1 - вентиляційний штрек стовпа, що підготовляється; 2 - колишній транспортний штрек відробленого стовпа; 3 - епюра гірничого тиску до деформування крайової частини пласта; 4 - те ж після деформування

—при глибині залягання пласта 300-600 м та породах покрівлі, що легко обвалюються, — 120 м; середньо обвалюються — 150 м і важко обвалюються — 210м;

—на глибині понад 600 м — відповідно, 150,180 і 2 і 0 м.

## ЛЕКЦІЯ № 10. ОСОБЛИВИ ВИПАДКИ РОЗРОБКИ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ

### *Розробка пластів, схильних до динамічних проявів гірничого тиску.*

При розробці вугільних пластів на деяких з них відбуваються раптові викиди вугілля і газу, що характеризуються довільним миттєвим руйнуванням вугілля у привибійній зоні, винесенням його в гірничу виробку і супроводжуються підвищеним, у порівнянні із звичайним, газовиділенням. Кількість викинутого вугілля змінюється від декількох до багатьох тисяч тон на один випадок, а об'єм газу, що виділяється, сягає декількох десятків тисяч кубічних метрів.

Наприклад, при розкритті пласта  $l_3$  на шахті ім. Ю.О.Гагаріна у м. Горлівка (Донецька область) у 1969 році трапився раптовий викид, при якому було викинуто понад 14 тис. т вугілля і виділилося більше ніж 250 тис. кубічних метрів метану.

Зрозуміло, що раптові викиди вугілля і газу уявляють серйозну небезпеку для працюючих у вибоях і пов'язані зі значними витратами на ліквідацію їхніх наслідків. Тому питанням створення умов безпечної розробки пластів, схильних до такого виду явищ, приділяється велика увага.

Боротьба з викидами вугілля і газу ведеться за трьома основними напрямками (рис. 10.1):

- прогноз викидонебезпечності пластів;
- відвернення викидів у вибоях;
- забезпечення безпечних умов праці.

Метою прогнозу є встановлення ступеня викидонебезпечності пласта — викидонебезпечний, загрозливий або безпечний щодо раптових викидів вугілля та газу.

При цьому розрізняють наступні види прогнозів: регіональний, локальний і поточний.

*Регіональний прогноз* здійснюється на стадії геологорозвідувальних робіт і дозволяє встановити потенційну викидонебезпечність вугільних пластів у межах геологічного району або окремого шахтного поля. Результати його використовуються при укладанні проекту будівництва шахти.



більш-менш значній його площі. До них відносяться випереджаюча розробка захисних пластів, буріння по пласту свердловин різноманітного призначення не з очисного вибою, а з виїмкової виробки спереду лави або навіть з поверхні.

До *локальних* відносяться способи, що виконуються в самому вибої і для виконання яких необхідно виділяти спеціальний час і навіть зміну, в той час як регіональні способи не пов'язані з виконанням гірничих робіт у вибоях.

Третій напрямок боротьби з викидами — *технологічний*, — не ставить за мету відвернення викидів у вибої, а в, деяких випадках, навпроти, навіть провокує їх (наприклад, застосування струсного підривання), однак при цьому повинні забезпечуватися безпечні умови для працюючих у вибоях.

### ***Випереджаюча розробка захисних пластів.***

Багаторічною практикою було встановлено, що у разі, коли до виїмки викидонебезпечного пласта раніше відробити інший, близько розташований до нього пласт, то викиди на першому припиняються.

Пласт, що відпрацьовується першим по відношенню до небезпечного і завдяки цьому захищає його від викидів, отримав назву *захисного*, а сам пласт, що захищається, — *підзахисного*.

Якщо у світі обидва пласти небезпечні з викидів, в якості захисного використовується менш викидонебезпечний пласт або той, що забезпечує більш повний захист іншого по висоті поверху (ярусу), що відпрацьовується.

На потужних пластах, що розробляються з поділенням на шари, захисним є шар, що відпрацьовується першим.

Ефект захисної дії випереджаючої відробки пластів полягає у тому, що викидонебезпечний пласт під впливом подробки або надробки розвантажується від підвищеного гірничого тиску, знижується його напружений стан. Це виключає можливість руйнування вугілля в привибійній зоні і в кінцевому рахунку попереджує розвиток процесу викиду вугілля і газу. Крім того, у розвантаженому пласті відбувається розширення пор і тріщин, що сприяє зростанню газопроникності пласта і його ефективній дегазації, а також закріпленню ефекту захисної дії в продовж часу.

Ефективність захисної дії залежить від багатьох факторів, серед яких:

- взаємне розташування захисного і небезпечного пластів у свиті;
- кут падіння пластів;
- глибина розробки;
- потужність захисного пласта;
- розміри виробленого простору на захисному пласті;
- спосіб управління покрівлею на захисному пласті;
- наявність пісковиків у міжпласті та ін.

Всі ці фактори враховуються при побудові меж зон захисної дії.

***Системи розробки і технологія ведення очисних робіт на викидонебезпечних пластах.***

Розробку незахищених викидонебезпечних пластів необхідно виконувати стовповими системами розробки (рис. 10. 2, а), оскільки при цьому очисні і підготовчі роботи відокремлені в часі і просторі, що підвищує безпеку робіт.

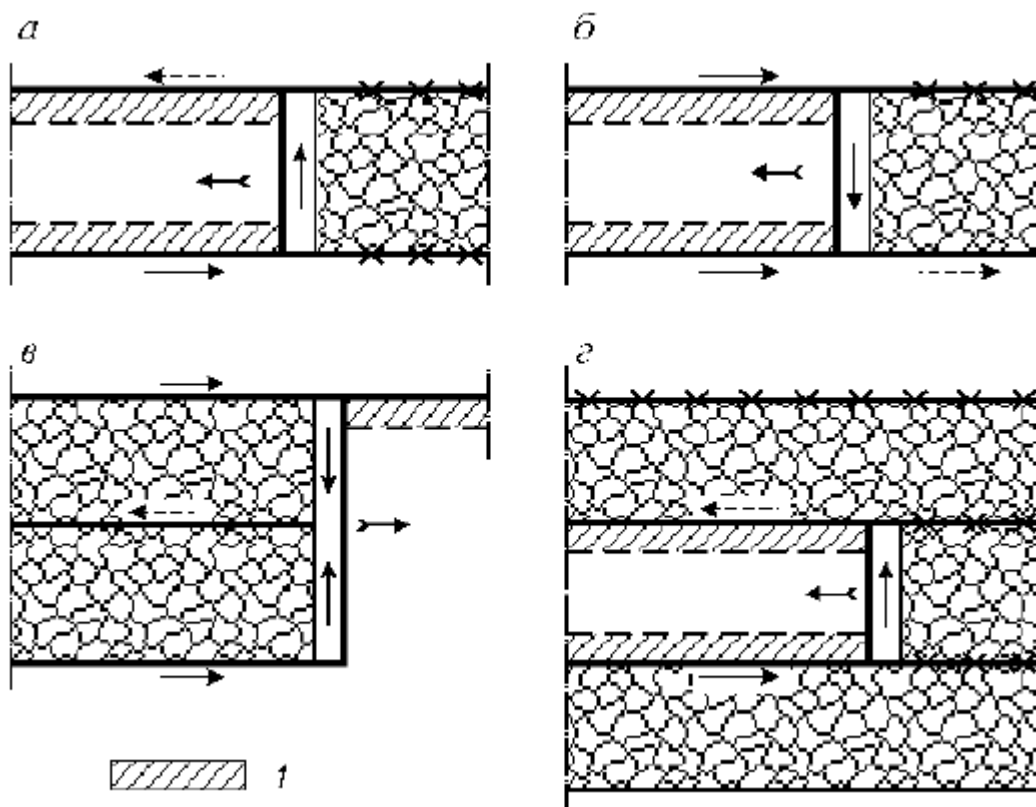


Рис. 10.2. Більш прийнятні системи розробки для викидонебезпечних пластів: а -



стовпова; б- комбінована стовпової з суцільною з прямоточним провітрюванням і підсвіженням вихідного струменя; в - суцільна із середнім вентиляційним штреком; г - комбінована парними штреками 1 - захищена від викидів зона пласта

Наприклад, у випадку виникнення викиду в штреку продукти викиду не потрапляють в очисний вибій, і робітники в ньому не наражаються на небезпеку.

З іншого боку, навколо задалегідь пройдених виїмкових виробок відбувається дегазація пласта, що виключає викиди на прикінцевих ділянках лав. Крім того, за наявності задалегідь проведених виробок є можливість проводити регіональні заходи щодо відвернення викидів, наприклад, шляхом проведення свердловин для дегазації пласта і наступного тривалого зволоження.

Доцільно також застосування комбінованої системи розробки стовпової з суцільною з прямоточним провітрюванням (рис. 10.2, б), при якій свіже повітря на дільницю надходить по двох виробках, забезпечуючи тривке провітрювання вибою. У випадку виникнення викиду є можливість виходу робітників з дільниці по одній з виробок зі свіжим струменем повітря.

Внаслідок порівняльно низьких темпів проведення виїмкових виробок на викидонебезпечних пластах, а також за гірничо-геологічними умовами застосування стовпових систем розробки не завжди можливо. В таких випадках допускається застосування суцільної системи розробки. Більш прийнятним її різновидом для даних умов є лава-поверх із середнім вентиляційним штреком (рис. 10.2, в). Надходження свіжого струменя повітря по двох виробках забезпечує відокремлене провітрювання обох частин лави (верхньої і нижньої) і дає можливість суміщати роботи з виймання вугілля в одній частині лави з виконанням противикидних заходів в іншій.

Також допустимо застосування системи розробки парними штреками (рис. 10.2, г). Якщо при відробці непарних ярусів по суцільній системі мають місце раптові викиди вугілля і газу, то при відробці парних ярусів по стовповій викиди, як показала практика, не відбуваються. Це пояснюється дегазацією пласта, що відбувається поблизу виїмкових штреків, і значним віджимом вугілля в

привибійній зоні, зумовленим передачею на пласт великих опорних навантажень, викликаних відробкою непарних ярусів. Внаслідок віджиму вугілля відбувається природна дегазація пласта і захист від викидів в привибійній зоні. З цієї точки зору можна вважати, що на великих глибині викиди у довгих очисних вибоях відбуватися не будуть.

Підготовчі виробки з кутами нахилу понад  $10^\circ$  повинні проводитися у напрямку зверху вниз. Допускається проведення їх знизу вверх комбайнами з дистанційним управлінням зі свіжого струменя повітря без постійної присутності людей у виробці.

Польові виробки повинні проводитися на відстані не менш за 5 м за нормаллю від викидонебезпечних пластів.

Транспортні виїмкові виробки на крутих і крутопохилих пластах при суцільній системі розробки повинні випереджати очисний вибій (вважаючи від першого уступу лави або сполучення лави зі штреком) не менш ніж на 100 м, а просіки — не менш ніж на 20 м.

На пологих і похилих пластах допускається проведення транспортного штрека по вугіллю одним вибоєм з лавою або з випередженням не менш за 100 м.

Виїмка вугілля в очисних вибоях пологих і похилих викидонебезпечних пластів повинна здійснюватися, як правило, стругом або вузькозахватними комбайнами, які забезпечують виїмку в розвантаженій і дегазованій привибійній зоні пласта, формування якої в основному завершується в продовж трьох годин після виїмки. З урахуванням цього виїмка вугілля вузькозахватними комбайнами повинна виконуватися по односторонній схемі.

Істотний вплив на безпеку виїмки вугілля виявляє швидкість подачі комбайну. Збільшення її призводить до зростання сейсмоакустичної активності пласта, яка свідчить про зростання викидонебезпечної ситуації у вибої. Так проведеними на шахті Чзваринська" ВО "Туківвугіля" (Ростовська область, РФ) дослідженнями встановлено, що для пласта  $i_2$  безпечна швидкість подачі комбайна складала 0,7 м/хв. При збільшенні її до 1 м/хв. і більше в лаві відбувалися раптові викиди вугілля і газу. Зрозуміло, що для кожного пласта максимально допустима швидкість подачі

комбайна може відрізнятись, що вимагає проведення відповідних досліджень.

Виїмку на крутих викидонебезпечних пластах потужністю понад 0,7 м слід виконувати лавами за падінням із застосуванням щитових агрегатів, а також лавами за простяганням з діагональним розташуванням вибою і дистанційним управлінням комбайном. Обидва види вибою виключають можливість обвалення вугілля у привибійний простір, котрі нерідко переростають у власне раптові викиди.

У тих випадках, коли гірничо-геологічні умови не дозволяють застосувати виїмку щитовими агрегатами або комбайнами, допускається виїмка відбійними молотками у стельоуступних вибоях. Відстань між вибоями уступів (розтяжка уступів) не повинна перевищувати 3 м на пластах потужністю до одного метра і 4 м — на більш потужних пластах.

Управління покрівлею в очисних вибоях викидонебезпечних пластів повинно виконуватися повним обваленням або повною закладкою.

Закладка виробленого простору на крутих пластах повинна здійснюватися дробленою породою на всю висоту поверху без залишення порожнин. Крок закладки повинен складати 1,8-3,6 м при сухій закладці і 4,5-7,2 м при гідравлічній. Максимальна відстань від закладного масиву до вибою не повинна перевищувати 11 м.

### ***Особливості розробки вугільних пластів, схильних до гірничих ударів.***

У вугільних шахтах мають місце явища у відомій мірі схожі з раптовими викидами вугілля і газу, котрі отримали назву гірничі удари.

*Гірничий удар* — це швидке руйнування вугільного (породного) масиву, що прилягає до гірничої виробки, яке виникає внаслідок миттєвого перетворення накопиченої в ньому потенційної енергії пружного стиснення в кінетичну енергію і супроводжується викидом вугілля (породи) в гірничу виробку, її руйнуванням, сильним звуковим ефектом і виникненням потужної повітряної хвилі. Інколи гірничі удари супроводжуються струсом масиву, що відчуваються на земний поверхні в радіусі до 10 км.

Гірничі удари мають місце в багатьох гірничовидобувних районах світу. В Україні вони спостерігаються в Донецькому басейні, починаючи з 1973 року. За період з 1973 р. по 1997 р. зареєстровано 35 гірничих ударів, причому всі вони (окрім одного) відбулися на шахтах Центрального району Донбасу з крутим заляганням пластів. При цьому 66% гірничих ударів відбулися при виїмці вугілля відбійними молотками, 33% — при механізованій виїмці і один гірничий удар — при бурінні розвантажувальних свердловин.

У формуванні і прояві ударів беруть участь два фактори: підвищений гірничий тиск і схильність вугілля до крихкого руйнування. Підвищений гірничий тиск зумовлюється великою глибиною розробки, а також наявністю зон підвищеного гірничого тиску від ціликів вугілля і крайових частин сусідніх пластів.

Міцність на стиснення  $a_{сж}$  вугілля пластів, схильних до гірничих ударів, складає 6-10 МПа. При невеликій потужності пластів (тонкі і надто тонкі) їх крайові частини деформуються в умовах, що наближаються до об'ємного стиснення, внаслідок чого зростає стійкість до гірничого тиску, в них можуть накопичуватися великі запаси потенційної енергії, і в момент порушення рівноваги сили гірничого тиску і бокового опору виникають гірничі удари.

Чітко виражених попереджувальних ознак, що передують гірничому удару, не спостерігається. Інколи ударам передують збільшення гірничого тиску, шум в масиві, здимання підшви та ін.

Існуюча класифікація поділяє гірничі удари на стріляння, поштовхи, мікроудари і гірничі удари великої інтенсивності.

*Стріляння* виявляється у вигляді відскакування від стінки масиву (цілика) окремих шматків вугілля або породи.

*Поштовхи* виявляються у вигляді руйнування пласта в масиві і супроводжуються струсом гірничого масиву (без викиду вугілля). При поштовхах можливо осипання вугілля зі стінок виробки, утворення пилу і повітряної хвилі.

При *мікроударах* відбуваються руйнування і незначний викид вугілля в гірничі виробки без порушення кріплення, що супроводжуються різким звуком, утворенням пилу і струсом масиву гірничих порід.

*Гірничі удари великої інтенсивності супроводжуються різким звуком, струсом, утворенням пилю і руйнуванням кріплення.*

**За місцем прояву** розрізняють *гірничі удари в ціликах, в крайовій частині вугільного масиву і в гірничих виробках, що проводяться по пласту вугілля або в бокових породах.*

Кожна з цих форм прояву гірничих ударів відрізняється умовами утворення зон опорного тиску, що визначають характер та інтенсивність прояву гірничого удару.

Згідно з "Інструкцією з безпечного ведення гірничих робіт на шахтах, що розробляють пласти, небезпечні з гірничих ударів", повне руйнування цілика в результаті гірничого удару може відбутися при його ширині:

$$l_u = [0,1 \dots 0,4] l_{on}, \quad (10.1)$$

де  $l_{on}$  - ширина зони опорного тиску, м.

Цілики завширшки менш за  $0,1 l_{on}$  безпечні з гірничих ударів. При ширині понад  $0,4 l_{on}$  вони руйнуються, як правило, у бік очисного вибою або у бік виробки, котру вони охороняють.

Оскільки прояв гірничих ударів можливий лише при підвищеному гірничому тиску і спроможності вугілля (породи) накопичувати і раптово вивільнювати пружну енергію, то міри щодо відвернення цих явищ повинні передбачати можливість усунення однієї чи обох з цих умов.

Для відвернення гірничих ударів застосовуються ті ж заходи, що й при боротьбі з раповими викидами вугілля і газу.

До основних з них відносяться:

- випереджаюча розробка захисних пластів;
- ведення гірничих робіт без залишення ціликів вугілля на всіх зближених пластах;
- нагнітання води в пласт;
- струсне підривання.

В якості захисних мір застосовують спеціальний режим ведення буро-підричних робіт, дистанційне управління виїмковими і прохідницькими машинами, виїмку

небезпечних пластів без присутності людей в очисному вибої, проведення виробок широким ходом.

Найбільш ефективним захисним заходом є випереджаюча розробка захисних пластів. Правила безпеки вимагають першочергової відробки без залишення ціликів захисних пластів, що залягають на відстані не більше за  $0,5h$  від небезпечного пласта при підробці або не більше за  $0,3h$  при надробці ( $h$  - похила висота поверху на пласті, який захищається).

При розробці зближених пластів необхідно застосовувати групову підготовку з проведенням виробок по породі або по безпечних пластах. Підготовку зближених пластів здійснюють польовими штреками, пройденими по тривких породах лежачого боку, і проміжними квершлагами. Для пологих і похилих пластів замість квершлагів можна застосовувати гезенки. Виробки на ударонебезпечному пласті рекомендується проводити без залишення ціликів із зведенням бутових смуг, тобто проводити їх широким вибоєм. Для відробки тонких і середньої потужності ударонебезпечних пластів слід застосовувати суцільну систему розробки лава-поверх без залишення охоронних ціликів біля виробок. Застосування стовпової системи при відробці ударонебезпечних пластів допускається у виняткових випадках з обов'язковим проведенням захисних заходів.

При веденні очисних робіт на ударонебезпечних пластах не рекомендується припускати зустрічний рух очисних вибоїв, а також випередження відробки нижніх підповерхів верхніми, оскільки в цих умовах можливе виникнення зон підвищеного гірничого тиску, що сприяє прояву гірничих ударів. Очисні вибої на ударонебезпечних пластах повинні бути прямолінійними. Допуск людей у вибій дозволяється через 25-30 хвилин після проведення вибухових робіт.

Підтримання виробок на межі з виробленим простором рекомендується проводити за допомогою бутових смуг і піддатливого кріплення. При підтриманні ціликами їхні розміри повинні бути достатньо великими, що недоцільно при глибині розробки понад 400 м.

Розробку потужних пластів, небезпечних з гірничих ударів, ведуть похилими шарами в низхідному порядку. При цьому, чим небезпечніше пласт, тим меншою повинна бути потужність першого шару, котрий відпрацьовується із застосуванням

захисних заходів. Інші шари можуть мати більшу потужність і відпрацьовуватися як безпечні.

При розробці тонких і середньої потужності пластів бажано застосовувати повну або щільну часткову закладку. При управлінні покрівлею повним обваленням крок обвалення повинен бути мінімальним (через кожний цикл). У випадку зависання покрівлі слід застосовувати її штучне обвалення.

Ведення очисних робіт в місцях тектонічних порушень, а також при підході до них на відстань не більш 10 м повинно супроводжуватися застосуванням спеціальних захисних заходів.

### ***Розробка пластів, схильних до samozapalювання вугілля.***

Вугілля деяких пластів мають схильність до samozapalювання в результаті окислення киснем повітря. Пожежі, що виникають при цьому, характеризуються появою у виробках відкритого вогню, диму, запаху гару, газів водню, окису вуглецю, тощо. Пожежі представляють серйозну небезпеку для працюючих у вибоях, можуть призводити до вибухів газу і вугільного пилу і викликають значний матеріальний збиток. Тому міри щодо відвернення samozapalювання вугілля мають надто важливе значення.

Фізичними умовами samozapalювання вугілля є: хімічна активність його, наявність скупчення подрібненого вугілля у виробленому просторі, розвинена мережа тріщин у вугільних ціликах і масиві, притока повітря і ускладнене віддання тепла в довкілля.

В процесі samozapalювання вугілля виділяють три стадії:

- саморозігрів;
- samozapalювання;
- горіння.

*Стадія саморозігріву* вугілля протікає в інтервалі температур від 20-50°C до критичної 70-140°C. Тривалість її визначається інкубаційним періодом samozapalювання вугілля, що змінюється від декількох місяців до декількох днів.

*Стадія самозапалювання* характеризується інтервалом температур від критичної до температури займання летучих речовин 300-350°C для кам'яного вугілля і 650-800°C для антрацитів.

*Стадія горіння* протікає при температурі займання летучих речовин.

Пожежі спостерігаються як в підготовчих виробках, так і у виробленому просторі очисних вибоїв.

В *підготовчих виробках* пожежі відбуваються в зонах геологічних порушень, в порожнинах за кріпленням, а також після раптових викидів.

У *виробленому просторі* пожежі виникають внаслідок наявності в ньому подрібненого вугілля, залишених і зруйнованих у крайовій частині ціликів, а також внаслідок обвалення схильних до самозапалювання вугільних пропластків, що залягають в покрівлі пласта (а на крутих пластах — і в підшві).

Виходячи з фізичних умов самозапалювання вугілля, основні заходи щодо їхнього відвернення зводяться до наступного:

- розробку пластів слід вести без залишення ціликів і подрібненого вугілля у виробленому просторі;
- не припускати витікань повітря через вироблений простір;
- терміни відробки виїмкових дільниць повинні бути менш ніж тривалість періоду самозапалювання вугілля.

При бесціликовій виїмці охорону виїмкових виробок слід виконувати бутовими смугами або проводити виробки по пустих породах.

Забороняється проводити основні гірничі виробки (похилі стволи, бремсберги, похили, головні і групові штреки) по пластах, схильних до самозапалювання вугілля, їх слід проводити по пустих породах.

Місця закладення польових виробок повинні виключати можливість оголення пласта при їхньому перекріпленні. Відстань від нижнього пласта свити до польової групової виробки рекомендується приймати не менш ніж 15 м за нормаллю від пласта. Допускається проведення групових штреків, дільничних похилих виробок (з дозволу технічного директора виробничого об'єднання) при зближеному розташуванні пластів по нижчележачому пласту, вугілля котрого не схильне до



самозапалювання.

Забороняється проведення виробок вприсічку до виробленого простору. При залишенні ціликів вугілля між виробленим простором діючого очисного вибою і виробкою, що проводиться, їхня ширина повинна бути такою, щоб вони не руйнувалися гірничим тиском, але не повинна бути меншою за 20 м.

У випадку змушеного залишення ціликів в місцях геологічних порушень вони повинні бути оброблені антипірогенами або ізольовані гіпсовими або глиняними "сорочками" завтовшки 0,3-0,5 м і оконтурюватися органічним кріпленням або бутовою смугою завширшки 5-6 м.

Очисні роботи необхідно вести таким чином, щоб не залишати подрібненого вугілля у виробленому просторі. На крутих пластах вугілля, що переміщується під власною вагою, залишається на кріпленні (особливо на кострах) і його треба ретельно прибирати.

Для відвернення витікань повітря через вироблений простір необхідно застосовувати, як правило, стовпові системи розробки із зворотноточною схемою провітрювання на масив вугілля. Якщо ж за умовами провітрювання вимагається підсвіження вихідного струменя, то необхідно виконувати ретельну ізоляцію виробленого простору за допомогою бутових смуг, чурбакових стінок або "сорочок" з пенопласту.

У тих випадках, коли з гірничо-геологічних або з гірничотехнічних умов застосування стовпової системи розробки ускладнено, допускається застосовувати суцільну, однак при цьому необхідна надійна ізоляція виробленого простору, як показано на рис. 10.3, а.

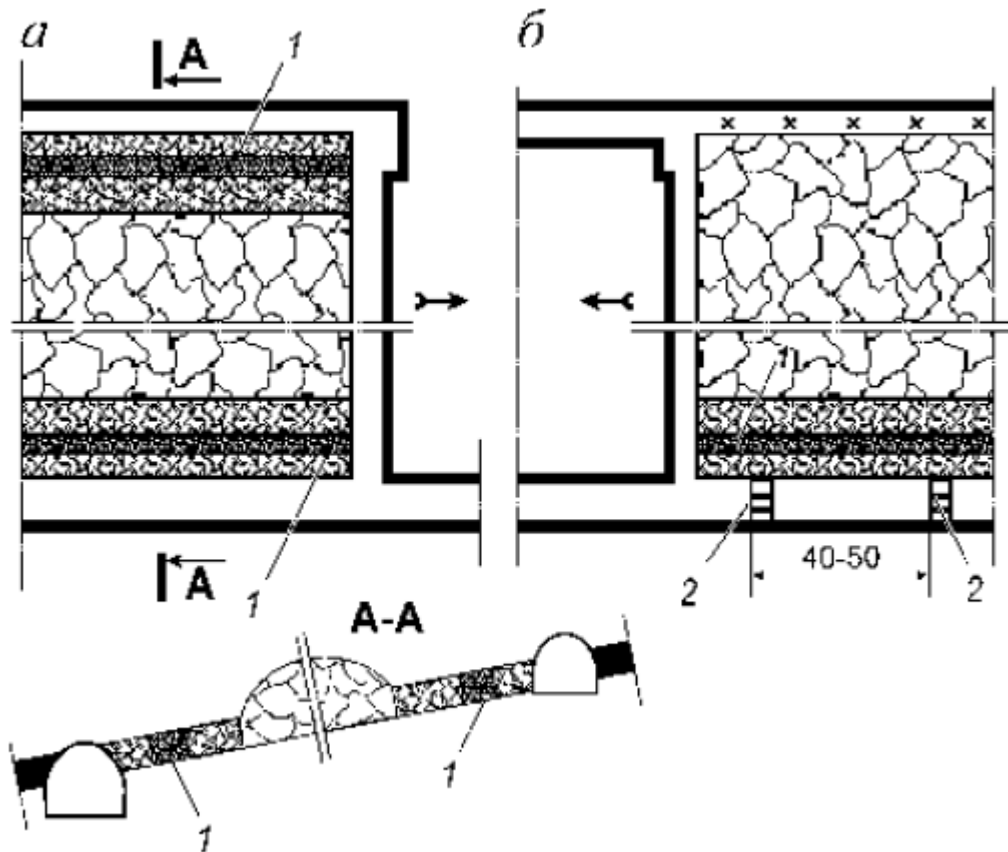


Рис. 10.3 - Схеми ізоляції виробленого простору фенольно-резольним пінопластом (ФРП-1): *a* - при суцільній системі розробки; *б*- при стовповій системі розробки з повторним використанням колишнього транспортного штрека в якості вентиляційного 1 - ізоляційна смуга; 2 - ізоляційна перемичка

Така ж ізоляція необхідна і при стовповій системі розробки у випадку повторного використання колишньої транспортної виробки в якості вентиляційної (рис. 10.3, б).

На крутих пожежонебезпечних пластах необхідно застосовувати повну закладку виробленого простору подрібненою породою, що виключає витікання повітря, а за наявності в покрівлі або підшві прошарків вугілля, схильних до самозапалювання, попереджає їхнє обвалення і попадання у вироблений простір.

Важливе значення для відвернення пожеж має величина депресії. При її зростанні збільшуються витікання повітря і створюються умови для самозапалювання вугілля. З метою зниження депресії шахти слід застосовувати флангові схеми провітрювання, а на великих шахтах — блочне розкриття.

Зниження часу відробки виїмкових полів можна досягнути двома шляхами:

збільшенням швидкості посування очисних вибоїв, що повинна бути понад 50 м/міс, і зменшенням розмірів поля з таким розрахунком, щоб виконувалася умова:

$$t_{\text{відр}} > t_{\text{інк}}, \quad (10.2)$$

де  $t_{\text{відр}}$  - термін відробки виїмкового поля, міс;

$t_{\text{інк}}$  - інкубаційний період самозапалювання вугілля, міс.

Наприклад, при інкубаційному періоді самозапалювання вугілля  $t_{\text{інк}} = 6$  місяців і швидкості посування очисного вибою  $V_{\text{оч}} = 60$  м на місяць максимально допустимий розмір виїмкового поля буде дорівнювати:

$$S_{\text{в.п}} = V_{\text{оч}} \cdot t_{\text{інк}} = 60 \cdot 6 = 360 \text{ м.}$$

Основним заходом щодо відвернення самозапалювання вугілля в підготовчих виробках є запобігання утворення порожнин за кріпленням, особливо на крутих пластах. В цьому відношенні доцільно проведення виробок за допомогою комбайнів.

Обвалене та відшароване вугілля за кріпленням виробки необхідно видаляти, а порожнини закріплювати і заповнювати негорючими матеріалами.

## ЛЕКЦІЯ № 11. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ З ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ РУДНИХ І НЕРУДНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД

1. Значно більш висока міцність і абразивність руд у порівнянні з вугіллям. Так, якщо коефіцієнт міцності по шкалі проф. М. М. Протодьяконова для кам'яного вугілля рівний 1-1,5 і для антрациту 2-2,5, то більшість руд мають коефіцієнт міцності близько 8-12, а досить міцні — від 15 до 20 і вище. За абразивністю кам'яне вугілля можна порівнювати з неабразивними рудами (такими, наприклад, як кам'яна сіль). Звичайно ж руди в 5-10 разів, а в окремих випадках навіть у 20 раз більш абразивні, ніж кам'яне вугілля.

2. Різноманітність розмірів і мінливість елементів залягання рудних тіл. Розміри рудних тіл коливаються в дуже широких межах. Потужність змінюється від декількох сантиметрів до сотень метрів. Глибина поширення від поверхні розроблювальних у цей час родовищ доходить до 3,9 км. Довжина рудних покладів за простяганням коливається від декількох метрів до декількох кілометрів, а окремі рудні родовища простягаються на десятки кілометрів.

3. Мінливість вмісту корисних компонентів, а іноді й мінералогічного складу руд за обсягом покладів, характерна для більшості рудних родовищ і особливо для руд кольорових металів.

Вміст металів звичайно міняється із глибиною, а нерідко й за потужністю, і за простяганням рудних тіл. Якість рудної маси, що надходить із різних очисних блоків, як правило, різна, причому навіть в одному блоці воно міняється згодом, у міру відпрацьовування запасів.

4. Порівняно менша руйнація відбитої руди при самопливному переміщенні її по рудоспусках і очисному простору. При самопливному переміщенні вугілля відбувається значне руйнування його шматків, що супроводжується утворенням надмірної кількості дріб'язку й вугільний пили, що різко знижує якість добутого вугілля як товарної продукції. Перездрібнювання відбитої руди (за рідкісним винятком, що

стосуються, наприклад, деяких видів залізних руд) практично не знижує товарної якості рудної маси, тому що перед збагаченням її однаково подрібнюють у дробарках і кульових млинах. На вугільних шахтах прагнуть усіляко усунути або скоротити перепуск вугілля. На рудниках же, навпаки, дуже часто має місце самопливне переміщення руди під дією власної ваги. Широко поширені не тільки короткі й звичайні (до 40-60 м), але й глибокі рудоспуски (довжиною більш 100 і навіть 300-400 м). Завдяки цьому на рудниках використовуються інші, відмінні від практики вугільних шахт схеми розкриття й підготовки родовищ і виїмкових ділянок (очисних блоків).

5. Набагато менша вірогідність і оперативність інформації про гірничо-геологічні умови й протікання технологічних процесів. Ця особливість визначається як недосконалістю існуючих методів випробування, так і об'єктивними причинами, пов'язаними з різноманітністю складу й мінливістю вмісту корисних компонентів у руді. На випробування й наступний хімічний аналіз проб витрачається значний час і засоби. Забезпечити необхідну оперативність інформації про якість продукції, що добувається, не завжди вдається. Так, на деяких поліметалевих рудниках об'єктивні дані про вміст металів у рудній масі, що добувається, надходять із хімлабораторії лише через 1-2 доби після взяття проб, що надзвичайно ускладнює керування якістю.

6. Широкий діапазон стійкості руд й порід, що вміщують, визначає різноманіття використовуваних на рудниках способів підтримки очисного простору й систем розробки. Більшість руд більш стійка, ніж вугілля, хоча в окремих випадках буває й навпаки. Тектонічні ж порушення в рудних родовищах зустрічаються частіше, чим у вугільних. Зсуви, зрушення, зони зминання, розлами звичайно ускладнюють як розвідку, так і розробку багатьох рудних родовищ.

7. Здатність деяких руд до зслежуваності або самозайманню, а також значна обводненість ряду рудних родовищ також суттєво впливають на способи ведення гірничих робіт. Так, злежуваність руд, що містять багато зволжених глинистих і мулистих часток, перешкоджає застосуванню систем розробки з магазинуванням руди, при яких

відбита руда акумулюється (накопичується) в очисному просторі й певний час перебуває в ньому без руху. Самозаймистість руд і порід (що містять більш 18-20 % сірки) перешкоджає застосуванню систем розробки з обваленням руди і порід, що вміщують, і звичайно вимагає переходу до більш дорогих систем розробки із закладкою, що твердіє.

8. Висока цінність більшості руд у порівнянні з вугіллям обумовлює більш тверді вимоги до повноти і якості добування корисної копалини з надр і виправдовує у відповідних умовах трудомісткі й дорогі способи ведення гірничих робіт, що відрізняються невеликими втратами й розубоженням руди.

9. Відсутність на більшості підземних рудників метановиділення. Майже на всіх рудниках дозволяються роботи з відкритим вогнем, не потрібна апаратура у вибухонебезпечному виконанні.

Проте окремі рудники, що розробляють калійні солі або рудні поклади, поблизу яких у породах, що вміщують, є непромислові прошарки вугілля, що містять метан, відносять до газових (але не вище другої категорії). Крім того, при розробці уранових родовищ виділяються газоподібні радіоактивні домішки (у тому числі радон), небезпечні з погляду іонізуючих впливів на людину, а при розробці покладів ртутних і мишьяковистих руд - отрутні пари цих металів. Тому на таких рудниках здійснюється цілий комплекс відповідних заходів щодо охорони праці й техніці безпеки.

### ***Показники, що оцінюють добування руди з надр.***

При розробці рудних родовищ ніколи не витягають руду у чистому виді, тобто з тим вмістом корисного компонента й точно у тій кількості, у якій вона перебуває у балансових запасах родовища, що підлягають відпрацюванню. Частина балансових запасів руди за різних причин безоплатно залишається у надрах і називається втратами руди. У той же час при видобутку завжди відбувається розубоження руди, тобто зниження вмісту корисного компонента у добутій рудній масі у порівнянні з вмістом його у масиві руди. Втрати є кількісними показниками добування руди з надр при видобутку, а розубоження — якісними (рис. 1).

За класифікацією М. І. Агошкова й Е. І. Панфілова прийнято виділяти наступні види втрат: загальнорудничні, експлуатаційні у масиві й експлуатаційні для відбитої руди.

Загальнорудничні втрати складаються із запасів руди, залишених у різних видах охоронних ціликів біля капітальних виробок і під об'єктами на поверхні, що підлягають охороні (будинками, спорудженнями, водоймами, залізницями та ін.).

Експлуатаційні втрати руд у масив відбуваються через залишення руд у ціликах, що не виймаються, в середині очисних блоків (см. рис. 1, а), у штреках і виробках, що повстають, поблизу місць завалів, затоплень і пожарів, а також у контактів рудних покладів через неможливість точно повторити при очисній виїмці мінливі контури рудних тіл (див. рис. 1). Експлуатаційні втрати відбитої руди мають місце при припиненні випуску руди із блоку, коли розубоження заваленими породами, що налягають, стає надмірним (див. рис. 1, д); при застряванні руди на лежачому боці через нерівності (див. рис. 1, г) або недостатнього для самопливного переміщення нахилу контакту руди з породами; при потраплянні рудного дріб'язку через настил у закладку; через просипи на шляхах при транспортуванні руди, у місцях перевантаження і складування.

За причинами виникнення розубоження можна розділити на три види:

1. Розубоження від засмічення, тобто через збільшення обсягу видобутку при тій же кількості металу:

а) при випуску руди безпосередньо під заваленими породами, що налягають, коли шматки порід просочуються в руду, перемішуються з нею (див. рис. 1, д);

б) при відбійці разом з рудою породи через мінливі контури рудних покладів (див. рис. 1, б) або необхідності подрібляти породи поблизу тонких жил, щоб створити очисний простір шириною не менш 0,6-0,8 м для вільного переміщення по ньому людей (див. рис. 2.1, б);

в) при мимовільному відшаровуванні й потраплянні в руду породи з покрівлі або блоків відкритого очисного простору.

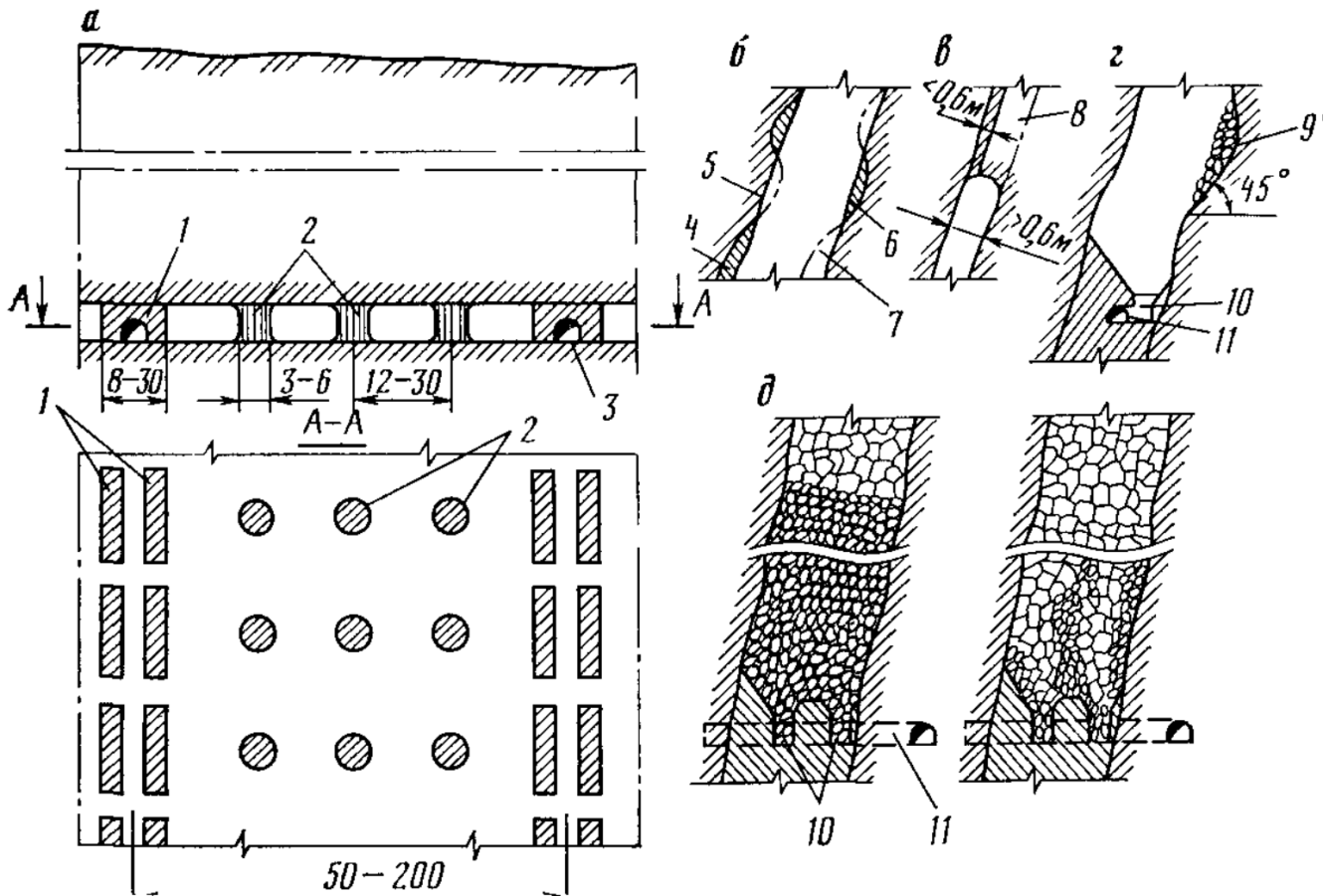


Рис. 1. Схеми, що пояснюють утворення втрат і розубоження руди:

1 - навколоштрекові цілики, 2 - опорні цілики; 3 - штреки; 4 - рудний контур; 5 - виїмковий контур, 6 - ділянка втраченої руди у масиві, 7 - ділянка порід, відбитих разом з рудою, 8 - породи, відбивані одночасно з вилученням тонкої жили; 9 - відбита руда, що залишилася у нерівностях лежачого боку; 10 - виробка для випуску руди, 11 - виробка для доставки руди

4. Розубоження від потрапляння у втрати руди з більш високим вмістом корисного компонента, чим у балансових запасах, що зменшує кількість металу в об'ємі рудної маси, що виймається:

а) при наявності у рудному дріб'язку, що втрачається в нерівностях лежачого боку, у закладці або в процесі транспортування більш високого вмісту металу, ніж в іншій руді (через підвищену крихкість і легкість викрашування рудних мінералів);

б) при необхідності за умовами гірського тиску залишати цілики там, де руда виявилася багатше;

в) при наявності більш багатшої руди на ділянках, де по конструктивних



особливостях очисного вилучення рівень втрат вище, чим на інших (наприклад, у днищі блоку).

5. Розубоження від вилуговування металу з руди шахтними водами, якщо цей метал утримується в руді у вигляді розчинних з'єднань (має місце на медноколчеданових і уранових рудниках).

У цей час найбільш часте користуються чотирма основними показниками, що оцінюють повноту і якості добування руди з надр при видобутку. Ці показники є відносними величинами й при розрахунках, і у формулах вимірюються звичайно в частках одиниці, а в описах можуть вказуватися й у відсотках. До основних показникам добування руди з надр належать наступні:

1. Втрати металу (корисного компонента)

$$n = (M_{\text{пот}} - M_{\text{пор}}) / M_{\text{руд}}, \quad (1)$$

де  $M_{\text{пот}}$  - кількість металу в загубленій руді, т;

$M_{\text{пор}}$  - кількість металу в домішаній породі, т;

$M_{\text{руд}}$  - кількість металу в підметах відпрацьовуванню балансових запасах руди, т.

2. Розубоження руди (корисної копалини)

$$p = (A_{\text{руд}} - A_{\text{р. м}}) / A_{\text{руд}}, \quad (2)$$

де  $A_{\text{руд}}$  - вміст металу в балансових запасах руди, % або г/т;

$A_{\text{р. м}}$  - вміст металу в добутій рудній масі, % або г/т.

3. Втрати руди (що раніше називалися дійсними втратами)

$$n_p = П / Б, \quad (3)$$

де  $П$  - кількість руди, втраченої з балансових запасів, т;

$Б$  - кількість руди у балансових запасах, т.

4. Засмічення руди (що раніше називалося дійсним розубоженням)

$$\rho_p = В / Д, \quad (4)$$

де  $В$  - кількість порід, що вміщують, потрапили у руду в процесі видобутку, т;

$Д$  - кількість добутої рудної маси, т.

Оскільки кількість металу є добуток кількості руди (породи) на вміст металу в цій руді (породі), то формулу (1) можна записати у такий спосіб:

$$n = (П \cdot A_{nom} - B \cdot A_{nop}) / (B \cdot A_{pyd}). \quad (5)$$

Величини  $n = n_p$  і  $\rho = \rho_p$  у випадках, коли вміст металу у загубленій руді  $A_{nom}$  і вміст його у балансових запасах  $A_{pyd}$  однакові, а вміст металу у породі, що розубожує руду,  $A_{nop}$  практично дорівнює нулю, тобто якщо  $A_{nom} = A_{pyd}$  і  $A_{nop} \approx 0$ . В інших випадках перераховані показники добування різняться за величиною.

При звітності, нормуванні й оцінці економічного збитку користуються показниками втрат металу  $n$  і розубоження руди  $\rho$ , а при аналізі технічних рішень і оцінці якості ведення гірничих робіт — показниками втрат руди  $n_p$  і засмічення її  $\rho_p$ .

Крім вищевказаних основних показників добування нерідко користуються ще й іншими, до яких можна віднести:

коефіцієнт зміни якості рудної маси при видобутку

$$k_k = 1 - \rho = A_{p.m} / A_{pyd} \quad (6)$$

коефіцієнт добування металу (корисного компонента) з надр

$$k_u = 1 - n = D \cdot A_{p.m} / (B \cdot A_{pyd}) \quad (7)$$

коефіцієнт виходу рудної маси при видобутку

$$k_d = k_u / k_k = (1 - n) / (1 - \rho) \quad (8)$$

З формул (2) і (8) можна вивести два важливі співвідношення, що дозволяють визначати якість і кількість добутої рудної маси через відповідні характеристики руди в балансових запасах, якщо відомі величини втрат і розубоження:

$$A_{p.m} = A_{pyd} \cdot (1 - \rho) \quad (9)$$

$$D = B \cdot (1 - n) / (1 - \rho) \quad (10)$$

Ці формули дійсні при  $A_{nom} = A_{pyd}$  і  $A_{nop} = 0$ . Якщо ж у порожніх породах утримується корисний компонент ( $A_{nop} > 0$ ), то формула (2) для визначення розубоження прийме вигляд

$$\rho = (A_{pyd} - A_{p.m}) / (A_{pyd} - A_{nop}), \quad (11)$$

а формула (9) - вид

$$A_{p.m} = A_{pyd} \cdot (1 - \rho) + A_{nop} \cdot \rho \quad (12)$$

### ***Методи визначення фактичних втрат і розубоження.***

Існують прямі, непрямі й комбіновані методи визначення фактичних втрат і розубоження на рудниках.

Прямий метод заснований на безпосередніх вимірах у місцях утворення окремих складових (видів) втрат і розубоження з наступним підсумовуванням цих складових. По кожному  $i$ -му виду втрат заміряються величини  $P_i$  й  $A_{nomi}$ , а по засміченню — величини  $B_i$  й  $A_{nopi}$ . Ці виміри можна здійснити тільки при наявності безпосереднього безпечного доступу людей в очисний простір.

При непрямому методі вимірюють не самі складові втрат і розубоження, а ряд параметрів ( $A_{p.m}$ ,  $D$ ,  $A_{pyd}$ ,  $B$ ,  $A_{nom}$ ,  $A_{nop}$ ), функціонально пов'язаних із втратами й розубоженням. Потім по формулах, виведених з балансів руди й металу, розраховують шукані втрати й розубоження.

Комбінований метод визначення показників добування руди з надр полягає в одночасному застосуванні на руднику й прямого (для тих видів втрат і розубоження, для яких цей спосіб підходить), і непрямих методу (для визначення сумарних, тобто загальнорудничних, втрат і розубоження). При використанні комбінованого методу вдається дізнатися не тільки величини загальнорудничних (сумарних) показників добування руди з надр, але й конкретні значення втрат і засмічення по видах, тобто причинам утворення. Це дозволить обґрунтовано оцінити «вузькі місця» у системі керування якістю рудної маси на руднику. Однак комбінований метод як і непрямий, що входить у нього, не відрізняється високою точністю.

Недостатньо повне і якісне добування руди з надр має негативні економічні наслідки, тому що гірничодобувне підприємство несе збиток від втрат і розубоження руди. Знати величину цього збитку необхідно, щоб порівнювати варіанти технічних рішень, що різняться як витратами, так і значеннями показників

добування руди з надр.

***Технологічна схема підземного рудника й технологічні процеси, що входять у неї.***

Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин — це сукупність способів і прийомів здійснення взаємозалежних технологічних процесів гірничих робіт, виконуваних за допомогою засобів механізації в гірничих виробках, що є ємностями, що акумулюють, транспортними й повітряподавальними артеріями, виробничими приміщеннями для розміщення устаткування й ін. Технологічна схема підземного рудника — це принциповий зміст технології того або іншого виробництва, що включає її основні структурні елементи — технологічні процеси й засоби виробництва — з їхньою послідовністю, взаємозв'язками й параметрами. Саме технологічна схема за суттю своєю визначає ступінь погодженості (взаємодії) усіх вхідних у неї елементів. Найважливішим структурним стрижнем, що зв'язують воєдино в технологічну схему всі технологічні процеси, гірські машини й установки, проміжні ємності, що акумулюють (рудоспуски, бункери) і інші гірничі виробки, є система вантажопотоків рудника.

Система вантажопотоків включає переміщення рудної маси порід, що вміщують, на поверхню до переробних підприємств або відвалів, а також переміщення з поверхні у вибій і з вибою на поверхню матеріалів, устаткування, людей, закладки, води та ін. Основним є вантажопотік рудної маси, тобто рудопотік. При необхідності поділу рудопотоків за сортами і видами руд у технологічній схемі передбачають окремі блокові рудоспуски, роздільний транспорт і підйом кожного сорту.

Із загальної технологічної схеми рудника іноді виділяють окремі ланки: технологічну схему очисного вилучення (у межах очисного блоку); технологічну схему транспортування, механічного дроблення, підйому й складування; технологічні схеми проведення різних гірничих виробок; технологічну схему закладки й ін. Це дозволяє детально досліджувати й удосконалити особливості кожної складової загальної технологічної схеми. Однак

головною є технологічна схема видобутку, що включає систему рудопотоків рудника, що й складається із сукупності процесів відбійки руди, доставки, транспортування й підйому рудної маси, а також дроблення, сортування й складування.

Технологія розробки і її технологічні схеми є об'єктивно існуючими реальностями. Відобразити (описати) їх можна різними моделями, що відображають окремі, істотні для даної моделі особливості варіанта технології або її схеми. Моделі бувають різними по функціональному призначенню, ступеню складності, надійності, структурі й іншим параметрам. Виділяють графічні, імітаційні й цілий ряд інших моделей. Найчастіше графічними моделями технологічної схеми є мнемосхеми або блок-схеми. Іноді технологічні схеми відображають у табличній або індексній формах. На будь-яких графічних моделях даються кількісні характеристики або параметри технологічних схем (число й види машин і установок, місткість бункерів, продуктивність окремих ланок і елементів і т.д.).

Технологічна схема видобутку відображає фактичний стан видобутку на якийсь певний момент часу, і модель такої схеми є одноваріантною, має однозначну структуру й певні (незмінні) параметри. Хоча згодом параметри технологічної схеми, а нерідко й структура її змінюються, що вимагає відповідного коректування моделі схеми.

У процесі ж проектування, при оцінці конкурентоспроможних технологічних схем або при оптимізації їх параметрів використовуються багатоваріативні моделі технологічних схем, у яких передбачаються кілька варіантів кожного окремого елемента системи. Так, розглядається кілька варіантів засобів механізації в кожному процесі або кілька значень якого-небудь параметра схеми (наприклад, місткості бункерів). Така різноманітна модель технологічної схеми призначена для комплексної оптимізації всіх вхідних у неї елементів і параметрів. Оцінюючи за прийнятим критерієм ефективності всі варіанти схеми (можливі комбінації її елементів), вибирають оптимальний варіант технологічної схеми, який і закладають у проект.

Як вказувалося вище, основними елементами технологічної схеми є

технологічні (виробничі) процеси. Технологічний процес — це сукупність робочих дій (прийомів), що характеризуються однорідністю технологічного й організаційного змісту, єдністю (незмінністю) об'єкта праці і застосовуваними засобами праці (робочою силою, машинами й механізмами, пристосуваннями й т.д.).

Усі процеси, що входять у технологію підземної розробки рудних родовищ, можна класифікувати за ознакою об'єкта праці на основні технологічні процеси, у яких об'єктом праці є руда, рудна маса породи, що й уміщають, і допоміжні технологічні процеси, які забезпечують можливість нормального функціонування основних процесів.

1 клас. Основні технологічні процеси формують структуру вантажопотоків у технологічній схемі підземного рудника й включають п'ять наступних груп процесів.

Група 1.1. Процеси прохідницьких робіт: проходка гірничо-капітальних виробок (при розкритті); проходка виробок і буравлення свердловин експлуатаційної розвідки; проходка підготовчих виробок (при підготовці поверхових горизонтів); проходка підготовчо-нарізних виробок (при підготовці очисного блоку).

Група 1.2. Процеси очисних робіт (у межах очисного блоку): відбійка руди; вторинне дроблення негабариту; доставка рудної маси; підтримка очисного простору.

Група 1.3. Процеси переміщення й дроблення рудної маси поза очисним блоком: транспортування рудної маси; підземне дроблення в дробарках у шахтних стволах; підйом рудної маси; складування рудної маси на поверхні; відвантаження рудної маси споживачеві.

Група 1.4. Процеси керування якістю: усереднення (стабілізація) якості рудної маси; сортування рудної маси; предконцентрація (породовідбирання).

Група 1.5. Процеси переміщення порід, що вміщають, поза прохідницьким вибоєм: транспортування породи; підйом породи; утворення породних відвалів або використання породи для закладки в очисних блоках.

2 клас. Допоміжні технологічні процеси й роботи також

складаються з п'яти груп.

Група 2.1. Монтажні й ремонтні роботи: монтажньо-демонтажні роботи в очисному блоці; ремонт гірничих машин й устаткування; ремонт і чищення гірничих виробок.

Група 2.2. Переміщення людей, матеріалів й устаткування: спуск-підйом людей, матеріалів й устаткування; допоміжний транспорт від ствола до очисного блоку; доставка матеріалів й устаткування в межах очисного блоку

Група 2.3 Процеси енергопостачання, вентиляції й водовідливу: роботи з енергопостачання; роботи з постачання стисненим повітрям; роботи з водопостачання; роботи з вентиляції, кондиціонування й очищення повітря; роботи з водовідливу.

Група 2.4. Геолого-маркшейдерські роботи: роботи з геологічного обслуговування; роботи з маркшейдерського обслуговування; контроль якості рудної маси (ВТК і хімлабораторія).

Група 2.5. Інші допоміжні роботи: обслуговування складів матеріалів й устаткування; обслуговування побуткомбінатів у стволах шахт.

Розглянемо основні технологічні процеси очисного виймання, які найбільшою мірою визначають особливості технології підземної розробки рудних родовищ.

Відбійка руди — це відділення руди від масиву в очисному блоці з метою наступного переміщення її по гірничих виробках до поверхні. Підривна відбійка руди складається з буравлення шпурів або свердловин, заряджання їх вибуховими речовинами й підривання. У м'яких рудах застосовують механічну відбійку комбайнами.

Вторинне дроблення — це руйнування надмірне великих (негабаритних) шматків руди, що утворювалися при підривному відбиванні. Воно проводиться в межах очисного блоку (прямо в очисному просторі, у випускних або доставочних виробках) підривним способом або за допомогою механічних бутобоїв (потужних відбійних молотків).

Доставка полягає у переміщенні відбитої рудної маси з вибою до транспортних засобів у межах очисного блоку або блокових рудоспусків (на

відміну від транспортування рудної маси, яке проводиться від очисних блоків по поверхових виробках до шахтних стволів або прямо на земну поверхню при розкритті штольнями). Доставка буває самопливною або механізованою, безпосередньо по очисному просторі або по підготовчо-нарізних виробках.

Підтримка очисного простору відноситься до способів керування гірським тиском при очисному вийманні. Воно включає природню підтримку очисного простору, обвалення руди і порід, що вміщують, і штучну підтримку очисного простору кріпленням, закладкою або тим і іншим одночасно.

На частку перерахованих основних технологічних процесів очисного вилучення доводиться 20-40 % витрат праці із загальних працезатрат на підземний видобуток руд. Величини втрат і розубоження руди, як правило, визначаються саме цими процесами.

Кожний технологічний процес очисного вилучення може суттєво впливати на показники інших процесів. Так, здешевлення відбійки може помітно погіршити її якість і збільшити обсяг вторинного дроблення, а це у свою чергу може знизити продуктивність доставки. Тому технологічні рішення, як правило, ухвалюються з урахуванням кількісних взаємозв'язків між процесами, тобто на базі комплексної оптимізації всієї технологічної схеми очисного вилучення.



## ЛЕКЦІЯ № 12. ОСНОВНІ ТЕХНОЛОГІЧНІ ПРОЦЕСИ ОЧИСНОЇ ВІЙМКИ

### *Класифікація способів відбійки руди.*

Відбійка — це перший основний технологічний процес очисної виїмки, що полягає у відділенні руди від масиву з одночасним подрібненням її на шматки.

Способи відбійки досить різноманітні (табл. 12.1), але застосовуються далеко не в однакових обсягах.

Як правило, на підземних рудниках застосовується вибуховий спосіб відбійки, причому в найближчі десятиліття превалююче значення цього способу відбійки (близько 85%) збережеться. До недоліків цього способу відбійки відносяться: нерівномірне дроблення руди з певною кількістю негабаритних шматків, які доводиться піддавати вторинного дроблення; уривчастість процесу, пов'язана з простоями через провітрювання, великі труднощі з забезпеченням повної безпеки робіт; несприятливі умови з точки зору потоковості виробництва, а отже, й автоматизації технологічного процесу і т. п. Однак для вибухової відбійки у рудах середньої міцності і тим більш міцних досі не створено конкурентоспроможних способів відбійки, хоча трудомісткість цього способу відбійки досить значна, а витрати на вибухову відбійку звичайно перевищують витрати на інші технологічні процеси, доходючи в окремих випадках до 60 і навіть 80 % загальних витрат на очисну виїмку.

Таблиця 12.1.

Класифікація способів відбійки

Спосіб	Характерні ознаки
1. Вибухова відбійка	Заряди ВР розміщують в утворені в масиві порожнини
1.1 Шпурова	Шпури мають глибину до 5 м
1.2. Свєрдловинна	Глибина свєрдловин від 5 до 30-60 м і більше
1.3. Мінна	Зосереджені заряди розміщують у підготовчо-нарізних виробок
2. Механічна відбійка	Застосовують механічний інструмент

2.1. Машинна механічна	Використовують комбайни, каменерізні машини і т. п.
2.2. Відбійними молотками	Застосовують самохідні машини з телескопічною стрілою і потужним відбійним молотком або гідродударником
3. Самообвалення руди	Підсічений масив руйнується під дією сили тяжіння і опорного тиску
4. Інші способи	
4.1. Гідравлічна відбійка	Руйнування здійснюється високонапірним струменем води
4.2. Електрофізичні способи відбійки	Електроімпульсний, електротермомеханічний, лазерний та інші способи

Вибухова відбійка руди буває шпуровою, свердловинною і мінною (зосередженими зарядами).

У невеликому обсязі на рудниках використовується також механічний спосіб відбійка і самообвалення руди.

Механічна відбійка застосовується тільки при відпрацюванні м'яких руд. У нашій країні цим способом відбивається понад 70 % калійних солей, не менше 50 % марганцевих руд і практично увесь природний пильний камінь, використовуваний у будівництві.

Для механічної відбійки на підземних рудниках використовують в основному гірничі комбайни і комплекси, що складаються з комбайна, конвеєра і гідромеханізованого кріплення, а також каменерізні машини. Існують комбайни з лобовим (торцевим) розміщенням робочого органу для прохідницьких робіт і для очисної виїмки вузькими вибоями (заходками або камерами), а також з фланговим розміщенням робочого органу для очисної виїмки лавами. Комбайни можуть забезпечувати як валову, так і селективну виїмку.

В даний час у всьому світі ведуться розробки по створенню різного типу і призначення комбайнів для механічної відбійки руд середньої міцності і навіть міцних. Створено ряд перспективних конструкцій. Очікується, що механічним способом буде відбиватися 12-15 % руд, що відпрацьовуються підземним способом.

Пиляння порід (вапняків, туфів і т. п.) застосовують в основному для одержання

природних блоків будівельних матеріалів. Випробовують випилювання блоків при видобутку кам'яної солі за допомогою каменерізних машин, що мають баровий, дисковий або торцевий фрезерний ріжучий орган. Продуктивність каменерізних машин складає від 1,2 до 3 м<sup>3</sup>/год при межі міцності порід на стиснення 3,5-7,5 МПа.

Самообвалення — це поступове відділення від масиву шматків руди під дією власної ваги та гірського тиску, якщо знизу виконана підсікання (створена оголена площа), а з боків пройдені так звані відрізні виробки, що ще більше послаблюють зв'язки руди, що обвалюються, з навколишнім масивом. Як спосіб відбійки самообвалення можливе тільки у рудах, розбитих густою мережею тріщин і послаблень на дрібні окремоті. Але такі умови зустрічаються виключно рідко.

Інші можливі способи відбійки (гідравлічний — за допомогою високонапірних струменів води, а також різні варіанти електрофізичних способів) для умов рудників не вийшли із стадії пошукових досліджень або промислових експериментів.

Електроімпульсний спосіб полягає у поданні на масив породи з малою електричною провідністю (сильвініт, галіт, фосфорити) через електроди від генератора імпульсів високої напруги, що утворюють у породі провідний канал, в зоні якого матеріал переходить в плазмовий стан і, розширюючись, руйнує масив. Енергоємність руйнування 0,2-0,4 кВт-год/т.

Електротермомеханічний спосіб передбачає опромінення поверхні породи інфрачервоним випромінюванням щільністю понад 1 Вт/см<sup>2</sup>, в результаті чого в певній зоні створюється поле температурних напружень, що послаблює міцнісні характеристики породи у цій зоні і полегшує подальше руйнування породи у зоні механічним інструментом. Температура випромінюючого тіла генератора 800-900 °С, температура на поверхні масиву перед механічним руйнуванням 150 °С. Енергоємність руйнування 15-20 кВт-год/т.

Лазерний спосіб прийнятний для різання порід в силу локальності впливу, проте потужність джерела лазерного випромінювання поки недостатня, а наявна апаратура громіздка і погано пристосована до роботи у підземних умовах.

### ***Шпуровая відбійка руди***

Шпурова відбійка при очисній виїмці найчастіше проводиться на дві або навіть три оголені площини. При відбійці на одну оголену площину шпурами, пробуреними у торець вибою (заходки, лави, шару), влаштовують вруб (як при проходці протяжних гірничих виробок і забезпечують короткоуповільнене підривання на створену їм оголену площину.

Виїмка руди при шпуровій відбійці буває шарова, стелеуступною і підповерховою, коли висота масиву (підповерха), що відбивається, перевищує висоту виробок, з яких бурять шпури (Рис. 12. 1). Шари, зазвичай горизонтальні, відпрацьовують послідовно знизу-нагору або зверху вниз. У шарі шпури розташовують горизонтально або вертикально (крутопохило).

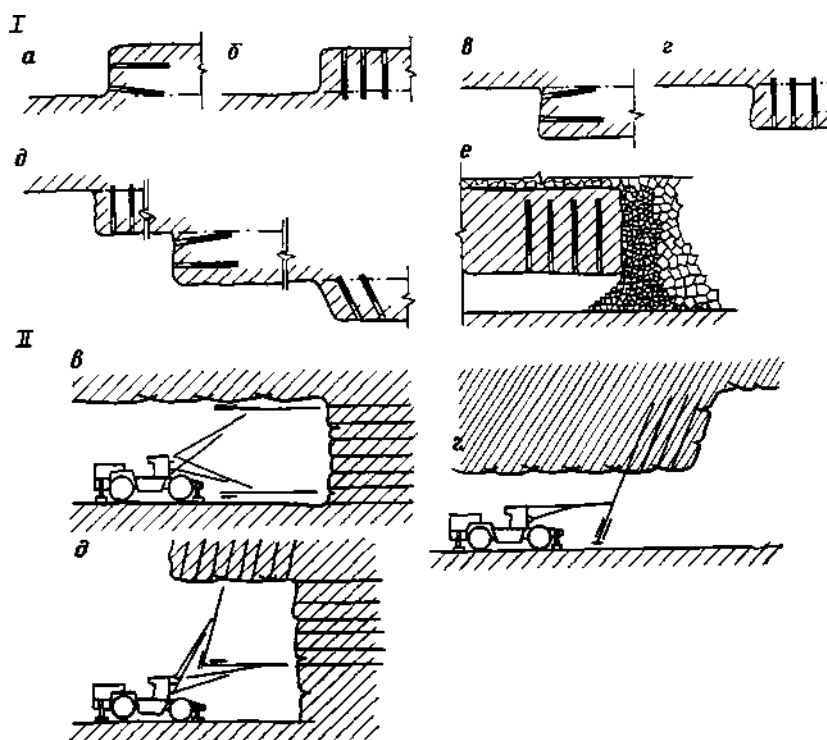


Рис. 12. 1. Схеми шпурової відбійки при використанні переносних перфораторів (I) і самохідних бурових установок (II):

*a* - шарова виїмка у низхідному порядку з відбійкою горизонтальними шпурами; *б* - те ж, з відбійкою вертикальними шпурами; *в* - шарова виїмка в висхідному порядку з відбійкою горизонтальними шпурами; *г* - те ж, з відбійкою вертикальними шпурами; *д* - стелеуступна виїмка; *е* – підповерхова відбійка

Сучасні самохідні бурильні установки мають для переміщення пневмошинний хід з дизельним приводом і обладнані двома-чотирма телескопічними стрілами (маніпуляторами) з важкими швидкоударними пневматичними або гідравлічними

перфораторами (Рис.12.2). Один бурильщик управляє відразу всіма перфораторами бурильної установки, практично не відчуваючи вібрацій від перфоратора і перебуваючи у зоні з порівняно низьким рівнем шуму і запиленості. Такими установками можна бурити горизонтальні шпури глибиною 3-4 м у вибої висотою до 6-7 м. Ширина зони буріння 6,9-11,3 м. Маса самохідної установки 8-22 т. Продуктивність праці бурильщика у породах середньої міцності на кращих зразках бурильних установок досягає 500 м/зміну.

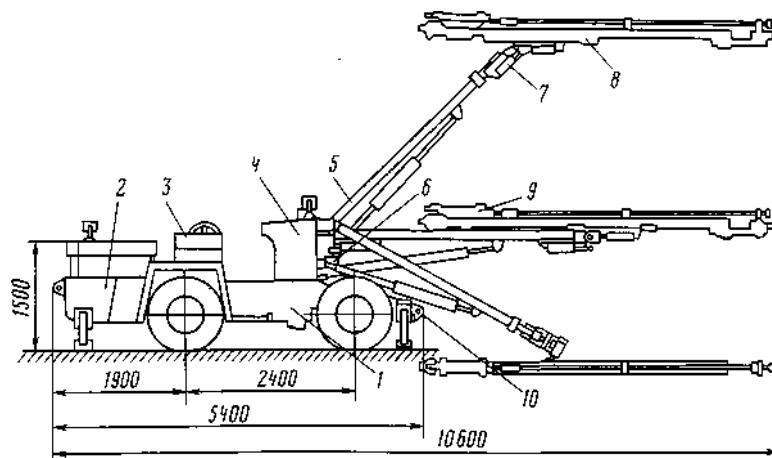


Рис. 12. 2. Самохідна бурильна установка для буріння шпурів:

1 - рама; 2 - двигун; 3 - місце водія; 4 - пульт керування; 5 - маніпулятор; 6 - опорна панель маніпулятора; 7 - позиціонер; 8 - напрямна платформа для переміщення перфоратора подавачем; 9 - перфоратор; 10 - домкрат (опора для бурильної установки)

Показники шпурової відбійки істотно залежать від міцності руди, що відбивається, числа оголених площин і потужності покладу (особливо для невеликих потужностей). Питома витрата ВР на відбіку змінюється від 0,6 до 3 кг/м<sup>3</sup>. Продуктивність праці бурильщика коливається від 5 до 50 м<sup>3</sup>/чол-зміну при бурінні переносними перфораторами і сягає 400-700 м<sup>3</sup>/чол-зміну при використанні сучасних бурильних машин.

Достоїнствами шпурової відбійки є: можливість забезпечення малого і більш рівномірного подрібнення; менші втрати і розубоження при мінливих контурах рудних покладів; можливість застосування її у малопотужних рудних тілах, а також при невисокій стійкості руди і вміщуючих порід. До недоліків можна віднести

порівняно високу трудомісткість і собівартість шпурової відбійки; менш сприятливі умови праці щодо пилу і шуму, а при ручних перфораторах і вібрацій.

Шпурова відбійка застосовується в покладах потужністю до 5-8 м з будь-яким кутом падіння і в потужних покладах при необхідності присутності людей в очисному просторі, коли збереження стійкості покрівлі має особливе значення. Крім того, шпурова відбійка краще при розробці руд середньої стійкості і нестійких за системами із штучним підтриманням очисного простору, а також при відпрацюванні цінних руд зі складною морфологією покладу.

### ***Свердловинна відбійка руди.***

Свердловинна відбійка руди вперше у світовій практиці було застосовано у нашій країні на залізних рудниках Кривого Рогу у 1931-1932 рр. і потім з 1947 р — на рудниках кольорової металургії. В даний час підриванням свердловинних зарядів ВР відбивається близько 60 % руди, що видобувається підривним способом

Свердловини, які використовуються для відбійки руди, зазвичай мають глибину від 5 до 35-60 м, рідко до 80 м. Діаметр їх від 40 до 150-200 мм. Максимальна глибина вибухових свердловин обмежена викривленням їх при бурінні.

Свердловини малого діаметру (до 80-90 мм) ефективні при пошаровій відбійці, особливо якщо руда має рідку сітку тріщин (розміри якої перевищують відстань між рядами таких свердловин), при невисокій стійкості руд і вміщуючих порід, при порівняно невеликій потужності рудних тіл (від 5 до 10-15 м), при відбійці у камерах, де в подальшому повинні працювати люди. Свердловини великого діаметра (100-150 мм і вище) доцільні при масовій відбійці, тобто при одночасному руйнуванні значних обсягів руди, близьких до запасів всього очисного блоку, а також при густій сітці тріщинуватості. В потужних покладах монолітних руд малий і великий діаметр свердловин практично приблизно рівноцінні.

Свердловинна відбійка руди може проводитися на відкритий компенсаційний простір або у затиску (на простір, заповнений роздробленою на шматки гірничою масою). Обсяг руди, що відбивається на відкритий простір, не повинен більше ніж удвічі перевищувати обсяг цього компенсаційного простору, щоб отримати нормально розпушену руду.

Відбивають руду вертикальними, горизонтальними або похилими шарами. Причому більше поширення отримала свердловинна відбійка вертикальними шарами, оскільки число рівнів, з яких проводиться буріння, у цьому випадку мінімально, що різко скорочує трудомісткість переміщення бурових верстатів до робочих місць. Перед початком відбійки вертикальними шарами в очисному блоці проходять відрізний, що повстає, який потім розширюють у плоску вертикальну відрізну щілину, яка є відкритим початковим компенсаційним простором. Крім того, як правило, у нижній частині очисного блоку прямо над випускними виробками створюють підсічку (горизонтальну щілину).

Зазвичай застосовують багаторядне (по 3-5 шарів) короткоуповільнене підривання рядів свердловин. Уповільнення (по 15-50 мс) здійснюють за рядами або у шаховому порядку.

При відбійці вертикальних шарів для забезпечення їх зіткнення, ряди свердловин з протилежних сторін очисного простору слід підривати одночасно, що значно покращує якість дроблення руди

Розташування свердловин у шарі (ряду), що відбивається, зазвичай паралельне або віялове (рис. 12.3).

Вибір раціональної схеми розташування свердловин в кожному конкретному випадку вирішується техніко-економічним порівнянням. Практично з усіх розглянутих схем найчастіше використовують віялове розташування свердловин.

На рудниках застосовують такі способи буріння свердловин: штанговий (потужними перфораторами зі складаними буровими штангами), зануреними пневмоударниками, шарошечний і обертальний.

Вибір варіанту відбійки для конкретних умов проводиться на базі відповідних техніко-економічних розрахунків. Причому оптимальним не обов'язково буде найекономічніший варіант відбійки (за витратами на буріння та підривання, а також на проведення і підтримку бурових виробок).

Необхідно врахувати ще порівняльні витрати на наступні виробничі процеси (вторинне дроблення і доставку руди), оскільки ефективність їх істотно залежить від результатів відбійки. Можливий і облік збитків від втрат і розубоження, якщо у порівнюваних варіантах відбійки показники вилучення руди з надр помітно

відрізняються. Таким чином, у загальному випадку оптимальним буде варіант відбійки, в якому сума порівняльних питомих витрат на процеси відбивання, вторинного дроблення, доставки і збитку від втрат і розубоження руди найменша.

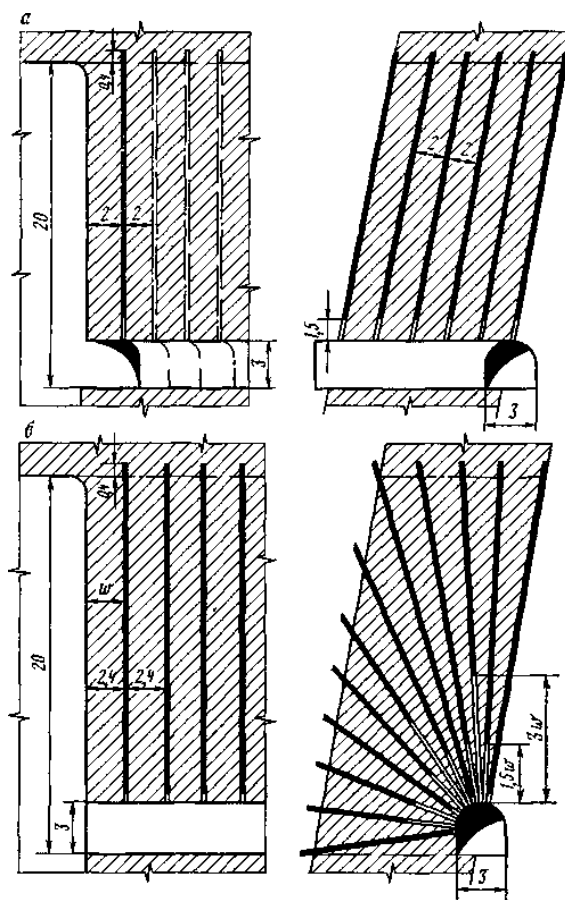


Рис. 12.3. Схеми паралельного (а) і віяльного (б) розташування свердловин

При штанговому бурінні отримали самохідні бурові установки з потужними колонковими пневматичними або гідравлічними перфораторами, що мають незалежне обертання бура (ударно-обертального типу) (рис. 12. 4).

Відбійкою у затиску називається відбійка на відбиту руду, що контактує безпосередньо з забоем або на завалену породу, що вміщає (рис. 12. 5). Вільного простору близько цього масиву або немає, або його недостатньо для нормального розпушення, не більше 10-20 % об'єму масиву, що підривається. Висаджена руда розпушується (збільшується в об'ємі) в основному за рахунок ущільнення матеріалу, що затискає. Зазвичай відбійка у затиску буває секційною: багаторядною з короткосповільненим підриванням кожного ряду. Однорядна (порядная) відбійка в затиску менш ефективна.



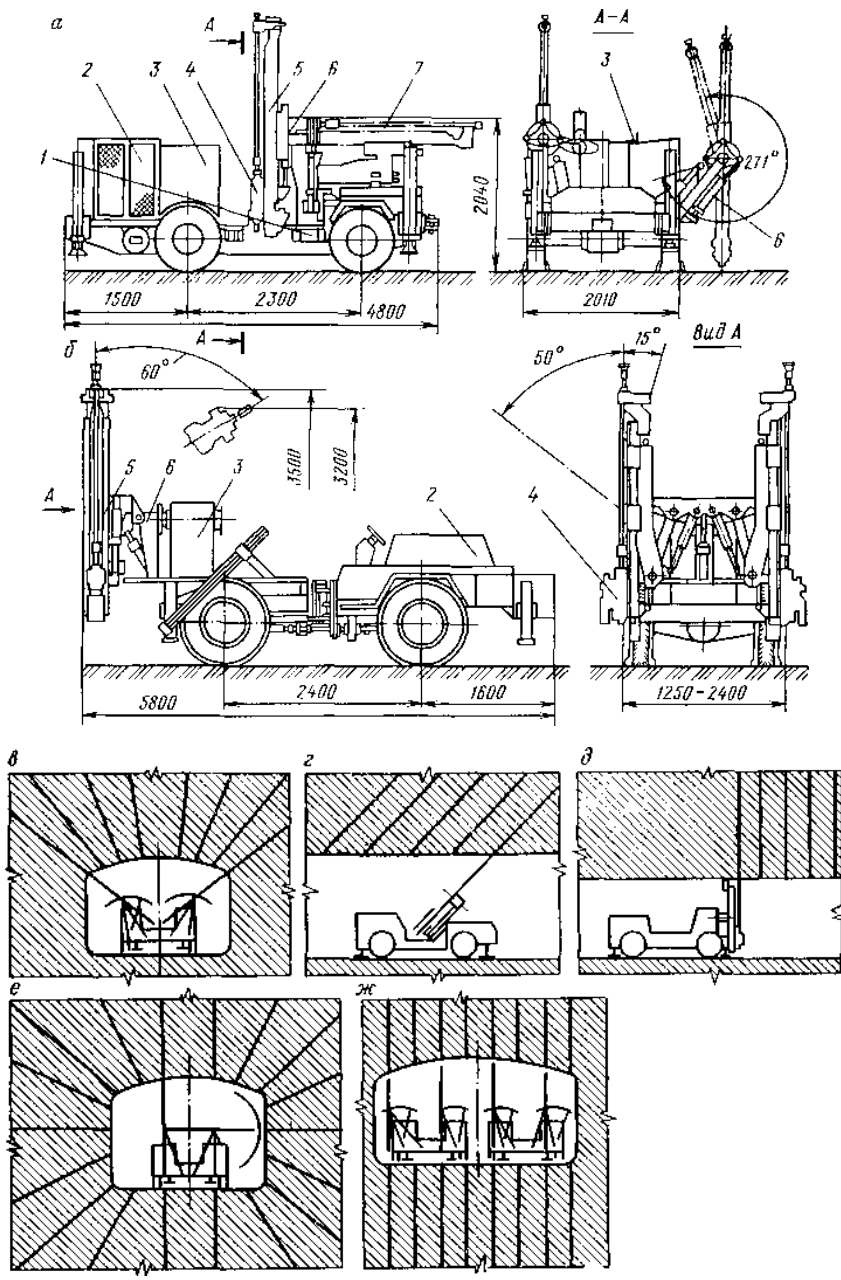


Рис. 12. 4. Самохідні установки для буріння свердловин з центральним (а) и торцевим (б) розташуванням бурильних машин і схеми розміщення пробурених ними свердловин (а, г, д, е, ж):

1 - рама; 2 - двигун; 3 - пульт керування; 4 - бурильна машина; 5 - подавач; 6 - маніпулятор; 7 - бурильна машина у транспортному положенні

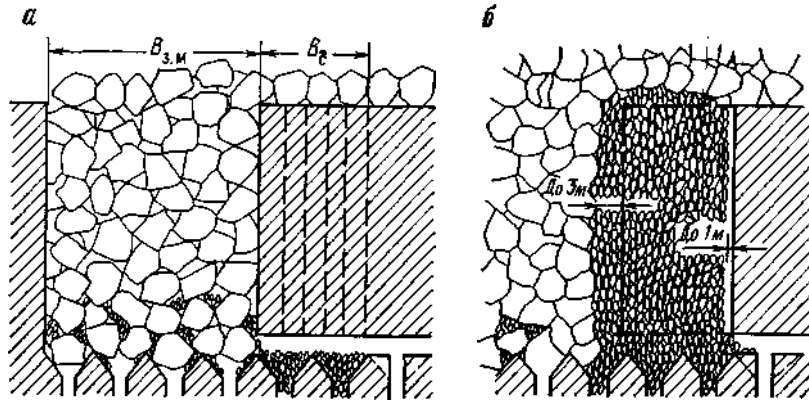


Рис. 12. 5. Схеми свердловинної відбійки руд у затиску

а - до вибуху свердловин у секції,

б - після вибуху

Основними перевагами відбійки у затиску є:

- зниження виходу великих шматків при відбійці, що інтенсифікує випуск і доставку руди у 1,5-2 рази;
- відсутність необхідності у попередньому утворенні відкритого компенсаційного простору, що підвищує стійкість масиву і дозволяє вести виїмку в одну стадію за однотипною технологією;
- можливість випускати руду безпосередньо у торець бурової виробки, тобто застосувати так званий торцевої випуск, при якому на відміну від звичайного донного випуску немає необхідності проводити трудомісткі і дорогі роботи з влаштування випускних виробок (вирв або траншей).

До недоліків відбійки у затиску можна віднести труднощі, які виникають при випуску перших доз руди ущільнених вибухом (зависання руди над випускним отвором), а також викид руди у бурові виробки або деяке ускладнення схем підготовки блоку, спрямоване на усунення цього викиду. У більшості випадків ці недоліки менш істотні, ніж зазначені достоїнства.

### ***Вторинне дроблення негабаритних шматків руди.***

Вторинне дроблення полягає у додатковому подрібненні надмірно великих шматків руди після її вибухової відбійки. Вторинному дробленню підлягають так звані негабаритні шматки, розмір яких перевищує кондиційний. Розмір

кондиційного шматка руди встановлюється при проектуванні рудника, виходячи з вільної (без застрявання) прохідності рудної маси по всьому технологічному ланцюгу видобування (систем рудопотоков) від вибою до поверхні у відповідності з перерізами гірничих виробок, по яких перепускається руда, і параметрами застосовуваного вантажно-доставного, транспортного та підйомного обладнання.

Обсяг робіт щодо вторинного дроблення залежить від виходу негабариту.

В даний час розмір кондиційного шматка руди коливається від 250-350 до 600-700 мм, досягаючи на великих рудниках 900-1200 мм Вихід негабариту при великих розмірах кондиційного шматка руди становить 5-12 %, а при менших розмірах доходить до 25-30 %. При великому виході негабариту частка витрат на вторинне дроблення сягає 20-25 % від загальних витрат на очисну виїмку.

Місцями виконання робіт з вторинного дроблення в очисному блоці можуть бути саме очисний простір, якщо у нього можливий безпечний доступ, випускні та доставочні виробки (рис. 12. 6), а іноді і спеціальні виробки для вторинного дроблення.

Основним способом вторинного дроблення негабаритних шматків є вибуховий: переважно накладними і лише зрідка шпуровими зарядами глибиною близько 10-15 см.

Питома витрата ВР на дроблення негабариту накладними зарядами становить 1,5-2 кг/м<sup>3</sup>, шпуровими зарядами — 0,4-0,8 кг/м<sup>2</sup>. Велика витрата ВР викликає тривалу загазованість виробок і значний розліт осколків.

Вибухове дроблення виконують у міру потрапляння негабаритних шматків на підшву доставочних виробок.

За один вибух дроблять кілька шматків, заряди яких з'єднують детонувальним шнуром. При використанні на доставці руди самохідного обладнання великі шматки за допомогою цього обладнання відкладають у сторону або у спеціальну дробильну камеру, а потім руйнують відразу всі шматки серією зарядів, з'єднаних детонувальним шнуром.

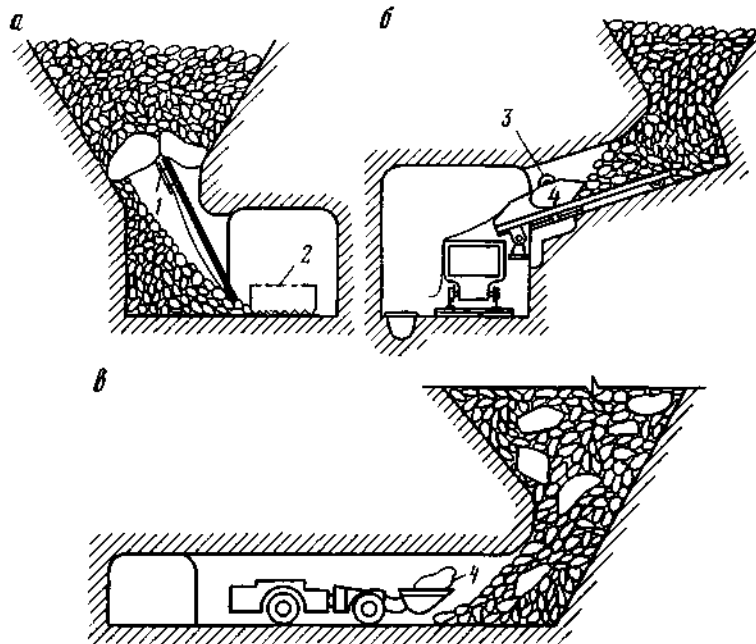


Рис. 12. 6. Схеми, що ілюструють вибухове вторинне дроблення у випускних виробках при скреперній доставці (а), при доставці віброживильниками (б) та при доставці самохідним устаткуванням (в):

1 - фугасний заряд, 2 - скрепер, 3 - накладний заряд, 4 - негабаритний шматок

При випуску руди негабаритні шматки найчастіше зависають у горловинах випускних виробок. Зависання утворюються також і при порівняно дрібній руді, коли шматки розклинаються. Ліквідацію зависань здійснюють фугасами — зарядами ВР, що встановлюються на дерев'яних жердинах масою від 2 до 10 кг, а за особливим дозволом і більше (див. рис. 12. 6, а). При ліквідації високих зависань у рудоспусках успішно пройшли випробування спеціальні системи – гранатомети, що стріляють і складаються з гранати і пускового ствола. Заряд ВР у гранаті кумулятивний. При прискоренні гранати у польоті зводиться її підривач, який при ударі об перешкоду ініціює бойовий заряд. Є гранатомети з масою ВР у гранаті 1,4 і 5,5 кг і дальністю польоту 150-300 м. Питома витрата ВР становить 0,6-2 кг/м<sup>3</sup>.

Вибухове вторинне дроблення негабариту та ліквідація зависань вимагають перерв у процесі доставки для встановлення зарядів, їх підривання та провітрювання, що істотно знижує продуктивність доставки і погіршує техніко-економічні показники очисної виїмки у цілому.

Тому постійно робляться спроби створити безвибухові способи вторинного

дроблення, що базуються на використанні ударних навантажень або термічних впливів, що викликають розколювання негабаритних шматків. На жаль, широкого практичного застосування на підземних рудниках безвибухові способи вторинного дроблення з різних причин не знайшли, за винятком стаціонарних пневмобутобоїв або гідробутобоїв у грохотів і рудоспусків, а також самохідних установок, на стрілі яких змонтований потужний гідроударник, здатний дробити великі шматки руди середньої міцності.

Механічне дроблення великих шматків руди у підземних дробарках відносити до вторинного дроблення не прийнято, оскільки підземні дробарки розташовують біля стволів шахт (поза очисних блоків), а вторинне дроблення — це процес очисної виїмки.

### ***Класифікація способів доставки руди.***

Доставка руди — це переміщення рудної маси від місця відбійки до транспортних засобів, тобто у межах очисного блоку (переміщення від очисного блоку до ствола шахти або до штольні, а по ній до поверхні землі - транспортування руди).

Значення цього технологічного процесу очисної виїмки дуже велике. Частка трудових і матеріальних витрат на доставку руди сягає зазвичай 30-50% всіх витрат на очисну виїмку і лише у рідкісних випадках знижується до 10-15%.

Класифікуються способи доставки по виду енергії, за допомогою якої відбувається переміщення рудної маси у процесі очисної виїмки.

Як правило, зазначені в табл. 12.2 способи доставки кожен окремо на підземних рудниках не застосовуються, а використовуються послідовно спочатку один, а потім інший. Наприклад, спочатку очисним простором і випускними виробками проводиться самопливна доставка (випуск руди), а потім доставочними виробками - механізована доставка до пунктів навантаження у транспортні засоби або до рудоспусків, за якими знову ж йде самопливна доставка (перепуск), а внизу за допомогою люків або живильників здійснюється завантаження у транспортні засоби. Так що поділ доставки на перераховані способи певною мірою умовний, але зручний для вивчення.

## Класифікація способів доставки

Способи доставки	Особливості
1. Самопливна доставка	Руда переміщується під дією власної ваги
1.1. Випуск руди	Очисним простором і далі через випускні виробки
1.2. Перепуск руди	Рудоспусками або рудоспускним відділенням виробок, що повстають, а також по риштаках, жолобах і настилах
2. Механізована доставка	Руда переміщується за допомогою механізмів:
2.1. Скреперна доставка	скреперних лебідок
2.2. Доставка самохідним устаткуванням	самохідних машин
2.3. Доставка живильниками і конвеєрами	стаціонарних установок безперервної дії
3. Інші способи доставки	Руда відкидається очисним простором до випускних виробок за допомогою вибуху
3.1. Вибуходоставка	
3.2. Гідравлічна доставка	Руда змивається водою (при зачистці лежачого боку)

Найчастіше на підземних рудниках застосовують самопливну і механізовану доставки. До шістдесятих років в якості механізованої доставки використовувалася тільки скреперна. Потім широке поширення при доставці руди отримали самохідні машини, живильники та конвеєри, але скреперна доставка остаточно не витіснена.

***Самопливна доставка і основи теорії випуску руди під заваленими породами, що налягають.***

Самопливом доставляють руду перепускними виробками і очисним простором.

П е р е п у с к р у д и широко поширений на підземних рудниках. Рудоспуски бувають звичайними (довжиною від 8-10 м до висоти поверху) і глибокими (довжиною 100-150 м і більше). Перші, як правило, мають у своєму розпорядженні під кожною доставочною виробкою, а другі частіше роблять міжблоковими на відстані від 100-200 до 400 м один від іншого при доставці руди самохідними машинами.

Кут нахилу рудоспусків не повинен бути менше 60°, щоб уникнути застрявання

руди у них. Поперечні розміри рудоспуску обираються з урахуванням максимального розміру шматків, що зустрічаються у рудній масі, що перепускається:

$$D \geq 4d_{\max}, \quad (12.1)$$

де  $D$  - діаметр рудоспуску, м;  $d_{\max}$  - максимальний розмір шматка руди, м.

Досвід підземних рудників показує, що при дотриманні умови (12.1) склепінняутворення з великих шматків, а отже, і утворення заторів, практично не буває. Над рудоспуском зазвичай встановлюють грохотні ґрати (з розміром отворів, рівним  $d_{\max}$ ) або захисні бруси і поручні.

Рудоспуски є акумуляційними ємностями, і якщо довжина їх дорівнює 20-30 м, а тим більше перевищує висоту поверху, то вони можуть забезпечити практичну незалежність у часі процесів доставки і транспортування руди. При перепуску за рудоспусками рудна маса дробиться остаточно. В основному це відбувається у глибоких рудоспусках, майже половина довжини яких (близько 70-100 м) відводиться на вільне падіння шматків, а у нижній частині робиться розширення рудоспуску, до розмірів камери з декількома випускними отворами на днище, що запобігає переущільнення рудної маси. Такі рудоспуски виконують по суті функції підземних дробарок.

Діаметр глибоких рудоспусків зазвичай становить 3 м. По мірі перепуску руди і зносу стінок діаметр його може зрости до 10-12 м. При зносі до діаметра 7-8 м доцільно переходити на експлуатацію рудоспуску в заповненому стані, крім верхньої частини заввишки близько 75 м, яка повинна підтримуватися порожньою.

Набагато рідше, ніж рудоспусками, на рудниках застосовують перепуск руди металевими рештками, жолобами і настилами з кутом нахилу 30-45°.

**В и п у с к р у д и** — це переміщення її під дією власної ваги безпосередньо по очисного простору. Випуск руди буває донним і торцевим.

При **д о н н о м у в и п у с к у** у нижній частині блоку влаштовують спеціальні випускні виробки (вирви або траншеї), через які відбита руда з усієї площі очисного блоку надходить у доставочні виробки для подальшої механізованої доставки руди. На рис. 12.7 та 12.8 зображені випускні вирви і

випускні траншеї, пройдені відносно подальшої механізованої доставки скреперними установками.

В и р в и при донному випуску мають кут нахилу стінок близько  $60^\circ$  і діаметр зверху 6-12 м. У верхній частині вирви взаємно перетинається, щоб у них могла надходити руда з усієї площі очисного блоку.

Т р а н ш е ї мають у поперечному перерізі форму перекинutoї трапеції, в основі якої через 5-8 м за довжиною траншеї вибиті дучки, сполучені нішами з доставочною виробкою.

Очевидно, що проходка вирв більш трудомістка, ніж утворення траншей. Траншеї застосовують у покладах потужних і середньої потужності зі стійкими рудами, а вирви — при малій потужності покладів або при недостатньо стійких рудах.

П р и т о р ц е в о м у в и п у с к у спеціальних випускних виробок не влаштовують, а руда надходить безпосередньо з торця доставочної виробки і переміщається по ній механізованим способом (за допомогою самохідного устаткування або живильника і конвеєра). У міру випуску всієї руди з даного положення торця доставочної виробки здійснюється послідовне погашення цієї виробки у відступаючому порядку, щоб можна було виробляти випуск руди з нових положень її торця.

Тим самим при донному випуску пункти надходження руди до засобів механізованої доставки стаціонарні, а при торцевому переміщаються, по черзі займаючи різні положення за площею блоку, що відпрацьовується. Перевагою торцевого випуску є відсутність випускних виробок, а отже, різке скорочення витрат на підготовчо-нарізні роботи у блоці. Але за певних умов показники вилучення руди при торцевому випуску можуть виявитися трохи гірше, ніж при донному.



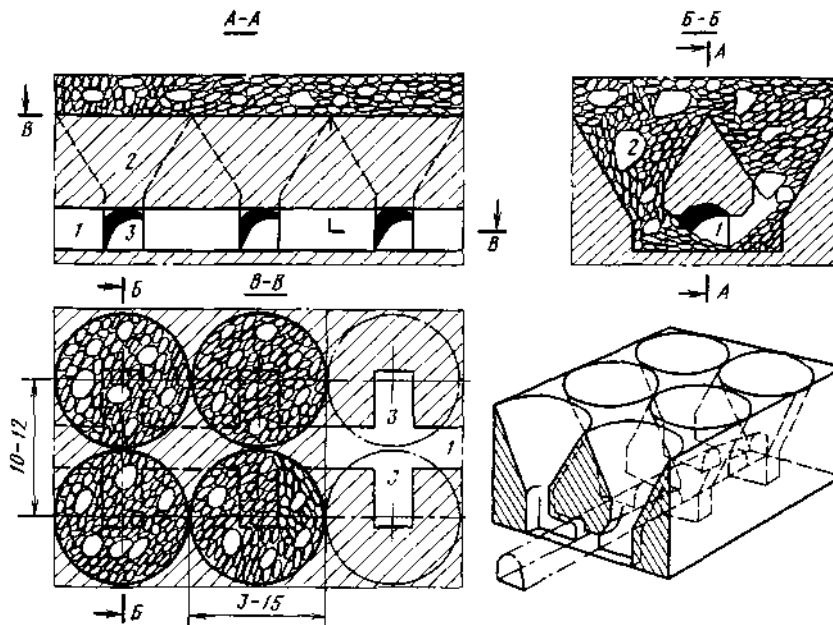


Рис. 12. 7. Випускні вирви:

1 - доставочна виробка; 2 - вирва; 3 - дучка з нішею, що з'єднує горловину вирви з доставочною виробкою

Випуск відбитої руди може відбуватися у відкритому очисному просторі під прикриттям стелини або безпосередньо під заваленими породами, що налягають (див. рис. 12. 5). Щоб руда під дією власної ваги переміщалася до випускних виробок, кут нахилу стінок очисного блоку (лежачого боку) повинен бути не менше  $50-55^\circ$  при відкритому очисному просторі і не менше  $65-75^\circ$  - при випуску під заваленими породами, що налягають. Якщо кут падіння рудних покладів менше зазначених значень, то влаштовують випускні виробки не тільки у днище, а й у лежачому боці (на різних рівнях за висотою), або допускають великі втрати руди, або підроблюють порожні породи лежачого боку, викликаючи засмічення руди.

Випуск руди під прикриттям стелини не вимагає особливого режиму: випускати можна з будь-яких отворів в будь-яких кількостях. А випуск руди під заваленими породами, що налягають, - вкрай складний у фізичному сенсі процес, спостерігати за яким безпосередньо в очисному просторі неможливо, так як доступу людей туди немає. Режим цього випуску зумовлюють величини показників вилучення руди з надр, оцінити які можна теоретично.

Теорія випуску руди була розроблена переважно працями радянських вчених С. І. Мінаєва, Г. М. Малахова, В. Р. Іменітова, В. В. Куликова та ін. Розглянемо

основні положення цієї теорії.

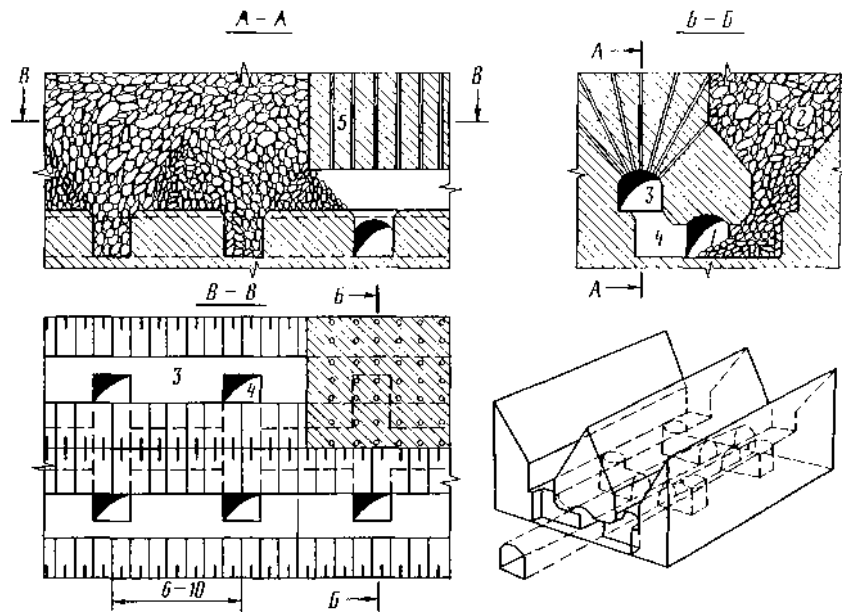


Рис. 12. 8. Випускні траншеї:

1 - доставочна виробка; 2 - траншея; 3 - траншейна виробка; 4 - дучка з нішею; 5 - шпури або свердловини для утворення траншеї

Спочатку під налягаючими заваленими породами випускається чиста руда (з вмістом  $A_{руд}$  у кількості  $D_{ч.р}$ ), а потім з'являється і починає зростати домішка порожніх порід (рис. 12. 9). Випуск з кожного отвору припиняють тоді, коли розубоження в останній дозі випуску сягне економічно допустимої величини  $p_{пред}$ . Доза випуску — це мінімальна порція, для якої контролюється якість рудної маси. Зазвичай доза дорівнює кількості рудної маси, випущеної з отвору за зміну (100-150 т при скреперній доставці і 300-400 т при доставці самохідним устаткуванням і віброживильниками).

Граничне розубоження в останній дозі випуску

$$p_{пред} = (A_{руд} - kA_{min})/A_{руд}, \quad (12.2)$$

де  $A_{min}$  — промнімум, встановлений для руди у масиві, %;

$k$  — поправочний коефіцієнт, що враховує, що для рудної маси частина витрат з видобутку вже проведена і граничний вміст у рудній масі може бути зниженим у

порівнянні з  $A_{\min}$  (у бідних рудах  $k \cong 1$ ; у середньонасичених  $k = 0,8$  та у багатих  $k = 0,6$ ).

Зазвичай для бідних руд  $p_{\text{пред}} = 0,25-0,35$ , а для середньонасичених  $p_{\text{пред}} = 0,6-0,8$ .

Витікання руди через поодинокі отвори відбувається із об'ємів, що нагадують за формою еліпсоїди обертання з витягнутою вертикальною віссю, - еліпсоїдів випуску.

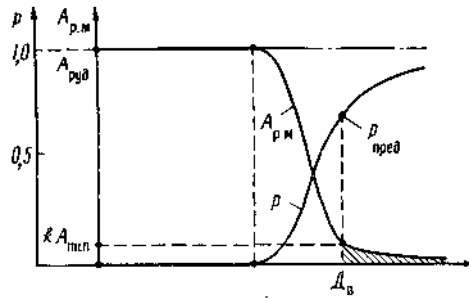


Рис. 12. 9. Залежність вмісту металу  $D_{p.m}$  та розубоження у дозі випуску  $p$  від кількості випущеної під заваленими породами рудної маси  $D$ ;  $D_0$  - загальна кількість випущеної з блоку рудної маси

Еліпсоїд випуску — це фігура витікання, всі частки якої, лежать на поверхні фігури, приходять до випускного отвору одночасно, але шляхи у них різні, а отже, і швидкості частинок різні (рис. 12. 10, а).

Коефіцієнт витягнутості еліпсоїда (відношення його висоти до найбільшого горизонтального діаметру) зростає із збільшенням сил тертя і особливо сил зчеплення (із збільшенням кількості дрібних глинистих часток і вологи, ущільненням руди), а також із збільшенням об'єму еліпсоїда, тобто його висоти.

На місце випущеної порції (з об'єму еліпсоїда випуску) надходить руда з околиць еліпсоїда випуску, за рахунок чого у певній зоні відбувається вторинне розпушення. Форма об'єму, в межах якого відбувається вторинне розпушення, приблизно схожа з еліпсоїдом випуску і звідси отримала найменування еліпсоїда розпушення (рис. 12. 10, б).

Еліпсоїд розпушення подібний еліпсоїду випуску, але значно більший за розмірами і об'ємом ( $K_p > K_B$ ).

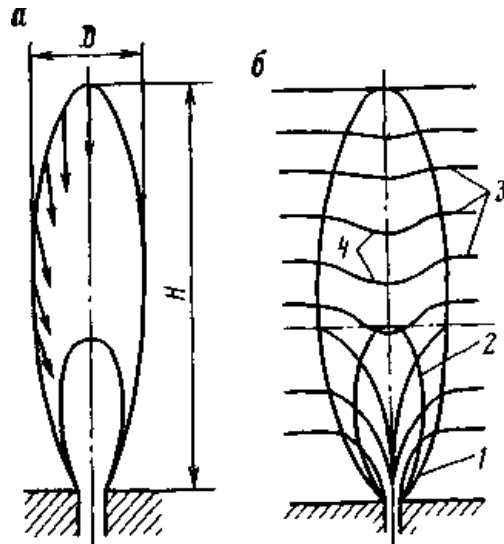


Рис. 12. 10. Еліпсоїди випуску різної висоти (при різній кількості випущеної руди) (а) і еліпсоїди розпушення і випуску при випуску певної кількості руди через одиночний отвір (б):

1 - поверхня еліпсоїда розпушення; 2 - поверхня еліпсоїда випуску, 3 - межі шарів, що були до початку випуску горизонтальними; 4 - вирва прогину.

При нормально розпушених рудах об'єм еліпсоїда розпушення перевищує об'єм еліпсоїда випуску у 10 разів, а при ущільненій руді — у 6 разів. Висота еліпсоїда розпушення перевищує висоту еліпсоїда випуску при нормально розпушених рудах у 3,2 рази, а при ущільненій руді — у 2,45 рази.

На рис. 12.11, б показано переміщення контакту руди з обваленими породами, що налягають, при випуску через одиночний отвір (при допущенні, що породи, що налягають, крупніше відбитої руди і просочування породного немає).

Контакт починає перегинатися по досягненні його еліпсоїдом розпушення, після чого утворюється *вирва прогину*. Коли вирва прогину нижнім кінцем досягне випускного отвору, почнеться розубоження. До цього випускається чиста руда, для якої  $A_{pm} = A_{руд}$ , а з цього моменту починається випуск розубоженої руди, для якої  $A_{pm} < A_{руд}$ . Розубоження у дозах зростає до тих пір, поки не перевищить допустиму величину — граничне розубоження в останній дозі випуску. У цей момент випуск припиняють.

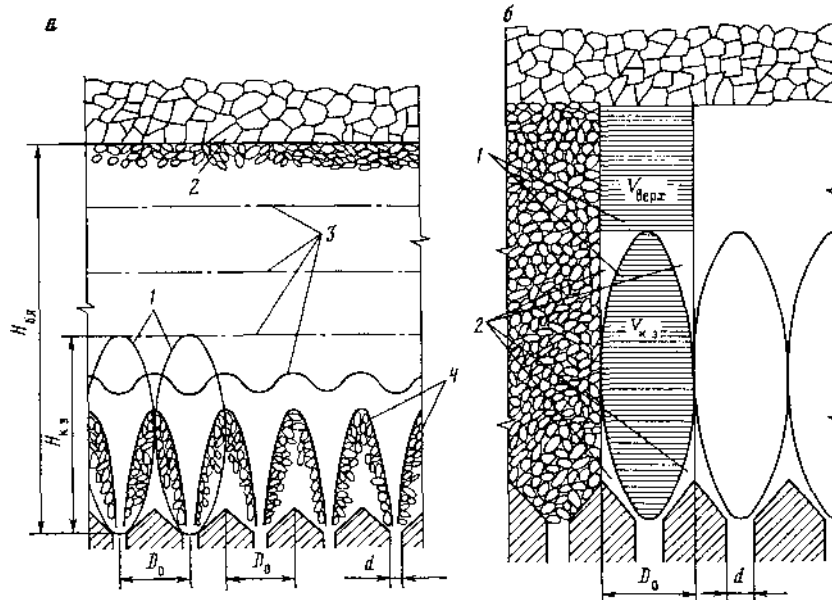


Рис. 12. 11. Схеми, що ілюструють рівномірно-послідовний випуск (в ідеальних умовах):

а - переміщення поверхні руди (1 - еліпсоїди випуску, що торкаються; 2 - початкове положення поверхні контактів, 3 - наступне їх положення; 4 - положення при початку засмічення); б - схема до розрахунку втрат і засмічення руди (1 - розрахункові обсяги руди, що випускаються до початку засмічення; 2 - те ж, що залишаються у блоці до початку засмічення)

Зазвичай коефіцієнт вилучення чистої руди становить 0,60-0,75, а втрати і розубоження в сумі 0,25-0,4. У несприятливих умовах (коли масово обвалюються цілики, і зверху, і з боків оточені заваленими породами, що вміщують) коефіцієнт вилучення чистої руди знижується до 0,3 і навіть менше, а сума втрат і розубоження доходить до 0,5-0,6.

### **Скреперна доставка руди.**

Скреперні установки є установками періодичної дії і складаються з скреперної лебідки, скрепера, головного і хвостового канатів, кінцевого блоку і блоку, що підтримує (рис. 12. 12). При роботі скрепер здійснює періодичні зворотно-поступальні рухи. До місця навантаження порожній скрепер переміщається за допомогою хвостового канату, а у зворотному напрямку - за допомогою головного канату. Скрепер, проникаючи в розпушену гірську масу, самозавантажується і

доставляє її волоком по підшві виробки до місця розвантаження

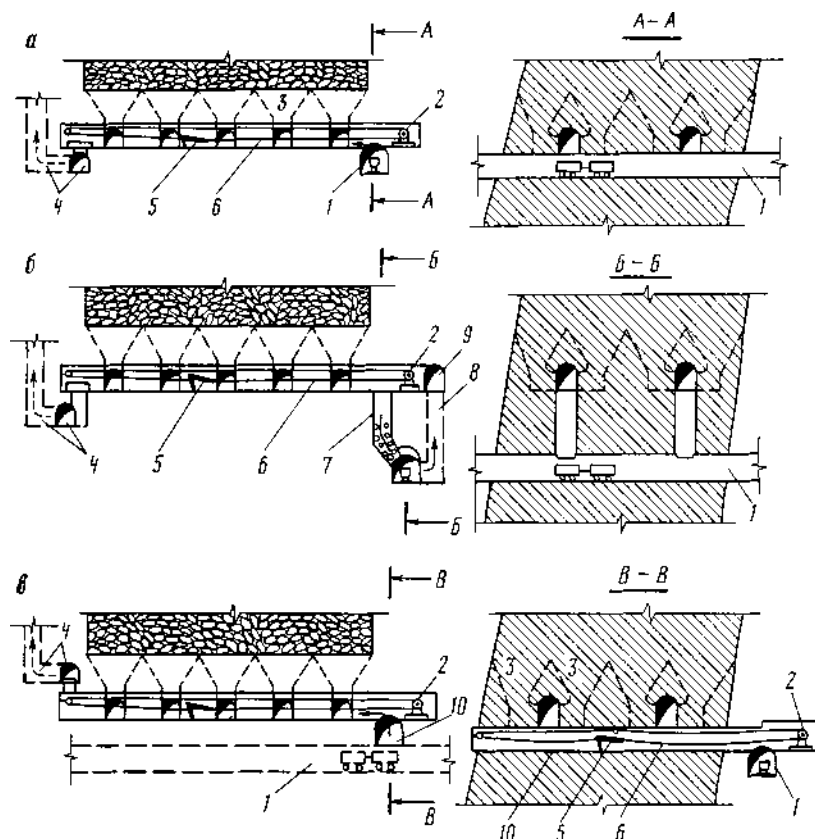


Рис. 12. 12. Схеми горизонтів скреперування:

а - з безлюковим завантаженням; б - з акумулюючими рудоспусками; в - з акумулюючою скреперною виробкою; 1 - виробка для транспортування руди; 2 - скреперні лебідки, 3 - випускна вирва; 4 - вентиляційна виробка; 5 - скрепер; 6 - канат; 7 - рудоспуск; 8 - ходовий що повстає; 9 - сполучна виробка; 10 - акумулююча скреперна виробка

Скреперна доставка руди має широке поширення на підземних рудниках завдяки простоті і безвідмовності роботи скреперних установок у самих несприятливих умовах. Скреперування проводиться як по очисному простору, так і по доставочним виробкам, в які руда надходить з очисного простору через випускні отвори під дією власної ваги. В останньому випадку негабаритні шматки породи, що вивалилися на підшву скреперної виробки, зазвичай тут же на місці піддаються вторинному дробленню накладними зарядами ВР.

Руду скреперують у рудоспуски або, якщо підшва доставочних виробок знаходиться на рівні покрівлі відкаточних, — безпосередньо у вагонетки через навантажувальні полиці. Рудоспуски служать бункерною ємністю і дозволяють

забезпечити практично незалежну роботу доставки і транспорту, якщо місткість рудоспуску не менше місткості складу вагонеток. При безлюковому навантаженні через полок скреперування може проводитися тільки при наявності порожняка під навантаженням.

Комплекс випускних і доставочних виробок, у яких проводиться скреперування і вторинне дроблення негабариту, а також рудоспуски і виробки, призначені для обслуговування цих процесів, прийнято називати **горизонтом скреперування**. Застосовують різні схеми горизонтів скреперування (див. рис. 12.12).

Місткість скреперів змінюється від 0,1 до 1-2 м<sup>3</sup> в залежності від потужності лебідок і максимальних розмірів шматків руди, що доставляються. Так, при потужності скреперної лебідки 17 кВт і розмірі кондиційного шматка 400 мм місткість скрепера дорівнює 0,1-0,15 м<sup>3</sup>, а при потужності лебідки 55 кВт і максимальному розмірі шматків до 800-1000 мм місткість скрепера становить 0,5-1,0 м<sup>3</sup>.

За типом скрепери діляться на гребкові та ящикові. Гребкові скрепери бувають жорсткими і шарнірно-складними. Останні при зворотній (холостому) ході завдяки тому, що задня стінка складається, практично зовсім не захоплюють руду і можуть пройти через невеликий провіт між покрівлею виробки над навалом руди.

При доставці по виробках ширина скрепера не повинна бути більше 0,4-0,6 ширини виробки для скреперів, що не складаються і 0,5-0,8 ширини виробки для скреперів, що складаються шарнірно. Тому, якщо необхідно збільшити продуктивність скреперної доставки по виробках невеликої ширини (1,6-2 м), застосовують потужні скреперні лебідки і замість одного великого скрепера послідовно ставлять один за іншим два-три невеликих.

Зазвичай при високопродуктивних системах розробки і великому розмірі кондиційного шматка руди довжина скреперної доставки не перевищує 25-35 м, складаючи нерідко всього 15-20 м, а при малопродуктивних системах доходить до 50-80 м.

Продуктивність невеликих скреперних установок потужністю 10 кВт при довжині доставки 10-15 м складає всього 20-30 т/зміну. Скреперні установки

потужністю 55 кВт і більше при відстані доставки 10-30 м і кондиційному шматку руди 800 мм забезпечують стійку продуктивність 300-350 т/зміну. При кондиційному шматку руди 400 мм і значному виході негабариту продуктивність цих скреперних установок знижується до 150 і навіть до 100 т/зміну.

Достоїнствами скреперної доставки руди є: конструктивна простота і невелика вартість установок; менші витрати на монтаж у порівнянні з живильниками і конвеєрами; простота доставки обладнання на підповерхи (тяговою лебідкою з матеріального відділення виробки, що повстає); можливість мати мале (від 1,6х1,8 м) перетин доставочних виробок, в яких може і не знадобитися кріплення, тоді як виробки великого перерізу вже вимагають установки кріплення; можливість застосування при будь-якій міцності і стійкості, будь-якої потужності покладів, малий запас руди у блоці і т. п., а також можливість розташовувати випускні отвори за більш густою сіткою, ніж при інших способах доставки, аж до відстані між осями отворів всього 4-5 м, що, природно, різко покращує показники видобування руди з надр, збільшуючи, однак, питому витрату підготовчо-нарізних виробок.

До недоліків скреперної доставки можна віднести: відносно малу продуктивність; часте розташування рудоспусків та інших пунктів розвантаження скрепера, що збільшує обсяг підготовчо-нарізних робіт і розосереджує транспорт; порівняно важкий і малопrestiжна робота машиніста скреперної установки.

В даний час і в перспективі скреперна доставка зможе ефективно застосовуватися у таких випадках: при потужності покладів менше 1,5-2 м; при окремому розташуванні і невеликому (до 50-100 тис. т) запасі блоку або підповерху; при малостійкій руді і значному гірському тиску, що ускладнює підтримання виробок збільшеного перерізу. На користь скреперної доставки говорять і набагато менші капіталовкладення, ніж при використанні самохідного обладнання, і дефіцитність останнього, особливо імпортного.

### ***Доставка руди самохідним устаткуванням.***

Самохідним прийнято називати безрейкове обладнання, що має самостійний привід для переміщення. Зазвичай самохідне обладнання випускається на шинному ході або рідше на гусеничному і для доставки руди використовується як



безпосередньо у відкритому очисному просторі, так і в доставочних виробках.

Привод самохідного обладнання буває дизельним, електричним (кабельним або тролейним) і пневматичним. Потужне обладнання випускають переважно з дизельним або електричним кабельним приводом, а малогабаритне — з пневматичним. При використанні дизельного обладнання відбувається викид вихлопних газів. Тому всі дизельні двигуни забезпечуються спеціальними газоочистниками. Крім того, необхідно подавати не менше 6,75 м<sup>3</sup>/хв свіжого повітря на 1 кВт потужності дизельного двигуна додатково до загальної кількості повітря, необхідного для провітрювання.

Самохідні машини, які використовуються при доставці руди, можна розділити на три групи: навантажувальні машини, що виробляють тільки навантаження руди; доставочні машини, що здійснюють перевезення руди, і вантажно-транспортні машини, що суміщають ці операції.

Д о н а в а н т а ж у в а л ь н и х м а ш и н належать машини з лапами, що нагрібають, підземні ковшові екскаватори та навантажувачі.

Навантажувальні машини з нагребачими лапами типу ПНБ обладнані скребковим або пластинчастим конвеєрами і є машинами безперервної дії. Вони бувають середніми (масою 18-22 т, настановна потужність електродвигунів 80-90 кВт) та важкими (масою 27-30 т, потужність електродвигунів до 230 кВт). Середні машини типу ПНБ можуть працювати нормально у виробках перерізом не менше 3x4 м при дрібнокусковій руді (крупністю до 400 мм). Продуктивність їх коливається від 150 до 800 т/зміну. Важкі машини типу ПНБ мають продуктивність до 1000-1200 т/зміну.

Підземні екскаватори типу ЕП застосовують для навантаження руди тільки при відпрацюванні пологих покладів у відкритому очисному просторі висотою не менше 4,5-5 м. Місткість ковша підземного екскаватора від 1 до 2 м<sup>3</sup>, гусеничний хід, привід електричний.

Продуктивність екскаватора ЕП-1 з ковшем місткістю 1 м<sup>3</sup> становить близько 700 т/зміну.

Ковшові колісні навантажувачі з ковшем місткістю від 1 до 3 м<sup>3</sup> відрізняються високою маневреністю і продуктивністю: до 1200 т/зміну при місткості ковша 2 м<sup>3</sup>

і 1800 т/зміну при місткості ковша 3,2 м<sup>3</sup>. Привід навантажувачів - дизельний, потужністю близько 60-140 кВт. Висота навантажувачів в транспортному положенні становить лише 2-2,2 м, але в місці навантаження у самоскиди висота виробки повинна бути не менше 4,5 м. Вони вантажать навіть абразивну крупнокускову руду (крупністю до 700-900 мм).

Завдяки відносній простоті робочих органів ці машини є найбільш перспективними з усіх, що застосовуються на навантаженні руди. Крім того, вони можуть використовуватися взагалі без доставочних засобів, самі перевозячи руду у ковші на відстані 150-300 м (див. нижче ВТМ типу ПД).

До доставочних машин (рис. 12.13) відносяться підземні автосамоскиди і самохідні челнокові вагонетки.

Челнокова вагонетка являє собою самохідний пневмоколісний візок з встановленим на ньому коробом довжиною 8-10 м, на дні якого змонтований скребковий або рідше пластинчастий конвеєр. В момент завантаження вагонетки конвеєр розподіляє рудну масу за довжиною кузова, а у момент розвантаження вивантажує її з вагонетки. Така вагонетка може здійснювати челникові (зворотно-поступальні) переміщення без розвороту, завантажуючись з одного торця і розвантажуючи з іншого. Привід вагонеток зазвичай дизельний і рідше електричний (з живленням через гнучкий кабель довжиною до 50-100 м або через струмознімач від контактного тролейного проводу). Вантажопідйомність самохідних челнокових вагонеток становить 10 або 15 т. Швидкість руху 8-10 км/ч. Найчастіше челнокові вагонетки використовують для доставки м'яких неабразивних руд.

Автосамоскиди на підземних рудниках доцільно використовувати під час перевезення руди на значні відстані (від 300 до 1000-2500 м і більше). Так що автосамоскиди нерідко застосовуються і на доставці, і на транспортуванні виробками, а іноді і з підйомом руди по похилих стволах, а також при транспортуванні на поверхні до збагачувальної фабрики.

Кабіна і кузов підземних автосамоскидів зазвичай з'єднані шарнірно і в плані можуть знаходитися майже під кутом 60° один до одного. Це дозволяє різко зменшити радіус повороту автосамоскида.

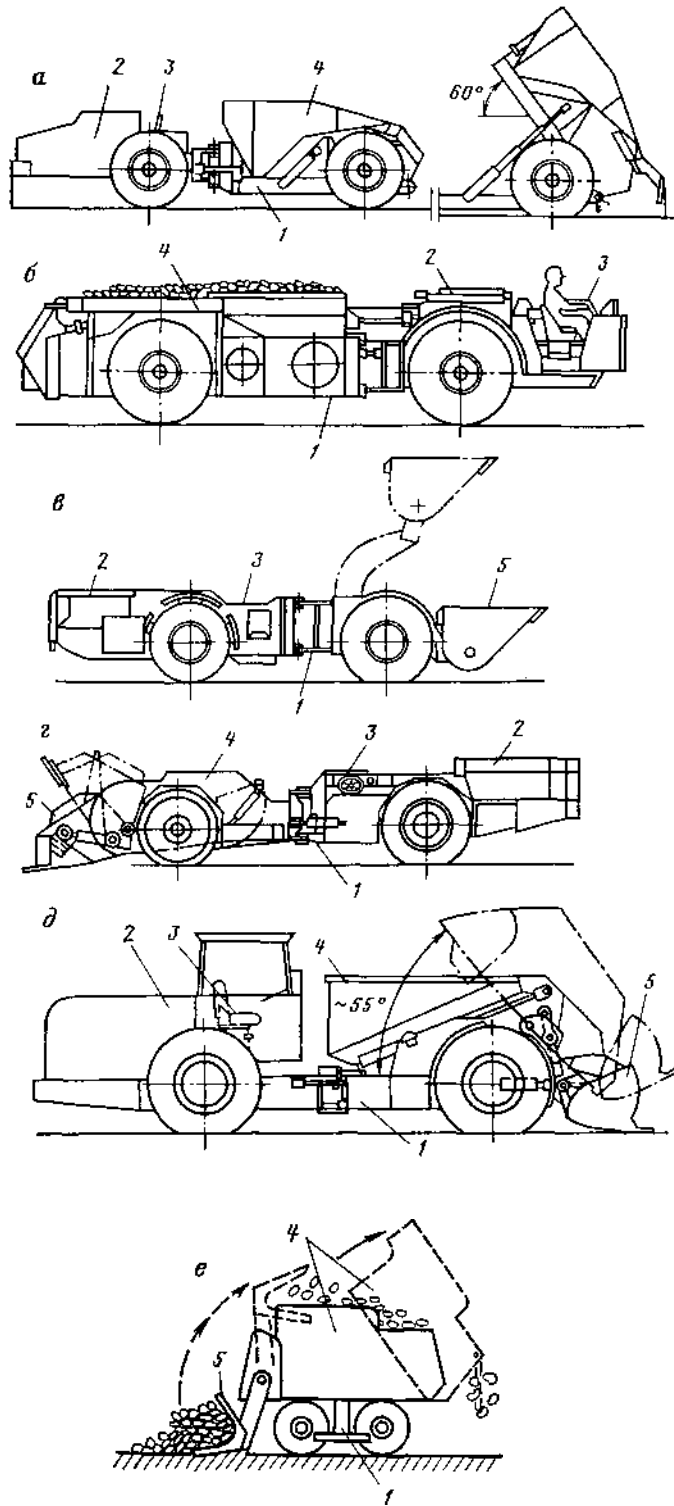


Рис. 12. 13. Самохідне обладнання для доставки руди:

*а* и *б* - автосамоскиди відповідно з перекидним кузовом і телескопічно висувною частиною кузова, *в* – ковшова ПТМ, *г*, *д*, *е* - бункерні ПТМ; *1* - рама; *2* - двигун, *3* - місце водія, *4* - кузов (бункер), *5* - ківш

Швидкість руху автосамоскидів значно вище, ніж самохідних вагонеток, і досягає 40-45 км/ч. Потужність дизельних двигунів коливається від 100 до 350 кВт.

Застосовується двох - або триступеневе очищення вихлопних газів.

Кузова автосамоскидів зазвичай перекидні, рідше телескопічні (розсувні) або з виштовхуванням вантажу (див. рис. 12. 13, а и б). Грузопідйомність сучасних підземних автосамоскидів коливається від 10 до 40 т.

В а н т а ж н о - т р а н с п о р т н і машини (ВТМ), які раніше зазвичай називали «поручочно-доставочними машинами» (ПДМ), але відповідно до ГОСТу перейменували, сполучають у собі функції і навантажувальних, і поставальних машин. Вони бувають бункерними (типу ПТ) і ковшовими (типу ПД).

Ковшові ВТМ типу ПД відрізняються від ковшових навантажувачів по суті тільки висотою підйому ковша для вивантаження гірської маси у доставочну машину (автосамоскид або челнокову вагонетку).

Бункерні вантажно-транспортні машини типу ПТ мають ковшовий навантажувальний орган і перекидний бункер, що акумулює. Вони завантажуються самостійно. Ці машини поділяються на легкі (масою 2,5-5 т) і важкі (з масою більше 20 т).

Легкі бункерні ВТМ (див. рис. 12. 13, е) відрізняються високою маневреністю і призначені для роботи у виробках невеликого перерізу і висоти. Привод їх пневматичний, стиснене повітря подається по гнучкому шлангу довжиною 25, рідше 50 м. Легкі бункерні вантажно-транспортні машини мають місткість бункера від 1 до 2,5 м<sup>3</sup> та місткість ковша від 0,12 до 0,5 м<sup>3</sup>. Продуктивність їх від 150 до 600 т/зміну при довжині доставки не більше 50-100 м.

Важкі бункерні машини мають місткість бункера від 3 до 10 м<sup>3</sup> при місткості ковша від 1 до 2 м<sup>3</sup>. Вони призначені для роботи з мілкокусковою і малоабразивною рудою.

Ковшові вантажно-транспортні машини типу ПД надійно працюють і при крупнокусковій абразивній руді (рис. 13, в) Вони мають фронтальний ківш значної місткості (зазвичай близько 3-5 і навіть 10 м<sup>3</sup>), завантаживши який машина в ньому і доставляє руду до пункту розвантаження зазвичай на відстань приблизно 150-300 м. Вітчизняна машина ПД-8 має ківш місткістю 4 м<sup>3</sup>. Ці машини можуть використовуватися і як навантажувачі у комплексі з автосамоскидами (якщо їх конструкція передбачає можливість підйому ковша на рівень завантаження

автосамоскида), і як бульдозери для зачищення підшви камер, підготовки дорожнього покриття, згрібання рудної маси у навал. У ковшах можна також перевозити і матеріали, і важкі деталі гірничих машин, і обладнання.

Всі ковшові вантажно-транспортні машини мають дизельний, а останнім часом і електричний привод, швидкість їх руху 20-40 км/ч.

Бульдозери з відомим наближенням можуть бути віднесені до вантажно-транспортних машин, якщо вони згрібають руду в розташовані поблизу рудоспуски або зачищають підшву очисних вибоїв. Окрім того, бульдозери використовують і на допоміжних роботах зі спорудження підземних доріг, а також для згрібання руди у навал при навантаженні іншими машинами, у тому числі екскаваторами.

Бульдозери бувають електричними і дизельними на гусеничному або шинному ході, з дистанційним керуванням.

Перераховані типи самохідних машин досить різноманітні і мають різні умови застосування. Вибір поєднання (комплексу) самохідних машин для конкретних умов — це завдання техніко-економічного порівняння.

У певних умовах доцільно поєднання для навантаження, доставки або транспортування в єдиний комплекс і стаціонарних, і самохідних машин, а саме робота за схемою «віброживильник—автосамоскид». Ця схема ефективна при розробці потужних родовищ міцних руд, коли кусковатість відбитої руди середня або висока (при кондиційному шматку 0,6-0,7 м вихід негабариту перевищує 5 %). Відстань між доставочними виробками за цією схемою 20-24 м. Витрата дизельного палива — 0,025-0,040 кг/т, дизельного масла — 0,02-0,03 кг/т. Середній термін служби шин — 1300-2000 год (великі значення — при бетонному покритті).

При використанні самохідного устаткування доводиться збільшувати перетин доставочних виробок до 12-15 і навіть 18-20 м<sup>2</sup>, що значно перевищує переріз скреперних виробок.

Правила безпеки передбачають у транспортних виробках, де здійснюється рух машин і пішоходів, зазори між найбільш виступаючою частиною машини і стінкою виробки або розміщеним у виробці обладнанням. Вони повинні бути не менше 1,2 з боку проходу людей і 0,5 м з протилежного боку. Ширину проходу для людей можна зменшити до 1 м, якщо влаштовувати спеціальну пішохідну доріжку (трап)

висотою не менше 0,2-0,3 м і шириною 0,8 м або якщо через кожні 25 м довжини виробки для розміщення людей робити ніші (поглиблення у стінці виробки) заввишки 1,8 м, шириною 1,2 м і глибиною 0,7 м.

У бурових, доставочних і допоміжних виробках, де не передбачається піше переміщення людей, зазори з кожної сторони повинні бути не менш 0,5 м при швидкості руху машини не більше 10 км/год і не менше 0,6 м — при швидкості, що перевищує 10 км/ч.

Відповідно до схеми, наведеної на рис. 12. 14, ширина транспортної виробки при наявності пішохідної доріжки

$$B = a + A + c, \quad (12.3)$$

де  $a$  - ширина пішохідної доріжки, м;

$A$  - ширина проїзної частини, м,

$c$  - мінімальна відстань між краєм проїзної частини і стінкою виробки, м,

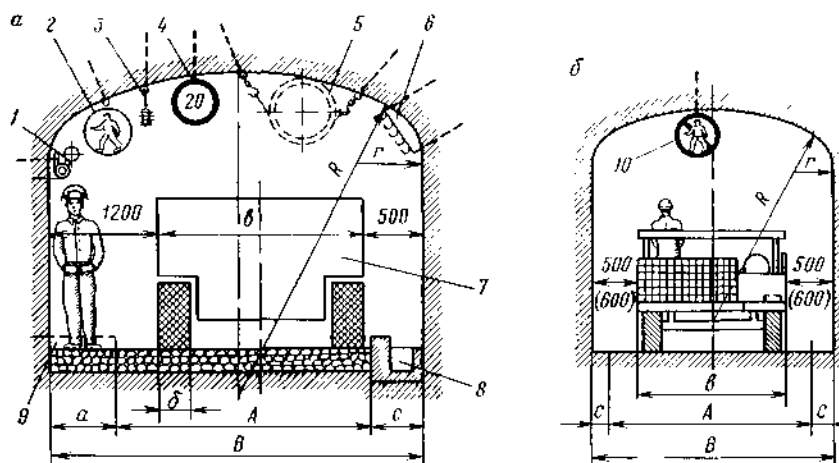


Рис. 12. 14. Поперечний переріз транспортних (а), буродоставочних і допоміжних (б) виробок при експлуатації самохідних машин

1 - магістраль стисненого повітря і води, 2 - знак «Пішохідна доріжка», 3 - підвіска світильників, 4 - знак «Обмеження швидкості», 5 - вентиляційна труба, 6 - підвішування кабелів, 7 - транспортна машина, 8 - канавка 9 - тротуар, 10 - знак «Рух людей заборонено»

а при відсутності пішохідної доріжки

$$B = A + 2c. \quad (12.4)$$

У свою чергу ширина проїжджої частини

$$A = b + 1,5\delta + 0,012v, \quad (12.5)$$

де  $b$  і  $\delta$  - відповідно ширина машини і профілю покриття, м;

$v$  - швидкість руху автомобіля, км/год

Проїжджа частина буває без покриття (з плануванням) або зі штучним покриттям, при влаштуванні якого використовуються бетон, асфальт, бітумоцемент, дроблена порода, щебінь та інші матеріали. Вид покриття встановлюється залежно від вантажопідйомності, швидкості руху машин і терміну служби виробки.

Кут нахилу виробок вибирається з урахуванням їх класу, типу вживаного устаткування і терміну служби. Вибір оптимального кута нахилу транспортних виробок має велике значення для ефективного використання самохідного обладнання.

Рекомендовані значення поздовжнього нормального ухилу становлять для основних розкриваючих виробок при підйомі вантажу  $6^\circ$ , при русі порожняка  $8^\circ$ , а для допоміжних ухилів при перевезенні людей, устаткування і матеріалів -  $8^\circ$ , при русі машин -  $10^\circ$ . Максимальний поздовжній ухил на окремих ділянках може бути на  $2^\circ$  вище перерахованих величин.

У даний час, поряд із звичайним ручним керуванням самохідними машинами, все ширше починає використовуватися дистанційне управління у межах видимості. Останнє буває електричним через кабель (для електричних ВТМ і для пневматичних ВТМ з електропневматичними клапанами), а також з радіоуправлінням (для дизельних та електричних ВТМ і бульдозерів). При цьому виносний пульт управління розміщується у доставочній виробці, звідки проглядається місце вантаження руди в очисному просторі (рис. 12. 15).

Нормальний огляд забезпечується на відстані до 20-30 м, задовільний — на відстані до 50 м. Дистанційно керують під'їздом машини до навалу руди, навантаженням і поверненням у доставочну виробку. Тут оператор пересідає на машину і переходить на ручне керування для подальшої доставки руди до рудоспуску. Машини з радіоуправлінням мають більш високу вартість (на 20-30 %) і меншу продуктивність (приблизно на 15-20 %), але відкривають широкі можливості для застосування високопродуктивних систем розробок в умовах, де без дистанційного керування працювати не можна.

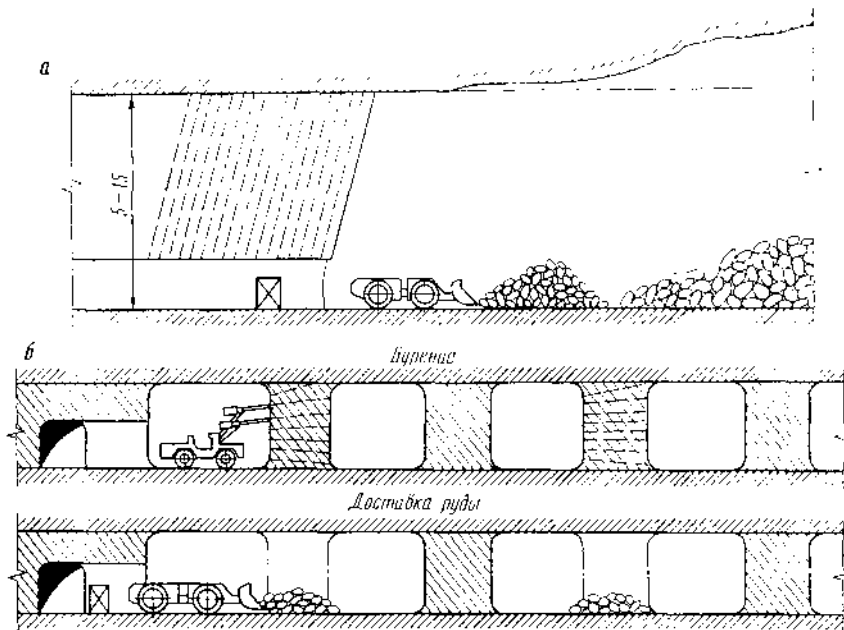


Рис. 12. 15. Схеми застосування ВТМ з дистанційним керуванням:

*а* - для суцільної виїмки з можливими вивалами або відстаючим обваленням безпосередньої покрівлі; *б* - для виїмки опорних ціликів у пологих покладах.

Широке впровадження на підземних рудниках самохідного обладнання (у тому числі доставного) є в даний час одним з найважливіших напрямів технічного прогресу у гірничорудній промисловості. Найбільш перспективними при високопродуктивних системах розробки представляються при довжині доставки до 150-300 м ковшові вантажно-транспортні машини типу ПД з дизельним або електричним кабельним приводом, а при довжині доставки від 300 до 1000 м і більше — комплекси з ковшових навантажувачів і дизельних автосамоскидів. При шаровій виїмці та доставці по виробках невеликої площі перерізу на відстань до 50-



100 м більш ефективні легкі бункерні вантажно-транспортні машини типу ПТ з пневмоприводом.

### *Доставка руди живильниками і конвеєрами.*

Живильники та конвеєри є стаціонарними установками безперервної дії і знаходять значне поширення на підземних рудниках. З їх допомогою доставляється до 10-12 % загального обсягу руд кольорових металів, близько 10 % (а в перспективі до 25 %) апатитових руд, близько 20 % залізних руд.

Ж и в и л ь н и к а м и прийнято називати короткі конвеєри довжиною до 6-8 м, які служать для навантаження руди в інші засоби механізованої доставки, рудоспуски або прямо у відкаточні вагонетки. Відомі живильники вібраційні, плунжерні, скребкові, ті, що хитаються, і пластинчасті. Найбільше поширення на рудниках отримали вібраційні живильники. Їх застосовують при рудах, що не злежуються, будь-якої крупності, міцності й абразивності. Вторинне дроблення негабариту виконують прямо на лотку віброживильника.

Віброживильники бувають двох типів: зі спрямованими і ненаправленими коливаннями (рис. 12. 16).

Віброживильники з ненаправленими коливаннями обов'язково мають певний нахил до горизонту  $\alpha$ , у зв'язку з чим під дією вібрацій рудна маса, що знаходиться на живильнику, набуває властивість текучості і починає переміщатися по похилому лотку. Щоб сам живильник не з'їжджав під ухил, його закріплюють ланцюгами або канатами. Очевидно, що збільшення кута нахилу віброживильника помітно підвищує його продуктивність. Однак при занадто великих кутах нахилу зупинка живильника (припинення вібрацій) не забезпечує негайного припинення руху потоку руди по лотку. Тому при навантаженні у вагонетки нахил живильника не повинен перевищувати 15-18°, щоб не відбувалося пересипання вагонеток рудою, а при навантаженні у рудоспуски нахил живильника не повинен бути більше 23-24°, щоб запобігти мимовільне скочування великих шматків руди, які потрібно піддавати вторинного дроблення.

До живильників з ненаправленими коливаннями відносяться віброплощадки і вібрострічки. Віброплощадка (типу «Сибірячка») складається з похилої жорсткої

рами, яка коливається під дією укріпленого на ній вібратора.

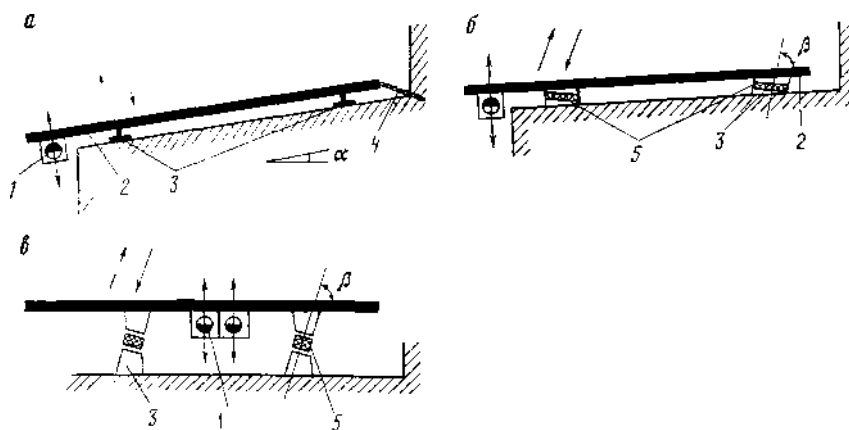


Рис. 12. 16. Схеми віброживильників з ненаправленими (а) і спрямованими (б, в) коливаннями: 1 - вібратор; 2 - лоток; 3 - жорсткі опори; 4 - підтримувальний канат; 5 - пружні елементи

Вібрострічка (ВП-2, ДВП-1) являє собою металевий лист змінної товщини, який під дією вібрацій здійснює хвилеподібні коливання проти ходу розвантаження. Віброплощадки і вібрострічки конструктивно дуже прості. Витрати на їх монтаж порівняно невеликі. Тому вони широко застосовуються на цілому ряді рудників, коли з однієї установки живильника можна випустити не менш 20-30 тис. т рудної маси.

Віброживильник з направленими коливаннями має амортизатори з заданим напрямком деформації і підкидає рудну масу у напрямку її переміщення. Лоток його може бути і горизонтальним (див. рис. 12. 16, б). Однак ці віброживильники вимагають підвищених витрат на установку і монтаж, які окупаються тільки у випадках, якщо запаси руди, що припадають на живильник, перевищують 70 - 100 тис. т.

При донному випуску віброживильники вантажать руду на скреперну доріжку, в автосамоскид, на конвеєр або прямо у відкаточну вагонетку.

Встановлюють віброживильники за двома схемами: з торцевим завантаженням, коли живильник працює під завалом, і з бічним завантаженням, коли руда надходить на живильник самопливом з розташованих з боків випускних виробок.

При схемі з торцевим завантаженням віброживильника (рис. 12. 17) для контролю за ходом виробництва, постановки фугасів у випускних дучках і для вибухового вторинного дроблення негабаритних шматків прямо на полотні віброживильника використовується бічна оглядова виробки. Така виробки необхідна, так як ходити вздовж полотна віброживильника небезпечно, бо з дучки можливо мимовільне падіння шматків руди. Недоліком цієї схеми є відсутність у місці випуску і вторинного дроблення проточної вентиляції.

При схемі з боковим завантаженням віброживильника (рис. 12. 18) останній не піддається надмірним навантаженням від ваги потоку руди, так як не працює під завалом. Руда надходить на живильник з боків і не надає особливо істотного тиску на полотно віброживильника. Підхід до місць установки фугасів і вторинного дроблення негабариту проводиться із зворотного боку живильника із спеціальної виробки. З цієї ж виробки проводиться відведення забрудненого повітря, так що вентиляція при цій схемі проточна. Однак питомий обсяг підготовчо-нарізних виробок при цій схемі більше, ніж при вищеописаній.

Продуктивність віброживильника істотно залежить від виходу негабариту та можливостей наступних засобів доставки і транспортування руди. При невеликому виході негабариту (до 5-7 %) і навантаженні у вагонетки продуктивність віброживильників максимальна і коливається від 600-800 до 1500 т/зміну, а при навантаженні у глибокі рудоспуски сягає 2000 і навіть 3000 т/зміну. Трудові витрати на будівельно-монтажні роботи на одну установку складають 40-60 чол-зміну, витрати на матеріал для однієї вантажної камери (бетон, метал, ліс) — від 48 до 100 тис. грн.

При торцевому випуску віброживильник зазвичай застосовується у комплексі з конвеєром (хоча в принципі можливі й інші комбінації). Наприклад, на Зирянівському свинцевому комбінаті віброживильник з направленими коливаннями ВН-2, що знаходиться під завалом руди у торці доставочної виробки, завантажує секційний віброконвеєр ВР-80, який доставляє руду у рудоспуск. Після випуску руди з даного положення віброживильника здійснюється демонтаж секції конвеєра і перестановка віброживильника на нову позицію з допомогою тягального пристрою, обладнаного гідроциліндром. Продуктивність такого віброкомплексу

при кондиційному шматку руди 400-500 мм складає 350-600 т/зміну, а при шматку 800-1000 мм може бути принаймні подвоєна.

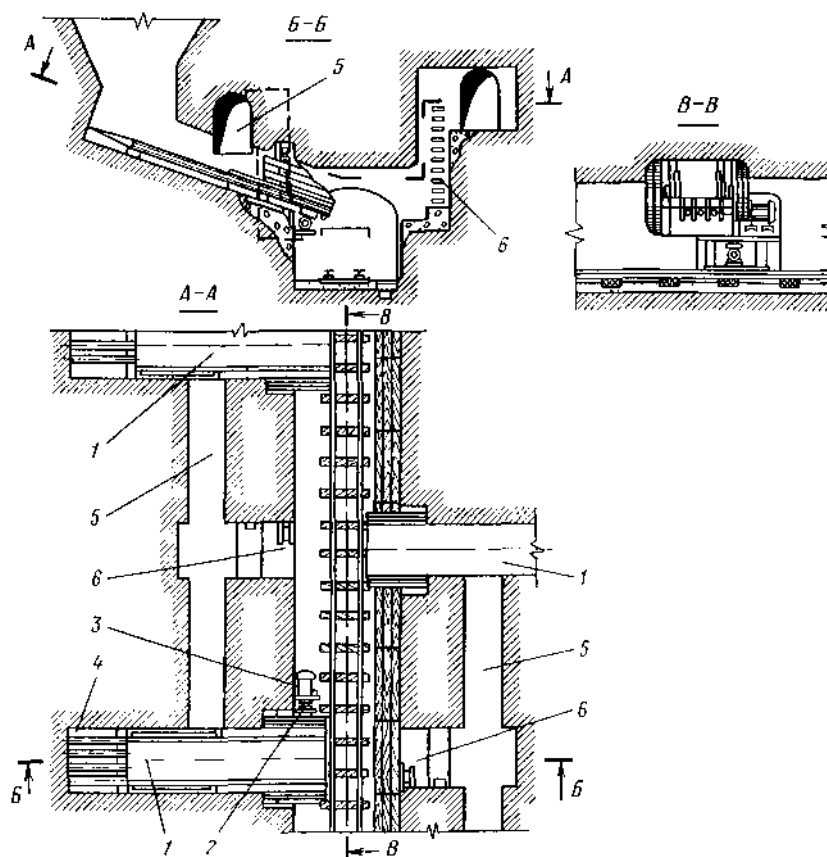


Рис. 12. 17. Схема встановлення віброживильника з торцевим завантаженням:

1 - віброживильники, 2 - еластична муфта з конвеєрної стрічки; 3 - електродвигун, 4 - канат кріплення віброживильника, 5 - оглядові виробки для вторинного дроблення, 6 - хідники в виробки

Конвеєри зазвичай служать для доставки до рудоспусків руди, що надходить прямо з випускних отворів або від інших засобів механізованої доставки. У першому випадку руда на конвеєр надходить самопливом або вантажиться живильниками. У другому випадку конвеєр є збірним і встановлюється у горизонтальній акумулюючій виробці, в яку руда доставляється з декількох паралельних скреперних ортов (штреків).

Для доставки руди застосовують вібраційні, скребкові і пластинчаті конвеєри. Як виняток при комбайновому вийманні калійних солей і при механічній відбійці інших м'яких руд для транспорту застосовують звичайні стрічкові конвеєри. Для

крупнокусковій руді створені стрічково-візкові конвеєри (КСВ). Тяговим органом в них служить сама стрічка, а опорами - візки, що переміщаються по рейках і з'єднані між собою нескінченної ланцюгом, що фіксує їх взаємне розташування. Такі конвеєри з шириною стрічки 1,2 і 1,6 м випробувані на Юкспорському руднику ВО «Апатит» на доставці і транспортуванні руди з розміром шматка до 1500 мм. Конвеєри завантажували віброживильниками зазвичай відразу з двох сторін в одному пункті. Окремі негабаритні шматки підривали на стрічці конвеєра.

Конвеєри типу КСВ складні за конструкцією, металоємні, вимагають великих витрат на монтаж і великого перерізу виробок ( $4 \times 3,7 \text{ м}^2$ ), тому встановлення їх виправдовується тільки при дуже великих вантажопотоках. На базі конвеєрів типу КСВ можлива повна конвеєризація доставки, транспортування та підйому руди.

Вібраційні конвеєри мають спрямовані коливання та складаються з секцій довжиною по 1,5-2,5 м (аналогічно рис. 12. 16, в) з індивідуальним або загальним приводом. В останньому випадку довжина конвеєра зазвичай дорівнює 50 м. Застосовуються ці конвеєри при торцевому або донному випуску у комплексі з віброживильниками.

Пластинчасті конвеєри можуть застосовуватися у тих же умовах, що і скребкові, але продуктивність їх трохи вище: 500-700 т/зміну при роботі з-під випускних отворів і 1000-1200 т/зміну при доставці по виробках, що акумулюють. Однак пластинчасті конвеєри дуже металоємні і дорогі.

Оцінюючи в цілому доставку руди стаціонарними установками безперервної дії, слід зазначити важливу їх перевагу — високу продуктивність, що не залежить від довжини доставки. Ці установки легко піддаються автоматизації. Однак вони відрізняються високою трудомісткістю монтажних і демонтажних робіт. Тому використання їх окупається тільки при значних запасах руди, що припадають на кожну стаціонарну установку.

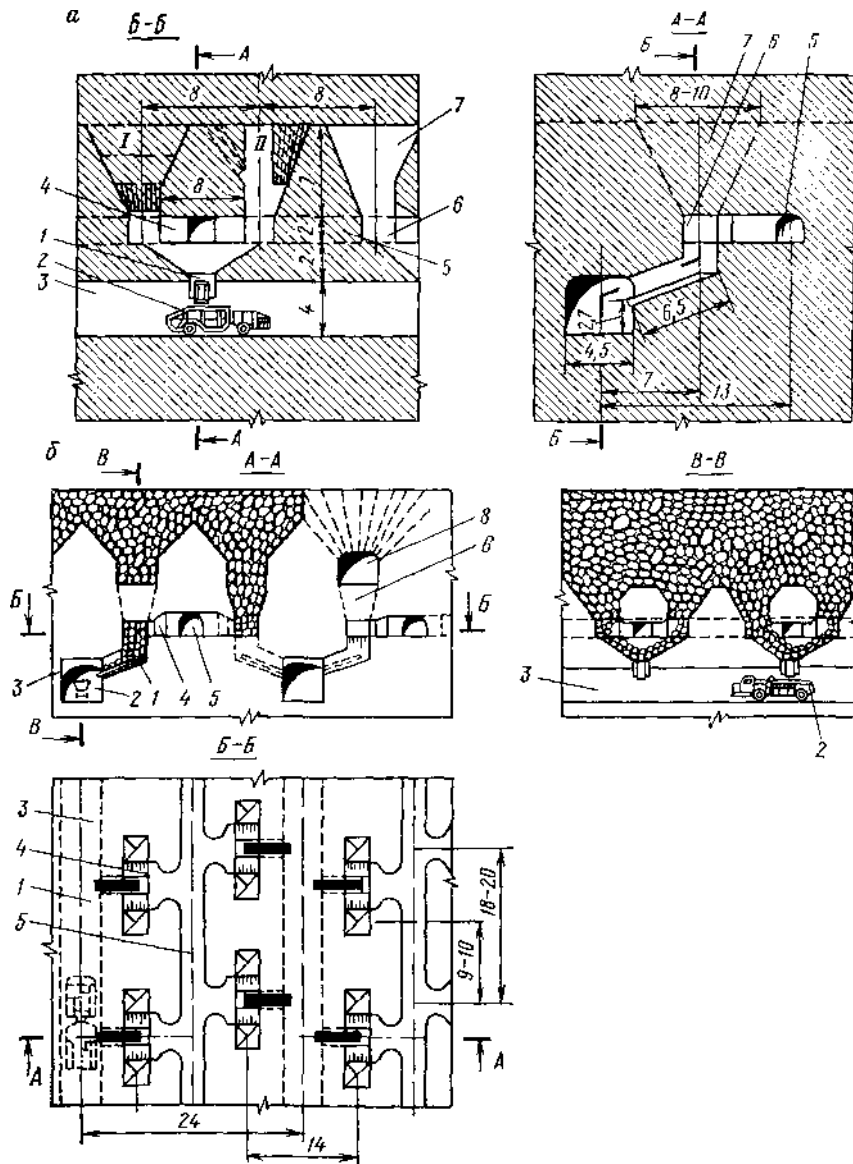


Рис. 12. 18. Схеми встановлення віброживильника з боковим завантаженням:

*a* - з випускних вирв, *б* - з випускних траншей,

*1* - віброживильник, *2* - автосамоскид, *3* - транспортна (доставочна) виробка, *4* - виробка, з якої проводиться постановка фугасів для ліквідації зависань у дучках, *5* - вентиляційнопідхідна виробка, *б* - дучка, *7* - випускна вирва; *8* - бурова виробка для створення випускної траншеї

### ***Підтримка очисного простору при підземній розробці руд.***

Способи підтримки очисного простору при очисній виїмці можна розділити на наступні три класи: з природним підтриманням очисного простору; з обваленням вміщуючих порід на відбиту руду, тобто без підтримки очисного простору, і з штучним підтриманням очисного простору (рис. 12. 19).

П р и р о д н е                      п і д т р и м а н н я                      о ч и с н о г о  
п р о с т о р у здійснюється за рахунок природної стійкості руди та оточуючих порід, а також стійкості ще не вироблених ділянок руди — ціликів. Гірський тиск при цьому регулюється за рахунок вибору розмірів очисного простору (прольотів камер), розташування, форми і розмірів підтримуючих ціликів. Потрібно постійно спостерігати за станом відшарувань. Для огляду і обирання покрівлі у високих (до 15-20 м) очисних камерах застосовують спеціальні самохідні каретки, що мають стрілу з платформою, на якій знаходяться робочі. Вони видаляють заколи і у разі необхідності встановлюють штангове кріплення, запобігаючи можливі вивали з покрівлі.

Стійкість горизонтальних подовжених відшарувань (у протяжних виробках) залежить тільки від прольоту оголення  $A$  і не залежить від його довжини  $l$ . У камерних виробках, якщо довжина оголення не перевищує подвійного прольоту ( $l \leq 2A$ ), має значення не проліт, а площа оголення.

Величину граничного прольоту оголення приймають за даними практики або встановлюють дослідним шляхом на базі фізичного моделювання і складних аналітичних розрахунків з обов'язковою перевіркою в натурних умовах.

Цілики руди при природній підтримці очисного простору бувають п о с т і й н и м и (що не виймаються) і т и м ч а с о в и м и (що відпрацьовують зі значним запізненням, у другу стадію). За формою цілики розрізняють с т р і ч к о в і або п а н е л ь н і (у вигляді стін) та і з о л ь о в а н і або о п о р н і (у вигляді колон), причому останні найчастіше бувають круглими або квадратними, іноді прямокутними, ромбічними або еліптичними.

При великій глибині розробки (більше 100-150 м) залишення ізольованих або стрічкових ціликів однакових розмірів супроводжується значними втратами руди в них. Знизити втрати можна, залишаючи через 100-200 м панельні (бар'єрні) цілики збільшеної ширини (20, а іноді до 30-40 м), а між ними — невеликі ізольовані опорні цілики. Вони більш піддатливі і тому сприймають не всю вагу налягаючих порід (масив висотою  $H$ ), а тільки його частину (масив висотою  $H_1$  при міцних пружних рудах  $0,6-0,8 H$ , а при м'яких пластичних  $0,35-0,45 H$ ). Панельні (бар'єрні)

цілики сприймають повну вагу налягаючих порід, включаючи і породи, розташовані над опорними ціликами (рис. 12. 20).

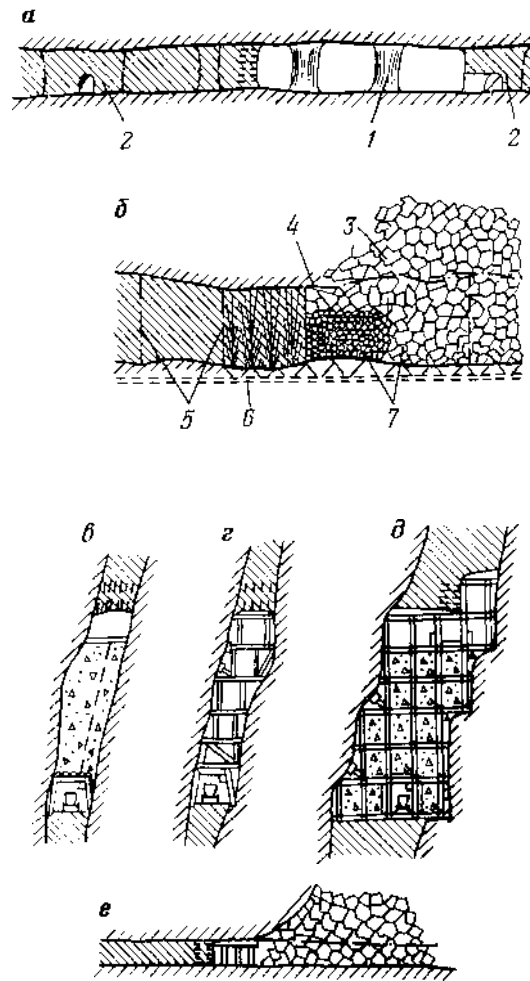


Рис. 12. 19. Способи підтримки очисного простору:

*a* - природна підтримка ціликами; *б* - обваленням руди і вміщуючих порід (без підтримки); *в* - штучна підтримка очисного простору закладкою; *г* - посиленням розпірним кріпленням; *д* - кріпленням (станковим) і закладкою; *е* - штучна підтримка очисного простору у вибої кріпленням з подальшим обваленням порід; *1* - опорний ізольований цілик; *2* - стрічкові (панельні) цілики; *3* - обвалені породи; *4* - відбита руда; *5* - межі очисних блоків; *6* - відкотна виробка, *7* - випускні виробки:



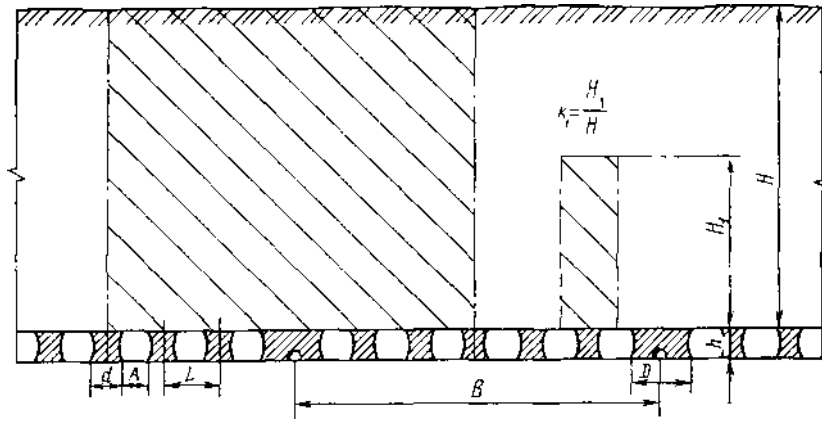


Рис. 12. 20. Схема до розрахунку панельних і опорних ціликів при розробці горизонтальних і пологих родовищ

Розрахунок параметрів природної підтримки очисного простору зазвичай полягає у визначенні таких розмірів ціликів, щоб втрати в них були мінімальною при забезпеченні допустимих прольотів оголення покрівлі очисного простору  $A_{дон}$ .

Цілики розраховуються як стіни або колони за допустимими напруженнями на стиск, що виникають під впливом тиску підтримуваної товщі порід, що налягають:

$$0,001 SH\gamma k_1/(sk_2) \leq \sigma_{сж} k_{ф}/n, \quad (12.6)$$

де  $S$  - площа покрівлі, яка припадає на один цілик,  $m^2$ ;

$s$  - горизонтальна площа поперечного перерізу цілика,  $m^2$ ;

$\gamma$  - питома вага налягаючих порід,  $kH/m^3$ ;

$k_1$  - коефіцієнт, що враховує, яка частина ваги стовпа налягаючих порід чинить тиск на даний цілик (для панельних ціликів  $k_1 = 1$ ; для опорних ціликів з міцних руд  $k_1 = 0,6-0,8$ , з м'яких пластичних руд  $k_1 = 0,35-0,45$ );

$k_2$  - коефіцієнт зменшення поперечного перерізу цілика через різку концентрацію напружень і відшаровування руди у кутах поперечного перерізу або через проведення у цілику гірничих виробок [для суцільних ціликів прямокутного і ромбічного перетинів  $k_2 = 0,9$ , а для ціликів, порушених гірничими виробками,  $k_2 = (s - s_b) / s = (d - d_b) / d$ , де  $s_b$ ,  $d_b$  - відповідно горизонтальний переріз і ширина (у плані) виробок, пройдених в цілику];

$\sigma_{сж}$  - межа міцності руди, що складає цілик, на одновісне стискання, МПа;

$n$  - коефіцієнт запасу міцності, що враховує нерівномірність розподілу навантаження між різними ціликами і нерівномірність напружень за перерізом цілика (для ціликів, які повинні стояти невизначено довгий термін,  $n = 3-5$ ; для ціликів, необхідність в яких визначена лише часом відпрацювання даної панелі, а в подальшому можливе їх обвалення,  $n = 2-3$ );

$k_{\phi}$  - коефіцієнт форми цілика, що враховує співвідношення його ширини ( $l$  і висоти  $h$ ):

$$\begin{aligned} \text{при } d < h \quad k_{\phi} &= \sqrt{d/h} \\ \text{при } d > h \quad k_{\phi} &= d/h \end{aligned} \quad (12.7)$$

Відстань між осями ціликів

$$L = A + d, \quad (12.8)$$

де  $A$  - проліт оголення покрівлі між ціликами, м.

Необхідно, щоб

$$A < A_{\text{доп}}, \quad (12.9)$$

де  $A_{\text{доп}}$  - допустимий проліт оголення покрівлі, м.

Мінімальні втрати руди у ціликах будуть при  $A = A_{\text{доп}}$ .

Щоб не відбувалося мимовільного руйнування ціликів при вибуховій відбійці, необхідно дотримуватися такої умови:

$$d \geq 3 \text{ м.} \quad (12.10)$$

При комбайновому вийманні ця умова не обов'язкова.

При залишенні панельних (бар'єрних) і опорних ціликів повинні бути дотримані наступні вимоги:

1) ширина бар'єрних ціликів  $D$  в жодному разі не повинна бути менше 20 м, щоб

вони могли сприймати тиск всього стовпа налягаючих порід і в них можна було проводити підготовчі виробки:

$$D > 20 \text{ м}; \quad (12.11)$$

2) оскільки панельні цілики – стрічкові, і їх треба розраховувати на вагу всієї товщі гірських порід, що припадає на цей цілик, то  $kl = 1$  і завжди  $D > h$ , а значить коефіцієнт форми  $k_\phi = D/h$ . З формули (6) легко отримати, що

3)

$$D = \sqrt{0,001 B \gamma m h / (\sigma_{сж} k^2)}; \quad (12.12)$$

4) при ширині панелі при розрахункових величинах  $d$  і  $D$  має розміститися ціле число опорних ціликів  $m$ , тобто

$$(A + d)m + A = B - D, \quad (12.13)$$

де  $B$  - ширина панелі (між осями штреків у панельному цілику), м.

При багатьох поєднаннях значень  $A=A_{дон}$ ;  $d$ ;  $B$  і  $D$  величина  $m$  у формулі (12.13) може і не бути цілим числом. Тому спочатку за формулою визначають  $m$  за умови  $A=A_{дон}$ . Якщо вийде дробове число, то його округляють у більшу до найближчого цілого числа сторону і, підставивши його у формулу (12.13), розраховують величину оголень покрівлі  $A$  (дещо меншу за  $A_{дон}$ ). При цьому в панелі розміститься ціле число опорних ціликів.

2. **Обвалення вміщуючих порід на відбиту руду** використовується тоді, коли природним шляхом підтримувати очисний простір неможливо або недоцільно (із-за великих втрат руди у ціликах), а глибина розробки не перевищує 700-1000 м. Воно має подвійну мету: знизити опорний тиск в сусідніх очисних блоках, де ведуться очисні або підготовчо-нарізні роботи, а також вчасно уникнути так званих повітряних ударів, що виникають при несподіваному мимовільному обваленні у відпрацьований порожній простір великих мас налягаючих порід. Удар падаючої маси порід може зруйнувати днище

блоку, а повітряний потік — порушити кріплення виробок, вивести з ладу обладнання, призвести до нещасних випадків.

Обвалення вміщуючих порід на відбиту руду забезпечують двома шляхами: створюючи оголення, що перевищують гранично допустимі і викликають самообвалення порід відразу слідом за відбійкою руди, або примусово обвалюють налягаючих порід мінними або свердловинними зарядами ВР за розрідженою сіткою.

3. Ш т у ч н е п і д т р и м а н н я о ч и с н о г о п р о с т о р у — найбільш трудомісткий і дорогий технологічний процес підтримки.

Здійснюється штучне підтримання за допомогою закладки або кріплення.

З а к л а д к а виробленого простору полягає в заповненні його порожніми породами або іншими матеріалами, здатними сприймати навантаження від гірського тиску. Зазвичай закладка підтримує тільки боки очисного простору. Покрівлю може підтримувати (підпирати) тільки твердіюча закладка, оскільки інші види закладки з часом дають значну усадку.

Розрізняють закладку одночасну і наступну. Одночасна закладка проводиться ділянками (шарами) по мірі ведення очисних робіт у блоці, а наступна — після відпрацювання відкритих очисних камер з метою створення сприятливих умов для майбутньої розробки міжкамерних ціликів.

На рудниках застосовуються наступні види закладки: самопливна, механічна, пневматична, гідравлічна і що твердіє. Ці ж види закладки використовуються на вугільних шахтах. Особливостями закладних робіт на рудниках є застосування при гідрозакладці хвостів збагачувальних фабрик, а також широке поширення твердіючої закладки.

П р и с а м о п л и в н і й з а к л а д ц і закладний матеріал заповнює вироблений простір під дією власної ваги. При цьому використовуються вміщуючі породи, одержувані попутно при проходці польових підготовчих і розкриваючих виробок; породи, спеціально для цього видобуваються на поверхні і спускаються під землю; породи, виділені з рудної маси при підземній предконцентрації (породовідбійці). Самопливна закладка є найдешевшим видом закладки, але має і суттєвий недолік: значну (до 20-35 %) усадку закладного матеріалу.

М е х а н і ч н у      з а к л а д к у , як правило, проводять в міру відпрацювання очисного блоку горизонтальними або слабопохилими шарами, починаючи з нижнього. Використовується той же сухий закладний матеріал з порід, що вміщують і що надходять до шару самопливом виробками, що повстають, і розподіляється по виробленому простору з допомогою скреперних установок або самохідного обладнання. Коефіцієнт усадки механічної закладки теж порівняно високий (до 15-25%), під покрівлею залишається незаповнений простір висотою не менше 0,5-1 м.

На окремих рудниках при механічній закладці застосовують конвеєри і металеві машини. Однак за дуже жорстких вимог до крупності і абразивності закладного матеріалу, необхідність частих перестановок конвеєра або його секцій і невеликій дальності метання закладних машин ці види механічної закладки широкого поширення не отримали.

П р и   п н е в м а т и ч н і й      з а к л а д ц і використовується енергія стисненого повітря для переміщення закладного матеріалу по трубах і закидання його у вироблений простір. Закладним матеріалом служать подрібнені неабразивні породи крупністю від 5-8 до 60-80 мм з домішкою 10-15 % глини. На рудниках зазвичай застосовують переносні пневмозакладні машини ежекторного типу, які переміщують закладний матеріал по трубопроводу на порівняно невелику відстань (до 50-70 м), а іноді тільки закидають його у вироблений простір на 10-15 м (трохи далі металевих машин). Камерні і барабанні закладні машини на рудниках використовуються рідко. Перевагою пневмозакладки є невелика усадка (до 10-15 %). До недоліків пневмозакладки ставиться досить значний знос трубопроводу і закладних деталей машин, сильне пилоутворення, жорсткі вимоги до якості закладного матеріалу і висока витрата стисненого повітря (близько 150м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> закладного матеріалу). Застосовується пневматична закладка на рудниках рідко.

П р и      г і д р а в л і ч н і й      з а к л а д ц і суміш роздробленого матеріалу з водою (пульпа) переміщається до виробленому простору по трубах і розтікається по ньому (рис. 12. 21). Вода через фільтруючі перемички дренає з закладного масиву і відкачується на поверхню. Максимальний розмір шматків закладної суміші становить 50-70 мм. Обсяг найдрібніших (глинистих) часток

розміром менше 0,05 мм не повинен перевищувати 10-15 %, так як інакше закладний масив буде дуже погано віддавати воду. При приготуванні пульпи для гідрозакладки раніше застосовували природні піски з невеликою домішкою глини, гранульовані доменні шлаки або, рідше, подрібнені скельні породи. Останнім часом найчастіше використовують хвости збагачувальних фабрик, зневоднені і знешламлені. Підготовлені для гідрозакладки хвости збагачення мають консистенцію Ж: Т від 0,4 : 1 до 0,6 : 1 і містять близько 10-20 % шламів.

Трубопроводи при гідрозакладке збирають з товстостінних (з товщиною стінки 8-10 мм) сталевих труб, що мають швидкороз'ємні з'єднання. Закруглення футерують вкладишами з хромонікелевої або марганцевої сталі, а іноді з литого базальту, щільної гуми та інших зносостійких матеріалів. Діаметр трубопроводів дорівнює 100-150 мм.

Закладний масив наминають по площі шару за допомогою гумового шлангу, сполученого з трубопроводом. Пульпа розтікається у виробленому просторі під кутом від 5 до 15° до горизонту. У прилеглих до виробленому простору гірничих виробках встановлюються перемички (фільтруючі або глухі). Для поліпшення дренажу в закладеному просторі нерідко встановлюють також дренажні фільтри - обтягнуті мішковиною перфоровані труби (дерев'яні або металеві).

Гідравлічна закладка відрізняється високою продуктивністю праці, хорошим заповненням всіх порожнеч і порівняно невеликою усадкою закладного масиву (8-12 %).

Т в е р д і ю ч а з а к л а д к а являє собою суміш в'язучих речовин, інертних наповнювачів і води. Ця суміш, твердіючи, утворює монолітний масив. Інертними наповнювачами є пісок, гравій, щебінь, знешламлені хвости збагачувальних фабрик, гранульовані шлаки (рис. 12. 22).

В якості в'язучих використовують цемент, мелені доменні шлаки, золу і шлаки котелень і теплових електростанцій, а іноді ангідрид, гіпс і піротин. Витрата в'язучого становить 250-400 кг/м<sup>3</sup>. Цемент, володіючи кращими в'язучими властивостями, доріг і порівняно дефіцитний. Тому необхідно завжди використовувати дешевші в'язучі з місцевих матеріалів, додаючи до них цемент лише в якості активатора твердіння. Так, на Гайському руднику для твердіючої

закладки використовували суміш з меленого доменного шлаку ( $360 \text{ кг/м}^3$ ), цементу ( $40 \text{ кг/м}^3$ ) і піску з домішкою 30% глини ( $1200 \text{ кг/м}^3$ ).

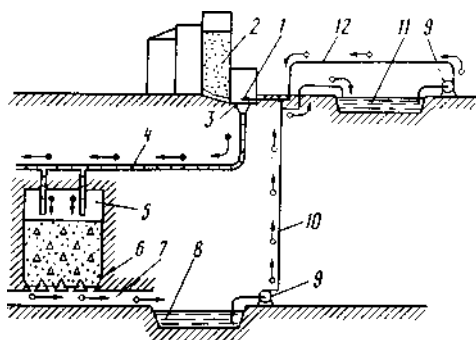


Рис. 12. 21. Схема гідрозакладочного комплексу з використанням гравію та щебню:

1 - гідромонітор; 2 - бункер; 3 - змішувальний лоток; 4 - закладний трубопровід; 5 - вироблений простір; 6 - фільтруючі перемички; 7 - виробки з водостічними канавками; 8 - водозбірник; 9 - насоси; 10 - водопровід; 11 - водовідстійники; 12 - трубопровід для подачі освітленої води

Міцність затверділого закладного масиву відносно невелика ( $2,5-7 \text{ МПа}$ ), але стійкість його зазвичай висока. Горизонтальний проліт оголення закладного масиву без кріплення зазвичай становить 3-6 м, а при використанні кріплення можна вести очисну виїмку шарами зверху вниз під прикриттям штучної покрівлі із затверділої закладки. Вертикальні стійкі оголення закладки доходять до  $50 \times 50 \text{ м}^2$  і більше.

Існує кілька різних схем приготування і транспортування закладних сумішей

При значних обсягах закладних робіт зазвичай влаштовують центральний закладний комплекс на поверхні з трубопровідним транспортом литої гідросуміші до місць укладання в очисні блоки. Суміші при цьому готуються досить пластичними, з водоцементним співвідношенням, близьким до одиниці. Самопливом гідросуміш може переміщатися на відстань по горизонталі, що в 3-4 рази перевищує вертикальний стовп суміші у трубопроводі. При великих відстанях транспортування, через 50-60 м за довжиною у трубопровід врізаються форсунки

стисненого повітря, що забезпечують пульсуючий пневмотранспорт гідросуміші. Діаметр труб 150-200 мм, товщина стінок 8-12 мм Час перебування суміші у трубопроводі не повинно перевищувати 1 год. Якщо обсяги закладних робіт на руднику менше 30-50 тис. м<sup>3</sup>/год, то застосовують і підземні закладні комплекси, зазвичай дільничні.

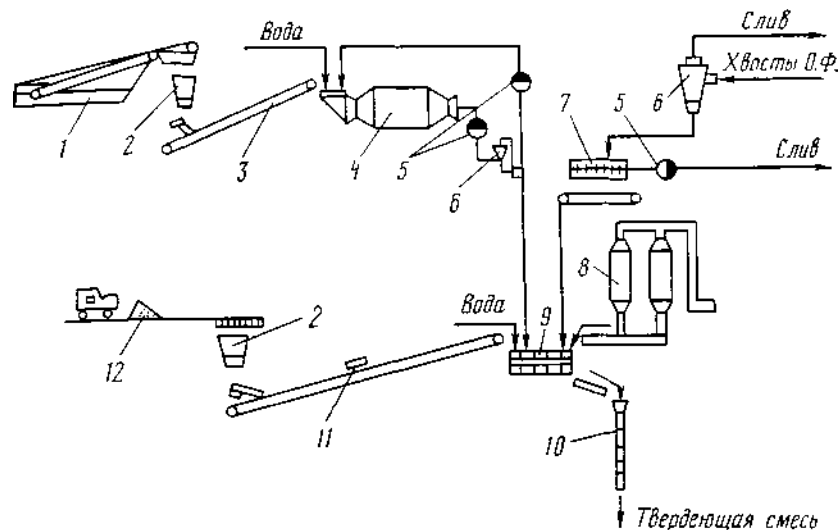


Рис. 12. 22. Технологічна схема закладного комплексу для приготування литої твердіючої суміші:

1 - траншейний склад для гранульованого доменного шлаку; 2 - завантажувальні бункера; 3 - конвеєр; 4 - кульовий млин; 5 - насоси; 6 - гідроциклони; 7 - вакуум-фільтр, 8 - склад цементу; 9 - змішувач; 10 - закладний трубопровід; 11 - ваги; 12 - склад заповнювача

Використовується і роздільний спосіб твердіючої закладки, коли в'язкий розчин і заповнювач (роздроблену породу) подають до місця закладних робіт роздільно і змішують їх у процесі подачі у вироблений простір.

Крім литої і роздільної існують ще ін'єкційна технологічна схема твердіючої закладки, коли в'язким розчином на основі цементу, води, глини, хвостів збагачення або інших матеріалів, просочують роздроблену породу, що заповнює вироблений простір в результаті самообвалення або сухої самопливної закладки. Розчин зазвичай подають під тиском 1-1,5 МПа знизу-догори, тобто методом висхідного потоку. Радіус поширення ін'єкційного розчину в сипучій закладці досягає 10 м, а іноді і більше. Робляться спроби подавати розчин самопливом



(зверху вниз) при крупнокускової самопливної неуцільненій закладці.

Твердіюча закладка широко поширена на підземних рудниках. Застосування її дозволяє: вести розробку родовища комбіновано - одночасно відкритим і підземним способами (рудники Гайського гірничо-збагачувального і ділянка Зирянівського свинцевого комбінатів); відпрацьовувати руди, схильні до самозаймання (поліметалічний рудник Текелі); зберегти поверхню від деформацій під водоймами та містами (Тасеєвський рудник); відпрацьовувати раніше залишені цілики цінних руд, у тому числі навіть запаси руди в охоронних ціликах стволів шахт (Згідський поліметалічний рудник і ряд глибоких шахт, що розробляють жильні родовища); здійснювати випереджальну виїмку дуже цінних руд практично без всякого порушення оточуючих більш бідних руд, що дозволить у майбутньому досить ефективно відпрацьовувати і ці бідні руди (рудники Норильського гірничо-металургійного комбінату).

Кріплення як спосіб підтримки очисного простору застосовується в чистому вигляді і в комбінації з закладкою або наступним обваленням.

Для підтримки очисного простору на підземних рудниках використовуються кріплення різних видів. Їх можна розділити на дві великі групи: I - кріплення, що розміщуються в (або на) масиві підтримуваних порід або закладки (до них відноситься штангове кріплення, набризкбетон і смолоін'єкційне зміцнення порід), і II - кріплення, що розміщуються у виробленому просторі і підтримують породний масив (розпірне або стоїчне кріплення, рамне кріплення, щитові механізовані комплекси у горизонтальних родовищах, перекриття, що самі опускаються або мати в крутих покладах, пневмобалонне кріплення і т. п.).

Штангове або анкерне кріплення (металеве або частіше залізобетонне) широко застосовується на багатьох копальнях в основному для підвищення стійкості бічних стінок і покрівлі очисного простору. Нерідко штангове кріплення комбінують з металевою сіткою. У м'яких рудах і породах (наприклад, на калійних рудниках) використовують гвинтові металеві штанги, що закручують у шпури трохи меншого діаметру.

Сітка установки штанг від 1x1 до 1,5x1,5 м. При необхідності використовують самохідні пневмоколісні установки, що мають підйомну платформу, з якої бурять

шпури і встановлюють штанги. Штангове кріплення не захаращує виробку і, отже, спрощує умови механізації робіт за відбійкою і доставкою руди.

Тросові штанги встановлюють у свердловинах глибиною від 10 до 50 м, діаметром 50-65 мм. Відстань між торцями свердловин віяла доходить до 5-7 м. Несуча спроможність тросової штанги при діаметрі троса 32 мм близько 500 кН. Замість цементного розчину у тросових штангах може бути використаний розчин на основі синтетичних смол, ін'єкція якого забезпечить зміцнення масиву порід навколо свердловини. В результаті виходять як би трососмоляні штанги.

Смолоін'єкційне зміцнення порід полягає у нагнітанні під великим тиском у масив міцних тріщинуватих порід через шпури або свердловини рідких полімерних сполук (смоли і отверджувачі), які, проникаючи у тріщини товщиною до 0,01 мм і порожнечі, тверднуть і склеюють їх стінки. На рудниках використовують склади на основі карбамідних або поліуретанових смол.

Зазвичай використовується змішана схема нагнітання, коли компоненти змішуються прямо у шпурі за допомогою спеціального ін'єктора-змішувача, що вводиться у шпур на глибину 0,6-0,8 м і після включення установки, він автоматично розкріпляється у шпурі. Робочий тиск при нагнітанні в міцні тріщинуваті породи становить 10-20 МПа, а при слабкому зв'язку по тріщинах - 3-6 МПа, щоб не було гідророзриву склеєних раніше тріщин або утворення нових. Зазвичай, глибина шпурів 1,5-2 м по сітці 1,5x1,5 м або 2x2 м при радіусі поширення розчину 2-2,5 м.

Смолоін'єкційне зміцнення буває наступним і випереджаючим. Подальше загартовування - це підвищення стійкості покрівлі та стінок очисного простору і підготовчо-нарізних виробок у зоні впливу очисних робіт. Воно застосовується для зміцнення днища очисних блоків навколо випускних і доставочних виробок. Випереджальне зміцнення полягає у попередньому (ще до проходки гірничих виробок) підвищення стійкості сильнотріщинуватих масивів гірських порід, в місцях геологічних порушень і т. п., де в іншому випадку було б складне кріплення або спеціальні способи проходки.

В результаті смолоін'єкційного зміцнення, масив гірських порід набуває властивості монолітної породної конструкції.

Распорне кріплення, як правило дерев'яне, використовується у малопотужних покладах. При крутому падінні розпірки встановлюють не перпендикулярно висячому боку, а з нахилом  $5-10^\circ$  за повстанням, щоб запобігти їх випадання при можливому зміщенні вниз висячого боку. Відстань між рядами розпірок 1,8-2 м, а між розпірками в ряду 0,7-1,2 м. Просте розпірне кріплення може витримати лише дуже невеликі навантаження і служить, головним чином, для влаштування на ній настилу для бурильщиків. Тому при нестійких породах застосовують посилене розпірне кріплення, підпираючи розпірки стойками, укосинами і іншими підсилюючими елементами.

У пологих покладах розпірки стають стойками, які підтримують покрівлю. Стойки дерев'яні або металеві. Останні бувають жорсткими або податливими. Іноді дерев'яні стойки встановлюють кущами (по 3-10 шт.) або використовують костри (зруби з колод).

Рамне кріплення зазвичай складається з дерев'яних стійок і переклад (верхняків). На бокситових рудниках в Угорщині застосовують рамне кріплення з алюмінієвих елементів. У крутих покладах кріпильні рами ставляться одна на одну і внизу засипаються закладкою.

Істотними недоліками дерев'яних кріплень є: пожежонебезпека; одноразове використання, а звідси дефіцитність і дорожнеча; ускладнення рудничного господарства заготівлею і транспортуванням елементів кріплення; трудомісткість установки; складності з механізацією зведення кріплення; гниття, а звідси розігрів і забруднення повітря. Цим було обумовлено зростаюче застосування інших кріпильних матеріалів (металу, набризкбетону, полімерних смол) і відповідно інших конструкцій кріплень.

Щитові механізовані комплекси, широко поширені на вугільних шахтах, застосовуються і на підземних рудниках при виїмці малопотужних пологих покладів з кріпленням і наступним обваленням покрівлі. Щити просуваються слідом за виїмкою руди і підтримують покрівлю над робочим простором у вибої лави, а позаду них покрівля обвалюється.

У крутих покладах при нестійкій руді та породі використовуються перекриття (мати), що самі опускаються, при яких руду під перекриттям виймають

горизонтальними шарами, а після виїмки під тиском обвалених порід перекриття опускається і служить як би штучною покрівлею. Перекриття роблять з дерева, металевої сітки і смуг, тросів і зрідка металевих балок.

Пневмобалонне кріплення, як і на вугіллі, використовується при відпрацюванні малопотужних і крутих покладів і служить розпірнозахисним пристроєм замість дерев'яних кострів. М'які оболонки складаються з двох-трьох балонів, які, будучи заповнені, щільно розклинюються між висячим і лежачим боком. На цій основі створені пересувні механізовані комплекси (наприклад, ПКЖ-1) з фронтальним почерговим пересуванням секцій і буровою установкою, що переміщається уздовж вибою по напрямних.

### ***Організація очисних робіт на підземних рудниках.***

Технологічні процеси очисної виїмки виконуються одночасно (паралельно) або в якійсь заданій послідовності, що чергується, тобто циклічно. Залежно від цього технологія гірничих робіт буває безперервною або циклічною.

Циклічність при очисній виїмці характерна, наприклад, для технології з шпуровою відбійкою. В цьому випадку під виробничим циклом припускається сукупність процесів по виїмці певного обсягу руди у межах одного підривання, тобто від одного вибуху до іншого.

При такій технології найкращі результати дає організація робіт по графіку циклічності (циклограми). В цьому випадку всі операції розраховані за часом і взаємопов'язані розкладом, цикл має певну тривалість (в даному випадку зазвичай від 1 до 3 змін), простої робітників і вибою прагнуть звести до мінімуму і рівномірно розподілити трудовитрати.

Жорстка взаємозалежність процесів у часі ускладнює організацію робіт і викликає через неполадки в одному процесі негайні простої на суміжних процесах, накладають ті чи інші технологічні обмеження. Крім того, взаємозв'язок процесів може зажадати дотримання деяких додаткових вимог. Наприклад, з умов відведеного для буріння часу може обмежуватися глибина шпурів або площа вибою, на якій буряться шпури за цикл.

При шпуровій відбійці на великій площі вибою або при обуріванні його

свердловинами з спеціальної виробки процеси в основному виконуються паралельно і незалежно один від іншого. В цьому випадку неполадки нерідко вдається усунути у межах даного виробничого процесу та інтенсифікація кожного процесу, головним чином, обмежується лише його власними можливостями.

Безперервна технологія, заснована на паралельному виконанні процесів, заслуговує переваги, якщо вона може бути застосована в даних умовах.

З точки зору організації праці, розрізняють індивідуальну відрядну оплату праці, яку застосовують рідко, і бригадний метод організації праці, який отримав майже повсюдне поширення.

При індивідуальній відрядній оплаті праці кожний робітник отримує окреме завдання, і виконана робота оплачується відрядно. Індивідуальну відрядну оплату доцільно застосовувати головним чином в тих випадках, коли є великий фронт робіт за однією спеціальністю і коли при цьому якість роботи можна систематично контролювати (наприклад, при бурінні шпурів переносними перфораторами на великій площі вибою).

При бригадному методі організації праці завдання дається на бригаду в цілому, оплата провадиться за загальнобригадним виробками і розподіляється між членами бригади з урахуванням тарифного розряду і коефіцієнта трудового участі в роботі. Бригадний метод широко поширений. Так, на рудниках кольорової металургії у бригади (від 2-3 до 35-40 чол.) об'єднано понад 60% робітників.

Бригади робітників бувають спеціалізовані, тобто виконують який-небудь один вид робіт (наприклад, буріння), і комплексні, що виконують роботи по декількох професіях.

Спеціалізовані бригади частіше застосовуються при безперервному виконанні виробничих процесів, наприклад, при бурінні вибухових свердловин, при випуску та подальшій доставці руди і т. п., а також на роботах, які потребують високої кваліфікації. Спеціалізовані бригади успішно використовуються при обслуговуванні самохідного обладнання, що вимагає високої кваліфікації робітників і ретельного догляду. На цілому ряді рудників сформовані спеціалізовані бригади для буріння шпурів, заряджання, штангового кріплення покрівлі, закладки і т. п.

Є рудники, на яких застосовується потужне високопродуктивне самохідне обладнання, а фронт робіт у кожному окремому вибої недостатній для повнозмісного завантаження машин, і машинам доводиться переміщатися з вибою у вибій різних ділянок. Як показав досвід, тут доцільно організовувати спеціалізовані ділянки самохідних машин, розділені на великих рудниках за видами робіт: бурові, вантажно-доставочні, допоміжні. Кожну машину обслуговує наскрізний екіпаж. Спеціалізовані ділянки виконують замовлення видобувної дільниці. На видобувній же ділянці є гірники очисного блоку, що виконують нарізні роботи, проводять оббирання покрівлі з допомогою спеціалізованих самохідних машин, зачистку і розрівнювання доріг, нарощування рудоспусків та інші роботи, необхідні для використання замовлених самохідних машин на бурінні, навантаженню і доставці руди.

Комплексною бригадою робітників виконуються роботи, результати яких взаємопов'язані. Комплексні бригади робітників бувають як з поділом, так і без поділу праці.

Бригади без поділу праці, найбільш прийнятні для циклічної технології в тих випадках, коли у зв'язку з недостатнім фронтом робіт робітник не може мати повнозмісного навантаження з якої-небудь однієї спеціальності. У таких бригадах робітники опановують кожен кількома професіями, що вимагає організації широкої мережі виробничого навчання.

Комплексні бригади робітників з повним поділом праці застосовуються для виконання двох або декількох різних видів робіт. Такі бригади створюються, коли по кожному з видів робіт можливе повнозмісне завантаження робітників, що типово для паралельного виконання процесів значної тривалості. Наприклад, при використанні для буріння і доставки в очисному вибої великої площі самохідного обладнання, коли одні робітники обслуговують бурильні машини, інші вантажать і доставляють руду у рудоспуски, а треті завантажують вагони з цих рудоспусків. Закладні роботи при закладці сухим способом звичайно виконуються комплексною бригадою паралельно з бурінням і доставкою руди при частковому поділі праці. Подальшу гідравлічну або твердіючу закладку веде спеціалізована бригада.

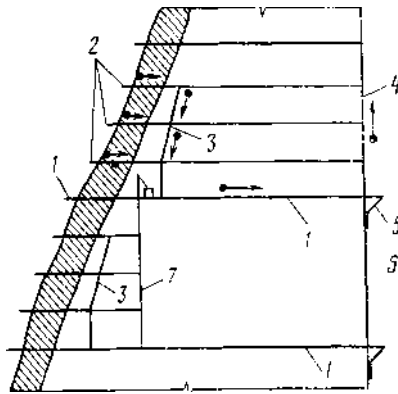
Бригади бувають змінні, тобто об'єднують робітників тільки цієї зміни, і добові

(наскрізні), що об'єднують робітників, зайнятих на цих роботах протягом доби. Більш поширені добові бригади. У них крім бригадира є ланкові, що очолюють роботу у ті зміни, коли не виходить бригадир.

## ЛЕКЦІЯ № 13. ПІДГОТОВКА Й РОЗКРИТТЯ РУДНИХ РОДОВИЩ.

### *Схеми підготовки горизонтів при розробці рудних родовищ.*

Підготовка рудних родовищ включає підготовку горизонтів (поверхів або панелей) і підготовку окремих очисних блоків.



*Рис. 13.1.* Схема розкриття й підготовки рудних родовищ із концентраційними горизонтами

1 - концентраційні горизонти, 2 - проміжні горизонти, 3 - рудоспуски, 4 - рудопідіймальний ствол; 5 - бункер, 6 - дозатор; 7 - допоміжний сліпий ствол для обслуговування проміжних горизонтів

Підготовка горизонтів полягає в поділі шахтного поля на ділянки, у межах яких потім проводять підготовчо-нарізні виробки й ведуть очисне вилучення.

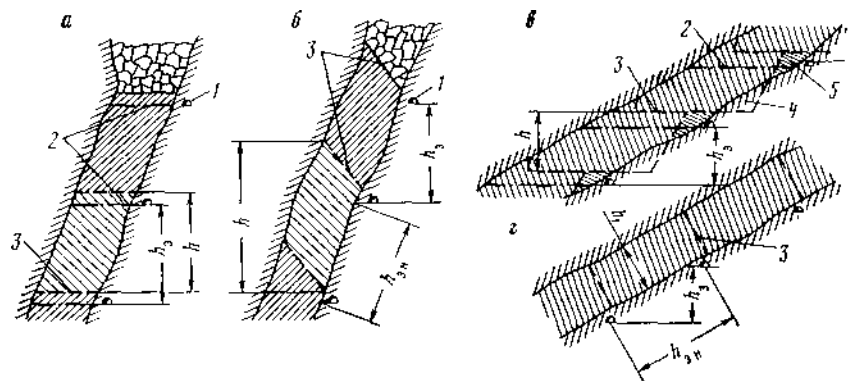
Круті й похилі поклади горизонтальними підготовчими виробками (штреками й ортами) розділяють на поверхи, довжина яких відповідає довжині шахтного поля по простяганню. Горизонти, на яких розташовані ці виробки, називають поверховими. Звичайно по поверхових горизонтах здійснюється транспортування добутої рудної маси.

З метою забезпечення незалежної одночасної роботи доставки й транспортування руди усе ширше практикується використання так званих концентраційних горизонтів, на які перепускається руда з вище розташованих проміжних горизонтів (рис. 13.1). При цьому транспорт руди до шахтного ствола проводиться тільки по концентраційних горизонтах, а розташовані між ними проміжні поверхові горизонти служать для підготовки очисних блоків,



допоміжного транспорту ( для перевезення людей, матеріалів і встаткування), провітрювання й прокладки кабелів і трубопроводів. Транспортний концентраційний горизонт звичайно обслуговує 2-4, а іноді й більше поверхів. Термін служби його значний, що дає можливість обладнати горизонт капітально. Сумарна довжина й перетин виробок на проміжних горизонтах звичайно менше, чим на транспортних.

Рудоспуски, що ведуть на концентраційний горизонт, проходять по рудному тілу або в безпосередній близькості від нього. Один рудоспуск може обслуговувати частина блоку (наприклад, одну-дві постачальну виробку), увесь блок або групу блоків. Звичайно вони не кріпляться й можуть мати відгалуження, щоб скоротити довжину механізованої доставки. Рудоспуски служать бункерною ємністю між процесами доставки й транспортування, у них відбувається додаткове здрібнювання рудної маси й усереднення її якості.



*Рис. 13.2.* Схеми розподілу крутих і похилих покладів на поверхи (розрізи вхрест простягання) горизонтальними (а, в) і похилими (б, г) площинами:  
 1 - відкаточний штрек, 2 - відкаточні горизонти, 3 - границя очисних блоків, 4 - порожня порода, що відпрацьовується, 5 - ділянка руди, що втрачається,  $h_{э}$  - висота поверху вертикальна,  $h_{э.н}$  - висота поверху похила,  $h$  - висота блоку по вертикалі;  $h_l$  - висота блоку по нормалі до падіння

Поверх по довжині розбивають за допомогою виробок, що повстають, на виймальні очисні блоки. Виробки, що повстають забезпечують доступ до розташованих на різних рівнях за висотою підготовчо-нарізних і очисних виробок блоку.

Границі між виймальними блоками суміжних поверхів бувають горизонтальними або похилими (рис. 13.2). Розташовані вони трохи вище відповідних поверхових горизонтів, тому що днище блоку (тимчасовий цілик) звичайно відпрацьовують разом із запасами блоку нижче лежачого поверху.

У пологих і горизонтальних рудних покладах розробка, як правило, безповерхова (одноповерхова), тому шахтне поле розділяють за площею на панелі за допомогою головних і панельних штреків (рис. 13.3). На рудниках частіше використовують одиночні головні й панельні штреки, хоча іноді кожний із цих штреків роблять спареним, що складаються із відособлених відкаточного й вентиляційного штреків, з'єднаних збійками.

Ширина панелей відповідає відстані між панельними штреками й коливається від 50 до 200 і навіть 300 м. Довжина панелей дорівнює відстані між головними штреками й становить від 200-300 м до 1000-1500 м. Панелі відпрацьовують як із суцільним вилученням, так і з поділом на виймальні очисні блоки.

Схема підготовки горизонту визначає тип, розташування й порядок проведення основних підготовчих виробок при відповідному виді транспорту.

Схеми підготовки горизонтів можна розділити на два класи:

I клас - схеми підготовки з поверховою розробкою для крутих і похилих покладів;

II клас - схеми підготовки з безповерховою розробкою для пологих і горизонтальних покладів.

При класифікації схем підготовки горизонтів усередині кожного класу виділяють за типом підготовчих виробок, у яких проводиться завантаження транспортних засобів, - штрекову й ортову підготовку; за розташуванням виробок стосовно рудного тіла - рудну, польову й комбіновану (рудно-польову) підготовку; за схемою руху транспорту - тупикову й кільцеву підготовку горизонтів.

Найбільш характерні схеми підготовки горизонтів першого класу показані на Рис. 13.4.

У малопотужних покладах поверховий горизонт підготовляють рудним штреком. Тому що схема руху транспорту при цьому тупикова, через 150-300 м по довжині штреку влаштовують роз'їзди або роблять штрек двоколіїним.

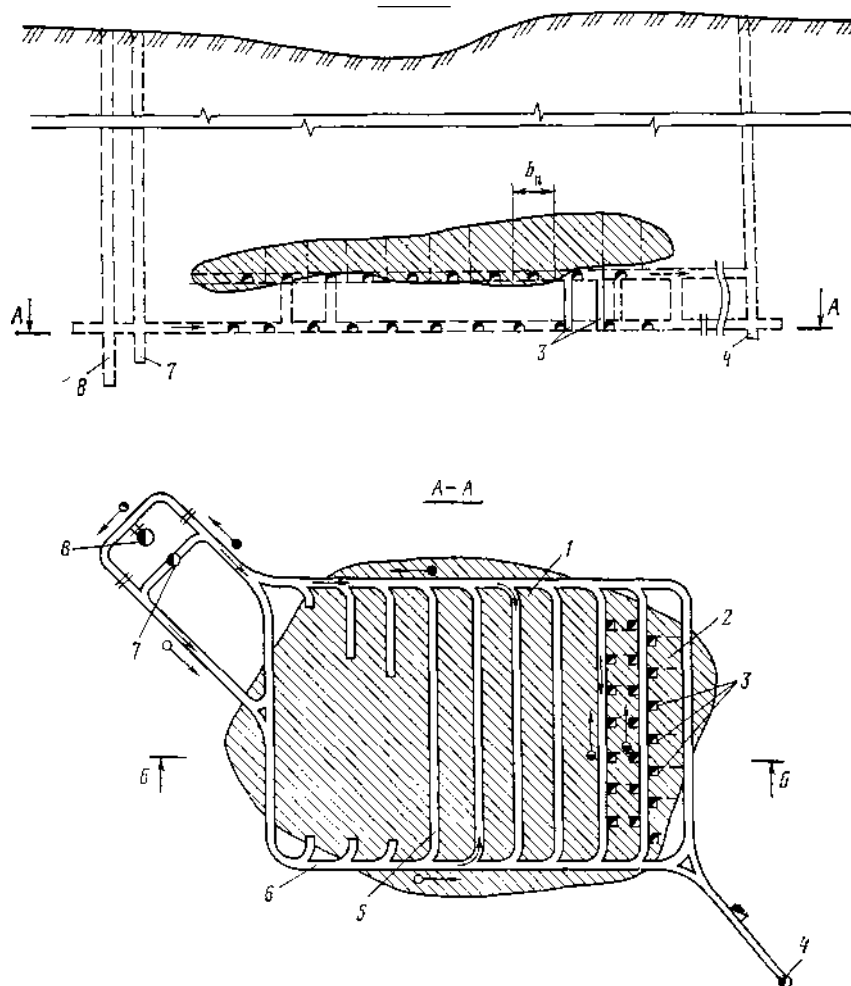


Рис. 13.3. Схема розподілу пологого покладу на панелі й блоки  
 1 - панель, 2 - блок, 3 - блокові рудоспуски, що повстають; 4 - вентиляційний ствол, 5 - панельний відкаточний штрек, 6 - головний відкаточний штрек, 7 - допоміжний ствол; 8 - рудопідіймальний ствол,  $b_n$  - ширина панелі

У покладах потужних і середньої потужності використовують і штрекову, і ортову підготовку. При штрековій підготовці поряд з рудним штреком проходять у лежачому боці ще й польовий, що дозволяє забезпечити кільцеве відкочування. При ортовій підготовці з польового штреку лежачого боку проходять орти, у яких і проводиться завантаження транспортних засобів. Відстань між ортами звичайно дорівнює довжині доставки або вдвічі більше її. У покладах середньої потужності при невеликому обсязі видобутку на поверсі орти роблять тупиковими, а в потужних покладах або при інтенсивному транспорті застосовують кільцеву схему його руху, з'єднуючи орти польовим штреком і у висячому боці. Відстань між навантажувальним пунктом і початком закруглення орту або тупиком приймається не менше, чим довжина складу вагонеток. Тому польові штреки при ортовій

підготовці звичайно не потрапляють у зону зрушення порід при відпрацьовуванні нижче лежачого поверху (або навіть 2-3 поверхів), що дозволяє використовувати в майбутньому ці штреки як вентиляційні для відводу забрудненого повітря з нижче лежачих блоків

Свіже повітря надходить в очисній блок знизу, з поверхового транспортного горизонту. Забруднене повітря відводиться на вище лежачий вентиляційний поверховий горизонт, який раніше служив відкаточним.

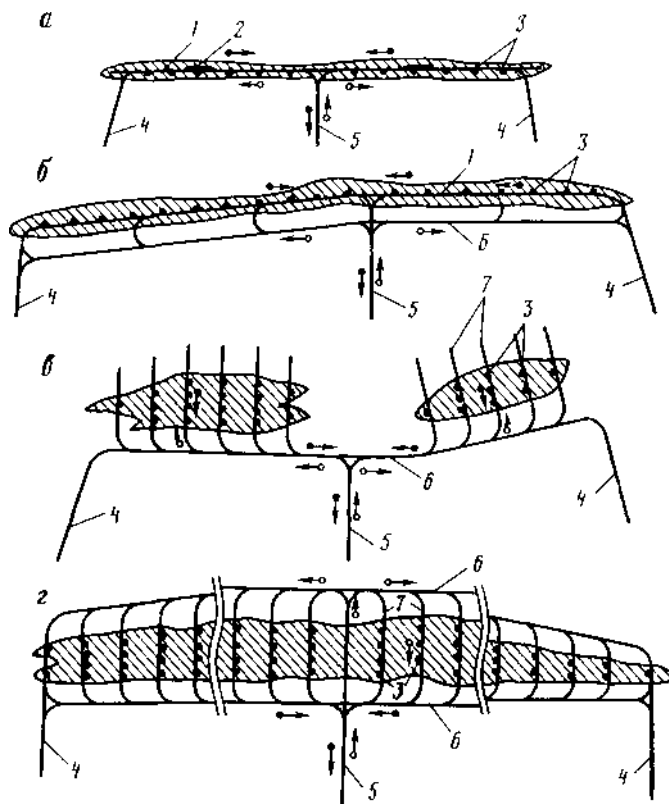


Рис. 13.4. Варіанти підготовки відкаточних горизонтів

*a* - штрекова рудна підготовка з тупиковою схемою транспорту, *б* - штрекова комбінована підготовка з кільцевим відкочуванням, *в* - ортова підготовка з тупиковою схемою транспорту, *г* - ортова підготовка з кільцевим відкочуванням; 1 - рудний штрек; 2 – роз’їзд; 3 - пункти навантаження у відкаточні вагонетки; 4 - квершлаг, що ведуть до вентиляційного ствола; 5 - квершлаг, що веде до рудовидавального ствола; 6 - польовий штрек; 7 - орт (стрілки з білим кружком показують напрямок руху порожніх складів а із чорним - навантажених)

Другий клас схем підготовки передбачає безповерхову розробку пологих і горизонтальних рудних покладів. У цьому випадку транспортні виробки

розташовують або в рудному тілі (рудна підготовка), або в породах лежачого боку (польова підготовка). Схема руху транспорту майже завжди кільцева.

Рудну підготовку використовують тільки при автомобільному транспорті, тому що контакт рудних покладів з лежачим боком не задовольняє жорстким вимогам електровозного транспорту відносно витриманості й величини ухилу рейкових шляхів

При польовій підготовці застосовують електровозний транспорт руди. По виробкам, пройдених у рудному тілі, відбувається тільки доставка її до рудоспусків. Навантаження з рудоспусків ведеться в панельних штреках, якщо панелі розбиваються на очисні блоки (див. рис. 13.3), або у відкаточних штреках, якщо панелі відпрацьовують із суцільним вилученням.

Вентиляційний горизонт для відводу забрудненого повітря влаштовується звичайно на рівні покрівлі рудного тіла або у висячому боці.

### ***Способи розкриття рудних родовищ і їх класифікація.***

Розкриття родовища (або його частини) - це проведення капітальних гірничих виробок, що забезпечують доступ до рудного тіла.

Спосіб розкриття визначається типом, числом і призначенням шахтних стволів і штолень, а також схемою розкриття, тобто розташуванням і порядком проведення виробок, що розкривають. У свою чергу тип шахтних стволів включає спосіб підйому й кут нахилу ствола, а тип штолень - вид транспорту.

Способи розкриття прийнято ділити на два класи:

I клас - способи розкриття рудопідіймальними стволами (застосовуються переважно в рівнинній місцевості);

II клас - способи розкриття рудовидавальними штольнями (застосовуються в гористій місцевості).

Виділення окремих способів розкриття усередині I класу рекомендується робити за схемою, запропонованою проф. В. Р. Іменітовим і наведеною у табл. 13.1.

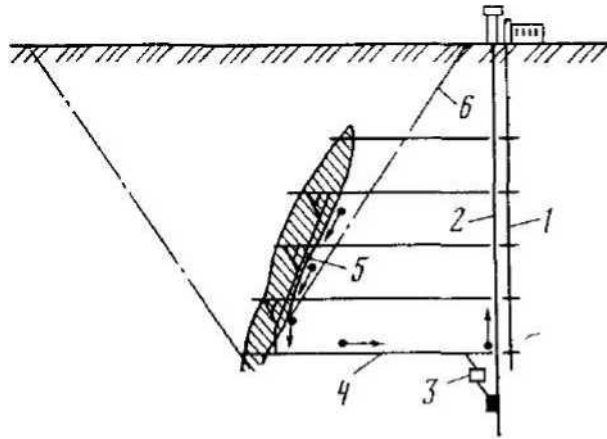


Рис. 13.5. Схема розкриття родовища в рівнинній місцевості:

1 - ствол із клітьовим допоміжним підйомом; 2 - рудопідіймальний скіповий ствол, 3 - підземна дробильна установка, 4 - концентраційний відкаточний горизонт; 5 - блоковий рудоспуск, що веде на концентраційний горизонт; 6 - границя зони зрушення порід

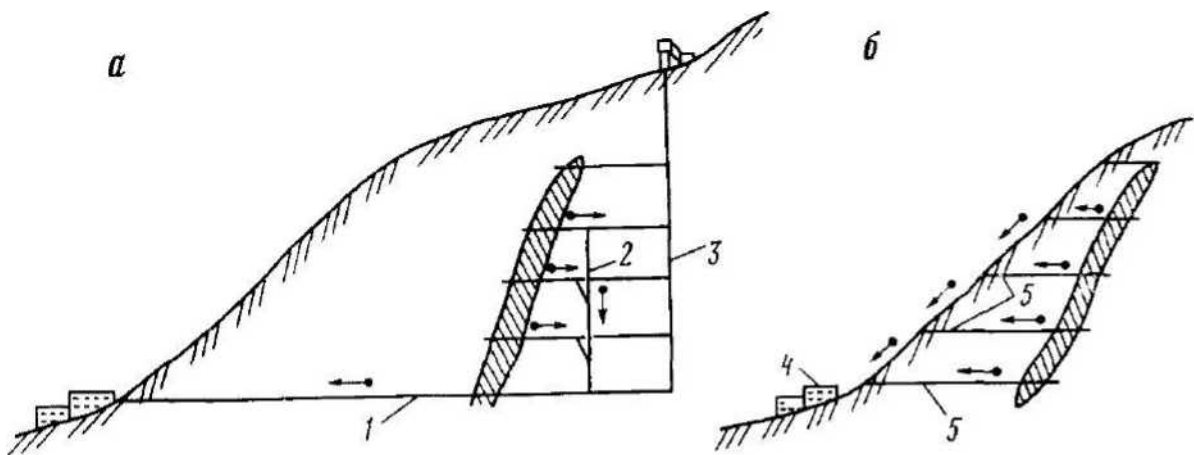


Рис. 13.6. Схеми розкриття родовища в гористій місцевості капітальною штольнію з рудоспуском і допоміжним стволом (а) і поверховими штольнями (б).

1 - капітальна штольня; 2 - рудоспуск, 3 - допоміжний клітьовий ствол, 4 - проммайданчик рудника й фабрики, 5 - поверхові штольні

Відповідно до цієї схеми, наприклад, перший поміщений у таблиці спосіб

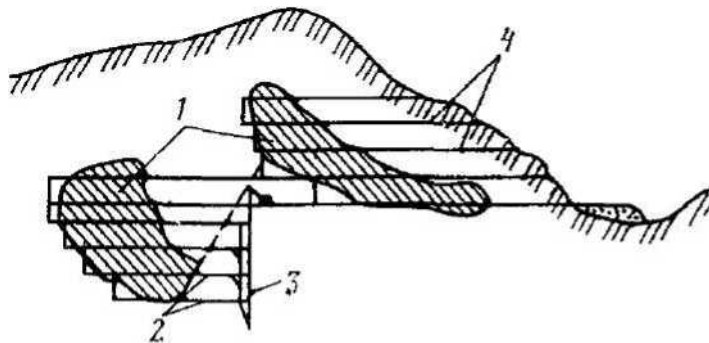


Рис. 13.7. Схема розкриття родовища в гористій місцевості:

1 - рудні тіла; 2 - квершлаг, 3 - сліпий рудопідіймальний ствол, 4 – штольні

розкриття можна назвати так: розкриття рудопідіймальним вертикальним скіповим стволом з підземною дробильною установкою, розташованим у лежачому боці центрально, одноступінчасте, з концентраційним і проміжними горизонтами й допоміжним клітьовим підйомом по окремому допоміжному стволу (рис. 13.5).

Способи розкриття штольнями (II клас) застосовуються в гористій місцевості й залежать від розташування родовища стосовно рівня прилеглої долини.

Для рудних родовищ (або їх ділянок), розташованих вище рівня долини, звичайно застосовують варіант розкриття капітальною штольнею з капітальним рудоспуском і допоміжним стволом або варіант із поверховими транспортними штольнями (рис. 13.6). Для родовищ, розташованих нижче рівня долини, частіше використовують розкриття вертикальними або похилим рудопідіймальним стволом, пройденим у долині або поблизу рудного тіла (з гористої поверхні), а також варіант зі штольнею на рівні долини й сліпим стволом поблизу родовища (рис. 13.7). В останньому випадку ствол може виходити на поверхню, але руда по ньому піднімається тільки до рівня штольні.

### ***Способи підйому й типи шахтних стволів.***

Тип шахтних стволів залежить від способу підйому й кута нахилу шахтних стволів.

Найпоширеніші на рудниках вертикальні стволи зі скіповим або

## Класифікація способів розкриття рудних родовищ стволами (за проф. В. Р. Іменітову)

Спосіб підйому руди	Рудопідіймальний ствол	Розташування ствола стосовно рудного тіла		Число ступенів розкриття	Наявність концентраційних горизонтів	Способи допоміжного підйому
		вхрест простягання	за простяганням			
Скіповий: з підземною дробильною установкою без підземної дробильної установки	1. Вертикальний 2. Похилий	1. У лежачому боці 2. У висячому боці 3. У рудному тілі з перетинанням його	1. Центральне 2. Флангове	1. Одноступінчасте 2. Двоступінчасте	1. З концентраційними горизонтами 2. Із транспортуванням руди по всіх горизонтах	1. Клітьовий по допоміжному стволу 2. Клітьовий по рудопідіймальному стволу 3. Автомобільний 4. Канатний безклітьовий
Клітьовий ( без підземної установки)	1. Вертикальний 2. Похилий	1. У лежачому боці 2. У висячому боці 3. У рудному тілі або з перетинанням його	1. Центральне 2. Флангове	1. Одноступінчасте 2. Двоступінчасте	1. Із транспортуванням руди по всіх горизонтах 2. З концентраційними горизонтами	1. Клітьовий, суміщений з підйомом руди 2. Клітьовий відособлений
Конвеєрний з підземною дробильною установкою	Похилий	1. У лежачому боці 2. У висячому боці 3. У рудному тілі з перетинанням його	1. Центральне 2. Флангове	1. Двох- і багатоступінчасте 2. Одноступінчасте	1. З концентраційними горизонтами 2. Із транспортуванням руди по всіх горизонтах	1. Клітьовий 2. Автомобільний 3. Канатний безклітьовий
Автомобільний ( без підземної дробильної установки)	Похилий: прямий спіральний зигзагоподібний	1. У лежачому боці 2. У висячому боці 3. У рудному тілі або з перетинанням його	1. Центральне 2. Флангове	Одноступінчасте	Із транспортуванням руди по всіх горизонтах	Автомобільний



клітьовим підйомом руди.

Вертикальний скіповий підйом забезпечує у порівнянні із клітьовим у 5-7 разів більш високу продуктивність при тій же площі поперечного перерізу ствола, оскільки максимальна вантажопідйомність відкаточних вагонеток рівна 5-10 т, а скіпів з донним розвантаженням доходить до 50 т і навіть більше. Крім того, скіповий підйом значно легше автоматизувати.

У той же час при скіповому підйомі більші обсяги приствольних виробок на горизонтах (особливо при використанні підземних дробильних установок і при багатосортній руді); більша висота копра й глибина ствола у зв'язку з наявністю бункерів на поверхні й під землею; вище запиленість повітря через значне пиловиділення при навантаженні й розвантаженні скіпів (у зв'язку із чим на рудниках забороняється подавати повітря через скіповий ствол, а це спричиняє необхідність у додатковому вентиляційному стволі).

Одночасну видачу руди з різних горизонтів можна забезпечити й клітьовим, і скіповим підйомом.

Однак при двохклітьовому підйомі одна із клітей служить тільки противагою. Тому при значній продуктивності видобутку доводиться або перепускати руду на один збірний (концентраційний) горизонт, або мати в стволі два одноклітьових підйоми із противагами, хоча при цьому потрібні дві підйомні машини.

При двохскіповому підйомі машинами із циліндричними барабанами можливе навантаження руди із двох або більше горизонтів, якщо барабани забезпечені спеціальними пристосуваннями фрикційної дії для перетяжки канатів. Двохскіповий підйом машинами зі шківми тертя можливий тільки при роботі з одного (концентраційного) горизонту й при глибині не менш 300-350 м, тому що інакше можливе проковзування каната у зв'язку зі значною різницею кінцевих навантажень.

Клітьовий підйом у відкаточних вагонетках вантажопідйомністю 8-10 т дозволяє обійтися без підземних дробильних установок, навіть якщо кондиційний шматок руди досягає 800-1000 м. При скіповому ж підйомі можна не мати дробильних установок, якщо розмір кондиційного шматка руди не перевищує 400-

500 мм. При збільшеному кондиційному шматку перед подачею у скіп руда повинна зазнати механічного дроблення.

Практика й техніко-економічні розрахунки показують, що вертикальні стволи із клітьовим підйомом руди звичайно доцільні на рудниках продуктивністю до 300-700 тис. т у рік при більших глибинах і до 1-1,5 млн. т у рік при глибинах до 200-300 м, а також і при трохи більшій продуктивності й багатосортній руді. Допоміжний підйом може здійснюватися в тих же клітях, що й підйом руди, або в окремих клітях залежно від продуктивності рудника. Максимальна продуктивність вертикального ствола зі скіповим підйомом 5-7 млн. т на рік. Допоміжний підйом при цьому клітьовий. Якщо ж на руднику застосовується великогабаритне самохідне устаткування, то вигідніше відмовитися від клітьового допоміжного підйому й пройти похилий ствол (під кутом 6-10°) для спуска-підйому людей, матеріалів і устаткування автомашинами. Самохідне устаткування зможе переміщатися по цьому стволу своїм ходом. Такі розв'язки широко застосовуються майже на всіх підземних рудниках, що знову вводяться в експлуатацію.

Похилі (під кутом 20-45°) стволи зі скіповим або клітьовим підйомом руди на рудниках застосовуються дуже рідко, тому що продуктивність підйому ними при тій же вантажопідйомності менше, чим вертикальними стволами (для скіпового підйому втрое), хоча й менша довжина квершлагів, і простіші за конструкцією приствольні двори.

Конвеєрний підйом на рудниках здійснюється тільки стрічковими конвеєрами, за умови, що крупність руди не перевищує 150-200 м. Тому конвеєрний підйом руди по стволах з нахилом 16-17° може здійснюватися тільки після пропуску руди через підземні дробильні установки.

При конвеєрному підйомі звичайно розкривають відразу кілька горизонтів, перепускаючи всю руду на нижній концентраційний горизонт і транспортуючи її до підземної дробарки, з якої руда надходить на стрічковий конвеєр (Рис. 13.8).

Тому що довжина одного стрічкового конвеєра рівна 300-600 м, через кожні 100-180 м висоти підйому необхідна окрема приводна станція з відповідними камерними виробками. Наприклад, при конвеєрному підйомі із глибини 500 м

доводиться мати 3-5 приводних станцій.

Головним достоїнством конвеєрного підйому є його практично необмежена продуктивність при будь-якій глибині, а недоліком - збільшена в 3, 5 рази в порівнянні з вертикальним довжина ствола.

Похилі стволи з конвеєрним підйомом міцних і середньої міцності руд доцільно застосовувати на дуже великих рудниках продуктивністю більш 5-7 млн. т на рік, тому що при скіповому підйомі знадобилося б два або кілька рудопідіймальних стволів. Допоміжний підйом при цьому звичайно буває клітьовий по окремому вертикальному стволу.

Можливе використання конвеєрного підйому й при меншій продуктивності рудника (від 1-2 млн. т на рік і більше), якщо розробляються пологі родовища дуже м'яких неабразивних руд, що сильно злежуються. У цьому випадку застосується конвеєрний транспорт по поверхових горизонтах і немає необхідності в підземних дробильних установках.

Підйом руди за допомогою самохідного безрейкового устаткування знаходить усе більше поширення па підземних рудниках. Сучасні автосамоскиди з дизельним приводом долають із вантажем підйом під кутом приблизно  $7^\circ$ . Вантажопідйомність їх змінюється звичайно від 20 до 40 т і більш. Вони можуть завантажуватися у вибої й без усяких перевантажень відвозити руду па поверхню, а при необхідності прямо на збагачувальну фабрику на відстань до декількох кілометрів.

Похилі стволи з підйомом руди автосамоскидами доцільні при невеликій (до 200-250 м) глибині розробки й продуктивності рудника від 300 до 1500 тис. т на рік, коли ці ж автосамоскиди використовуються для доставки, підземного й поверхневого транспортування добутої рудної маси (Рис. 13.9). Допоміжне транспортування здійснюється також в автомашинах, причому в очисних блоках звичайно влаштовують спеціальні похилі заїзди (з'їзди) на робочі підповерхи. Самохідне устаткування переміщається своїм ходом.

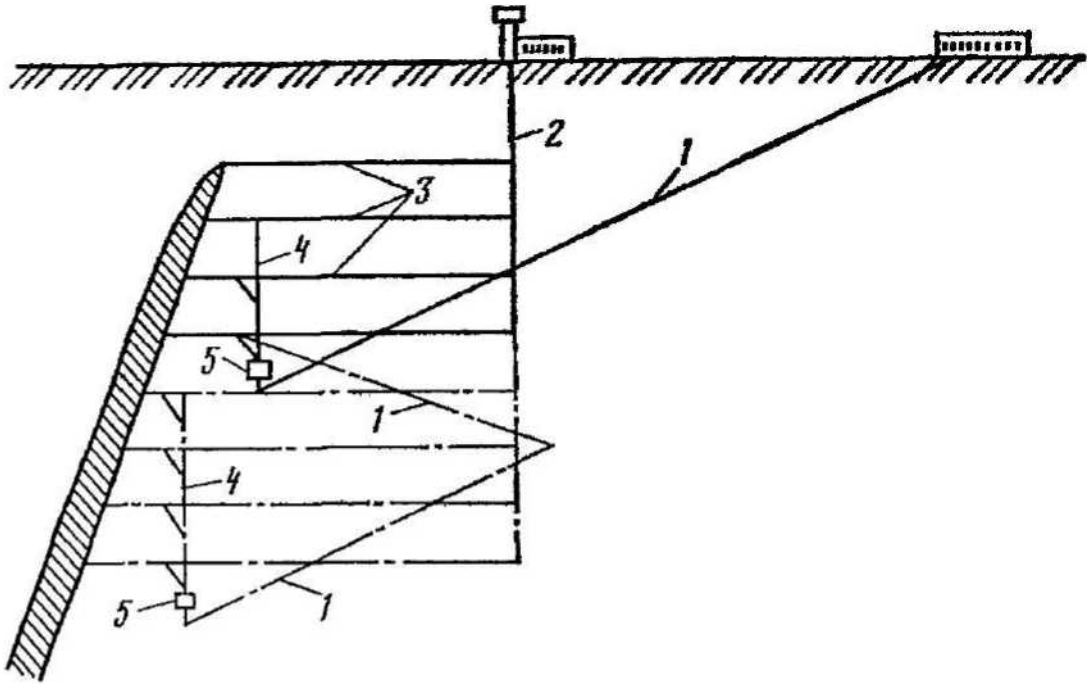


Рис. 13.8. Схема розкриття родовища похилим стволом з конвеєрним підйомом руди (штрих пунктиром показана II черга розкриття):

1 - похилі стволи з конвеєрним підйомом; 2 - допоміжний клітьовий ствол; 3 - квершлаги для допоміжного транспорту й провітрювання; 4 - рудоспуски; 5 - підземні дробильні установки

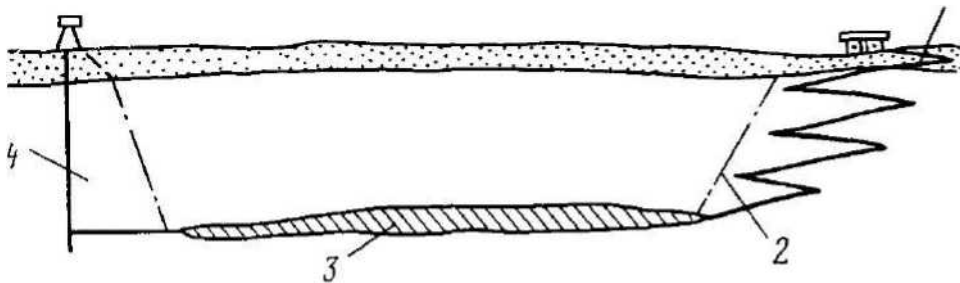


Рис. 13.9. Схема розкриття родовища похилим стволом з автомобільним підйомом:

1-похилий рудопідймальний ствол; 2-границя зони зрушення порід; 3-рудне тіло, 4 - допоміжний вентиляційний ствол

### **Етапи й черги розкриття.**

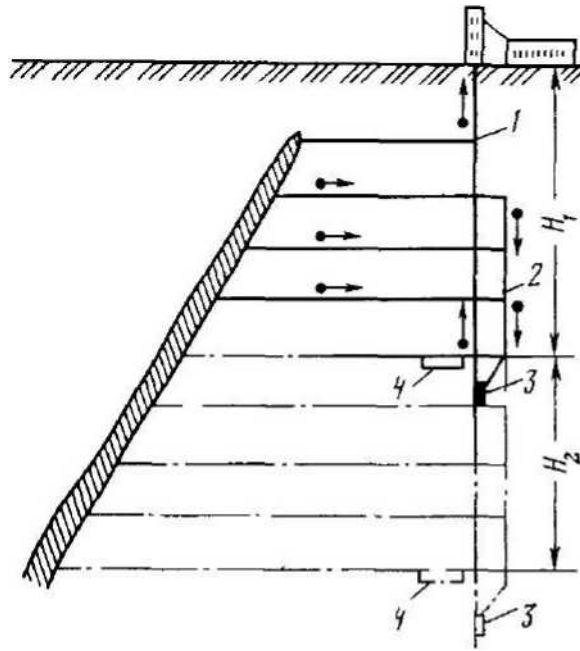
Схема розкриття визначає розташування й черговість проведення основних гірничо-капітальних виробок, що розкривають.

Рудопідіймальний ствол розташовують, як правило, у лежачому боці, поза зоною зрушення порід, що вміщують (див. рис. 13.5). При перетинанні стволом рудного тіла скорочується довжина квершлагів, але при цьому частина запасів залишається в охоронних цілинах. У висячому боці закладають ствол украй рідко (при сильно обводнених породах лежачого боку або несприятливому рельєфі поверхні), тому що при цьому різко збільшується довжина квершлагів, особливо на верхніх горизонтах.

За простяганням рудопідіймальний ствол розташовують у центрі або на фланзі шахтного поля. У потужних покладах центральне розташування стволів доцільніше флангового, якщо довжина шахтного поля за простяганням перевищує 500-700 м, а в малопотужних - 1000-1500 м. При цьому рудопідіймальний ствол закладається проти центру ваги запасів рудних покладів, що розкриваються, тому що це забезпечує мінімальну роботу транспорту.

При виборі схеми провітрювання слід урахувати, що подавати свіже повітря по скіповому стволу заборонене правилами безпеки. Тому звичайно поруч із рудопідіймальним стволом (на відстані порядку 50 м) проходять ще один ствол, обладнаний клітьовим допоміжним підйомом. Приствольні двори на горизонтах і промайданчик на поверхні у цих стволів спільні. Свіже повітря подається по клітьовому стволу, омиває гірські виробки й видається на поверхню через вентиляційні стволи, що знаходяться на флангах родовища. Скіповий ствол за допомогою вентиляційних дверей, встановлених в приствольних виробках на горизонтах, відносно провітрювання підтримується нейтральним. На практиці по ньому все-таки видається дуже невелика кількість повітря, щоб у зимовий час не було обмерзання устя ствола.

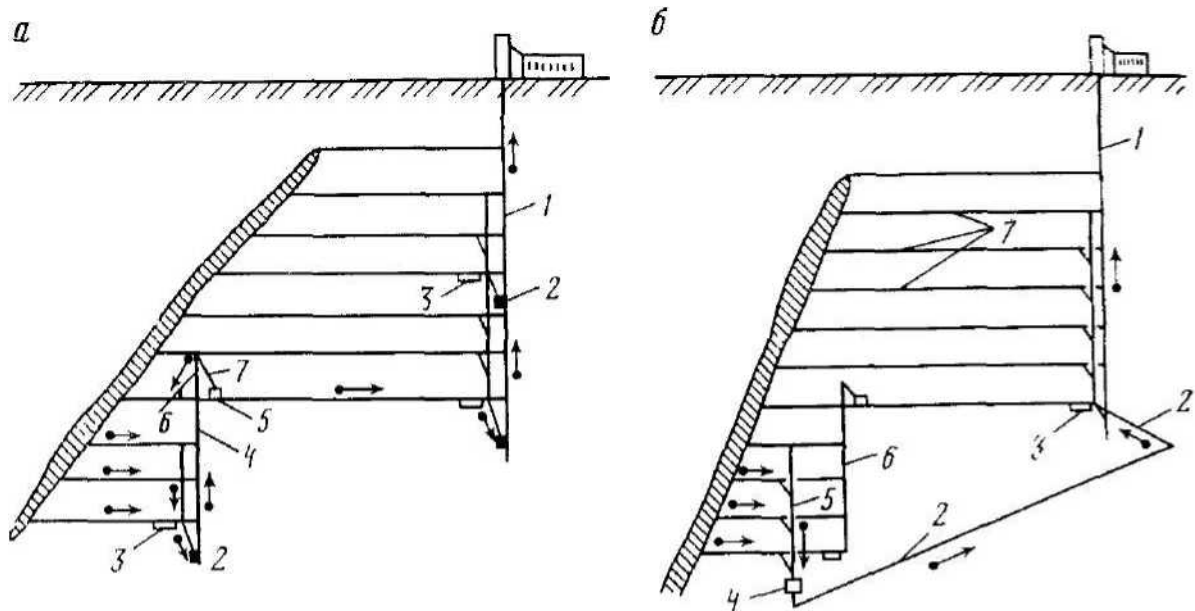
Якщо родовище розкривається на всю глибину основним рудопідіймальним стволом безпосередньо з поверхні, то такий спосіб розкриття називають одноступінчастим або простим (рис. 13.10). Якщо ж нижня частина родовища розкривається сліпим стволом, то такий спосіб прийнято називати двоступінчастим або комбінованим. Так що ознакою східчастого розкриття є наявність сліпих рудопідіймальних стволів (рис. 13.11).



*Рис. 13.10.* Схема одноступінчастого (простого) розкриття родовища вертикальним рудопідіймальним стволом (I і II черги розкриття): 1 - рудопідіймальний ствол, 2 - приствольний бункер (рудоспуск); 3 - дозатори скіпового підйому. 4 - водозбірники;  $H_1$  - глибина 1 черги розкриття,  $H_2$  - крок розкриття

Розкриття родовищ етапами викликається звичайно прагненням зменшити довжину квершлагів на нижніх горизонтах, яка суттєво росте із глибиною при кутах падіння рудного тіла, менших  $50-60^\circ$ . Але при скіповому або клітьовому підйомі по сліпому стволу доводиться не тільки розміщувати під землею додаткову піднімальну установку, але й забезпечувати транспортування між сліпим і основним стволами (з додатковими операціями по навантаженню й розвантаженню складів). При використанні похилого сліпого ствола з конвеєрним підйомом руди ці недоліки двоступінчастого розкриття можуть бути суттєво зменшені.

При розробці крутих родовищ із порівняно витриманими елементами залягання й зруденінням одноступінчасте розкриття застосовується до глибини 1200-1500 м на великих рудниках і до глибини 1800 м на рудниках невеликої продуктивності. При більших глибинах розробки доцільно переходити на двоступінчасте розкриття.



*Рис. 13.11.* Схеми двоступінчастого (комбінованого) розкриття родовища:  
*а* - з вертикальним сліпим рудопідіймальним стволом (1 - рудопідіймальний ствол з поверхні; 2 - дозатори скіпового підйому; 3 - водозбірники; 4 - сліпий рудопідіймальний ствол, 5 - піднімальна машина сліпого ствола; 6 - розвантажувальний бункер; 7 - канатний хідник), *б* - з похилим сліпим рудопідіймальним стволом (1 - рудопідіймальний ствол з поверхні, 2 - похилі сліпі стволи з конвеєрним підйомом руди, 3 - водозбірники; 4- дробильна установка, 5 - рудоспуск, 6 - допоміжний сліпий ствол для нижніх горизонтів; 7 – квершлаг

Буває, що в процесі експлуатації рудника нижче розкритих горизонтів виявляються нові (раніше невідомі) запаси руди, а діючий ствол і його підйомна установка не розраховані на видобуток з таких глибин. Тоді можливі три наступні варіанта розв'язку виниклої проблеми: по-перше, використання існуючого ствола без його поглиблення й розкриття нових запасів сліпим стволом (двоступінчасте розкриття); по-друге, поглиблення діючого ствола й розкриття з нього нових горизонтів, що практично вкрай складно здійснити, не знижуючи продуктивності рудника, тому що піднімальні можливості цього ствола звичайно близькі до граничних; і нарешті, по-третє, проходка нового ствола з поверхні для розкриття лише самих нижніх горизонтів, що не завжди виправдовується економічно.

Аналогічна ситуація характерна для багатьох жильних родовищ руд кольорових, рідких і радіоактивних металів, особливість яких полягає в тому, що у зв'язку із крайньою мінливістю елементів залягання й зруденіння в таких покладах геологи з достатньою вірогідністю можуть оцінити як придатні до розробки запаси руди на глибині всього 35-50 м, рідше 100-200 м. Тому при розробці жильних родовищ часто доводиться застосовувати двоступінчасте й навіть багатоступінчасте (до 4-6 етапів) розкриття.

Розкриття глибокозалягаючих рудних родовищ звичайно роблять чергами, тобто спочатку розкривають із поверхні й починають відпрацьовувати верхню частину родовища (I черга розкриття), а потім, у міру необхідності, послідовно розкривають і відпрацьовують нижні його частини.

Кроком розкриття називають глибину, на яку родовище розкривають відповідно в другу й наступні черги. Крок розкриття повинен бути кратним висоті поверху й відповідати відстані між концентраційними горизонтами.

Черги розкриття можуть збігатися із етапами розкриття (див Рис. 13.8). Часто чергами відпрацьовують родовища й при одноступінчастому розкритті (див. Рис. 13.10).

Головним достоїнством розкриття чергами є значне зменшення первісних капіталовкладень, тобто зниження заморожівності вкладених коштів.

Практика передових рудників і техніко-економічні розрахунки показують, що при гарній розвіданості родовища глибина I черги розкриття може доходити до 800-1200 м і більш, а крок розкриття може перебувати у межах від 200-300 до 500 і навіть 700 м.

### ***Методика вибору способу розкриття родовища.***

Спосіб розкриття, у тому числі й схему розкриття родовища, вибирають за методом варіантів (аналогічно вибору систем розробки). Для цього намічають технічно можливі способи розкриття даного родовища й з них на підставі інженерного досвіду відбирають 2-4 конкурентоспроможних варіанта. Кожний такий варіант укрупнено проробляють конструктивно й оптимізують основні його



параметри у тій мері, у якій це може вплинути на порівняльну економічну оцінку.

Після цього для кожного конкурентоспроможного варіанта (у його найкращому виді) розраховують величину обраного критерію оптимальності й ухвалюють до використання варіант із найкращим значенням цього критерію.

У якості критерію ефективності при виборі способу й схеми розкриття звичайно ухвалюють порівняльні (тобто, що різняться по варіантах) наведені середньорічні витрати на розкриття родовища або його частини. Якщо варіанти відрізняються ще й рівнем втрат руди в охоронних цілинах, то до порівняльних наведених витрат потрібно додати збиток від загальношахтних втрат руди. У випадках, коли витрати здійснюються різночасно (різними дозами й у різні моменти часу), то в критерій ефективності потрібно включати не порівняльні, а повні наведені витрати на розкриття й перераховувати їх на момент початку будівництва рудника, тобто виражати в сучасній цінності.

### ***Порядок розробки рудних родовищ.***

Родовище, відведене руднику для розробки, називають рудничним полем. Рудничні поля великої довжини можуть розділятися на шахтні поля, що відпрацьовуються окремими шахтами, що входять до складу рудника. Звичайно комплекс гірничих виробок кожної шахти має відособлене провітрювання, транспорт і підйом. Однак бувають випадки, коли підйом руди із загального концентраційного горизонту (єдиного для двох-трьох шахт) здійснюється по одному рудопідіймальному стволу.

Довжина шахтних полів за простяганням в родовищах середньої потужності й потужних звичайно становить 0,6-1,2 км (при продуктивності шахти до 1-1,5 млн. т/рік), близько 1,5-2,5 км (при продуктивності 2-3 млн. т/рік) і до 3-5 км (при продуктивності 5-10 млн. т/рік і більше).

Відпрацьовують рудничні (або шахтні) поля з поверховою або безповерховим вилученням.

Порядок відпрацьовування поверхів у шахтному полі завжди був низхідним.

Лише як виключення при перегляді для даного родовища величини промнімуму доводилося вертатися на верхні, раніше відпрацьовані горизонти, що збільшує деконцентрацію гірничих робіт.

Останнім часом висловлюються ідеї й виконуються проектнодослідницькі розробки й для інших варіантів порядку відпрацьовування поверхів: комбінованого або навіть висхідного. Ці варіанти полегшують розв'язок питань про залишення під землею й використання для закладки відсортованих порід, що вміщують, одержуваних при підземної предконцентрації (породовідбиранні). Крім того, ці варіанти можуть дозволити при необхідності помітно інтенсифікувати видобуток.

При загальному низхідному порядку відпрацьовування поверхів очисне вилучення ведеться, як правило, одночасно на декількох поверхах (звичайно 3-6 і навіть більше). Це викликано, головним чином, тим, що руднику задається дуже напружений план видобутку по металу, при якому директивний плановий вміст металу в рудній масі, що добувається, перевищує середній вміст його в готових до вилучення запасах руди. Порівняно багаті блоки на верхніх горизонтах виявляються вже відпрацьованими й тому доводиться прискорено підготовляти багаті блоки на нижніх поверхах, розтягуючи фронт гірничих робіт на глибину.

Порядок відпрацьовування блоків у поверсі залежить від багатьох факторів, що впливають. Якщо інтенсивність відпрацьовування поверху може бути порівняно невеликою (одночасно розробляють 4-8 блоків), то застосовують прямий (від центру до флангів) або зворотний (від флангів до центру) порядок відпрацьовування блоків у поверсі. При прямому порядку в принципі достатня тільки рудна підготовка горизонтів, тому що рудний штрек верхнього горизонту від блоку до вентиляційного ствола не подроблений очисним вилученням. Крім того, для початку очисного видобутку на новому поверсі немає необхідності обов'язково відразу проходити всі відкаточні виробки до флангів родовища. Недолік прямого порядку відпрацьовування блоків - збільшення витрат на підтримку відкаточного штреку, який потрібно зберегти під уже відпрацьованими блоками на весь термін служби даного й нижчележачого поверхів, коли цей штрек стане вентиляційним.

При середній інтенсивності відпрацьовування поверху суміщують у часі прямий і зворотний порядок або ведуть гірничі роботи з розподілом поверху на 3-5 виїмкових полів, що складаються кожне з декількох (звичайно 5-10) блоків. У середині виїмкового поля блоки розробляють послідовно або через один від середини поля до країв, рідше навпаки.

Якщо ж потрібно максимально можливо інтенсифікувати відпрацьовування поверху, то використовують одночасний порядок відпрацьовування блоків за всією довжиною поверху, а якщо застосовувана система розробки не допускає суміщення очисних робіт у сусідніх блоках, то відпрацьовують блоки поверху в шаховому порядку. Реалізувати одночасний порядок відпрацьовування всіх блоків у поверсі можливо лише у виняткових випадках при розробці жил невеликої довжини за простяганням.

Перераховані вище строго задані варіанти порядку відпрацьовування блоків у поверсі практично дотримати дуже важко. При різких коливаннях вмісту металу по різних очисних блоках і напруженому плані рудника по якості рудної маси, що добувається, доводиться використовувати вибірккову послідовність відпрацьовування блоків у поверсі. Така послідовність значною мірою, а іноді й повністю, порушує певний геометричний порядок відпрацьовування блоків, тому що в першу чергу у поверсі відпрацьовують більш багаті блоки (або блоки краще розвідані, або блоки з відносно сприятливими умовами розробки). Вибірковість відпрацьовування, незважаючи на досягнення на першому етапі поставлених цілей, значно погіршує концентрацію гірських робіт і техніко-економічні показники експлуатаційної діяльності рудника у майбутні періоди.

Тому в конкретних умовах діючого рудника завжди потрібно прагнути застосувати технологічно правильний порядок відпрацьовування блоків у поверсі й забезпечити максимально можливу концентрацію гірничих робіт, яку вдасться досягти тільки при заданих обсягах і якості рудної маси, що добувається, по рудникові в цілому.

У пологих родовищах порядок відпрацьовування панелей звичайно не має твердих обмежень за технологічними факторами. Деякі системи розробки (у тому

числі суцільна) дозволяють мати під очисним вилученням до половини площі шахтного поля, а іноді й усю. Однак за умовою економічно вигідної продуктивності рудника (шахти) в одночасне відпрацьовування включають лише частину рудної площі: звичайно не більш 10-20 %. Тому відпрацьовування панелей звичайно здійснюється в наступаючому або відступаючому порядку стосовно рудопідіймального ствола (прямим або зворотним ходом).

Порядок відпрацьовування блоків усередині панелей аналогічний порядку відпрацьовування блоків усередині поверхів.

## ЛЕКЦІЯ № 14. ХАРАКТЕРНІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ

### *Основи класифікації систем розробки.*

Системою розробки називається порядок проведення й розташування в межах очисного блоку підготовчо-нарізних і очисних виробок, а також технологія, механізація й організація виробничих процесів очисного виймання.

Відповідно до класифікації проф. В. Р. Іменітова усі системи розробки за ознакою способу підтримки очисного простору при вийманні руди (тобто в період добування відбитої руди з очисного простору) розділяють на три класи (табл. 14.1).

Таблиця 14.1.

Класифікація систем підземної розробки рудних родовищ за проф.

В. Р. Іменітовим

Клас	Група	Система розробки
1	2	3
І. Системи розробки із природньою підтримкою очисного простору	А. Системи із природньою підтримкою очисного простору і механізованою доставкою в ньому руди	1. Суцільна система 2. Камерно-стовпова система
	Б. Системи із природньою підтримкою очисного простору і самопливною доставкою в ньому руди	3. Камерна система 4. Система з відбійкою з магазину 5. Інші системи розробки даної групи

1	2	3
II. Системи розробки з обваленням руди і порід, що вміщують (без підтримки очисного простору)	A. Системи з поверховим обваленням	6. Поверхове примусове обвалення із суцільним вийманням 7. Поверхове примусове обвалення з компенсаційними камерами
	Б. Системи з підповерховим обваленням	8. Поверхове самообвалення 9. Підповерхове обвалення з торцевим випуском руди 10. Підповерхове обвалення з донним випуском руди
III. Системи розробки зі штучною підтримкою очисного простору	A. Системи із закладкою	11. Одношарове виймання із закладкою 12. Горизонтальні шари із закладкою 13. Похилі шари із закладкою 14. Система розробки тонких жил з роздільним вийманням 15. Спадне шарове виймання
	Б. Системи із кріпленням	16. —
	В. Системи із кріпленням і наступним обваленням	17. Стовпова система з обваленням 18. Шарове обвалення 19. Інші системи розробки даної групи

Системи I класу (із природньою підтримкою очисного простору) характеризуються тим, що підтримка очисного простору не вимагає особливих матеріальних і трудових витрат, а засновані на використанні природньої стійкості руди і порід, що вміщують. Системи цього класу звичайно мають порівняно високу продуктивність блоків, низьку трудомісткість і собівартість видобутку, однак відрізняються значними втратами руди у ціликах.

Системи II класу (з обваленням руди і порід, що вміщують) також характеризуються невеликими витратами на керування гірським тиском при очисному вийманні. Вони теж відносяться до високопродуктивних і дешевих

систем розробки, але мають підвищені втрати і високе розубоження внаслідок того, що процес випуску руди відбувається безпосередньо під заваленими породами, що налягають.

Системи III класу (зі штучною підтримкою очисного простору) пов'язані з істотними витратами часу і засобів на процес штучної підтримки очисного простору закладкою або кріпленням, або тим і іншим разом. Породи, що вміщують, при цьому можуть підтримуватися або обвалюватися за рахунок видалення або руйнування кріплення після виймання руди. Обов'язково підтримується лише робочий простір, де перебувають люди, що ведуть у цей момент очисне виймання. Ці системи розробки дозволяють досягти порівняно невеликих втрат і розубоження, але собівартість видобутку при їхнім застосуванні звичайно вище, а інтенсивність розробки родовища нижче, чим при застосуванні систем перших двох класів.

Нижче розглядаються характерні для рудників системи розробки, що суттєво відрізняються від застосовуваних на вугільних шахтах. Порядок викладу матеріалу по кожній системі розробки прийнятий наступним: сутність системи (визначення); умови застосування; параметри очисних блоків; технологія, механізація й організація основних виробничих процесів очисного виймання; схеми провітрювання і заходу безпеки; техніко-економічні показники і перспективи застосування даної системи розробки.

### ***Суцільна система розробки.***

Суцільною системою розробки називається система з природньою підтримкою очисного простору, при якій панель відпрацьовується суцільним вибоєм за всією її шириною (без поділу на камери) з механізованою доставкою руди по відкритому простору і підтримкою покрівлі постійними, як правило, невитягуваними ціликами — стрічковими по границям панелей и стовпоподібними всередині панелей (рис. 14.1).

Суцільна система застосовується при розробці пологих і похилих покладів зі стійкої рудою і породами, що вміщують. Мінімальна потужність покладу визначається можливістю вільного переміщення по очисному простору людей і

устаткування і становить близько 1,5 м при скреперній доставці і 3-3,5 м при доставці із самохідним устаткуванням. Максимальна потужність покладу також залежить від бурового устаткування (до 7-8 м виймання суцільне, а при великій потужності — з поділом на горизонтальні шари), але визначається можливостями самохідних кареток для огляду покрівлі і сягає 20-25 м. Цінність руд звичайно невисока, тому що втрати в ціликах значні.

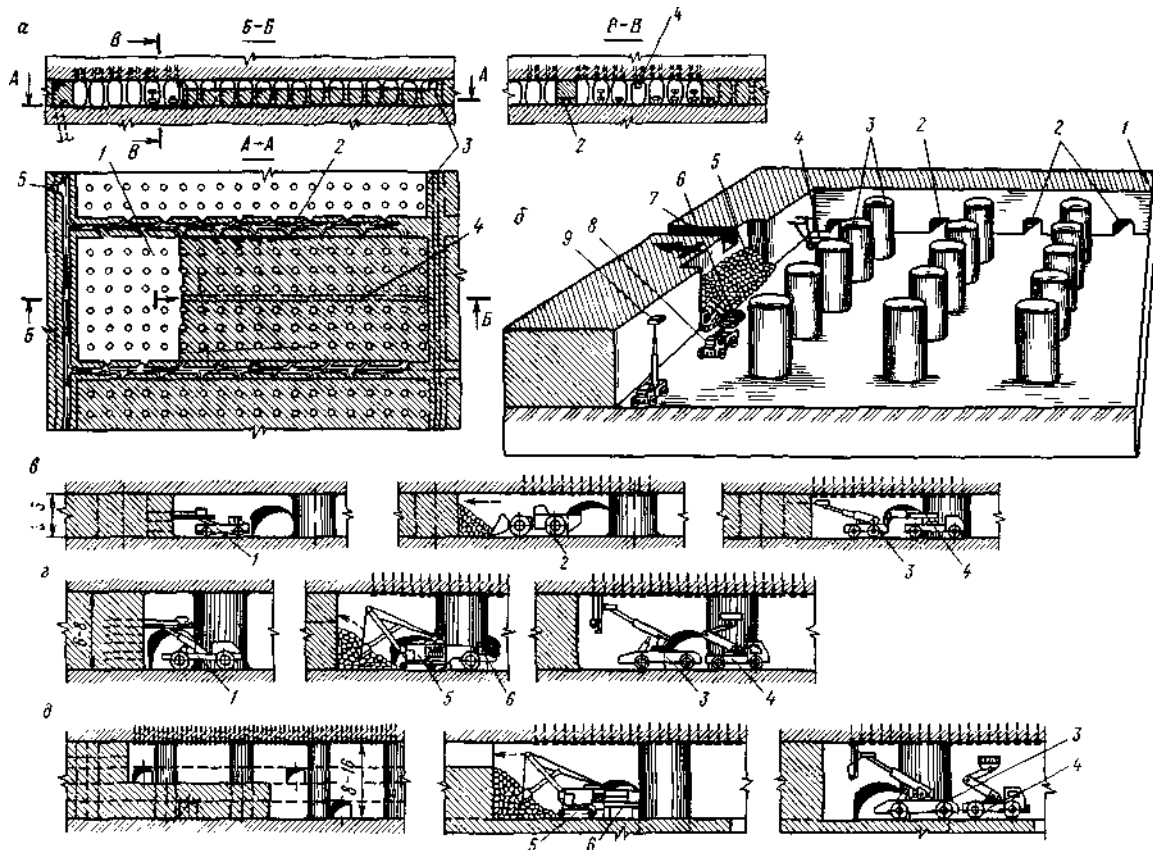


Рис. 14.1. Суцільна система розробки:

*а* - розрізи по панелі (1 - очисний простір; 2 - панельний штрек; 3 - збірний вентиляційний штрек; 4 – рудоспуск; 5 - повітрявідвідна виробка); *б* - загальний вид вибою в панелі (1 - панельний цілик; 2 - збійки з панельним штреком; 3 - опорні цілики; 4 - самохідна бурильна установка; 5 - навал відбитої руди; 6 – екскаватор; 7 - повітрявідвідна виробка; 8 - автосамоскид; 9 - машина для оборки і кріплення покрівлі); *в, г, д* - комплекси очисного устаткування у вибої при потужності покладу відповідно 3-6, 6-8 і 8-16 м (1 - бурова установка; 2 – навантажувально-транспортна машина типу ПД; 3 - установка для штангового кріплення покрівлі; 4 - самохідний полок для оборки покрівлі; 5 – екскаватор; 6 - автосамоскид)

Кут падіння покладу не перевищує 7-8°, що дозволяє застосовувати на бурінні і доставці самохідне устаткування. При більших кутах падіння (але не більш 20-30°)



звичайно застосовують камерно-стовпову систему розробки (див. нижче) або, якщо потужність покладу не більш 3-4 м, використовують переносне бурове устаткування і скреперну доставку.

Ширина панелей при скреперній доставці дорівнює 60-80 м, а при доставці самохідним устаткуванням доходить до 150-250 м. Ширина панельних ціликів коливається від 20-25 до 30-50 м при великій глибині розробки. Опорні цілики, як правило, круглі. Їх розташовують регулярно або, якщо можливо, нерегулярно (на ділянках з бідною рудою). Відстань між опорними ціликами становить 8-20 м, а поперечний розмір їх 3-6 м при потужності покладу до 12-15 м і 8-10 м — при більшій потужності.

Відбійка руди при суцільній системі шпурова, що супроводжується найменшою сейсмікою. Глибина шпурів від 2 до 4,5 м. Шпури бурять звичайно за допомогою бурових установок і лише при відсутності їх і потужності покладу до 2,5-3 м — ручними і колонковими перфораторами. Заряджають шпури із самохідних кареток, використовуваних для огляду покрівлі.

Доставка руди до рудоспусків або до відкаточних виробок проводиться самохідним устаткуванням. При довжині доставки до 200 м використовуються самохідні вантажно-транспортні машини, а при більших відстанях доставки — навантажувальні машини у комплексі з дизельними автосамоскидами. В останньому випадку можливе транспортування руди в тих же автосамоскидах і навіть вивіз руди на поверхню по похилих стволах, якщо глибина залягання рудних тіл невелика (до 100-150 м).

Скреперна доставка (лебідками потужністю 50-100 кВт) використовується тільки в малопотужних покладах або при невеликих відособлених рудних тілах (із запасами до 30-50 тис. т руди), коли не окупаються витрати на проходку відповідних виробок для самохідного устаткування.

У процесі підтримки очисного простору зі спеціальних самохідних кареток, обладнаних майданчиками, на яких можна підняти людей під покрівлю (на висоту до 15-25 м), щозміни роблять огляд покрівлі й оборку заколів, тому що в очисному просторі постійно перебувають люди. При необхідності окремі ділянки покрівлі підсилюють штанговим кріпленням.

Провітрювання очисного простору здійснюється від загальношахтного струменя. Щоб струмінь свіжого повітря проходив у вибій, де працюють люди й устаткування, його направляють зі штреків в очисний простір тільки через найближчі до вибою збійки, а інші збійки перекривають вентиляційними перемичками. Забруднене повітря видаляється вентиляційною виробкою, пройденою у покрівлі посередині ширини панелі.

Техніко-економічні показники суцільної системи розробки — одні із кращих на підземних рудниках. При використанні потужного самохідного устаткування продуктивність праці вибійного робітника коливається від 70-120 до 170 т/чол-змін, а продуктивність панелі — до 30-60 тис. т/міс. При переносному буровому устаткуванні і скреперній доставці ці показники погіршуються і становлять відповідно 25-50 т/чол-змін і 3-10 тис. т/міс. Витрата підготовчо-нарізних виробок дорівнює усього 1-2 м/1000 т запасу руди. Однак втрати руди при цій системі розробки значні і нерідко перевищують 25-35 %.

### ***Камерно-стовпова система розробки.***

Камерно-стовповою системою розробки називається система із природньою підтримкою очисного простору, при якій панель відпрацьовується відкритими камерами з механізованою доставкою по них відбитої руди і залишенням міжкамерних стрічкових або ізольованих ціликів. Цілики, як правило, не виймаються і втрачаються. На відміну від суцільної системи розробки, при якій очисний вибій по всій ширині панелі переміщається паралельно сам собі, при камерно-стовповій системі у панелі (або блоці) є відособлені вибої (камери), роботи в яких мало взаємозалежні.

Застосовують камерно-стовпову систему розробки у пологих і похилих покладах малої і середньої потужності при стійких і середньої стійкості рудах і породах. Ця система має перевагу перед суцільною в наступних умовах:

- при похилому заляганні рудного тіла, коли камерне виймання полегшує використання самохідного устаткування;
- при меншій стійкості руд і порід, оскільки всі опорні цілики можуть бути стрічковими;

- при використанні на очисних роботах гірничих комбайнів прохідницького типу (з торцевим робочим органом);
- при порівняно більш кошовій руді, тому що камерно-стовпова система розробки має варіанти із частковим або навіть повним відпрацюванням ціликів.

При відпрацюванні похилих покладів (з кутом падіння до 20-25°) камери розташовують за простяганням покладів, щоб забезпечити можливо більш близьке до горизонтального положення підшвів камер, зручне для роботи самохідного устаткування (рис. 14.2). Високі камери відпрацюють послідовно зверху вниз із розбивкою на шари. На доставці руди використовують комплекси з навантажувальних машин і автосамоскидів або вантажно-транспортні машини типу ПД. Переїзд самохідного устаткування з камери в камеру проводиться по діагональних з'їздах, відхилення яких у плані від напрямку падіння підбирається таким, щоб кут між їхньою підшовою і горизонтом був прийнятний для переміщення самохідного устаткування.

Продуктивність праці вибійного робітника при очисному вийманні становить у середньому 60-70 т/чол-змін, а з урахуванням підготовчо-нарізних робіт — 50-60 т/чол-змін. Питома витрата ВР на відбійку (шпурову) близько 350 г/т, а на вторинне дроблення — 15 г/т. Втрати руди на глибині близько 200 м становлять 17-18%, а на глибині 400-450 м зростають до 32-36 %. Розубоження порівняно невелике: 8-10%. Витрата підготовчо-нарізних виробок при ізольованих ціликах 3-5 м/1000 т запасів, а при стрічкових ціликах — близько 5-7 м/1000 т запасів.

Камерно-стовпова система розробки з механічною відбійкою широко застосовується при видобутку солей і пильного каменю. При відпрацюванні калійних родовищ виїмковий комплекс складається з комбайна з торцевим робочим органом (ПК-8, ПК-10, «Урал-10КС» та ін.), бункера-перевантажувача (що переміщається разом з комбайном і накопичуючого руду у момент відсутності доставочного засобу) і самохідного челнокового вагону, що доставляє руду по камері до транспортних виробок, де встановлені конвеєри (рис. 14.2). Продуктивність праці вибійного робітника при комбайновому вийманні становить від 60-100 до 200 т/чол-змін. При різних варіантах системи залишають різних

розмірів цілики: і тверді, і піддатливі (товщиною всього 1-1,5 м). Останні поступово руйнуються і викликають помітне, хоча і плавне опускання покрівлі. Втрати руди звичайно дуже великі: при твердих ціликах до 50-60 %, а при податливих — до 30-40 %. Розубоження руди при спільному вийманні калійних солей із прошарками кам'яної солі змінюється від 5 до 25-35 %.

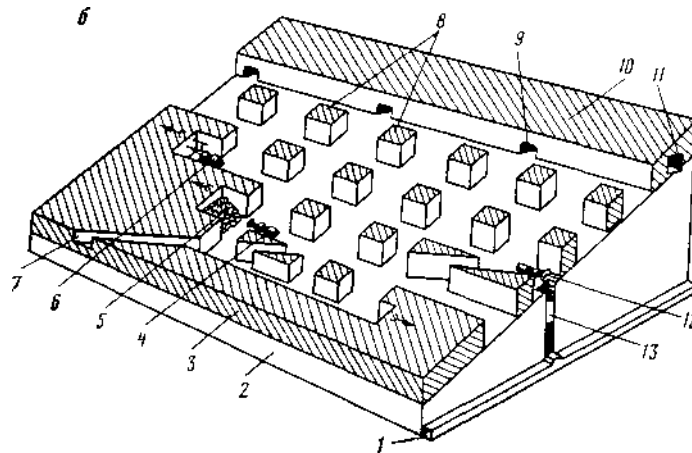


Рис. 14.2. Камерно-стовпова система розробки (варіант для відпрацьовування похилого покладу з використанням самохідного устаткування):

1 - навантажувальна машина з лапами, що нагортають; 2 - авто-самоскид; 3 - самохідна бурова установка; 4 - діагональні з'їзди  $5 \times 4 \text{ м}^2$  з нахилом  $8^\circ$ , пройдені через 300 м; 5 - відкаточні штреки; 6 - рудоспуск; 7 - заїзд; 8 - камера); б - загальний вид очисного простору (1 - заїзд; 2 - породи лежачого боку; 3 - похилий рудний поклад; 4 - вантажно-транспортна машина типу ПД при завантаженні у камері; 5 - навал відбитої руди у камері; 6 - самохідна бурова установка; 7 - діагональний з'їзд; 8 - опорні цілики; 9 - збійка з вентиляційним штреком; 10 - панельний цілик; 11 - вентиляційний штрек; 12 - навантажувально-транспортна машина типу ПД при розвантаженні; 13 - рудоспуск

### **Камерна система розробки.**

Камерною системою розробки називається система із природньою підтримкою очисного простору, при якій відбійку руди у камерах виконують свердловинними або мінними зарядами, а випуск відбитої руди здійснюють через вирви або траншеї у днищі камери під прикриттям стеліни, тобто без перемішування з обваленими породами, що налягають.

Із застосуванням цієї системи виймають тільки камерні запаси. Тимчасові міжкамерні і міжповерхові цілики відпрацьовують у другу стадію іншими

системами розробки (наприклад, розстрілюючи цілики на відкриту камеру і випускаючи відбиту руду під породами, що вміщують і обрушилися, або використовуючи наступну закладку камер, що твердіє, і відпрацьовування ціликів між масивами затверділої закладки).

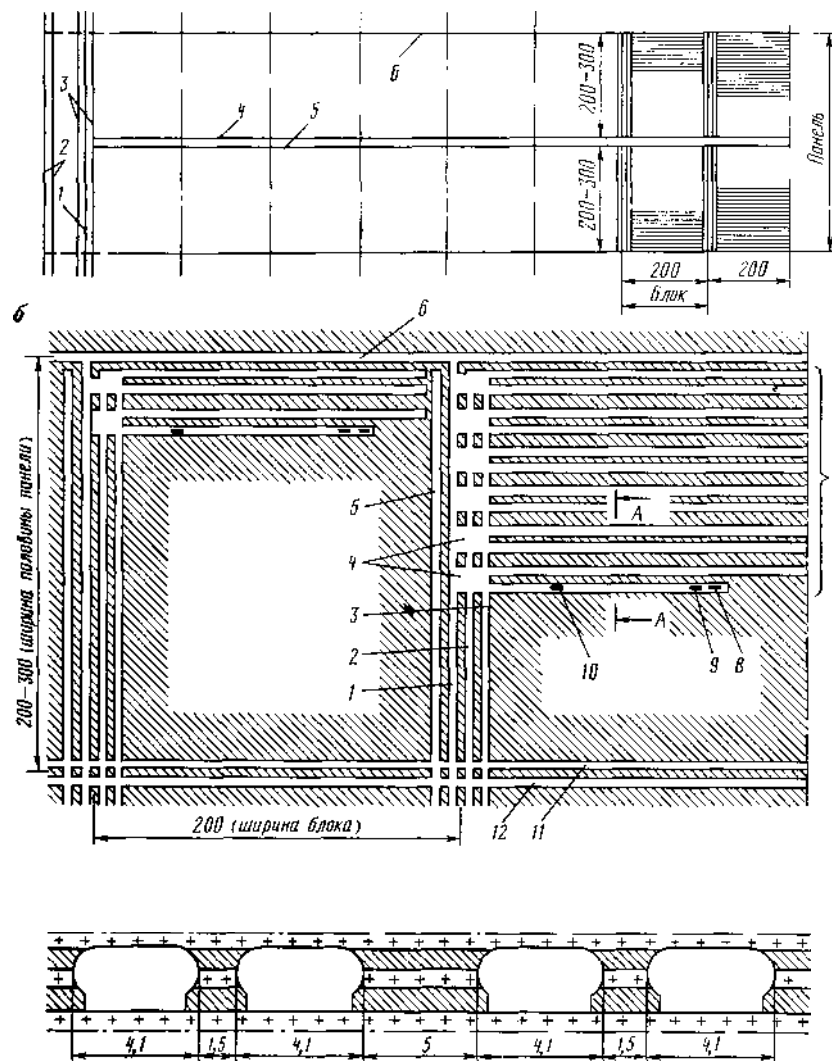


Рис. 14.3. Камерно-стовпова система розробки (варіант для відпрацьовування калійних солей комбайнами).

*a* - поділ панелей на блоки (1-головний конвеєрний штрек; 2 - головні вентиляційні штреки; 3 - головні транспортні штреки; 4, 5, б - відповідно панельні конвеєрний транспортний і вентиляційний штреки); б - очисне виймання блоків камерами ходками комбайна (1, 2 - блокові конвеєрний і транспортний штреки відповідно; 3 - розрізний штрек; 4- камери розвороту виймкових машин; 5 - виробка, що забезпечує розвантаження напружень; 6 - панельний вентиляційний штрек; 7 - очисні камери; 8 – комбайн; 9 - бункер перевантажувач; 10 - самохідний вагон; 11 і 12 - конвеєрний і транспортний штреки відповідно)

На відміну від камерно-стовпової системи розробки при камерній системі доставка руди по очисному просторі самопливна (механізована тільки по доставочним виробкам), доступ людей у відкриті камери заборонений, що, звісно, знижує жорсткість вимог до стійкості руди і порід. При випуску через траншеї для зачищення відбитої руди, що залишилася, при камерній системі розробки можна використовувати самохідні навантажувально-транспортні машини типу ПД із дистанційним керуванням, що заїжджають прямо у траншеї (камери).

Нижче розглядається приклад застосування камерної системи розробки з підповерховою відбійкою. Варіанти системи з поверховою відбійкою (без підповерхових бурових виробок) і з пошаровою відбійкою горизонтальними шарами застосовуються набагато рідше

Камерною системою з підповерховою відбійкою (рис. 14.4) називається система розробки камерами, коли відбійку руди роблять вертикальними шарами за допомогою свердловин, пробурених з підповерхових штреків або ортів, а поверховий випуск ведуть через отвори у нижній частині камери (днищі) або в породах лежачого боку при недостатньому для самопливного переміщення куті падіння рудного покладу.

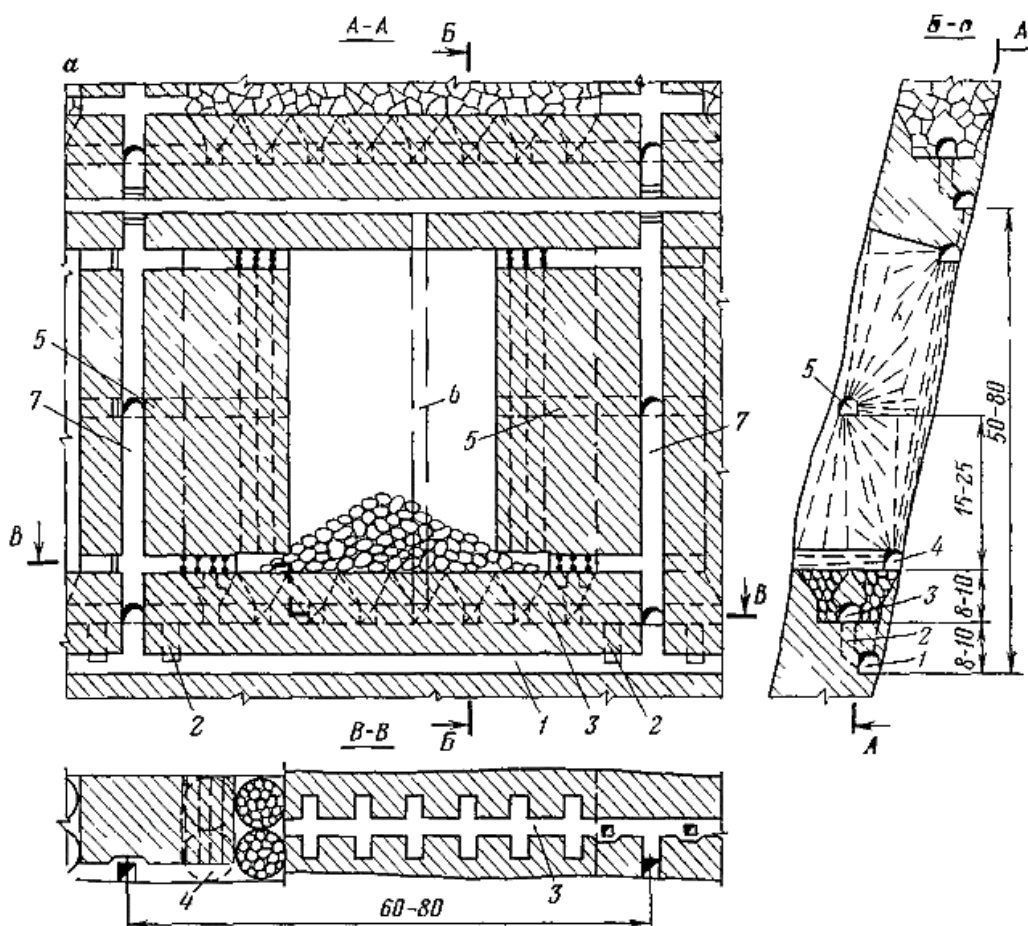
Камерна система з підповерховою відбійкою може застосовуватися при стійкій руді і породах, що її вміщують. У загальному випадку вона прийнятна для відпрацьовування рудних тіл з будь-яким кутом падіння, причому у крутих покладах потужність також може бути будь-яка, а в пологих і похилих покладах — не менш 25-35 м, щоб доцільно було влаштовувати підповерхові бурові виробки. У похилих покладах окрім звичайного днища нерідко доводиться влаштовувати ще і похиле. Однак найчастіше систему з підповерховою відбійкою застосовують у малопотужних і середньої потужності крутих покладах з мінливими елементами залягання, а також в умовах, коли висота поверху досягає 100 м і більше.

У крутих покладах потужністю до 15-25 м камери звичайно мають у своєму розпорядженні довгу сторону за простяганням, а в потужних покладах — вхрест простягання. Довжина камер 30-60 м. Висота поверху звичайно становить 50-60 м, а при дуже стійких рудах і породах доходить до 100-150 м. Висота підповерха змінюється від 8-15 м до 30-40 м.

Підготовка камери до очисного виймання полягає у проходці із блокових виробок, що повстають, підповерхових бурових виробок (штреків або ортів), влаштуванні днища блоку (випускних вирв або траншей і поставних виробок), а також в утворенні вертикальної відрізної щілини і горизонтального підсікання.

Для утворення відрізної щілини посередині камери (або на одному із флангів) від горизонту підсікання до рівня покрівлі камери проходять відрізну виробку, що повстає, яку потім оброблюють у плоску вертикальну щілину на всю ширину і висоту камери почерговим підриванням паралельних йому свердловин.

Відбійка основних запасів руди камери здійснюється вертикальними шарами на відрізну щілину звичайно за допомогою віялових або зрідка паралельних свердловин, пробурених з підповерхових виробок.



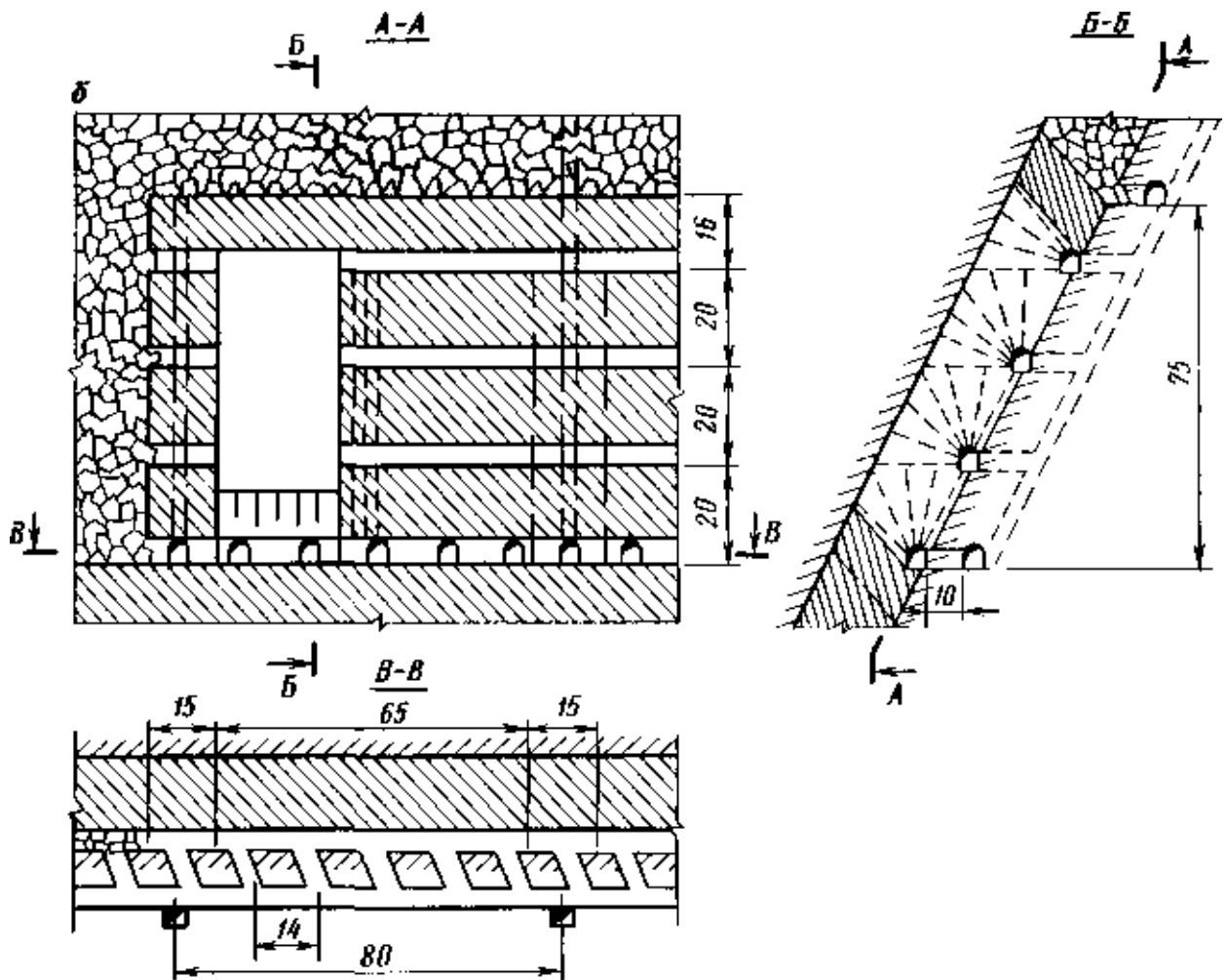
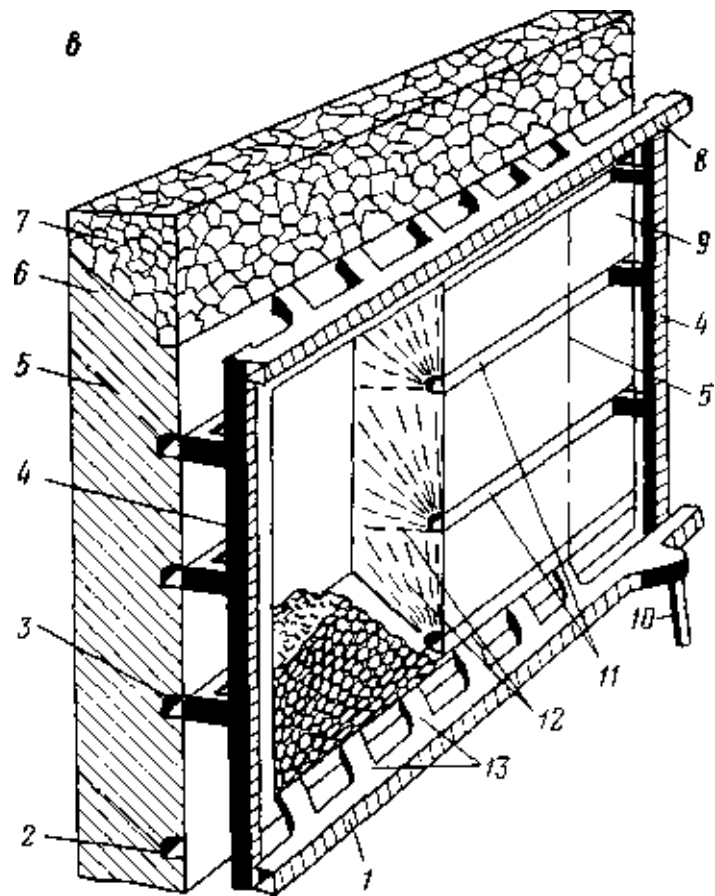




Рис. 14.4. Камерна система розробки з підповерховою відбійкою

*a* - варіант зі скреперною доставкою (1 - відкаточний штрек; 2 – рудоспуск; 3 - штрек скреперування; 4 - підсічний штрек; 5 - підповерховий буровий штрек; 6 - відрізний, що повстає; 7 - блоковий, що повстає); *б, в* - розрізи по блоку й загальний вид для варіанта камерної системи з доставкою самохідним устаткуванням і з похилим міжповерховим цілком (1 - доставочний штрек; 2 - траншейний штрек; 3 – збійка, що повстає, з буровими підповерхами; 4 - блокові, що повстають; 5 - границі камери; 6 - міжповерховий цілик (похила стелина); 7 - обвалена порода; 8 - вентиляційний штрек, що служив відкаточним для верхнього горизонту; 9 - міжкамерний цілик; 10 – рудоспуск; 11 - бурові підповерхові штреки; 12 - підривні свердловини; 13 - навантажувальні заїзди)

Описані схеми підготовки (див. рис. 14.4) передбачають використання при бурінні свердловин на підповерхах переносного бурового устаткування. Для застосування на підповерхах самохідних бурових установок необхідно влаштовувати у лежачому боці блокові або дільничні польові похилі з'їзди із заїздами на кожний буровий підповерх, що значно збільшує питомий обсяг підготовчо-нарізних виробок і не завжди економічно.

У зв'язку з наявністю над камерою стелини ніяких особливих вимог до режиму випуску не пред'являється: можна випускати руду з будь-якої вирви в будь-якій кількості, аби тільки не залишати вирву зовсім порожньою. До відомих меж можна накопичувати (магазинувати) руду у камері, забезпечуючи лише достатню компенсацію для відбійки чергового шару.

Вторинне дроблення негабариту проводиться як у горловинах випускних виробок, так і на підшві доставочних. Звичайно вихід негабариту коливається від 10 до 20 %.

Свіже повітря для провітрювання надходить із відкаточного горизонту по блоковому, що повстає в підповерхові бурові виробки і з них в очисний простір. Забруднене повітря відводять по виробці, що повстає, з іншої сторони камери або через спеціальну збійку на вентиляційний горизонт. Виробки, де проводиться вторинне дроблення і доставка руди, провітрюються відособленим струменем.

Техніко-економічні показники системи розробки з підповерховою відбійкою досить високі. Продуктивність камери коливається від 5 до 15 тис. т/міс, продуктивність праці вибійного робітника — від 25 до 50 т/чол-змін, втрати і

розубоження — від 3 до 8%. Витрата підготовчо-нарізних виробок становить 5-9 м/1000 т. Однак ці показники помітно погіршуються, якщо розрахунки вести не на камеру, а на весь очисний блок, тобто врахувати і відпрацьовування ціликів. Зокрема, продуктивність праці вибійного робітника зменшиться майже вдвічі, а втрати і розубоження зростуть у півтора рази.

### ***Система розробки з відбійкою з магазинів.***

Системою розробки з відбійкою з магазинів називається система із природньою підтримкою очисного простору, при якій камера або блок відпрацьовуються горизонтальними шарами послідовно знизу нагору з магазинуванням у виробленому просторі відбитої руди, поверхня якої служить платформою для робітників, що здійснюють відбійку (рис. 14.5). Випуск руди самопливний. Оскільки при вибуху руда збільшується в об'ємі, після кожної відбійки виконують частковий випуск руди (в обсязі 25-35 % висадженої її кількості), щоб між вибоєм і поверхнею відбитої руди завжди залишався вільний простір для роботи бурильників. Після відпрацьовування магазину ведуть загальний випуск руди з необхідною інтенсивністю.

Ця система застосовується при розробці крутих (з кутом падіння не менш 55-60°) покладів малої і середньої потужності (але не більш 6-8 м), у тому числі при відпрацьовуванні тонких жил (менше 0,6-0,8 м). В останньому випадку разом з рудою доводиться відбивати і частину порід, що вміщують, щоб виїмкова потужність була не менше 1-1,2 м, тому що інакше відбита руда може застрягати у вузькій частині очисного простору.

Руда і породи, що її вміщують, повинні бути стійкими, тому що в очисному просторі перебувають люди. Відбита руда не повинна злежуватися, самозайматися й окислюватися. Цінність руди звичайно висока або середня.

Параметри системи наступні: висота поверху 35-60 м; довжина блоку за простяганням від 20-30 до 80-100 м. Ширина міжкамерних ціликів коливається від 6 до 10 м; хідники в очисний простір з виробки, що повстають, перебувають у цих ціликах, проходяться звичайно завчасно через 4-6 м по вертикалі (див. рис. 14.5). Висота днища змінюється від 5 до 15 м залежно від відсутності або наявності

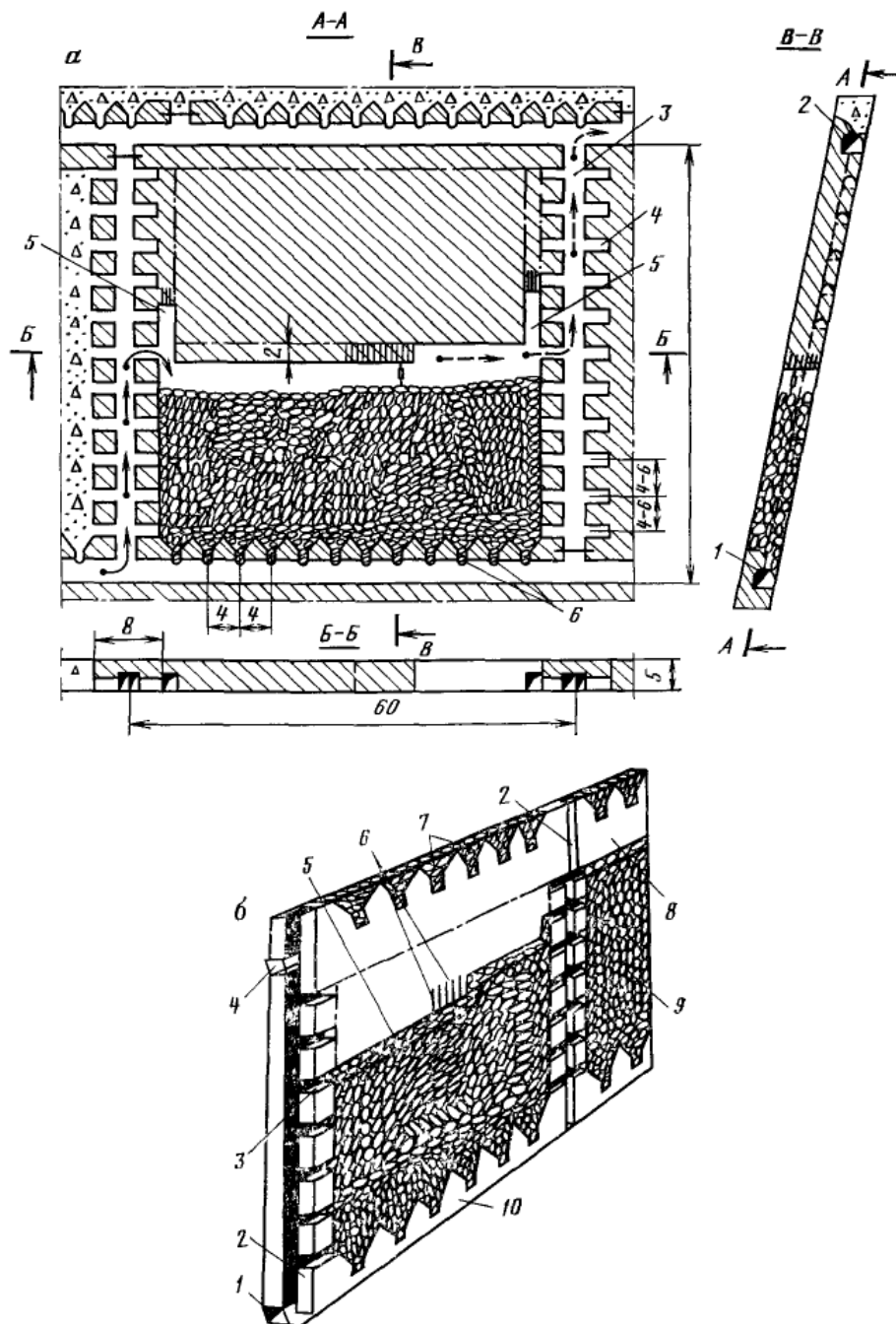


Рис. 14.5. Система розробки з відбійкою з магазинів (варіант системи для потужності покладу від 2 до 5 м):

*a* - розрізи по блоку (1- відкаточний штрек; 2 - вентиляційний штрек; 3 - фланговий, що повстає; 4 - випускна вирва з люком; 5 - горизонтальні збійки; 6 - вертикальні збійки), *б* - загальний вид (1 - відкаточний штрек; 2 - блокові, що повстають; 3 - збійка з камерою; 4- вентиляційний штрек; 5 - поверхня замагазинованої відбитої руди; 6 - шпури, що буряться телескопним перфоратором; 7 - порожня порода у вирвах відпрацьованого поверху; 8 – стелина; 9 - відбита руда перед масовим випуском; 10 - днище блоку)

горизонту механізованої доставки і вторинного дроблення. Відстань між випускними отворами робиться мінімально можливою (не більше 3-4 м у малопотужних покладах і не більше 5-6 м — у покладах середньої потужності). Висота стелини звичайно приймається рівною 0,4-0,6 ширини очисного простору, але не менш 2 м.

Іноді руду випускають на рівень ґрунту транспортної виробки, роблячи з польового відкаточного штреку короткі заїзди (через 6-7 м) і роблячи навантаження руди прямо у відкаточні вагонетки за допомогою малогабаритних самохідних навантажувальних машин ковшового типу на рейковому або пневмошинному ході.

При розробці тонких жил (потужністю до 2-2,5 м) нерідко крім стелини ніяких тимчасових ціликів не залишають. При безціликовому днищі відкаточний штрек збільшують на висоту 3-5 м і встановлюють у ньому дерев'яне кріплення із вмонтованими в нього зближеними впритул випускними люками (на відстані між осями 1,5-2,5 м один від іншого). З люків руда попадає прямо у вагонетки.

Відбійка руди шпурова. Шпури вертикальні або рідше горизонтальні. При розробці тонких жил прагнуть використовувати шпури малого діаметра (32-36 мм) і потужніші ВР. Висота відбиваного шару руди 1,5-2,5 м, частіше 2 м. Великі шматки дроблять накладними зарядами ВР на поверхні замагазинованої руди.

При частковому випуску руди особливу увагу приділяють плавному опусканню поверхні замагазинованої руди. Саме тому відстань між випускними отворами роблять мінімально можливим. Дози часткового випуску повинні строго дотримуватися. Зайвий випуск змушує бурильників улаштовувати дерев'яні майданчики (козли), з яких можна було б оббурювати вибій.

До загального випуску руди з відпрацьованого магазину ніяких особливих вимог не пред'являється.

Свіже повітря від відкаточного штреку надходить в очисний простір по виробці, що повстає, й обмиває вибій, проходячи між покрівлею й відбитою рудою. Забруднене повітря відводиться по іншій виробці, що повстає, на верхній вентиляційний горизонт.

## Показники виймання камер з відбійкою з магазинів при міцній руді

Показники	Потужність покладу, м		
	0,2-1,5	2-5	7-10
Продуктивність камери, тис. т/міс	0,5-1,5	1,5-5	5-10
Продуктивність праці вибійного робітника, т/чол-змін	5-12	7-15 до 30	20-40
Питома витрата підготовчо-нарізних виробок, м/1000 т	-	7-9	4-6
Втрати руди, %	10-20	7-15	3-10
Розубоження руди, %	15-80	5-10	2-3

Для гарантії безпеки роботи бурильників частковий випуск виконують тільки у ті зміни, коли бурових робіт у блоці не ведуть.

Техніко-економічні показники системи розробки відносно високі (табл. 14.2).

### ***Системи з поверховим примусовим обваленням.***

Системи з поверховим примусовим обваленням відносяться до II класу систем розробки, коли очисний простір не підтримується. Характерним для всіх варіантів цієї системи є те, що при масовій відбійці руди прямо на неї самообвалюється або рідше примусово обвалюються породи, що вміщують, а випуск руди здійснюється безпосередньо під заваленими породами, що налягають, відразу на всю висоту поверху. Звідси і назва системи — поверхова. Бурові ж виробки можуть бути і підповерховими.

Найпоширеніші варіанти системи поверхового примусового обвалення з вертикальними або горизонтальними компенсаційними камерами та із суцільним вийманням і відбійкою у затисканні з донним або торцевим випуском (рис. 14.6 і 14.7).

При застосуванні варіантів з компенсаційними камерами очисне виймання проводять у дві стадії. На першій стадії відпрацьовують компенсаційні камери (по камерній системі розробки), причому обсяг їх приймається рівним однієї третини запасів усього очисного блоку. На другій стадії масовим вибухом за один прийом, але з короткими затримками між рядами свердловин, відбирають частину запасів

руди блоку, що залишилася і яка, нормально розпушившись ( $k_p \approx 1,5$ ), займе весь початковий об'єм очисного блоку. Випуск руди при цьому донний, під заваленими породами, що налягають. Суцільне одностадійне виймання (без поділу на камери і тимчасові цілики) можливо тільки при відбійці у затисканні. Випуск руди при цьому можливий і донний, і торцевий.

Системою з поверховим примусовим обваленням і торцевим випуском називається система з обваленням руди і порід, що її вміщують, при якій здійснюється суцільне виймання (без влаштування компенсаційних камер) з свердловинною відбійкою руди у затисканні секціями, з пошаровим випуском її безпосередньо під заваленими породами, що налягають, через торець доставочної виробки відразу на всю висоту поверху. Козирок (тимчасовий цілик) над доставочною виробкою погашається в міру випуску руди (див. рис. 14.7).

Умови застосування системи з поверховим примусовим обваленням і торцевим випуском наступні. Руда стійка або середньої стійкості; породи — середньої стійкості. Бажане, щоб породи, що вміщують, самообвалювалися великими брилами відразу або з невеликим відставанням слід за вийманням руди. Потужність рудних покладів повинна бути не менше 8-10 м при куті падіння  $70-75^\circ$  і більше. При потужності покладів, що перевищує 30-40 м, кут падіння може бути будь-яким. Сприятливим для застосування цієї системи розробки є наявність у породах, що налягають, деякої кількості корисного компонента, що робить менш відчутними наслідки від розубоження руди. Руда не повинна злежуватися й самозайматися. Обов'язково повинне допускатися обвалення поверхні землі.

При значній глибині розробки (звичайно від 700 м і більше) управляти обваленням порід стає вкрай важко і від систем з обваленням руди і порід, що її вміщують, звичайно доводиться відмовлятися на користь систем зі штучною підтримкою очисного простору.

Висота поверху коливається від 45 до 60 м; у пологих покладах вона обмежується потужністю покладу. Довжина блоків становить не менш 50 м. У крутих потужних покладах блоки мають у своєму розпорядженні довгу сторону вхрест простягання, а в покладах потужністю до 25-30 м — за простяганням. В останньому випадку довжина блоків обмежується тільки можливостями засобів

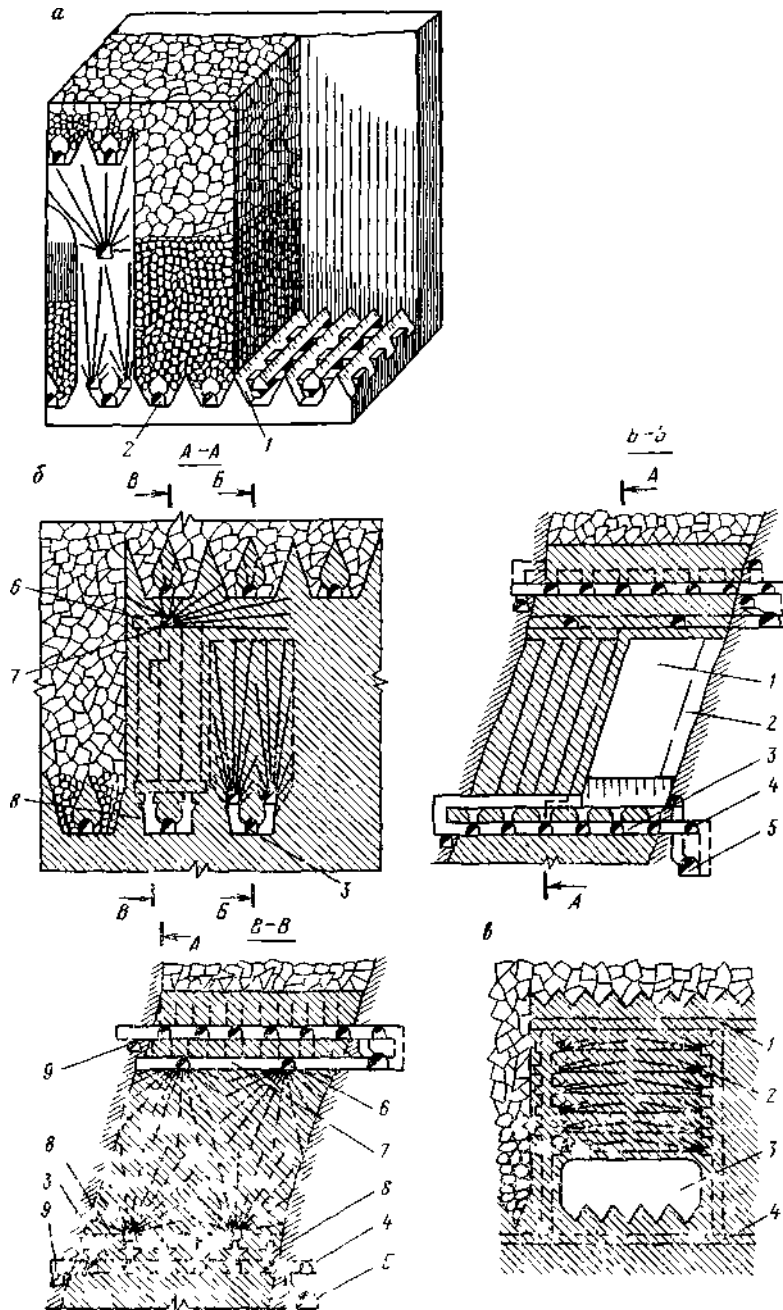


Рис. 14.6. Система з поверховим примусовим обваленням (варіанти з компенсаційними камерами).

*a* - загальний вид блоку для варіанта з вертикальними компенсаційними камерами (*1* - випускна виробка; *2* - скреперний штрек), *б* - розрізи для варіанта з вертикальними компенсаційними камерами (*1* - камера; *2* - відрізна щілина; *3* - скреперний орт; *4* - сполучний штрек; *5* - відкаточний штрек; *б* - виробка для розбурювання міжкамерних ціликів; *7* - орт для розбурювання міжповерхового цілики; *3* - розсечка для розбурювання вивр; *9*- вентиляційні штреки), *в* - варіант системи з горизонтальними компенсаційними камерами (*1* - вентиляційний штрек; *2* - бурова виробка; *3* - компенсаційна камера; *4* - відкаточний штрек)

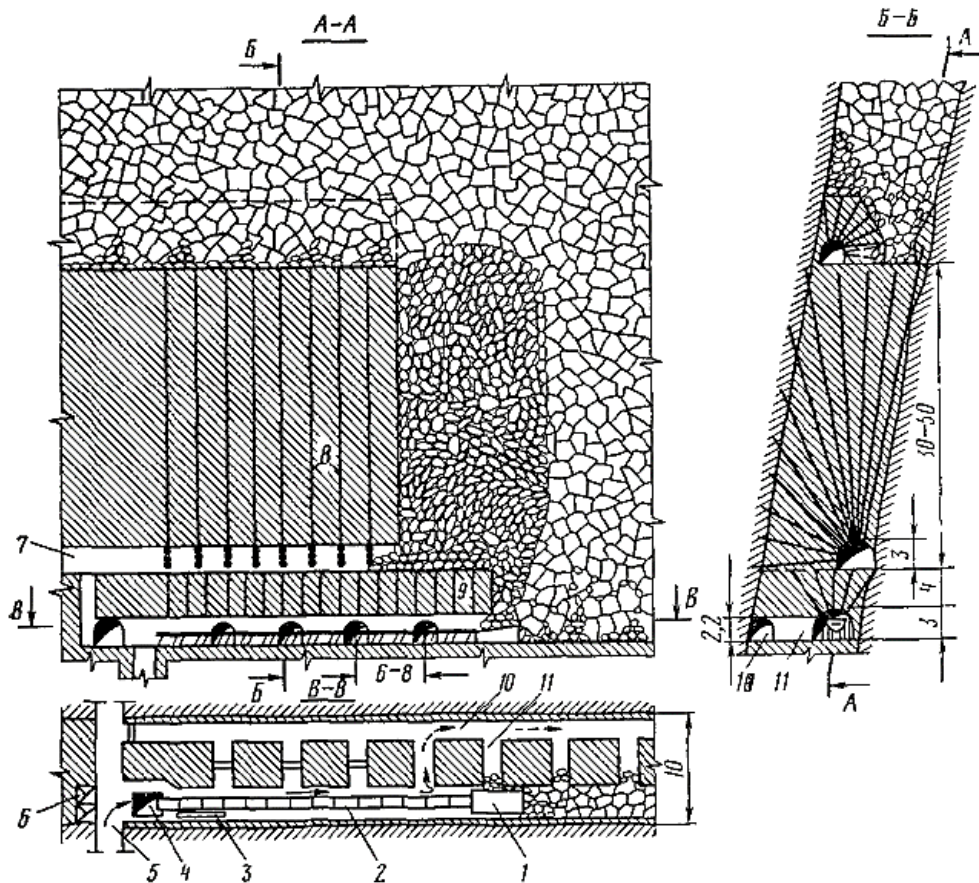


Рис. 14.7. Система з поверховим примусовим обваленням (варіант із суцільним виїманням і торцевим випуском руди)

1 – віброживильник; 2 – віброконвеєр; 3 - гідроциліндр для переміщення живильника; 4 – рудоспуск; 5 - підхідний орт; 6- хідник на буровий горизонт; 7 - буровий штрек; 8 - свердловини для відбійки руди; 9 - запобіжний козирок над доставочної виробки; 10 - вентиляційний штрек; 11 - вентиляційна збійка

доставки і проходки підготовчо-нарізних виробок і необхідністю створення достатнього фронту очисних робіт для забезпечення заданої продуктивності рудника по металу.

Підготовка блоку полягає в проходці бурових і доставочних виробок, обробленню з виробки, що повстає, відрізної щілини на фланзі блоку (виїмкової ділянки) і обваленні в неї порід, що налягають. Потім на матеріал, що утворився і затискає, роблять послідовну відбійку вертикальних або крутопохилих шарів руди (секцій), обурених декількома віялами свердловин. Товщина секції звичайно 8-12 м.

Щоб контакт масиву руди з матеріалом, що затискає, завжди трохи випереджав



положення торця доставочної виробки, над нею залишають тимчасову цілик (козирок) висотою 6-8 м. У міру випуску руди козирок погашається шарами товщиною 2-4 м. Коли довжина козирка стане рівною 2-3 м, здійснюють підривання свердловин наступної секції.

Діаметр свердловин звичайно 100-150 мм, хоча є приклади використання і штангових свердловин діаметром 70 мм. Використовується короткосповільнене підривання. Затримка між рядами свердловин у секції становить 25-50 мс. Козирок гасять штанговими свердловинами.

Випуск відбитої руди виконується під заваленими породами, що налягають, які заповнюють вивільнюваний очисний простір. Спочатку з даної позиції (положення торця доставочної виробки) випускається так звана чиста руда (в обсязі 20-25 %), а потім у міру випуску внаслідок розубоження вміст металу в рудній масі починає падати, поки не досягне деякого мінімуму, що відповідає граничному розубоженню в останній дозі випуску. У цей момент випуск із даної позиції припиняють.

У певних умовах більш ефективним є режим випуску, при якому до граничного розубоження випускають руду тільки з основних позицій (через 6-10 м по довжині доставочної виробки), а із проміжних позицій випускають лише чисту руду.

На випуску і доставці руди звичайно використовують комплекси з пересувного віброживильника і секційного віброконвеєра або самохідне навантажувально-доставочне устаткування. Зміна положення позицій випуску при використанні віброкомплексів здійснюється у такий спосіб: біля живильника демонтують 1-2 секцій віброконвеєра, віброживильник за допомогою гідроциліндрів витягають з-під навалу і на нього здійснюють погашення козирка. Негабаритні шматки руди дроблять прямо на живильнику.

Провітрювання доставочних виробок у процесі випуску і вторинного дроблення виконується за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання або спеціальних вентиляційних виробок невеликого перетину, пройдених паралельно доставочним на відстані 3-5 м і з'єднаних з ними збійками через 8-10 м по довжині (див. рис. 14.7).

Техніко-економічні показники системи з поверховим примусовим обваленням і торцевим випуском високі. Ця система відрізняється відсутністю трудомістких

робіт з утворення випускних і підсічних виробок. Інтенсивність видобутку становить від 20 до 50 тис. т/міс на одну доставочну виробку, так що продуктивність блоку може доходити до 50-100 тис. т/міс і навіть до 150 тис. т/міс. Продуктивність праці вибійного робітника при міцній руді коливається від 30-60 до 100 т/чол-змін. Питомий обсяг підготовчо-нарізних виробок невеликий і рівняється всього 1,5-2,5 м/1000 т запасів руди. Однак втрати і розубоження руди при цій системі порівняно високі і становлять 10-20 %.

### ***Система розробки горизонтальними шарами із закладкою.***

Системою розробки горизонтальними шарами із закладкою називається система зі штучною підтримкою очисного простору, при якій запаси руди виймають горизонтальними шарами по черзі у напрямку знизу нагору із закладкою кожного шару відразу після його відпрацьовування. Закладка служить для підтримки боків очисного простору, а поверхня її є платформою для устаткування і робітників, зайнятих очисним вийманням (рис. 14.8 і 14.9).

Умови застосування системи розробки горизонтальними шарами із закладкою різноманітні. Потужність і кут падіння покладів можуть бути практично будь-якими, хоча частіше ця система застосовується при розробці крутих жил або родовищ великої потужності. Руда стійка або середньої стійкості. В останньому випадку на ділянках з недостатньо стійкою рудою покривля шару, що виймається, під якою працюють люди, підтримується стоїчним або рамним кріпленням (тимчасовим або постійним, що залишається потім у закладці). Бічні породи можуть бути нестійкими. Руда повинна бути коштовна, щоб покривалися витрати на закладку. Цю систему можна застосовувати в умовах пожаронебезпечних родовищ і при необхідності збереження поверхні над родовищем.

Параметри системи розробки наступні. Висота поверху від 35-40 м до 50-70 м; менші значення відносяться до жильних родовищ. Висота шару 2-3 м. Довжина блоку при розробці за простяганням рівна 30-60 м, а при стійких і середньої стійкості породах і витриманих елементах залягання доходить до 100-150 м і більше. У потужних покладах блоки відпрацьовують вхрест простягання; ширина камер коливається від 6 до 10-12 м, а ціликів від 5 до 10 м залежно від стійкості

руди і потужності залягання. Цілики відпрацьовують у другу стадію. Така двухстадійне виймання останнім часом застосовується рідко.

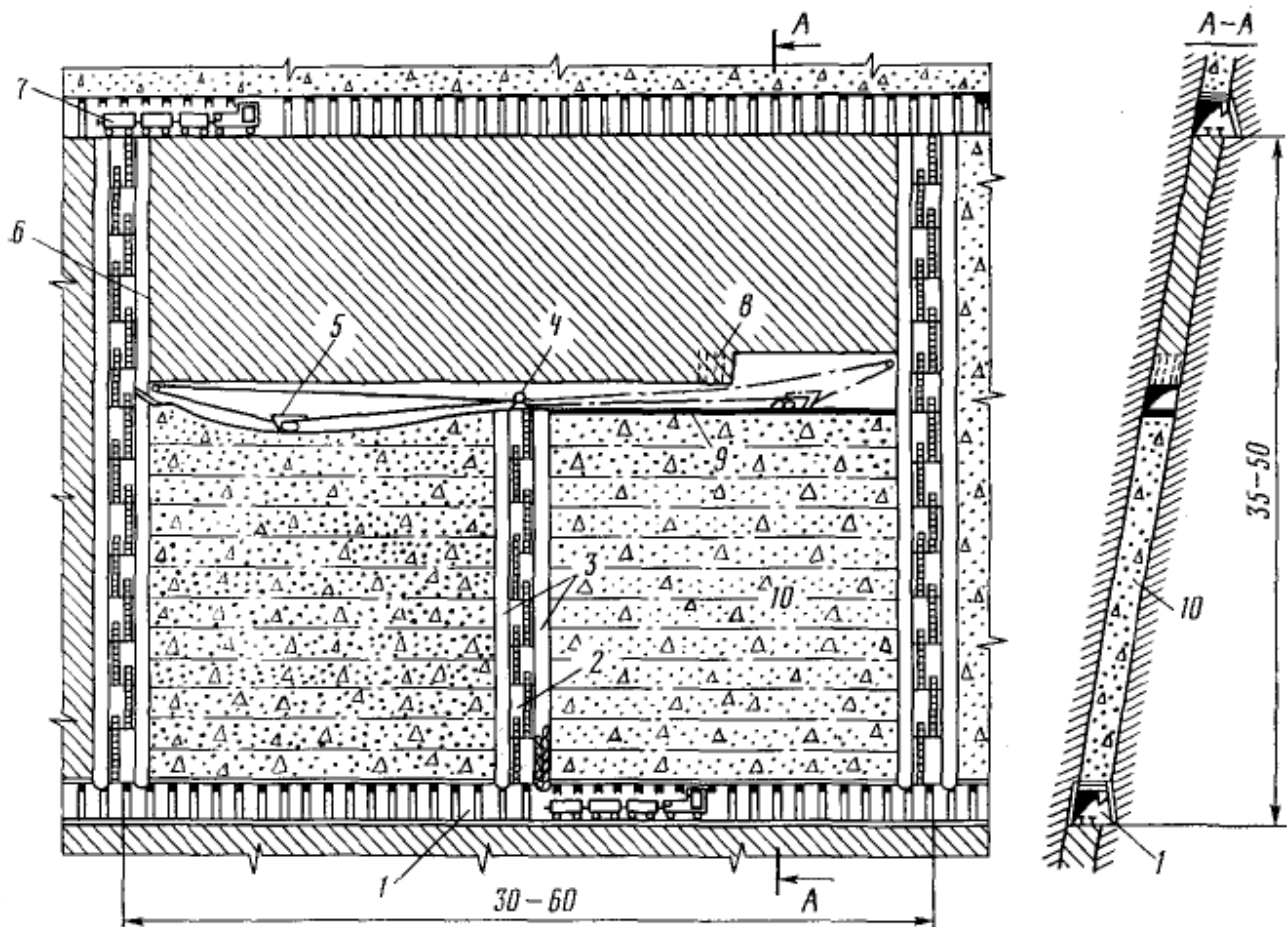


Рис. 14.8. Система розробки горизонтальними шарами із закладкою (варіант із використанням сухого закладного матеріалу при відпрацьовуванні жил):  
 1 - відкаточний штрек; 2 - сходове відділення, що повстає; 3 - рудоспускне відділення, що повстає; 4 - скреперна лебідка; 5 - скрепер; 6 - закладне відділення, що повстає; 7 - вагонетка із закладним матеріалом; 8 - шпур; 9 - настил; 10 - закладний масив

При використанні закладки, що твердіє, можливе суцільне виймання потужних родовищ вертикальними стрічками (секціями) шириною до 6-10 м і довжиною до 150 м, кожна з яких відпрацьовується горизонтальними шарами із закладкою по черзі знизу нагору.

Розглянемо особливості системи розробки горизонтальними шарами із закладкою при відпрацьовуванні жил (див. рис. 14.8). У цьому випадку відбійка руди при вийманні шару проводиться вертикальними або горизонтальними

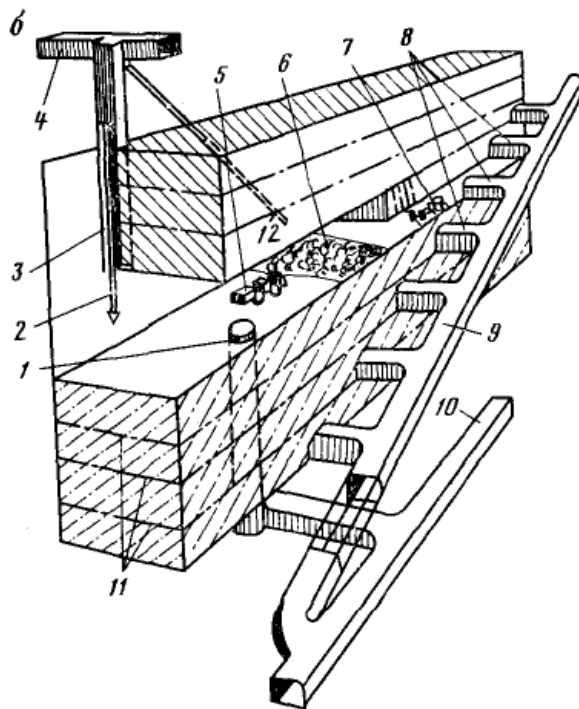
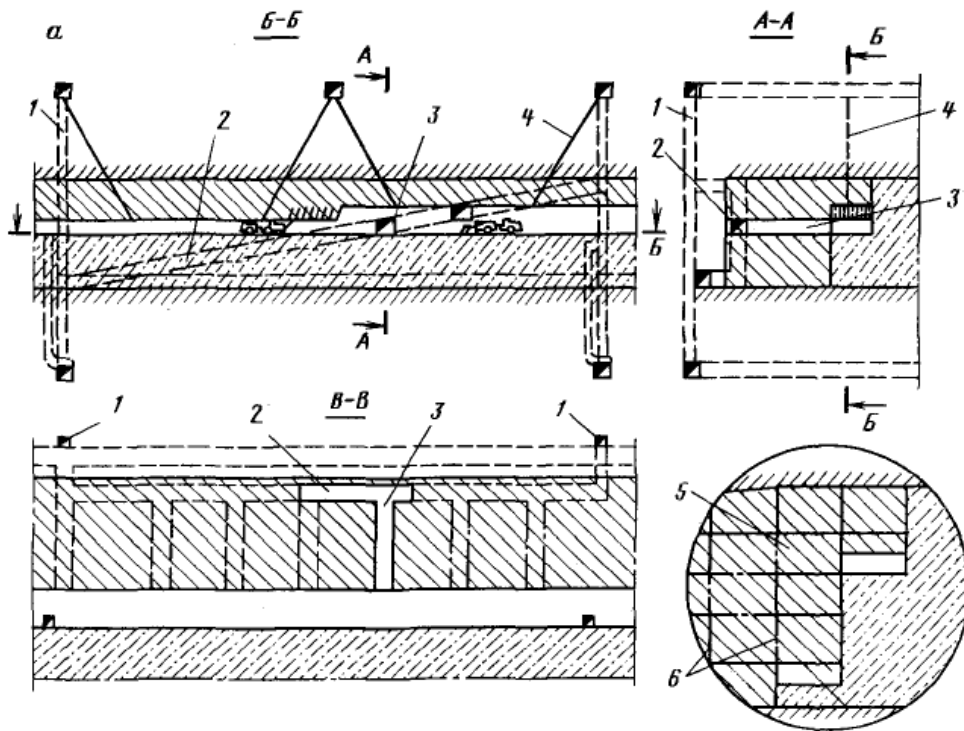


Рис. 14.9. Система розробки горизонтальними шарами із закладкою (варіант із суцільним вийманням і закладкою, що твердіє, потужного пологого родовища): а - розрізи по виймковій ділянці - панелі (1 – вентиляційно-закладний, що повстає; 2 - похилий з'їзд (похил); 3 - заїзд на шар; 4 - свердловина для подачі закладки; 5 - шар, що відпрацьовується; 6 - границі виймкової стрічки); б - загальний вид (1 - рудоспуск; 2 - трубопровід для закладки; 3 - вентиляційно-закладний, що повстає; 4 - вентиляційно-закладний горизонт; 5 - вантажно-транспортна фашина; 6 - навал відбитої руди; 7 - бурильна установка; 8 - заїзди з похилого з'їзду на шар; 9 - похилий з'їзд; 10 - відкаточний горизонт; 11 - границі шарів; 12 - свердловина для подачі закладки)

шпурами. Для буріння використовують ручні, телескопні або колонкові перфоратори, а також невеликі самохідні бурові установки на 1-2 перфоратора.

Для запобігання змішування відбиваної руди і закладного матеріалу, і зниження втрат від просипання рудного дріб'язку у закладку перед кожним черговим вибухом на поверхню закладки (окрім тієї, що твердіє) укладається настил, для чого використовується конвеєрна стрічка або металеві листи. Настил з набризкбетону товщиною 10-15 см практично гарантує відсутність втрат металу в закладку і помітно підсилює опірність закладного масиву гірському тиску з боку бічних порід, що вміщують.

Відбита руда доставляється скреперними лебідками або самохідним устаткуванням до рудоспусків, що закріплюються у закладному масиві у міру його зведення. Кріплення рудоспусків дерев'яне срубове, з бетонних кілець або металевих труб діаметром 500-1200 мм і товщиною стінок 8-12 мм. Відстань між рудоспусками коливається при скреперній доставці від 10 до 30 м, а при використанні самохідних вантажно-транспортних машин бункерного типу із пневмоприводом доходить до 50-100 м. Продуктивність скреперної доставки звичайно не перевищує 50-80 т/зміну, а самохідного устаткування досягає 150-160 т/зміну.

Після закінчення доставки руди розбирають настил, іноді зачищають у рудоспуск верхній шар закладки, збагачений рудним дріб'язком, що просипався через настил, нарощують рудоспуски і виробки, що повстають, і починають закладні роботи.

Закладний матеріал надходить по виробкам, що повстають, з вищележачого горизонту. Сухий сипучий матеріал розміщують у шарі за допомогою того ж устаткування, яке використовується при доставці руди. Гідравлічна закладка, що твердіє, подається під кутом 5-7° до горизонту.

Провітрювання шару проводиться струменем свіжого повітря, що надходить по вентиляційному, що повстає. Забруднене повітря видаляється на вищележачий вентиляційний горизонт.

Застосування литої закладки, що твердіє, дозволяє використовувати систему розробки горизонтальними шарами із закладкою для суцільного (одностадійної)

виймання потужних рудних родовищ. Таке відпрацьовування, уперше впроваджене на рудниках Норильського гірничо-металургійного комбінату, дозволяє звести втрати металу фактично до мінімуму (до 1,5%) і забезпечити схоронність забалансових запасів порівняно бідних вкраплених руд, що безпосередньо контактують із багатими суцільними сульфідними рудами, що відпрацьовуються.

Відпрацьовування родовища ведуть панелями (виїмковими ділянками), поділюваними на вертикальні стрічки шириною 8 м (див. рис. 14.9). Довжина стрічки 120 м. Стрічку відпрацьовують горизонтальними шарами у напрямку знизу нагору. Кут нахилу шарів відповідає куту розтікання закладки і становить приблизно 5°. Рудоспуски розташовують у кожній другій стрічці. Їх закріплюють опалубкою із внутрішнім розміром 1,4x1,9 м у підлягаючому закладці просторі.

Самохідне устаткування (бурове, доставочне і допоміжне) заїжджає на шари по панельних похилих з'їздах і перпендикулярним їм горизонтальним шаровим заїздам. У міру закладки панельні з'їзди і шарові заїзди погашаються і у сусідній панелі проходяться нові.

До початку бурових робіт висота шару становить 3,5 м, а висота вільного простору під ним до закладки — 7 м. Шпури вертикальні або крутопохилі буряться по сітці від 0,5x0,5 до 0,8x0,8 м. Продуктивність самохідної бурильної установки на три перфоратори ударно-обертального типу досягає 300-400 м/зміну. Питома витрата ВР 1,3 кг/м<sup>3</sup>. Після обурювання шару по закладних свердловинах діаметром 150 мм подають закладку, що твердіє, яка, розтікаючись, заповнює вільний простір на висоту 3,5 м. Верхні півметра закладного шару зводять із суміші підвищеної міцності, у зв'язку із чим через 2-3 дня по поверхні закладки можуть пересуватися самохідні машини. Після закладки роблять відбійку короткосповільненим підриванням і ретельно оббирають покрівлю з піднімальних платформ спеціальних самохідних машин. За один прийом підривають не більше 20 м довжини стрічки (шару) за умовою сейсміки. Навантаження і доставку здійснюють навантажувально-транспортними машинами типу ПД із ковшем вантажопідйомністю 8-12 т. Продуктивність доставки становить 500-700 т/зміну.

Очисні роботи організовані так, що буріння, доставку руди й оборку покрівлі виконують бригади зі спеціалізованих ділянок по нарядах видобувальної ділянки.

Закладку веде спеціалізована закладна ділянка. Бригада робітників видобувальної ділянки забезпечує фронт робіт для спеціалізованих бригад: проходять підготовчо-нарізні виробки у панелі, підводять енергію, зводять закладні перемички, здійснюють поточний контроль над станом покрівлі.

Техніко-економічні показники системи розробки горизонтальними шарами і закладкою залежать від потужності рудного тіла, застосовуваного устаткування і виду закладки. При відпрацьовуванні жил і сухому закладному матеріалі продуктивність блоку становить 1-3 тис. т/міс при скреперній доставці і 4-6 тис. т/міс при використанні самохідного устаткування. При розробці потужних родовищ із суцільним вийманням і закладкою, що твердіє, високопродуктивним дизельним самохідним устаткуванням інтенсивність видобутку по цій системі доходить до 50 і навіть до 75-100 тис. т/міс. Відповідно продуктивність праці вибійного робітника при звичайній закладці дорівнює 15-20 т/чол-зміну, а при суцільному вийманні і закладці, що твердіє, доходить до 60-80 т/чол-зміну.

Втрати руди при щільному настилі або закладці, що твердіє, коливаються від 1 до 5%, а розубоження — від 1-3 до 10%. Питома витрата підготовчо-нарізних виробок 2-5 м/1000 т, а кріпильного лісу 0,01-0,02 м<sup>3</sup>/т.

Отже, при звичайній закладці ця система більш трудомістка, чим системи попередніх класів, а при закладці, що твердіє, і використанні потужного самохідного устаткування застосування її забезпечує високу продуктивність, але вимагає підвищених матеріальних витрат. Однак втрати і розубоження руди при цій системі мінімальні.

### ***Система розробки зі спадним шаровим вийманням і закладкою, що твердіє.***

Система зі спадним шаровим вийманням і закладкою, що твердіє, — це система зі штучною підтримкою очисного простору, при якій блоки відпрацьовують слабопохилими шарами по черзі в напрямку зверху вниз із закладкою, що твердіє. Шари виймають заходками під штучною покрівлею із затверділого закладного масиву (рис. 14.10).

Умови застосування цієї системи можуть відрізнятися особливою складністю, тому руда повинна бути коштовною. І руда і породи, що її вміщують, можуть бути

нестійкими, самозайматися і бути схильними до злежування. Кут падіння і потужність рудних тіл можуть бути будь-якими (окрім малопотужних пологих покладів). Міцність значення не має. Поверхня землі зберігається.

Параметри системи розробки залежать від форми і розмірів рудних тіл, що відпрацьовуються. Звичайно висота поверху 40-60 м.

У потужних покладах по кутах блоку і у центрі його проходять виробки, що повстають, з яких на кожному шарі нарізають центральний і фланговий шарові орти. Із флангових ортів з підйомом 4-12° проходять видобувальні заходки до центрального орту. Довжина заходки звичайно 20 м, висота 2-4 м, а ширина 4-6 м залежно від стійкості закладного масиву. Нижній шар заходок зміщають на половину ширини верхніх, щоб шов між закладним масивом суміжних заходок припадав на середину прольоту нижньої заходки. Черговість відпрацьовування заходок залежить від швидкості набору міцності закладкою, що твердіє. Суміжні заходки можна починати відпрацьовувати при межі міцності закладного масиву не менш 0,7-1 МПа, а заходки, розташовані під закладним масивом, — при межі міцності не менше 2,7-2,9 МПа. Звичайно таку міцність закладний масив у суміжних заходках набирає через тиждень, а у нижчерозташованих — через 3-4 тижні. Нерідко для запобігання відшарувань із покрівлі заходки кріплять дерев'яними рамами через 1,5-2 м або перед подачею закладки на підосхву заходки укладають металеву сітку.

При проходці заходки руду відбивають шпуровим методом. При обурюванні вибоїв заходок верхні шпури розташовують на відстані 0,5-0,8 м від покрівлі щоб уникнути її підриву. Із цією же метою на підосхві заходок залишають шар відбитої руди на висоту 10-20 см, який виймають при відпрацьовуванні нижніх заходок. Відбиту руду доставляють скреперними установками або самохідним устаткуванням легкого типу. Самохідне устаткування доставляють на робочий шар по виробкам, що повстають, у розібраному виді або своїм ходом по похилих з'їздах.

Закладна суміш по трубах надходить зверху у центральний шаровий орт і через перемичку подається в заходку. У зв'язку з тим, що заходка має ухил порядку 7° суміш, що твердіє, розтікається по ній, заповнюючи її під саму покрівлю.



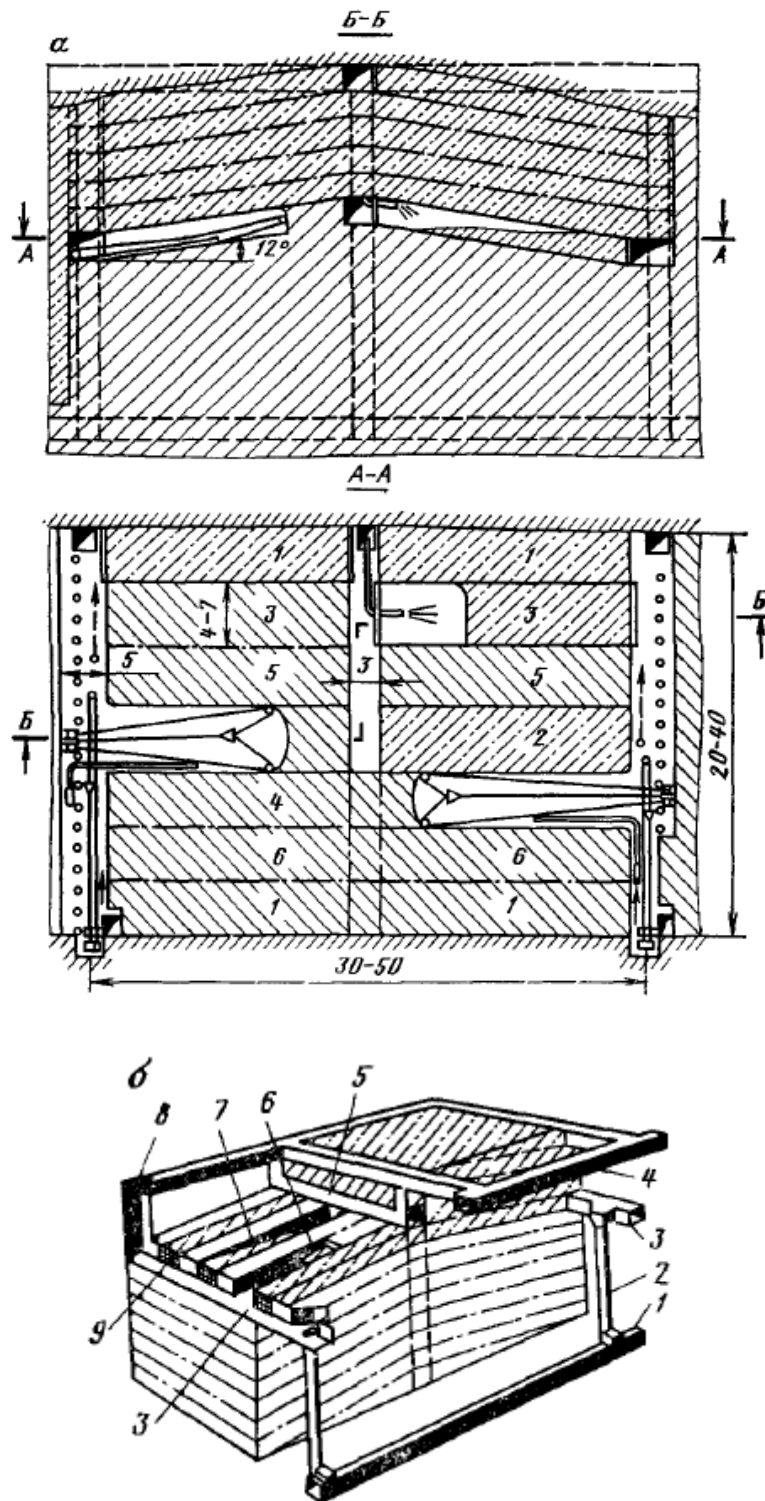


Рис. 14.10. Система розробки зі спадним шаровим вийманням і закладкою, що твердіє (варіант зі скреперною доставкою руди): *a* - розрізи по блоку (1-6 - порядок виймання заходок у шарі); *б* - загальний вид (1 - відкаточний горизонт; 2 - рудоспуск; 3 - шарові орти; 4- вентиляційно-закладний горизонт; 5 - закладний орт; 6 - заходка у стадії проведення; 7 - заходка у стадії закладки; 8 - вентиляційний, що повстає, 9 - закладена заходка)

В умовах підвищеного гірського тиску для збільшення міцності штучної покрівлі у подошву шару перед подачею закладки укладають і зв'язують прутки з арматурної сталі або поперечні лежні з рейок або колод, що підв'язуються до лежнів выщележачого шару. Так що після подачі закладки утворюється монолітна залізобетонна покрівля, під прикриттям якої можна безпечно вести видобуток руди.

Продуктивність блоку при спадному шаровому вийманні із закладкою, що твердіє, коливається від 0,8 до 1,5 тис. т/міс при скреперній доставці і від 3 до 5 тис. т/міс при використанні самохідного устаткування. Продуктивність вибійного робітника становить відповідно 12-15 т/чол-зміну і 20-40 т/чол-зміну. Втрати і розубоження коливаються від 1 до 5%, трохи зростаючи при нерівних контурах рудних тіл.

Собівартість видобутку по цій системі розробки висока, але застосовувати її можна в найважчих умовах, де інші системи просто неприйнятні. Вона дозволяє селективно виймати руду різних сортів. Обсяг застосування системи буде зростати у зв'язку зі збільшенням глибини гірничих робіт і ускладненням умов розробки на підземних рудниках.

## **ЛЕКЦІЯ № 15. ЛІКВІДАЦІЯ Й КОНСЕРВАЦІЯ ПІДПРИЄМСТВ З ВИДОБУТКУ КОРИСНИХ КОПАЛИН. ВИКОРИСТАННЯ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК У НАРОДНОМУ ГОСПОДАРСТВІ.**

**К о н с е р в а ц і я** - це сукупність технічних і організаційно-правових заходів відносно гірничого підприємства як майнового комплексу в цілому або його частини, що передбачає тимчасове або постійне припинення робіт, пов'язаних з видобутком корисних копалин, з обов'язковим здійсненням заходів щодо забезпечення можливості приведення основних гірничих виробок, свердловин і споруджень у стан, придатний для їхньої експлуатації в майбутньому й у довготривалому збереженні гірничих виробок як перспективних для розміщення об'єктів, не пов'язаних з видобутком корисних копалин.

### ***Причини консервації.***

Допускається у випадку тимчасової неможливості або недоцільності подальшої розробки родовищ або його частини з техніко-економічним, гірничотехнічним та іншим причинам, а також якщо підземні гірничі виробки підприємства або його частини враховані як перспективні для розміщення в них об'єктів не пов'язаних з видобутком корисних копалин.

Існує основні два типи консервації: суха і мокра.

**С у х а к о н с е р в а ц і я** застосовується коли наявні водовідливні засоби залишаються в дії, і забезпечується водовідлив з гірничих виробок і їх підтримка разом зі спорудженнями у стані, придатному для експлуатації й поновлення припинених робіт.

**М о к р а к о н с е р в а ц і я** застосовується коли водовідлив припиняється й виробки затопляються.

### ***Основні показники при мокрій консервації***

- Строк припустимої тривалості без втрати гірничих виробок;
- Можливі строки осушення;
- Відновлення можливості підйому й спуска в гірничі виробки;

- Строки відновлення вентиляції.

До завершення процесу консервації користувач надр несе відповідальність покладену на нього законодавством.

На період консервації усі підземні спорудження, гірничі виробки й бурові свердловини повинні бути приведені у стан, що забезпечує безпеку життя й здоров'я населення, охорону навколишнього середовища.

Геологічна, маркшейдерська і інша інформація поповнюється й здається у встановленому порядку на зберігання.

Витрати на консервацію гірничого підприємства несе держава якщо користування надрами припинене у випадках виникнення безпосередньої погрози життю й здоров'ю робітників а також людей, що проживають у зоні користування надрами ( без вини підприємства).

У всіх інших випадках усі витрати несе надрокористувач.

### ***Відповідність проектам***

- Консервація об'єкта проводиться за проектами з дотриманням вимог промислової безпеки, охорони надр і навколишнього природного середовища.
- Поновлення робіт з експлуатації об'єкта проводиться відповідно до технічного проекту затвердженого у встановленому порядку.

Ліквідація - це сукупність технічних і організаційно-правових заходів по відношенню до гірничого підприємства у цілому або його частини, що передбачає повне й остаточне припинення робіт пов'язаних з видобутком корисних копалин.

Л і к в і д а ц і я підприємства можлива тільки після повного відпрацьовування балансових запасів, у тому числі запасів нафти й газ, що виймаються, при відсутності перспектив їх приросту. А також неможливості повторного відпрацьовування родовища із залученням у видобуток забалансових запасів.

Геологічна, маркшейдерська і інша інформація поповнюється й здається у встановленому порядку на зберігання.

Витрати на консервацію гірничого підприємства несе держава якщо користування надрами припинене у випадках виникнення безпосередньої погрози

життю й здоров'ю робітників а також людей, що проживають у зоні користування надрами ( без вини підприємства).

У всіх інших випадках усі витрати несе надрокористувач.

### ***Консервація й ліквідація***

- Підприємства з видобутку корисних копалин і підземні спорудження, не пов'язані з видобутком корисних копалин, підлягають ліквідації або консервації після закінчення строку дії ліцензії або при достроковому припиненні користування надрами.

- Ліквідація й консервація підприємства з видобутку корисних копалин або підземного спорудження не пов'язаного з видобутком корисних копалин вважаються завершеними після підписання акту про ліквідацію або консервацію органами, що надали ліцензію і органом державного гірничого нагляду.

### ***Держстандарт 17.5.3.04-83***

Загальні вимоги до рекультивації земель.

- Порушені землі повинні бути рекультивовані переважно під рілля й інші сільськогосподарські вгіддя.

- Землі, що рекультивуються й прилягаюча до них територія після завершення всього комплексу робіт повинні являти собою оптимально організований і екологічно збалансований стійкий ландшафт.

### ***Про відкриті гірські виробки***

- формування відвалів і кар'єрних виємків, стійких до зсувів і осипів, захищених від водної й вітрової ерозії шляхом їхнього залісення, залудіння й (або) обробки спеціальними хімічними й іншими матеріалами; забезпечення боротьби з ерозією на відвалах повинне проводитися на основі зональних вимог до протиерозійної організації території відвалів;

- проведення заходів щодо організації концентрованого стоку зливових і технічних вод шляхом устрою спеціальних гідротехнічних споруд;

- очищення або нешкідливе видалення води, що дренує з відвалів води та

мвстити токсичні речовини;

- забезпечення заходів щодо регулювання водного режиму у рекультиваційному шарі порід, що володіють несприятливими водно-фізичними властивостями;

- створення екрана з капіляронеривних або нейтралізуючих матеріалів (пісок, камінь, гравій, плівка й т.п.) при наявності у основі рекультиваційного шару токсичних порід;

### ***Контроль за якістю і своєчасністю виконання робіт***

Зі зняття, зберігання і використання родючого шару ґрунту (рекультивації й відновленню родючості ґрунту), здійснюється:

- Керуючим органом державним фондом надр і іншими спеціально вповноваженими органами;

- Позаштатними суспільними інспекторами по використанню й охороні земель;

- Відповідними службами організацій, що проводять роботи з порушенням ґрунтового покриву або здійснюючих авторський нагляд за реалізацією проектів рекультивації.

### ***Положення правил безпеки***

Проект на експлуатацію, ліквідацію або консервацію шахт (рудників) розробляються відповідно до вимог Кодексу про надра України, Законів України „Про охорону праці”, „Про охорону навколишнього природного середовища”, „Про архітектурну діяльність”, „Про регулювання містобудівної діяльності”, Гірничого закону України.

Гірничі підприємства в період їх будівництва, експлуатації, ліквідації або консервації в обов'язковому порядку забезпечуються обслуговуванням АРС (аварійно-рятувальна служба гірничорятувального напрямку) відповідно до вимог Гірничого закону України.

У разі ліквідації шахт (рудників), небезпечних за газом, необхідно визначати межі зон виділення газу і ступінь їх небезпеки, а також передбачати та виконувати

заходи, що забезпечують контроль за виділенням газу, захист від проникнення його в наземні будівлі та споруди.

У разі ліквідації або консервації шахт (рудників) виконуються заходи із запобігання проривам води, газу або поширенню підземних пожеж в діючі гірничі виробки суміжних з ними шахт (рудників).

Проектування, будівництво, експлуатація, ліквідація або консервація шахт (рудників) з видобування уранових руд здійснюються відповідно до вимог Закону України „Про видобування і переробку уранових руд”.

Ліквідація шахт повинна здійснюватися згідно з вимогами Порядку ліквідації збиткових вугледобувних та вуглепереробних підприємств, затвердженого постановою Кабінету Міністрів України від 27.08.97 N 939 ( 939-97-п ) (із змінами).

#### *Ліквідація гірничих виробок рудників*

1. Ліквідацію гірничих виробок своєчасно відображають на планах гірничих виробок.

2. Вертикальні стволи шахт (рудників) і похилі стволи з кутом нахилу понад 45° засипають породою до рівня земної поверхні або у виключних випадках перекривають двома залізобетонними помостами з металевих балок чи рейок. Один із помостів облаштовують на глибині розташування корінних порід, але не менше ніж 10 м від земної поверхні, другий - на рівні земної поверхні. Виробки, що сполучені зі стволом на горизонтах, перекривають кам'яними, бетонними або породними перемичками. Навколо устя ліквідованого шахтного (рудникового) ствола встановлюють огороження заввишки не менше ніж 2,5 м та влаштовують водовідвідну канаву.

Похилі стволи та інші виробки з кутом нахилу менше ніж 45°, устя яких виходять на поверхню, а також штольні на відстані 4-6 м в глиб від межі корінних порід необхідно перекрити кам'яною чи залізобетонною перемичкою. Устя ліквідованих похилих і горизонтальних виробок закривають цегляними, кам'яними, бетонними або породними перемичками.

Шурфи з кутом нахилу понад 45° незалежно від глибини необхідно засипати.

В умовах слабких та обводнених порід ліквідацію стволів шахт (рудників) та шурфів здійснюють шляхом засипання їх породою з наступним досипанням після усадки.

3. Устя ліквідованих виробок, що мають вихід на денну поверхню, не рідше одного разу на рік оглядає комісія, призначена розпорядчим документом технічного керівника шахти (рудника), зі складанням акта обстеження.

4. Забороняється витягати кріплення зі стволів та інших вертикальних, похилих і горизонтальних виробок під час їх ліквідації.

5. Ліквідація зон обвалень та провалів шляхом засипання здійснюється відповідно до проекту розробки родовища або проекту рекультивації земель після підземної розробки корисних копалин.

#### *Ліквідація гірничих виробок на вугільних шахтах*

1. Ліквідація (погашення) гірничих виробок має здійснюватися за проектами, розробленими відповідно до вимог чинного законодавства і затвердженими головним інженером шахти, які передбачають заходи безпечного ведення робіт, зокрема застосування механізмів під час витягування кріплення. Не допускається витягування кріплення із стволів шахт і інших вертикальних виробок, а також з похилих виробок з кутом нахилу понад 30 град.

Витягування кріплення з горизонтальних і похилих виробок з кутом нахилу до 15 град. має здійснюватися працівниками після проведення спеціального інструктажу з погашенням виробки в напрямі, що має вихід до ствола шахти. Витягування кріплення в похилих виробках з кутом нахилу від 15 град. до 30 град. здійснюється тільки в напрямку знизу вгору.

2. Ліквідація гірничих виробок, що мають вихід на поверхню, повинна здійснюватися за проектом, затвердженим технічним керівником об'єднання або головним інженером самостійної діючої шахти за згодою з територіальним органом Держгірпромнагляду України. Проекти повинні відповідати вимогам чинного законодавства.

На шахтах, прийнятих на ліквідацію, та гідрозахисних шахтах з підземним водовідливом затоплений вироблений простір і виробки, з яких відкачується вода,



можна вважати як водозбірник.

3. Устя ліквідованих виробок, що мають вихід на поверхню, не рідше одного разу на рік (після сходження снігового покриву) оглядаються комісіями шахти під керівництвом головного інженера шахти. Результати огляду оформлюються актом.

Ліквідовані вертикальні виробки, що мають вихід на поверхню, не рідше одного разу на рік повинні контролюватися на величину усадки закладального матеріалу і за величини усадки понад 50 м повинна виконуватися їх дозасипка. Контроль газовиділення через ліквідовані стволи має здійснюватися суб'єктом господарювання - правонаступником або за її дорученням спеціалізованою організацією відповідно до вимог чинного законодавства.

4. Ліквідовані гірничі виробки повинні бути своєчасно відображені на планах гірничих виробок. Результати виконання проектів ліквідації виробок і щорічних оглядів ліквідованих виробок оформлюються актами.

### ***Розконсервація вугільних шахт***

1. Розконсервація шахти з метою відновлення її роботи з видобутку вугілля здійснюється за проектом з дотриманням вимог промислової безпеки, охорони надр і навколишнього природного середовища. Проектні організації зобов'язані здійснювати авторський нагляд за виконанням проектних рішень під час розконсервації шахти.

2. У проекті розконсервації шахти мають бути відображені стан гірничих виробок, виробничих і санітарно-побутових будівель, споруд, водовідливних і вентиляторних установок та іншого стаціонарного обладнання.

3. У проекті визначаються види, послідовність і способи виконання робіт з розконсервації шахти. Проект має містити, зокрема:

- а) результати проведення технічної експертизи основних фондів підприємства, що розконсервується, з оцінкою можливості його подальшого використання;
- б) заходи щодо безпечної розконсервації шахти;
- в) заходи щодо розкриття ізоляції гірничих виробок;

- г) заходи щодо організації сталого провітрювання гірничих виробок;
- д) методи відновлення гірничих виробок до проектних перерізів;
- е) заходи щодо організації і монтажу обладнання, необхідного для відновлення гірничих виробок.

### ***Використання гірничих виробок у народному господарстві.***

Існує розхожа думка, що об'єкти геологічної й гірничо-індустріальної спадщини – це апріорі предмет музейної, освітньої й туристичної діяльності. Однак практика й тенденції експлуатації підземного простору розвинених країн і тих, що розвиваються, в економічному плані свідчить про набагато більш гнучкий стан справ у даному питанні.

Гірничі виробки відпрацьованих вугільних, рудних, гіпсових, соляних і інших шахт, тунелі в скельних породах – придатні для пристосування під підземні сховища, підприємства з виробництва продуктів харчування в підземних умовах, лікувальні установи й інших потреб народного господарства вважаються у США, Китаї, Японії й багатьох країнах ЄС.

Значний внесок у вивчення питань вторинної експлуатації відпрацьованих підземних гірничих виробок внесли провідні вчені, такі, як Deffaut P., Marin G., Woodard D., Ярунін С.А., Малкін А.С., Пучків ЛА., Иофис М.А., Попов В.Н., Закоршмений І.М., Абрамкін Н.І., Шищіц І.Ю.

Одна з важливих переваг подібних підземних споруджень – відсутність вібраційного фону (при глибина понад 25-50 м), шумів, мікроклімат (у т.ч. сприятливий пиловий режим).

Завдяки цьому під землею найбільш доцільне розміщення заводів точного приладобудування, електроніки й спеціального машинобудування (Чилі, Гренландія, США).

Усе ширше й ширше використовуються підземні спорудження для об'єктів міського господарства. Підземні спорудження стали невід'ємною частиною великого міста.

Комплексна забудова підземного простору великих міст дозволяє раціонально використовувати наземні території, сприяє впорядкуванню транспортного обслуговування населення й підвищенню безпеки дорожнього руху, знижує вуличний шум і забруднення повітря вихлопними газами автомобілів, сприяє підвищенню художньо-естетичних якостей міського середовища.

Підземні сховища промислових товарів влаштовують у гірничих виробках, де економічно доцільно підтримувати постійну відносну вологість повітря. Площа сучасних сховищ у підземних спорудженнях досягає декількох десятків тисяч м<sup>2</sup>. Так, склад медикаментів у штаті Міссурі (США) займає площу 18,5 тисяч м<sup>2</sup>.

Підприємство з виробництва продуктів харчування в підземних умовах розміщають головним чином у гірничих виробках відпрацьованих шахт. У цих підземних спорудженнях особливо ефективно вирощування печериць (загальне світове виробництво близько 1 млн. тонн у рік), овочевих культур, квітів, а також риби.

Стабільність температури навколишнього середовища й вологості в приміщеннях, висока пожежна безпека, зручність охорони й т.п. послужили основою розміщення у підземних спорудженнях що споруджуються як у звичайних, так і в багатолітньомерзлих породах) сховищ швидкопсувних харчових продуктів.

Одне з найбільших підземних споруджень подібного роду — склад-холодильник поблизу г. Канзас-Сіті (США), розміщений у підземних гірничих виробках вапняних порід (корисна площа підземних споруджень близько 5 га).

При цьому витрати на будівництво підземних сховищ швидкопсувних харчових продуктів становлять 30-35 відсотків вартості наземних складів (у тому числі й холодильників) тієї ж місткості. Доводяться вони в основному на спорудження підхідних виробок і транспортних комунікацій. Про це свідчить практика розміщення сховищ Росрезерву у відпрацьованих підземних гірничих виробках .

Підземні лікувальні установи розташовують у виробках великого поперечного перерізу (камери) відпрацьованих шахт. Доцільність створення підземних медичних установ подібного роду обумовлена відносною сталістю тиску, вологості

й температури повітря, обмеженим впливом магнітного поля, відсутністю бактеріальної флори, сонячної радіації, шуму, природньою інгаляцією (завдяки насиченості середовища хімічними елементами).

Підземними об'єктами туризму є печери, що мають форму галерей, гротів, залів. У них також обладнаються концертні зали (печера Агтелек в Угорщині, місткість 1,5 тисяч людей, печера Грот-Жейта в Лівані, 10 тисяч людей), музеї у печері Мацоха в Чехії, камери соляної шахти «Артемсіль» на сході України й ін.)

Більші масштаби спелеологічної діяльності й практичного використання печер у США обумовили формування спеціального напрямку – печерного менеджменту, що охоплює наукові, екологічні, інженерні, управлінські, економічні аспекти освоєння печер. Щодо цього досвід США являє більшу цінність для інших, менш багатих країн миру.

Особливе місце серед підземних споруджень займають підземні об'єкти оборонного призначення, які створюються в спеціально проведених виробках стволового типу, підземних камерах як одиничних, що так і з'єднуються горизонтальними виробками.

У Китаї створена так звана «Велика підземна стіна» величезного обсягу в підземних порожнинах якої зберігається весь ядерний боєзапас Піднебесної.

Світовий досвід багатьох країн показує, що доцільніше відпрацьовані гірничі виробки використовувати вдруге.

Використання підземних гірничих виробок, що не беруть участь у видобутку корисної копалини, може дати істотний дохід, а також територія де вони розташовані, якщо організувати контроль над їх спелео ресурсом і проводити селекцію їх відвідувачів.

Також одним з напрямків використання підземних гірничих виробок є виробництво теплової енергії. Як відомо навіть у морозні часи з шахти виходить тепле відпрацьоване повітря.

Ефективність вторинної експлуатації підземного простору, полягає у раціональному використанні наступних факторів :

- відносно стабільні кліматичні характеристики (температурно-вологісний режим);
- ізолювання простору від різного роду поверхневих впливів (шум, вібрація, радіоактивність і т.д.);
- відносна герметичність, а також здатність утримувати теплову й інші види енергії;
- вплив об'єкта, розташованого під землею, на навколишнє середовище значно нижче й у кращому ступені може контролюватися;
- підземні спорудження практично не вимагають витрат на зовнішню обробку, служать на порядок довше за часом і вимагають набагато більш низьких експлуатаційних витрат, чим поверхневі;
- підземний простір у ряді випадків легше освоювати, чим поверхневий.

Для відпрацьованих підземних гірничих виробок можна запропонувати величезну кількість варіантів експлуатації. Тому одним з головних питань вторинного використання відпрацьованих гірничих виробок є вибір варіанта їх використання.

Однак при реалізація обраного напрямку використання можна зіштовхнутися з рядом серйозних ризиків в області безпеки, одним з яких є втрата стійкості виробки.

Внаслідок цього одним з найважливіших факторів для оцінки можливості вторинного використання відпрацьованої підземної гірничої виробки є прогноз її стійкості, де останнє слово належить професійному експертному співтовариству.

## ЛЕКЦІЯ № 16. ТЕХНОЛОГІЧНІ ЗАХОДИ ПО ЗНИЖЕННЮ ЕКОЛОГІЧНОГО НАВАНТАЖЕННЯ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ РОДОВИЩ.

### *Вплив видобування корисних копалин шахтним способом*

Вплив на довкілля підземних способів розробки корисних копалин різноплановий: це і вплив на літосферу, забруднення гідросфери та атмосфери. В процесі підземного видобування корисних копалин відбувається осідання поверхні землі. Западини, що утворюються, заповнюються водою. Наприклад, в Прикарпатті в процесі розробки родовищ калійних солей утворилися водойми глибиною до 3 метрів. Видобуток мінеральної сировини призводить до зміни оточуючого ландшафту за рахунок нагромадження гірничих мас (відвали, терикони). Шахтні породи в териконах схильні до самозагоряння, що призводить до теплового забруднення повітря атмосфери та хімічного забруднення продуктами горіння. Інтенсивні підземні гірничі роботи призводять до деформації товщ порід, які лежать вище, і зсування земної поверхні, яке проявляється в утворенні мульд зсування і осідання. Вертикальне зсування (зрушення) буває найбільш інтенсивним для суцільних систем виймання корисних копалин. У середньому загальна величина осідання складає 25% і більше від потужності покладів, які виймаються. Зрушення гірських порід і утворення мульд зсування і осідання обов'язково враховуються в процесі проектування та будівництва наземних споруд. Загальна характеристика впливу на довкілля від розробки родовищ корисних копалин підземним способом складається з наступних елементів:

- зміна напруженого стану масиву та техногенні рухи землі;
- осідання і провали на поверхні землі;
- забруднення земель під териконами;
- зміна режиму і складу поверхневих вод та забруднення водоймищ шахтними водами;
- осушення території, фільтраційні ущільнення ґрунтів, прориви пливунів;
- активізація карстових суфозних процесів;

- забруднення водоймищ від водної ерозії териконів;
- активізація мерзлотних процесів;
- активізація фізико-хімічних процесів (окиснення, вилугування);
- зсувні деформації на схилах;
- зміна температурного поля;
- забруднення атмосфери шахтним повітрям;
- забруднення атмосфери газами, що виділяються з териконів та складів корисних копалин;
- забруднення мінеральним пилом при вітровій ерозії відвалів;
- забруднення ґрунтів при водній ерозії;
- забруднення надр і підземної гідросфери при підземному похованні токсичних відходів радіоактивних речовин.

Зрушення гірських порід і осідання земної поверхні характерні для багатьох родовищ України, особливо Донецького та Львівсько-Волинського вугільних басейнів. Як відмічалось раніше, підземна розробка зумовлює зсування земної поверхні і утворення мульд осідання. В таких мульдах нерідко знаходяться цілі житлові мікрорайони. В процесі підземної розробки покладів корисних копалин, які знаходяться на глибині 50 – 100 м, зсування товщі порід в мульді досягає поверхні землі через 8 – 15 днів. Якщо основна покрівля представлена стійкими до осідання породами, то таке зсування може відбутися через 3 – 4 місяці. Провали над відпрацьованими вугільними або рудними пластами сягають 40 – 60 м, довжина їх досягає декілька сотень метрів, а ширина від 20 до 40 м. Специфічними на вугільних родовищах є провали пов'язані з підземними пожежами та вигоранням вугілля. В цих випадках можливе просочування газів в житлові та інші приміщення. Якщо зона зсування співпадає з гірськими схилами, на них внаслідок утворення тріщин та осідання поверхні розвиваються зсуви. Подібні ж зсуви об'ємом до декількох мільйонів кубічних метрів виникають на схилах і у випадку зсування товщ порід над вугільними пластами, що вигоріли.

Для шахтного видобутку основними забруднювачами атмосфери є газопилові викиди з підземних гірничих виробок – рудниковий газ (суміш

атмосферного повітря з різними газоподібними та пиловими домішками, що виділяються з порід чи з шахтних вод). З підземних гірничих виробок в атмосферу щорічно надходить більш 200 тис.т пилу. У випадку аварійних викидів концентрація газопилових домішок у рудниковому газі багаторазово зростає. Деяка кількість метану в процесі дегазації шарів піднімається тріщинами до земної поверхні, безпосередньо забруднюючи атмосферне повітря. Щорічно в Донбасі (364 шахти) викидається в атмосферу 3870 млн.м<sup>3</sup> метану і 1200 млн.м<sup>3</sup> вуглекислого газу. Забруднення атмосфери газопиловими викидами відбувається також в процесі ерозії, окислюванні та горінні породи у відвалах. У відвалах крім породи знаходяться горючі речовини (вугілля, сланці, пірит). Утворюється маса, схильна до окиснення, у результаті якого відбувається її самонагрівання та самозаймання. На цей процес впливає не тільки склад, але і будова відвалів. Найбільш сприятливі умови для самозаймання створюються на териконах та хребтових відвалах, у яких горючі речовини накопичуються у верхній частині відвалу, де є достатній приплив повітря. Горіння породи на діючих відвалах носить осередковий стійкий характер. Температура в зоні горіння досягає 800 – 1200°С. Величина газовиділення з палаючих діючих та недіючих відвалів різна. Від одного палаючого терикона середнього обсягу, що містить вуглевідходи з низьким вмістом сірки (0,4 – 1%) за одну годину в атмосферу викидається більш 89 кг SO<sub>2</sub> і 25 кг CO.

Гірничі розробки призводять до збільшення стоку рудникових та шахтних вод, які несуть значну кількість забруднень: хлористі сполуки, сірчану кислоту, розчинні солі заліза, марганцю, міді та ін. Особливо небезпечними є важкі метали Cd, Mo, Ni, Zn, Va, Be, Hg, As, Se, Pb. Великі обсяги стічних вод, що утворюються в процесі гірничих робіт, зв'язані з високою водоємністю розроблювальних вугільних родовищ.

В процесі видобування корисних копалин забруднюється атмосфера – внаслідок забруднення її шахтними газами (в основному метаном), гідросфера – внаслідок забруднення її шахтними водами та літосфера – внаслідок складування порід, які видобуваються із шахт в вигляді териконів. Найбільш ефективним



способом попередження забруднення атмосфери метаном може бути дегазація пластів, збір шахтного газу та використання його у технологічних цілях (головним чином спалюванням).

Шахтні води – це мінералізовані підземні води, які забруднені завислими речовинами і бактеріальними домішками. Хімічний склад підземних вод формується під впливом солей, які вимиваються з порід в процесі інфільтрації поверхневих вод. До специфічних забруднювачів водних басейнів України підприємствами вугільної промисловості відноситься скид високомінералізованих вод (1,9 млн. м<sup>3</sup>/добу) в поверхневі водоймища і водостоки, а також накопичувані, де води шахтного водовідливу і збагачувальних фабрик відстоюються. Об'єм шахтних та кар'єрних вод, що відкачуються в процесі видобутку вугілля, складає майже 600 млн. м<sup>3</sup>/рік, тоді як на господарсько- виробничі потреби підприємств галузі і для інших споживачів використовується тільки 250 млн. м<sup>3</sup> (40%). У зв'язку з незадовільним очищенням шахтних вод в річках щорічно розчиняється понад 1 млн. т мінеральних солей. Забруднення довкілля шахтними водами попереджується встановленням сучасних очисних споруд, в яких реалізуються високоефективні технології очищення.

У Донецькому гірничопромисловому регіоні налічується 1186 териконів, із яких 390 горять. Об'єм гірничих порід у териконах та відвалах становить близько 1 км<sup>3</sup>. У межах Донбасу терикони, що горять, щодобово викидають 162 т шкідливих газів (H<sub>2</sub>S, SO<sub>2</sub>, CO й ін.). У Львівсько-Волинському гірничопромисловому регіоні налічується 20 териконів, під якими зайнято 1400 га якісних родючих земель. Породні відвали є фактором інтенсивного забруднення ґрунтів, повітря, поверхневих та підземних вод. Навколо териконів спостерігаються підвищені концентрації таких елементів, як кобальт, нікель, молібден, барій і свинець. Навіть на відстані 1-3 км від териконів виявлено підвищені концентрації миш'яку, цинку, кадмію, ртуті, фосфору.

Рекультивация териконів, які є фактором інтенсивного забруднення ґрунтів, повітря, поверхневих та підземних вод, є досить актуальною проблемою сьогодення. За обмежених фінансових можливостей, ліквідації значної кількості

шахт, реалізації природоохоронно-реабілітаційних заходів та ін., важливого значення набуває наукове забезпечення пріоритетних за еколого – економічними критеріями природоохоронних заходів. Озеленення териконів – досить затратний природоохоронно-реабілітаційний захід який проводиться не на кожному вуглевидобувному підприємстві. Тому на даний час кількість озелених териконів досить незначна. Залісені терикони шахт: "Червоногвардійська", № 6-14 (м. Червоногвардійськ), ім. Орджонікідзе та ін гармонійно поєднуються з навколишнім ландшафтом. На териконі шахти № 6-14 (м. Червоногвардійськ) (Советська дирекція ліквідації шахт) проводились вибухові роботи. Внаслідок цього залишилися незвичайної форми відвальні утворення. Науковці Донецького мед університету здійснили озеленення цього породного відвалу, прокладені доріжки для оздоровлення хворих на легені та дихальні шляхи. На залісеному териконі шахти ім. Орджонікідзе створено сприятливі умови для існування тваринного світу. Тут водяться зайці, фазани та інші тварини. Деякі терикони самоозеленюються, але таке озеленення відбувається протягом десятків років, тому є не досить ефективним. На багатьох вуглевидобувних підприємствах (ш. "Червоний Профінтерн", ш. "Червоний Жовтень" та ін.) породні відвали є отерасованими, а кошти на їх озеленення не виділяються.

Одним з напрямків запобігання створення шахтних териконів – залишення пустої вийнятої породи під землею. Це дозволяють здійснити такі рішення:

- застосування систем розробки з закладанням відпрацьованого простору;
- проведення пластових виробок широким вибоєм.

### ***Охорона довкілля при геотехнологічному видобуванні корисних копалин.***

Застосування геотехнологічних способів видобутку корисних копалин дозволить помітно знизити їх негативний вплив на природне середовище. Геотехнологічний видобуток не пов'язаний зі значними порушеннями ландшафту і витяганням на поверхню величезних мас гірських порід, а використання кінцевих

продуктів геотехнологічної розробки не пов'язано з утворенням шкідливих речовин і витрачанням кисню. Все це дало підставу вважати геотехнологічний видобуток корисних копалин екологічно чистим. Однак слід зазначити, що при невірному інженерному вирішенні геотехнології технічних питань видобутку, очищення, транспортування, утворення й утилізації природних і штучних реагентів природному середовищі може бути завдано серйозної шкоди. Тому природоохоронні заходи мають стати неодмінною складовою частиною геотехнології.

Практично всі геотехнологічні способи розробки родовищ корисних копалин зосновані на використанні численних свердловин, які незалежно від призначення можуть розкривати кілька водоносних горизонтів. Концентрація хімічних сполук і мінеральних солей в робочих і технологічних продуктивних розчинах набагато перевищує гранично допустимі норми в природних водах. Соління розчинів з водоносними горизонтами або їх будь-який вилив на поверхню – грубе порушення вимог до чистоти довкілля. Велику небезпеку становлять роботи, пов'язані з купчастим вилуговуванням урану зі старих відвалів. Бідні та позабалансові руди за кілька років зберігання у відвалах втрачають значну частину урану внаслідок вилуговування та виносу в навколишнє середовище дощовими та талими водами. Тому всі позабалансові руди при розробці уранових родовищ слід складувати на гідроізольовані майданчики, а уранові розчини, що сформувалися під дією атмосферних опадів, аналізувати і при високих концентраціях урану утилізувати.

При свердловинному підземному вилуговуванні забрудненню піддаються в основному проникні породи в результаті порушення цілісності обсадної колони труб і неякісного тампонажу кільцевого затрубного простору. Можливо забруднення водоносних горизонтів за контурами відпрацьовуваних ділянок внаслідок розтікання реагентів витравлення і продуктивних флюїдів. Основними джерелами забруднення ґрунтового шару на ділянках підземного вилуговування є:

– витік технологічних розчинів при розривах трубопроводів при порушенні технології відкачування-закачування розчинів, кольматації фільтрів і

прифільтрових зон свердловин, а також неправильному проектуванні і зупинки гирлового обладнання;

– скидання розчинів і суспензій при чищенні технологічних свердловин.

Технологічні розчини, які добувають при прокачуванні, збираються в пересувні ємності, а потім зливаються в оборотну систему. У процесі експлуатації родовища за допомогою спостережних свердловин проводиться систематичний контроль за розтіканням розчинів у продуктивному водоносному горизонті.

Основна умова запобігання забруднення підземних вод це знання закономірностей протікання процесів переведення корисного компонента в розчин, спрямованості і зміни (підвищення) концентрації спостереження регламенту технологічних процесів, гідродинамічної рівності закачування, витравлення і відкачування продуктивних розчинів. Якісно виконана ізоляція при спорудженні свердловин, тобто цементация каналу затрубного простору – важливий захід, що запобігає перетіканню робочих і продуктивних розчинів у суміжні горизонти. У практиці особлива увага приділяється контролю технологічного процесу вилуговування. Для цього бурять мережу свердловин для спостереження, що дозволяє систематично стежити за переміщенням робочих і продуктивних розчинів за межі відведеного контуру вилуговування, появою рідких флюїдів та їх осадків в підземних водоносних горизонтах і поверхневих водоймах. За необхідності води відпрацьованого ділянки нейтралізують вапнуванням.

З метою запобігання забруднення земної поверхні технологічними розчинами перед початком експлуатації ряду свердловин з ділянки знімають поверхневий родючий шар ґрунту по всій довжині ряду експлуатаційних свердловин на ширину 4 – 5 м і глибиною 40 – 50 см. Після відробки запасів на ділянці (4 – 5 років) родючий шар ґрунту укладають на колишнє місце. При надійній герметизації трубопроводів і високому рівні організації служби експлуатації на ділянках можна обмежитися зняттям верхнього шару ґрунту лише поблизу свердловин, коли відстань між ними перевищує 12 – 15 м.

Спосіб підземного вилуговування через свердловини повністю виключає будь-які джерела пиловиділення і в десятки разів зменшує забруднення атмосфери,

наприклад, радіоактивними речовинами. Невеликим джерелом виділення радону є відкачуваль свердловини. При ерліфтному способі підйому розчинів поблизу свердловин утворюється невелика аерозольна хмара, що складається з розпорошених частинок розчину і газоподібних продуктів, включаючи радон.

Деяка кількість радону і короткоживучих продуктів його розпаду відразу ж після викиду в атмосферу розсіюється, втрачає свою активність і реальної небезпеки надалі не становить. Таке аерозольне забруднення не перевищує допустимих меж. Відкачування розчину зануреними насосами замість ерліфтів ліквідує розпорошення продуктивного розчину, створює можливість герметизації відкачних свердловин і, як наслідок, різко скорочує виділення в атмосферу радону.

При підземному розчиненні солі основна проблема запобігання забрудненню навколишнього середовища пов'язана зі зниженням і знешкодженням відходів наземної переробки розсолів. При переробці їх електролізом як товарних продуктів одержують лугу або вуглекислі солі. Викиди газоподібного хлору поглинають лужними агентами приотриманним в якості продукту гіпохлориту кальцію. Об'єми одержуваних при цьому розчинів хлоридних солей невеликі і після розведення підлягають скиданню.

У процесі підземної виплавки сірки масив виплавлених сірковмісних руд руйнується, при цьому земна поверхня плавно прогинається або під дією температурного розширення порід і тиску теплоносія піднімається на висоту до 2,6 м. Максимальне підняття відбувається в районі, де ще відсутня розвинена зона плавлення, осідання порід в якій могло б компенсувати підняття. Найважливіше значення при підземній виплавці сірки має захист від забруднення атмосфери, підземних і поверхневих вод. Технологія видобування сірки пов'язана з відкачуванням і скиданням пластових вод і теплоносія. Відкачувані води характеризуються високою мінералізацією. Високомінералізовані стічні води утворюються також при регенерації фільтрів котельні та відкачуванні продуктів реакції соляно-кислотної обробки при підготовці сіркодобувних свердловин до експлуатації. Розсоли, які скидаються спільно з відкачуваними пластовими водами, порушують водно-сольовий баланс річок і призводять до перевищення

концентрації в них нормованих інгредієнтів. Тому відкачувані води повинні подаватися на установку очищення від сірководню, потім у ставки-накопичувачі. Очищення від сірководню проводиться методом підкислення з подальшим повітряним обдуванням і окисненням сірководню. Такий спосіб очищення нерідко викликає труднощі через мінливість вмісту сірководню у відкачуваних водах, а також необхідності використання дефіцитних реагентів.

Відсутність закритої системи водовідливу призводить до забруднення повітря сірководнем в районі сірковидобувного поля, ставків-накопичувачів і санітарної захисної зони.

Забруднюють повітря, порушують нормальні робочі умови і призводять до безповоротних втрат теплоти неорганізовані викиди з грифонів і внутрікустових свердловин, виливів гарячого відпрацьованого теплоносія. Причина цих викидів – порушення порядку і режиму введення свердловин в експлуатацію і водовідлив, тобто недосконалість експлуатації родовища. Найбільш радикальний шлях захисту поверхневих вод від забруднення підземної виплавки сірки – максимальне використання відкачуваних вод у технологічному процесі виплавки сірки. Економічно підготувати стічні води для повторного використання, ніж довести їх склад до показників, що допускають скидання. Виключивши необхідність глибокого очищення стічних воді отримавши економію свіжої води, забезпечують можливість утилізувати теплоту при повторному використанні вод, відкачуваних і виливних з пласта з температурою 40 – 90 °С.

Застосування підземної газифікації вугілля для розробки вугільних родовищ, що залягають на невеликій глибині, пов'язане з серйозними труднощами охорони повітряного басейну. При газифікації вугільних пластів на глибині до 50 – 70 м спостерігаються витoki газу під дією статичного тиску і високої (понад 1000 °С) температури в осередку горіння. Фільтруючись через товщу порід, газ виходить на поверхню. Для зменшення витоків необхідно підтримувати в підземному газогенераторі мінімальний тиск і рекультивувати земну поверхню, заповнюючи виникаючі тріщини глинистими породами. Перспективи розвитку підземної газифікації вугілля із забезпеченням вимог екології пов'язані з розробкою родовищ

на великих глибинах, де основна увага повинна бути приділена запобіганню забруднення підземних вод фенолами.

### ***Забруднення вод при бурінні свердловин.***

Основними джерелами забруднення у початковий період створення геотехнологічного підприємства з видобування корисних копалин є будівельна техніка та автотранспорт, пересувні генератори. Кількість газів, що виділяються в процесі буріння глибоких свердловин, складає 2-3 м/сек і більш, тобто 260000 м<sup>3</sup>/добу. У складі цих газів присутні вуглеводні (0,5%), альдегіди (до 0,008%), бензопірен (до 10 мг/м<sup>3</sup>).

З екологічної точки зору вибурені породи є серйозно проблемою, оскільки за середньої глибини свердловин 2500 м на поверхню витягається 350 м<sup>3</sup> ґрунту, а за глибини 5000 – 6000 м – 800 м<sup>3</sup> (при видобуванні газу та нафти, сланцевого газу та нафти). Ці породи складаються у виді відвалів поблизу свердловини, сильно забруднені буровими розчинами і нафтопродуктами.

Потреба у великій кількості води в деяких випадках зумовлює необхідність розташування підприємств поблизу водойм, в свою чергу, вимагає заходів з захисту водних об'єктів від забруднення. Зі стічними водами у водойми потрапляють значні кількості нафтопродуктів, фенолів, сульфатів, хлоридів, сполук нітрогену, солей важких металів. Взаємодія з гідросферою характеризується порушенням водообороту, викидами стічних вод і їхньою підвищеною температурою, споживанням води буровими установками, компресорними станціями. Середньодобова витрата води на одну свердловину, що буриться, складає 100 -120 м<sup>3</sup>. в процесі буріння утвориться 25 – 40 м/сут стічних вод.

В технології використовується ряд хімічних реактивів:

– для бурових розчинів. Для "змащення" і промивання колон свердловин під час буріння використовують розчини амінів, ПАВів, полімерних речовин;

– для обробки привибійної зони шару з метою збільшення нафтовіддачі використовують розчини кислот (соляна, плавикова, оцтова), ПАВів, полімерів, комплексонів, органічні розчинники;

– для боротьби з корозією, відкладенням солей, асфальтів, смол, парафінів використовують розчини лугів, фторорганічних сполук, органічні розчинники.

Таблиця 16.1

Характеристика бурових стічних вод (БСВ), відпрацьованих бурових розчинів (ВБР) і бурових шламів (БШ)

Показник	БСВ, мг/л		ВБР	БШ
	системи підтримки пластового тиску	системи скиду на рельєф місцевості		
Зважені речовини	-	2500-28000	+	+
pH		7,2-12,4		
Нафта та нафтопродукти		25-1100	+	+
Ca <sup>+2</sup>	+	120-2500	+	+
Mg <sup>+2</sup>	+	20-300	+	-
Fe загалом	+	5-75	+	+
Sn <sup>+2</sup>	-	+	+	+
Pb <sup>+2</sup>	-	+	+	-
Ba <sup>+2</sup>	-	+	+	+
Na <sup>+</sup> , K <sup>+</sup>	-	300-18000		+
Cl <sup>-</sup>	+	270-19000	+	+
SO <sub>4</sub> <sup>-2</sup>	+	200-2900	+	+
Азот амонійний	-	+	-	-
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	+	-	-
H <sub>2</sub> S	+	-		-

*Розвідка та видобуток сланцевих газів* методом гідравлічного розриву (фрекінгу) в Україні може призвести до значного погіршення довкілля, що спричиняється можливістю виникнення ряду екологічних проблем:



1. З одного боку, для буріння і експлуатації свердловин (нагнітання рідини в пласт) необхідні великі обсяги води. З іншого боку, великі обсяги рідин після буріння і експлуатації необхідно скидати, що викликає необхідність спорудження ефективних очисних споруд, які б забезпечили необхідний рівень очищення.

2. Для утилізації відходів буріння свердловин необхідне спорудження полігонів для захоронення вибуреної породи та шламу. Відповідно необхідно передбачити запобіжні міри проти забруднення земельних ресурсів в процесі виносу породи і шламу на поверхню.

3. Необхідне проведення системних досліджень сейсміки, геологічної стабільності, стійкості та екосистемної рівноваги регіонів. Слід науковими дослідженнями доказати, що застосування фрекінгу не спричинить порушення стабільності зсувних ділянок та негативного впливу на стан інженерних споруд, в першу чергу магістральних нафто- та газопроводів, не приведе до втрати екрануючих властивостей водотривких товщ та неконтрольованого поширення фрекінгових рідин та газів у геологічному середовищі.

### Список використаної літератури:

1. Жигалов М.Л., Ярунин С.А. Технология, механизация и организация подземных горных работ. Учебник для ВУЗов, М.: Недра, 1990. – 422 с.
2. Технологія строительства горніх підприємств / А.Г.Гузеев, А.Г.Гудзь, А.К.Пономаренко. – К.; Донецк: Вища шк. Головное изд-во, 1986. – 392 с.
3. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин. Частина I. / Під заг. ред. Дорохова Д.В. – Донецьк: РВВ ЖДТУ, 2005.
4. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин. Частина II. / Під заг. ред. Дорохова Д.В. – Донецьк: РВВ ЖДТУ, 2005.
5. Фізико-хімічна геотехнологія: навч. посібник / М.М. Табаченко, О.Б. Владико, О.Є. Хоменко, Д.В. Мальцев – Д.: Національний гірничий університет, 2012. – 310 с.



